



Komeko 2015



Instytut Techniki Górniczej

**INNOWACYJNE I PRZYJAZNE
DLA ŚRODOWISKA
TECHNIKI I TECHNOLOGIE
PRZERÓBKİ SUROWCÓW
MINERALNYCH**

BEZPIECZEŃSTWO - JAKOŚĆ - EFEKTYWNOŚĆ

Gliwice 2015



KOMEKO 2015



INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ

Praca zbiorowa

INNOWACYJNE I PRZYJAZNE DLA ŚRODOWISKA TECHNIKI I TECHNOLOGIE PRZERÓBKİ SUROWCÓW MINERALNYCH BEZPIECZEŃSTWO – JAKOŚĆ – EFEKTYWNOŚĆ

Monografia

Redakcja naukowa:

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

Recenzenci:

Prof. dr hab. inż. Stanisław Cierpisz

Prof. dr hab. inż. Adam Klich

Dr inż. Daniel Kowol

Dr inż. Antoni Kozieł

Dr inż. Piotr Matusiak

Dr hab. inż. Jan Sidor, prof. nzw. AGH

Dr hab. inż. Barbara Tora, prof. nzw. AGH

Redaktor techniczny:

Mgr Anna Okulińska

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

ISBN 978-83-60708-85-9

Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

WPROWADZENIE

Model polskiej kopalni węgla kamiennego łączy proces wydobywania z przeróbką mechaniczną. W praktyce, w każdej kopalni funkcjonuje jeden zakład przeróbczy, którego eksploatacja uzależniona jest od przestojów w procesach urabiania, transportu oraz gromadzenia węgla surowego w zbiornikach lub na zwałach. Efektywność przeróbki węgla zależy również od nierównomierności obciążenia głównych węzłów technologicznych oraz braku możliwości efektywnego uśredniania i stabilizacji ilościowo-jakościowej nadawy, wynikającej z warunków górniczo-geologicznych. Praktycznie we wszystkich zakładach przeróbczych wzbogacanie nadawy jest uśredniane w niewielkim stopniu.

Parametrem charakteryzującym urobek węgla jest także jego uziarnienie. W urobku występuje wysoka zawartość klas ziarnowych 0-20mm i 0÷0,5 mm. Pochodną uwarunkowań górniczo-geologicznych jest wysoka zawartość w urobku skały płonnej, dochodząca nawet, do 40%, co rzutuje na jakość produktów handlowych. Najczęściej, jakość węgla nie odpowiada wymaganiom końcowych odbiorców i wymaga wzbogacania.

Poprawa powyższego stanu wymaga ciągłego prowadzenia prac rozwojowych i wdrażania nowoczesnych maszyn, urządzeń i technologii oraz rozwiązań organizacyjnych zmierzających do zmniejszenia udziału drobnych ziaren. Wiąże się to z zastosowaniem nowych technologii urabiania i transportu urobku, ograniczania ilości skały płonnej już na dole kopalni, jak również zmniejszaniem zawartości wilgoci w węglu w procesie zwalczania zapylenia.

W niniejszej monografii zaprezentowano kolejne wyniki prac analitycznych, badawczych i wdrożeniowych poświęconych ww. problematyce, rozszerzonej o aspekty gospodarki odpadami i rekultywacji terenów przemysłowych.

Tematykę zawarto w czterech rozdziałach:

- I Nowoczesne rozwiązania maszyn i urządzeń
- II Sita i przesiewacze w klasyfikacji i odwadnianiu
- III Rozdrabnianie i pobory próbek
- IV Gospodarka odpadami – nowe technologie, zagrożenia – perspektywy zagospodarowania

Należy podkreślić, że prezentowane innowacyjne rozwiązania są odpowiedzią na potrzeby zakładów przeróbczych oraz spełniają wymagania rynkowe i środowiskowe. Potwierdzają to zaprezentowane przykłady wdrożeń maszyn i urządzeń.

Redaktorzy naukowi monografii wyrażają nadzieję, że wzbudzi ona zainteresowanie szerokiego grona pracowników naukowych oraz producentów i użytkowników technik i technologii przeróbczych. Życząc Państwu przyjemnej lektury chcielibyśmy podziękować autorom publikacji, recenzentom i zespołowi redakcyjnemu za wkład pracy w jej opracowanie.

prof. dr hab. inż. Adam Klich
dr inż. Antoni Koziół
Redaktorzy naukowi monografii

Gliwice, marzec 2015 r.

SPIS TREŚCI

Rozdział I

NOWOCZESNE ROZWIĄZANIA MASZYN PRZERÓBCZYCH

1. Oszczędne i innowacyjne urządzenia i systemy stosowane w zakładach przeróbki mechanicznej kopalin – Piotr Myszkowski
2. Nowoczesne osadzarki wodne pulsacyjne typu PROREM w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla LW „Bogdanka” S.A. – Mariusz Osoba, Andrzej Pyc, Grzegorz Gruszka
3. Zwiększenie efektywności działania węzła osadzarkowego Zakładu Przeróbczego KWK „Sośnica-Makoszowy” Ruch „Sośnica” – Piotr Matusiak, Daniel Kowol, Franciszek Suszka, Joachim Król, Jan Szemet
4. Wpływ efektywności układu odbioru produktów w osadzarce na ocenę procesu wzbogacania węgla – Stanisław Cierpisz
5. Wdrożenie systemu sterowania pracą osadzarki BOSS2010 w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla LW „Bogdanka” – Marek Kryca, Władysław Bieńko, Waldemar Sobierajski, Grzegorz Semeniuk, Artur Kozłowski
6. Automatyczny system sterowania węzłem osadzarkowym z ciągłą kontrolą wydłużenia łańcucha przenośnika – Sebastian Jendrysik, Mariusz Latos, Dariusz Jasiulek, Krzysztof Stankiewicz, Andrzej Gawliński
7. Zastosowanie procesu flotacji pianowej do wzbogacania sedymentu – badania laboratoryjne – Daniel Kowol, Michał Łagódka, Piotr Matusiak, Andrzej Gawliński
8. Odsiarczanie i odpopielanie produktu handlowego „Jareł” z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracijnego – Wojciech Sobko, Wiesław Blaschke, Andrzej Fraś

Rozdział II

SITA I PRZESIEWACZE W KLASYFIKACJI I ODWADNIANIU

1. Poprawa możliwości technologicznych oczyszczania wody odciekowej z instalacji odwadniania żużla przy zastosowaniu odśrodkowych sit odwadniających OSO – Jan J. Hyncar, Piotr Pasiowiec, Jerzy Wajs, Barbara Tora
2. Rozbudowa układu klasyfikacji i odwadniania w Zakładzie Przeróbczym PG Silesia na bazie przesiewaczy wibracyjnych produkcji Progress Eco – Piotr Pasiowiec, Jerzy Wajs, Klaudia Bańczyk, Władysław Borkowski, Artur Bogusław, Barbara Tora
3. Badania kinematyki współbieżnego układu wibracyjnego na przykładzie przesiewacza zataczająco-śrubowego – Wojciech Poćwiardowski, Marek Domoradzki, Piotr Wodziński

Rozdział III

ROZDRABNIANIE I POBORY PRÓBEK

1. Młyny walcowe w procesach wstępnego i finalnego rozdrabniania surowców, rud i cementu – Jan Sidor
2. Rozdrabniacz produktów filtracji MR300 konstrukcji ITG KOMAG – Michał Zuba, Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak
3. System automatycznego poboru próbek materiałów sypkich dla EDF Rybnik – Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak, Michał Zuba, Dariusz Greiner

Rozdział IV

GOSPODARKA ODPADAMI – NOWE TECHNOLOGIE, ZAGROŻENIA PERSPEKTYWY ZAGOSPODAROWANIA

1. Surowce deficytowe – studium pozyskiwania – Katarzyna Biel, Beata Witkowska-Kita, Wiesław Blaschke, Anna Orlicka
2. Metale w węglach i produktach ich spalania – Jan J. Hycnar, Barbara Tora
3. Aspekty techniczno-technologiczne możliwości ciągłego wydzielania zanieczyszczeń koloidalnych uwodnionych osadów z wód powierzchniowych kopalń węgla brunatnego – Marek Lenartowicz, Andrzej Pyc, Henryk Giemza
4. Kompozyty z odpadów stosowane w rekultywacji terenów pogórnich – Jolanta Biegańska, Ewelina Kwaśniewska
5. Wybrane problemy i efekty rekultywacji w serbskim górnictwie – Miloš Grujić, Dragana Jelisavac Erdeljan, Miodrag Grujić

STRESZCZENIA – ABSTRACTS

INDEKS AUTORÓW

Oszczędne i innowacyjne urządzenia i systemy stosowane w zakładach przeróbki mechanicznej kopalin

Piotr Myszkowski – PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k.

1. Wprowadzenie

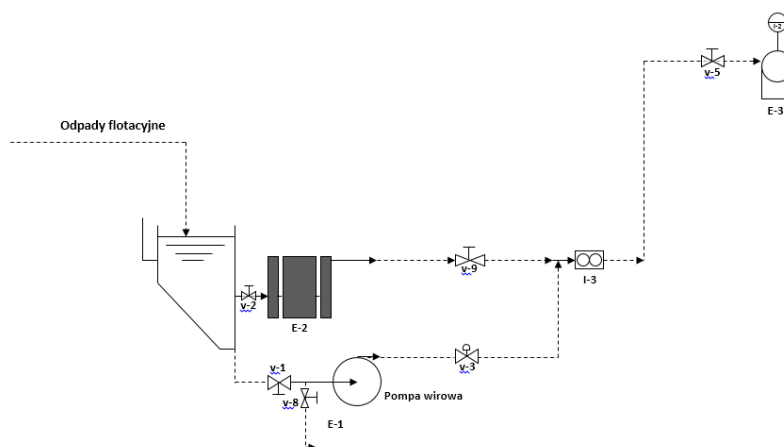
Kryzys, który jest obecny w branży górnictwa węgla wstrząsa rynkiem i powoduje konieczność zmiany dotychczasowych sposobów działania, również w zakładach przeróbki mechanicznej węgla. Nadeszły czasy, w których należy stosować maszyny nie tylko spełniające warunek wydajności oraz jakości produktu, ale przede wszystkim oszczędnej pracy. Powinny one generować stosunkowo niewielkie koszty eksploatacyjne, czyli powinny się charakteryzować niskim zużyciem energii elektrycznej, długą żywotnością wykładzin ściernych, niską lub całkowitą bezobsługowością. Wszystkie te elementy wpływają na koszty przerobu kopalin. Zmniejszenie kosztów ogólnych można osiągnąć poprzez zmianę organizacji pracy oraz stosowanie odpowiednich maszyn i systemów. Zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych osiągnie się poprzez zastosowanie maszyn energooszczędnych, niewymagających lub wymagających w małym stopniu obsługi, które można w prosty sposób zautomatyzować. Znaczne oszczędności można uzyskać także przy zastosowaniu urządzeń o większej wydajności uzyskiwanej z danych gabarytów (np. maszyna o mniejszych wymiarach pracuje z wydajnością jak maszyna większa, lub maszyna o tych samych wymiarach pracuje z większą wydajnością). Oczywiście należy pamiętać, aby w procesie modernizacji parku maszynowego utrzymać lub polepszyć jakość produktu.

W niniejszym rozdziale przedstawiono wybrane węzły technologiczne oraz maszyny, które są szczególnie przydatne podczas eksploatacji nowoczesnego, oszczędnego zakładu przeróbki mechanicznej kopalin.

2. Układ zasilania pras filtracyjnych oparty na zastosowaniu pompy wyporowej tłokowo-membranowej na przykładzie KWK Pniówek [1]

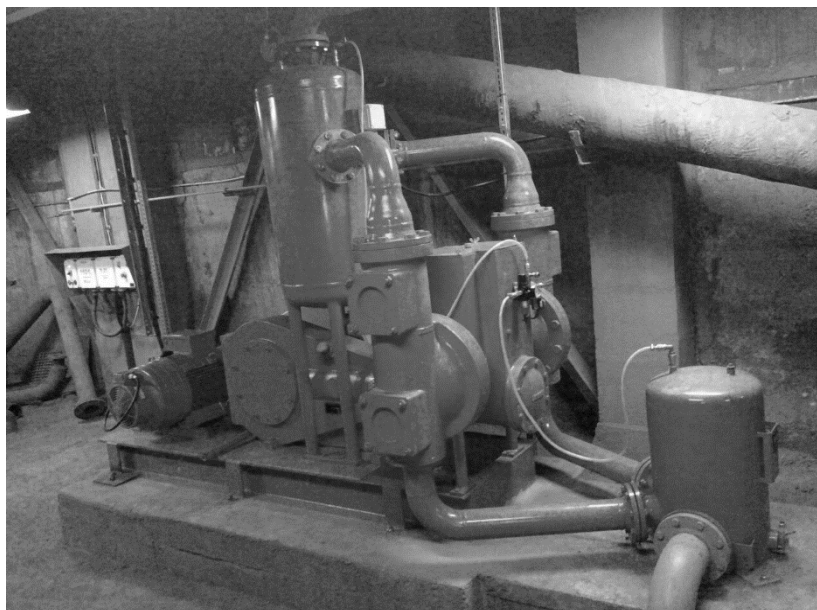
Potrzeba zastosowania innego rozwiązania zasilania pras filtracyjnych niż pompy wirowe, wynikała z wad pomp wirowych, czyli:

- ekstremalnie wysokich kosztów eksploatacyjnych (niska sprawność),
- wycieków z systemu uszczelnienia wału,
- bardzo złych własności przy pracy na niskich przepływach,
- rozrzedzaniu nadawy wodą dławnicową,
- niszczeniem struktury sflokulowanego materiału.



Rys.1. Schemat instalacji pompy wporowej do tłoczenia zagęszczonych odpadów flotacyjnych

Głównym założeniem projektu (rys.1) było dobudowanie do istniejącego układu zasilającego prasy filtracyjnej, który składał się z jednej pompy wirowej (E-1), dodatkowego układu, zawierającego pompę membranową (E-2) firmy ABEL. Pompa membranowa zaopatrywana jest w zawieszinę odpadów flotacyjnych ze wspólnego rząpia. Nowy układ wyposażony jest w zestaw ręcznych zaworów odcinających (v-2, v-5, v9) oraz współpracujący z przetwornikiem częstotliwości przepływomierz (I-3). Na wylocie części tłocznej pompy wirowej zamontowano zawór odcinający z napędem elektrycznym (v-3), który jest zamykany w momencie, gdy pompa membranowa rozpoczyna pracę.

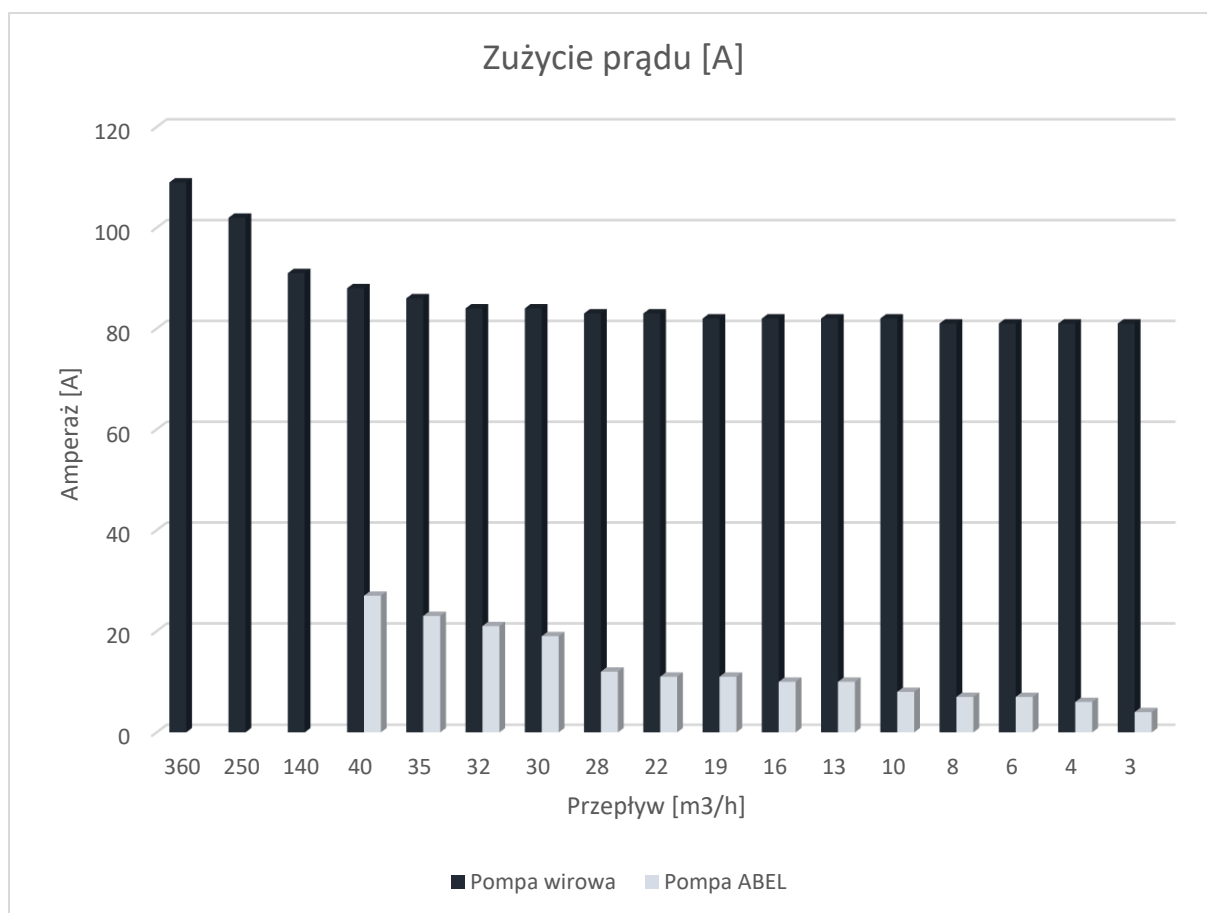


Rys.2. Pompa ABEL typ HMD-G-50-0500

Wyporowe pompy membranowo-tłokowe ABEL charakteryzują się bardzo niskim zapotrzebowaniem na energię elektryczną z powodu znacznie większej sprawności działania. Większe koszty inwestycyjne zwracają się po stosunkowo krótkim czasie z powodu:

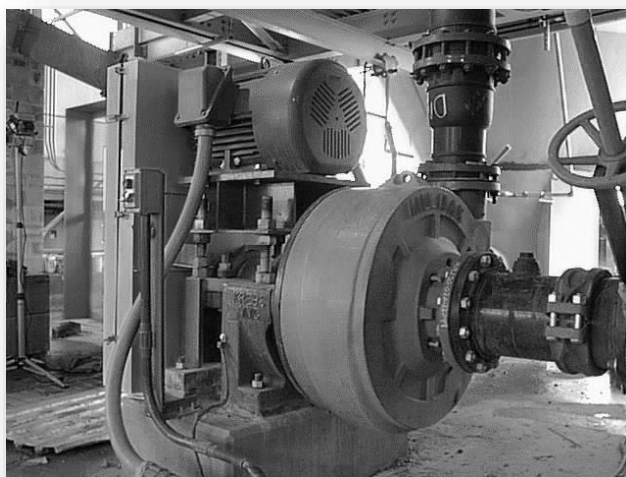
- kilkunastokrotnego mniejszego zapotrzebowania na energię elektryczną,
- braku konieczności uszczelniania wodą dławnicową,
- braku wycieków na zewnątrz,
- możliwości pracy "na sucho" bez ograniczeń,
- bardzo niskiego poziomu "hałasu" generowanego podczas pracy.

Aplikacja w KWK „Pniówek” w pełni potwierdziła wszystkie pozytywne cechy pomp wporowych. Jednak największym zyskiem użytkownika jest kilkunastokrotnie mniejsze zużycie energii (rys.3) oraz cisza panująca w pompowni.



Rys.3. Zużycie prądu pompy wirowej i pompy membranowej.

3. Pompy wirowe KREBS serii MAX [2]



Rys.4. Pompa millMAX

Pompy millMAX™ wyposażone są w opatentowany system uszczelnienia części ssącej. Elementem uszczelniającym jest pierścień dociskowy, który przez cały okres eksploatacji pompy uszczelnia szczelinę pomiędzy częścią ssącą a wirnikiem. Uszczelnienie to likwiduje

nawrót szlamu wewnątrz pompy w kierunku ssania oraz zmniejsza zużycie ścierne powodowane poprzez kruszenie i przepływ części stałych pomiędzy korpusem a przednią stroną wirnika. Eliminacja recyrkulacji wewnętrznej znacznie zwiększa sprawność działania pompy oraz zmniejsza zużycie ścierne wirnika powodowane poprzez turbulencje w otworze wlotowym wirnika pompy. Dodatkowo redukuje się zużycie ścierne po stronie ssania. Elementy komory roboczej zużywają się równomiernie.



Rys.5. Przekrój przez komorę roboczą pompy millMAX

Regulacja szczeliny po stronie ssania a wirnikiem w pompach KREBS millMAX™ **odbywa się podczas normalnego ruchu pompy** (rys.5). Nie ma konieczności zatrzymywania zestawu pompowego, częściowego demontażu i następnie regulacji wirnika. Dlatego pompy KREBS millMAX™ pracują w sposób ciągły od momentu uruchomienia do ich zatrzymania w celu wymiany zużytych elementów.

Żywotność elementów podlegających naturalnemu zużyciu jest zwykle 1,5 do 3 razy dłuższa niż w innych wiodących konstrukcjach dostępnych na rynku.

Należy szczególnie zwrócić uwagę na sprawę oszczędności energii elektrycznej. W praktyce okazuje się, że po zastosowaniu pompy KREBS millMAX uzyskuje się oszczędność energii rzędu 15-25%. Zakładając, że pompa wyposażona jest w napęd np. 100 kW wówczas oszczędności wynikające z zastosowania pomp KREBS typu MAX wyniosą ok. 15 kWh, czyli przy eksploatacji 6000 godz. rocznie oszczędności wyniosą (6000 h x 15 kWh =) 90.000 kWh. Zakładając koszt 1 kWh 0,3 zł, wówczas oszczędności wynikające wyłącznie z zastosowania pompy KREBS wyniosą 27.000 zł na rok! Biorąc pod uwagę wyłącznie zużycie energii elektrycznej, koszt zakupu pompy zwraca się zwykle już po kilkunastu miesiącach eksploatacji. Dodatkowo, uzyskuje się wymierne oszczędności z tytułu mniejszego zapotrzebowania na części (dłuższa żywotność). Niektórzy użytkownicy wymieniają wszystkie pompy w swoich zakładach na pompy KREBS wyłącznie ze względu na mniejsze zużycie energii.

4. Hydrocyklony firmy KREBS [3]

Hydrocyklony znajdują coraz szersze zastosowanie w nowoczesnych zakładach przeróbki mechanicznej kopalin ze względu na prostotę budowy (brak części ruchomych), uproszczenie układów klasyfikacji, a także z powodu ciągłego zaostrzania wymagań dotyczących jakości rozdziału produktów klasyfikacji.

Hydrocyklony jako urządzenia klasyfikujące stosuje się w zakładach wzbogacania jako klasyfikatory wielkości ziarna, np. przygotowanie nadawy do flotacji lub wirówek

odwadniających. Hydrocyklony stosuje się także do zagęszczania zawiesiny lub do wzbogacania.

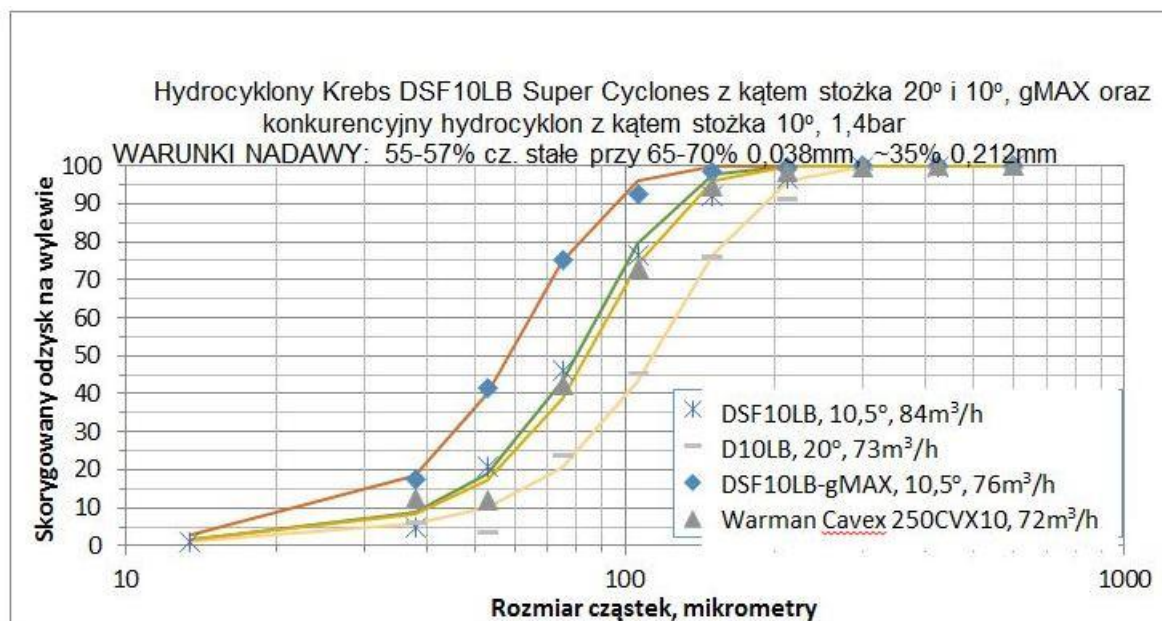
Hydrocyklony KREBS Charakteryzują się najostrzejszą jakością separacji oraz najdłuższymi okresami pomiędzy wymianami zużytych elementów. Oprócz niskich kosztów eksploatacyjnych, hydrocyklony KREBS oferują najmniejsze straty materiału pojawiającego się w niechcianym strumieniu. Hydrocyklony KREBS pracują w wielu kopalniach węgla w Polsce, m.in. w KWK „Zofiówka”, KWK „Budryk”, KWK „Pokój”, KWK „Bolesław Śmiały”, KWK „Chwałowice”, jako klasyfikacja lub zagęszczanie.



Rys.6. Widok hydrocyklonu Krebs DSF10LB-gMAX

Testy laboratoryjne cyklonu typu D10LB-gMAX

Rysunek 7 obrazuje dane uzyskane z testów cyklonów 250 mm (10") o różnej konstrukcji, przy wykorzystaniu próbki wylewu z młyna zmielonej rudy miedzi jednego z producentów w USA. Dla hydrocyklonu Krebs D10LB o stożku 20° wartość $D_{50} = 0,114$ mm. Po zmianie stożka na kąt 10,5° wartość D_{50} obniżyła się do 0,080 mm. Charakterystyka tej krzywej jest bardzo podobna do otrzymanej z testów konstrukcji konkurencyjnej o podobnym kącie stożka. Krzywa dla hydrocyklonu Krebs DS10LB-gMAX wykazuje $D_{50} = 0,059$ mm, co oznacza ponad 40% drobniejsze ziarno niż standardowy D10LB i ponad 20% drobniejsze ziarno niż hydrocyklon o kącie stożka 10,5°. Wszystkie hydrocyklony zasilane były tą samą nadawą i tym samym ciśnieniem.



Rys.7. Krzywa skorygowanego odzysku [1]

5. Układy wzbogacania w cieczy ciężkiej oparte na hydrocyklonach KREBS

Zastosowanie hydrocyklonu wzbogacającego cieczy ciężkiej KREBS umożliwia znacznie uproszczenie, redukcję kosztów eksploatacyjnych, większy odzysk węgla oraz zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych, ze względu na znacznie zredukowaną obsługę samego układu, jak również ograniczenie kosztów remontowych.

Wymagania użytkowników węgla koksowego dotyczące jakości koncentratów (produktu handlowego) powodują, że cały urobek musi być poddawany procesom wzbogacania. W warunkach krajowych sortymenty grube wzbogacane są we wzbogacalnikach z cieczą ciężką, sortymenty miałowe w osadzarkach, a najdrobniejsze metodą flotacji [4]. Sortymenty miałowe i grube mogą być także wzbogacane w cyklonach z cieczą ciężką. Ten ostatni sposób preferowany jest w rozwiązaniach układów technologicznych za granicą, przede wszystkim w Australii, RPA, a także w większości zakładów przeróbczych w USA [4].

W cyklonach z cieczą ciężką wzbogaca się w zasadzie klasy urobku węglowego o wymiarach od 0,5 do 90 mm. Badania pokazały, że maksymalny wymiar ziaren nie może przekraczać 1/3 wymiaru otworu wlotowego cyklonu.

Cyklony z cieczą ciężką pracują z różną dokładnością mierzoną wskaźnikami rozproszenia prawdopodobnego lub imperfekcji. Badania wielkości wskaźnika rozproszenia prawdopodobnego, czy wskaźnika imperfekcji są w warunkach przemysłowych rzadko wykonywane. Na podstawie analiz literaturowych przyjmuje się, że rozproszenie prawdopodobne (E_p) kształtuje się dla cyklonów z cieczą ciężką na poziomie $E_p = 0,02 \pm 0,06$, czasami dochodzi do 0,08. Dla porównania dla osadzarek $E_p = 0,08 \pm 0,24$, ale znane są przypadki, że E_p osadzarek dochodzi do wartości 0,32 [4].

Zatem niekwestionowaną korzyścią z zastosowania cyklonów z cieczą ciężką jest większa dokładność wzbogacania, czyli większy odzysk węgla z nadawy! W warunkach przemysłowych przejawiało się to uzyskiwaniem wyższych wychodów koncentratu z jednostki nadawy przy tych samych parametrach jakościowych. Oznacza to, że z tej samej ilości urobku, dzięki wysokiej dokładności wzbogacania, otrzymuje się większą ilość produktu

handlowego [4]. Przekłada się to na wyższe wpływy z jego sprzedaży, poprawiając efekty ekonomiczne zakładu przeróbczego (zakładu górniczego).

Generalnie można stwierdzić, że istnieje bardzo duża zależność pomiędzy wychodami koncentratów a dokładnością wzbogacania. Przekłada się to wprost na efekty ekonomiczne kopalni. Im niższa ma być zawartość popiołu w koncentracie (produkcie handlowym), tym wyższa musi być dokładność wzbogacania urządzeń przemysłowych [4].

6. Układy hybrydowe do odwadniania produktów przeróbki mechanicznej węgla [5]

Najniższe jednostkowe koszty odwadniania wykazują wirówki sedymentacyjno-filtracyjne. Należy zwrócić uwagę, że nakłady inwestycyjne, związane z zainstalowaniem wirówek są najmniejsze. W przypadku węgla koksowych wirówki generują dodatkowe straty, ponieważ odprowadzany do odpadów materiał znajdujący się w odcieku z części sedymentacyjnej (praktycznie $100\% < 0,045$ mm) wykazuje niską zawartość popiołu (kilkanaście procent).

Zastosowanie tych wirówek dla węgla energetycznego ma dodatkowe korzystne efekty, wynikające ze wzbogacenia odwodnionego mułu, przez wydzielenie wysokopopiołowej frakcji $<0,045$ mm. Dla odwodnienia koncentratu flotacyjnego węgla koksowego, z uwagi na niskie zapopienienie tej frakcji, należy szukać innych rozwiązań, zwiększających efektywność ekonomiczną procesu odwadniania.

W ostatnim czasie firma ANDRIZ wdrożyła z powodzeniem produkcję nowego typu wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych, typu AS11-3. Są to wirówki o ok. 25% lżejsze i łatwiejsze do transportu. Zastosowano w nich szereg zmian oraz usprawnień powodujących, że mogą być one eksploatowane przy wyższych wydajnościach, dochodzących nawet do 60 t/h lub więcej, w zależności od składu ziarnowego nadawy. Wirówka tego typu z powodzeniem jest obecnie eksploatowana w KWK „Sośnica”.

Koszty jednostkowe zastosowania poszczególnych urządzeń odwadniających przedstawiają się następująco [5]:

1. Standardowe wirówki sedymentacyjno-filtracyjne. Jednostkowe koszty odwadniania wynoszą ok. 1,43 USD/1 t koncentratu.
2. Filtr hiperbaryczny wykazuje koszty jednostkowe rzędu 1,25 USD/1 t koncentratu. Należy zwrócić uwagę, że jest to najbardziej ekonomiczne pojedyncze urządzenie, które nie produkuje w ogóle odpadów! Koszty montażu są jednak bardzo wysokie.
3. Prasa filtracyjna wykazuje koszty jednostkowe rzędu 2,0 USD/1 t koncentratu. Należy zwrócić uwagę, że jest to urządzenie, które nie produkuje w ogóle odpadów jednak pracuje w sposób cykliczny. Powoduje to konieczność zastosowania buforów gromadzących materiał oraz specjalnej organizacji pracy. Dodatkowo, niezbędne jest zatrudnienie obsługi, nadzorującej proces odwadniania, a w szczególności rozładunku placków. W celu uzyskania stosunkowo niskiej wilgoci placka należy wykonać przedmuch sprężonym powietrzem, co generuje poważne, dodatkowe koszty, stawiając pod znakiem zapytania zastosowanie pras filtracyjnych do odwadniania koncentratu flotacyjnego węgla. Należy także zastosować dodatkowo membrany, układ do mycia tkanin i system do kruszenia placka filtracyjnego. Koszty montażu są wysokie.
4. Najbardziej ekonomicznym sposobem odwadniania koncentratu flotacyjnego węgla koksowego jest układ kombinowany, złożony z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych wraz z filtrem (prasą filtracyjną), wylapującym części stałe z odcieku z części sedymentacyjnej. Jednostkowe koszty odwadniania wynoszą wówczas (w zależności od zastosowanego układu) poniżej 1,0 USD/1 t koncentratu.

Przy rozpatrywaniu technologii, która może być użyta do odwadniania koncentratu węgla kamiennego, należy kierować się rachunkiem ekonomicznym, biorąc pod uwagę rzeczywisty koszt odwadniania jednej tony materiału, głównie ze względu na masową produkcję. Należy uwzględnić przy tym:

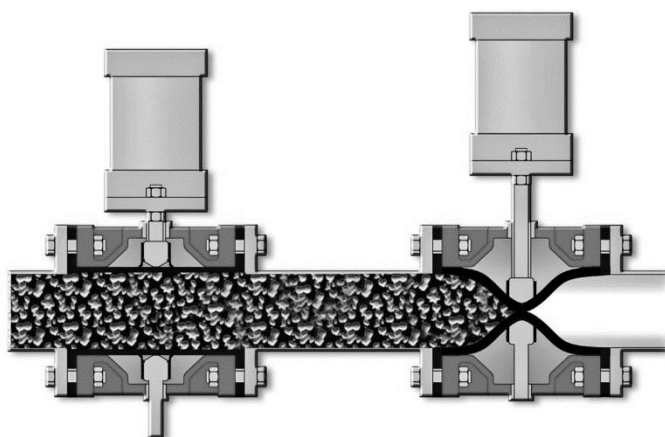
- Amortyzację.
- Zużycie powietrza, jako czynnika bardzo energochłonnego.
- Koszty obsługi.
- Zużycie energii elektrycznej na inne niż wytworzenie sprężonego powietrza cele.
- Koszty remontów, wymiany części naturalnie zużywających się, olejów, smarów, itp.

7. Zawory zaciskowe FLOWROX [1]

Zawory zaciskowe o solidnej konstrukcji są niezawodne, w 100% szczelne, a żywotność ich podzespołów jest najdłuższa ze wszystkich dostępnych na rynku zaworów. Ich zastosowanie umożliwia zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych, zwiększenie pewności i niezawodności działania innych systemów przerobczych w efekcie dając wzrost jakości produktu końcowego.



Rys.8. Zawór zaciskowy FLOWROX



W pozycji otwartej zawór ma pełny przełot, bez jakichkolwiek oporów

W pozycji zamkniętej dwa pręty zaciskające ściskają tuleję elastyczną dokładnie w osi rurociądu

Rys.9. Zawory zaciskowe FLOWROX z napędami

8. Przepływomierze [6]

Bardzo ważnym aspektem w prowadzeniu procesu produkcji w zakładach przeróbki mechanicznej kopalin jest dokładna, a przede wszystkim wiarygodna informacja na temat wielkości przepływu medium w danym miejscu węzła technologicznego. Optymalnym rozwiązaniem jest zastosowanie bezinwazyjnego przepływomierza typu SONARtrac®.



Rys.10. SONARtrac® zamontowany na instalacji

Pomiar przepływu cieczy/mieszaniny odbywa się przy wykorzystaniu generowanych wewnątrz rurociągu zjawisk dźwiękowych (wykorzystywana jest przy tym technologia sonarowa). Jest to urządzenie monitorujące zmiany prędkości fali akustycznej, generowanej wewnątrz rurociągu, przez przepływające medium. Jako detektory zastosowano pasywne czujniki piezoelektryczne w formie matrycy (elastyczna mata), dlatego montaż jest bardzo prosty i polega jedynie na owinięciu rury z zewnątrz. Wszystko odbywa się podczas eksploatacji, bez wstawiania jakichkolwiek elementów w rurociąg, w ciągu maksymalnie 2 godzin. Materiał rurociągu jest praktycznie dowolny, a wewnątrz rurociągu mogą tworzyć się osady. Mierzona ciecz lub mieszanina jest także dowolna. Pomiary są bardzo dokładne i powtarzalne, ewentualna obecność powietrza jest wykrywana, a jego wpływ na pomiar jest kompensowany. Przepływomierze te można zastosować także jako detektory wykrywające wycieki oraz na instalacjach z cieczą ciężką. Zastosowanie przepływomierzy SONARtrac® generuje w zakładzie wzrost wydajności, wzrost dostępności instalacji, wzrost jakości produkcji, zmniejszenie kosztów obsługi oraz zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych.

W przypadku zakładów przeróbki mechanicznej, zastosowanie przepływomierzy sonarowych SONARtrac® jest proste i przynosi wymierne korzyści. Ponieważ żaden z elementów składowych systemu SONARtrac® nie styka się z przepływającym medium, nie są one narażone na zużycie ściernie. Przez cały okres żywotności nie ma konieczności przeprowadzania rutynowych czynności konserwacyjnych, nie ma potrzeby wymiany żadnych części ani dokonywania powtórnej kalibracji, itp. Dodatkowo, na dokładność i niespotykaną powtarzalność pomiarów, nie wpływa zawartość niesionego z medium powietrza lub ziaren magnetytu. Przepływomierze te są bardzo bezpieczne w użytkowaniu.

W rozdziale [6] porównano wyniki pomiarów systemów SONARtrac®, z powszechnie stosowanymi w przemyśle przepływomierzami elektromagnetycznymi. Porównanie wyników testów wskazuje, że systemy SONARtrac® dokonują pomiaru przepływu w sposób jednoznacznie odzwierciedlający warunki panujące wewnątrz rurociągu, niezależnie od zmiany gęstości medium, a powtarzalność pomiarów jest większa niż innych typów przepływomierzy.

Jest to produkt szczególnie polecany do zakładów przeróbki mechanicznej kopalin ze względu na swoje dopasowanie do specyficznych wymagań techniczno-technologicznych.

9. Podsumowanie

Ze względu na obniżenie cen rynkowych wzbogaconych kopalin, zakłady górnicze zmuszone są poszukiwać bardziej oszczędnych maszyn oraz technologii prowadzenia procesu produkcji. Istotnym elementem kosztowym w strukturze zakładu górniczego jest zakład przeróbki mechanicznej. Oprócz zmian organizacyjnych i restrukturyzacji branży, procesy produkcji należy prowadzić w sposób uwzględniający szeroko pojętą ekonomikę, uwzględniającą wszystkie koszty wpływające na końcowy wynik finansowy zakładu górniczego. Inżynierowie skupiają się na zmniejszaniu kosztów produkcji poprzez zastosowanie bardziej oszczędnych maszyn i technologii przeróbki. Obecnie należy stosować maszyny nie tylko spełniające warunek wydajności oraz jakości, ale przede wszystkim eksploatowane maszyny i całe systemy muszą być oszczędne. Powinny one generować stosunkowo niewielkie koszty eksploatacyjne, czyli powinny się charakteryzować niskim zużyciem energii elektrycznej, długą żywotnością wykładzin ściernych, niską lub całkowitą bezobsługowością. Oczywiście powinny one być sprawdzone w praktyce produkcyjnej. Niestety, obecnie nie ma już zbyt wiele czasu i środków na przeprowadzanie eksperymentów na „żywym organizmie”.

Zmniejszenie kosztów można osiągnąć poprzez stosowanie odpowiednich maszyn i systemów. Zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych osiągnie się poprzez zastosowanie maszyn energooszczędnych oraz niewymagających lub wymagających w małym stopniu obsługi, które można w prosty sposób zautomatyzować. Znaczne oszczędności można

uzyskać także przy zastosowaniu urządzeń o większej wydajności uzyskiwanej z danych gabarytów (np. maszyna o mniejszych wymiarach pracuje z wydajnością jak maszyna większa lub maszyna o tych samych wymiarach pracuje z większą wydajnością). Priorytetem powinno być utrzymanie lub polepszenie jakości produktu handlowego.

Należy nadmienić, że w zdecydowanej większości przypadków, zakłady górnicze zlokalizowane w świecie pracują w warunkach skrajnie wysokiej konkurencyjności. Zbyt wysokie koszty prowadzenia procesu produkcji powodowały by konieczność zamknięcia danego zakładu. Produkty omówione w niniejszym artykule są sprawdzonymi rozwiązaniami, od wielu lat stosowanymi w górnictwie, również w Polsce. Ich użytkownicy podkreślają wszystkie cechy związane z uzyskiwanymi oszczędnościami w wyniku ich stosowania. Długa żywotność, niskie koszty eksploatacyjne oraz niskie zapotrzebowanie na obsługę powodują, że są to poszukiwane na rynku rozwiązania gwarantujące ekonomiczną pracę zakładu przerobczego.

Rozpatrując zakupy nowych urządzeń lub zastosowanie nowych technologii przerobczych należy zrezygnować z zakupów, gdzie jedynym kryterium jest cena, na rzecz oszczędnej, ekonomicznej oraz bezpiecznej eksploatacji. Urządzenia przerobcze pracują co najmniej przez kilka lub kilkanaście lat, dlatego o zakupie nie powinien decydować wyłącznie koszt inwestycyjny. Zużycie energii elektrycznej, żywotność urządzenia, koszt części zamiennych, potrzeby obsługowe, poziom bezpieczeństwa, podatność na automatyzację w dłuższym okresie czasu są zdecydowanie ważniejsze niż cena zakupu. W celu określenia wpływu poszczególnych czynników na końcowy wynik finansowy należy przeprowadzić głębsze analizy kosztów.

Literatura

1. Wenglorz R., Oleś B., Myszkowski P.: Zasilanie pras filtracyjnych pompą membranową na przykładzie ZMPW KWK „Pniówek”, publikacja KOMEKO 2013.
2. Tomalak M.: O roli pompy MAX-ymalna efektywność przy minimalnym zużyciu energii, Surowce i Maszyny Budowlane 2013.
3. Myszkowski P.: Hydrocyklony klasyfikujące, publikacja KOMEKO 2012.
4. Blaschke W., Ziomber S., Czarny G.: Wpływ dokładności wzbogacania węgla koksowego na wychód koncentratu, publikacja KOMEKO 2010.
5. Myszkowski P., Moroz R.: Odwadnianie koncentratu flotacyjnego węgla optymalizacja kosztów procesu odwadniania, publikacja KOMEKO 2010.
6. Myszkowski P., Brzozowski M.: Zastosowanie bezinwazyjnych przepływomierzy sonarowych SONARtrac® w zakładach przeróbki mechanicznej kopalin, porównanie danych eksploatacyjnych, publikacja KOMEKO 2014.

Nowoczesne osadzarki wodne pulsacyjne typu PROREM w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla LW „Bogdanka” S.A.

Mariusz Osoba, Andrzej Pyc, Grzegorz Gruszka – PROREM sp. z o.o., Biuro Projektów PROREM sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Pod koniec 2014 r. w LW „Bogdanka” S.A. został uruchomiony nowy zakład przeróbki węgla kamiennego, zaprojektowany przez Biuro Projektów i Realizacji Inwestycji SEPARATOR–ROBERTS & SCHAEFER sp. z o.o. Inwestycja została zrealizowana przez generalnego wykonawcę MOSTOSTAL Warszawa S.A. w ramach tematu „Rozbudowa Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla do wydajności 2400 Mg/h”, przy udziale Grupy CARBOAUTOMATYKA S.A. i działającej w jej strukturach firmy MIFAMA sp. z o.o., oraz kilku podwykonawców. Jednym z nich była firma PROREM sp. z o.o., która zaprojektowała, dostarczyła i uruchomiła wydane w projekcie budowlanym nowoczesne osadzarki wodne pulsacyjne OMD3-4x7,5, mogące pracować w technologii dwu- lub trój-produktowego wzbogacania węgla kamiennego.

2. Opis układu technologicznego

Nowy Zakład Przeróbczy powstał na terenie czynnego zakładu górniczego, na którym zlokalizowany jest istniejący Zakład Przeróbki Mechanicznej Węgla.

Przeróbka węgla kamiennego surowego w nowym zakładzie odbywa się w oparciu o główne procesy technologiczne takie jak:

- klasyfikacja wstępna,
- wzbogacanie grawitacyjne klasy ziarnowej 200-20 mm w płuczce cieczy ciężkiej zawiesinowej z rekuperacją obciążnika magnetytowego,
- wzbogacanie grawitacyjne klasy ziarnowej 20-1,5(0) mm w płuczce wodnej osadzkowej,
- wzbogacanie grawitacyjne klasy ziarnowej 0,5-0 mm w hydroklasyfikatorach,
- gospodarka wodno-mułowa z klarowaniem wód popłuczkowych w zagęszczaczach promieniowych Dorra, z odwadnianiem mułów gruboziarnistych i odwadnianiem mułów odpadowych w prasach filtracyjnych komorowych oraz odwadnianiem produktów wzbogacania.

Do realizacji powyższych procesów przeróbczych zostały wykorzystane między innymi:

- przesiewacze wibracyjne typu PZ do cienkowarstwowego przesiewania,
- wzbogacalniki z cieczą ciężką,
- osadzarki wodne pulsacyjne,
- wirówki sedymentacyjno-filtracyjne,
- prasy filtracyjne komorowe.

Układ technologiczny maszyn i urządzeń został zaprojektowany jako typowy układ stosowany w polskim górnictwie do wzbogacania węgla kamiennego energetycznego i/lub koksowego, co pokazano na rys. 1.

Technologie wzbogacania węgla kamiennego w Polsce				
Węgiel energetyczny klasa ziarnowa > 20(10) mm	Węgiel energetyczny klasa ziarnowa > 0,1 mm		Węgiel energetyczny i koksowy w pełnym zakresie uziarnienia (model docelowy)	
PRZYGOTOWANIE NADAWY 200–20(10) i 20(10)–0, mm	PRZYGOTOWANIE NADAWY 200–20(10) i 20(10)–0, mm		ODKAMIENIANIE UROBKU PRZYGOTOWANIE NADAWY 200–20(10) i 20(10)–0, mm	
WZBOGACANIE W CIECZY CIĘŻKIEJ 200–20(10) mm	WZBOGACANIE W CIECZY CIĘŻKIEJ 200–20(10) mm		WZBOGACANIE W CIECZY CIĘŻKIEJ 200–20(10) mm	
2-produktowe	WARIANT 1 2-produktowe	WARIANT 2 3-produktowe	WARIANT 1 2-produktowe	WARIANT 2 3-produktowe
-	WZBOGACANIE W OŚRODKU WODNYM 20(10)–0,1 lub 20(10)–6(3), mm		WZBOGACANIE W OŚRODKU WODNYM 20(10)–0,5 lub 20(10)–6(3), mm	
-	WARIANT 1 2-produktowe	WARIANT 2 3-produktowe	WARIANT 1 2-produktowe	WARIANT 2 3-produktowe
-	-		FLOTACJA < 0,5 mm	
OBIEG WODNO-MUŁOWY	OBIEG WODNO-MUŁOWY		OBIEG WODNO-MUŁOWY	
ZAŁADUNEK	ZAŁADUNEK		ZAŁADUNEK	

Rys.1. Schemat blokowy wzbogacania węgla energetycznego i koksowego w różnych technologiach stosowanych w Polsce (źródło: opracowanie własne na podstawie [8])

Wg założeń projektowych zakład przeróbczy w chwili obecnej wzbogaca węgiel energetyczny typu 32.2. Układ maszyn i urządzeń zaprojektowany w przyszłości umożliwi dalszą rozbudowę zakładu w celu wzbogacania węgla koksowego typu 34 w pełnym zakresie uziarnienia. Urobek surowy podawany jest do nowego Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla magistralą transportową o wydajności 1800 Mg/h z Pola „Stefanów” poprzez zbiorniki węgla surowego w Polu „Bogdanka”. Założona wydajność nowego Zakładu Przeróbczego wynosi 1200 Mg/h przy planowanym czasie pracy 20 godzin na dobę i 300 dni w roku kalendarzowym.

W przypadku wzbogacania węgla energetycznego w układzie technologicznym przewidziano częściowe odsiewanie na sucho klasy ziarnowej 1,5-0 mm z miazgi surowego i kierowanie tej klasy bezpośrednio do mieszanek energetycznych, w związku z czym nie przewidziano odmulania nadawy przed osadzarkami wodnymi pulsacyjnymi.

W sytuacji, w której w nadawie węgla surowego będzie występowała znacząca ilość frakcji przerostowych, możliwe jest prowadzenie ruchu zakładu w technologii trój-produktowej. W takim przypadku zabudowane w zakładzie dwa wzbogacalniki cieczy ciężkiej DISA, będą pracowały tak jak przy wzbogacaniu dwu-produktowym, wydzielając frakcje kamienne oraz koncentratowe i przerostowe, które zostaną poddane wtórnej separacji w trzecim wzbogacalniku DISA, celem wydzielenia koncentratu i półproduktu, przy odpowiednio dobranej gęstości cieczy ciężkiej. Uzyskany półprodukt będzie dodatkowo kruszony w kruszarkach udarowo pierścieniowych UPK i kierowany do wtórnego wzbogacania w osadzarkach wodnych pulsacyjnych, co wpłynie na zwiększenie wychodu uzyskiwanych produktów wzbogacania.

3. Wymagania techniczne dot. osadzarek wodnych pulsacyjnych

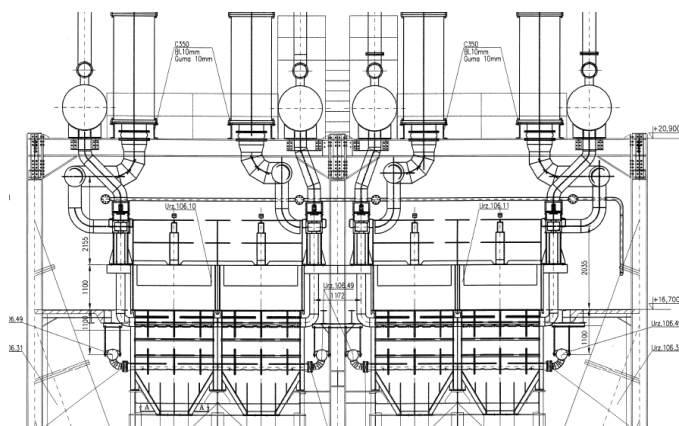
W projekcie wykonanym dla obiektu płuczki miałowej i zastosowanych w nim dwóch osadzarek wodnych pulsacyjnych, pokazanych na rys.2 (rzut z przodu) i rys.3 (rzut z boku), zostały ściśle określone wymagania techniczne przy założonym wzbogacaniu trójproduktowym:

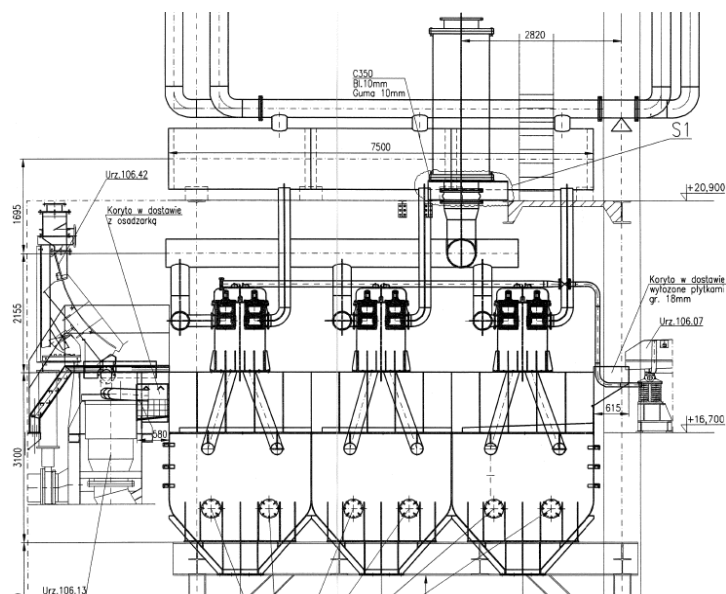
- wydajność nominalna osadzarki: nie mniej niż 420 Mg/h,
- pokład sitowy: sita szczelinowe $s=5$ mm lub z siatki ciągnionej,
- ilość przedziałów wzbogacania 2x3 (6 szt.),
- zapotrzebowanie wody dolnej 1000 m³/h,
- zużycie wody górnej ok. 100 m³/h,
- ciśnienie wody dolnej 1-1,2 bar,
- zużycie powietrza roboczego 2 x 85 do 100 Nm³/min z płynną regulacją dmuchawy,
- zużycie powietrza sterującego 3,5 m³/min,
- ciśnienie powietrza roboczego 0,033-0,035 MPa,
- ciśnienie powietrza sterującego 0,6 MPa,
- charakterystyka pulsacji wody: cykl trapezoidalny,
- układ automatycznego sterowania pracą osadzarek BOSS wraz z popiołomierzami,
- przepływomierz do pomiaru ilości wody dolnej do osadzarek,
- przepustnice wody dolnej,
- tłumik hałasu wylotu powietrza roboczego,
- pokrycie koryt osadzarki rozbierną kratką WEMA,
- zbiornik powietrza roboczego 0,035 MPa o pojemności 10 m³.

4. Wymagania technologiczne dot. produktów wzbogacania miałów węglowych

W projekcie zabudowy osadzarek wodnych pulsacyjnych określono następujące wymagania jakościowe, dotyczące gwarantowanych parametrów technologicznych uzyskiwanych produktów wzbogacania:

- koncentratu $<1,45$ g/cm³ o zawartości frakcji od 1,45 g/cm³ do 1,8 g/cm³ nie więcej niż 3,4%,
- koncentratu $<1,45$ g/cm³ o zawartości frakcji $>1,8$ g/cm³ nie więcej niż 0,6%,
- odpadów $>1,8$ g/cm³ o zawartości frakcji $<1,45$ g/cm³ $<0,6\%$,
- odpadów $>1,8$ g/cm³ o zawartości frakcji od 1,45 g/cm³ do 1,8 g/cm³ $<4\%$.





Rys.3. Osadzarki OMD3-4x7,5 - rzut z boku
(źródło: opracowanie własne na podstawie dokumentacji PROREM sp. z o.o.)

5. Nowoczesne osadzarki wodne pulsacyjne typu PROREM

W polskich zakładach przeróbki węgla kamiennego istnieją różne rozwiązania konstrukcyjne osadzarek wodnych pulsacyjnych do wzbogacania miałów surowych energetycznych lub koksowych [6]. Znacząca większość układów technologicznych oparta jest na zastosowaniu osadzarek oznaczonych symbolami OM w różnych konfiguracjach ilości koryt i przedziałów roboczych, współpracujących z różnymi systemami sterowania. W ciągu ostatnich lat w maszynach tych wprowadzono szereg zmian modernizacyjnych w zakresie systemu elektronicznego sterowania, zespołów automatycznej regulacji z przepustami produktów, zaworów pulsacyjnych, pokładów sitowych oraz budowy komór roboczych [2].

Zmiany te w przypadku osadzarek typu PROREM miały na celu dostosowanie ich do wymogów rynku przy stałym zwiększaniu zapotrzebowania na nowe, lepsze rozwiązania ułatwiające obsługę, dające gwarancje uzyskiwania zakładanych parametrów jakościowych produktów i zwiększające poziom niezawodności przy minimalnych kosztach eksploatacji [7].

Opracowanie nowoczesnej konstrukcji osadzarki wodnej pulsacyjnej typu PROREM było możliwe dzięki prowadzeniu prac w pełnym cyklu - od projektu po realizację inwestycji. Duże znaczenie ma tutaj działalność oparta o własne Biuro Projektów, które w ostatnich latach zrealizowało kilka projektów wielobranżowych dla inwestycji związanych z przeróbką węgla kamiennego z uzyskaniem pozwolenia na budowę. Przewidziano w nich wymianę, z zabudową niezależnych systemów sterowania wraz z instalacjami techniczno-technologicznymi, wodnych osadzarek pulsacyjnych. Ww. osadzarki posiadają komory powietrzne zlokalizowane pod pokładem sitowym, zabudowane w skrzyniach dolnych poprzecznie do osi wzdłużnej maszyny. Rozwiązanie takie cechuje minimalne poziome oddziaływanie dynamiczne na budynek oraz wymiary i masa skrzyń dolnych dostosowane do warunków zabudowy. W ostatnim czasie rozwój techniki i technologii wzbogacania surowców mineralnych w osadzarkach pulsacyjnych opiera się na dążeniu do uzyskania optymalnego cyklu osadzania [8], dającego możliwość dostosowania parametrów pracy maszyny do parametrów technologicznych nadawy oraz oczekiwanych parametrów jakościowych produktów wzbogacania, co jest możliwe dzięki standardowemu już stosowaniu systemów elektronicznego sterowania.

Konstrukcja osadzarek OMD3-4x7,5 oparta jest o rozwiązania, w których pulsacja wody wywoływana jest cyklicznym dozowaniem sprężonego powietrza roboczego z kolektora do komór powietrznych osadzarki przez zawory pulsacyjne, wywołujące ruch wznoszenia i opadania materiału wzbogacanego na rusztach sitowych koryta. Odpowiednia budowa zaworu umożliwia realizację złożonego cyklu pulsacji wody w taki sposób, aby możliwy był dobór parametrów cyklu pulsacji wody do zmiennych parametrów technologicznych nadawy węglowej, automatyczne sterowanie i kontrola procesu technologicznego oraz bezobsługowa eksploatacja. Daje to możliwość uzyskania wysokiej skuteczności rozdziału produktów, stabilizacji zawartości popiołu w koncentracie węglowym przy minimalnych stratach węgla w odpadach [4].

Przykładowe parametry techniczne osiągnięte w osadzarkach typu PROREM pokazano w tabeli 1. Należy tutaj zaznaczyć, że podane typy osadzarek oraz ich wydajności mogą się różnić w zależności od wymagań i nazewnictwa stosowanego przez inwestora. Jednocześnie podany ogólnie typoszereg może być rozbudowywany w zależności od wymagań użytkownika. Obecnie istnieje możliwość doboru i ewentualnie skonstruowania osadzarki dla każdego rodzaju nadawy węglowej i dowolnej wydajności, w zależności od potrzeb danej kopalni [5], co znalazło swoje odbicie w konstrukcji i nazewnictwie osadzarek do warunków LW „Bogdanka”.

**Parametry techniczne osadzarek typu PROREM do wzbogacania węgla kamiennego
(źródło: opracowanie własne [9])**

Tabela 1

Parametr	J.m.	Osadzarka miałowa	Osadzarka średnioziarnowa	Osadzarka ziarnowa
		OM8...36	OS8...36	OZ8...36
Nadawa	mm	30/20 do 0,5	50 do 0,5	120 do 20
Wydajność	Mg/h	do 25 na 1 m ² sita		
Powierzchnia robocza	m ²	8 do 36		
Liczba koryt	–	1 lub 2		
Liczba przedziałów	–	2-3 lub 4-6		
Ciśnienie powietrza roboczego	MPa	0,03 do 0,045		
Zapotrzebowanie wody roboczej	m ³	1,5 do 2,0 na 1 Mg/h wzbogacanej nadawy		
Napięcie zasilania	V	230 (system elektronicznego sterowania) 380/500 (stacja hydrauliczna)		
Produkty końcowe	–	koncentrat, odpady (wzbogacanie 2-produktowe) koncentrat, półprodukt, odpady (wzbogacanie 3-produktowe)		
Imperfekcja (średnio)	–	0,15		
System elektronicznego sterowania	–	1		

6. Zabudowa osadzarek typu PROREM w ZPMW LW „Bogdanka”

Dwie, pokazane na rys.4, zabudowane w nowym zakładzie przerobczym dwukorytowe osadzarki wodne pulsacyjne OMD3-4x7,5 o powierzchni łoża 27 m² każda, umożliwiając prowadzenie procesu wzbogacania w każdym korycie osobno, co wiąże się z oddzielnym doprowadzeniem nadawy, powietrza roboczego oraz wody dolnej i oddzielnym odbiorem

produktów wzbogacania. Daje to w efekcie możliwość całkowicie niezależnego sterowania każdym z koryt osadzarki, czyli praktycznie sterowania czterema jednokorytowymi urządzeniami. Produkty wzbogacania węgla surowego w płuczce osadzarkowej są odwadniane na odśrodkowych sitach odwadniających OSO, pokazanych na rys. 5. Końcowe odwodnienie koncentratu z osadzarek realizowane jest w wirówkach odśrodkowych wibracyjnych WOW-1,3, a odbiór odpadów następuje przez przenośniki kubelkowe.



Rys.4. Osadzarki wodne pulsacyjne OMD3-4x7,5 typu PROREM (źródło: materiały własne)



Rys.5. Widok odwadniających sit odśrodkowych OSO (źródło: materiały własne)

Dzięki zastosowaniu w osadzarkach OMD3-4x7,5 układu automatycznego sterowania BOSS 2010 (rys. 6), dostarczonego przez Instytut Technik Innowacyjnych EMAG [1], obie osadzarki pracują z zastosowanym cyklem pulsacji wody o charakterystyce trapezoidalnej, co pozwala na odpowiednie rozluźnianie materiału nadawy i znacząco wpływa na poprawę jakości uzyskiwanych produktów wzbogacania. Jednocześnie pozwala na stabilną pulsację wody i materiału w korytach roboczych, bez wyrzutów powietrza.

Możliwości kształtowania charakterystyki pulsacji wody pozwalają na różnicowanie przebiegu cyklu pulsacji w korycie roboczym w zależności od obciążenia przedziałów i jakości wydzielanych z nich produktów [4]. Na podkreślenie zasługuje fakt, że wyboru systemu sterowania dokonano na etapie wykonywania projektu inwestycji, co w efekcie dało możliwość jego dostosowania do konkretnych wymagań w zakresie obsługi.



Rys.6. Sterownik przedziału w układzie automatycznego sterowania osadzarką OMD3-4x7,5 (źródło: materiały własne)

7. Podsumowanie

Układ maszyn i urządzeń zastosowany w warunkach nowego Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla LW „Bogdanka” pozwala na elastyczne prowadzenie ruchu w zależności od składu ziarnowego oraz densymetrycznego nadawy węgla surowego. Wysoki poziom automatyzacji pracy zakładu, uzyskany przez zastosowanie w wielu węzłach technologicznych systemów automatycznej regulacji parametrów pracy poszczególnych urządzeń, takich jak układ automatyki BOSS2010 współpracujący z osadzarkami wodnymi pulsacyjnymi typu PROREM, daje możliwość wzbogacania węgla surowego dwu- lub trójproduktowo w zależności od potrzeb. Budowa zakładu pod względem technologiczno-

maszynowym i budowlanym pozwala na jego rozbudowę w przyszłości w taki sposób, aby możliwe było wzbogacanie węgla koksowego w pełnym zakresie uziarnienia. Zakład został zaprojektowany i wykonany z troską o zapewnienie wysokiego poziomu warunków BHP, szczególnie w zakresie zabezpieczeń ruchomych części maszyn oraz zabudowy instalacji centralnego odpylania, co świadczy o zgodności z aktualnymi trendami obowiązującymi w nowoczesnym górnictwie. Zabudowane i uruchomione w obiekcie płuczki wodnej osadzarki wodne pulsacyjne typu PROREM pozwalają, przy zachowaniu stabilności ilościowej i jakościowej [3] nadawy, na uzyskiwanie parametrów technologicznych produktów wzbogacania zgodnie z założeniami projektowymi technicznymi i wymaganiami inwestora, szczególnie w kwestii strat węgla w odpadach. Daje to podstawy do stwierdzenia, że poziom techniczny osadzarek wodnych pulsacyjnych, zastosowanych w LW „Bogdanka”, odpowiada aktualnemu poziomowi techniki w tym zakresie, pozwalając na elastyczne prowadzenie ruchu zakładu i regulacje dostosowujące parametry produktów do zmieniających się warunków wydobywania.

Literatura

1. Będkowski Z., Zagadnienie automatyzacji procesu wzbogacania węgla w wodnych osadzarkach – doświadczenia, wnioski i opinie z aplikacji systemów sterowania Centrum EMAG, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa 2005, Nr 6(413).
2. 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, Wydawnictwo CMG KOMAG, Ustroń 2004.
3. Kalembe J., Wpływ stabilności nadawy wzbogacanej w osadzarkach na deklarowaną jakość produkowanego koncentratu. Materiały konferencji nt. "Mechaniczna przeróbka kopalin i gospodarka odpadami w aspekcie ochrony środowiska", Wydawnictwo CMG KOMAG, Szczyrk 1995.
4. 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.
5. Osoba M., Lutyński A., Dobór technologiczny osadzarek wodnych pulsacyjnych w procesie projektowania, Kwartalnik AGH, Górnictwo i Geoinżynieria Rok 33 Zeszyt 4, Kraków 2009.
6. Osoba M.: Osadzarki wodne pulsacyjne typu KOMAG, maszyny sprawdzone w przeróbce surowców mineralnych, Maszyny Górnicze Nr 4(104)/2005.
7. Osoba M., Nowe osadzarki wodne pulsacyjne KOMAG w instalacjach do przeróbki węgla kamiennego i kruszyw mineralnych. Maszyny Górnicze Nr 1/2008.
8. Osoba M., Technologie wzbogacania grawitacyjnego węgla kamiennych w Polsce, Przegląd Górniczy, Tom 67 nr 7/8, 2011.
9. Osoba M., Polskie osadzarki wodne pulsacyjne do wzbogacania surowców mineralnych, Konferencja Inżynierii Mineralnej MEC2014 – materiały konferencyjne, ISBN 978-83-60837-83-2, wydawnictwo SITG, Gliwice 2014.

Zwiększenie efektywności działania węzła osadzarkowego Zakładu Przeróbczego KWK „Sośnica-Makoszowy” Ruch „Sośnica”

Piotr Matusiak, Daniel Kowol – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Franciszek Suszka, Joachim Król** – KWK „Sośnica-Makoszowy” Ruch „Sośnica”, **Jan Szemet** – CARBO-ECO Sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Eksploatowany do połowy 2014 roku węzeł osadzarkowy Zakładu Przeróbki Mechanicznej KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica”, wykorzystywał do wzbogacania węgla energetycznego układ 3 osadzarek:

- osadzarkę miałową OM30-E typu KOMAG, z systemem sterowania osadzarką SSO Katowice, o wydajności do 600 t/h, zmodernizowaną w 2006 roku,
- osadzarkę miałową OM24D3E typu KOMAG, z zaworami obrotowymi o wydajności 400-500 t/h, zmodernizowaną w 1995 roku,
- osadzarkę średnioziarnową OS24D3e typu KOMAG, z zaworami obrotowymi o wydajności 400-500 t/h, zmodernizowaną w 1994 roku.

Modernizacja węzła osadzarkowego, w zasadniczej części polega na wymianie starej wyeksploatowanej dwukorytowej, trójpředziałowej osadzarki miałowej OM24D3E na nową osadzarkę miałową OM30 wraz z urządzeniami współpracującymi [1, 2, 3].

Projekt modernizacji węzła wzbogacania w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica” wykonano na podstawie umowy zawartej pomiędzy stronami: Zamawiającym - Kompanią Węglową S.A., a Wykonawcą - przedsiębiorstwem Carbo-Eco Sp. z o.o. oraz Instytutem Techniki Górniczej KOMAG.

2. Zakres modernizacji

Zakres przeprowadzonej modernizacji obejmuje:

1. Wymianę wyeksploatowanej osadzarki miałowej OM24D3E na nową osadzarkę miałową OM-30 typu KOMAG, wraz systemem sterowania węzłem osadzarkowym KOGASTER oraz jej dostosowaniem do aktualnych potrzeb ruchowych i technologicznych.
2. Przebudowę układu doprowadzenia nadawy.
3. Zainstalowanie dwóch podajników wibracyjnych WPT 2,6 rozprowadzających równomiernie nadawę na osadzarkę.
4. Zabudowę dwóch nowych przenośników kubelkowych odwadniających odpady oraz jednego przenośnika kubelkowego odwadniającego półprodukt, dostosowanych do pracy ze zmienną prędkością, zależną od aktualnego obciążenia odwadnianym produktem.
5. Wykonanie dwóch zsuwni produktu odpadowego i jednej wspólnej zsuwni produktu przerostowego wyposażonej w dwie przepustnice, umożliwiające pracę osadzarki jednym korytem.
6. Zainstalowanie układu rozprowadzenia i odwodnienia koncentratu.
7. Zabudowę popiołomierza na taśmie odprowadzającej odpady z osadzarki.
8. Modernizację wagi taśmowej przed osadzarką tak, aby impuls był przekazywany do systemu elektronicznego sterowania osadzarką,
9. Przebudowę istniejącego przenośnika taśmowego B-1000 odbioru odpadów, w celu zwiększenia jego wydajności do 400 t/h,

10. Zabudowę nowego przenośnika B-1000 transportującego półprodukt w polu po osadzarce OS24D3e.
11. Wymianę przesiewaczy typu WP1, wraz z dostosowaniem ich do zmienionych warunków pracy.
12. Zainstalowanie separatora elektromagnetycznego na taśmie nadawczej.

3. Stan węzła osadzarkowego przed modernizacją

W Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica” przed modernizacją zainstalowane były trzy osadzarki (OM30-E, OS24D3e, OM24D3E), przeznaczone do trójproduktowego wzbogacania miałów węglowych. Osadzarka OM30-E wyposażona była w system sterowania Zakładu Automatyki "BGG" S.C., natomiast dwie pozostałe nie posiadały elektronicznego systemu sterowania.

Na rys. 1 przedstawiono uproszczony schemat osadzarkowego węzła wzbogacania w Zakładzie Przeróbczym KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica” przed modernizacją.

Ekspluatowana obecnie osadzarka OM30-E, przeznaczona do trójproduktowego wzbogacania, składa się z dwóch koryt roboczych, podzielonych na trzy przedziały, w których wydzielane są kolejne produkty wzbogacania. W I i II przedziale otrzymywany jest produkt odpadowy, w III produkt pośredni (półprodukt), natomiast produkt koncentratowy uzyskiwany jest na przelewie z III przedziału. Osadzarka OM30-E posiada trzy przenośniki kubelkowe, z których dwa przeznaczone są do odwadniania produktu odpadowego (po jednym dla każdego koryta) oraz jeden do odwadniania produktu pośredniego. Dwie pozostałe osadzarki posiadały po parze przenośników (odpadowy i przerostowy) każda.

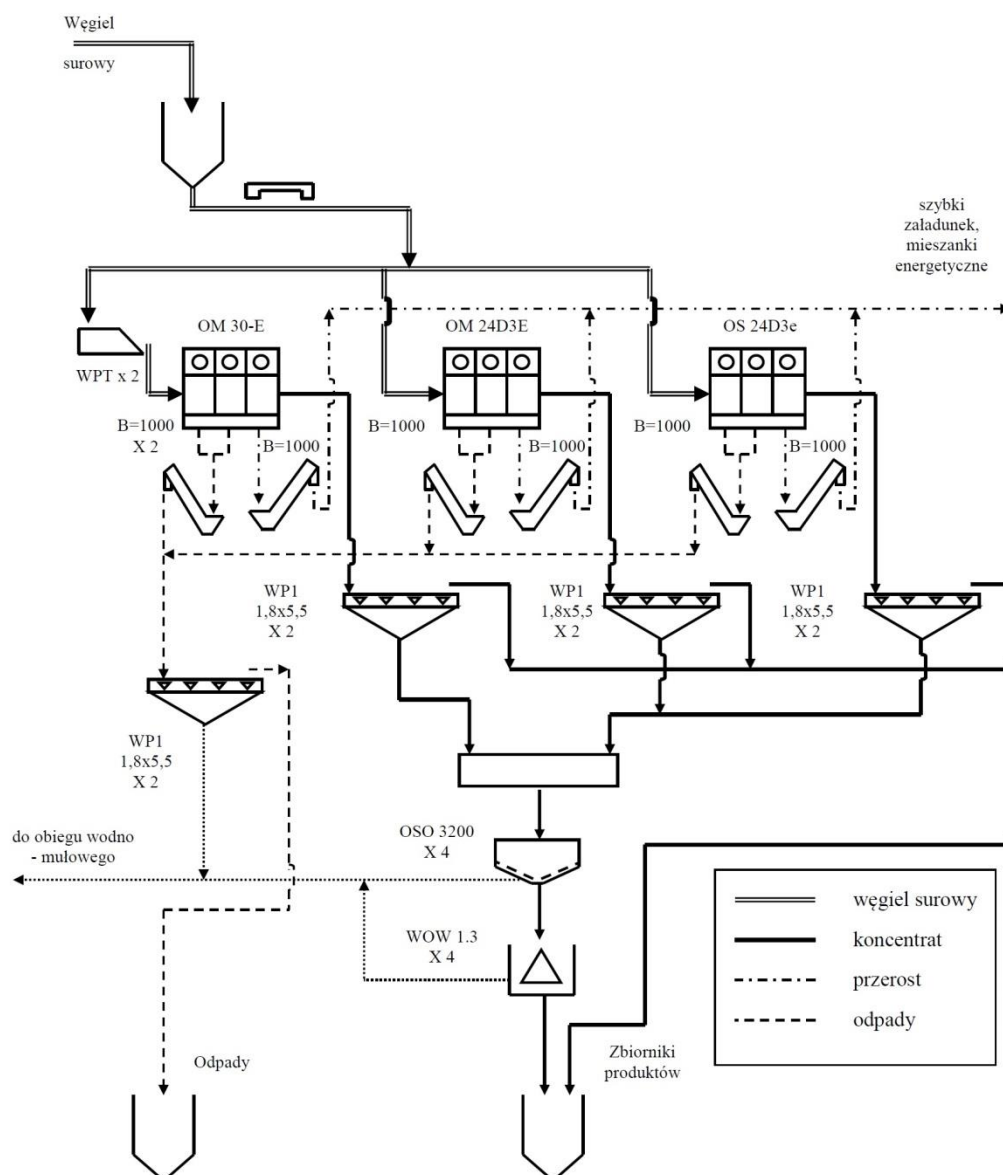
Nadawę na osadzarki stanowi materiał o uziarnieniu 20(30) – 0 mm otrzymywany w wyniku klasyfikacji na przesiewaczach typu WK. Produkt górny przesiewaczy jest kierowany do wzbogacania we wzbogacalnikach z cieczą ciężką typu DISA.

Produkt dolny przesiewaczy transportowany jest przenośnikiem taśmowym, na którym zabudowana jest waga przemysłowa. Następnie rozdzielany jest do dwóch dwudzielnych zbiorników zabudowanych nad każdą osadzarką, skąd za pomocą wibracyjnych podajników trapezowych dostarczany jest do wzbogacania osadzarkowego.

Produkt odpadowy po odwodnieniu w przenośnikach kubelkowych kierowany jest na odbiorczy przenośnik taśmowy.

Produkt pośredni po odwodnieniu w przenośniku kubelkowym kierowany jest również na przenośnik taśmowy, a stąd do zbiorników półproduktu.

Produkt koncentratowy skierowany jest korytem spławnym na dwa przesiewacze WP1 1,8x5,5 (ø 20 mm). Produkt dolny przesiewacza zostaje dodatkowo odwodniony na sitach OSO oraz odwadniarkach wibracyjnych WOW 1.3 (4 sztuki).



Rys.1. Uproszczony schemat technologiczny osadzarkowego węzła wzbogacania – KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica” – stan przed modernizacją [1, 2]

4. Opis modernizacji osadzarkowego węzła wzbogacania w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica”

Podstawowym nowym elementem w zmodernizowanym osadzarkowym węźle wzbogacania w KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica” jest osadzarka pulsacyjna OM30 konstrukcji ITG KOMAG produkcji Carbo-Eco Sp. z o.o.

Nową osadzkę, wyposażoną w autorski system sterowania KOGASTER SSWO zabudowano w miejsce wyeksploatowanej osadzarki OM24D3E.

Przebudowano węzeł podawania nadawy (węgla surowego) poprzez zastosowanie rozdzielacza w miejscu wysypu materiału z istniejącego głównego przenośnika taśmowego nadawczego. Rozdział nadawy umożliwi podawanie nadawy na dodatkowy przenośnik transportujący materiał na istniejącą osadzkę OM30-E lub poprzez zsuwnię i dwudzielny zbiornik do nowej osadzarki OM30.

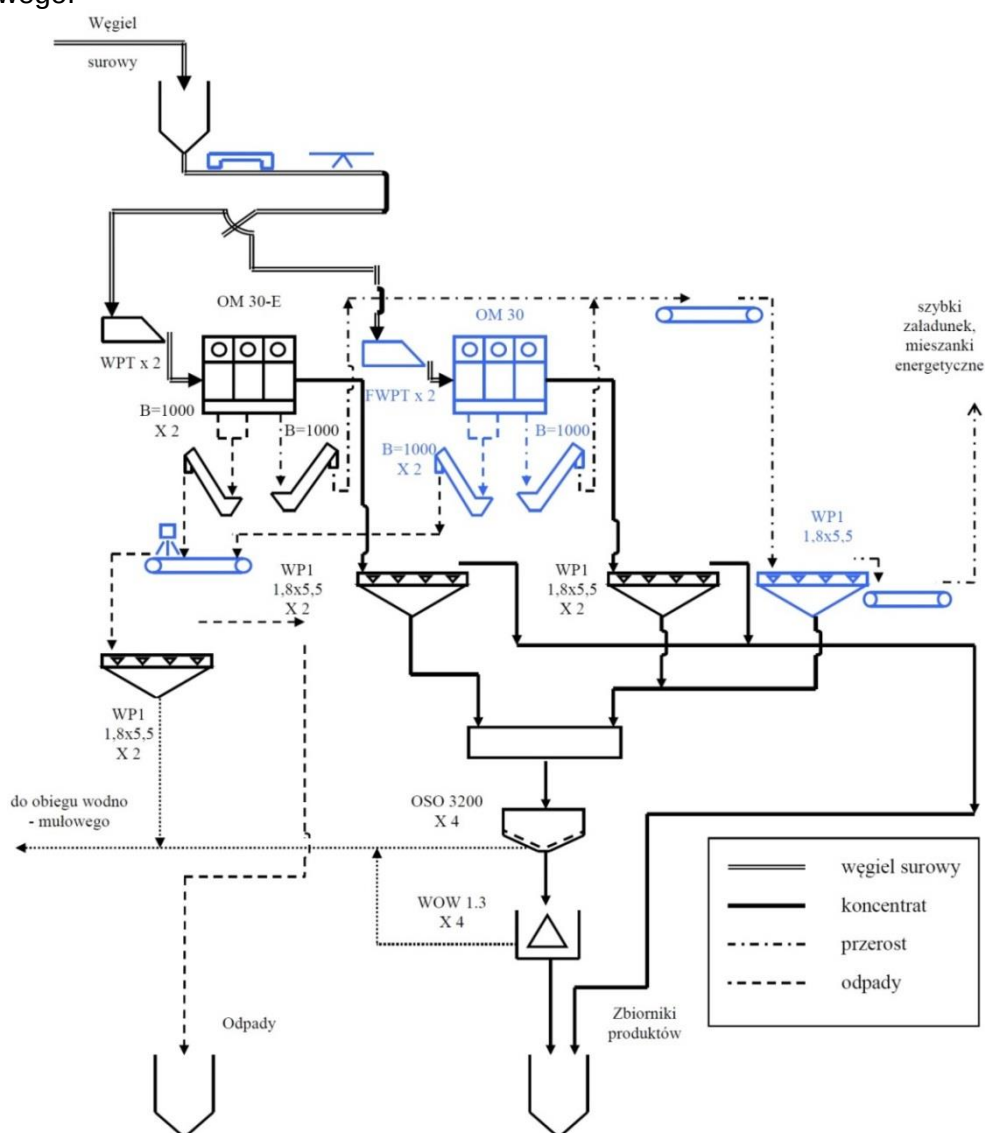
Nowymi urządzeniami pozwalającymi na stabilne wprowadzenie nadawy do osadzarki są dwa podajniki wibracyjne WPT 2,6 zabudowane pod ww. dwudzielnymi zbiornikami.

Po usunięciu osadzarki OS24D3e, skróceniu uległ również przenośnik taśmowy odbierający produkt odpadowy.

Dodatkowo, na nowym przenośniku transportującym odwodniony produkt pośredni zainstalowany został system pomiaru parametrów jakości węgla WILPO C 532 hc, który umożliwia ciągłe pomiary zawartości popiołu i zawartości wilgoci materiału.

Ponadto, z wagi zainstalowanej na przenośniku nadawczym wyprowadzony został sygnał wyjściowy do systemu sterowania KOGASTER SSWO, w celu monitorowania obciążenia nadawą węzła i wykorzystania tej wielkości do sterowania pracą osadzarek.

Najważniejsze zmiany w zmodernizowanym układzie pokazano na schemacie technologicznym zmodernizowanego zakładu na rys. 2, w którym uwzględniono nową osadzarkę OM30, zmodernizowane przenośniki kubełkowe, wagę taśmową nadawy, separator elektromagnetyczny oraz popiołomierz na przenośniku odbiorczym produktu odpadowego.



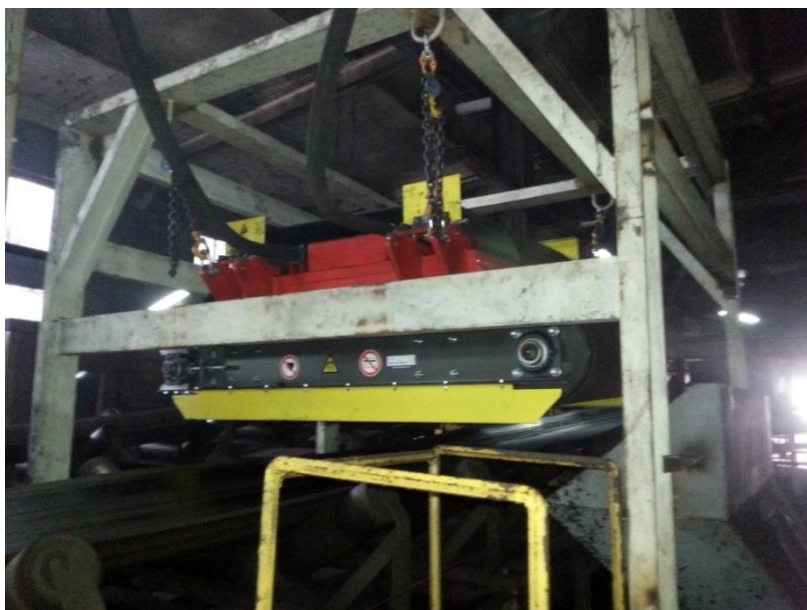
Rys.2. Uproszczony schemat technologiczny osadzarkowego węzła wzbogacania – KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica” – stan po modernizacji [1, 2]

1. Etapy modernizacji

1.1. Separator elektromagnetyczny

Pierwszym etapem modernizacji zakładu było zainstalowanie separatora elektromagnetycznego SWEB120022 typu WAMAG s.r.o., na taśmie nadawczej przed osadzarką (rys. 3). Zainstalowane urządzenie ma na celu usunięcie elementów metalowych (śrub, gwoździ, nakrętek i prętów itp.), które są transportowane przenośnikami wraz z urobkiem i zatykają pokład sitowy osadzarek (rys.4).

Stosowanie separatorów elektromagnetycznych ma również na celu ochronę urządzeń poprzez usuwanie przypadkowych elementów metalowych z przenośników taśmowych i zsyków.



Rys.3. Separator elektromagnetyczny SWEB 120022 typu WAMAG s.r.o.
[źródło: opracowanie własne]



Rys.4. Pokład sitowy osadzarki przed zainstalowaniem separatora elektromagnetycznego
[źródło: opracowanie własne]

1.2. Waga taśmowa

Automatyczna waga taśmowa zabudowana w ciągu technologicznym pozwala na kontrolę transportowanego materiału. W połączeniu z elementami dodatkowymi proces załadunku materiału może być w pełni zautomatyzowany. Jest to szczególnie istotne w aspekcie możliwości, jakimi dysponuje system sterowania typu KOMAG, umożliwiający współpracę z systemem podawania nadawy, w tym również wykorzystywania sygnału z wagi do optymalizacji pracy osadzarki pulsacyjnej.

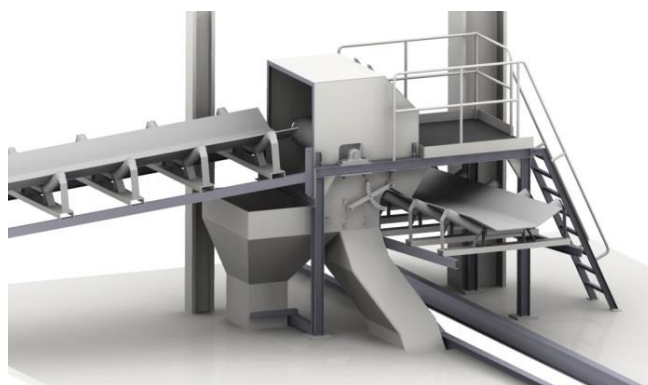
Z istniejącej wagi taśmowej Roll-400 (rys.5), której producentem jest Carboautomatyka, zainstalowanej za separatorem elektromagnetycznym na taśmie nadawczej przed osadzarką, wyprowadzony został sygnał elektryczny, w celu przekazywania impulsu (aktualnego wskazania obciążenia) do systemu elektronicznego sterowania osadzarką typu KOMAG.



Rys.5. Waga taśmociągowa typu Roll-400 [źródło: opracowanie własne]

1.3. Stacja rozdzielająca

Następnym etapem modernizacji było zainstalowanie stacji rozdzielającej nadawę na nową osadzarkę OM30, starą osadzarkę OM30-E lub obie równocześnie (rys.6). Stacja rozdzielająca wyposażona jest w odpływ tzw. ścierów ze skrobaka.



Rys.6. Stacja rozdzielająca nadawę na osadzarki [3].

1.4. Układ doprowadzenia nadawy na osadzarkę

Kolejnym elementem modernizacji jest przebudowa zbiorników nadawczych przed osadzarką. Zbiorniki mają pojemność ok. 40 m³, co umożliwia podtrzymanie pracy osadzarki przez kilka lub kilkanaście minut w przypadku zatrzymania taśmy nadawczej rys.7. Wymianie podlega dolna część zbiornika, w której zainstalowano zsuwnię rozprowadzającą oraz regulowane zasuwę nożowe napędzane siłownikami hydraulicznymi, kontrolowanymi systemem sterowania węzłem osadzarkowym.



Rys.7. Układ doprowadzenia nadawy na osadzarkę OM30 typu KOMAG [3].

1.5. Podajnik WPT 2,6

Do rozprowadzania nadawy przed osadzarką stosuje się urządzenia wibracyjne o szerokości odpowiadającej wymiarom koryta roboczego osadzarki oraz zgodny z transportem kierunek ich zasilania. Jednym z częściej wykorzystywanych do tego celu urządzeń są wibracyjne podajniki trapezowe typu WPT, które umożliwiają równomierne rozprowadzenie nadawy na całą szerokość pokładu sitowego.

W ramach modernizacji zastosowano dwa podajniki wibracyjne typu WPT 2,6, wyprodukowane przez firmę Demetrix (rys. 8). W tabeli 1 zestawiono dane techniczne podajników typu WPT 2,6.

Parametry techniczne podajników wibracyjnych typu WPT 2,6 [1]

Tabela 1

Parametr		Jednostka	WPT 2,6
Wydajność regulowana		t/h	do 800
Skok podajnika		mm	6 – 9
Kąt pochylenia rynny		°	0 – 15
Częstotliwość drgań		Hz (min ⁻¹)	16,25 (975)
Moc silników		kW	15
Napięcie zasilania		V	380 lub 500
Masa podajnika		Kg	3400
Wymiary	A	mm	2650
	B		3075
	C		1580
	D		1180
	E		1340



Rys.8. Podajnik trapezowy WPT2,6 [źródło: opracowanie własne]

1.6. Osadzarka mialowa OM30

W ramach modernizacji osadzarkowego węzła wzbogacania przeprowadzono wymianę istniejącej osadzarki OM24D3E na osadzarkę mialową OM30 typu KOMAG, którą pokazano na rys. 9. Producentem osadzarki jest przedsiębiorstwo Carbo-Eco Sp. z o.o.

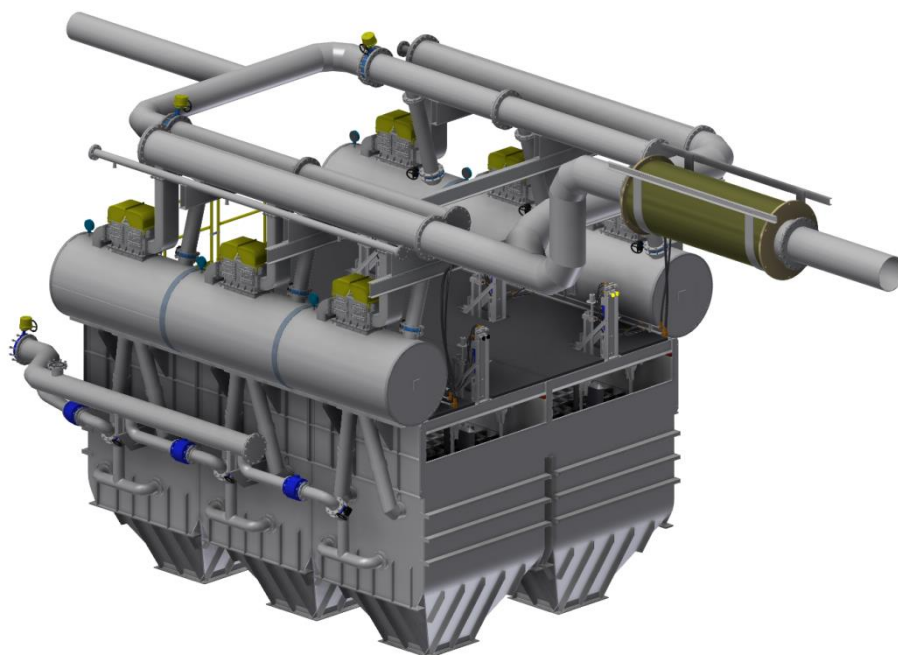
Jest to dwukorytowa osadzarka zbudowana z trzech podwójnych przedziałów roboczych, o powierzchni użytkowej łoża 30 m², które wyposażono w podwójne zawory pulsacyjne, kolektor powietrza roboczego, kolektor powietrza sterującego, służące do sterowania procesem pulsacji wody oraz w zespoły odbioru produktów wzbogacania. Obydwa koryta posiadają niezależne zasilanie powietrzem roboczym i wodą dolną.

Osadzarka przeznaczona jest do wzbogacania węgla kamiennego o granulacji 20 ÷ 0 mm. Parametry technologiczne osadzarki OM30 przedstawiono w tabeli 2.

Parametry techniczno-technologiczne osadzarki OM30 typu KOMAG
[źródło: opracowanie własne]

Tabela 2

Parametry	Jednostka	Wielkość
Wydajność orientacyjna /zakres/	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	m ³ /min	125
- ciśnienie	MPa	0,030 – 0,035
Powietrze sterujące:		
- zapotrzebowanie	Nm ³ /min	2
- ciśnienie	MPa	0,5
Woda dolna:		
- zapotrzebowanie	m ³ /h	400 – 800
- ciśnienie	bar	1,0
Zasilanie elektryczne:		
Stacji hydraulicznej	kW/V	2x3/500
System elektronicznego sterowania (moc/napięcie)		0,5/220
Wymiary gabarytowe skrzyni dolnej (dł. x szer. x wys.)	m	2,5 x 2,68 x 2,6
Wymiary gabarytowe osadzarki (dł. x szer. x wys.)	m	7,5 x 6,68 x 5,68
Masa osadzarki	t	61,840



Rys.9. Osadzarka mialowa OM30 typu KOMAG [3]

W trakcie modernizacji wykonano przebudowę zbiorników powietrza nad osadzarką, polegającą na zainstalowaniu nowych, większych zbiorników powietrza, osobno dla każdego przedziału roboczego. Umożliwia to niezależne zasilanie i możliwość pracy tylko jednym korytem. Taka konstrukcja pozwala na przeprowadzanie prac serwisowych w drugim wyłączonym i opróżnionym korycie. Możliwa jest również praca, z 50% wydajnością, w przypadku mniejszej ilości nadawy.

1.7. System sterowania

Osadzarka wyposażona jest w system sterowania osadzarkowego węzła wzbogacania.

System sterowania zapewni i będzie realizował następujące funkcje:

- sterowanie procesem pulsacji wody z możliwością zmian długości i ilości faz (wlotowej, wylotowej i przerw pomiędzy nimi) cyklu pulsacji, niezależne dla każdego przedziału roboczego,
- automatyczną regulację odbioru produktów ciężkich uwzględniającą pomiar otwarcia przepustu,
- możliwość doboru zakresu otwarcia przepustów odprowadzania produktów ciężkich,
- automatyczne odblokowywanie przepustu produktu ciężkiego,
- stabilizację rozluźniania materiału podczas operacji rozwarstwiania gęstościowego ziaren oraz operacji odprowadzania produktu ciężkiego,
- automatyczną regulację ciśnienia powietrza roboczego,
- automatyczną regulację natężenia przepływu wody dolnej,
- zdalne, ręczne, sekwencyjne uruchamianie i zatrzymywanie oraz automatyczne, awaryjne wyłączanie osadzarki i urządzeń z nią współpracujących,
- automatyczne sterowanie osadzarką poprzez system dyspozytorski wraz z możliwością sterowania w miejscu zabudowy z dotykowego panela roboczego posiadającego stopień ochrony nie mniejszy niż IP 65.
- monitoring działania osadzarki przez system wizualizacyjny i sygnalizację nieprawidłowości,

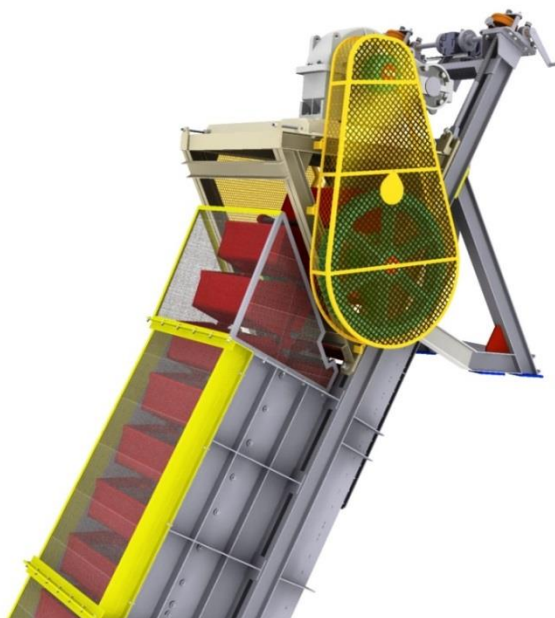
- pomiar i rejestrację parametrów kontrolowanych przez system monitorowania pracy, indywidualnie dla każdego przedziału,
- wizualizację trendów oraz przegląd mierzonych parametrów bieżących i archiwizowanych,
- wizualizację pracy każdego przedziału osadzarki niezależnie od wizualizacji układu technologicznego zakładu na osobnym stanowisku komputerowym w dyspozytorni płuczki miałowej,
- przekazywanie informacji do terminala systemu,
- raportowanie do systemu dyspozytorskiego zakładu przeróbczego,
- rejestrację pracy systemu (rzeczywisty czas pracy pod obciążeniem i pracy jałowej),
- obustronną komunikację z istniejącym systemem sterownia opartym na sterownikach GE Fanuc lub równoważnych wraz z dostarczeniem wszystkich driverów komunikacyjnych z licencjami.

Ponadto elektroniczny system sterowania zapewnia współpracę z urządzeniami zasilającymi osadzarkę i odprowadzającymi z niej produkty oraz kontrolnymi (waga, popiołomierz) w zakresie:

- sterowania strumieniem nadawy obejmującym automatyczną kontrolę obciążenia osadzarki poprzez automatyczną regulację wysypu nadawy na taśmociąg oraz sterowanie prędkością przenośnika taśmowego,
- sterowania prędkością przenośników kubelkowych zapewniające uzyskanie stałego obciążenia tych przenośników,
- sterowania powietrzem roboczym polegające na jego odcinaniu przy braku nadawy.

1.8. Przenośniki kubelkowe

W ramach modernizacji osadzarkowego węzła wzbogacania zabudowane zostały trzy nowe przenośniki kubelkowe B-1000 (rys.10), o zwiększonej pojemności kubelka do 120 cm³, dostarczone przez firmę Fugor Sp. z o.o.



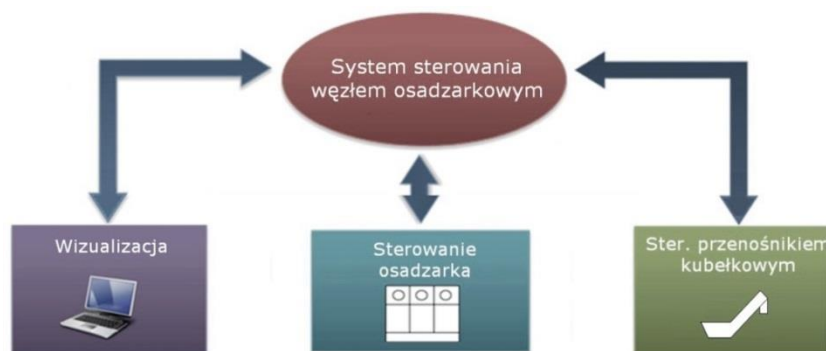
Rys.10. Przenośnik kubelkowy odwadniający B-1000 typu KOMAG [3]

Dwa urządzenia są przeznaczone do odwadniania produktu odpadowego, uzyskiwanego z dwóch pierwszych przedziałów osadzarki, natomiast jedno do wstępnego odwadniania

produktu pośredniego (półproduktu) otrzymywanego w trzecich przedziałach osadzarki pulsacyjnej.

Obydwa typy przenośników mają długość 16,5 m. Kąt pochylenia przenośników odpadowych wynosi 62° , natomiast przenośnika do odwadniania półproduktu – 68° . Przenośniki kubelkowe napędzane są silnikiem o mocy 22 kW, wyposażonym w przemiennik częstotliwości.

System sterowania węzłem osadzarkowym pozwala na dostosowanie wydajności przenośników kubelkowych, do ich chwilowego obciążenia (rys. 11), co umożliwia ich efektywną pracę. Wykorzystanie informacji przekazywanych przez czujniki stopnia napełnienia osadzarki, aktualnej wartości strumienia nadawy oraz czujników wagi taśmy nadawczej, stopnia otwarcia przepustów, umożliwia, przy pomocy przemiennika częstotliwości, zmianę prędkości obrotowej silnika napędzającego przenośnik. Dodatkowo, przemiennik częstotliwości informuje o aktualnym obciążeniu przenośnika kubelkowego.



Rys.11. Schemat układu sterowania przenośnikiem kubelkowym [1].

Umożliwia to chwilowe przekraczanie wydajności nominalnej przenośnika o około 20%, w momencie, gdy węzeł jest przeciążony. Chwilowe zwiększenie wydajności przenośnika pozwala na szybsze „wyładowanie” produktu dolnego.

1.9. Odwodnienie koncentratu

Układ odwodnienia koncentratu składa się z pary rynien spławnych (rys.12) oraz przesiewaczy WP1e-1,8x5,5 (rys. 13).



Rys.12. Układ koryt spławnych koncentratu [3]

1.10. Odwodnienie produktu pośredniego

Kolejnym, nowym urządzeniem w zmodernizowanym węźle osadzarkowego wzbogacania jest przesiewacz WP1e-1,8x5,5 (rys. 8), dostarczony przez firmę Demetrix.

Produkty pośrednie osadzarek pulsacyjnych, po wstępnym odwodnieniu w przenośnikach kubelkowych, transportowane będą wspólnym przenośnikiem taśmowym i zsuwnią kierowane na ww. przesiewacz WP1. Po końcowym odwodnieniu materiał transportowany będzie do odpowiednich zbiorników.

Urządzenie wyposażono w sita szczelinowe, o częstotliwości drgań 980 min^{-1} , napędzane dwoma elektrowibratorami o mocy 5,6 kW. Kąt pochylenia rzeszota wynosi $0-5^\circ$.



Rys.13. Przesiewacz wibracyjny WP1e-1,8x5,5 [źródło: opracowanie własne]

1.11. Przenośnik taśmowy B-1000

W ramach modernizacji przewidziano przebudowę istniejącego przenośnika taśmowego odbioru odpadów. Zmiana polega na zwiększeniu wydajności przenośnika z B-1000, poprzez wymianę układu napędowego, w celu zwiększenia możliwości transportowych odpadów z osadzarki. Dodatkowo, przenośnik zostanie skrócony o jedno pole (6 metrów) z uwagi na demontaż starej osadzarki OS24D3e.

1.12. Instalacja popiołomierza

Popiołomierz to urządzenie służące do pomiaru jakości węgla kamiennego, poprzez pomiar zawartości substancji niepalnych, a więc nie podlegających procesowi spalania. Są to przede wszystkim urządzenia radiometryczne wymagające do pracy źródła promieniowania jonizującego gamma.

Na krajowym rynku dostępnych jest szereg urządzeń (systemów) do ciągłych pomiarów jakości węgla transportowanego przenośnikiem taśmowym, które oprócz zapopielenia umożliwiają również pomiar wilgoci oraz wyliczanie wartości opałowej w węglu.

W modernizowanym zakładzie na przenośniku taśmowym odprowadzającym odwodniony produkt odpadowy z osadzarki zabudowany zostanie system pomiaru parametrów jakości węgla WILPO C 532 hc (rys. 14).



Rys.14. System ciągłego pomiaru parametrów jakości węgla WILPO C 532 hc
[źródło: opracowanie własne]

Urządzenie przeznaczone jest do ciągłych pomiarów zawartości popiołu i zawartości wilgoci oraz wyznaczania wartości opałowej materiału wprost na przenośniku taśmowym. System, w zakresie pomiaru zawartości popiołu bazuje na nowatorskiej, rozproseniowo-absorpcyjnej metodzie pomiarowej, a w zakresie pomiaru zawartości wilgoci, na metodzie mikrofalowej.

1.13. Wirówka WOW 1,3 F NG

W węźle odwodnienia koncentratu węglowego zastosowano nową wirówkę odwadniającą typu WOW 1.3 F NG w wykonaniu prawym, dostarczoną przez FUGOR Sp. z o.o. (rys.15).



Rys.15. Wirówka odwadniająca WOW 1.3 F NG [źródło: opracowanie własne]

1.14. Demontaż osadzarki średnioziarnowej OS24D3e

Jednym z ostatnich etapów w ramach modernizacji węzła, jest usunięcie osadzarki średnioziarnowej OS24D3e (rys.16), w polu której zabudowano nowy przesiewacz wibracyjny WP1e-1,8x5,5 do odwadniania produktu pośredniego uzyskiwanego z obydwu osadzarek miałowych pulsacyjnych. W tym celu skrócono przenośnik taśmowy odbierający produkty pośrednie z zsuwni przenośników kubelkowych oraz zabudowano, poprzecznie do przenośnika, dodatkową zsuwnię kierującą materiał na ww. przesiewacz.

Odwodniony półprodukt na przesiewaczu WP1, poprzez układ przenośników taśmowych, kierowany będzie do zbiorników.

Osadzarka średnioziarnowa OS24D3e w trakcie procesu modernizacji służyła jako urządzenie, które jest w stanie awaryjnie przejąć rolę osadzarki OM30-E.



Rys.16. Puste pole po zdementowanej osadzarkie [źródło: opracowanie własne]

2. Podsumowanie

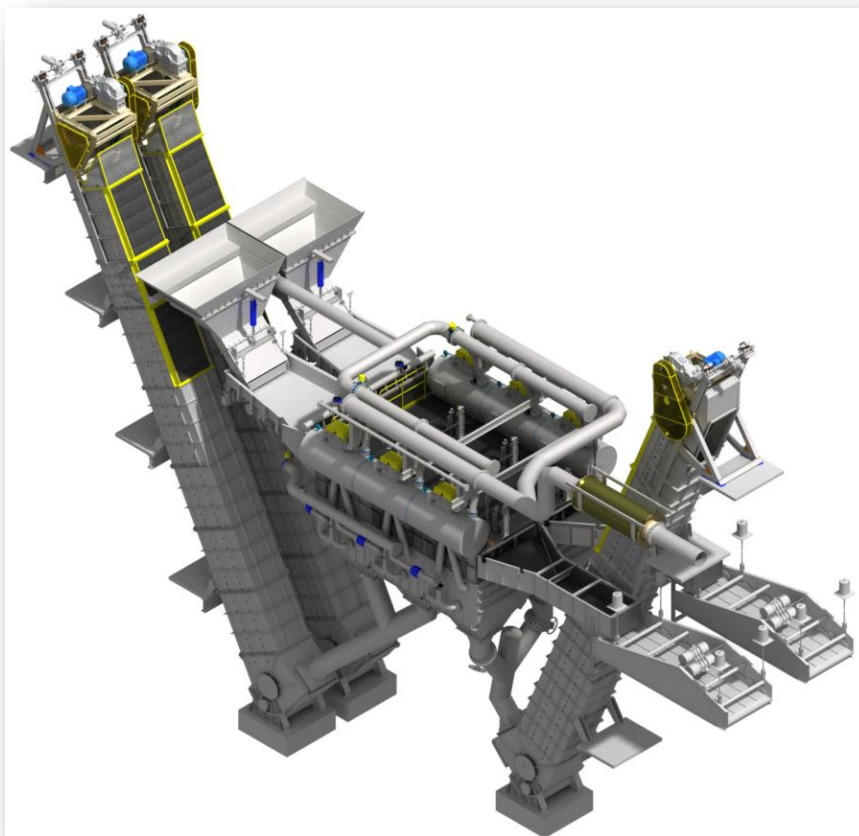
W rozdziale opisano modernizację osadzarkowego węzła wzbogacania w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica”.

Zastosowanie dwóch osadzarek miałowych OM 30 typu KOMAG pozwoli na uzyskanie maksymalnej wydajności węzła rzędu 1200 t/h. Istnieje możliwość wzbogacania jednym, dwoma, trzema lub wszystkimi czterema korytami osadzarki (osadzarek), w przypadku remontu, bądź podawania niewystarczającej ilości nadawy. Optymalne obciążanie osadzarek umożliwia uzyskiwanie korzystniejszych parametrów i wskaźników pracy (np.: imperfekcja, zapopielenie).

Montaż separatora elektromagnetycznego znacznie poprawia pracę osadzarek (zatykanie sit) i uprości jej obsługę.

Układ podawania nadawy wyposażony w podajniki wibracyjne WPT 2.6, wraz z układem wody górnej transportowej pozwala na równomierne obciążanie osadzarki na całej szerokości koryta roboczego i maksymalne wykorzystanie powierzchni roboczej osadzarki (pokładu sitowego). Zainstalowanie zautomatyzowanych, sterowanych przemiennikiem częstotliwości przenośników kubelkowych wydłuży ich trwałość oraz pozwoli na ich efektywniejsze wykorzystanie.

Na rys. 17 przedstawiono zmodernizowany węzeł osadzarkowy w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla KWK „Sośnica-Makoszowy”, Ruch „Sośnica”.



Rys.17. Zmodernizowany węzeł osadzarkowy KWK „Sośnica-Makoszowy” Ruch „Sośnica” [3]

Literatura

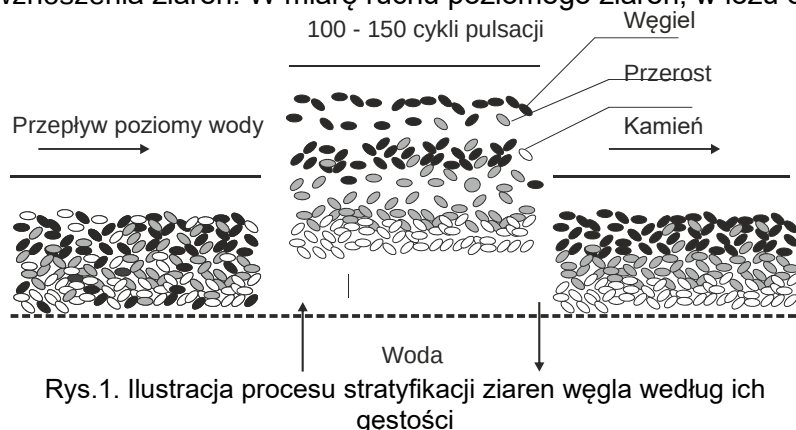
1. Matusiak P., Kowol D.: Wykonanie koncepcji modernizacji dwukorytowej, trójprzędziałowej osadzarki średnioziarnowej OS-24 wraz z urządzeniami współpracującymi, ITG KOMAG Gliwice 2012 (materiały niepublikowane).
2. Kowol D., Matusiak P.: Modernizacja technologii osadzarkowego węzła wzbogacania z zastosowaniem urządzeń typu KOMAG wraz z wykonaniem badań dokładności wzbogacania, ITG KOMAG Gliwice 2014 (materiały niepublikowane).
3. Matusiak P. i inni.: Wykonanie projektu w branży maszynowej modernizacji wytypowanego zakładu przeróbki mechanicznej, ITG KOMAG Gliwice 2014 (materiały niepublikowane).

Wpływ efektywności układu odbioru produktów w osadzarce na ocenę procesu wzbogacania węgla

Stanisław Cierpisz – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

1. Wprowadzenie

Węgiel surowy jest mieszaniną ziaren o różnej zawartości substancji mineralnej (zawartości popiołu), która wpływa na jego wartość opałową. W idealnym przypadku produkt użyteczny powinien składać się z ziaren od najmniejszej do maksymalnej wybranej zawartości popiołu – jego średnia zawartość popiołu jest średnią ważoną zawartości popiołu wszystkich ziaren. Ziarna węgla o zawartości popiołu większej od wybranej, tzw. popiołu rozdziału, powinny tworzyć odpady. W praktyce korzysta się z zależności korelacyjnej zawartości popiołu i gęstości ziaren. Korzystając z tej korelacji, można rozdzielać ziarna węgla nie według zawartości popiołu (jak to powinno odbywać się teoretycznie w idealnym procesie rozdziału), lecz według ich gęstości. Węgiel surowy rozdzielany jest na produkty w procesach technologicznych, z których jednym z najważniejszych jest proces grawitacyjnej stratyfikacji ziaren węgla według ich gęstości w pulsującym wodnym ośrodku w osadzarkach. Stratyfikacja ziaren węgla surowego rozpoczyna się, gdy jednorodny materiał ziarnowy jest w stanie fluidalnym. W trakcie kolejnych pulsacji wody, wywołanych układem odpowiednio otwieranych i zamykanych zaworów powietrznych, następuje stratyfikacja ziaren węgla głównie na skutek ich różnej prędkości opadania, ale również częściowo wznoszenia. Ziarna o małej gęstości lokują się w górnych warstwach materiału, a ziarna o większych gęstościach w dolnych warstwach. Na skutek dodatkowego poziomego ruchu wody materiał przesuwa się po sicie w kierunku poziomym. Prędkość przemieszczania się ziaren węgla w kierunku pionowym wzrasta ze wzrostem amplitudy pulsacji wody. Zbyt gwałtowny ruch wody może powodować ponowne mieszanie ziaren (zmniejszać efekt stratyfikacji) i dlatego w celu uzyskania produktu o odpowiedniej jakości, przy utrzymaniu akceptowalnych jego strat w odpadach, niezbędne jest zachowanie pewnego kompromisu pomiędzy procesami stratyfikacji ziaren i ich ponownego mieszania. Ilustracja stratyfikacji ziaren w czasie cyklu pulsacji przedstawiona jest na rys.1. Chociaż przyjmuje się, że zasadniczy rozdział ziaren następuje w fazie ich opadania, to początek procesu rozdziału ma miejsce już w fazie wznoszenia ziaren. W miarę ruchu poziomego ziaren, w łóżu osadzarki, formują się warstwy

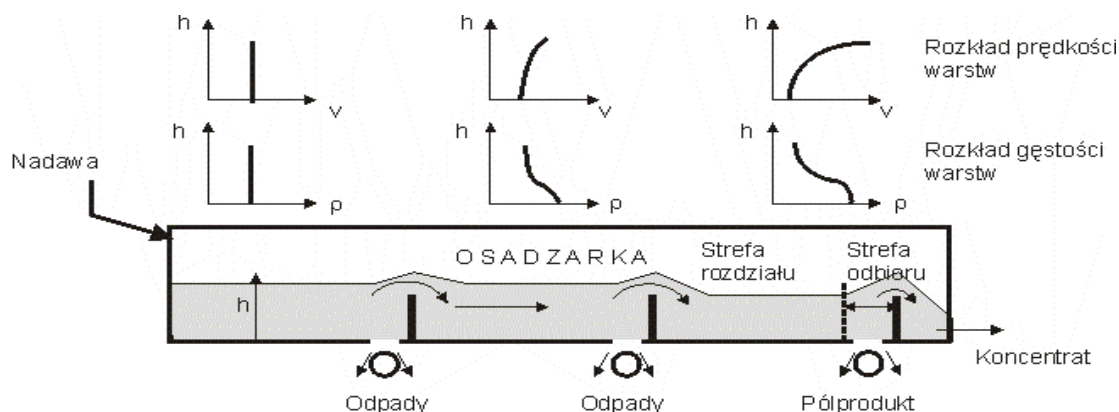


materiału o gęstościach wzrastających w kierunku sita osadzarki. Ziarna o małej gęstości (o małej zawartości popiołu) lokują się w górnych warstwach, natomiast ziarna o większych gęstościach (większych zawartościach popiołu) lokują się w dolnych warstwach. Proces rozdziału ziaren według ich gęstości nie jest idealny ze względu na ich różne

wielkości, kształt oraz zmiany w wymuszeniu ruchu wody. Z tego powodu osadzarka cechuje się pewną „organiczną” niedoskonałością rozdziału ziaren według ich gęstości, a w konsekwencji według zawartości w nich popiołu, nawet w warunkach idealnie stabilnych parametrów nadawy oraz cyklu pulsacji ośrodka.

Po uformowaniu się warstw gęstościowych materiału w łóżu osadzarki następuje rozdział łóża na tzw. produkt dolny (odpady, przerost) i produkt górny (koncentrat). Granica rozdziału, wyznaczona położeniem warstwy, która w połowie przechodzi do produktu górnego,

a w połowie do produktu dolnego, wyznacza tzw. gęstość rozdziału. Ilustracja procesu wzbogacania węgla na przykładzie 3 – produktowej osadzarki – przedstawiona jest na rys.2.



Rys.2. Ilustracja procesu wzbogacania węgla w 3-przedziałowej osadzarce pulsacyjnej

W pierwszych dwóch przedziałach osadzarki wydzielane są odpady, a w trzecim przedziale – półprodukt i koncentrat. Granica rozdziału łoża materiału na produkty (gęstość rozdziału) ustalana jest odpowiednio dobranym natężeniem przepływu produktu dolnego w każdym przedziale.

2. Stratyfikacja ziaren węgla w osadzarce

2.1. Teorie stratyfikacji ziaren węgla w łożu osadzarki

Pierwsze teorie ruchu ziaren węgla w jednorodnej cieczy, przedstawione przez Rittingera [7], opisywały swobodny spadek kulistych ziaren na podstawie bilansu sił działających na ziarno: siła grawitacji G , siła wyporu cieczy W i siła oporu cieczy R , których suma algebraiczna daje siłę F , powodującą ruch ziarna:

$$F = G - (W + R) \quad (1)$$

Ziarno opada ruchem przyspieszonym pod działaniem siły F i osiąga prędkość końcową v , gdy $F = 0$, na skutek wzrostu siły oporu R zależnej od kwadratu prędkości opadania:

$$v = k \cdot \sqrt{d(\rho_z - \rho_c)} \quad (2)$$

gdzie:

d – średnica ziarna, mm,

ρ_z – gęstość ziarna, g/cm³,

ρ_c – gęstość cieczy, g/cm³,

k – współczynnik kształtu ziarna.

Ziarna o średnicy 1 – 4 mm osiągają prędkość końcową (ok. 0,4 m/s) w czasie 0,1 – 0,25 s [7]. Ziarna o tej samej średnicy mają różne prędkości opadania i na tej zasadzie następuje stratyfikacja ziaren według ich gęstości. Ze względu na jednoczesną zależność prędkości v od średnicy ziaren konieczne jest ograniczenie zakresu wielkości jednocześnie wzbogaczanych ziaren. W rzeczywistości ziarna poruszają się w ośrodku skrępowanym, w którym występują wzajemne oddziaływania między ziarnami. Fakt ten został częściowo uwzględniony w kolejnych modyfikacjach zależności (2), np. przez Budryka [7]:

$$v = c \cdot [\sqrt{1 + b \cdot d^3 \cdot (\rho_z - \rho_o)} - 1] \quad (3)$$

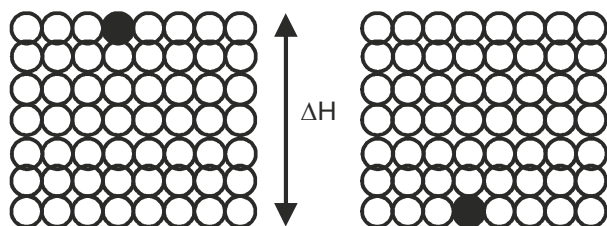
gdzie:

ρ_o – średnia gęstość ośrodka woda/węgiel w stanie rozluźowanym (fluidalnym),

b, c – współczynniki zależne od rodzaju i kształtu ziaren.

Powyższe teorie oparte na analizie ruchu ziaren są uproszczone i nie uwzględniają np. początkowej stratyfikacji ziaren, która zaczyna występować w trakcie ich ruchu w górę, niemniej pokazują faktyczny mechanizm stratyfikacji ziaren w pulsującym ośrodku wodnym.

Teorie przedstawione przez Mayera [10] i Kinga [10] oparte są na mechanizmie przesuwania się w dół środka ciężkości ośrodka woda/węgiel w czasie postępujących pulsacji ośrodka. Ruch wody powoduje wprowadzenie ośrodka w stan fluidalny i uwolnienie energii potencjalnej poszczególnych ziaren, które starają się zająć pozycję o możliwie najmniejszej energii potencjalnej. Model stratyfikacji ziaren materiału we fluidalnym ośrodku, przedstawiony przez Kinga [10], uwzględnia jednocześnie rozkład energii potencjalnej ziaren, powodujący proces stratyfikacji (opadania), z przypadkowym zjawiskiem dyfuzji, które zakłóca idealny rozkład stratyfikacji.



Zmiana energii potencjalnej układu, w którym cząstka o gęstości ρ i objętości v zmienia swoje położenie o ΔH w zbiorze cząstek o gęstości $\bar{\rho}$, wynosi:

$$\Delta E = v \cdot g \cdot (\rho - \bar{\rho}) \quad (4)$$

Rys.3. Zmiana energii potencjalnej układu ziaren

Gradient energii potencjalnej z pozycją H zajmowaną przez cząstkę wynosi:

$$\frac{dE}{dH} = v \cdot g \cdot (\rho - \bar{\rho}) \quad (5)$$

Strumień cząstek n_s o gęstości ρ w łóżu o średniej gęstości ρ_o , powodowany gradientem energii potencjalnej, wynosi:

$$n_s = -C_p \cdot u \cdot \frac{dE}{dH} \quad (6)$$

gdzie:

C_p – koncentracja cząstek o gęstości ρ (wyrażona w stosunku objętości),

u – prędkość cząstki w łóżu, w wyniku działania jednostkowego gradientu energii potencjalnej.

Łącząc (5) z (6), otrzymujemy:

$$n_s = -C_p \cdot u \cdot v \cdot g \cdot (\rho - \bar{\rho}) \quad (7)$$

Przeciwnym strumieniem jest strumień cząstek n_D powodowany zjawiskiem dyfuzji wynikającej z przypadkowego oddziaływania cząstka-cząstka i cząstka-ciecz, opisany prawem Ficka:

$$n_D = -D \cdot \frac{dC_p}{dH} \quad (8)$$

gdzie: D – stała dyfuzji zależna od rozmiaru ziarna, kształtu i stopnia rozluźnienia łóża.

Dla stanu dynamicznej równowagi obu strumieni ($n_D = -n_s$) oraz dla zbioru dyskretnych populacji ziaren „i” (0 – n) otrzymujemy:

$$\frac{dC_i(h)}{dh} = -\alpha \cdot C_i(h) \cdot (\rho_i - \bar{\rho}(h)) \quad (9)$$

gdzie:

$h = H/H_b$ – względna wysokość w stosunku do grubości łóża H_b ,

$\alpha = ug_v H_b / D$ – stała stratyfikacji.

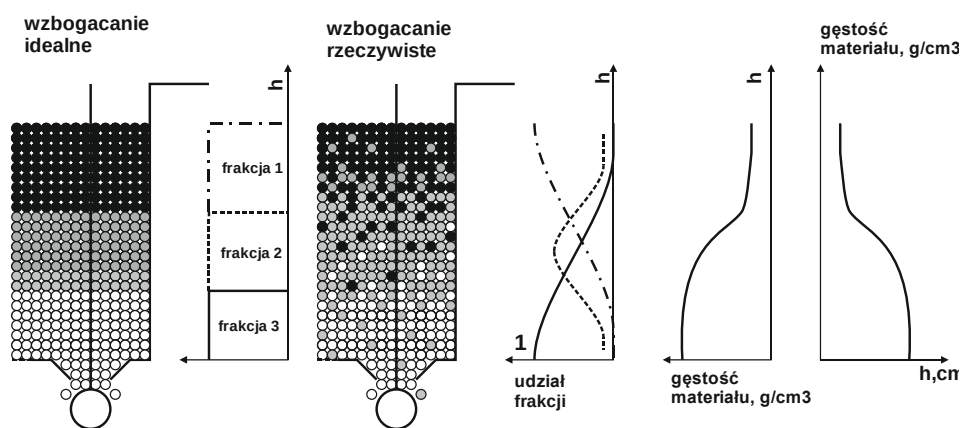
Rozwiązanie równania różniczkowego (9) daje rozkład koncentracji poszczególnych klas gęstościowych „i” materiału ze względną wysokością h łoża materiału w osadzarce, jak to pokazano poglądowo na rys. 4 dla trzech klas gęstościowych. Rozkład gęstości materiału wraz z wysokością $\rho(h)$ można wyznaczyć z następującego związku:

$$\bar{\rho}(h) = \sum_{i=1}^n C_i(h) \cdot \rho_i \quad (10)$$

Jeśli rozdział uformowanego łoża następuje teoretycznie na wysokości separacji h_s , to udział „i”-tej frakcji gęstościowej $R_i(h_s)$ w koncentracji oraz ilość (wychód) koncentratu $Y(h_s)$ można wyznaczyć z równań (11) i (12):

$$Y(h_s) = \frac{\int_{h_s}^1 \bar{\rho}(h) \cdot v(h) \cdot dh}{\int_0^1 \bar{\rho}(h) \cdot v(h) \cdot dh} \quad (11)$$

$$R_i(h_s) = \frac{\int_{h_s}^1 C_i(h) \cdot v(h) \cdot dh}{\int_0^1 C_i(h) \cdot v(h) \cdot dh} \quad (12)$$



Rys.4. Rozkład frakcji gęstościowych nadawy w łożu osadzarki, w stanie statycznym

2.2. Modele procesu wzbogacania węgla w osadzarce

Zjawiska zachodzące w osadzarce po raz pierwszy opisał Rittinger, określając wzór na graniczną prędkość opadania ziarna. Kolejnym opisem był model energetyczny Mayera, interpretujący zjawiska zachodzące w osadzarce różnicą energii potencjalnej między materiałem nierozwarstwowionym nadawy a materiałem rozwarstwowionym produktów wzbogacania. Teoretyczne założenia tego modelu, mimo wielu uproszczeń, są z powodzeniem wykorzystywane nawet w najnowszych opracowaniach [10]. Uwzględnia się też rozluźnianie wzbogacanego materiału w zależności od czasu i wysokości warstwy [10]. Przyczynowy opis zjawisk rozdziału w osadzarce zastosował w utworzonym teoretycznym modelu W. Zapała. Autor rozpoczyna rozważania od wzoru definicyjnego liczb rozdziału [16]:

$$n(\delta_j, \delta_{50}) = \frac{m(\delta_j, \delta_{50})}{M(\delta_j)} \quad (13)$$

gdzie: $m(\delta_j, \delta_{50})$ – masa ziaren frakcji o gęstości δ_j , znajdujących się w warstwach materiału o gęstościach mniejszych od gęstości rozdziału δ_{50} ,

$M(\delta_j)$ – całkowita masa ziaren elementarnej frakcji o gęstości δ_j w nadawie do osadzarki.

Następnie, wykorzystując równanie różniczkowe Rittingera, zakładając istnienie hipotetycznej cieczy ciężkiej w łożu osadzarki oraz uwzględniając wpływ przyspieszenia ruchu ziaren na proces ich rozdziału, zależność (3.6) doprowadzono do dwóch alternatywnych postaci. Jeżeli założy się stałe rozproszenie ziaren frakcji elementarnych, wtedy:

$$n(\delta_j, \delta_{50}) = \frac{1}{2} - \frac{1}{2} \operatorname{tg} h \left[0,81439 \frac{0,6745}{E_p} (\delta_j - \delta_{50}) \right] \quad (14)$$

$$\cong 1 - \Phi \left[\frac{0,6745}{E_p} (\delta_j - \delta_{50}) \right]$$

$$E_p = \frac{\delta_{25} - \delta_{75}}{2}$$

Jeśli natomiast założymy stałą imperfekcję frakcji elementarnych, wtedy:

$$n(\delta_j, \delta_{50}) = \frac{1}{2} - \frac{1}{2} \operatorname{tg} h \left[0,81439 \frac{0,6745}{E_{pi}} (\delta_j - \delta_{50}) \right] \quad (15)$$

$$\cong 1 - \Phi \left[\frac{0,6745}{E_{pi}} (\delta_j - \delta_{50}) \right]$$

$$E_{pi} = \frac{\delta_{25} - \delta_{75}}{\delta_{25} + \delta_{75}} \delta_j$$

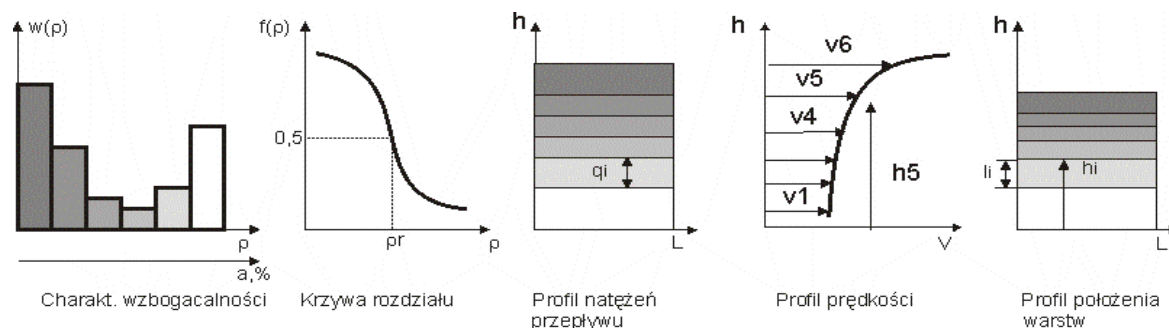
gdzie E_{pi} – rozproszenie prawdopodobne frakcji elementarnej o gęstości δ_j .

Zależności powyższe pokazują, że krzywą rozdziału osadzarki można przy pewnych założeniach aproksymować dystrybucją rozkładu normalnego (15). Krzywe rozdziału osadzarek i cyklonów wodnych nie zawsze są symetryczne względem punktu, odpowiadającego gęstości rozdziału; z tego powodu krzywe te aproksymowane są też dystrybucją rozkładu logarytmiczno-normalnego, a praktycznie logarytmiczno-normalnego uciętego.

3. Układy odbioru produktów wzbogacania węgla

3.1. Formowanie łoża w strefie odbioru produktów

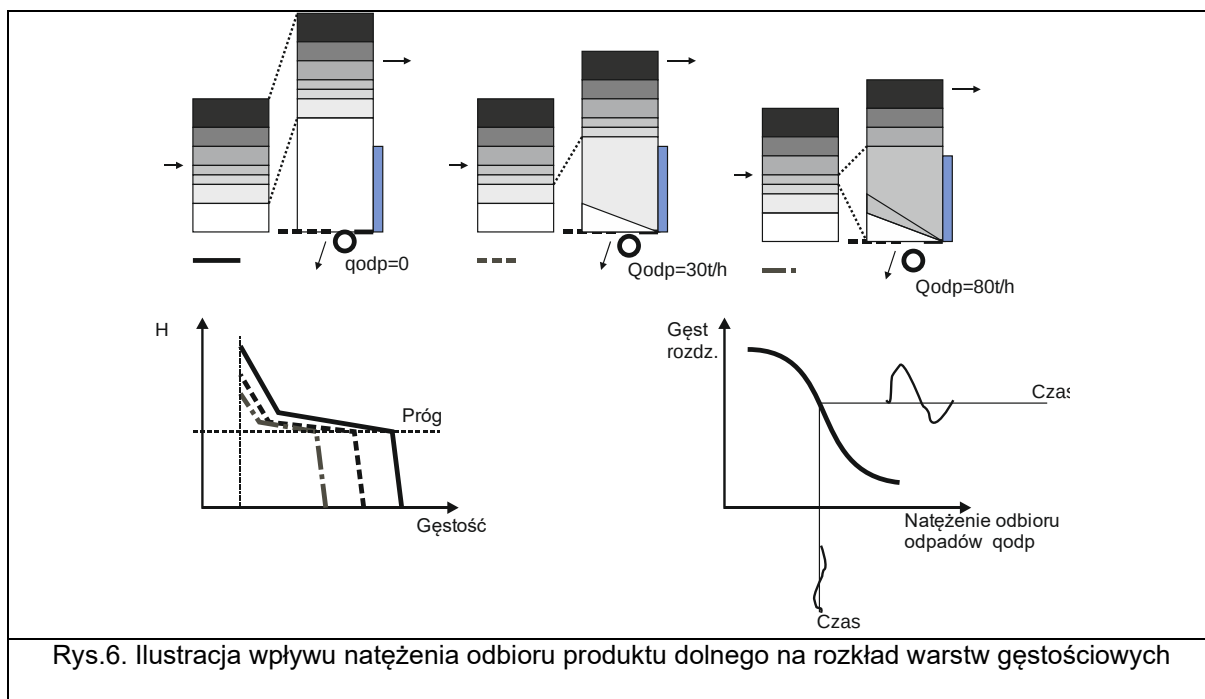
W trakcie pulsacyjnego pionowego ruchu ziaren materiału następuje jego stratyfikacja według gęstości ziaren oraz jego rozproszenie na skutek różnych wymiarów i kształtu ziaren. Ta pierwsza faza procesu wzbogacania decyduje o efektywności ekonomicznej procesu i jest reprezentowana przez krzywą rozdziału maszyny. Porównanie efektywności ekonomicznej różnych wzbogacalników opiera się na porównaniu prognozowanych ilości i jakości produktów dla różnych krzywych rozdziału. W efekcie procesów stratyfikacji i rozproszenia formuje się profil gęstości łoża wzdłuż wysokości łoża, który wygodnie jest przedstawić w postaci warstw o różnych gęstościach, jak to pokazano na rys.5.



Rys.5. Ilustracja procesu formowania się warstw gęstościowych materiału w trakcie wzbogacania

Węgiel surowy, o charakterystyce wzbogacalności węgla reprezentowanej na rys.5 przez krzywą częstości, po przejściu przez krzywą rozdziału osadzarki formuje profil natężeń przepływu warstw gęstościowych o natężeniach przepływu q_i . Na skutek różnych prędkości

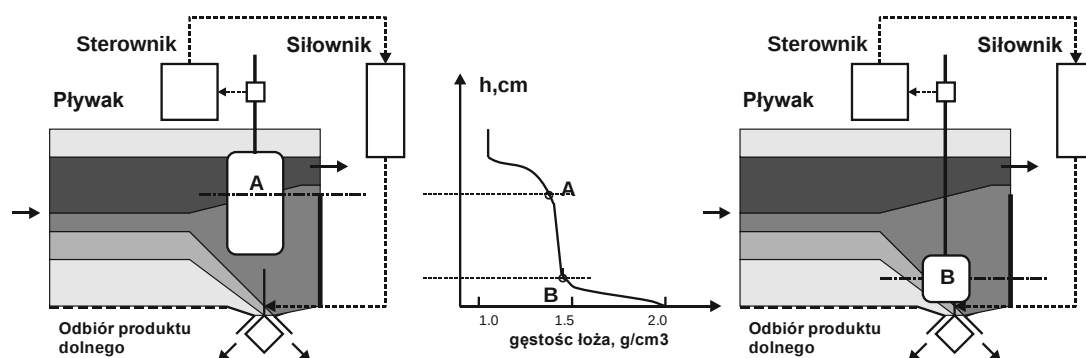
przepływu poszczególnych warstw, faktyczny rozkład wysokości (grubości) warstw h_i przedstawia się jak na rys.5. W strefie odbioru następuje faktyczny rozdział rozwarstwowanego łoża na produkt dolny, odprowadzany przez szczelinę odbiorczą o regulowanym otwarciu, oraz na produkt górny, odprowadzany przez próg przelewowy. Ilustracja wpływu natężenia odbioru produktu dolnego na rozkład warstw w strefie odbioru przedstawiono poglądowo na rys.6.



Przy zamkniętym odbiorze produktu dolnego ($q_d = 0$), cały rozwarstwiony materiał przepływa przez próg przelewowy. W przestrzeni od progu przelewowego do pokładu sitowego formuje się stopniowo warstwa o największej gęstości, która teoretycznie powoduje stałą maksymalną gęstość materiału w strefie odbioru. Należy zauważyć, że długość strefy odbioru (wzdłuż koryta osadzarki) jest zmienna w czasie procesu. Zwiększenie natężenia przepływu produktu dolnego (np. $q_d = 30 \text{ t/h}$) powoduje uformowanie się w strefie odbioru warstwy o gęstości równej gęstości rozdziału. Całkowita grubość łoża będzie mniejsza o odprowadzony produkt dolny. Dalsze zwiększanie natężenia odbioru (np. $q_d = 80 \text{ Mg/h}$) powoduje formowanie się w strefie odbioru, poniżej progu przelewowego, warstwy o stałej (w stanie ustalonym), coraz większej gęstości. Zmiany profilu rozkładu gęstości łoża wraz z wysokością pokazane są na rys.6 dla różnych odbiorów produktu dolnego. Widać, że profil ten jest silnie nieliniowy, a gęstość rozdziału jest w przybliżeniu określona przez gęstość materiału poniżej progu przelewowego.

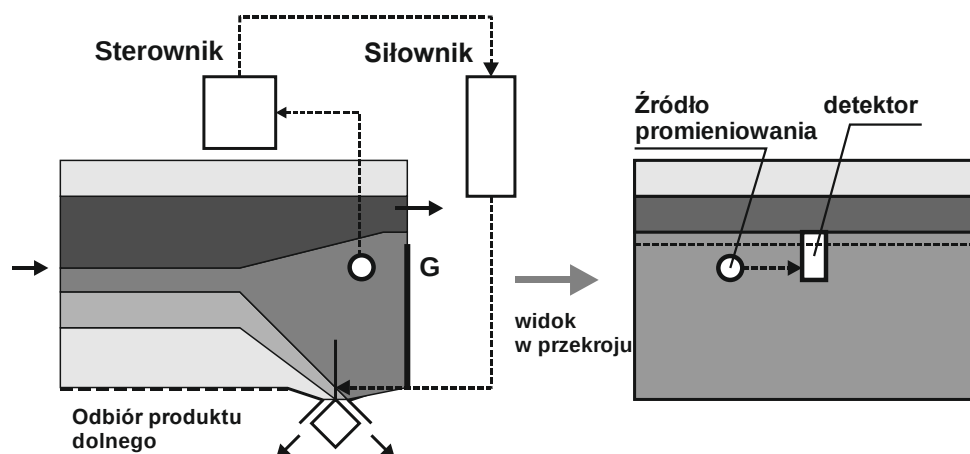
3.2. Układy odbioru produktu dolnego

Schemat blokowy pływakowego układu sterowania odbiorem produktu dolnego przedstawiony jest na rys.7 [1,5].



Rys.7. Ilustracja pływakowego układu sterowania odbiorem produktu dolnego w osadzarce

Podstawowym elementem układu jest metalowy pływak o odpowiednio dobranym kształcie i wymiarach. Położenie pływak w pulsującym ośrodku powinno być ściśle związane (w stanie skrępowanym ośrodku) z położeniem warstwy materiału o wybranej gęstości, która powinna stale znajdować się na wysokości progu i być w ten sposób tzw. warstwą rozdziału. Ustalenie odpowiedniej gęstości rozdziału odbywa się przez dobór właściwego natężenia odbioru produktu dolnego. Zakłócenia występujące w osadzarce w postaci zmian ilości nadawy i jej składu densymetrycznego powodują występowanie znacznych fluktuacji gęstości rozdziału. Zadaniem pływakowego układu sterowania odbiorem produktu dolnego jest minimalizacja tych fluktuacji. Stosowane obecnie pływalki mają kształt prostopadłościanu i różnią się wymiarami (objętością): pływalki (A) o wysokości 35-40 cm o objętości 10-11 dcm³ (systemy Boss) oraz pływalki (B) mniejsze, o wysokości 19-20 cm i objętości 4-5 dcm³ (systemy SSO). Gęstość pływaków dobiera się w przybliżeniu tak, aby ich prędkość opadania była równa prędkości opadania ziaren o najmniejszej założonej gęstości rozdziału. Oznacza to, że gęstość pływaków, ze względu na znaczne różnice w rozmiarach w stosunku do średniej średnicy ziarna, jest istotnie mniejsza od gęstości rozdziału (gęstości warstwy rozdziału). Błędy pomiarowe pływaków powodujące znaczne fluktuacje gęstości rozdziału na skutek zmian ilości i jakości nadawy mogą być istotnie zmniejszone w przypadku zastąpienia pływaków przez radiometryczny gęstościomierz umieszczony w pobliżu progu przelewowego, jak to przedstawiono na rys.8 [5].

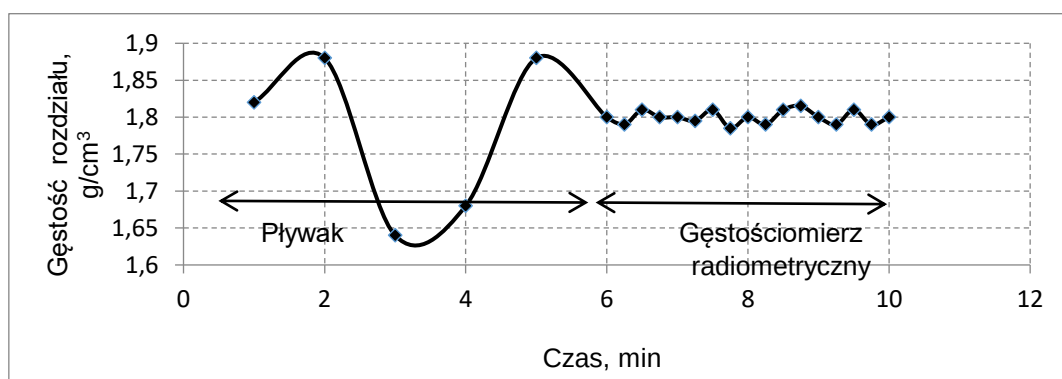


Rys.8. Radiometryczny układ sterowania

W układzie tym sygnał z gęstościomierza radiometrycznego jest próbkowany w okresach zwartego stanu łoża osadzarcki (w każdym cyklu pulsacji) i przeliczany na gęstość rozdziału materiału w stanie suchym [5]. Tak określona gęstość rozdziału porównywana jest z wartością zadaną, a sygnał błędny steruje natężeniem przepływu produktu dolnego. Porównanie efektów stabilizacji gęstości rozdziału w układzie sterowania pływakowego (A)

i radiometrycznego przeprowadzono z zastosowaniem warstwowego modelu symulacyjnego strefy rozdziału szczegółowo przedstawionego w pracy [5].

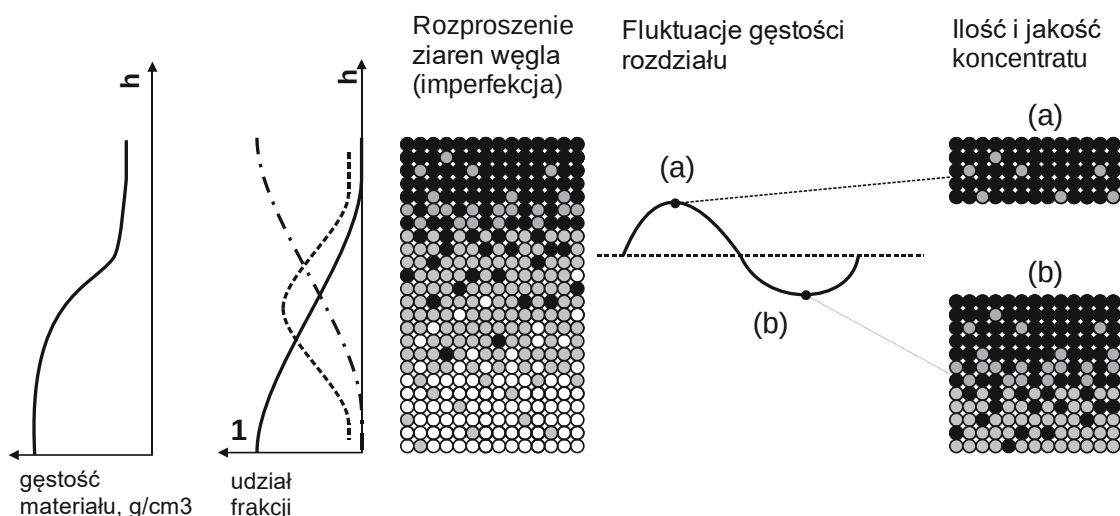
Porównanie efektów działania układu sterowania z pływakiem oraz z gęstościomierzem radiometrycznym w postaci dokładności stabilizacji gęstości rozdziału w osadzarce przedstawiono na rys.9. W obu układach mierzona była gęstość rozdziału radiometrycznym gęstościomierzem zainstalowanym na wysokości prog. W układzie z pływakiem gęstościomierz był jedynie miernikiem gęstości rozdziału natomiast w układzie bez pływaka gęstościomierz zastępował działanie pływaka i jego sygnał był wykorzystany bezpośrednio w układzie sterowania. Fluktuacje gęstości rozdziału w układzie pływakowym dochodzą do $\pm 0,10$ ($0,12$) g/cm^3 , natomiast w układzie z gęstościomierzem radiometrycznym uzyskuje się istotne zmniejszenie fluktuacji gęstości rozdziału do $\pm 0,03$ ($0,02$) g/cm^3 . Wynika to głównie z mniejszych błędów pomiarowych gęstościomierza radiometrycznego.



Rys.9. Porównanie jakości stabilizacji gęstości rozdziału w układzie pływakowym i układzie typu RSO-GAMMA z gęstościomierzem radiometrycznym

4. Wpływ efektywności układu odbioru produktów na ocenę efektywności procesu wzbogacania

W trakcie wzbogacania węgla w osadzarce występuje jednocześnie proces rozproszenia ziaren węgla (imperfekcji) w łóżu oraz fluktuacji gęstości rozdziału. Odbija się to na wynikach analiz prób produktów wzbogacania (koncentratu, półproduktu odpadów) w celu oznaczenia ilości poszczególnych frakcji gęstościowych ($<1,5$, $1,5-1,8$, $>1,8$ g/cm^3) i oceny na tej podstawie efektywności procesu wzbogacania – rys.10.



Rys.10. Wpływ rozproszenia ziaren w łóżu oraz fluktuacji gęstości rozdziału na ilość i jakość produktów

Na podstawie wyników oznaczeń próbek produktów trudno określić czy dany wynik spowodowany był samym rozproszeniem ziaren czy zmianą gęstości rozdziału, i na ile zmniejszenie wahań gęstości rozdziału może zmniejszyć imperfekcję osadzarki. W tym celu, na podstawie przyjętego modelu procesu wzbogacania przeprowadzono analizę symulacyjną z zastosowaniem pakietu oprogramowania Matlab/Simulink. Do szacunkowej analizy przyjęto model krzywej rozdziału opisaną zależnością (14) oraz charakterystykę densymetryczną nadawy podaną w postaci wychodów 6 frakcji gęstościowych. Analizę ograniczono do wychodów poszczególnych frakcji gęstościowych w produktach wzbogacania pomijając ich jakość (zawartość popiołu). Przyjęto następujące założenia:

- próbki poszczególnych produktów są uśrednionymi próbami za okres zmiany, co oznacza praktycznie, że ich parametry wynikają również z uśrednionego wpływu fluktuacji gęstości rozdziału wokół jej wartości średniej, przyjętej jako zadana gęstość rozdziału,
- efektywność procesu wzbogacania będzie oceniana głównie na podstawie zawartości poszczególnych frakcji gęstościowych w produktach,
- model krzywej rozdziału według zależności (14) (opisany imperfekcją osadzarki) stosowany będzie dla wszystkich frakcji gęstościowych gdy nie występują fluktuacje gęstości rozdziału,
- w przypadku zmian gęstości rozdziału stosowany będzie model krzywej rozdziału z imperfekcją określoną jedynie dla danej frakcji gęstościowej (różne wartości imperfekcji dla różnych frakcji).

Przyjęto następujące oznaczenia:

Frakcja gęstościowa <1.5 - węgiel W
 Frakcja gęstościowa $1.5-1.8$ - przerost Pp,
 Frakcja gęstościowa >1.8 - kamień (odpady) K,
 $K_{(1.5-1.8)}$ - udział przerostu w koncentracji, %,
 $K_{(>1.8)}$ - udział kamienia w koncentracji, %,
 $P_{(<1.5)}$ - udział węgla w półprodukcie, %,
 $P_{(>1.8)}$ - udział kamienia w półprodukcie, %,
 $O_{(1.5-1.8)}$ - udział przerostu w odpadach, %,
 $O_{(<1.5)}$ - udział węgla w odpadach, %.

$I_{(1.5-1.8)k,o}$ - imperfekcja dla frakcji $(1.5-1.8)$ w koncentracji lub odpadach,
 $I_{(1.5-1.8)k}$ - imperfekcja dla frakcji $(1.5-1.8)$ w koncentracji,
 $I_{(<1.5)o}$ - imperfekcja dla frakcji (<1.5) w odpadach,
 $I_{(<1.5)p}$ - imperfekcja dla frakcji (<1.5) w półprodukcie,
 $I_{(>1.8)k}$ - imperfekcja dla frakcji (>1.8) w koncentracji,
 $I_{(>1.8)p}$ - imperfekcja dla frakcji (>1.8) w półprodukcie.

Do analizy przyjęto następujący udział frakcji gęstościowych w nadawie:

(a) K-50%, P – 4%, O – 46% (b) K – 50%, P – 7%, O – 43% (c) K – 50%, P – 10%, O – 40%. Charakterystyki densymetryczne nadaw (a,b,c) przedstawiono w tabeli 1.

Przyjęto, że dla nadawy (a) prowadzone jest wzbogacanie dwu-produktowe z gęstością rozdziału 1.8 g/cm^3 , natomiast dla nadawy (b) i (c) – trój-produktowe, z gęstościami rozdziału 1.5 g/cm^3 i 1.8 g/cm^3 . Analizę przeprowadzono dla fluktuacji gęstości wokół wartości średnich $(1.5 \text{ i } 1.8)$: (a) 0.0 g/cm^3 , (b) $\pm 0.02 \text{ g/cm}^3$, (c) $\pm 0.07 \text{ g/cm}^3$, (d) $\pm 0.012 \text{ g/cm}^3$.

Charakterystyki densymetryczne nadaw

Tabela1

Lp	Klasa gęstościowa, g/cm ³	(a)Wychód, %	(b)Wychód %	(c)Wychód %
1	<1.4	35	35	35
2	1,4-1.5	15	15	15
3	1,5-1,6	1,5	3,0	4,0
4	1,6-1,8	2,5	4,0	6,0
5	1,8-2,0	13	14	10
6	>2.0	33	30	30

Analizę przeprowadzono dla fluktuacji gęstości wokół wartości średnich (1,5 i 1,8): (a) 0,0 g/cm³, (b) $\pm 0,02$ g/cm³, (c) $\pm 0,07$ g/cm³, (d) $\pm 0,012$ g/cm³. Założono wstępnie, że imperfekcja osadzarki dla wydzielania koncentratu i przerostu wynosi $I_{1,5} = I_{1,8} = I = 0,15$. Dla takiej imperfekcji wyznaczono (na podstawie modelu symulacyjnego) udziały poszczególnych frakcji gęstościowych (węgiel, przerost, kamień) w produktach wzbogacania. Założono, że wyznaczone udziały powodowane są rozproszeniem frakcji gęstościowych na skutek pulsacji ośrodka woda/węgiel. Następnie obliczono udziały frakcji w przypadku wprowadzania coraz większych fluktuacji gęstości rozdziału. Aby ocenić wielkość wpływu zakłóceń gęstości rozdziału na efektywność wzbogacania, zbadano, jaka powinna być imperfekcja procesu, aby przy określonych fluktuacjach gęstości rozdziału uzyskać podobne wyniki wzbogacania. Sposób symulacji np. imperfekcji $I_{(<1,5)p}$ dla przejścia części klasy gęstościowej (<1.5) do półproduktu odpowiadającej łącznemu działaniu przyjętej imperfekcji I dla $\Delta\rho = 0$ oraz przykładowych fluktuacji gęstości rozdziału $\Delta\rho = \pm 0,07$ g/cm³ przedstawiono na rys.11. Wyniki obliczeń zestawiono w tabelach 2 i 3.

Wzbogacanie dwu-produktowe nadawy (a)

Tabela 2

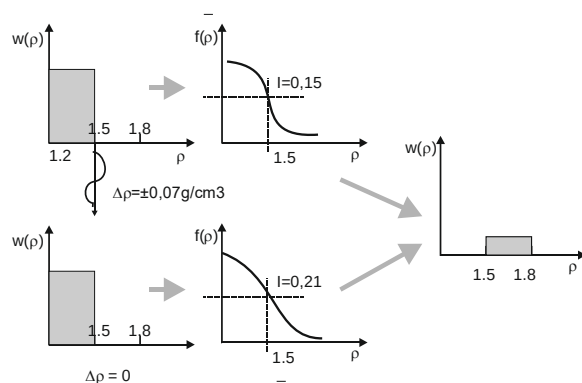
Lp.	Zmiana $\square_r$, g/cm ³	$K_{(1,5-1,8)}$ %	$O_{(1,5-1,8)}$ %	$I_{(1,5-1,8)}$ %	$O_{(<1,5)}$ %	$I_{(<1,5)}$ %	$K_{(>1,8)}$ %	$I_{(>1,8)}$ %
1	0	3,15	0,85	0,15	0,97	0,15	4,05	0,15
2	$\pm 0,02$	3,14	0,85	0,15	0,98	0,15	4,07	0,15
3	$\pm 0,07$	3,07	0,92	0,17	1,05	0,15	4,08	0,15
4	$\pm 0,12$	2,94	1,05	0,21	1,22	0,16	4,85	0,18
5	Średnia gęstość rozdziału $\square_r = 1,8$ g/cm ³							

Wzbogacanie trój-produktowe (nadawa (c))

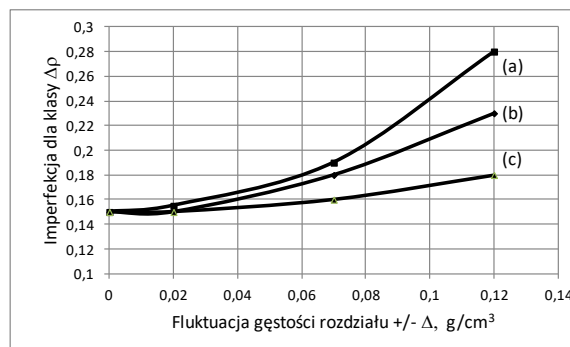
Tabela 3

Lp	Zmiana ρ_r , g/cm ³	$K_{(1,5-1,8)}$ %	$I_{(1,5-1,8)k}$ %	$P_{(<1,5)}$ %	$I_{(<1,5)p}$ %	$P_{(>1,8)}$ %	$I_{(>1,8)p}$ %	
1	0	1,88	0,15	7,31	0,15	3,20	0,15	
2	$\pm 0,02$	1,90	0,15	7,44	0,15	3,30	0,15	
3	$\pm 0,07$	2,12	0,18	8,87	0,19	3,40	0,16	
4	$\pm 0,12$	2,53	0,23	11,8	0,28	3,84	0,18	
5	Średnie gęstości rozdziału: $\rho_r = 1,5$ g/cm ³ , $\rho_r = 1,8$ g/cm ³							

Zestawienie wpływu zmian gęstości rozdziału na zastępczą imperfekcję dla danej frakcji gęstościowej nadawy (dla wzbogacania 3-produktowego – tabela 2) przedstawiono na rys.12.



Rys.11. Symulacja zastąpienia wpływu zmian gęstości rozdziału przez zmianę imperfekcji dla danej frakcji nadawy



Rys.12. Wpływ zmian gęstości rozdziału na zastępczą imperfekcję dla danej frakcji nadawy : (a) - $I_{(<1,5)p}$, (b) - $I_{(1,5-1,8)k}$, (c) - $I_{(>1.8)}$

Wyników analizy zawartości poszczególnych frakcji gęstościowych nadawy w produktach wzbogacania oznaczanych w obecności znacznych zakłóceń gęstości rozdziału nie można aproksymować przy pomocy jednej krzywej rozdziału charakteryzowanej jedną wartością imperfekcji. Wpływ ten można zastępczo określać przy pomocy różnych jej wartości dla udziału poszczególnych frakcji w produktach wzbogacania. Na przykład wyznaczona zastępcza imperfekcja dla udziału frakcji węgla ($<1,5$) w półprodukcie, w obecności fluktuacji gęstości rozdziału $\Delta\rho = \pm 0,1 \text{ g/cm}^3$, wynosi $I_{(<1,5)k} = 0,24$. Po zmniejszeniu fluktuacji gęstości rozdziału do np. $\pm 0,02 \text{ g/cm}^3$ wartość tej imperfekcji zmniejszy się do 0,15. Widać z tego, że efektywność procesu wzbogacania w istotny sposób poprawi się po zmniejszeniu fluktuacji gęstości rozdziału. Efekt ten będzie różny dla różnych frakcji gęstościowych nadawy oraz ich udziału w poszczególnych produktach wzbogacania.

Literatura

1. Bartelt D.: Dry preparation of small coal using radioisotopes for control of shale extraction. V International Coal Preparation Congress, Pittsburgh 1968.
2. Będkowski Z.: Kompleksowy system sterowania pracą węzła wzbogacalnika osadzarkowego w zakładach przeróbki mechanicznej węgla AS 2000 z zastosowaniem układu automatycznego odbioru produktów wzbogacania BOSS 2000, Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa, Katowice, Nr 8, 2001.
3. Cierpisz S., Kowol D.: Wpływ zakłóceń procesu wzbogacania węgla w osadzarce na zmiany gęstości rozdziału - badania laboratoryjne. Gór. Geoinż. AGH, 4/2009.
4. Cierpisz S., D. Kowol, J. Joostberens: Model symulacyjny strefy rozdziału węgla w osadzarce. Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa. 2010.
5. Cierpisz S.: Analiza procesu rozdziału węgla na produkty w osadzarce z zastosowaniem gęstościomierza radiometrycznego. Górnictwo i Geologia, tom 6, zeszyt 2, Gliwice 2011.
6. Coal preparation in South Africa, Compiled by the South African coal processing society, 2002.
7. Dietrych J.: Osadzarki. PWT, Katowice, 1953.
8. Hillman J.: A history of British coal preparation. Ratcliff & Proper, England, 2003.
9. Jonkers A., Lyman G. J., Loveday G. K.: Advances in modeling of stratification in jigs. XIII International Coal Preparation Congress. Australia 1998.
10. King R.P: Modeling and simulation of mineral processing systems. Butterworth-Heinemann, 2001.
11. Kowol D.: Praca doktorska. Politechnika Śląska, 2011.
12. Lyman G.J. (1992) Review of jiggling principles and control. Coal Preparation; 11 (1-2); 41-72 (Jun 1992).

13. Lyman G.J., Jonkers A., van Latum L., Hughes D.M.: Automatic computerized jig control. In: Proceedings of the ninth international conference on coal research, Washington, DC, USA, 13-16 Oct 1991.
14. R.Srinivasan, B.K. Mishra, S.P. Mehrotra: Simulation of particle stratification in jigs. Coal Preparation, vol.20, 1999.
15. Xia Y., Peng F.F., Wolfe E.: CFD simulation of fine coal segregation and stratification in jigs. International Journal of Mineral Processing, vol.82, April, 2007.
16. Zapała W: Teoretyczny model krzywej rozdziału osadzarki. Materiały XII ICPC, Kraków, 23-27 maja 1994.

Wdrożenie systemu sterowania pracą osadzarki BOSS2010 w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla LW „Bogdanka”

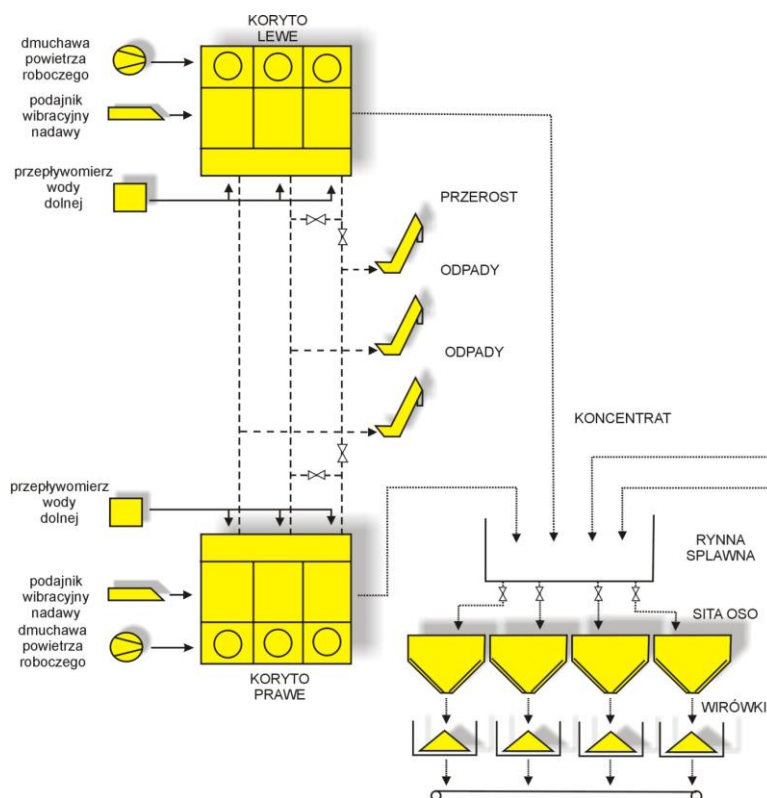
Marek Kryca Waldemar Sobierajski Artur Kozłowski – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG, **Władysław Bieńko, Grzegorz Semenik** – LW „Bogdanka” S.A.

1. Wprowadzenie

System BOSS2010 przeznaczony do sterowania pracą osadzarki pulsacyjnej został zainstalowany w rozbudowanym zakładzie przeróbczym LW „Bogdanka”. Dzięki rozbudowie została zwiększona wydajność ZPMW z 1200 t/h do 2400 t/h. Dodatkowo 1200 t/h zostało uzyskane poprzez zastosowanie technologii wzbogacania w cieczy ciężkiej i zabudowie wodnych, pulsacyjnych osadzarek miałowych. Miał węglowy o uziarnieniu 0(1,5) -20 mm jest wzbogacany w dwóch osadzarkach miałowych, dwukorytowych, trójprzedziałowych typu OMD3-4x7,5 produkcji PROREM Sp. z o.o. System sterowania BOSS2010 został wytworzony i dostarczony przez Centrum Transferu Technologii EMAG na bazie licencji udzielonej przez Instytut Technik Innowacyjnych EMAG. Układ sterowania umożliwia automatyczną kontrolę parametrów pracy poszczególnych przedziałów osadzarek, jak również współpracę z nadrzędnym systemem sterowania poprzez sieć technologiczną zakładu. Proces wdrożenia systemu obejmował kilka istotnych etapów, które zostały opisane w kolejnych punktach artykułu.

2. Opis obiektu technologicznego

Układ technologiczny płuczki osadzarkowej wybudowanej na terenie LW „Bogdanka” przedstawia rysunek 1.



Rys.1. Układ technologiczny płuczki osadzarkowej uwzględniający jedną osadzarkę dwukorytową
[źródło: opracowanie własne]

Konstrukcja osadzarek oraz sposób wykonania instalacji wodnych i pneumatycznych umożliwia prowadzenie wzbogacania w każdym korycie niezależnie, co przy odpowiedniej konstrukcji systemu sterowania oznacza, że kopalnia ma do dyspozycji cztery osadzarki jednokorytowe. Każde koryto osadzarki ma przyporządkowaną dmuchawę powietrza roboczego i podajnik wibracyjny sterowane falownikami. Przepływ wody dolnej jest monitorowany niezależnymi przepływomierzami dla każdego koryta. Koncentrat z osadzarek jest kierowany do wspólnej rynny spławnej, a następnie rozdzielany przez operatora do sit odśrodkowych OSO poprzez otwarcie zasuw nożowych z pulpitu operatorskiego systemu BOSS2010. Odpady z osadzarek odbierane są podnośnikami kubełkowymi, z których każdy obsługuje dwa przedziały robocze (koryto lewe i prawe). W przypadku wzbogacania dwuproduktowego odpady z trzecich przedziałów obu koryt są łączone z odpadami z drugich przedziałów i transportowane jednym podnośnikiem. Praca osadzarki jest uwarunkowana sygnałem gotowości urządzeń odbioru produktów wzbogacania, a podanie nadawy jest możliwe tylko, gdy system sterowania jest sprawny i jest właściwy przepływ wody dolnej, właściwe ciśnienie robocze i sterujące. Ilość i jakość nadawy, koncentratu i odpadów jest mierzona wagami przenośnikowymi i popiołomierzami absorpcyjnymi ALFA06/2E. Wybór typu popiołomierza podyktowany był warunkami technologicznymi, takimi jak jednorodność strugi materiału, warunki zabudowy, brak zużywających się części.

3. Zabudowa elementów wykonawczych układów odbioru produktów wzbogacania

Każdy przedział osadzarki jest wyposażony w siłownik regulujący wielkość szczeliny odprowadzającej produkt dolny oraz siłownik ustalający położenie zasuw przedziałowej i tym samym wpływający na głębokość roboczą przedziału. Siłowniki te mają zabudowane układy elektroniczne odpowiedzialne za właściwe ich pozycjonowanie (kontrola wysunięcia), zgodne z wartościami przesyłanymi ze sterownika przedziałowego. Pozycjonowany jest również napęd przepustnicy wody dolnej. Każdy z przedziałów posiada dwie przepustnice wody dolnej – pierwsza z nich jest ustawiana ręcznie, a druga, zabudowana w końcowej części przedziału roboczego, jest wpięta w układ automatycznej regulacji. Na rys. 2 przedstawiono zamocowane do belki wsporczej siłowniki wraz z pozycjonerami.



Rys.2. Siłowniki układu odbioru produktu górnego i produktu dolnego [źródło: opracowanie własne]

Medium roboczym jest sprężone powietrze o ciśnieniu nominalnym 6 bar i klasie, jakości 3 zgodnej z ISO 8573.1. Klasa 3 czystości sprężonego powietrza definiuje górne granice zawartości cząstek stałych wody i oleju na poziomie:

- maksymalna wielkość cząstek stałych 5 μ m,
- maksymalna koncentracja cząstek stałych 5 mg/m³,
- maksymalna wartość ciśnieniowego punktu rosy -20°C,
- maksymalna koncentracja oleju 5 mg/m³.

Użyte elektrozawory i siłowniki mogą pracować zarówno z powietrzem olejonym jak i bez olejenia. Zastosowane średnice tłoków pozwalają na uzyskanie siły około 7 000 N, co stanowi wartość wystarczającą do płynnej i dynamicznej regulacji położenia siłowników w czasie pracy maszyny.

Dynamika działania siłownika jest regulowana poprzez nastawy sterownika przedziału, nastawy pozycjonera, zastosowane średnice przyłączy pneumatycznych i maksymalny przepływ elektrozaworu.

4. Struktura systemu sterowania węzłem osadzarkowym

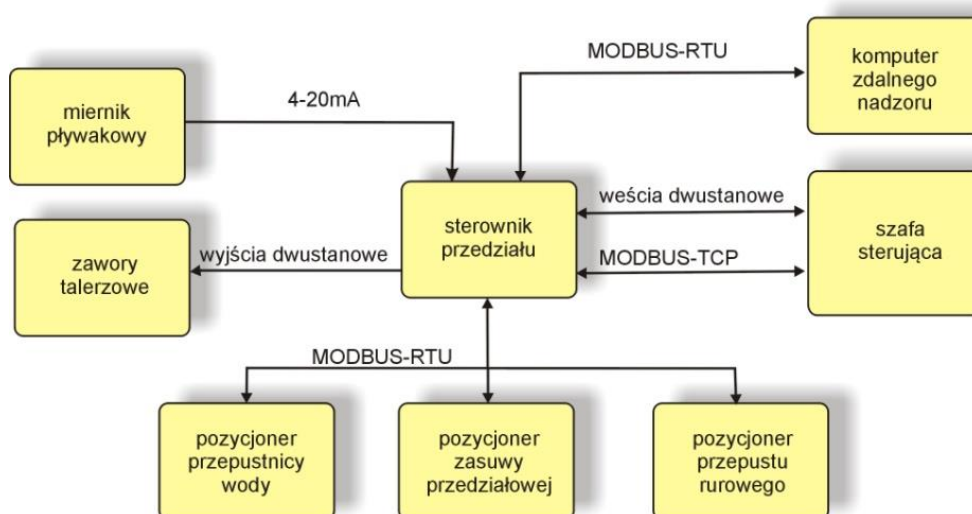
System sterowania BOSS2010 jest rozwinięciem systemu BOSS2000. Oprócz zmian sprzętowych wynikających z postępu technologicznego, wprowadzonych zostało szereg zmian mających na celu zwiększenie wygody użytkowania i podwyższenie bezpieczeństwa funkcjonalnego. Wpięcie układu w strukturę informatyczną zakładu przerobczego wymagało przeprowadzenia modyfikacji systemu w celu utrzymania spójności rozwiązań w ramach systemu dyspozytorskiego. Kluczowe sygnały technologiczne takie jak sygnały blokad, informacje o przepływach i ciśnieniach oraz sygnały sterowania ilością nadawy i wydajnością dmuchaw zostały zrealizowane na drodze sprzętowej – zastosowano prądowe sygnały sterujące i pomiarowe oraz bloki wejść/wyjść dwustanowych. Wszystkie te sygnały są przesyłane również w postaci cyfrowej, wraz z innymi informacjami systemowymi, protokołem komunikacyjnym jako dane do wizualizacji. Rozwiązanie takie umożliwia pracę osadzarki nawet w przypadku braku komunikacji sieciowej z systemem nadrzędnym. Kluczowe informacje otrzymywane sprzętowo, przekazywane są do sterowników przedziałów również na drodze sprzętowej. Wyodrębnione sterowniki przedziałowe umożliwiają przeprowadzenie niezależnych obliczeń związanych z doбором parametrów regulatorów sterujących parametrami pracy przedziału.

Zastosowany sterownik przedziału jest zintegrowany z niewielkim ekranem LCD i posiada typowe zasoby sprzętowe umożliwiające realizację algorytmu sterowania bez stosowania modułów rozszerzających. Sterownik BOSS 2010 wyposażony jest w zestaw we/wy analogowych, dwustanowych oraz łączy asynchronicznej transmisji szeregowej RS-485 i Ethernet, za pośrednictwem których komunikuje się z elementami pomiarowo-wykonawczymi układu odbioru, urządzeniami otoczenia technologicznego osadzarki oraz zewnętrznymi systemami zdalnego sterowania i wizualizacji. Zasadniczymi elementami sterownika są: programowalny sterownik PLC z panelem dotykowym wyświetlacza, listwa przyłączeniowa, zabezpieczenia zwarcia sygnałów elektrycznych, przełącznik trybu awaryjnego, przyciski zewnętrzne i konwerter sygnałów cyfrowych. Całość umieszczona jest w zamkniętej obudowie. Zasilanie 24 V oraz połączenia z urządzeniami zewnętrznymi doprowadzane są na listwę przez przepusty montowane w dolnej ścianie obudowy. Informacje związane z pracą całego koryta osadzarki takie jak ciśnienie robocze, ciśnienie sterujące czy przepływ wody dolnej, dostępne są poprzez łącze komunikacji cyfrowej. Dane o obecności

nadawcy, gotowości urządzeń odbioru oraz zadaniem trybie pracy są przekazywane bezpotencjałowymi sygnałami dwustanowymi. Sterownik przedziałowy jest odpowiedzialny za realizację algorytmu sterowania, kontrolę poprawności działania elementów związanych z pracą przedziału osadzarki, wypracowanie sygnałów sterowania zaworami talerzowymi, komunikację z głównym sterownikiem węzła osadzarkowego i komunikację z komputerem zdalnej diagnostyki.

Istotnym sygnałem dla poprawności działania całego układu sterowania pracą osadzarki jest sygnał o sprawności działania układu odbioru każdego z przedziałów. Sygnał ten jest również zrealizowany poprzez styk bezpotencjałowy i jest przekazywany do sterownika głównego węzła osadzarkowego oraz do nadrzędnego systemu sterowania.

Główne elementy składowe układu sterowania przedziału roboczego przedstawiono na rysunku 3, a elementy składowe całego systemu sterowania BOSS2010 na rysunku 5. Sterownik przedziału roboczego zaprezentowano na rysunku 4.



Rys.3. Schemat blokowy połączeń sterownika przedziału osadzarki[źródło: opracowanie własne]

Za pośrednictwem odpowiednich „ekranów” sterownika dokonuje się wprowadzania nastaw parametrów technicznych i technologicznych dla przedziału osadzarki, tj. współrzędnych położenia siłowników pneumatycznych przedziału, parametrów pulsacji powietrza roboczego, zakresu pomiaru wysokości warstwy w przedziale, parametrów przepustnic wody dolnej itp. Podczas standardowej pracy urządzenia nie ma potrzeby korzystania z funkcji wywoływanych poprzez ekran dotykowy.

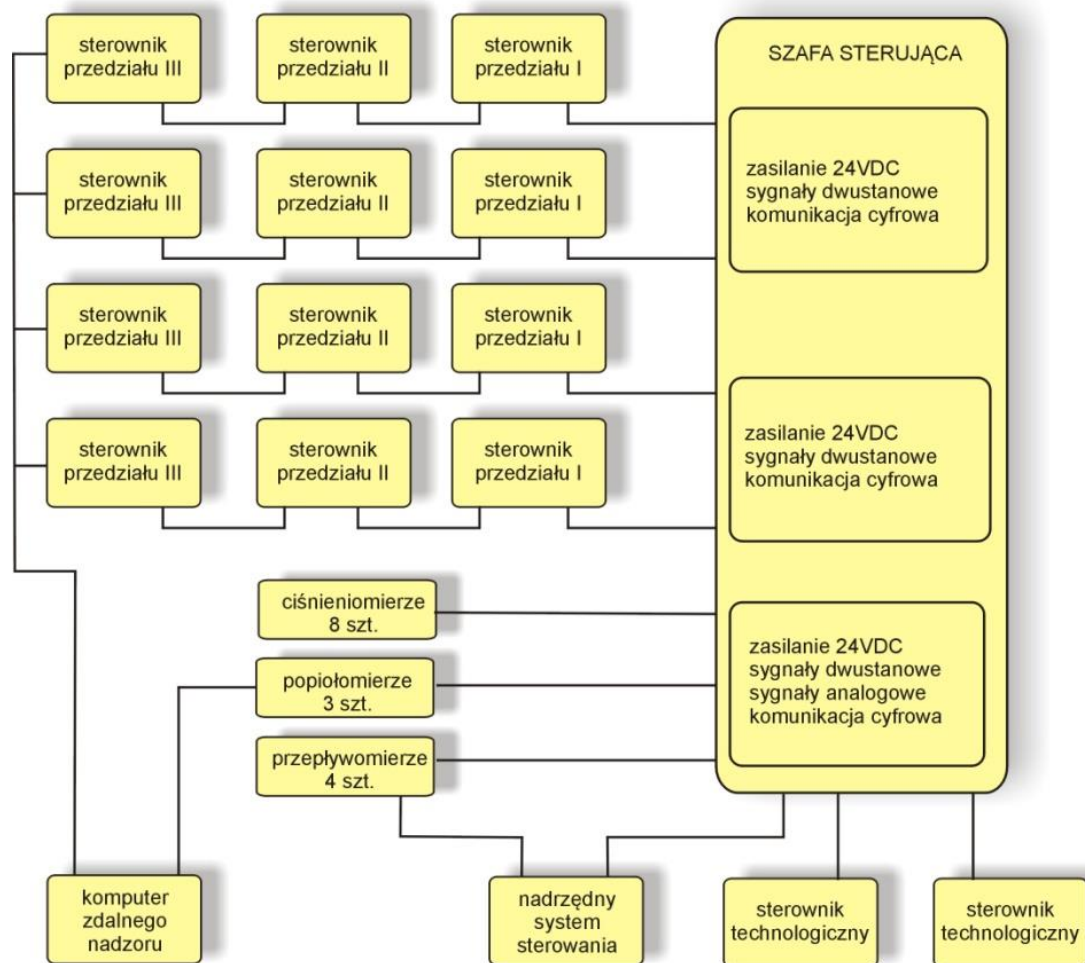


Rys.4. Sterownik przedziałowy systemu BOSS2010 [źródło: opracowanie własne]

Zewnętrzne przyciski, chronione przed zabrudzeniem gumowymi kapturkami, umożliwiają ręczne sterowanie siłownikami oraz wprowadzanie elektronicznej korekty ciężaru właściwego pływaka. Wyświetlacz pokazuje aktualne położenie pływaka oraz elementów wykonawczych przedziału roboczego:

- zasuwy progowej, przepustu produktu ciężkiego,
- zaworów wody dolnej,
- szerokości impulsów sterowania zaworami talerzowymi,
- aktualne ciśnienie robocze i sterujące,
- wskazania przepływomierza zainstalowanego na rurociągu zbiorczym dla każdego z koryt osadzarki.

Sterownik węzła osadzarkowego, zabudowany w szafie sterującej zapewnia właściwe współdziałanie wszystkich elementów systemu. Jego głównym zadaniem jest zebranie danych pomiarowych z przepływomierzy, ciśnieniomierzy, popiłowierzy i wag tensometrycznych, a następnie przekazanie ich do wizualizacji na ekranach sterowników przedziałowych i pulpitu operatora, a także do systemu dyspozytorskiego. Szafa sterownicza posiada wydzielone obwody elektryczne dedykowane dla każdej z osadzarek. Dostęp diagnostyczny do popiłowierzy odbywa się dedykowanym łączem komunikacyjnym w standardzie RS485 z protokołem MODBUS RTU, z oddzieleniem od sieci technologicznej.



Rys.5. Schemat blokowy systemu BOSS2010 [źródło: opracowanie własne]

Szafa sterująca pełni rolę węzła komunikacyjnego dla elementów systemu BOSS 2010. Zabudowane w niej są zarówno układy zasilające jak i sterownik koordynujący pracę węzła osadzarek. Łączność ze sterownikami przedziałów obu osadzarek została zrealizowana za pomocą 2 ośmioportowych przełączników sieciowych.

W szafie zabudowano trzy niezależne zasilacze – po jednym dla każdej z osadzarek i dodatkowy zasilacz dla pozostałych układów systemu.

Operator osadzarki ma możliwość sterowania podstawowymi parametrami procesu i obserwowania na ekranie sterownika zbiorczej informacji o każdej z osadzarek. Dane wyświetlane są na dwóch 15" ekranach sterowników technologicznych. Sterowniki te zasilane są napięciem 24V DC z szafy sterującej a wszystkie niezbędne informacje otrzymują łączem transmisji cyfrowej. Za jego pomocą możliwe jest niezależne sterowanie dla każdego koryta osadzarek wydajnością podajników nadawy i wydajnością dmuchaw powietrza roboczego. Na ekranie dostępne są informacje o wartości ciśnień, zawartości popiołów, wielkości przepływów oraz o wydajności przenośników kubelkowych.

5. Testy funkcjonalne systemu

Proces uruchamiania i testowania węzła osadzarkowego odbywał się stopniowo, tak, aby możliwe było wzajemne dostosowanie parametrów pracy osadzarek, podnośników kubelkowych, podajników wibracyjnych węgla, natrysków, sit OSO, wirówek i przenośników odprowadzających produkty wzbogacania. Stopniowe zwiększanie obciążenia osadzarki

pozwoili na niezaleŹny dob3r optymalnych nastaw regulator3w układow3 odbioru w kaŹdym z przedział3w, dla obci3Źenia mniejszego od nominalnego, obci3Źenia nominalnego i dla przeci3Źenia. Testy były przeprowadzane dla zr33nicowanej nadawy o zawartości popiołu od 20% A^r do 46% A^r .

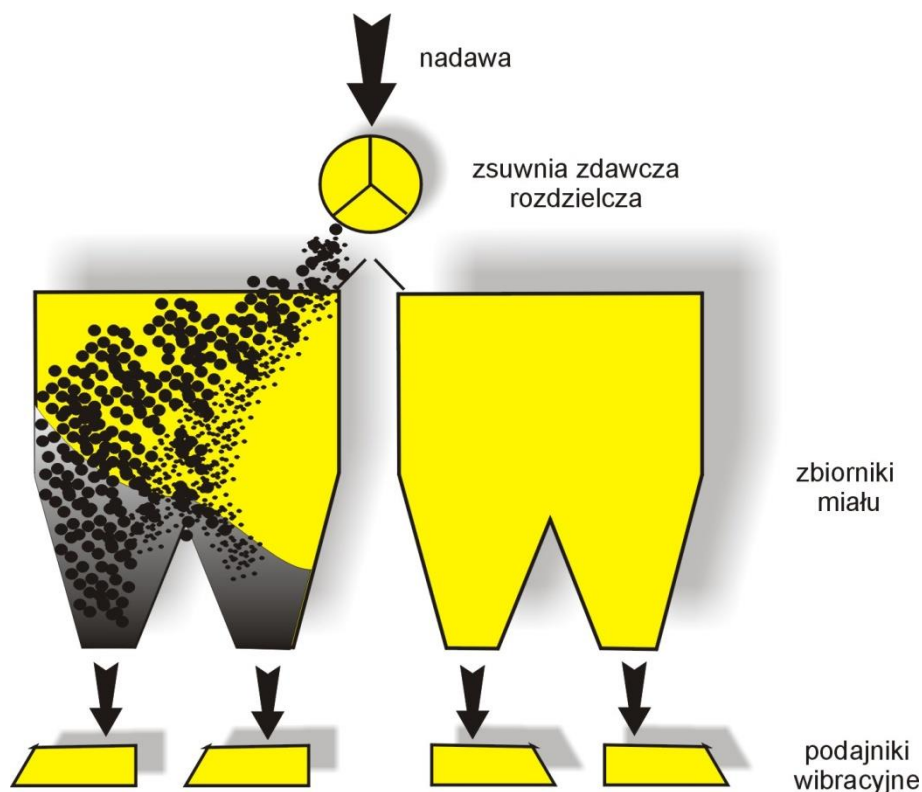
Przed rozpocz3ciem prac w obecności nadawy testowane było działanie element3w wykonawczych i pomiarowych w poszczeg3lnych przedziałach oraz sprawnoś3 struktury komunikacyjnej systemu. Dla kaŹdego przedziału zostały wykalibrowane zakresy ruchu czujnik3w pływakowych, siłownik3w zasuw progowych i siłownik3w przepust3w rurowych. Sterowane pneumatycznie przepustnice wody dolnej nie wymagają kalibracji – dopuszczalny zakres ruchu to 0-90°. Testowana była wydajnoś3 układu zasilania powietrzem steruj3cym i zakres ciśnien3, który zapewnia poprawną prac3 układow3 wykonawczych. Podczas test3w uruchomiono jednocześnie obie osadzarki (12 pulsator3w) wymuszaj3c jednoczesne przestawienie w pełnym zakresie ruchu 6 element3w wykonawczych. Zmierzony spadek ciśnienia steruj3cego nie wpłyn3ł na ciśnienie steruj3ce siłownik3w zawor3w talerzowych, które to ciśnienie jest stabilizowane niezaleŹnymi regulatorami dla kaŹdego zespołu pulsator3w.

Po zakończnieniu wst3pnego uruchomienia układu sterowania, testowany był obieg wodny osadzarek. KaŹdy z przedział3w posiada dwa wloty wody dolnej. Na jednym z nich zamocowano przepustnic3 ręczną, a na drugim przepustnic3, której stopień otwarcia jest kontrolowany przez sterownik przedziałowy. Wst3pny dob3r ustawien3 przepustnic został wykonany tak, aby przepływ na kaŹdym z koryt osadzarki wynosił 500 m³/h. Dla jednej pracuj3cej osadzarki oznacza to zapotrzebowanie na wod3 dolną o wartości 1000 m³/h, która to wartoś3 była oczekiwana dla okoł3 600 t/h nadawy [5]. Dla takiej wartości był przeprowadzony bilans wody uruchamianego zakładu.

Kolejnym etapem test3w funkcjonalnych był3 ocena działania dmuchaw. Dla kaŹdego z koryt osadzarek przypisana jest niezaleŹna dmuchawa, której działanie skutkuje wzrostem ciśnienia roboczego mierzonego dedykowanym dla kaŹdego z koryt ciśnieniomierzem. Zmierzona wartoś3 ciśnienia w kolektorze roboczym, przy wlocie do pierwszego przedziału jest wyświetlana jako sygnał zwrotny wynikaj3cy z wartości zadanej wydajności pracy danej dmuchawy. Wartoś3 zadana wizualizowana jest w postaci procentowej, ale przesyłana jest do nadrz3dnego sytemu sterowania jako wyjście pr3dowe. Ciśnienie robocze wyświetlane jest równieŹ w postaci cyfrowej w zakresie od 0-1 bar z dokł3dności3 do dwóch miejsc po przecinku i słupkowej o zakresie od 0-100%, odpowiadaj3cej zakresowi pomiarowemu 0-1 bar. Wartoś3 zadan3 dmuchawy ustala się poprzez przyciski „+/-”, umiejscowione na ekranie dotykowym sterownika technologicznego. Wst3pna ocena zakresu regulacji ciśnien3 i wydajności dmuchaw pozwoliła na rozpocz3cie test3w w obecności nadawy.

Regulacja wydajności podajnik3w wibracyjnych została sprawdzona z wykorzystaniem wag przen3sniowych mierz3cych iloś3 nadawy na zbiorniki, iloś3 koncentratu i odpad3w oraz w oparciu o obserwacj3 radarowych miernik3w pozi3mu zainstalowanych w zbiornikach buforowych nadawy. Nominalna wydajnoś3 450 t/h została osi3gni3ta dla 75% wysterowania podajnik3w. Testy działania osadzarek przeprowadzano dla zakresu 50% do 95% pr3dkości podawania nadawy. Podczas test3w stwierdzono znaczące różnice w uziarnieniu nadawy pomi3dzy korytami osadzarki. Zjawisko to wyst3powało dla obu maszyn, a jego przyczyn3 jest sposób gromadzenia nadawy w zbiorniku buforowym. Rysunek 6 przedstawia układu napełniania zbiornika buforowego nadawy. Materiał transportowany przen3śnikiem jest kierowany kierunku osadzarki A lub B przy pomocy zsuwni rozdzielczej sterowanej siłownikiem pneumatycznym. KaŹdy ze zbiornik3w posiada dwie kieszenie wylotowe usytuowane w dolnej cz3ści. Ziarna drobniejsze poruszaj3c się z inn3 trajektorij3 wpadaj3 do kieszeni znajduj3cej się bliŹej zsuwni kieruj3cej nadaw3 na zbiornik. Zjawisko to wyst3puje dla obu osadzarek, w czasie napełniania pustego zbiornika. Podczas test3w pobrano próbki nadawy z obu

podajników wibracyjnych i pomimo widocznych gołym okiem różnic w uziarnieniu nie stwierdzono istotnych różnic w wynikach badań densymetrycznych.



Rys.6. Układ podawania nadawy na osadzarki [źródło: opracowanie własne]

Różnice w granulacji nadawy skutkują koniecznością modyfikacji parametrów pracy regulatorów sterowania odbiorem produktu ciężkiego w pierwszych przedziałach osadzarek [1].

Zabudowane osadzarki miały być wyposażone w sita szczelinowe. Dobór pokładów sitowych ma znaczący wpływ na ruch pulsacyjny wody [4]. Po uwzględnieniu uwag przekazanych przez inwestora, związanych z negatywnymi doświadczeniami eksploatacyjnymi tego typu sit, w jednej z osadzarek zostały one wymienione na sita cięto-ciągnione. Negatywne opinie o sitach szczelinowych, powszechnie uważanych za lepsze od cięto-ciągnionych, wynikały z częstego zakleszczania ziaren kamienia, które w przypadku nadawy charakterystycznej dla LW „Bogdanka” posiadają specyficzny płaski kształt.

Wzbogacanie dwuproduktowe odbywa się poprzez połączenie wylotu produktu dolnego otrzymywanego w trzecich przedziałach osadzarki z produktami dolnymi uzyskiwanymi w drugich przedziałach. Realizuje się to poprzez odpowiednie ustawienie zasuw nożowych pokazanych na rysunku 1. Rozwiązanie to ma istotne ograniczenie – podnośniki kubelkowe odpadów z drugich przedziałów są obciążone odpadami z czterech przedziałów roboczych osadzarki. W przypadku nadawy o dużej zawartości kamienia możliwe jest ich przeciążenie. Maksymalna wydajność podnośników kubelkowych odpowiedzialnych z transport kamienia z drugich i trzecich przedziałów jest jednym z ograniczeń maksymalnej wydajności osadzarki.

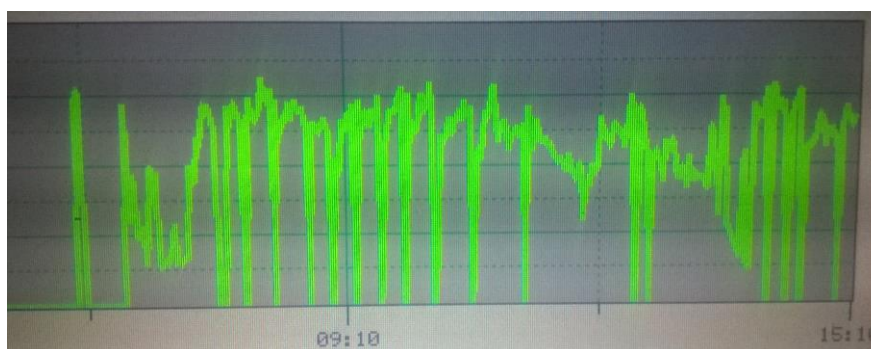
6. Uzyskane parametry

Kontrola parametrów wzbogacania była przeprowadzana zarówno na etapie wstępnego ustawiania maszyny jak i podczas ruchu próbnego. Podczas każdej zmiany roboczej pobierane były przynajmniej dwie próby odpadów i koncentratu, które były przekazywane do laboratorium kopalnianego celem przeprowadzenia badań densymetrycznych i oznaczenia

parametrów jakościowych koncentratu. Regulacja osadzarek była częściowo uzależniona od procesu uruchamiania i dostrajania pozostałych urządzeń ciągu technologicznego. Ze względu na małą zawartość przerostu w nadawie (około 3%) proces wzbogacania był prowadzony jako dwuproduktowy. Kryterium oceny działania było uzyskanie jak najmniejszych strat węgla w odpadach przy jednoczesnym zachowaniu wymaganej jakości koncentratu i maksymalizacji jego wychodu. Ograniczenia technologiczne skutkujące zmianą ilości nadawy były częściowo kompensowane poprzez zbiornik buforowy. Operator maszyny obserwując zmiany ilości węgla wskazywane przez wagę zainstalowaną na przenośniku z nadawą, zmieniał wydajności podajników wibracyjnych, tak, aby nie nastąpiło zatrzymanie pulsacji w wyniku zadziałania czujnika obecności nadawy na podajniku wibracyjnym. Przykładowe wykresy wydajności przedstawia rys. 7.



a)



b)



c)

Rys.7. Wydajność wskazywana przez wagę zainstalowaną na przenośniku transportującym nadawę. Zdjęcie fragmentu ekranu sterownika technologicznego. Podziałka główna wykresów 250 t/h [źródło: opracowanie własne]

a) podczas rozruchu zakładu

b) umożliwiającą ciągłą pracę osadzarki z wydajnością ok. 700t/h

c) umożliwiającą ciągłą pracę osadzarki z wydajnością ok. 450t/h

Wyniki uzyskiwane z laboratorium dotyczyły próbek produktów wzbogacania pobieranych przynajmniej dwa razy w ciągu zmiany. Uzyskane wartości były uśredniane i dla każdej zmiany

raportowana była wartość średnia. Przykładowe wyniki analiz densymetrycznych odpadów przedstawiono w tabeli 1 i na rysunku 8.

**Zestawienie wyników analiz densymetrycznych odpadów uzyskanych z jednej z osadzarek
(źródło: wyniki analiz przeprowadzonych w laboratorium LW „Bogdanka”)**

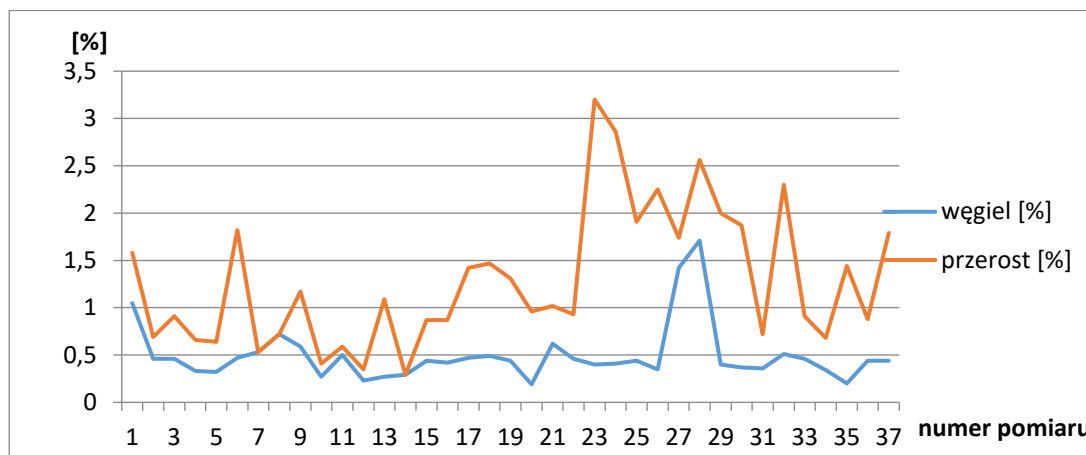
Tabela 1

zmiana	odpady	
	węgiel [%]	przerost [%]
B	1,05	1,58
C	0,46	0,69
A	0,46	0,91
B	0,33	0,66
B	0,32	0,64
C	0,47	1,82
A	0,53	0,53
B	0,72	0,72
C	0,59	1,17
A	0,27	0,41
B	0,50	0,59
C	0,23	0,35
A	0,27	1,09
B	0,29	0,29
A	0,44	0,87
B	0,42	0,87
C	0,47	1,42
A	0,49	1,47
B	0,44	1,31
C	0,19	0,96
A	0,62	1,02
B	0,46	0,93
C	0,40	3,20
A	0,41	2,86
B	0,44	1,91
C	0,35	2,25
A	1,42	1,74
B	1,71	2,56
A	0,40	2,00
B	0,37	1,87
C	0,36	0,72
A	0,51	2,3
B	0,46	0,91
C	0,34	0,68
A	0,2	1,44
B	0,44	0,88
C	0,44	1,79

Jakość koncentratu była analizowana głównie pod kątem uzyskanej wartości opałowej. Zawartość wilgoci po odwodnieniu w sitach OSO i wirówkach wibracyjnych typu WOW była bardzo stabilna i wahała się pomiędzy 8,5% a 9,9%, co oznacza, że na wartość opałową wpływa głównie zawartość popiołu.

Prace związane z dostosowaniem parametrów maszyny do zmiennej ilości nadawy wykazały, że woda górna dostarczana natryskami tuż przed wprowadzeniem materiału do osadzarki przepływa sposobem, który powoduje nierównomierny rozkład nadawy na pokładach sitowych pierwszych przedziałów. Zjawisko to skutkowało pogorszeniem jakości pracy osadzarek. Dla obciążenia nadawą około 350 t/h przeprowadzono wzbogacanie przy wyłączonych natryskach i uzyskano zadowalające rezultaty. Zgodnie z oczekiwaniami zaobserwowano okresowe

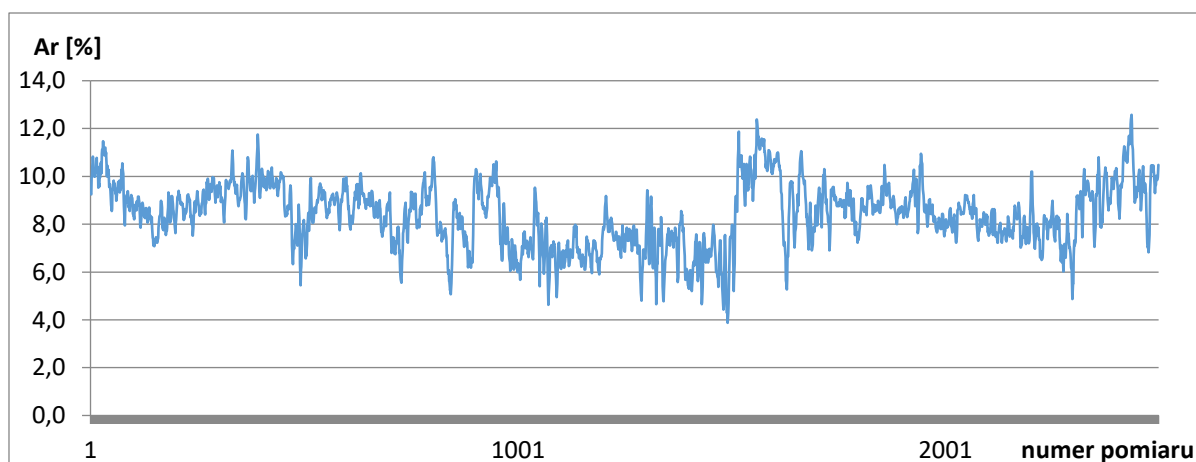
zbrylanie się nadawy. Po zwiększeniu ilości nadawy podawanej do osadzarki, materiał unosił się na powierzchni do połowy długości przedziału, co miało wyraźny wpływ na uzyskiwane parametry. Po przekonstruowaniu natrysków przez służby remontowe ZPMW możliwe było uzyskanie znacznie większej wydajności osadzarki przy utrzymaniu wymaganych parametrów wzbogacania.



Rys. 8. Wykres przedstawiający zawartości węgla i przerostu w odpadach z osadzarki
[źródło: opracowanie własne]

Podczas prac zaobserwowano kilkakrotnie znaczące zwiększenie ilości węgla w odpadach, co zaznaczono w tabeli 1 kolorem żółtym. Zjawisko to występowało jedynie podczas pracy osadzarki wyposażonej w sita szczelinowe. Obserwacja pulsacji w poszczególnych przedziałach pozwoliła na wykrycie częściowego (lewa połowa) zatkania sit w pierwszych przedziałach. Skutkiem zmniejszenia prześwitu sit było silne osłabienie pulsacji w pierwszym przedziale, wzrost ciśnienia roboczego i zwiększenie pulsacji w pozostałych przedziałach koryta. Uzyskane wartości średnie uwzględniające wszystkie wyniki to 0,49% zawartości węgla w odpadach i 1,79% zawartości przerostu.

Nastawy układów regulacji poszczególnych przedziałów miały za zadanie minimalizowanie zawartości węgla i przerostu w odpadach, tak, aby uzyskać maksymalną masę koncentratu. W przypadku pogorszenia jego jakości zadaniem operatora było zmniejszenie gęstości rozdziału w trzecim przedziale tak aby uzyskać oczekiwaną zawartość popiołu w produkcie górnym. Obserwowane na popiołomierzu zmiany zawartości popiołu w koncentracie przedstawia rysunek 9. Uzyskanie poprawnych wyników pomiaru zawartości popiołu wymaga obecności pewnej minimalnej warstwy materiału w strefie pomiarowej. Wymagana grubość wynika z oczekiwanego stopnia pochłaniania promieniowania gamma i zależy od zawartości popiołu. W przypadku koncentratu wartość ta jest największa [2] [3]. Dla taśmy przenośnika poruszającej się z prędkością około 3 m/s i bez formowania strugi materiału w strefie pomiarowej możliwe jest uruchomienie pomiaru przy obciążeniu około 25 kg/m, co oznacza wydajność około 270 t/h. W przypadku nadawy o dużej zawartości kamienia wartość ta może być trudna do uzyskania.



Rys.9. Wskazania popiołomierza zainstalowanego na taśmociągu transportującym koncentrat z osadzarek, obejmujące trzy dni pracy [źródło: opracowanie własne]

Należy zwrócić uwagę, że wraz z koncentratem z osadzarek na przenośnik okresowo dodawany jest produkt z wirówek sedimentacyjno-filtracyjnych typu DECANter, w ilości około 50 t/h i zawartości popiołu około 25%. Operator obserwujący wskazania popiołomierza może dostosować pracę osadzarki tak, aby utrzymać żadaną jakość koncentratu.

7. Podsumowanie

Przedstawiony w opracowaniu proces wdrożenia systemu sterowania pracą osadzarek stanowił jeden z elementów większego zadania, jakim było uruchomienie zakładu wzbogacania. Dobór parametrów pracy osadzarek mógł być przeprowadzony w końcowym etapie inwestycji i wymagał wcześniejszego uruchomienia innych urządzeń i systemów zakładu. Współzależność uzyskanych parametrów od stabilności pracy urządzeń stowarzyszonych, takich jak dmuchawy, układy zasilania sprężonym powietrzem, wirówki, pompy zapewniające właściwy przepływ wody i inne, wymagała zastosowania wysokiej jakości urządzeń i ich starannej zabudowy. Wyniki uzyskane w obecności dużych zmian jakościowych i ilościowych nadawy wykazały skuteczność działania wbudowanych układów automatyki.

Literatura

1. Cierpisz S., Kaula R.: Dobór parametrów regulatora dla obiektu inercyjnego z opóźnieniem na przykładzie osadzarki pulsacyjnej. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa* nr 3, 2014.
2. Dziubiński J., Kryca M., Sikora T.: Analizatory kontroli jakości węgla w zakładach mechanicznej przeróbki węgla oraz w laboratoriach. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa* nr 3, 2012.
3. Kryca M., Sikora T. : Experiences in using different methods for determination of ash content in coal. *International Coal Preparation Congress, USA, Kentucky 2010*.
4. Lenartowicz M., Kowol D., Łagódka M.: Metoda doboru pokładów sitowych dla osadzarek wodnych pulsacyjnych. *Górnictwo i Geoinżynieria* rok 34, zeszyt 4/1, 2010.
5. Osoba M., Lutyński A.: Dobór technologiczny osadzarek wodnych pulsacyjnych w procesie projektowania. *Górnictwo i Geoinżynieria* rok 33, zeszyt 4, 2009.

Automatyczny system sterowania węzłem osadzarkowym z ciągłą kontrolą wydłużenia łańcucha przenośnika kubelkowego

Sebastian Jendrysik, Mariusz Latos, Dariusz Jasiulek, Krzysztof Stankiewicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Andrzej Gawliński** – KWK „Budryk”

1. Wprowadzenie

Wzrastające wymagania rynkowe w zakresie jakości węgla oferowanego przez kopalnie, wymuszają ciągle usprawnianie obecnie wykorzystywanych, a także poszukiwanie nowych technologii wzbogacania. Rozwój technologii wzbogacania, z wykorzystaniem osadzarek pulsacyjnych, jest uwarunkowany stosowaniem coraz nowocześniejszych, bezpieczniejszych i bardziej niezawodnych systemów sterowania. Zastosowanie w zakładach przerobczych polskich kopalń rozwiązań z szeroko pojętej dziedziny automatyki przemysłowej (w tym rozproszonych systemów sterowania), wykorzystujących nowoczesne układy mikroprocesorowe oraz wydajne i szybkie moduły komunikacyjne, umożliwiające kompleksową kontrolę nad całym procesem produkcyjnym, jest szansą na poprawę efektywności i jakości procesu wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych.

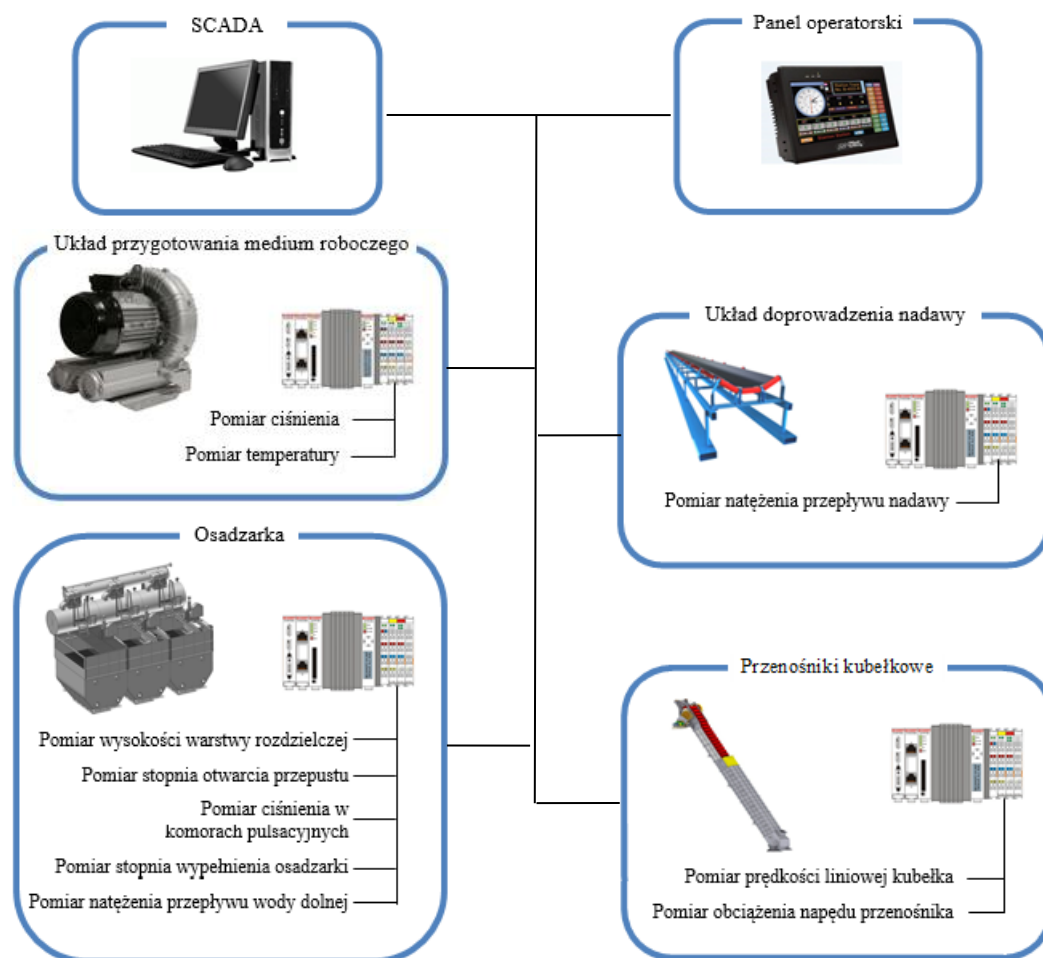
2. Charakterystyka systemu sterowania węzłem osadzarkowym

W procesie wzbogacania węgla kamiennego w osadzarkach pulsacyjnych istotnym czynnikiem, wpływającym na jego prawidłowy przebieg, jest wydajne i precyzyjne sterowanie podawaniem materiału surowego oraz odprowadzaniem produktu odpadowego [2]. W tym celu dąży się do kompleksowej automatyzacji węzła, która może zapewnić prawidłową współpracę osadzarki z układem transportu nadawy i przenośnikami kubelkowymi odbierającymi produkty z osadzarki.

Urządzenia i maszyny stosowane w węzłach osadzarkowych do wzbogacania węgla można podzielić na kilka grup:

- zespół przygotowania medium roboczego (dmuchawa powietrza, pompa hydrauliczna),
- osadzarka pulsacyjna z zespołami zaworów sterowania pulsacją, zaworami elektrohydraulicznymi lub elektropneumatycznymi do automatycznego sterowania szerokością szczelin upustowych, służących do odprowadzania materiału ciężkiego i przepustnicami do sterowania natężeniem przepływu wody i powietrza,
- przenośniki kubelkowe odprowadzające i odwadniające materiały z osadzarki,
- zasuwy, przenośniki taśmowe, podajniki wibracyjne lub inne urządzenia do regulacji natężenia przepływu nadawy.

Przykładową strukturę systemu sterowania węzłem osadzarkowym zaprezentowano na rys.1.



Rys.1. Struktura systemu sterowania osadzarkowym węzłem wzbogacania [źródło własne]

Instytut Techniki Górniczej KOMAG od szeregu lat prowadzi badania nad opracowaniem systemu sterowania węzłem osadzarkowym. W 2010r. pierwszy prototyp systemu zainstalowano w Zakładzie Przeróbczym kopalni KWK Budryk. Początkowo układ ten realizował funkcje sterowania osadzarką pulsacyjną, a następnie, w pierwszej połowie 2011 r., rozszerzono go o zintegrowane sterowanie przenośnikiem kubełkowym.

Zainstalowany przez KOMAG system sterowania, zbudowany w oparciu o sterownik swobodnie programowalny, zapewnia monitoring pracy i kontrolę prawidłowości działania węzła osadzarkowego, automatyczne, awaryjne wyłączanie oraz zdalne, ręczne i sekwencyjne zatrzymywanie oraz uruchamianie osadzarki i urządzeń z nią współpracujących.

Do podstawowych funkcji realizowanych przez system sterowania można zaliczyć:

- sterowanie pulsacją, z możliwością zmiany jej parametrów w odniesieniu do długości i liczby cykli,
- automatyczną regulację odbioru produktów ciężkich,
- stabilizację rozluźniania warstwy wzbogacanego materiału,
- pomiar i rejestrację wielkości związanych z pracą maszyny,
- automatyczne sterowanie osadzarką w miejscu zabudowy urządzenia wraz z możliwością sterowania poprzez system dyspozytorski,
- automatyczne i ręczne (z panelu operatorskiego) sterowanie prędkością przenośników kubełkowych,
- automatyczne opróżnianie osadzarki.

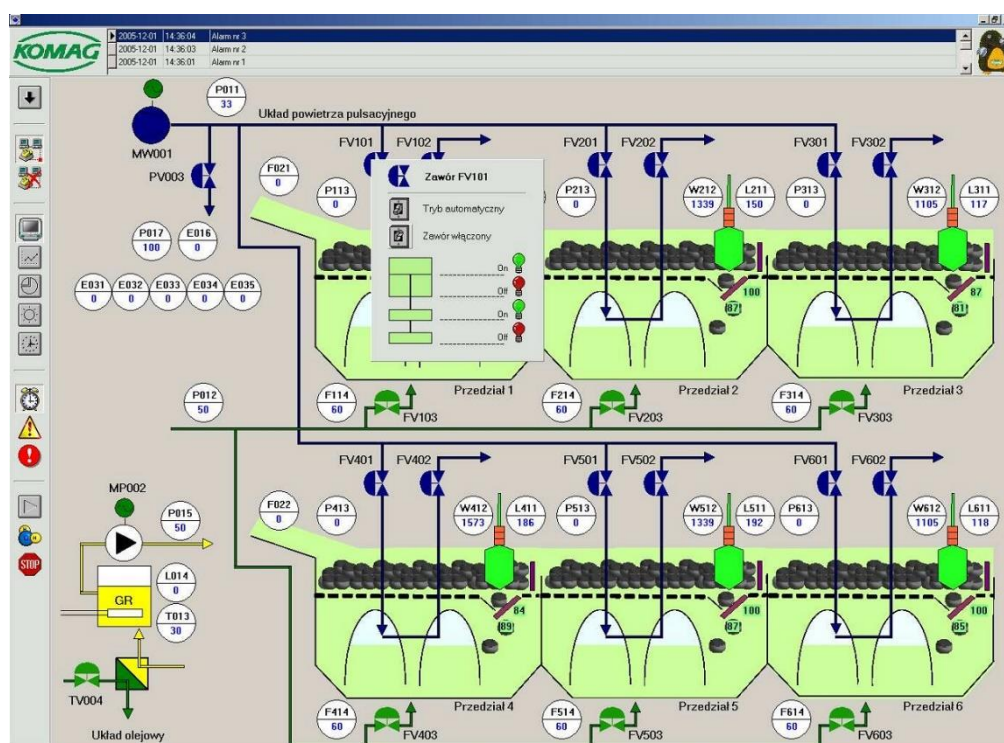
Parametry mierzone w procesie sterowania węzłem osadzarkowym, według koncepcji KOMAG-u to m.in.:

- wysokości warstwy rozdzielczej,
- natężenie przepływu nadawy,
- natężenie przepływu wody dolnej,
- stopień wypełnienia osadzarki, rozumiany jako stosunek objętości nadawy obecnej w przedziałach osadzarki do objętości przedziałów,
- obciążenie napędu przenośnika kubłkowego,
- obciążenie napędu przenośnika nadawy,
- ciśnienie powietrza w komorze pulsacyjnej.

Automatyczne sterowanie procesem wzbogacania węgla kamiennego w węzłach osadzarkowych realizowane jest poprzez [4]:

- zbieranie danych o stanie obiektu,
- przetwarzanie danych w celu podejmowania decyzji dotyczących sterowania procesem, zgodnie z bazą reguł,
- zadawanie korekt regulacyjnych,
- odpowiednie sterowanie obiektem w momencie pojawienia się stanów krytycznych i alarmowych.

Istotnym elementem układu sterowania, związanym z prowadzeniem procesu produkcyjnego jest interfejs człowiek-maszyna. Rolę takich interfejsów, we współczesnych systemach opartych o sterowniki PLC, pełnią przede wszystkim panele operatorskie i oprogramowanie SCADA (Supervisory Control And Data Aquisition) (rys.2). Zapewniają one tekstową lub graficzną reprezentację zjawisk, zachodzących w procesie technologicznym. Pozwalają również śledzić i sterować nimi poprzez terminal, jakim jest monitor komputera lub ekran panelu operatorskiego.



Rys.2. Główny ekran aplikacji wizualizacyjno-archiwizującej procesu sterowania węzłem osadzarkowym w kopalni KWK Budryk [1]

Stosowanie narzędzi typu SCADA podnosi komfort pracy, zarówno personelu obsługującego proces bezpośrednio, jak również kadry zarządzającej, umożliwiając uzyskanie w szybki i przejrzysty sposób informacji o procesie oraz pozwalając na:

- nadzorowanie pracy węzła osadzarkowego,
 - załączanie/wyłączanie maszyn,
 - wydawanie operatorowi poleceń dotyczących np.: właściwej sekwencji załączania lub wyłączania danej maszyny,
 - wyświetlanie komunikatów i informacji o procesie,
- prowadzenie diagnostyki procesu w tym:
 - monitorowanie parametrów procesu,
 - skalowanie wartości w określonych jednostkach inżynierskich,
 - wyświetlanie komunikatów tekstowych, historii alarmów,
 - definiowanie progów alarmowych,
 - sygnalizacja awarii i potwierdzanie stanów alarmowych,
- zadawanie wartości i zmian nastaw pętli regulacyjnych,
- prowadzenie ręcznego sterowania obiektem,
- archiwizowanie danych procesowych z możliwością ich wydruku,
- tworzenie wizualizacji procesu.

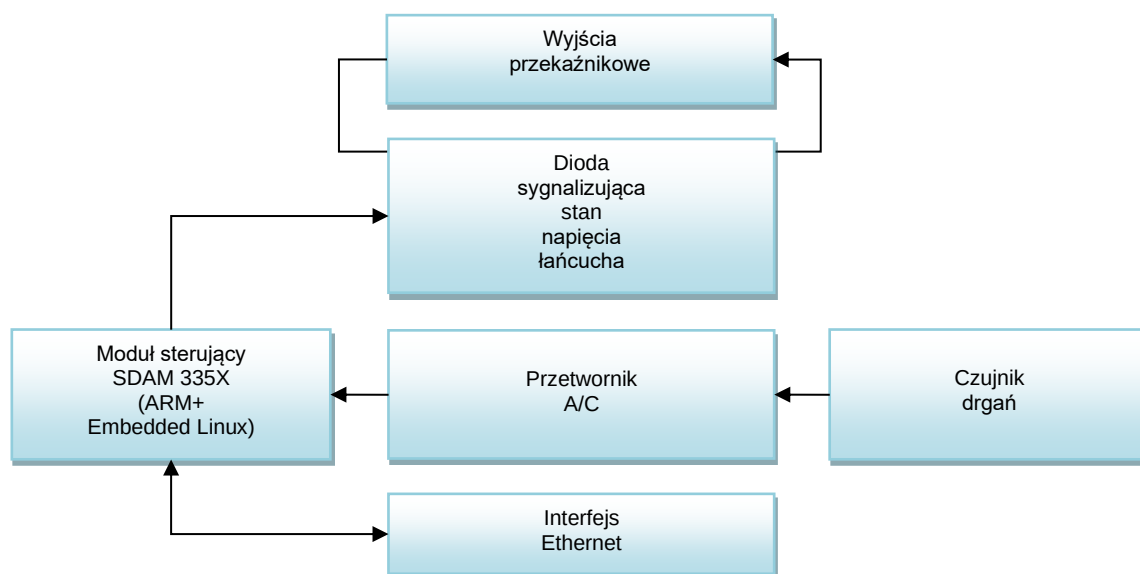
3. Ciągła kontrola wydłużenia łańcucha przenośnika kubelkowego

Proponowany przez ITG KOMAG system sterowania węzłem osadzarkowym jest ciągle doskonalony i rozbudowywany o nowe funkcje. Jedną z nowych możliwości, które w najbliższym czasie będą oferowane z systemem sterowania węzłem osadzarkowym, jest ciągła kontrola wydłużenia łańcucha przenośnika kubelkowego.

Przenośniki kubelkowe pracujące w zakładach przeróbczych polskich kopalń wykorzystywane są do pracy ciągłej. Długotrwała praca, z dużym obciążeniem, powoduje rozciąganie łańcucha(ów) przenośnika i wymusza konieczność okresowej kontroli jego wydłużenia. Nadmierne wydłużenia łańcucha jest najbardziej widoczne na stacji zwrotnej przenośnika. Proces technologiczny, którego fragmentem są przenośniki wykorzystywane w zakładach przeróbczych, wymusza częściowe zalanie przenośnika wodą, co w połączeniu z obecnością materiału transportowanego w stacji zwrotnej, znacznie utrudnia pomiar wydłużenia łańcucha.

W proponowanym przez ITG KOMAG rozwiązaniu wykorzystywany jest fakt, że wydłużeniu łańcucha opasującego wał stacji zwrotnej towarzyszą stuki i drgania konstrukcji tej stacji. Analiza drgań mierzonych z wykorzystaniem czujnika zamontowanego w pobliżu belki zwrotnej przenośnika pozwala wychwycić graniczny stopień wydłużenia łańcucha.

Do budowy układu kontroli wydłużenia łańcucha w przenośniku kubelkowym wykorzystano moduł zaprojektowany na bazie procesora ARM, z wbudowanym systemem operacyjnym Linux. Procesor wyposażono w oprogramowanie odczytujące wyniki pomiarów, filtrację i analizę sygnału w dziedzinie czasu i częstotliwości oraz algorytm, umożliwiający identyfikację stanu pracy wskazującego na nadmierne wydłużenie łańcucha przenośnika. Strukturę blokową układu kontroli wydłużenia łańcucha zaprezentowano na rys.3.



Rys.3. Struktura układu kontroli wydłużenia łańcucha przenośnika kubłkowego [3]

Układ kontroli składa się z modułu zasilania, przetwornika analogowo–cyfrowego, kanału pomiarowego, elementów sterujących interfejsem Ethernet. Ponadto, urządzenie wyposażono w:

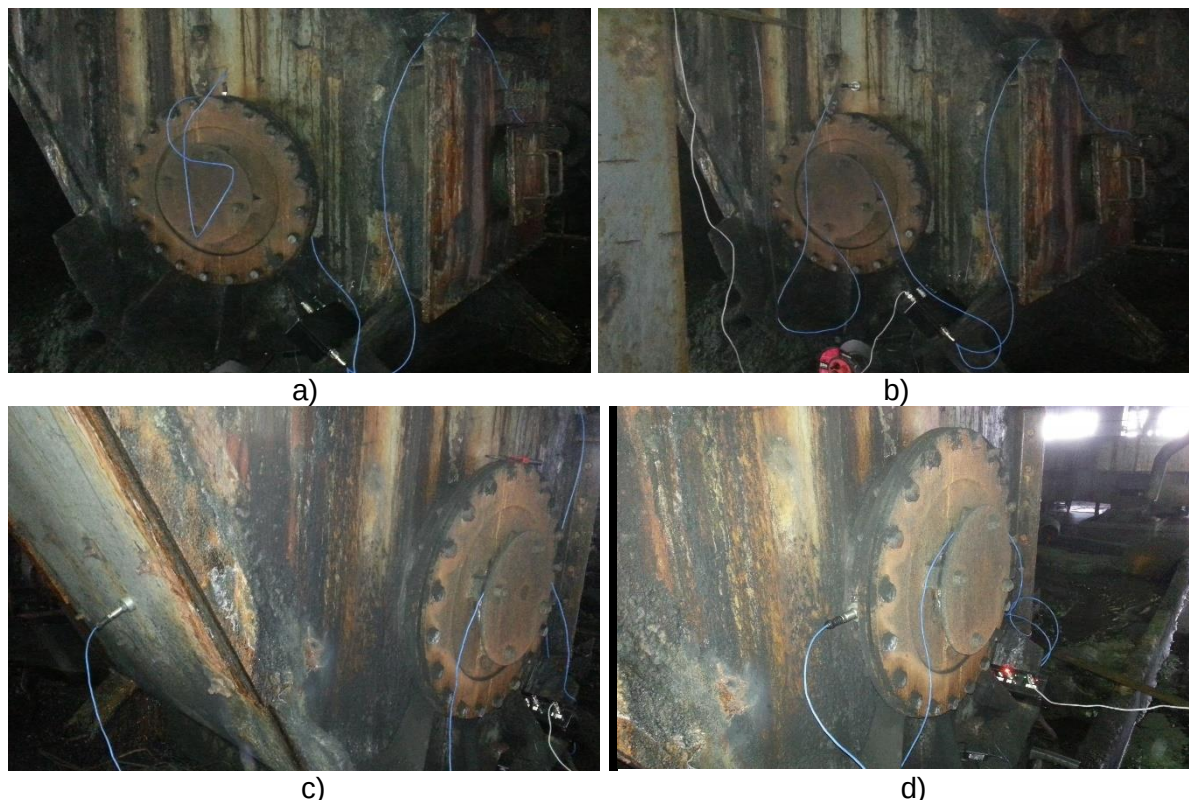
- jedno wejście typu ICP do podłączenia czujnika drgań,
- jedno wejście do podłączenia impulsatora pomiaru prędkości przenośnika,
- dwa wyjścia przekaźnikowe – umożliwiające przesłanie stanu analizy np. do sterownika PLC,
- złącze zasilające,
- złącze Ethernet służące do programowania oraz konfiguracji.

Analizę wyników pomiarów, zarejestrowanych podczas badań przemysłowych i określenie ich przydatności do budowy układu identyfikacji stanu wydłużenia łańcucha, przeprowadzono na podstawie kilku charakterystycznych parametrów, którymi są [3]:

- energia w wybranym zakresie pasma częstotliwości z widma amplitudowego sygnału drgań - C;
- całkowita energia sygnału - EN;
- wartość skuteczna sygnału – RMS;
- kurtoza sygnału - KURT;
- wariancja sygnału - VAR.

Pierwsze badania z wykorzystaniem nowego modułu przeprowadzono w kopalni KWK „Budryk” na przenośniku odprowadzającym kamień z pierwszych dwóch przedziałów koryta osadzarki średnioziarnowej OS36D3E. Wykorzystano do tego celu prototypowy moduł systemu. Próby prowadzono przy trzech stanach napięcia łańcucha: poprawnego napięcia, niewielkiego zluźnienia oraz znacznego zluźnienia łańcucha przenośnika. Podczas badań sprawdzano również wpływ umiejscowienia czujnika drgań na stacji zwrotnej przenośnika na jakość otrzymywanych sygnałów.

Fotografię z prowadzonych badań zaprezentowano na rys.4.



Rys.4. Mocowanie czujników na stacji zwrotnej przenośnika, w odniesieniu do których rejestrowano przebiegi drgań a) położenie 1, b) położenie 2, c) położenie 3, d) położenie 4 [3]

Otrzymane wyniki badań pozwoliły na weryfikację działania algorytmu wnioskującego o złuzowaniu, dostrojenie układu i wyznaczenie sygnału bazowego, do którego porównywane są bieżące zapisy drgań stacji zwrotnej. Prawidłowe określenie sygnału bazowego jest niezbędne do prawidłowej pracy modułu.

W trakcie prób otrzymywano powtarzalne wskazania nadmiernego wydłużenia łańcucha, wynikające z automatycznej analizy drgań, świadczące o konieczności weryfikacji położenia łańcucha i o prawidłowej pracy układu. Moduł kontroli wydłużenia łańcucha zaprojektowano jako podsystem układu sterowania węzłem osadzarkowym, ale swoją funkcję może on także pełnić w formie odrębnego systemu.

4. Podsumowanie

Łączenie systemów sterowania maszyn wchodzących w skład węzła osadzarkowego kreuje nowe możliwości kontroli procesu technologicznego. Wpływa również na energochłonność i wydajność procesu poprzez dokładne dopasowanie do bieżących potrzeb produkcyjnych. Poszukiwanie powiązań pomiędzy poszczególnymi maszynami, mające na celu wielowymiarową optymalizację procesu technologicznego jest trudne, czasochłonne i uwarunkowane szeregiem czynników decydujących o ich wpływie na cel produkcyjny. Pozwala jednak na tworzenie bardziej doskonałych i niezawodnych systemów gwarantujących ciągłą, oszczędną i niezawodną pracę. Podstawowe korzyści wynikające z zastosowania zintegrowanego sterowania węzłem osadzarkowym to przede wszystkim:

- ograniczenie przestojów,
- optymalizacja wydajności urządzeń w aspekcie dostosowania ich wydajności do obciążenia węzła,
- zmniejszenie zużycia energii elektrycznej,
- zwiększenie żywotności układów wykonawczych w warunkach zmiennego obciążenia,

- elastyczna konfiguracja sprzętowa,
- zwiększenie zakresu monitorowania procesu,
- poprawa jakości tworzonej dokumentacji przebiegu procesu,
- łatwa rozbudowa systemu,
- rozproszony lub scentralizowany dostęp do danych opisujących proces.

Integracja lokalnych systemów sterowania urządzeń węzła w jeden, nadrzędny system sterowania jest również prowadzona pod kątem zwiększenia żywotności układów wykonawczych w warunkach zmiennego obciążenia, co w znacznym stopniu może obniżyć koszty procesu wzbogacania węgla.

Literatura

1. Pająk T., Tejszerski J., Jasiulek D. i inni: System sterowania osadzarki pulsacyjnej. Praca statutowa ITG KOMAG, Gliwice 2006 (materiały niepublikowane).
2. Kowol D.: Wpływ zmian parametrów nadawy na efekty działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktów osadzarki. Praca doktorska. Politechnika Śląska 2010.
3. Jendrysik S., Woszczyński M., Bartoszek S. i inni: Koncepcja układu kontroli napięcia łańcucha przenośnika kubelkowego wraz z rejestracją danych wejściowych w warunkach „in situ”. Praca statutowa ITG KOMAG, Gliwice 2014 (materiały niepublikowane).

Zastosowanie procesu flotacji pianowej do wzbogacania sedymentu – badania laboratoryjne

Daniel Kowol, Michał Łagódka, Piotr Matusiak – Instytut Techniki Górniczej KOMAG,
Andrzej Gawliński – JSW S.A. KWK „Budryk”

1. Wprowadzenie

Flotacja jest procesem fizykochemicznym polegającym na wykorzystaniu różnic właściwości powierzchniowych ziaren węglowych i skały płonnej, w tym przede wszystkim hydrofobowości [1,3,7,9,10].

Proces flotacji, któremu poddawane są ziarna węgla poniżej 0,5 (0,3) mm, prowadzi się w flotownikach. W zakładach przeróbczych w Polsce, do wzbogacania mułów węgla koksowych i energetycznych, stosuje w większości korytowe maszyny (flotowniki) pneumomechaniczne typu IZ [8].

W wyniku procesu flotacji uzyskuje się dwa produkty: koncentrat i odpady, które poddawane są odwodnieniu. Odpady flotacyjne, po zagęszczeniu w osadnikach promieniowych, poddaje się odwodnieniu w komorowych prasach filtracyjnych. Koncentrat flotacyjny (flotokoncentrat) odwadniany jest najczęściej w wirówkach sedymentacyjno-sitowych.

Efektem ubocznym tego procesu jest powstawanie bardzo drobnych frakcji ziarnowych, tak zwanych „sedymenów”. Niekorzystny skład ziarnowy tego produktu, w którym przeważającą ilość stanowią ziarna o wielkości $<0,025$ mm, oraz możliwy, znaczny udział ziaren węglowych, może stanowić dla zakładu przeróbczego problem technologiczny i ekonomiczny. Bardzo drobne ziarna sedymentu zaburzają pracę obiegu wodno-mułowego, zwłaszcza przy braku niezależnej linii technologicznej do jego wydzielenia, powodując pogarszanie warunków wzbogacania węgla. Efektem takich zaburzeń są niekontrolowane zmiany parametrów ilościowo-jakościowych produktów wzbogacania [2].

Metodą gospodarczego wykorzystania sedymentów jest ich dodawanie do węgla handlowych, po wcześniejszym poddaniu procesowi odwodnienia w komorowych prasach filtracyjnych. Jednak wymagania odbiorców dotyczące granicznych, dopuszczalnych parametrów jakościowych, tak w zakresie zawartości balastu jak również transportowalności (sypkości) węgla handlowych, w znacznym stopniu ograniczają możliwość stosowania tej metody, a w skrajnych przypadkach mogą ją eliminować.

Alternatywnym kierunkiem zagospodarowania sedymentów, pozwalającym na ograniczenie problemów w zbycie węgla, przy jednoczesnym odzysku użytecznych ziaren węglowych, jest jego powtórne wzbogacenie w procesie flotacji pianowej.

Badania wzbogacania flotacyjnego sedymentu wykazały, że możliwe jest uzyskanie produktów o akceptowalnych parametrach jakościowych [6].

W niniejszym rozdziale przedstawiono wyniki badań, których celem było określenie wpływu dodatku sedymentu do mułu węglowego, kierowanego do procesu flotacji, na uzyskiwane parametry produktów rozdziału. Uzyskane wyniki porównano z rezultatami wzbogacania flotacyjnego jedynie sedymentu [5].

2. Badania laboratoryjne

W badaniach laboratoryjnych wykorzystano próbki węgla gazowo-koksowego typu 34, pochodzące z Zakładu Przeróbczego KWK „Budryk”, w postaci:

- typowej nadawy na flotację (mułu surowego),
- sedymentu, będącego „produktem” części bezsitowej wirówek sedimentacyjno-sitowych.

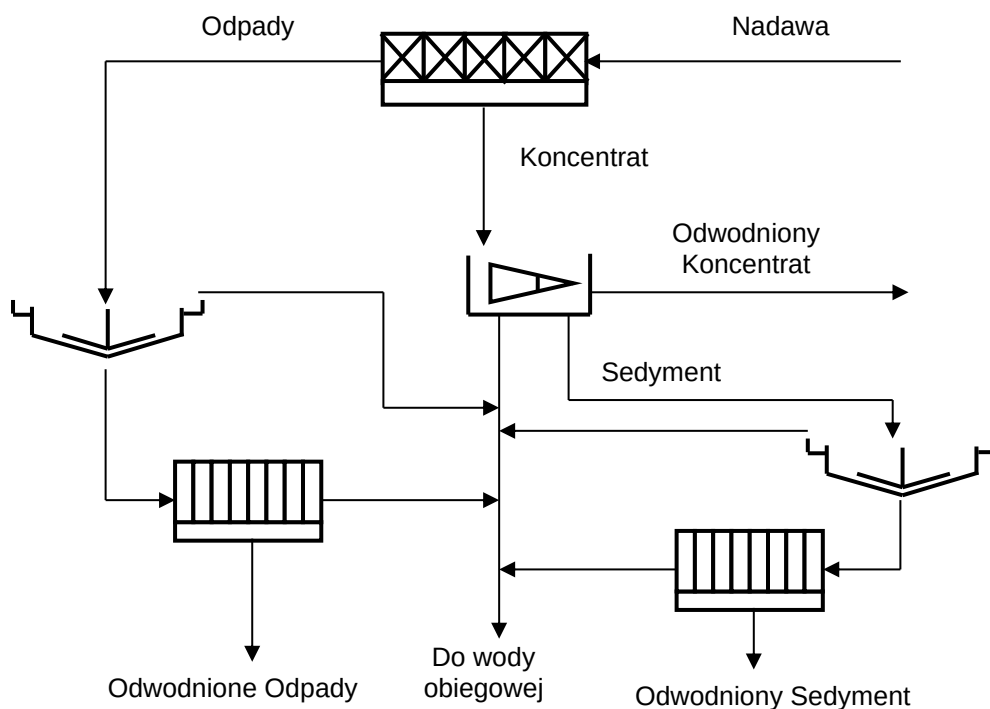
Próbki zostały pobrane przez pracowników Zakładu Przeróbczego KWK „Budryk”.

Proces flotacji pianowej w KWK „Budryk” prowadzony jest w maszynach pneumomechanicznych typu IZ-12.

Odpady flotacyjne, po zagęszczeniu w osadnikach promieniowych, kierowane są do odwodnienia na prasach filtracyjnych komorowo-membranowych typu Diemme.

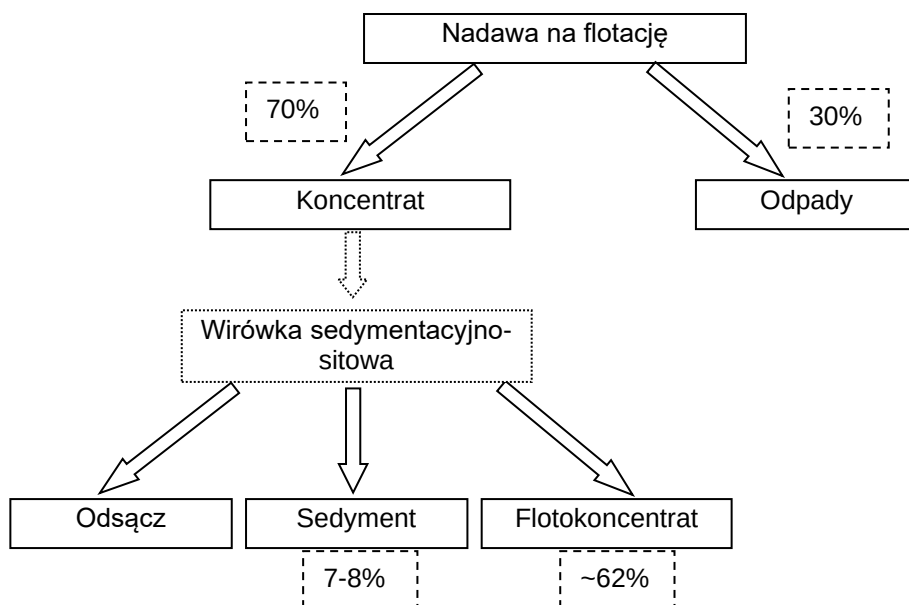
Produkt koncentratowy procesu flotacji podawany jest do wirówek sedimentacyjno-sitowych, z których uzyskuje się dwa produkty: odwodniony flotokoncentrat oraz odsącz zawierający sedyment – bardzo drobno uziarniony materiał z części bezsitowej wirówki.

Sedyment również może podlegać zagęszczeniu w osadniku promieniowym, a następnie odwodnieniu w prasach filtracyjnych. Uproszczony schemat węzła procesu flotacji pianowej w Zakładzie Przeróbczym KWK „Budryk” przedstawiono na rys. 1.



Rys.1. Uproszczony schemat węzła flotacji pianowej [5]

Rozkład ilościowy produktów wzbogacania w węźle flotacji pianowej w KWK „Budryk” przedstawiono na rys. 2.



Rys.2. Rozkład ilościowy produktów wzbogacania węgla flotacji [5]

Przed przystąpieniem do badań procesu flotacji, wykonano w ITG KOMAG analizy granulometryczno-popiołowe otrzymanych materiałów badawczych. Wyniki analiz zamieszczono w tabelach 1 i 2.

Skład granulometryczno - popiołowy mułu surowego [5]

Tabela 1

Klasa ziarnowa, mm	Wychód, %	Popiół, %
>0,500	1,15	8,30
0,500 – 0,300	5,21	4,26
0,300 – 0,100	25,45	5,43
0,100 – 0,045	15,85	19,23
0,045 – 0,025	6,81	20,11
<0,025	45,54	43,23
Suma/Średnia*	100,00	25,80*

Skład granulometryczny sedymentu [5]

Tabela 2

Klasa ziarnowa, mm	Wychód, %
>0,2	0,55
0,2 - 0,1	1,55
0,1 - 0,09	0,09
0,09 - 0,071	0,79
0,071 - 0,063	0,06

0,063 - 0,045	0,81
0,045 - 0,025	2,43
< 0,025	93,71
Suma	100,00
Średnia zawartość popiołu, %	29,98

Badania możliwości wzbogacania „sedymantu” wykonano w ITG KOMAG na stanowisku laboratoryjnym do badań procesu flotacji (rys. 3).



Rys.3. Stanowisko laboratoryjne procesu flotacji [źródło: opracowanie własne]

W badaniach zastosowano kompleksowy przemysłowy odczynnik flotacyjny, który oznaczono jako X1.

Odczynnik flotacyjny podawano na początku procesu flotacji i kondycjonowano przez 30 sekund. Poziom mętów w komorze flotacyjnej uzupełniano wodą tak, aby się utrzymywał na wysokości 1 cm poniżej progu przelewowego. Proces flotacji przerywano po upływie 180 s. Produkty flotacji odwadniano, suszono w temperaturze otoczenia, a następnie ważono w celu określenia wychodu oraz oznaczano w nim zawartość popiołu, zgodnie z normą PN-ISO 1171:2002 Paliwa stałe – Oznaczanie popiołu.

Do oceny wyników flotacji, oprócz zawartości popiołu w produktach, przyjęto uzysk substancji palnej w koncentracie flotacyjnym, obliczony według zależności (1):

$$\varepsilon = \gamma \cdot \frac{100 - \lambda}{100 - \alpha} \quad (1)$$

gdzie:

α - zawartość popiołu w nadawie %,

γ - wychód koncentratu %,

λ - zawartość popiołu w koncentracie %.

Badania prowadzono przy zagęszczeniach o wartości 40 i 100 g/l. Zastosowano dawki odczynnika wynoszące 0,4; 0,8 oraz 1,6 kg/Mg suchego materiału.

Pozostałe parametry doświadczeń były stałe i wynosiły:

- liczba obrotów wirnika równa 1040 obr/min,
- natężenia przepływu powietrza na poziomie 2 dm³/min.

Przyjęto dodatek sedymentu do nadawy właściwej o wartościach 7; 15; 25 i 50%. Dodatkowo, wykonano doświadczenia, w których poddano procesowi flotacji wyłącznie sedyment.

W badaniach wykorzystano wodę procesową, pochodzącą z obiegu wodno-mułowego zakładu przerobczego KWK „Budryk”. Analiza parametrów wody, wykonana za pomocą pH/konduktometru CPC-105 wykazała, że jej przewodność właściwa była równa 42,50 mS/cm, co odpowiadało znacznemu zasoleniu - 26,70 g/l.

3. Analiza wyników badań

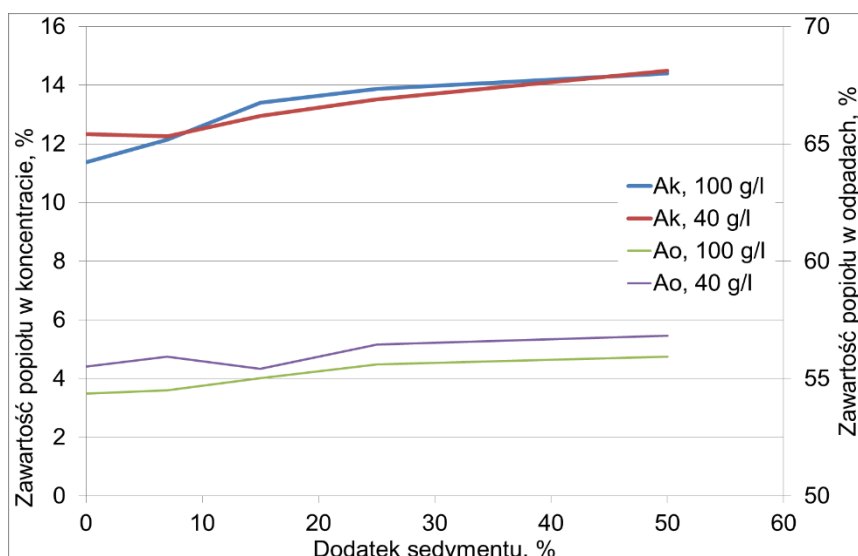
W badaniach, w których zastosowano najmniejszą dawkę odczynnika, wynoszącą 0,4 kg/Mg, zawartość popiołu w produkcie koncentratowym rosła wraz ze zwiększaniem się dodatku sedymentu, i w zależności od zagęszczenia wynosiła od 11,37% do 14,50%. Proporcjonalnie do zwiększającego się dodatku sedymentu wzrastało również zapopielenie produktu odpadowego i zawierało się w przedziale od 54,35% do 56,83%. Konsekwencją był zwiększający się uzysk substancji palnej w koncentracie, który wzrósł od 78,92% do 81,10%. Korzystniejsze parametry produktów uzyskiwano w badaniach prowadzonych z mniejszym zagęszczeniem ciał stałych – 40 g/l. Wyniki badań zebrano w tabeli 3.

Zestawienie parametrów flotacji mułu surowego – dawka odczynnika 0,4 kg/Mg [5]

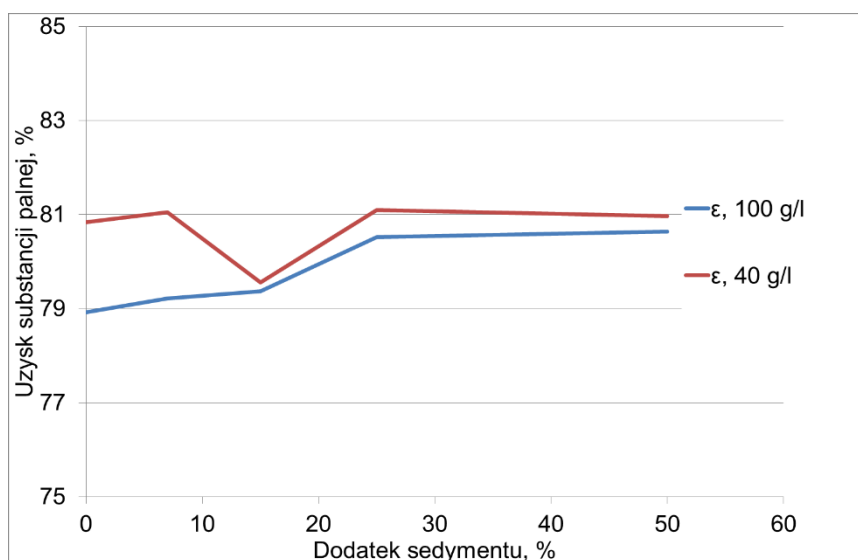
Tabela 3

Zagęszczenie, g/l	Dodatek sedymetu, %	Zawartość popiołu, %		Uzysk substancji palnej, %
		Koncentrat	Odpady	
100	0	11,37	54,35	78,92
	7	12,14	54,49	79,22
	15	13,40	55,01	79,37
	25	13,87	55,60	80,52
	50	14,40	55,92	80,64
40	0	12,33	55,50	80,84
	7	12,26	55,92	81,05
	15	12,95	55,41	79,56
	25	13,52	56,45	81,10
	50	14,50	56,83	80,97

Graficzne przedstawienie uzyskanych wyników badań, dla najmniejszej dawki odczynnika flotacyjnego, zaprezentowano na rys. 4 i 5.



Rys.4. Zależność zawartości popiołu w produkcie koncentratowym i odpadowym od wartości dodatku sedymentu – dawka odczynnika 0,4 kg/Mg [5]



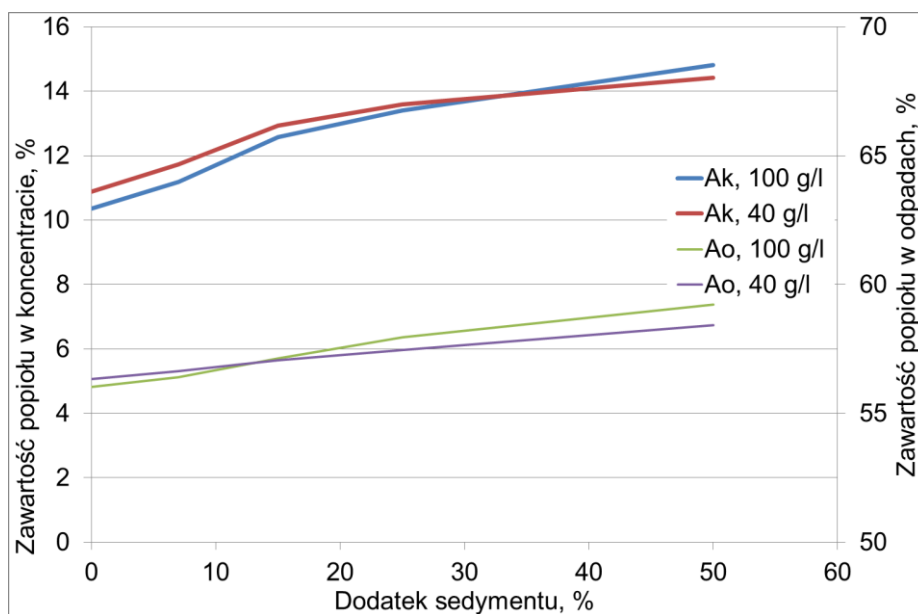
Rys.5. Zależność uzysku substancji palnej w produkcie koncentratowym od wartości dodatku sedymentu – dawka odczynnika 0,4 kg/Mg [5]

Zwiększenie dawki odczynnika kompleksowego do wartości 0,8 kg/Mg pozwoliło na poprawę wszystkich analizowanych parametrów produktów. Zawartość popiołu w produkcie koncentratowym wzrosła od 10,35% do 14,81%, zapopielenie odpadów od 56,02% do 59,21%, natomiast uzysk substancji palnej wzrósł od 79,23% do 82,67%. Wyniki badań, w których zastosowano zwiększoną dawką odczynnika zebrano w tabeli 4 i przedstawiono graficznie na rys. 6 i 7.

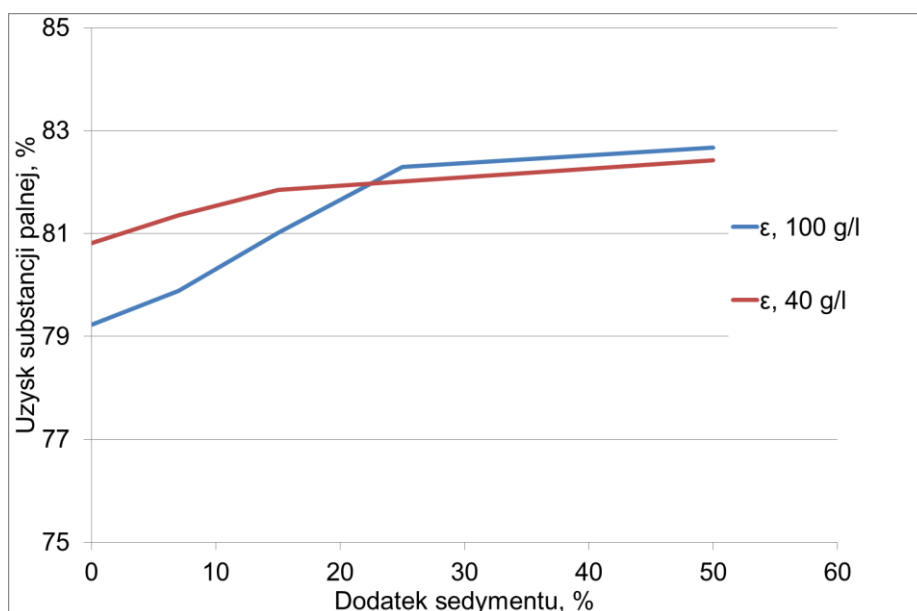
Zestawienie parametrów flotacji mułu surowego – dawka odczynnika 0,8 kg/Mg [5]

Tabela 4

Zagęszczenie, g/l	Dodatek sedymentu, %	Zawartość popiołu, %		Uzysk substancji palnej, %
		Koncentrat	Odpady	
100	0	10,35	56,02	79,23
	7	11,19	56,41	79,89
	15	12,58	57,12	81,01
	25	13,41	57,95	82,29
	50	14,81	59,21	82,67
40	0	10,89	56,34	80,81
	7	11,73	56,64	81,35
	15	12,94	57,07	81,85
	25	13,59	57,45	82,01
	50	14,41	58,41	82,43



Rys.6. Zależność zawartości popiołu w produkcie koncentratowym i odpadowym od wartości dodatku sedymentu – dawka odczynnika 0,8 kg/Mg [5]



Rys.7. Zależność uzysku substancji palnej w produkcie koncentratowym od wartości dodatku sedymentu – dawka odczynnika 0,8 kg/Mg [5]

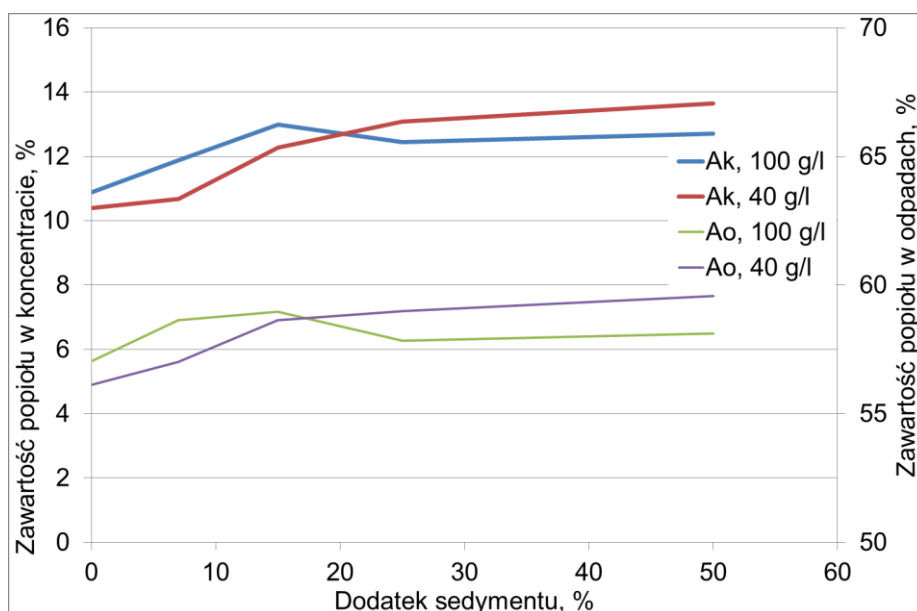
Zastosowanie maksymalnej dawki odczynnika, równej 1,6 kg/Mg, spowodowało przy zagęszczeniu 40 g/l, dalszą poprawę parametrów produktów. Zawartość popiołu w koncentracie wzrosła od 10,40% do 13,64%, a zawartość popiołu w odpadach od 56,12% do 59,58%. Dla zagęszczenia wynoszącego 100 g/l zależności były prawidłowe dla dodatku sedymentu, do wartości 15%. Zwiększenie tej wartości powodowało nieznaczne pogorszenie parametrów produktów rozdzału.

Uzyskane wyniki zebrano w tabeli 5 i pokazano na rys. 8 i 9.

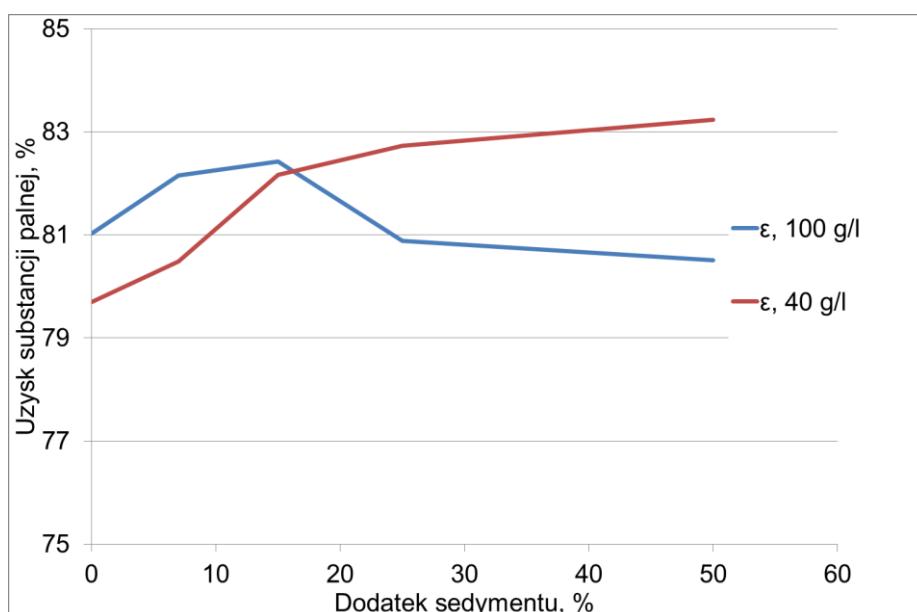
Zestawienie parametrów flotacji mułu surowego – dawka odczynnika 1,6 kg/Mg [5]

Tabela 5

Zagęszczenie, g/l	Dodatek sedymentu, %	Zawartość popiołu, %		Uzysk substancji palnej, %
		Koncentrat	Odpady	
100	0	10,89	57,03	81,03
	7	11,87	58,64	82,15
	15	12,98	58,97	82,43
	25	12,45	57,84	80,89
	50	12,71	58,11	80,51
40	0	10,40	56,12	79,70
	7	10,68	57,01	80,49
	15	12,28	58,63	82,16
	25	13,08	58,98	82,73
	50	13,64	59,58	83,23



Rys.8. Zależność zawartości popiołu w produkcie koncentratowym i odpadowym od wartości dodatku sedymentu – dawka odczynnika 1,6 kg/Mg [5]



Rys.9. Zależność uzysku substancji palnej w produkcie koncentratowym od wartości dodatku sedymentu – dawka odczynnika 1,6 kg/Mg [5]

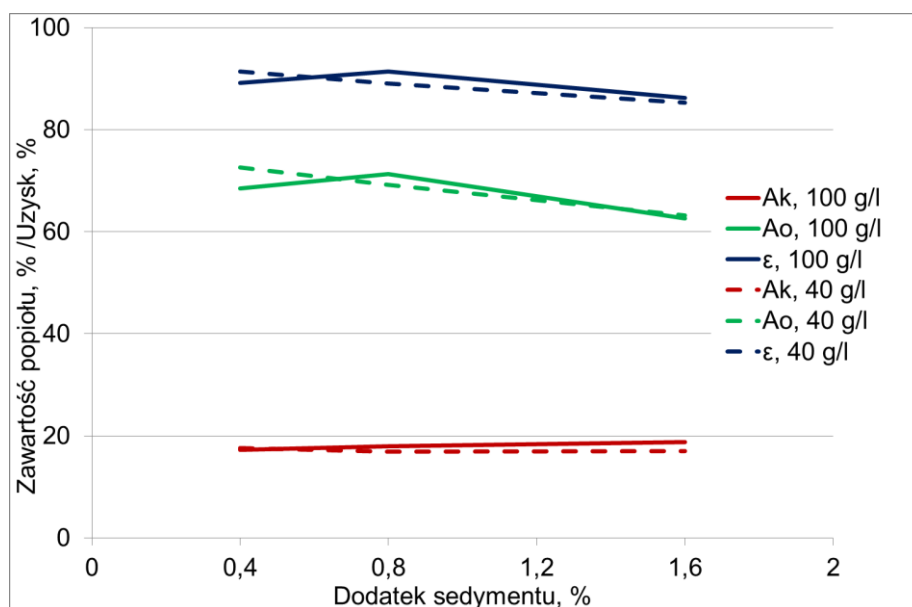
W ramach badań wykonano również doświadczenie, w którym wzbogaceniu flotacyjnemu poddano wyłącznie sedyment.

Flotacja materiału składającego się wyłącznie z sedymentu spowodowała uzyskanie produktów koncentratowych o wyższym zapopieleniu (w zakresie 17-19%), w stosunku do koncentratów z flotacji mułu surowego. Jednocześnie, zawartość popiołu w odpadach, dla obydwu badanych zagęszczeń, była znacznie korzystniejsza i zawierała się w przedziale od 62,62% (zagęszczenie 100 g/l, dawka odczynnika 1,6 kg/Mg) do 72,64% (zagęszczenie 40 g/l, dawka odczynnika 0,4 kg/Mg). Uzysk substancji palnej przekraczał 85%. Wyniki badań zestawiono w tabeli 6, a w formie graficznej na rys. 10.

Zestawienie wybranych parametrów flotacji „sedymentu” – odczynnik X1 [5]

Tabela 6

Zagęszczenie, g/l	Ilość odczynnika, kg/Mg	Zawartość popiołu, %		Uzysk substancji palnej, %
		Koncentrat	Odpady	
100	0,4	17,30	68,43	89,13
	0,8	17,96	71,35	91,36
	1,6	18,79	62,62	86,28
40	0,4	17,64	72,64	91,42
	0,8	16,93	69,19	89,02
	1,6	17,06	63,23	85,26



Rys.10. Parametry produktów procesu flotacji sedymentu
(źródło: opracowanie własne na podstawie [5])

Badania, w których nadawę stanowił wyłącznie sedymen t zostały przeprowadzono w celu weryfikacji rezultatów badań laboratoryjnych, zamieszczonych w pracy [6]. Przykładowe wyniki badań podano w tabeli 7.

Wyniki potwierdziły możliwość zastosowania procesu flotacji pianowej do wzbogacania sedymentu i w efekcie odzysku znacznej ilości ziaren użytecznych.

Zestawienie wybranych parametrów flotacji „sedymentu” – odczynnik R2 [4,6]

Tabela 7

Zagęszczenie, g/l	Ilość odczynnika, kg/Mg	Zawartość popiołu, %		Uzysk substancji palnej, %
		Koncentrat	Odpady	
100	1,2	16,25	53,79	81,71
	1,6	14,98	58,88	84,01
	2,0	15,58	57,21	84,31
40	1,2	16,05	63,43	87,62
	1,6	15,56	60,34	85,59
	2,0	15,98	60,18	86,62

4. Podsumowanie

Stosowanie wirówek sedymencyjno-sitowych do odwadniania flotokoncentratów pozwala na uproszczenie procesu odwadniania flotokoncentratów. Powoduje jednak powstawanie bardzo drobno uziarnionego, trudnego do zagospodarowania materiału tzw. „sedymentu”. Powtórne wzbogacenie ww. materiału w procesie flotacji pianowej, jako dodatku do mułu surowego, jak również w postaci „czystej” może stanowić alternatywne a w określonych uwarunkowaniach rynkowych, efektywne narzędzie do rozwiązywania problemów technologicznych i ekonomicznych, jakie stwarza on Zakładom Górniczym.

Badania laboratoryjne procesu flotacji, mające na celu określenie wpływu dodatku sedymentu do mułu surowego węgla koksowego na parametry jakościowe produktów rozdziału, przeprowadzono z wykorzystaniem:

- próbki nadawy na flotację, charakteryzującej się dużym udziałem ziaren najdrobniejszych <0,025 mm o wartości 45,54% oraz średnią zawartością popiołu wynoszącą 25,80%,
- próbki sedymentu, w której udział ziaren <0,025 stanowił 97,71%, a jego średnia zawartość popiołu wynosiła 29,98%.

Badania wykonane przy zmiennych parametrach procesowych pozwoliły na uzyskanie zawartości popiołu w produkcie koncentratowym w zakresie 10,41 do 14,81% oraz zapopielenia produktu odpadowego w przedziale od 54,29 do 59,58%.

Na podstawie analizy wyników badań stwierdzono, że wraz ze zwiększaniem się wartości dodatku sedymentu do próbki mułu surowego pogorszeniu ulegała zawartość popiołu w produkcie koncentratowym. Równocześnie, pozostałe analizowane parametry tj. zawartość popiołu w odpadach i uzysk substancji palnej w koncentracie uległy poprawie.

Laboratoryjny proces flotacji „czystego” sedymentu pozwolił na uzyskanie koncentratów o nieznacznie wyższych zawartościach popiołu (17-19%) oraz odpadów o znacznie korzystniejszym (wyższym) zapopieleniu (62-72%), w stosunku do wartości, gdy głównym materiałem nadawy był muł surowy.

Wybór technologii flotacji sedymentu powinien być każdorazowo oparty o analizę jakości materiałów nadawy (muł surowy, sedyment) oraz możliwych do uzyskania parametrów jakościowych produktów rozdziału.

Można stwierdzić, że korzystniejszą, pod względem technologicznym, metodą zagospodarowania sedymentu, jest jego wtórne wzbogacenie w odrębnym procesie flotacji, a następnie odwodnienie uzyskanych produktów w komorowych prasach filtracyjnych. Taki proces pozwoli na precyzyjny, indywidualny dobór warunków flotacji dla danego sedymentu, uniknięcie wielokrotnego wzbogacania tego samego materiału oraz wyeliminowanie z obiegu najdrobniejszych ziaren. Należy jednak uwzględnić aspekt ekonomiczny, posiadany park maszynowy oraz aktualne wymagania rynkowe.

Dobór odpowiedniej technologii w warunkach przemysłowych powinien zatem zostać poprzedzony wykonaniem szczegółowej analizy ekonomicznej, w odniesieniu do oczekiwanych (akceptowalnych) parametrów produktów procesów technologicznych oraz końcowych, przeznaczonych do zbytu produktów handlowych.

Literatura

1. Gaudin A.M.: Flotacja. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1963.
2. Giemza H., Gruszka G., Hycnar J.J., Józefiak T., Kiermaszek K., Pyc A.: Innowacyjne kierunki optymalizacji obiegu wodnych dla wydzielania i wykorzystania „sedymenów” w ZPMW Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A. KOMEKO 2008. s. 171 – 182.
3. Klassen W.I.: Flotacja węgla. Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1966.
4. Kowol i in.: Wykonanie badania możliwości zastosowania fizykochemicznych metod wzbogacania do odzysku substancji węglowej (palnej) z klasy drobnej (sedymenów) dla ZPMW JSW S.A. KWK „Budryk”. ITG KOMAG Gliwice 2013 (materiały niepublikowane).
5. Kowol i in.: Wykonanie badań laboratoryjnych związanych z określeniem parametrów procesu flotacji pianowej dla wzbogacania mułów węgla koksowych z dodatkiem „sedymenów”. ITG KOMAG Gliwice 2014 (materiały niepublikowane).
6. Kowol D., Łagódka M., Matusiak P., Gawliński A.: Możliwości zastosowania procesu flotacji pianowej do wzbogacania „sedymenów” z wirówek sedymenacyjno-sitowych, KOMEKO 2014
7. Laskowski J.: Fizyko – chemiczne podstawy i niektóre zagadnienia technologii procesu flotacji kopalin. Politechnika Śląska, Gliwice 1964.
8. Sablik J. Lenartowicz M.: Energetyczne właściwości powierzchniowe ziaren w produktach przemysłowej flotacji węgla. Prace naukowe – Monografie CMG KOMAG, 2007
9. Sablik J.: Flotacja węgla kamiennych. Główny Instytut Górnictwa. Katowice 1998.
10. Poradnik Górnika, Tom 5, Wydawnictwo „Śląsk”, Katowice 1976.

Odsiarczanie i odpopielenie produktu handlowego „Jarek” z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego

Wojciech Sobko, Wiesław Blaschke – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego – Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego, **Andrzej Fraś** – TAURON Wydobycie S.A.

1. Wprowadzenie

W zakładach górnictwa węglowego proces rozdziału frakcji odpadowej od węglowej prowadzony jest w większości w oparciu o mokre metody w ośrodku wodnym lub z wykorzystaniem cieczy ciężkiej magnetytowej.

Proces rozdziału z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego nie jest praktykowany z zakładach górniczych zlokalizowanych na terenie Polski. W światowym górnictwie węgla kamiennego powyższa metoda staje się coraz bardziej upowszechniana. Urządzenia tego typu znalazły nabywców w takich krajach jak: USA, Australia, RPA, Rosja, Indie, Chiny, Turcja, Filipiny, Ukraina, Kazachstan, Brazylia, Iran, Mongolia i Indonezja. Zastosowana metoda suchej separacji jest stosunkowo prostą i taną metodą produkcji handlowego węgla kamiennego. W trakcie XVII International Coal Preparation Congress w Istambule (Turcja) w 2013 roku, przedstawiciele górniczego świata nauki ocenili metodę suchej separacji jako technologię XXI wieku [5].

Przeprowadzona przez ekspertów w zakresie górnictwa węglowego Instytutu Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego analiza rozwoju powyższego trendu technologicznego oraz ilość wdrożonych w produkcji tego typu urządzeń sięgających powyżej 1800 sztuk skłoniła kierownictwo IMBiGS do zakupu powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1. Dla urządzenia opracowano metodykę badawczą pozwalającą realizować założony zakres prac dla szerokiego spektrum węglowych materiałów badawczych pochodzących z kopalń usytuowanych na terenie Polski. Głównym celem zakupu i rozpoczęcia prac była odpowiedź na pytanie, czy istnieje możliwość implementacji powyższej metody do zakładów produkujących węgiel na terenie Polski z uwzględnieniem potrzeb jakościowych zgłaszanych przez finalnych odbiorców produktów węglowych [1,2].

Biorąc pod uwagę niskie ceny węgla na światowych rynkach oraz trudną sytuację ekonomiczną polskich węglowych zakładów górniczych można stwierdzić, iż metoda suchej separacji jest rozwiązaniem wpisującym się w proces restrukturyzacji polskiego górnictwa węglowego oraz jedna z technologii mogących znacząco obniżyć koszty operacyjne produkcji węgla kamiennego w Polsce.

Instytut przeprowadził już wiele prac badawczych dla materiałów o zróżnicowanym składzie granulometrycznym i gęstościowym. Dotyczyły one m. in.:

- miałów surowych o granulacji w zakresie: od 12 do 0 mm, od 20 do 12 mm, od 20 do 0 mm oraz od 30 do 0 mm,
- węgla surowych o granulacji w zakresie od 60 do 16 mm, od 50 do 25 mm, od 25 do 8 mm, od 25 do 6 mm, od 25 do 0 mm oraz od 20 do 0 mm.

Przedmiotem prac badawczych było również wykonanie prób mających na celu poprawę parametrów jakościowych sortymentów handlowych takich jak: miął płukany o granulacji od 30 do 0 mm, groszek o granulacji od 50 do 20 mm. W ostatnim okresie czasu prowadzone przez Instytut prace badawcze były związane z redukcją zawartości siarki i popiołu w produkcie handlowym „Jarek” pochodzącym z węzła osadzarki miałowej Zakładu Górniczego „Janina” wchodzącego w skład TAURON Wydobycie S.A. Wyniki tych prac zostały zaprezentowane w niniejszym rozdziale monografii [4,5].

2. Budowa powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX i zmienne parametry pracy

Prace badawcze prowadzone były z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX -1 oraz stacji przygotowania i dozowania materiału do procesu suchej separacji. W skład urządzenia FGX-1 wchodzi: płyta robocza o powierzchni 1 m² w kształcie trapezu z zabudowanym perforowanym sitem gumowym o wymiarze oczka Ø 6 mm. Na płycie zabudowane są w ilości 7 sztuk grzebienie, których zadaniem jest ukierunkowywanie ruchu rozdzielanego materiału badawczego. Płyta robocza urządzenia FGX-1 jest podwieszona na zawiesiach linowych o regulowanej wysokości. Takie rozwiązanie konstrukcyjne umożliwia dokonywanie ustawienia kąta podłużnego i poprzecznego zawieszanej płyty roboczej w celu optymalizacji przebiegu procesu suchej separacji. W tylnej części płyty zabudowane są dwa wibratory, które wprawiają płytę roboczą w ruch wibracyjny.

Urządzenie wyposażone jest w dmuchawę produkującą powietrze, które poprzez kolektory doprowadzane jest pod wydzielone strefy płyty roboczej. Ze względu na rodzaj wydzielanego produktu płyta posiada 3 strefy: I strefa na początku płyty do odbioru produktu węglowego, druga (środkowa strefa) do odbioru produktu pośredniego, rozumianego jako mieszanina ziarn węglowo-odpadowych lub przerostów. Końcowa część płyty stanowiąca III strefę jest przeznaczona do odbioru produktu odpadowego. Przedłużoną konstrukcją płyty roboczej stanowi kolektor do odbioru produktu odpadowego. W przypadku przekierowania wydzielonej strugi produktu odpadowego do przedłużonej części, płyta robocza przejmuje funkcję dwuproduktowego rozdziału, tzn. na produkt węglowy i produkt pośredni. Ilość doprowadzonego powietrza pod poszczególne zdefiniowane strefy jest regulowana za pomocą uchylnych przepustnic [2,4,5].

W prowadzonym procesie suchej separacji ma miejsce uławianie pyłu z wykorzystaniem zabudowanej kurtyny powietrznej, cyklonu zagęszczająco-klasyfikującego oraz baterii filtrów workowych. Produkt pyłowy stanowi oddzielny produkt rozdziału procesu suchej separacji.

Transport materiału na płytę odbywa się poprzez zbiornik buforowy i podajnik wibracyjny. Odbiór uzyskanych produktów rozdziału na poszczególne przenośniki taśmowe odbywa się poprzez zabudowany kolektor rozdzielający z uchylnymi klapami, którymi reguluje się ilość i jakość odbieranych poszczególnych produktów rozdziału [4,5].

Na rysunkach 1 i 2 przedstawiono płytę roboczą powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1.



Rys.1. Płyta robocza powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1
[źródło: fotografia własna – Wojciech Sobko]

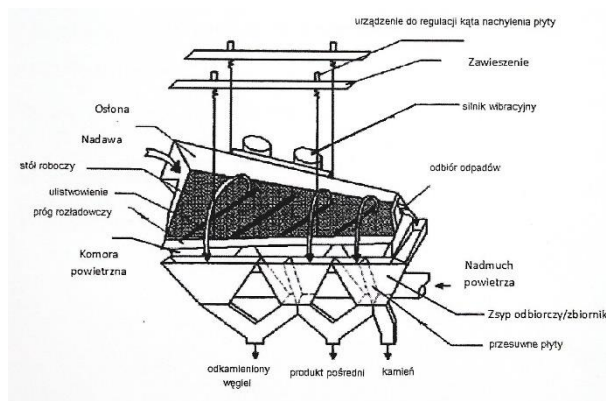


Rys.2. Płyta robocza powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1
[źródło: fotografia własna – Wojciech Sobko]

3. Zasada działania powietrznego stołu koncentracyjnego

Materiał roboczy podawany jest na płytę roboczą podajnikiem wibracyjnym poprzez krótszy jej bok. Wprowadzona wcześniej w ruch wibracyjny płyta i wstępnie dobrane natężenie przepływu powietrza pod poszczególne strefy rozdziału powodują w pierwszej fazie kontaktu z płytą, przedmuch strugi wprowadzanego materiału. Efektem prowadzonego przedmuchu jest uwolnienie najdrobniejszych ziarn pyłowych, które ruchem eliptycznym są przerzucane przez płytę roboczą trafiając do kolektorów odbiorczych produkty rozdziału. Oswobodzona z drobnych ziarn pyłowych struga materiału poddawana jest ruchowi wibracyjnemu oraz pod wpływem doprowadzonej strugi powietrza procesowi fluidyzacji. W kolejnej fazie pracy urządzenia następuje odrywanie się z materiału badawczego i formowanie w tylnej części płyty ziaren o największej gęstości. Ziarna te podlegają transportowi w kierunku podłużnym płyty, kierując się do jej przedłużonej części. Reszta strugi ziarn przesuwana się ruchem poprzecznym do progu przesypowego płyty roboczej w strefie odbioru produktu węglowego i pod wpływem strugi powietrza podlega ciągłemu procesowi fluidyzacji. Efektem tego jest koncentracja w górnej części tej warstwy ziaren o najmniejszej gęstości. Natomiast w dolnej części fluidyzowanej warstwy ma miejsce gromadzenie się ziarn o większej gęstości [2].

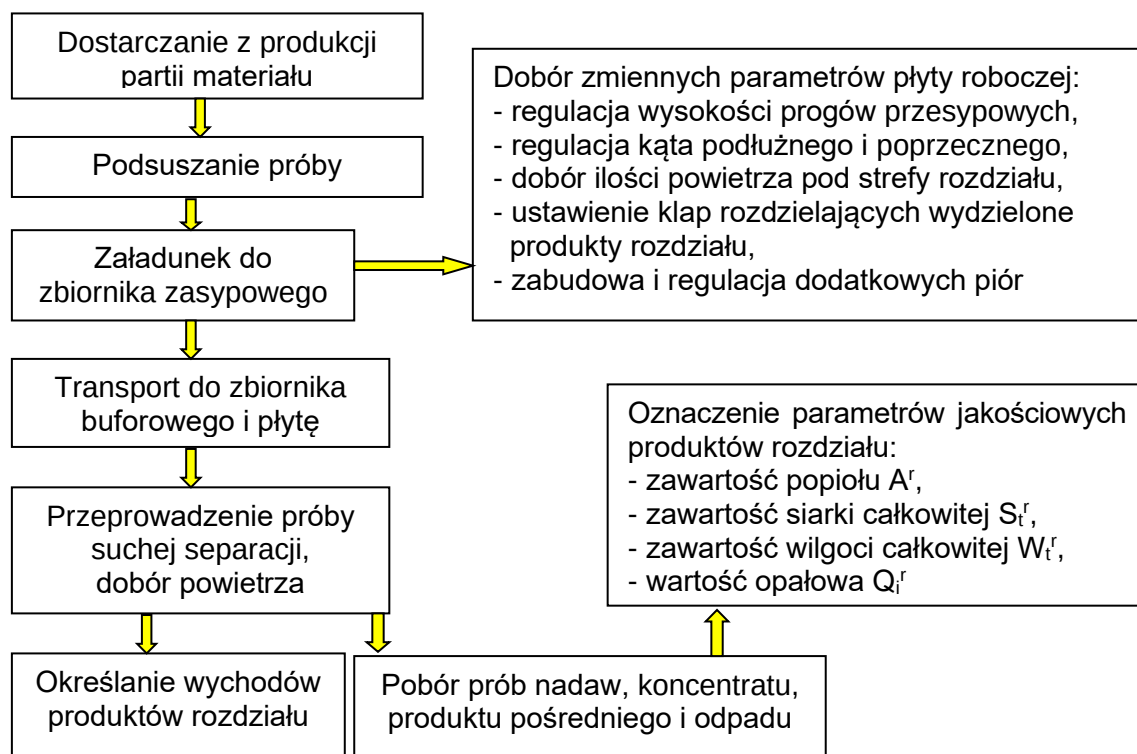
Rozwarstwione ziarna pod względem gęstościowym są transportowane do progu przesypowego strefy odbioru produktu węglowego, gdzie ziarna (węglowe) z górnej warstwy opuszczają strugę i poprzez próg kierowane są do kolektora rozdzielającego. Pozostała struga ziarn jest przytrzymywana na płycie wysokością ustawienia progu i poprzez zabudowane grzebienie pod wpływem ruchu wibracyjnego kierowana jest ruchem poprzecznym w górną część płyty. Po drodze ma miejsce kolejna faza fluidyzacji, czyli układanie ziarn według gęstości. W tylnej części płyty z dostarczonej warstwy ziarn odrywają się ziarna o największej gęstości. W tym miejscu płyty następuje ich dalsza koncentracja i transport do przedłużonej części płyty roboczej. Struga pozbawiona kolejnej porcji ziaren o największej gęstości zawracana jest poprzez grzebienie ruchem wibracyjnym do progu przesypowego w środkowej części płyty roboczej. W miejscu tym następuje wyładunek sfluidyzowanej mieszaniny ziarn węglowo-odpadowych. W końcowej części płyty dochodzi do nagromadzenia ziarn o największej gęstości, które opuszczają płytę roboczą poprzez próg lub kierowane są do kolektora odbioru produktu odpadowego. Sekwencja transportu od tylnej części płyty materiału badawczego do progów przesypowych z jednoczesną fluidyzacją strugi powtarzana jest na płycie siedmiokrotnie, gdyż pozwala na to ilość i zabudowa grzebieni na płycie roboczej [4,5]. Poniżej na rys.3 przedstawiono schemat ideowy zasady działania powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1.



Rys.3. Schemat ideowy zasady działania powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1
[źródło: opracowanie własne]

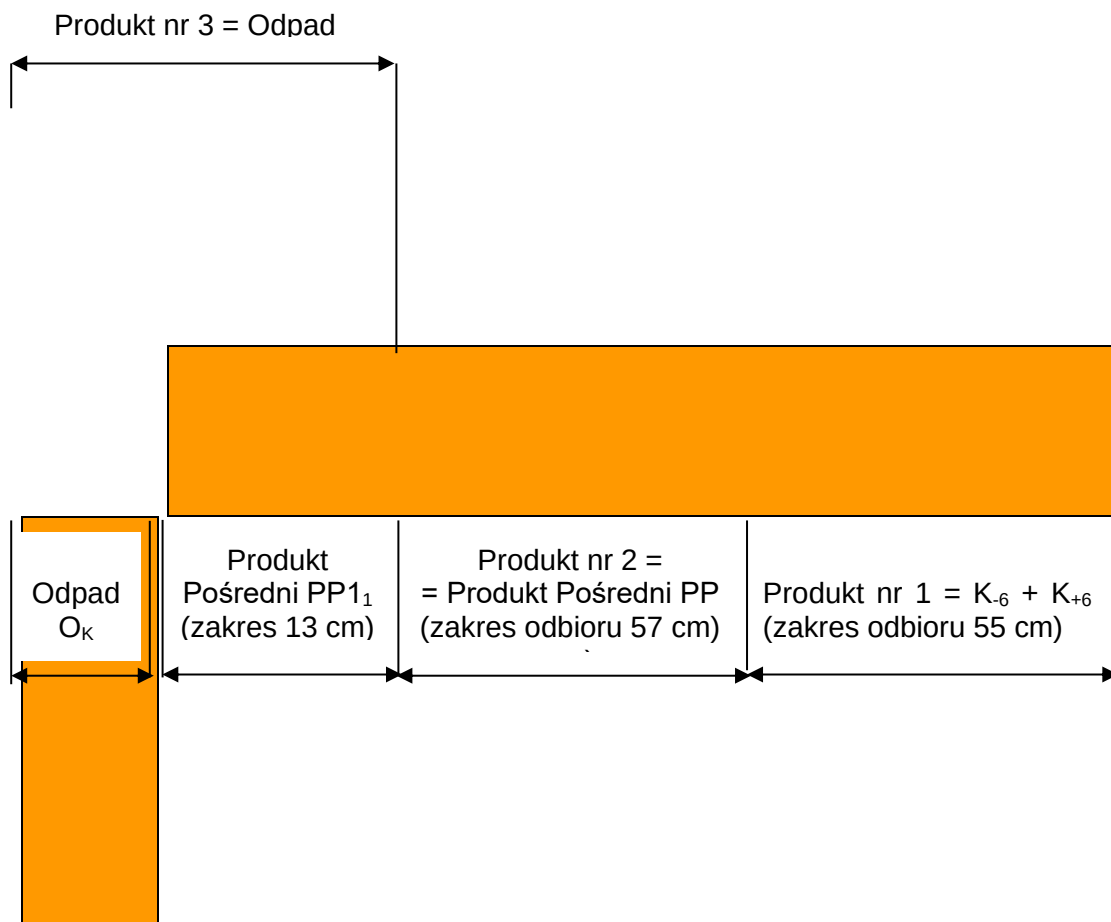
4. Efekt odpopielenia i odsiarczania produktu handlowego „Jarek”

Przedmiotem procesu suchej separacji była struga produktu handlowego „Jarek” wyprodukowana w osadzarce miałowej ciągu technologicznego Zakładu Górniczego „Janina”. W początkowej fazie prowadzenia prac badawczych próby odpopielenia i odsiarczania produktu handlowego „Jarek” pozwoliły na dokonanie ustawienia zmiennych parametrów pracy urządzenia, tj.: kąta poprzecznego i podłużnego płyty roboczej, ilości wprowadzanej strugi powietrza pod poszczególne strefy odbioru produktów rozdziału, wysokości położenia progów przesypowych oraz kłap rozdzielających produkty rozdziału. Końcowe ustawienia powyższych zmiennych parametrów pracy urządzenia zostały przedstawione w dokumencie pn. „Raport z prac badawczych z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1 wykonany za okres od 30 września do 9 października 2014 r.” opracowanym dla TAURON-Wydobycie S.A.. Przy optymalizacji powyższych parametrów urządzenia uwzględniono wielkość rozdzielanego ziarna oraz udział nieregularnych wprysnięć siarki w ziarnach węglowych. Na rysunku 4 przedstawiono schemat wyjaśniający sposób prowadzenia prób badawczych.



Rys.4. Schemat prowadzenia prób badawczych

Na rysunku 5 przedstawiono model graficzny odbioru poszczególnych produktów rozdziału z płyty roboczej urządzenia FGX-1 w trakcie prowadzenie procesu suchej separacji.



Rys.5. Model graficzny przedstawiający poszczególne produkty rozdziału z uwzględnieniem zakresów odbioru z płyty roboczej

W tabeli 1 (próba nr 1) i 3 (próba nr 2) przedstawiono wyniki oznaczeń jakościowych nadawy („Jarek” z ZG „Janina”) i otrzymanych produktów rozdziału. Natomiast w tabeli 2 i 4 przedstawiono wyniki oznaczeń jakościowych rozklasyfikowanego na dwie klasy ziarnowe: poniżej 6 mm oraz powyżej 6 mm produktu odbieranego ze strefy węglowej (produkt nr 1) dla próby badawczej odpowiednio nr 1 i nr 2 [4].

Wyniki oznaczeń jakościowych nadawy i produktów rozdziału dla produktu handlowego „Jarek” z ZG „Janina” - próba nr 1

Tabela 1

Rodzaj parametru	Symbol	Jednostka	Nadawa [N]	Strefa odbioru		
				Produktu węglowego Produkt nr 1	Produktu pośredniego Produkt nr 2	Produktu odpadowego Produkt nr 3
Stan roboczy						
Wilgoć całkowita	W _t ^r	%	15,0	13,8	14,2	13,17
Popiół	A ^r	%	9,8	6,4	6,5	14,35
Wartość opałowa	Q _d ^r	kJ/kg	22 364	23 886	23 793	21 413
Siarka całkowita	S _t ^r	%	1,31	1,07	0,98	1,78
Wychód	γ	%	100	24,6	43,4	32,0
Wydajność	Q	[Mg/h]	0,9			

Zestawienie oznaczeń jakościowych produktu nr 1 klasy ziarnowej -6 mm oraz klasy ziarnowej +6mm uzyskanego w próbie badawczej nr 1

Tabela 2

Rodzaj parametru	Symbol	Jednostka	Produkt nr 1	
			Klasa ziarnowa [mm] [0-6]	Klasa ziarnowa [mm] [6-25]
Stan roboczy				
Wilgoć całkowita	W _t ^r	%	15,4	14,0
Popiół	A ^r	%	8,85	6,1
Wartość opałowa	Q _i ^r	kJ/kg	22 527	24 020
Siarka całkowita	S _t ^r	%	1,09	0,97
Wychód	γ	%	24,0	76,0

Wyniki oznaczeń jakościowych nadawy i produktów rozdziału dla produktu handlowego „Jarek” z ZG „Janina” - próba nr 2

Tabela 3

Rodzaj parametru	Symbol	Jednostka	Nadawa [N]	Strefa odbioru		
				Produktu węglowego Produkt nr 1	Produktu pośredniego Produkt nr 2	Produktu odpadowego Produkt nr 3
Stan roboczy						
Wilgoć całkowita	W _t ^r	%	16,3	15,9	14,95	13,4
Popiół	A ^r	%	10,1	7,5	7,08	14,6
Wartość opałowa	Q _i ^r	kJ/kg	21 794	22 897	23 464	21 137
Siarka całkowita	S _t ^r	%	1,15	1,05	1,0	1,7
Wychód	γ	%	100	24,0	51,3	24,7
Wydajność	Q	[Mg/h]	0,9			

Zestawienie oznaczeń jakościowych produktu nr 1 klasy ziarnowej -6 mm oraz klasy ziarnowej +6mm uzyskanego w próbie badawczej nr 2

Tabela 4

Rodzaj parametru	Symbol	Jednostka	Produkt nr 1	
			Klasa ziarnowa [mm] [0-6]	Klasa ziarnowa [mm] [6-25]
Stany robocze				
Wilgoć całkowita	W_t^r	%	16,5	15,5
Popiół	A^r	%	11,5	6,0
Wartość opałowa	Q_i^r	kJ/kg	21 217	23 869
Siarka całkowita	S_t^r	%	1,09	0,92
Wychód	γ	%	37,6	62,4

5. Omówienie wyników

W przeprowadzonej próbie badawczej **nr 1** wykonano oznaczenia jakościowe nadawy i uzyskanych produktów rozdziału. Uzyskano następujące wyniki oznaczeń:

Nadawa

Materiał kierowany do procesu suchej separacji charakteryzował się wilgocią całkowitą na poziomie 15,0%, a zawartość popiołu wynosiła 9,8%, zawartość siarki całkowitej – 1,31%, wartość opałowa – 22 364 kJ/kg.

Produkt nr 1

Odbierany z progu przesypowego produkt rozdziału charakteryzował się wilgocą całkowitą na poziomie 13,8%, a zawartość popiołu wynosiła 6,4%, zawartość siarki całkowitej – 1,07%, wartość opałowa – 23 886 kJ/kg. Wychód tego produktu wyniósł 24,6%.

Produkt nr 2

Uzyskany produkt charakteryzował się wilgocą całkowitą na poziomie 14,2%, a zawartość popiołu wynosiła 6,5%, zawartość siarki całkowitej – 0,98%, wartość opałowa – 23 793 kJ/kg. Wychód tego produktu wyniósł 43,4%.

Produkt nr 3

Uzyskany produkt charakteryzował się wilgocą całkowitą na poziomie 13,17%, a zawartość popiołu wynosiła 14,35%, zawartość siarki całkowitej – 1,78%, wartość opałowa – 21 413 kJ/kg. Wychód tego produktu wyniósł 32%.

W trakcie prowadzenia prac badawczych dokonano poboru produktu nr 1 (strefa odbioru produktu węglowego) w celu jego rozklasyfikowania na dwie klasy ziarnowe: -6 mm oraz +6 mm. Dla powyższych klas ziarnowych uzyskano następujące wyniki oznaczeń:

Klasy ziarnowej -6 mm

Oznaczona wilgoć całkowita produktu klasy ziarnowej -6 mm wyniosła 15,4%, a zawartość popiołu - 8,85%, wartość opałowa - 22 527 kJ/kg oraz zawartość siarki całkowitej - 1,09%. Wychód tego produktu oznaczono na poziomie 24%.

Klasy ziarnowej +6 mm

Oznaczona wilgoć całkowita produktu klasy ziarnowej +6 mm wyniosła 14,0%, a zawartość popiołu - 6,1%, wartość opałowa - 24 020 kJ/kg oraz zawartość siarki całkowitej - 0,97%. Wychód tego produktu oznaczono na poziomie 76%.

W przeprowadzonej próbie badawczej **nr 2** wykonano oznaczenia jakościowe nadawy i uzyskanych produktów rozdziału. Uzyskano następujące wyniki oznaczeń:

Nadawa [N]

Materiał kierowany do procesu suchej separacji posiadał wilgoć całkowitą – 16,3%, zawartość popiołu – 10,1%, zawartość siarki całkowitej – 1,15%, wartość opałową – 21 794 kJ/kg.

Produkt nr 1

Odbierany z progu przesypowego produkt rozdziału charakteryzował się wilgocą całkowitą na poziomie 15,9%, a zawartość popiołu wynosiła 7,5%, zawartość siarki całkowitej – 1,05%, wartość opałowa – 22 897 kJ/kg. Wychód tego produktu określono na poziomie 24,0%.

Produkt nr 2

Uzyskany produkt charakteryzował się wilgocą całkowitą na poziomie 14,95%, a zawartość popiołu wynosiła 7,08%, zawartość siarki całkowitej – 1,0%, wartość opałowa – 23 464 kJ/kg. Wychód tego produktu określono na poziomie 51,3%.

Produkt nr 3

Uzyskany produkt charakteryzował się wilgocą całkowitą na poziomie 13,4%, a zawartość popiołu wynosiła 14,6%, zawartość siarki całkowitej – 1,7%, wartość opałowa – 21 137 kJ/kg. Wychód tego produktu wyniósł 24,7%.

W trakcie prowadzenia prac badawczych dokonano poboru produktu nr 1 (strefa odbioru produktu węglowego) w celu jego rozklasyfikowania na dwie klasy ziarnowe: -6 mm oraz +6 mm. Dla powyższych klas ziarnowych uzyskano następujące wyniki oznaczeń:

Klasy ziarnowej -6 mm

Produkt klasy ziarnowej -6 mm charakteryzował się wilgocą całkowitą na poziomie 16,5%, a zawartość popiołu wyniosła 11,5%, wartość opałowa - 21 217 kJ/kg oraz zawartość siarki całkowitej - 1,09%. Wychód tego produktu oznaczono na poziomie 37,6%.

Klasy ziarnowej +6 mm

Produkt klasy ziarnowej +6 mm charakteryzowała się wilgocą całkowitą na poziomie 15,5%, a zawartość popiołu wyniosła 6,0%, wartość opałowa – 23 869 kJ/kg oraz zawartość siarki całkowitej - 0,92%. Wychód tego produktu oznaczono na poziomie 62,4% [4].

6. Ocena rezultatów wykonanych prac badawczych

Przedstawione powyżej rezultaty badań przeprowadzone na węglach z kopalń TAURON Wydobycie S.A. pokazują, że istnieje możliwość skutecznego zastosowania metody suchego wzbogacania na powietrznym stole koncentracyjnym. Szczegółowa analiza otrzymanych wyników potwierdza celowość zarówno odkamieniania surowego urobku węglowego, jak również oczyszczania wcześniej wytworzonych produktów. Interesujące wyniki otrzymano badając możliwość obniżenia zawartości siarki całkowitej po wzbogaceniu sortymentu „Jarek”. Wyniki badań nie powinny być traktowane jako optymalne. Producent powietrznych stołów koncentracyjnych w swoich materiałach informacyjnych podaje, że dobór (regulacja) poszczególnych parametrów technicznych stołu powinien być prowadzony przy ciągłej produkcji w dłuższym okresie czasu. Zaleca on, aby dostosowanie tych parametrów do właściwości technologicznych urobku (skład densymetryczny i ziarnowy) prowadzone było przez doświadczonych specjalistów przez okres co najmniej jednego miesiąca. Jak łatwo zauważyć ilość regulowanych parametrów technicznych jest znaczna. Ich zmiana skutkuje innymi osiąganymi parametrami jakościowymi końcowych produktów. Wyraźnie to widać w sprawozdaniu z badania obniżenia zawartości siarki całkowitej w przeprowadzonych czterech próbach na produkcie „Jarek”. Zmieniano kąty podłużny i poprzeczny, nachylenie płyty roboczej, wysokość położenia progów przesypowych, stopień otwarcia przepustnicy powietrza, położenie kłap odbierających produkty rozdziału, wysokość piór na grzebieniach płyty roboczej, ustawienie klapy nadawczej (otwarta, zamknięta). Przy zmianach tych parametrów technicznych otrzymywano obniżenie zawartości siarki do 0,92 – 0,97% w produkcie nr 1 przy wahaniach zawartości siarki w nadawie od 1,15 do 1,48%. Poprawie ulegały również pozostałe parametry jakościowe. Tu należy podkreślić, że jest to bardzo dobry rezultat, pamiętając że produkt „Jarek” był otrzymywany w wyniku wcześniejszego wzbogacania w osadzarce miałowej. W warunkach przemysłowego wzbogacania powinno się otrzymywać korzystniejsze wyniki (po optymalizacji procesu w wyniku dobrania najkorzystniejszych parametrów technicznych). Na urządzeniu w skali ćwierćtechnicznej nie da się dobrać najlepszych parametrów ze względu na niemożność prowadzenia ciągłego procesu przy dowozie urobku z innego zakładu (ZG „Janina”), a także braku ciągu transportowego pomiędzy kopalnią, a stanowiskiem FGX (ZG „Sobieski”).

Na podstawie przeprowadzonych badań można stwierdzić przydatność powietrznego stołu koncentracyjnego do procesu usuwania ziarn pirytowych z produktu „Jarek”. Uzyskanie jeszcze korzystniejszych rezultatów będzie możliwe po ewentualnym przeniesieniu stanowiska badawczego na teren ZG „Janina”. Stworzy to możliwość prowadzenia badań na dużych próbach materiału wejściowego (nadawy).

Ponadto istnieje szereg problemów do rozwiązania, które mogą być wykorzystane jako zalecenia dla użytkowników instalacji FGX w przypadku prowadzenia procesu odsiarczania i odpopielenia. Wskazuje on m.in., że należy:

- przeprowadzić analizę densymetryczną urobku surowego, produktu „Jarek” lub innych przewidywanych do wzbogacenia produktów celem określenia łatwości lub trudności separacji, ilości ziarn odpadowych i ziarn produktu pośredniego,
- przeprowadzić analizę granulometryczną głównie w celu zbadania ilości drobnych klas ziarnowych (klasa 6-0 mm), które trudno wzbogacają się na tego typu stole koncentracyjnym (uwaga: pewna ilość ziarn klasy 6-0 mm jest pożądana dla utworzenia złoża fluidyzowanego),
- określić mineralogicznie sposób występowania siarki (siarczanowa, organiczna czy piritowa); forma występowania siarki oraz rozkład wprysnięć w masie węglowej lub występowania zrostów lub czystych ziarn pirytu będą decydować o skuteczności odsiarczania,
- zbadać wilgotność nadawy przewidywanej do wzbogacania; duża wilgoć utrudnia proces separacji; najkorzystniejsza jest wilgoć do 12% - wówczas ziarna są sypkie; względnie dobre rezultaty można jeszcze osiągać przy wilgoci nie przekraczającej 15%; powyżej tej zawartości wilgoci rezultaty usuwania ziarn odpadów są mało zadowalające.

Podsumowując wydaje się celowe przeprowadzenie dodatkowych badań produktów ZG „Janina” w celu potwierdzenia możliwości produkcji wysokiej czystości produktów handlowych np. Eko-paliwa na bazie dotychczasowego produktu „Jarek” [4].

7. Podsumowanie

1. Przedmiotem niniejszej pracy badawczej było określenie możliwości przeprowadzenia suchej separacji produktu handlowego „Jarek” dostarczonego z Zakładu Górniczego „Janina” w celu poprawy jego parametrów jakościowych, poprzez redukcję zawartości siarki całkowitej do wartości poniżej 1%, uzyskania zawartości popiołu na poziomie 6% oraz uzyskanie maksymalnej wartości opałowej (24 MJ/kg).
2. W obu próbach badawczych w trakcie prowadzenia procesu suchej separacji w przedziale węglowym płyty miało miejsce „wydmuchiwanie” ziarn drobnych nad płytę roboczą i ich swobodny spadek do wydzielanego koncentratu. Powyższe ziarna nie biorą więc udziału w procesie suchej separacji, a są jedynie „przemieszczane” do wydzielanego koncentratu. Pozostały na płycie roboczej materiał pozbawiony był więc drobnych ziarn i dla niego proces fluidyzacji zachodził znacznie sprawniej. Efekt podrzutu drobnych ziarn, niezbędny do wykonania suchej separacji produktu handlowego „Jarek” uwarunkowany jest z kolei zawartością wilgoci całkowitej w produkcie handlowym „Jarek” na poziomie ok. 15%.
3. W trakcie wykonania prac badawczych udało się sprecyzować warunki prowadzenia procesu odsiarczania i odpopielenia produktu handlowego „Jarek”, pochodzącego z ZG „Sobieski”. Stwierdzono, iż wzrost wilgoci całkowitej nadawy do poziomu 18% praktycznie wstrzymuje proces suchej separacji i nie gwarantuje efektywnego jego przebiegu. Ziarna węglowe ulegają zlepianiu i na płycie roboczej wyczuwane są jako agregaty jednolitej masy, która nie ulega swobodnej segregacji.
4. Proces odsiarczania przebiegał z wydajnością ok. 1 Mg/h. W początkowej fazie prób prowadzono pracę badawczą przy wydajności 2 i 3 Mg/h. Przy takiej wydajności nie uzyskiwano jednak wymiernych efektów. Dobrych rezultatów rozdziału nie uzyskano również przy wydajności 1,5 mg/h.
5. W oparciu o uzyskane dotychczasowe wyniki można sformułować założenia do prowadzenia procesu suchej separacji produktu handlowego „Jarek” pochodzącego z Zakładu Górniczego „Janina”. Prawidłowa realizacja procesu produkcyjnego nowego produktu handlowego o proponowanej nazwie „Ekojarek” wymaga:

- ograniczenia zawartości wilgoci całkowitej do poziomu maksymalnie 15% (wymagany przedmuch drobnych ziarn zawartych w nadawie),
- prowadzenia na urządzeniu FGX-1 wydajności procesu suchej separacji na poziomie ok. 1 Mg/h,
- zabudowy dodatkowych piór na zgarniaczach w celu poprawy efektu rozdziału,
- zabudowy elementów stabilizacji nadawy kierowanej do procesu suchej separacji, tj. wagi przenośnikowej i analizatora jakościowego,
- możliwości przekierowania „przedmuchiwanych” drobnych ziarn poza wydzielane produkty rozdziału, tj. koncentrat i produkt pośredni. Wymagany jest proces klasyfikacji, szczególnie produktu uzyskiwanego w strefie odbioru produktu węglowego,
- zabudowy analizatora do pomiaru parametrów jakościowych dla uzyskiwanych produktów odbieranych w strefie wydzielania koncentratu i produktu pośredniego. Pozwoli to na ciągły proces jakościowy uzyskiwanych produktów rozdziału i pozwoli na dokonywanie korekt w ustawieniu płyty roboczej dla podtrzymania jakości uzyskiwanych odsiarczonych i odpopielanych produktów rozdziału [4,5].

Literatura

1. Baic I., Blaschke W., Okarmus P., Sobko W., Szafarczyk J., Badania nad możliwością usuwania kamienia z urobku węgla koksowego na powietrznych stołach koncentracyjnych, Konferencji Naukowo-Technicznej, pt. „Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych – Bezpieczeństwo – Jakość - Efektywność” KOMEKO 2014 Kliczków, marzec 2014 r.
2. Baic I., Blaschke W., Sobko W., Baic I., Szafarczyk J., Witkowska – Kita B., Biel K., „Prace studialne dotyczące możliwości implementacji w warunkach polskich technologii suchego odkamieniania węgla kamiennego”, prace IMBiGS, oddział zamiejscowy w Katowicach 2013 r.
3. Blaschke W., Baic I., Sobko W., Otrzymywanie substytutów kruszyw z wykorzystaniem metody deshalingu, The New Mineral Policy and Progressive Technologies in Mining, Geology and Environment, Demanovska Dolina, 2013 r.
4. Sobko W. Raport z prac badawczych z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1, prace IMBiGS, oddział zamiejscowy w Katowicach, 2014 r.
5. Sobko W. Badania technologiczne wzbogacania wstępnego urobku węgla kamiennych energetycznych i koksowych, prace IMBiGS, oddział zamiejscowy w Katowicach 2013 r.

Poprawa możliwości technologicznych oczyszczania wody odciekowej z instalacji odwadniania żużla przy zastosowaniu odśrodkowych sit odwadniających OSO

Jan J. Hycnar – Ecocoal Consulting Center, **Piotr Pasiowiec**, **Jerzy Wajs** – Progress Eco Sp. z o.o. SKA, **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

W szeregu elektrowni, elektrociepłowni i ciepłowni występuje problem racjonalnego zagospodarowania żużla. W niektórych elektrowniach z układem hydroodpopielania, w których zagospodarowano popioły lotne, transport pozostałego żużla na składowisko jest nie racjonalny ze względu na koszty utrzymywania w eksploatacji układu hydroodpopielania, zużycia wody i deponowania odpadu (żużla) na składowisku. W kilku przypadkach, w elektrowniach wybudowano osadniki, w których gromadzona jest zawiesina wodno-żużlowa, gdzie równocześnie z gromadzeniem żużla odbywa się jego odwodnienie (grawitacyjnie). Można też spotkać rozwiązanie z zastosowaniem układu płaskich sit, itp.

W większości przypadków brak jest możliwości regulowania uziarnienia wydzielanych żużli, jak również ich uszlachetniania (usuwania popiołu, składników rozpuszczalnych w wodzie itp.).

Na możliwość rozwiązywania szeregu tych problemów zwrócono uwagę w jednym z poprzednich referatów [1] i w materiałach ofertowych [2], promujących zastosowanie odśrodkowych sit odwadniających OSO.

2. Charakterystyka odśrodkowych sit odwadniających

Odśrodkowe sita odwadniające (OSO) znane są od początku lat sześćdziesiątych ubiegłego wieku. Sito OSO jest oryginalną polską konstrukcją stworzoną i opatentowaną w 1962 roku przez Wacława Jachnę, patent nr 46606 [5].

Z czasem nastąpiła znacząca ewolucja jego konstrukcji. Sita te znalazły powszechne zastosowanie w przemyśle przeróbczym węgla w kraju i na świecie. Ich budowa nadal podlega modyfikacjom konstrukcyjnym, technologicznym i materiałowym.

Odśrodkowe sita odwadniające zaliczane są do grupy statycznych urządzeń przeróbczych do odwadniania, odmulania i klasyfikacji drobnych frakcji, miałów węglowych oraz piasków. Nadawa wprowadzona przez dysze nadawczą kierowana jest do króćca wylotowego u dołu sita stożkowego. Odwodnienie nadawy następuje poprzez wykorzystanie siły odśrodkowej i grawitacji. Dzięki temu sito pracuje bez zużywania energii elektrycznej, nie wymaga obsługi i pracuje cicho. Typoszeręg sit obejmuje wielkości 1200, 1600, 2000, 2400, 2800 i 3200 (średnica sita stożkowego). W tabeli 1. przedstawiono charakterystykę sit OSO typu B.

Charakterystyka sit OSO rodzaju B (z wkładką sitową w obudowie kierownicy)

Tabela 1

Wielkość sita OSO		1200	1600	2000	2400	2800	3200
Powierzchnia robocza kosza	m ²	1,4	2,6	4,1	6,0	8,3	10,5
Powierzchnia robocza kierownicy	m ²	0,9	1,6	2,7	4,0	5,1	5,6

Szczelina sit	mm	Podlega uzgodnieniu przy zamówieniu					
Masa	kg	1180	1810	2400	2770	3900	4000
Orientacyjna wydajność dla szczeliny $s = 0,75 \text{ mm}$	m^3/h	230	420	680	1000	1340	1650

Wielkość prześwitu w zależności od wartości szerokości szczeliny dla konkretnego rodzaju profilu podano w tabeli 2.

Wielkość prześwitu w zależności od szerokości szczeliny

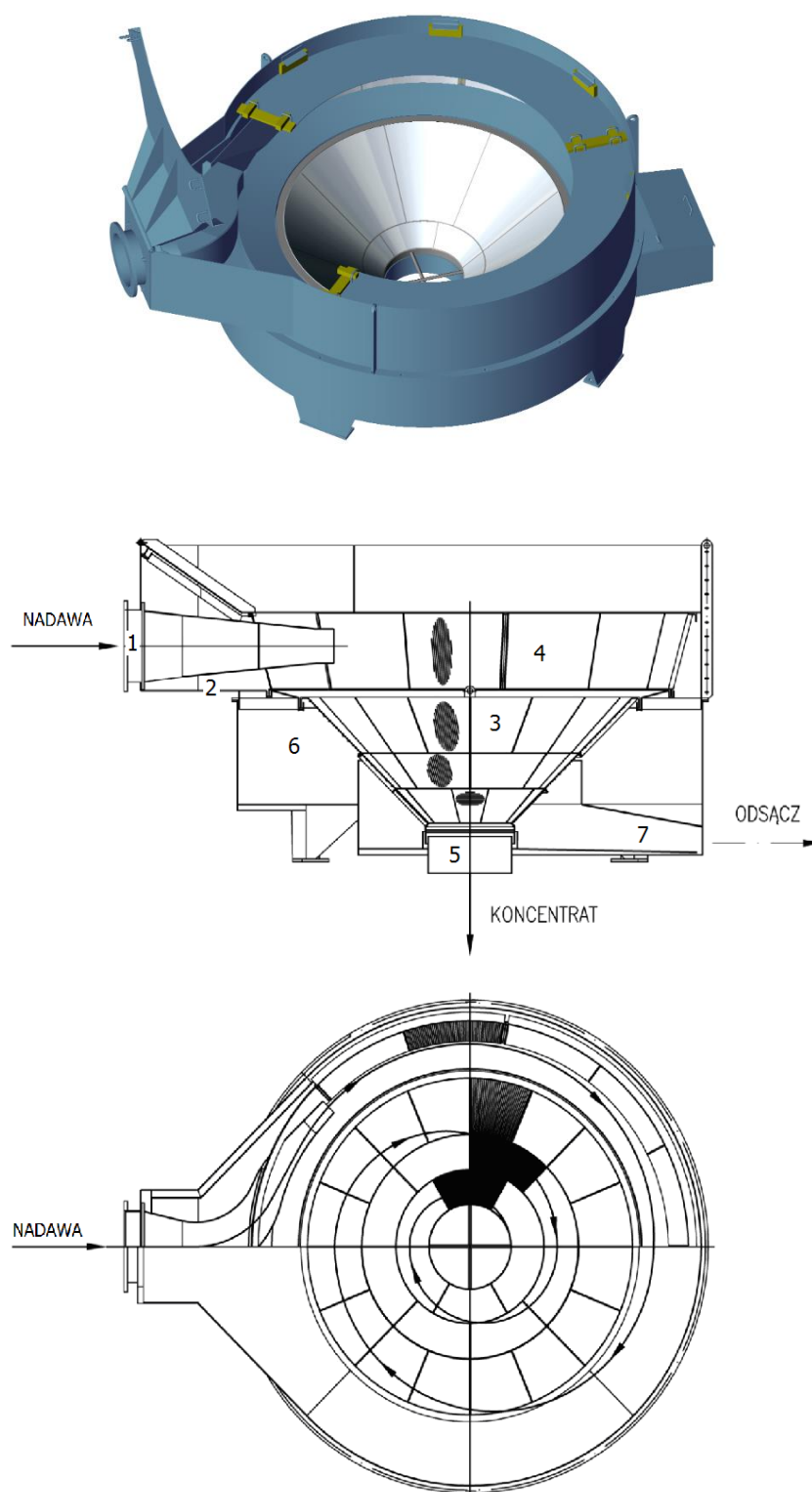
Tabela 2

Lp	Profil \ s	0,5 [mm]	1 [mm]	1,5 [mm]	2 [mm]	2,5 [mm]	3 [mm]	3,5 [mm]
1	12 Sb	33,33 %	50,00 %	60,00 %	66,67 %	71,43 %	75,00 %	77,78 %
2	18 Sb	25,00 %	40,00 %	50,00 %	57,14 %	62,50 %	66,67 %	70,00 %
3	22Sb	21,74 %	35,71 %	45,45 %	52,63 %	58,14 %	62,50 %	66,04 %
4	28 Sb	18,52 %	31,25 %	40,54 %	47,62 %	53,19 %	57,69 %	61,40 %
5	34 Sb	15,15 %	26,32 %	34,88 %	41,67 %	47,17 %	51,72 %	55,56 %
6	42 Sb	12,82 %	22,73 %	30,61 %	37,04 %	42,37 %	46,88 %	50,72 %
7	34 Sbb	18,52 %	31,25 %	40,54 %	47,62 %	53,19 %	57,69 %	61,40 %
8	42 Sbb	15,15 %	26,32 %	34,88 %	41,67 %	47,17 %	51,72 %	55,56 %
9	2,4 x 5,0	17,24 %	29,41 %	38,46 %	45,45 %	51,02 %	55,56 %	59,32 %
10	3,0 x 6,5	14,29 %	25,00 %	33,33 %	40,00 %	45,45 %	50,00 %	53,85 %

Odśrodkowe sito odwadniające, którego wygląd i przekrój przedstawiono na rysunku 1, składa się z dyszy nadawczej (1), obudowy kierownicy (2), kosza sitowego stożkowego (3), wylotu produktu odwodnionego (5), wanny zbiorczej odsacza (6), wylotu odsacza (7). Możliwe jest zwiększenie czynnej powierzchni roboczej urządzenia przez wmontowanie w obudowie kierownicy wkładki sitowej – kierownicy (4) z pionowymi szczelinami.

Zespołem wspólnym dla wszystkich rodzajów sit OSO jest wkład sita szczelinowego, którego górna część ma kształt kołnierza, zaś dolna część stanowi stożek. Całość konstrukcji sita oparta jest na metalowej kratownicy stanowiącej kosz, którego poszczególne segmenty wypełnione są na stałe metalowym lub poliuretanowym wkładem sitowym. Wkłady metalowe budowane są w wersji szczelinowej z drutów profilowych zgrzewanych lub pętlicowych. Kosz wraz z sitem szczelinowym stanowi jedną całość, wzmocnioną odpowiednio płaskownikami.

Sita szczelinowe to biegnące obok siebie w określonych stałych odstępach i połączone ze sobą poprzeczkami druty profilowe. W zależności od technologii produkcji rozróżniamy sita szczelinowe zgrzewane oraz pętlicowe. Sita te znalazły szerokie zastosowanie min. w procesach odwadniania, odmulania, klasyfikacji, suszenia, filtracji w wielu dziedzinach jak: górnictwo, przemysł petrochemiczny, przemysł spożywczy, przetwórczy, chemiczny i innych.



Rys.1. Odśrodkowe sito odwadniające OSO

1 – dysza nadawcza; 2 – obudowa kierownicy; 3 - sito szczelinowe stożkowe; 4 – kierownica; 5 – wylot produktu odwodnionego; 6 – wanna zbiorcza odsąca; 7 – wylot odsąca

Wkłady sitowe OSO wykonane z drutów profilowych charakteryzują się:

1. Wysokim współczynnikiem prześwitu.
2. Wysoką wydajnością.

3. Ostrą krawędzią profilu roboczego zapewniającą struganie warstw nadawy, uzyskując efekt właściwej pracy sita.
4. Wysokim efektem odwadniania, odmulania i klasyfikacji.

Sita z tej grupy cechuje stosunkowo mała odporność na ścieranie oraz znaczny koszt odtwarzania sita po jego zużyciu. Konieczna jest wówczas wymiana całej konstrukcji metalowej kosza wraz z wkładem metalowym, wypełniającym na stałe jego konstrukcję ramową.

Sita szczelinowe zgrzewane produkowane są w oparciu o metodę zgrzewania elektrooporowego. Polega to na zgrzewaniu profilowanych drutów roboczych do układu nośnych prętów. W wyniku tego powstają mocne sita zdolne do przenoszenia dużych obciążeń.

Sita szczelinowe zgrzewane charakteryzują się:

- zdolnością do przenoszenia dużych obciążeń,
- dużym współczynnikiem powierzchni otwartej,
- niską podatnością na zaślepienie,
- idealnie równą i gładką powierzchnią,
- dużą precyzją wykonania,
- zwiększoną skutecznością i dokładnością separacji i odwodnienia.

Druty robocze typu Sb (o kształcie litery V) zapobiegają zaślepianiu się sita, gdyż kontakt separowanego materiału z drutami roboczymi występuje jedynie w dwóch skrajnych punktach.

Druty robocze typu Sbb i druty specjalne separują materiały o dużych właściwościach ścierających, gdyż w czasie użytkowania szerokość szczeliny – w miarę ścierania się powierzchni roboczej sita – nie ulega znacznemu powiększeniu. Idealnie nadają się do sit cylindrycznych lub stożkowych stosowanych w wirówkach wibracyjnych. Przedłużają żywotność, zapobiegają zaślepianiu się sita.

Szczeliny koszy stożkowych w pobliżu ich większej średnicy wykonuje się równoległe do tworzącej, zaś w pobliżu średnicy dolnej szczeliny są prostopadłe do tworzącej. W ten sposób w konstrukcji sita uwzględniono spiralny charakter ruchu warstwy zewnętrznej. Zmniejszono także proces zużycia elementów sita, w czasie jego pracy. Szczeliny prostopadłe do tworzącej stożka, w jego dolnej części wykonuje się około 50% szersze od szczelin w części górnej (dotyczy szczelin mniejszych i równych 1,5 mm), co uzasadnione jest koniecznością uzyskania tej samej wielkości ziarna podziałowego na całej powierzchni stożka sitowego, przy uwzględnieniu szybkości przepływu materiału oraz ukształtowania wewnętrznej powierzchni stożka.

W zależności od własności, a głównie abrazyjności, składu ziarnowego, lepkości i innych cech klasyfikowanej lub odwadnianej zawiesiny oraz od bezwzględnych rozmiarów zespołów sitowych, szerokości drutów profilowych w poszczególnych zespołach mogą być różne.

Konstrukcja OSO uwzględnia też wymagania stawiane nowoczesnym urządzeniom, jest bowiem prosta w wykonaniu, łatwa w montażu i transporcie oraz nie sprawia trudności w naprawach i eksploatacji.

3. Przykłady zastosowania odśrodkowych sit odwadniających

Sita OSO, znane za granicą jako „sita polskie” najbardziej rozpowszechnione są w zakładach mechanicznej przeróbki węgla w kopalniach węgla kamiennego i samodzielnych zakładach wzbogacania, do klasyfikacji i odwodnienia produktów wzbogacania oraz zagęszczania mułów węglowych. Omawiane sita stosowane są także do odilania piasków. Sita OSO zastosowano

także do wydzielania i wytwarzania kruszywa budowlanego z żużla z zawiesiny wodno-żużlowej i wodno-popiołowo-żużlowej.

4. Odwodnienie i zagęszczanie koncentratów węglowych i mułów

Mieszanina węgla z cieczą doprowadzona jest do OSO pod ciśnieniem hydrostatycznym. Przez dyszę nadawczą mieszanina wpływa stycznie do obudowy kierownicy, która zmienia przepływ linearny na wirowy. Krążąca mieszanina spływa do kosza stożkowego, w którym – głównie na skutek siły odśrodkowej – następuje rozdział cieczy od ciał stałych. Następuje zjawisko odmulania mieszaniny i klasyfikacji ziarnowej. Najdrobniejsze ziarna razem z cieczą, tak zwany odsącz, odpływa przez szczeliny sita. Natomiast odwodnione części stałe ześlizgują się do ich wylotu (5 – rys.1) w dolnej części sita. Odsącz wypływający poprzez szczeliny sita zbiera się w wannie zbiorczej (6) i opuszcza urządzenie przez osobny wylot odsącza (7).

Sposób wydzielania fazy stałej z zawiesiny oraz wielkość ziarna podziałowego zależą od właściwości zawiesiny i węgla oraz zastosowanej metody wzbogacania. Klasyfikacja drobnych ziaren może spełniać następujące funkcje:

- odwadnianie fazy stałej,
- zagęszczanie zawiesin.

W pierwszej grupie (odwadnianie) celem klasyfikacji może być:

- wstępna klasyfikacja przed procesem przesiewania lub wzbogacania w cieczach ciężkich względnie w hydrocyklonach,
- wstępne odwadnianie produktów przed wirówkami.

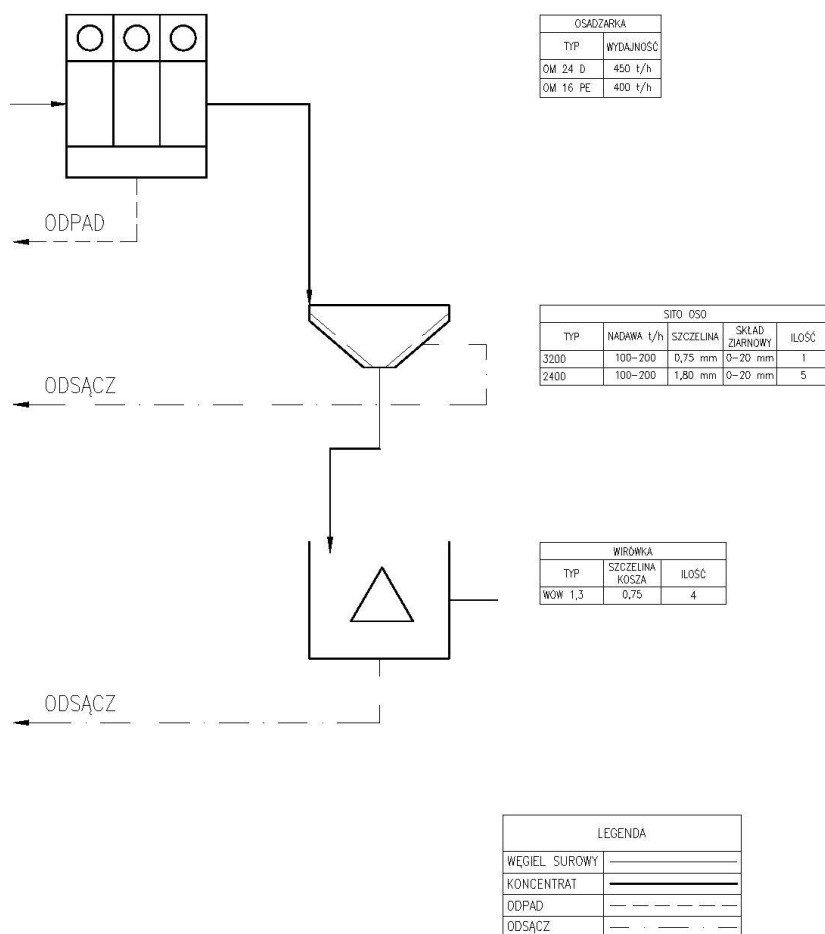
Podczas wstępnego wzbogacania odnoszącego się do drugiej grupy (zagęszczanie) klasyfikacja ziaren i szlamów może być przeprowadzona w celu:

- wydzielenia dużych ziaren przed dalszą przeróbką,
- wydzielenie ze szlamów frakcji o niskiej zawartości popiołu, które nie wymagają wzbogacania flotacyjnego,
- rozdzielenia materiału przed flotacją na dwie lub więcej klas ziarnowych,
- wydzielenia z odpadów flotacyjnych możliwie dużej ilości materiału o niskiej zawartości popiołu.

W Polskich zakładach wzbogacania węgla zarówno klasyfikacja drobnych ziaren, jak i oddzielanie wody mają bardzo duże znaczenie. W niektórych zakładach wzbogacania wydajność urządzeń do klasyfikacji wynosi 1000 – 1500 (Mg/h) materiału o wielkości ziaren - D - 0,5 mm. Wzbogacaniu flotacyjnemu poddawany jest węgiel o wielkości ziaren 0,3 mm.

Schemat technologiczny odwadniania koncentratu węglowego ilustruje rysunek 2.

UPROSZCZONY SCHEMAT ODWADNIANIA KONCENTRATU
ZMPW JEDNEJ Z KOPALŃ JSW S.A.



Rys.2. Schemat odwadniania koncentratu po osadzarce z zastosowaniem sit OSO w jednej z kopalń Jastrzębskiej Spółki Węglowej S.A.

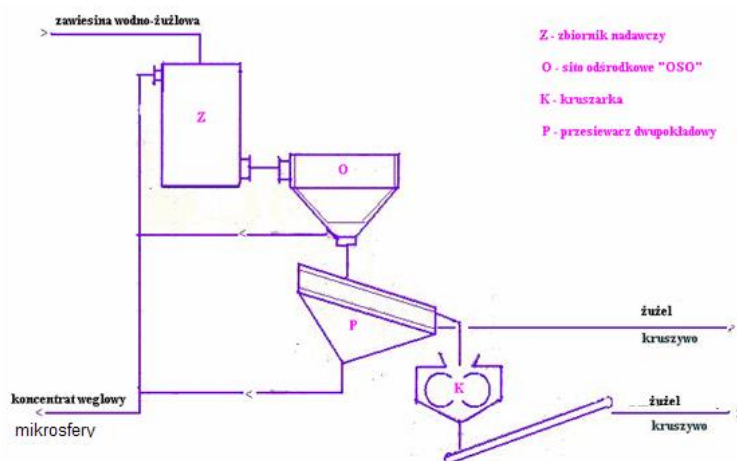
5. Wydzielanie i odwadnianie żuźla oraz wytwarzanie kruszyw

Elporyt jest to sztuczne lekkie kruszywo budowlane uzyskiwane ze spienionego żuźla, powstającego w pyłowych paleniskach kotłów energetycznych. Pozostające po spaleniu pyłu węglowego ziarna substancji mineralnej, znajdujące się w stanie plastyczności ogniowej, zderzając się, sklejają się w większe konglomeraty i opadają na dno komory paleniskowej. Komora zamknięta jest wanną wypełnioną wodą, w której aglomeratach wytwarzają się pory. Materiał ten po odwodnieniu i rozdrobnieniu może być stosowany jako kruszywo lekkie do betonu. Podstawowe wymagania techniczne stawiane dla elporytu, zawarte w BN-75/ 16722-08 są następujące: straty przy prażeniu nie powinny przekraczać

10% wagowo; zawartość związków siarki w przeliczeniu na SO_3 nie powinna być większa wagowo niż 1,5%.

Dla wydzielania kruszywa spełniającego wymagania dla Elporytu zbudowano trzy instalacje. Dwie instalacje zabudowano na mokrych składowiskach, na zrzucie pulpy wodno-popiołowo-żuźlowej i jedną w rejonie kotłowni na pulpie wodno-żuźlowej – rysunek 3. Żuźle wypadające z mokrego odżuźlacza były dokruszane do 10-20 mm i następnie hydraulicznie podawane do pompowni odpopielania.

Zabudowane urządzenia przesiewające miały na celu wydzielenie frakcji kruszywa i jego odwodnienie. W tamtym okresie nie przywiązywano wagi do odzysku węgla, tak, że koncentrat węglowy z popiołem zrzucano na składowisko. Aktualnie istnieją takie możliwości. Przygotowywana instalacja dla wydzielania i odwodnienia żuźla paleniskowego dla produkcji kruszywa żuźlowego z możliwością wydzielania koncentratów węglowych i mikrosfer przedstawiona jest na rysunku 4.. Wydzielony koncentrat węglowy po odwodnieniu może być zawracany do ponownego spalania, poprzez dodanie do paliwa na zwałowisku lub w bunkrze.

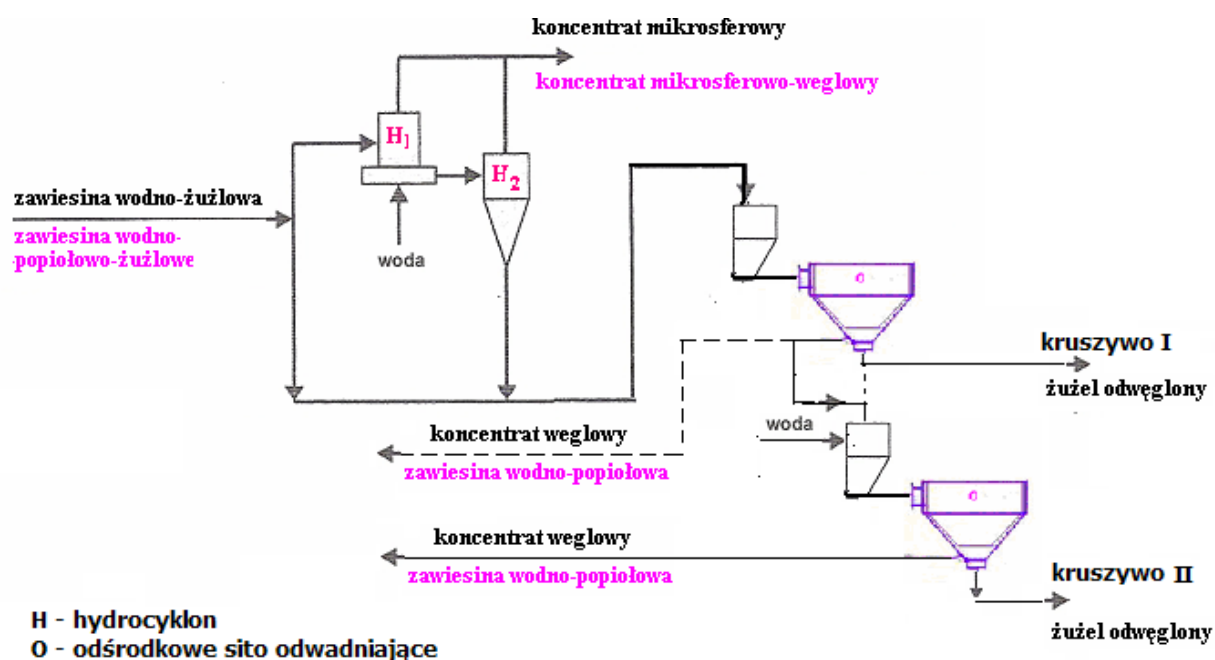


Rys.3. Schemat technologiczny wydzielania i odwadniania żuźla oraz wygląd instalacji wytwarzania Elporytu

Węzeł wydzielania i segregacji żużli z pulpy wodnej wymaga zbiornika dozującego pulpę na sito segregujące i następnie odwadniające. Zbiornik dozujący musi zapewnić napływ pulpy w określonej ilości nie powodując zalewania sit oraz zrywania warstwy filtracyjnej.

W zależności od wymaganego przedziału rozdziału ziaren stosowane są odpowiednie szczeliny pomiędzy rusztowinami.

W przypadku instalacji przedstawionej na rysunku 3 nadawa w postaci pulpy wodno-żuźlowej ze zbiornika nadawczego ($h=1,5$ m) podawana jest na odśrodkowe sito, na którym następuje oddzielenie najdrobniejszych ziaren i odwodnienie żużla. W omawianym przypadku z żużla granulowanego o stratach prażenia w granicach 17-26 % uzyskiwano frakcje elporytową o stratach prażenia 2,8 do 4,7 %. Odcieki z zawartością niespalonego węgla i ziarnami poniżej 3 mm grawitacyjnie spływały do układu odpopielania.



Rys 4. Schemat technologiczny wytwarzania kruszyw żuźlowych oraz koncentratów węglowych i mikrosferowych

Wymienione rozwiązania pozwalają na eliminowanie drogich i kłopotliwych systemów hydraulicznego transportu i składowania żużla. W wielu przypadkach mogą być instalowane w sąsiedztwie kotłów i umożliwiać bezpośredni odbiór odwodnionego żużla (wilgotność obciekowa) oraz ewentualny odzysk koncentratów węglowych i mikrosferowych, odprowadzanych do osadników lub bezpośrednio wydzielanych w hydrocyklonach, z pełnym zawrotem odcieków do hydraulicznych odżuźlaczy lub pompowni.

6. Zasady doboru odśrodkowych sit odwadniających do odzysku ubocznych produktów spalania

Podstawowym warunkiem podejmowania decyzji o zastosowaniu sit OSO do odwadniania i odzysku ubocznych produktów spalania jest:

1. Znajomość składu i właściwości fizykochemicznych żużli lub/i popiołów lotnych lub/i mieszanin popiołów z żużlem, w zależności od odwadnianych i wzbogacania odpadów.
2. Określenie celu zastosowania omawianego rozwiązania.

3. Opracowanie technologii odwadniania i odzysku ubocznych produktów spalania do warunków miejscowych.
4. Zapewnienie łatwej i prostej obsługi i konserwacji instalacji z sitami OSO.

7. Skład i właściwości ubocznych produktów spalania

Znajomość składu i właściwości spalania jest zasadniczym elementem procesu tworzenia technologii ich odwadniania i odzysku. Szczególnie ważnym jest znajomość składu ziarnowego i oznaczenia zawartości węgla (ew. strat prażenia) i mikrosfer w poszczególnych frakcjach ziarnowych. Istotnym jest by rozpatrywane wyniki badań prezentowały nie przypadkowe pobrane próbki a obejmowały okres czasu upoważniający do określenia średnich i granicznych wartości.

Na podstawie analizy składu i właściwości ubocznych produktów spalania można określić cel projektu, który może być znacznie zróżnicowany, a mianowicie:

- Wydzielenie i odwodnienie żużla z zawiesiny żużla w wodzie,
- Wydzielenie, odwęglanie i odwodnienie żużla z zawiesiny żużla w wodzie,
- Wydzielenie i odwodnienie żużla oraz wydzielenie mikrosfer z zawiesiny żużla w wodzie,
- Wydzielenie i odwodnienie żużla oraz wydzielenie węgla i mikrosfer z zawiesiny żużla w wodzie,
- Wydzielenie i odwodnienie żużla w powyższych alternatywach z uwzględnieniem oddzielenia popiołu lotnego z zawiesiny wodno-popiołowo-żużlowej,
- Wydzielenie i odwodnienie żużla w powyższych alternatywach z uwzględnieniem oddzielenia popiołu lotnego z zawiesiny wodno-popiołowo-żużlowej oraz klasyfikacji żużla dla wytwarzania kruszyw żużlowych.

Z powyższego przeglądu wyboru technologii wynika, że rezultatem procesu mogą być:

- żużel odwodniony o wilgotności ociekowej,
- żużel odwodniony o wilgotności ociekowej o obniżonej zawartości węgla,
- kruszywa żużłowe,
- jak wyżej + koncentrat węglowy,
- jak wyżej + koncentrat mikrosfer.

W zależności od założonego celu projektu, schematy technologiczne mogą się znacznie różnić. Ponadto, muszą uwzględniać miejscowe warunki terenowe, sposób podłączenia do źródła nadawy, możliwości odprowadzania produktów i odcieku oraz sposoby odbioru i magazynowania produktów. W niektórych przypadkach są wskazane przedsięwzięcia przygotowania nadawy, na przykład oddzielenie popiołu z ciągu konwekcyjnego od żużli wydzielanych z odżuźlaczy a kierowanych na sita OSO.

Przedstawione charakterystyki sit OSO w tabeli 1, wytwarzanych przez Progress w Kielcach, wskazują na możliwości rozwiązywania problemów żużli dla dużych i małych elektrowni, elektrociepłowni i ciepłowni. Wybór szczeliny zależy od wymaganej klasyfikacji nadawy i przyjmuje się, że średnica wydzielanego ziarna stanowi następującą zależność:

$$s = 0,5 \div 0,6 d$$

gdzie:

s – szczelina, mm

d – średnica ziarna wydzielanego na sicie OSO, mm.

Na podstawie zebranych doświadczeń w górnictwie i na instalacjach doświadczalnych w elektrowniach, istnieją warunki do zabudowy nie tylko taniej instalacji wydzielania i odwadniania żużli, ale **także instalacji prostej i łatwej w eksploatacji, konserwacji i remontach.**

8. Podsumowanie – Efekty ekonomiczne i ekologiczne

Dla dokonania oceny efektów ekologicznych i ekonomicznych proponowanej optymalizacji zagospodarowania żużli, nieodzownym jest:

- wykonanie kompletu badań wytypowanych żużli i wydzielonych z nich frakcji ziarnowych,
- opracowanie założeń techniczno-ekonomicznych rozsiewania żużli na ustalone frakcje ziarnowe,
- opracowanie założeń techniczno-ekonomicznych wydzielania i zagospodarowania koncentratu węglowego i mikrosfer,
- opracowanie założeń techniczno-ekonomicznych produkcji i sprzedaży kwalifikowanego kruszywa budowlanego i drogowego.

Dotychczasowe doświadczenia wykazują, że zastosowanie odśrodkowych sit odwadniających OSO dla wydzielania i odwadniania żużli z pulpy wodno-żuźłowej i wodno-popiołowo-żuźłowej oraz oczyszczania wód odciekowych i ze składowisk przy małych nakładach inwestycyjnych, umożliwiają nie tylko obniżyć koszty gospodarki składowania odpadu – żużla, ale także ich zagospodarowanie jako kruszywa budowlanego.

Celem podjętego tematu było:

- wyeliminowanie hydrotransportu żużla na składowisko,
- zagospodarowanie żużla.

Uzyskano efekty w postaci:

- zmniejszenia zużycia energii elektrycznej,
- zmniejszenia zużycia wody,
- obniżenia kosztów.

Literatura:

1. Hycnar J.J.: Technologia zagospodarowania żużli paleniskowych – wydzielanie węgla i produkcja kruszyw lekkich. Konferencja „Popioły z Energetyki”. Międzyzdroje 2007.
2. Hycnar J.J., Pasiowiec P.: Instalacja separacji żużli z wód podawanych do pompowni bagrowych. Katowice-Kielce 2009 .
3. Hycnar J.J., Pasiowiec P., Walkowicz J., Tora B.: Zasady doboru sit dla instalacji odwadniania i klasyfikacji żużli z kotłów pyłowych i rusztowych. Czasopismo Techniczne 2011.
4. Jachna W.: Kosz sitowy. Patent nr PL 166868 B1
5. Jachna W.: Sito do rozdzielania zawieszin ciał sypkich. Patent nr PL 46606
6. Jachna W.: Проблема классификации мелочи на углеобогатительных фабриках и возможность использования для этой цели грохотов ОСО. VIII Международный Конгресс по Обогащению Полезных Ископаемых Ленинград (Санкт-Петербург) 1968 г.
7. Materiały reklamowe, prace badawcze i dokumentacje firmy Progress Eco Sp z o.o. SKA.
8. <http://progresseco.pl/>

Rozbudowa układu klasyfikacji i odwadniania w Zakładzie Przeróbczym PG Silesia na bazie przesiewaczy wibracyjnych produkcji Progress Eco

Piotr Pasiowiec, Jerzy Wajs, Klaudia Bańczyk – Progress Eco Sp. z o.o. SKA, **Władysław Borkowski, Artur Bogusław** – PG Silesia Sp. z o.o., **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

W 2010 roku kopalnia „Silesia” została zakupiona przez czeski holding EPH. Spółka zmodernizowała głębinową Kopalnię Węgla Kamiennego „Silesia”, zlokalizowaną na terenie miast: Czechowice-Dziedzice i Pszczyna oraz gmin Goczałkowice-Zdrój, Bestwina i Miedźna, około 30 km od granicy polsko-czeskiej. Po prawie dwuletnich przygotowaniach Przedsiębiorstwo Silesia rozpoczęło wydobywanie i sprzedaż węgla [2].

Wydobywany jest węgiel typu gazowo-płomieniowego typu 32.1, który charakteryzuje się m.in. niską spiekalnością – indeks Rogi poniżej 20. Aktualnie sortymenty średnie produkowane w PG Silesia są najtańsze w Polsce.

Zasoby bilansowe PG Silesia przekraczają 500 milionów ton węgla niskosiarkowego, a zasoby bilansowe metanu przekraczają wartość 1,1 mld m³.

Prowadząc eksploatację węgla kamiennego od 110 lat, Kopalnia „Silesia” może poszczycić się bogatą tradycją górniczą. Część podziemna zakładu górniczego obejmuje 2 poziomy wydobywcze oraz 2 poziomy wentylacyjne z siecią 39,7 kilometra wyrobisk górniczych.

Część powierzchniowa obejmuje zakład przeróbki mechanicznej węgla, zbiornik retencyjno-dozujący wód słonych w Kaniowie oraz infrastrukturę mechaniczną, elektryczną i szybową. Część podziemna połączona jest z częścią powierzchniową 5 szymbami: 3 wydobywczo-usługowymi oraz 2 wentylacyjnymi o maksymalnej głębokości do 556 metrów.

Od chwili przejęcia kopalni priorytetem stało się stworzenie firmy inwestującej w nowoczesne rozwiązania, a równocześnie zachowującej najwyższe standardy bezpieczeństwa pracy. Wielomilionowe inwestycje dotyczą głównie modernizacji kopalni i prac przygotowawczych, ale także podniesienia standardów pracy wszystkich pracowników.

W tabelach 1 i 2 przedstawiono charakterystykę węgla produkowanego w PG Silesia.

Oprócz węgla kamiennego PG SILESIA sprzedaje gaz kopalniany, kamień do celów budowlanych, a także dostarcza rozwiązania w zakresie ekologicznego składowania minerałów energetycznych (popiołu i pyłów dymnicowych).

Sortymenty średnie i grube węgla produkowanego w PG Silesia

Tabela 1

Sortyment	Uziarnienie (mm)	Wartość opałowa Q (MJ/kg)	Zawartość siarki S (%)	Zawartość popiołu A (%)
Orzech I	40 - 120	min 26	0,6 - 0,9	8 - 12
Orzech II	25 - 40	min 26	0,6 - 0,9	8 - 12
Groszek II	6 - 25	min 26	0,6 - 0,9	8 - 12

Sortymenty mialowe produkowane w PG Silesia

Tabela 2

Sortyment	Uziarnienie (mm)	Wartość opałowa Q (MJ/kg)	Zawartość siarki S (%)	Zawartość popiołu A (%)
Miał II kl. 27	0 - 25	27	0,6 - 0,8	7 - 9
Miał II kl. 25	0 - 25	25	0,6 - 0,8	10 - 12
Miał II kl. 24	0 - 25	24	0,6 - 0,8	12 - 16
Miał II kl. 23	0 - 25	23	0,6 - 0,8	14 - 18
Miał II kl. 22	0 - 20	22	0,6 - 0,8	17 - 21
Miał II kl. 21	0 - 20	21	0,6 - 0,8	21 - 25
Miał II kl. 20	0 - 20	20	0,6 - 0,8	23 - 27
Miał II kl. 19	0 - 20	19	0,6 - 0,8	25 - 29
Miał II kl. 18	0 - 20	18	0,6 - 0,8	28 - 32
Miał II kl. 17	0 - 20	17	0,6 - 0,8	35 - 39

2. Technologia przeróbki węgla w PG Silesia

Produkcja węgla w PG Silesia przebiega w dwóch głównych procesach technologicznych: wzbogacanie mialu w klasie 6-20 mm w cyklonach cieczy ciężkiej oraz wzbogacanie ziaren średnich i grubych w klasie 20-100 we wzbogacalniku Disa. W obu procesach wzbogacanie (oddzielenia węgla od tzw. skały płonnej), zachodzi z wykorzystaniem różnic gęstości w ośrodku wodnym, którym jest mieszanina wody z magnetytem. Zarówno w jednym i drugim procesie tzw. „ciecz ciężka” utrzymywana jest w zakresie gęstości między 1,4g/cm³ a 1,6 g/cm³ i jest uzależniona od aktualnych potrzeb produkcyjnych i składu densymetrycznego nadawy skierowanej do procesu. Produktami obu procesów są frakcje gęstościowe, których gęstość jest różna (niższa lub wyższa) od gęstości cieczy ciężkiej.

Tak powstały produkt (węgiel), oddzielony w procesach wzbogacania od skały płonnej, w klasach ziarnowych 6-20 mm oraz 20-100 mm, jest następnie odwadniany.

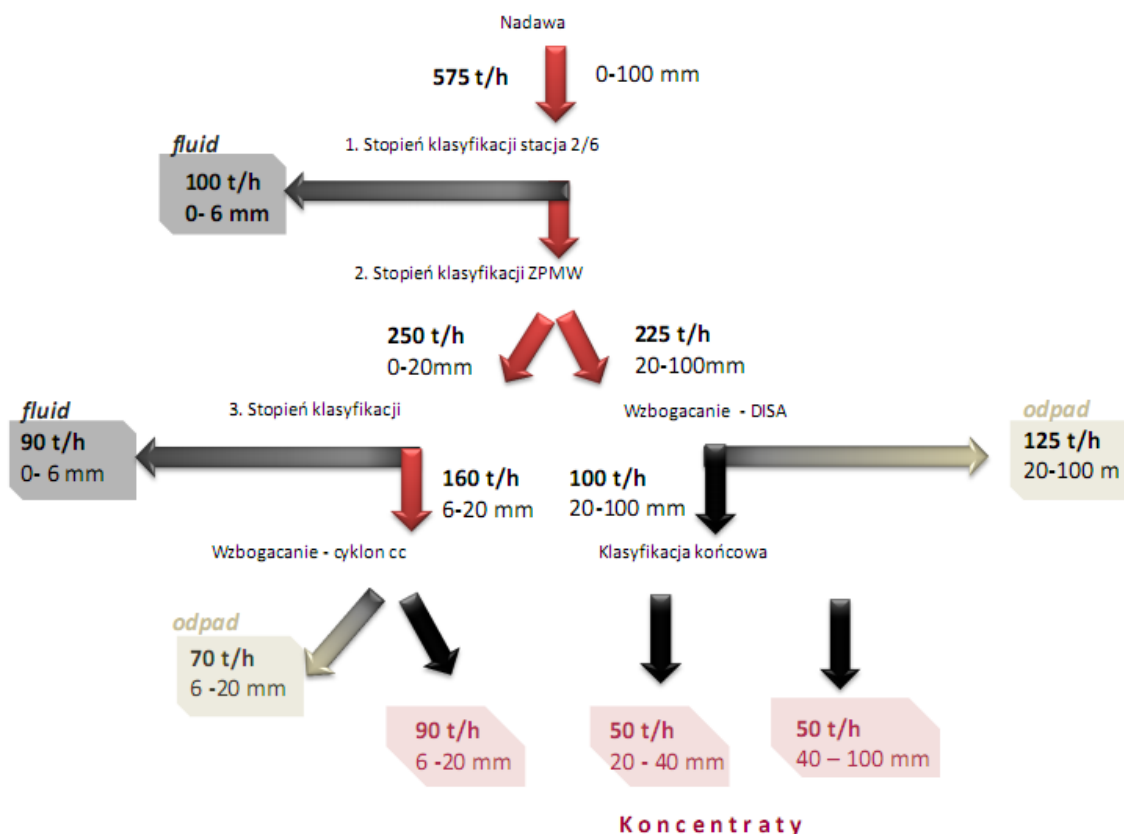
Klasa węglowa 20-100 mm po odwodnieniu na przesiewaczach wibracyjnych trafia następnie do węzła klasyfikacji końcowej, gdzie zostaje rozdzielona na węższe klasy ziarnowe tzw. sortymenty tj. Orzech II – ziarna o rozmiarze 40-100 mm, Orzech I – ziarna o rozmiarze 20-40mm oraz Groszek II – ziarna o rozmiarze 6-25 mm. Sortymenty następnie kierowane są do właściwych zbiorników, skąd poprzez taśmy ładowane są na wagony.

Klasa węglowa 6-20 mm odwadniana jest w wirówce wibracyjnej, a następnie kierowana jest bez klasyfikacji końcowej do zbiornika koncentratu, skąd dalej poprzez taśmy, ładowana jest do wagonów.

Klasa węglowa 0-6 mm, wydzielana w węźle klasyfikacji przedwstępnej oraz w węźle dosiewania przed cyklonami nie jest poddana żadnemu procesowi wzbogacania i jest traktowana jako produkt handlowy tzw. mial surowy w klasie 0-6mm lub jako komponent do tworzenia mieszanek energetycznych.

3. Węzeł wzbogacania mialów

Na rysunku 1 przedstawiono schemat ilościowy węzła wzbogacania mialów.



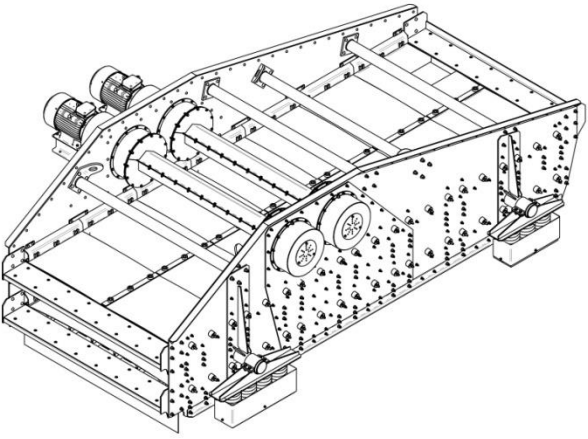
Rys.1. Węzeł wzbogacania mialów w PG Silesia

Surowy urobek ze skipu przenośnikami odstawy urobku, kierowany jest na klasyfikację przedwstępną na przesiewacz kontrolny WK1-2,0x4,0 (rys. 2) wyposażony w jedno ciężkie sito palone o oczku 100 mm oraz w sita zgrzewane typu Progress Tytan o oczku kwadratowym 100 mm.

	Charakterystyka techniczna	
	Przeznaczenie	Klasyfikacja
	Wydajność	600 Mg/h
	Maksymalny wymiar ziaren nadawy	400 mm
	Powierzchnia sit	8,0 m ²
	Sita typu PROGRESS TYTAN	100 mm
	Częstotliwość drgań	12,2 Hz
	Skok rzeszota	11 mm
	Kąt pochylenia rzeszota	12°
	Moc silnika	18,5 kW
	Masa	4,4 Mg

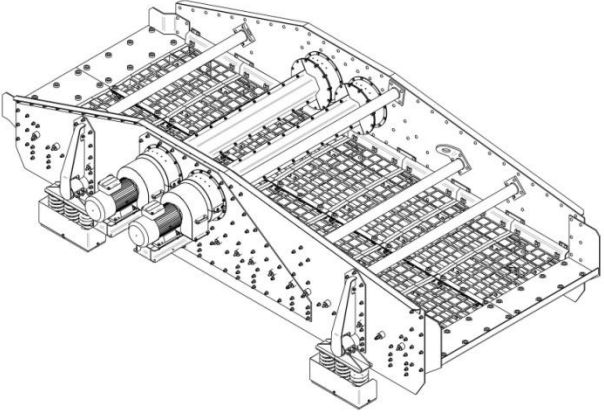
Rys.2. Przesiewacz wibracyjny WK1-2,0x4,0

Produkt górny przesiewacza (klasa +100mm), kierowany jest do kruszarki jednobębnowej, gdzie ulega skruszeniu do ziaren poniżej 100mm, a następnie łączony jest z produktem dolnym przesiewacza w klasie 0-100 mm. Tak przygotowany wstępnie urobek surowy kierowany jest na klasyfikację wstępną na dwa równoległe zabudowane przesiewacze dwupokładowe PWP2-2,2x5,25 (rys. nr 3). Pokład górny ochronny w postaci sit plecionych typu TL o wielkości oczka 20 mm przejmie jedynie uderzenie nadawy, chroniąc w ten sposób dolny pokład sit uzbrojony w sita harfowe typu T, o wielkości oczka 6mm. Produkt dolny tej klasyfikacji w klasie 0-6 mm kierowany jest do zbiornika mąta surowego w stacji 2.6, a następnie wywożony jest samochodami na zwały, skąd ładowany jest na wagony lub transportowany układem przenośników do wagonów.

	Charakterystyka techniczna	
	Przeznaczenie	Klasyfikacja
	Maksymalny wymiar ziaren nadawy	100 mm
	Powierzchnia sit	2x11,5 m ²
	Sita górnego pokładu o oczku	20 mm
	Sita dolnego pokładu o oczku	6 mm
	Częstotliwość drgań	16 Hz
	Skok rzeszota	9 mm
	Kąt pochylenia rzeszota	10°
	Moc silników	2x15 kW
	Masa	8,6 Mg

Rys.3. Przesiewacz wibracyjny PWP2-2,2x5,25

Następnie produkt 0-100 mm, pozbawiony już w części klasy 0-6mm, kierowany jest na klasyfikację wstępną na dwóch posobnie zabudowanych przesiewaczy (dwa ciągi) - PWP1-2,2x5,25 (rys. 4). Przesiewacze te wyposażone są w sita plecione typ TL o oczkach 12 i 18 mm.

	Charakterystyka techniczna	
	Przeznaczenie	Klasyfikacja
	Maksymalny wymiar ziaren nadawy	100 mm
	Powierzchnia sit	11,5 m ²
	Częstotliwość drgań	16 Hz
	Skok rzeszota	8 mm
	Kąt pochylenia rzeszota	2°

	Moc silników	2x11 kW
	Masa	5,8 Mg

Rys.4. Przesiewacz wibracyjny PWP1-2,2x5,25



Rys.5. Dwa ciągi posobnie posadowionych przesiewaczy PWP1 – 2,2x5,25

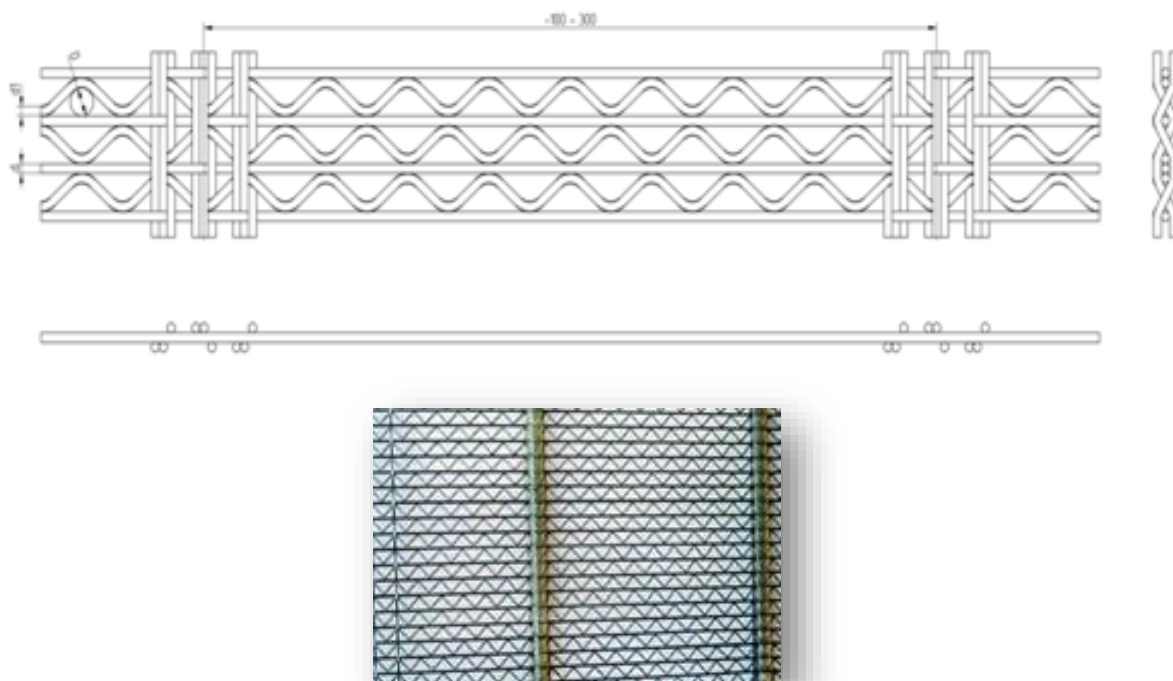
Produkt górny przesiewaczy, w klasie ziarnowej 20-100 kierowany jest do wzbogacania we wzbogacalniku DISA. Produkt dolny, w klasie 0-20 mm kierowany jest na przesiewacz dosiewający PWP1-2,6x5,9 (rys. 6), uzbrojony w napinane wzdłużnie sita harfowe typu T o oczku 6 mm.

	Charakterystyka techniczna	
	Przeznaczenie	Klasyfikacja
	Wydajność transportowa	250 Mg/h
	Powierzchnia sit	15,3 m ²
	Sita o oczku	6 mm
	Częstotliwość drgań	16 Hz
	Skok rzeszota	8 mm
	Kąt pochylenia rzeszota	8°
	Moc silników	2x11 kW
	Masa	8,0 Mg

Rys.6. Przesiewacz wibracyjny PWP1-2,6x5,9

Produkt dolny przesiewacza dosiewającego, zostaje skierowany do zbiornika mialu surowego w klasie 0-6 mm, a następnie do załadunku na wagony. Produkt górny w klasie 6-20 mm kierowany jest do wzbogacania w cyklonach cieczy ciężkiej.

Zastosowane w przesiewaczu sito harfowe, dzięki charakterystycznej konstrukcji, poprzez wibracje przesiewacza oraz nadawy, otrzymuje dodatkowe dysharmonijne drgania, które przeciwdziałają zatykaniu i zalepianiu się sita. Cechują się więc one wysokim stopniem samooczyszczania.

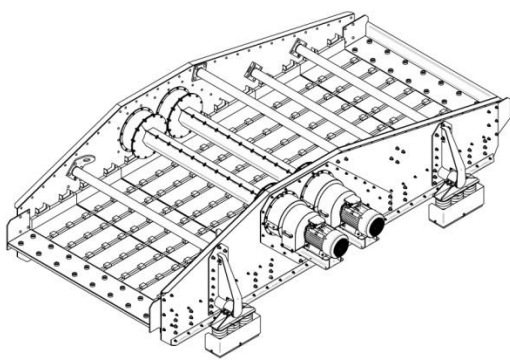


Rys.7. Konstrukcja sita harfowego typu T

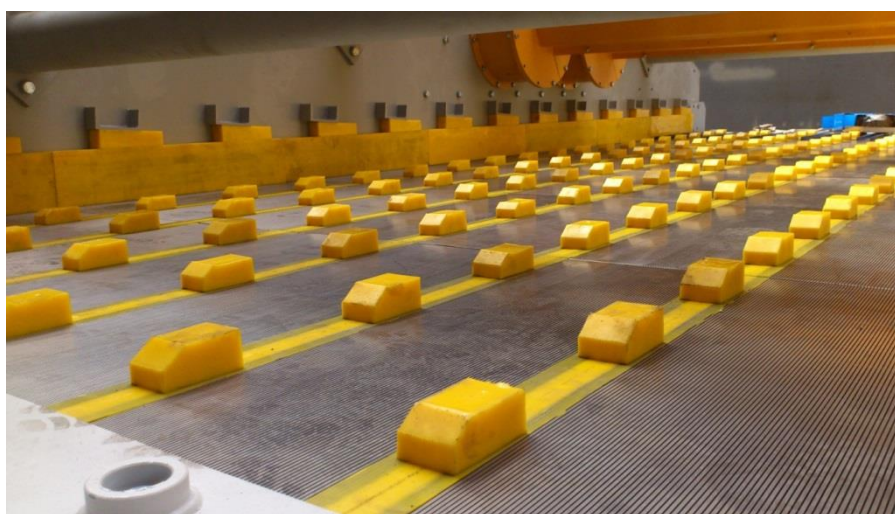
4. Wzbogacanie we wzbogacalniku DISA

Nadawę do procesu wzbogacania stanowi urobek surowy w klasie 20-100 mm. Wzbogacenie odbywa się na zasadzie różnicy gęstości względem ośrodka cieczy ciężkiej (mieszanki wody i rudy żelaza). Ziarna o ciężarze większym (odpad-kamień) od ciężaru ośrodka opadają na dno wzbogacalnika i są wynoszone kołem do zsuwni, a następnie do odwodnienia na przesiewaczu odwadniającym i dalej do zbiornika. Ziarna o ciężarze niższym od ośrodka (produkt węglowy) unoszą się na powierzchni i są wygarniane na przesiewacz odwadniający PWP1-2,4x5,25 (rys.8), wyposażony w sita szczelinowe zgrzewane, mocowane w systemie PRO-CLIN.

	Charakterystyka techniczna	
	Przeznaczenie	Odwadnianie
	Powierzchnia sit	12,6 m ²
	Sita o szczelinie	2 mm
	Częstotliwość drgań	16 Hz
	Skok rzeszota	8 mm
	Kąt pochylenia rzeszota	2°
	Moc silników	2x11 kW

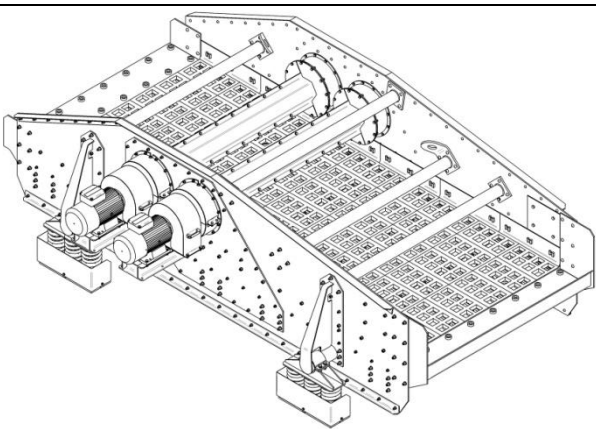
	Masa	7,6 Mg
---	------	--------

Rys.8. Przesiewacz wibracyjny PWP1-2,4x5,25



Rys.9. Zabudowa pokładu sitowego przesiewacza PWP1-2,4x5,25

Materiał z przesiewacza odwadniającego kierowany jest następnie na przesiewacz kontrolny PWP1-2,1x4,5 (rys. 10) wyposażony w nabijane modułowe sita gumowe o oczku 100 mm.

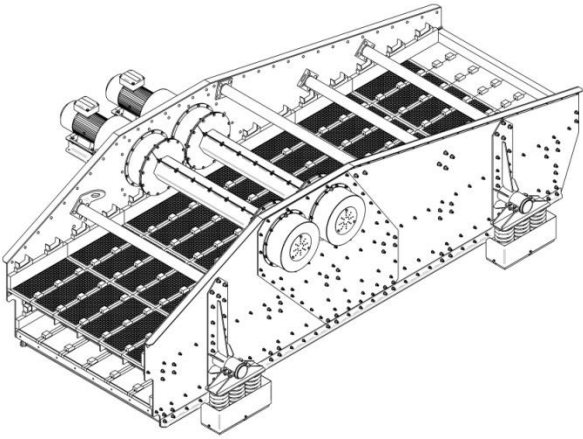
	Charakterystyka techniczna	
	Przeznaczenie	Klasyfikacja
	Powierzchnia sit	9,4 m ²
	Sita o oczku	100 mm
	Częstotliwość drgań	16 Hz
	Skok rzeszota	8 mm
	Kąt pochylenia rzeszota	2°
	Moc silników	2x11 kW
	Masa	5,6 Mg

Rys.10. Przesiewacz wibracyjny PWP1 - 2,1x4,5



Rys.11. Odbiór węgla na przesiewacze odwadniający i sortujący po wzbogacalniku DISA

Ziarna większe od +100 (produkt górny przesiewania) trafiają do kruszarki dwuwalcowej, gdzie degradowane są do rozmiaru poniżej 100 mm, a następnie łączą się z ziarnami produktu dolnego i razem kierowane są na przesiewacz klasyfikacji końcowej wyposażony w sita o rozmiarze 25 i 40 mm. Po rozklasyfikowaniu na tym przesiewaczu powstają produkty handlowe o odpowiednich rozmiarach ziarna tj. Orzech II (40-100mm), Orzech I (25-40mm), Groszek II (6-25mm). Produkty handlowe kierowane są do odpowiednich zbiorników, skąd ładowane są na wagony lub są transportowane na zwał. Odseparowany we wzbogacalniku DISA kamień trafia na przesiewacz odwadniający PWP2-1,8x5,25 (rys.12) wyposażony w górny pokład sit poliuretanowych, mocowanych w systemie PRO-CLIN o oczku 20 mm. Dolny pokład przesiewacza stanowią sita szczelinowe zgrzewane o szczelinie $s=2$ mm, mocowane w tym samym systemie.

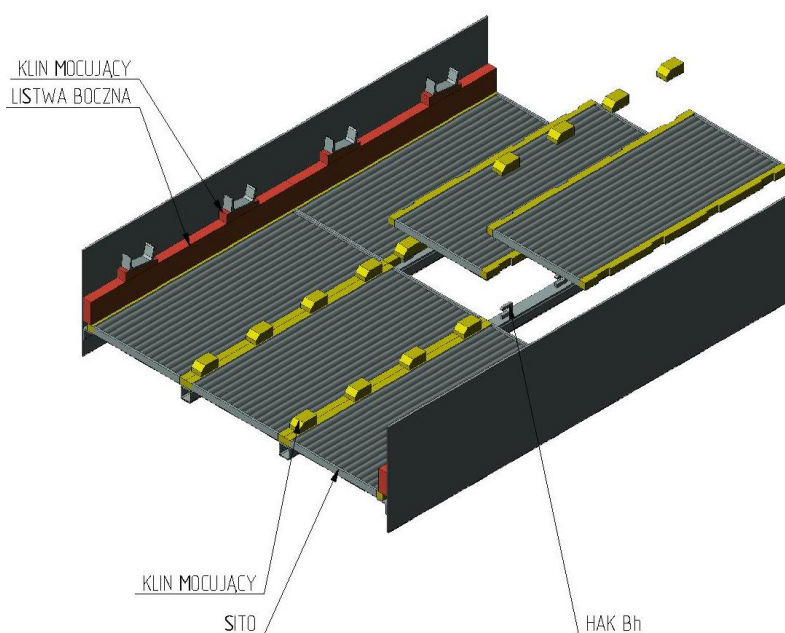
	Charakterystyka techniczna	
	Przeznaczenie	Klasyfikacja, odwadnianie
	Powierzchnia sit	2x9,45 m ²
	Sita górnego pokładu	20 mm
	Sita dolnego pokładu	2 mm
	Częstotliwość drgań	16 Hz
	Skok rzeszota	8 mm
	Kąt pochylenia rzeszota	2°
	Moc silników	2x11 kW
	Masa	7,3 Mg

Rys.12. Przesiewacz wibracyjny PWP2–1,8x5,25

Po odwodnieniu kamień jest kierowany do zbiornika kamienia, skąd trafia na załadunek do transportu.

5. Wzbogacanie w cyklonach

Nadawę do procesu wzbogacania stanowi urobek surowy w klasie 6-20 mm. Wzbogacenie, podobnie jak we wzbogacalniku Disa, odbywa się na zasadzie różnicy gęstości względem ośrodka cieczy ciężkiej (mieszanina wody i rudy żelaza) z tym, że nadawa wstępnie mieszana jest w zbiorniku z cieczą ciężką, a następnie pod ciśnieniem kierowana jest do dwóch cyklonów. W cyklonach na ziarna działa dodatkowo siła odśrodkowa, tworząc przeciwbieżny prąd wynoszący. Rozdzielona nadawa na odpady i produkt węglowy kierowana jest rurociągami na wibracyjne przesiewacze odwadniające PWP1-2,4x5,25 (rys.10), wyposażone w sita szczelinowe zgrzewane o szczelinie 1mm, mocowane w systemie PRO-CLIN (rys.13). Dodatkowo produkt węglowy kierowany jest do odwodnienia w wirówce wibracyjnej, skąd jako suchy kierowany jest do zbiornika, a następnie do załadunku.



Rys.13. Schemat mocowania sit w systemie PRO-CLIN

W systemie PRO-CLIN sito tworzy moduł, który mocowany jest do konstrukcji nośnej za pomocą haków i klinów. Oferowany system charakteryzuje się brakiem połączeń gwintowych, co znacznie przyspiesza wymianę zarówno pojedynczego sita, jak i całego pokładu. Zaletą zastosowania haków mocujących sita do konstrukcji przesiewacza jest rozpraszanie materiału znajdującego się na pokładzie sit, ograniczając wpływ tzw. martwej strefy. W miejsce klinów mocujących można stosować poprzeczne progi zwalniające, które dodatkowo zwiększają skuteczność procesów przesiewania i odwadniania. Ważną zaletą systemu jest niższa masa pokładu sit, co w znacznym stopniu zmniejsza jego oddziaływanie na konstrukcję przesiewacza. System mocowania sit PRO-CLIN doskonale sprawdza się w przesiewaczach o niskich pokładach.



Rys.14. Pokład sit szczelinowych zgrzewanych zabudowanych w systemie PRO-CLIN

6. Podsumowanie

Efektem modernizacji zakładu przeróbki mechanicznej węgla PG SILESIA było poprawienie parametrów otrzymanego produktu końcowego jak również zoptymalizowanie samego procesu. Optymalne działanie poszczególnych dostarczonych urządzeń wpływa również na aspekty ekonomiczne takiego przedsięwzięcia. Umożliwienie współpracy pracowników biura PROGRESS ECO z biurem projektowym oraz z samym przyszłym użytkownikiem na każdym etapie procesu zaowocowało dobraniem maszyn o maksymalnych parametrach pracy. Efektem procesu projektowania oraz konstruowania przy wzajemnej współpracy i wymianie doświadczeń pracowników PROGRESS ECO i ZPMW SILESIA było dostarczenie przesiewaczy wibracyjnych realizujące cele i stawiane im wymagania w procesie klasyfikacji oraz odwadniania.

Literatura

1. Tora B., Borkowski W., Bogusław A., Pasiowiec P., Wajs J., Bańczyk K., Procesy klasyfikacji i odwadniania węgla na przesiewaczach wibracyjnych produkcji PROGRESS ECO w zmodernizowanym Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla PG. Silesia. Materiały XXVIII Konferencji z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej. Ceny na rynku paliw i energii. Zakopane, 12-15 października 2014 r. Wyd. Instytutu GSMiE PAN, Kraków, s. 81 - 90.
2. www.pgsilesia.pl
3. Materiały reklamowe, prace badawcze i dokumentacje firmy Progress Eco S.A.
4. <http://progresseco.pl/>

Badania kinematyki współbieżnego układu wibracyjnego na przykładzie przesiewacza zataczająco-śrubowego

Wojciech Poćwiardowski, Marek Domoradzki – Uniwersytet Technologiczno-Przyrodniczy im. Jana i Jędrzeja Śniadeckich w Bydgoszczy, **Piotr Wodziński** – Politechnika Łódzka

1. Wprowadzenie

Podstawy teoretyczne układu zataczająco – śrubowego, opracowali w ubiegłym wieku rosyjscy fizycy [1]. Podstawy te umożliwiły zbudowanie przesiewacza wibracyjnego, którego schemat przedstawiono na rysunku 1, a widok przykładu rozwiązania technicznego na rysunku 2. Jego zespół roboczy tworzy pionowa pusta w środku kolumna o kształcie walca, będąca rzeszotem z umieszczonymi wewnątrz - prostopadle do jej geometrycznej osi sitami. Zespół ten wprawiany jest w złożony ruch drgający przez dwa wzajemnie zsynchronizowane motowibratory (nazywane elektrowibratorami lub silnikami wibracyjnymi). Motowibratory zamocowane są na zewnętrznej powierzchni kolumny – po jej przeciwnych stronach [2,3,4,5,6,7,8]. Amplitudy drgań kolumny A_1 , A_2 (rys. 1) można wyznaczyć z zależności momentów statycznych wibratorów oraz masy przesiewacza z zależności:

$$MR = A_1 \cdot m_1 = A_2 \cdot m_2 \quad (1)$$

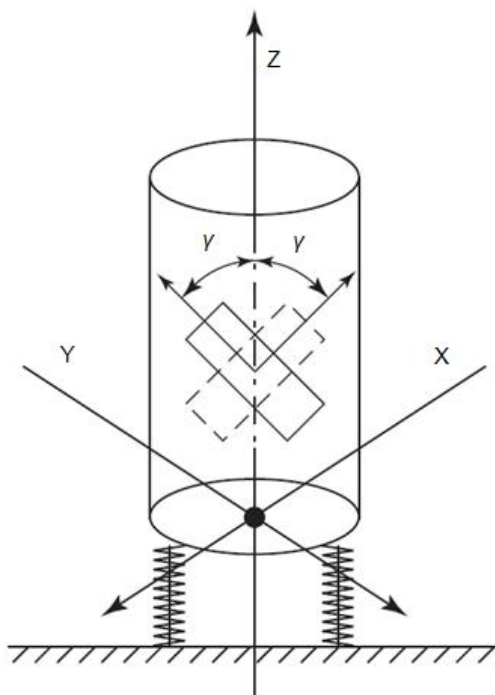
gdzie:

MR – moment statyczny, kgm;

A_1 , A_2 – amplitudy drgań kolumny, mm;

m_1 , m_2 – masa przesiewacza, kg.

Osie geometryczne zamontowanych na przesiewaczu wałów motowibratorów nachylone są do płaszczyzny poziomej sita pod kątem γ . Na złożony ruch drgający przesiewacza z zespołem sit składają się: pionowy ruch drgający o amplitudzie A_z oraz ruch poziomy o amplitudach A_x i A_y [1] zastąpionych całkowitą amplitudą A_{xy} . Złożony ruch kolumny przesiewacza można również potraktować jako ruch precesyjny.



Rys.1. Schemat dynamiczny działania przesiewacza zataczająco - śrubowego napędzanego dwoma zsynchronizowanymi motowibratorami

Do obliczeń składowej pionowej amplitudy drgań (A_z) i całkowitej poziomej amplitudy drgań (A_{xy}) wykorzystuje się nierówności otrzymane przez Sterlinga (wyrażenie 2). Dla układu napędowego przesiewacza zwanego zataczająco – śrubowym, a w literaturze polskiej przesiewaczem okrągłym [9, 10] elementy teorii jego ruchu opracował I. Blechman [1]. Opis matematyczny dotyczy podpartej sprężystości bryły sztywnej w kształcie walca z zamocowanymi na jej zewnętrznej powierzchni dwoma bliźniaczymi motowibratorami [1].

Nierówności Sterlinga [4]:

$$\frac{M \cdot a^2}{I_z} > 2 + \frac{M \cdot c^2}{I_x} + \frac{M \cdot (c^2 + a^2 \cdot \cos^2 \gamma)}{I_y \cdot \sin^2 \gamma} \quad (2)$$

gdzie:

I_x, I_y, I_z – momenty bezwładności względem poszczególnych osi współrzędnych, kg m^2 ;

M – masa całkowita przesiewacza, kg ;

a – odległość zamocowania motowibratorów od osi kolumny sitowej, mm ;

c – odległość środka ciężkości kolumny sitowej od zamocowania motowibratorów, mm ;

γ – kąt pochylenia motowibratorów względem poziomu, $[\circ]$.

Drgania synchroniczne odpowiadają drganiom skrętnym „gwintowym” i są opisane równaniem ruchu:

$$\text{– składowa pionowa} \quad z = -\frac{2 \cdot m \cdot \varepsilon}{M} \cos \gamma \cdot \sin \omega \cdot t \quad (3)$$

$$\text{– składowa pozioma} \quad \theta = -\frac{2 \cdot m \cdot \varepsilon \cdot a}{I_x} \sin \gamma \cdot \sin \omega \cdot t \quad (4)$$

$$\text{stąd:} \quad \text{– amplituda drgań pionowych układu} \quad A_z = \frac{2 \cdot m \cdot \varepsilon}{M} \cdot \cos \gamma \quad (5)$$

$$\text{– amplituda pozioma kątowna} \quad A_{xy} = \frac{2 \cdot m \cdot a \cdot \varepsilon}{I_z} \cdot \sin \gamma = \frac{4 \cdot m \cdot \varepsilon \cdot a}{M \cdot R^2} \cdot \sin \gamma \quad (6)$$

gdzie:

γ – kąt pochylenia motowibratorów względem poziomu, $[\circ]$;

I – moment bezwładności kolumny przesiewacza o kształcie walca (Moment bezwładności przesiewacza jest sumą momentów bezwładności: pustej kolumny, sit, motowibratorów i obsad sprężyn), kg m^2 ;

I_x, I_z – moment bezwładności kolumny przesiewacza względem osi x i z , kg m^2 ;

$$\omega = 2 \cdot \pi \cdot f \text{ – prędkość kątowna od częstości, rad s}^{-1}; \quad (7)$$

$$F = m \cdot \varepsilon \cdot \omega^2 = 4 \cdot \pi^2 \cdot m \cdot \varepsilon \cdot f^2 = 39,438 \cdot m \cdot \varepsilon \cdot f^2 \text{ – siła wymuszająca ruch drgający, N}; \quad (8)$$

$v = \omega \cdot R$ – prędkość liniowa w ruchu po okręgu, $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$;

ε – odległość środka ciężkości obciążnika od osi geometrycznej silnika, mm ;

$a = 450 \text{ mm}$ – odległość zamocowania motowibratorów od osi kolumny sitowej, mm ;

A_x – amplituda drgań w osi zamocowania motowibratorów, mm ;

A_y – amplituda drgań prostopadła do osi motowibratorów, mm ;

A_z – amplituda drgań pionowych, mm ;

$A_{xy} = \sqrt{A_x^2 + A_y^2}$ – całkowita amplituda drgań skrętnych na płaszczyźnie poziomej, mm ;

c – odległość środka ciężkości kolumny sitowej od zamocowania motowibratorów, mm ;

C – odległość środka ciężkości kolumny sitowej od podstawy kolumny sitowej, mm ;

$d = 0,56 \text{ m}$ – średnica kolumny sitowej, m ;

m – masa obciążników motowibratora, kg ;

f – częstotliwość drgań, s^{-1} ;

a_z – przyspieszenie układu w kierunku osi z – mierzone podczas eksperymentu, $\text{m} \cdot \text{s}^{-2}$;

Dla badanego przesiewacza zataczająco – śrubowego zachodzą zależności:

$$F_1 = k \cdot m \cdot \varepsilon \quad (9)$$

$$F_2 = p F_{max} \quad (10)$$

Gdzie:

F_1 - siła wymuszająca ruch drgający, N;

k – sztywność zespołu sprężyn, N/m;

F_2 - siła wymuszająca ruch drgający motowibratora o zmiennej wartości – przez zmianę momentu statycznego zespołu obciążników, N;

p – ułamek dziesiętny maksymalnej siły dynamicznej generowanej przez motowibrator

$$C = \frac{2}{M} \text{ - stała w równaniu;} \quad (11)$$

$$D = \frac{2 \cdot a}{R^2} \text{ - stała równania;} \quad (12)$$

stąd:

- składowa pionowa amplitudy drgań pionowych układu A_z :

$$A_z = \frac{2}{M} \cdot F_2 \cdot p \cdot \cos \gamma = C \cdot F_2 \cdot p \cdot \cos \gamma, \text{ mm} \quad (13)$$

- składowe poziome amplitudy drgań układu A_{xy} :

$$A_{xy} = \frac{2 \cdot a \cdot F_2 \cdot p}{I_z} \cdot \sin \gamma = \frac{2 \cdot a}{R^2} \cdot \frac{2}{M} \cdot F_2 \cdot p \cdot \sin \gamma = D \cdot C \cdot F_2 \cdot p \cdot \sin \gamma, \text{ mm} \quad (14)$$

Przedstawione zależności opisują z wystarczającym przybliżeniem sposób działania analizowanego przesiewacza wibracyjnego. W celu wyznaczenia najkorzystniejszych parametrów pracy przesiewacza niezbędna jest wiedza o kątach położenia osi motowibratorów oraz wartości sił generujących jego ruch drgający. W niniejszej pracy przyjęto najbardziej dokładny – eksperymentalny sposób wyznaczenia tych parametrów.

2. Cel pracy

Celem pracy było eksperymentalne wyznaczenie amplitud drgań poziomych i pionowych, przyspieszeń kolumny przesiewacza oraz prędkości obwodowej przemieszczania się materiału biologicznego na sicie przesiewacza. Masa przesiewacza wynosiła 170 kg, a maksymalna siła - generowana przez motowibratory 4060 N.

3. Materiały i metody

Eksperyment przeprowadzono na stanowisku nadawczym zamieszczonym na rysunku 2.

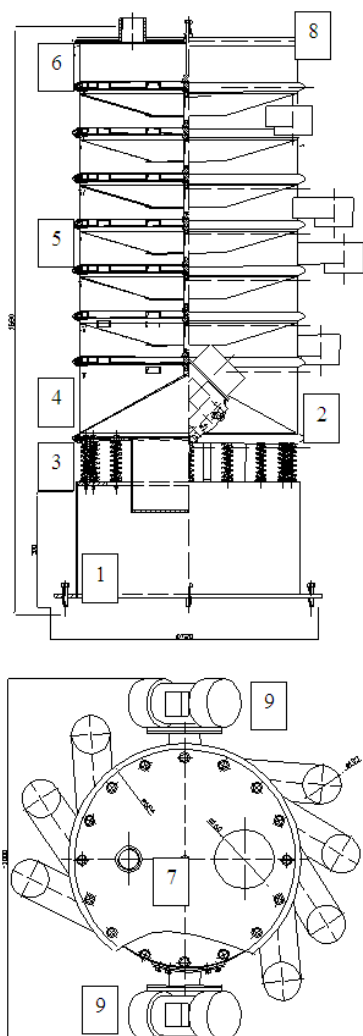
Do realizacji ruchu drgającego przesiewacza zastosowano dwa jednakowe motowibratory firmy VIBRA Pol typ BM 200/15, o synchronicznej prędkości obrotowej 1500 min^{-1} , mocy 180 W, maksymalnej sile wymuszającej $2 \times 2030 \text{ N}$, masie 11 kg.

Pomiary amplitudy drgań i prędkości obwodowej poruszania się materiału na sicie przeprowadzono dla:

- sześciu poziomów sił wymuszających wibracje o wartości: $F_1 = 4060 \text{ N}$, $F_2 = 3938,2 \text{ N}$, $F_3 = 3654 \text{ N}$, $F_4 = 3248 \text{ N}$, $F_5 = 2842 \text{ N}$, $F_6 = 2030 \text{ N}$;

- jedenastu kątów pochylenia motowibratorów zapewniające ruch obwodowy materiału: 0° , 10° , 20° , 30° , 40° , 45° , 50° , 60° , 70° , 80° , 90° .

Wyniki pomiarów amplitud drgań rejestrowano akcelerometrem B&K. Pomiary przyspieszeń kolumny przesiewacza przeprowadzono czujnikiem piezoelektrycznym systemu PULSE.

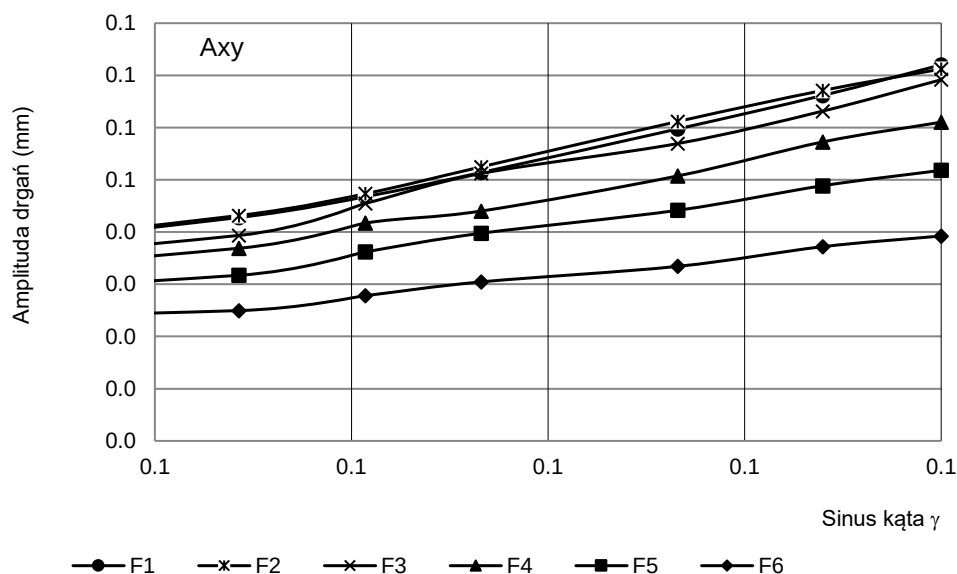


Rys.2. Przesiewacz napędzany dwoma motowibratorami: 1 – podstawa przesiewacza, 2 – podstawa kolumny sit, 3 – podparcie sprężynowe, 4 – segment dolny kolumny sitowej, 5 – segment kolumny sitowej, 6 – segment pusty - pomiarowy, 7 – śruba docisku sita, 8 – pokrywa płaska kolumny sitowej, 9 – motowibrator

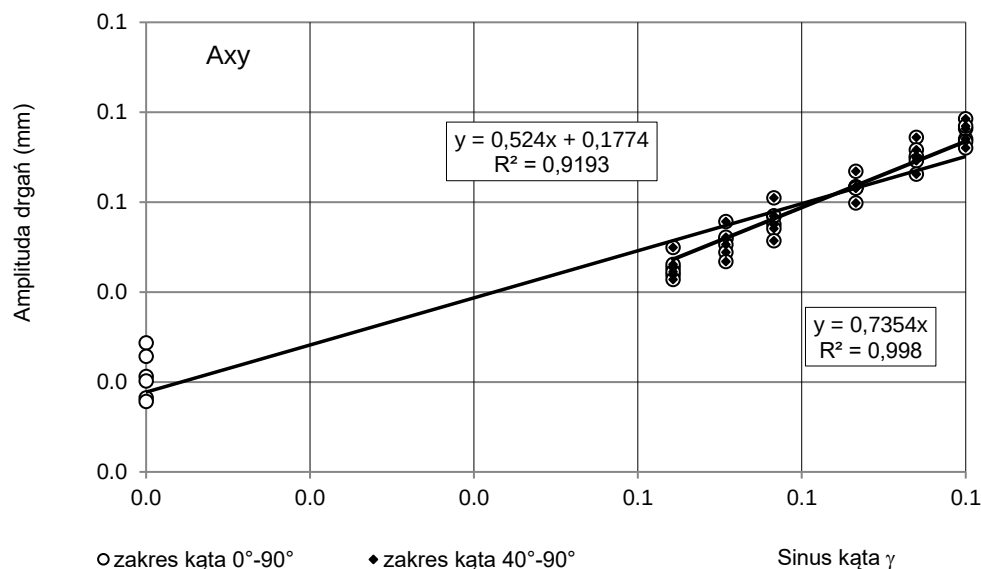
4. Wyniki badań

a. Pomiar amplitudy drgań poziomych

Amplituda drgań poziomych A_{xy} układu jest wprost proporcjonalna do wartości siły wymuszającej ruch drgający i zależy od sinusa kąta położenia motowibratorów (równanie 13).



Rys.3. Wyniki pomiarów amplitudy drgań A_{xy} w funkcji $\sin \gamma$, dla podanych w tekście wartości sił [źródło: opracowanie własne]



Rys.4. Zależność składowej poziomej amplitudy drgań A_{xy} zredukowanej od $\sin \gamma$, R – współczynnik korelacji zakres kąta 0° - 90° ; 40° - 90° [źródło: opracowanie własne]

Równanie zredukowane drgań skrętnych - ruch poziomy, o amplitudzie A_{xy} opisuje zależność:
 $A_{xy} = 0,735 \cdot p \cdot \sin \gamma$, mm dla $40^\circ < \gamma < 90^\circ$ $R^2 = 0,9342$ (15)

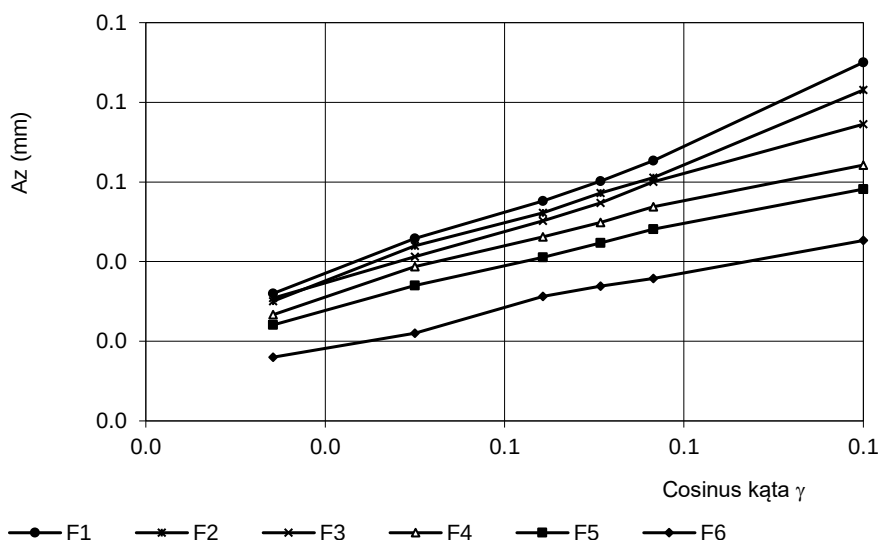
Amplituda drgań poziomych A_{xy} jest proporcjonalna do siły wymuszającej wibracje i sinusa kąta położenia motowibratorów (równanie 13) w zakresie zmian kąta położenia motowibratorów od 20° do 90° .

$$A_{xy} = (0,524 + 0,177) \cdot p \cdot \sin \gamma$$
, mm dla $0^\circ < \gamma < 90^\circ$ $R^2 = 0,9193$ (16)

Dla kąta od 0° – dla pionowego położenia motowibratorów, na amplitudę drgań A_{xy} układu w płaszczyźnie poziomej wpływa współczynnik sprężystości podparcia sprężynowego, utworzonego z 12 sprężyn.

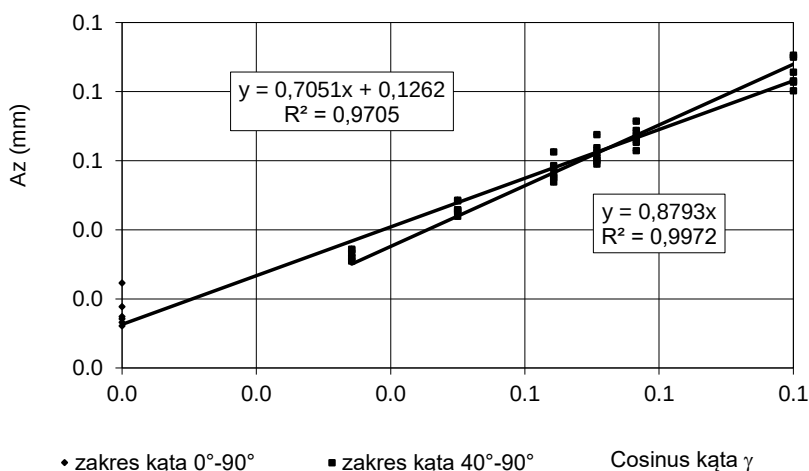
b. Pomiar amplitudy drgań pionowych

Amplituda drgań pionowych A_z jest wprost proporcjonalna do wartości siły wymuszającej ruch drgający i zależy od cosinusa kąta γ (równanie 13).



Rys. 5. Wyniki pomiarów amplitudy drgań. Pomiar amplitudy drgań A_z w funkcji $\cos \gamma$ oraz siły generowanej przez wibratory [źródło: opracowanie własne]

Pomiędzy wartością siły wymuszającej, a amplitudą drgań A_z przesiewacza zachodzi wyraźna zależność.



Rys.6. Zależność składowej pionowej amplitudy drgań A_z zredukowanej od $\cos$ kąta γ [źródło: opracowanie własne]

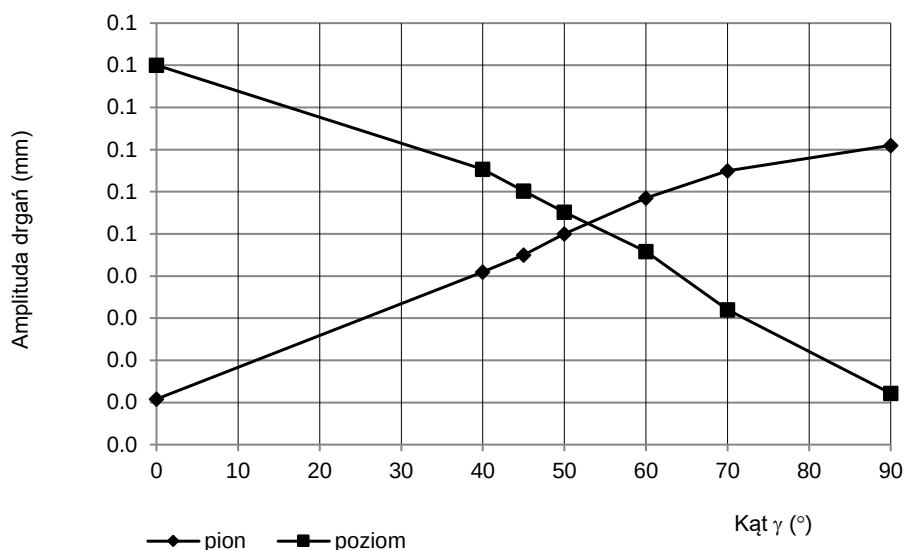
Zależność amplitudy drgań pionowych dla ruchu drgającego o amplitudzie drgań A_z , od siły wymuszającej wibracje i kąta γ opisuje równanie:

$$A_z = 0,879 \cdot p \cdot \cos \gamma, \text{ mm} \quad \text{dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2 = 0,8793 \quad (17)$$

Amplituda drgań pionowych jest proporcjonalna do siły wymuszającej wibracje i cosinusa kąta γ (równanie 13) w zakresie zmian kąta od 40° do 90° .

$$A_z = (0,7051 + 0,1262) \cdot p \cdot \cos \gamma, \text{ mm} \quad \text{dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2 = 0,9705 \quad (18)$$

Dla kąta 90° - czyli poziomego położenia osi motowibratorów, podparcie sprężyste kolumny wpływa hamująco na pionową amplitudę drgań A_z przesiewacza.

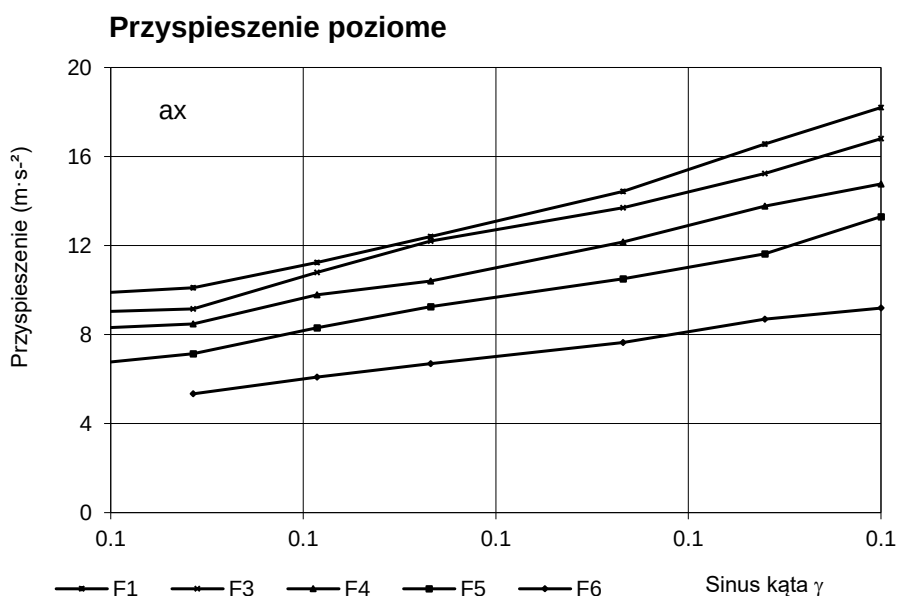


Rys. 7. Zależność amplitudy drgań pionowych i poziomych od kąta γ
[źródło: opracowanie własne]

Wartości amplitud drgań poziomych i pionowych zrównują się przy kącie położenia motowibratorów ok. 50° . W tym zakresie przesiewacz wykazuje najwyższą wydajność.

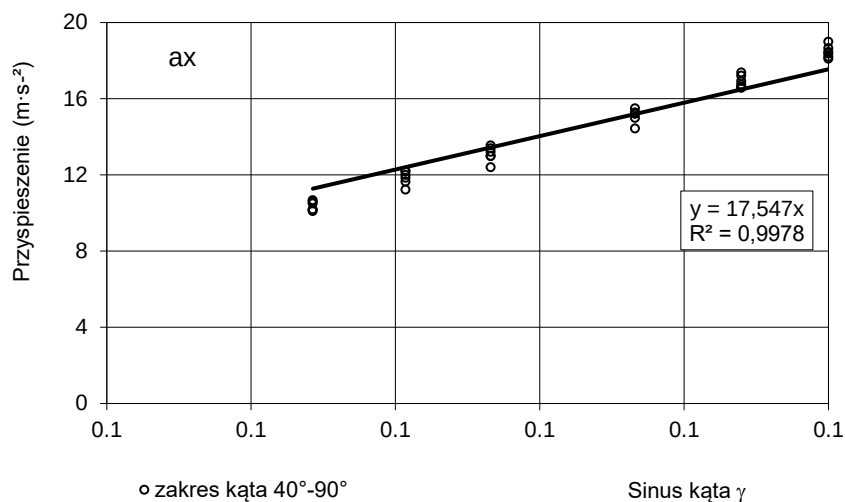
c. Pomiar przyspieszeń układu drgającego

Zależności przyspieszeń od siły wymuszającej wibracje i kąta ustawienia motowibratorów opracowano w formie wykresów dla każdej z osi. Przyspieszenie a_x dla osi X zależy od $\sin \gamma$ kąta położenia motowibratorów, a dla osi pionowej Z od cosinusa kąta γ i zawsze od siły wywołującej ruch drgający, analogicznie jak w równaniu 13 i 14.



Rys. 8. Zależność przyspieszeń dla osi a_x od sinusa kąta γ , dla przyjętego zakresu wartości sił wywołujących ruch drgający przesiewacza [źródło: opracowanie własne]

Typy równań opisujące dla osi X zależność przyspieszeń od siły wymuszającej ruch drgający i sinusa kąta γ , opisuje równanie analogiczne do równania 14. Dla osi Y przyspieszenie kolumny przesiewacza praktycznie jest stałe i utrzymuje się na poziomie $0,55 \text{ m} \cdot \text{s}^{-2}$.



Rys.9. Zależność przyspieszeń zredukowanych na osi X od sinusa kąta γ
[źródło: opracowanie własne]

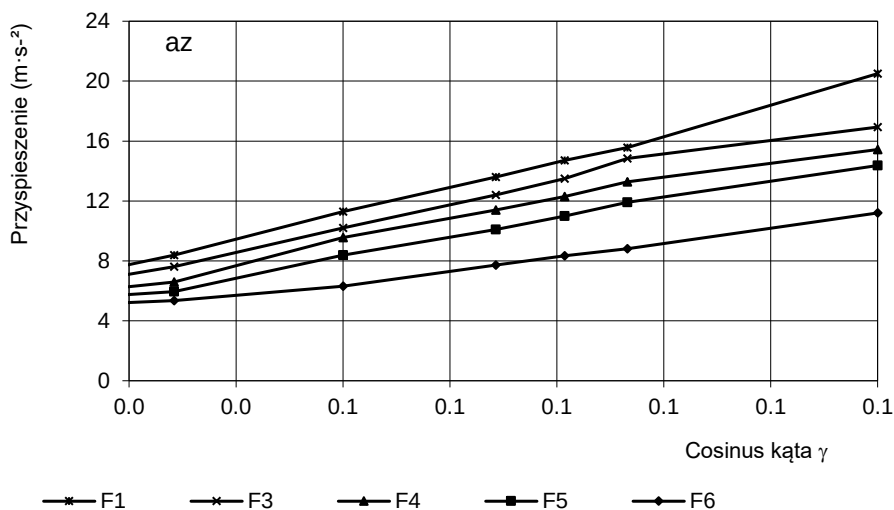
Zależność przyspieszenia drgań poziomych a_x dla ruchu drgającego o amplitudzie A_x , od siły wymuszającej wibracje i kąta położenia motowibratorów opisują równania:

$$a_x = 17,55 \cdot p \cdot \sin \gamma, \text{ m}\cdot\text{s}^{-2} \quad \text{dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2 = 0,9406 \quad (19)$$

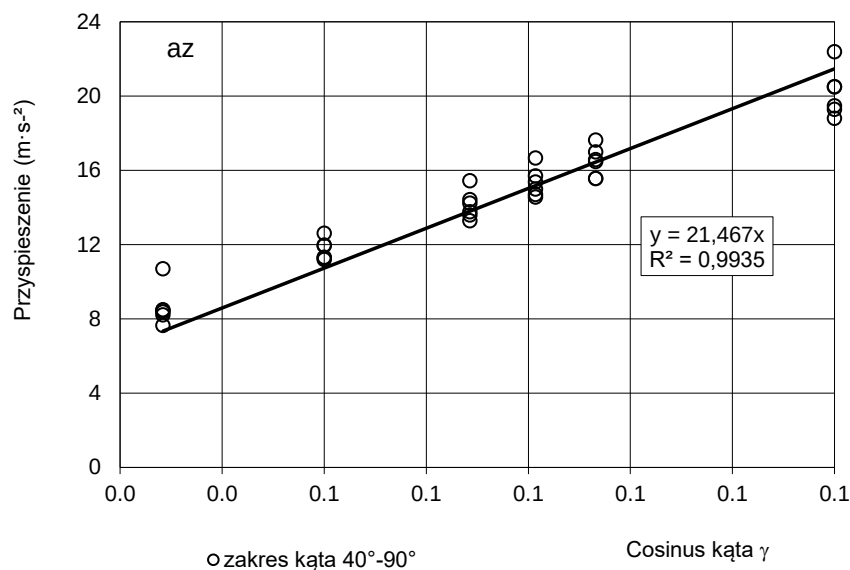
Równanie jest obarczone pewnym błędem wynikającym z reakcji sprężyn amortyzujących drgania.

Przyspieszenia pionowe

Przyspieszenie pionowe a_z względem osi Z zależy od cosinusa γ .



Rys.10. Zależność przyspieszeń a_z (na osi Z) od cosinusa kąta γ i od zredukowanej siły wywołującej wibracje [źródło: opracowanie własne]



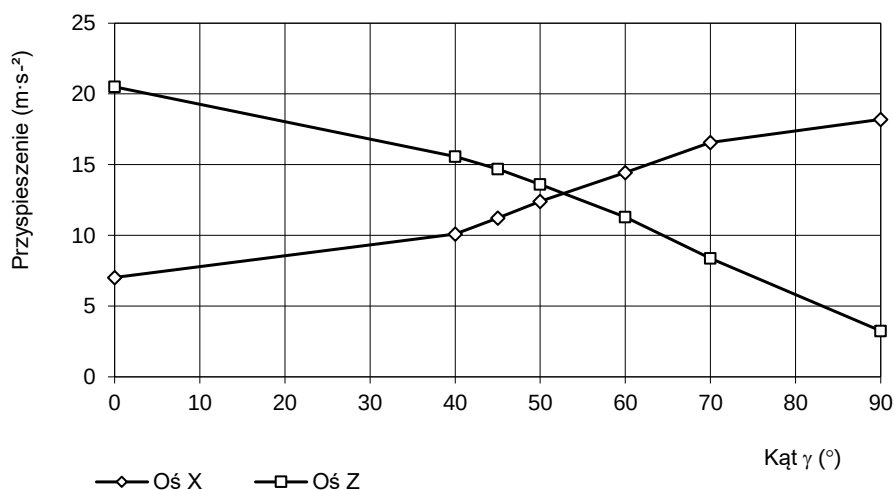
Rys.11. Zależność przyspieszeń zredukowanych na osi Z od cosinusa kąta γ i siły zredukowanej [źródło: opracowanie własne]

Zależność przyspieszenia zredukowanych dla drgań pionowych o amplitudzie A_z , od siły wymuszającej wibracje i kąta położenia motowibratorów opisuje równanie:

$$a_z = 21,47 \cdot p \cdot \cos \gamma \quad (\text{m} \cdot \text{s}^{-2}) \quad \text{dla } 0,4 < \cos \gamma < 1,0 \quad R^2 = 0,8954 \quad (20)$$

Równanie jest obarczone reakcją sprężyn przy tłumieniu drgań pionowych.

Wartości przyspieszeń a_x rosną wraz ze wzrostem kąta γ . Tendencję odwrotną zaobserwowano dla przyspieszeń a_z . Wartości przyspieszeń a_z przy wzroście kąta γ do 90° ulegają obniżeniu do niewielkich wartości.

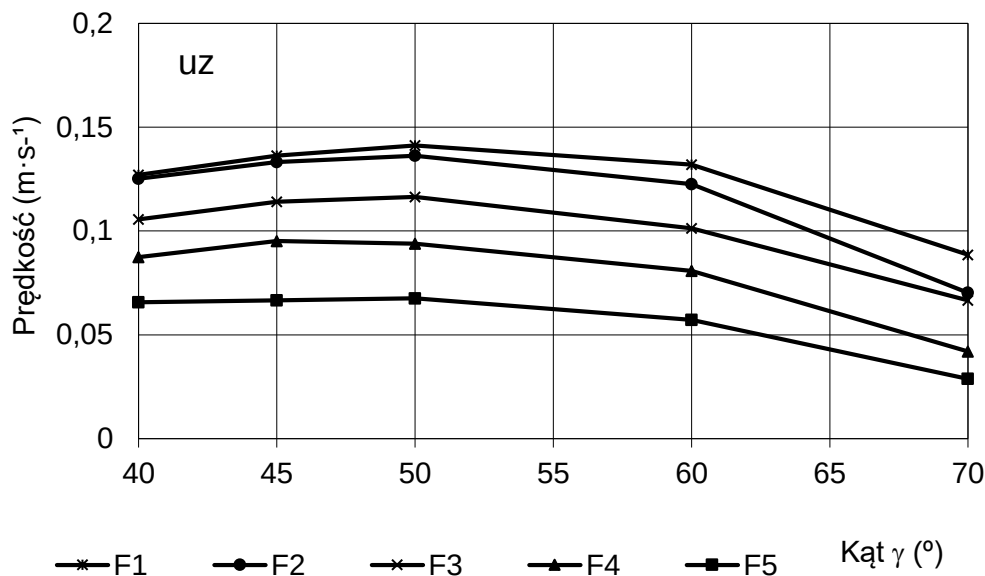


Rys.12. Zredukowane przyspieszenia drgań przesiewacza od kąta γ [źródło: opracowanie własne]

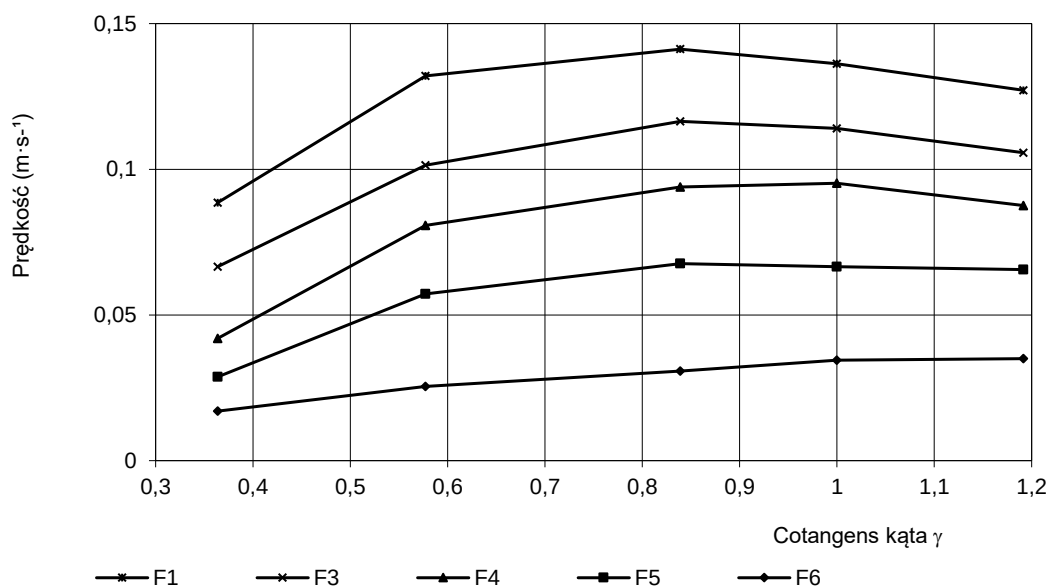
Analizując zamieszczone wyniki badań dostrzegamy związek wielkości siły wymuszającej z miarą oddziaływań dynamicznych przesiewacza (amplituda drgań, przyspieszenie). Im wyższa siła generowana jest przez motowibratory, tym większe występują wartości amplitud i przyspieszeń kolumny przesiewacza. Ze względu na małe wartości amplitud drgań i przyspieszeń względem osi Y można stwierdzić, iż decydującą rolę gwarantującą ruch płaski masy nasion odpowiadają składowe dla osi XY i Z.

d. Badanie ruchu obwodowego materiału

Dodatkowo zmierzono prędkość obwodową materiału biologicznego (nasion) dla 6 sił wymuszających ruch drgający przesiewacza. Dla każdej z sił zmieniano kąt γ . Do badań przyjęto próbkę materiału o masie 2 kg. Otrzymane wyniki pozwoliły na obliczenie rzeczywistej prędkości obwodowej ziaren materiału na sicie.



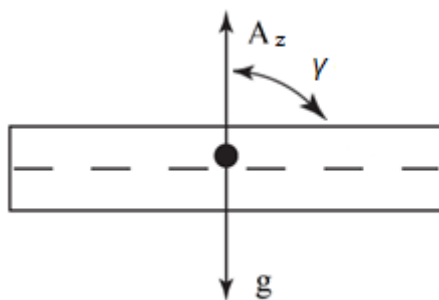
Rys.13. Zależność prędkości obwodowej materiału od kąta γ
[źródło: opracowanie własne]



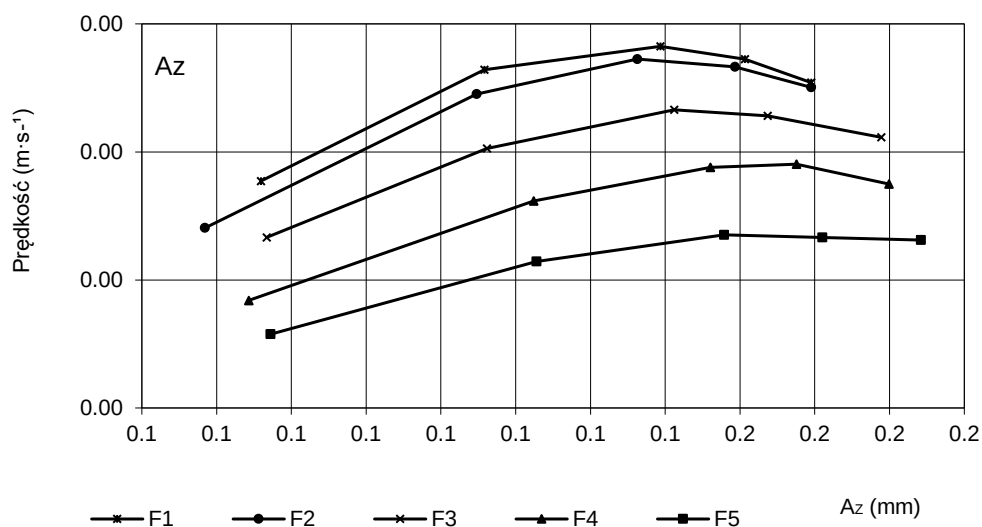
Rys.14. Zależność prędkości obwodowej materiału od $\text{ctg } \gamma$ [źródło: opracowanie własne]

Współczynnik podrzutu dla rynny drgającej o kołowej trajektorii amplitudy drgań jest ilorazem przyspieszenia pionowego sita i przyspieszenia ziemskiego, co określono wzorem:

$$K = \frac{A_z \cdot \omega^2 \cdot \sin \gamma}{g} = \frac{P}{g} \quad (22)$$



Rys.15. Współczynnik podrzutu dla ruchu pionowego sita (składowej pionowej ruchu wypadkowego)
[źródło: opracowanie własne]



Rys.16. Wpływ amplitudy drgań A_z na prędkość poruszania się materiału na sicie przesiewacza.

Jednym z kierunków dalszych prac badawczych dotyczących przesiewacza wibracyjnego jest wyznaczenie zależności opisującej prędkość obwodową poruszania się ziaren przesiewanego materiału na sicie przesiewacza.

5. Wnioski

Otrzymane wyniki badań stanowią podstawę do następujących stwierdzeń:

1. Na dynamikę pracy przesiewacza o masie 170 kg i maksymalnej sile wymuszającej ruch drgający równej 4060 N ma wpływ wartość użytej siły generującej ruch drgający przesiewacza oraz kąt γ - położenia motowibratorów bocznych. Badany przesiewacz powinien wykazywać maksymalną wydajność przy maksymalnej wartości siły dynamicznej generowanej przez motowibratory, dla której kąt γ jest zawarty od 40° do 50° , a najlepiej 45° (rys. 7). Wyniki te potwierdzono w badaniach procesowych, realizowanych w naszym Zakładzie w ramach pracy doktorskiej [11].
2. Na podstawie przedstawionych wyników badań wyznaczono równania opisujące amplitudę drgań kolumny przesiewacza, w zależności od kąta γ i siły wymuszającej jego ruch drgający :

Amplitudę drgań A_{xy} dla kierunku poziomego opisuje równanie:

$$A_{xy} = 0,735 \cdot p \cdot \sin \gamma, \text{ mm dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2=0,9342$$

Dla kąta 0° – dla pionowego położenia motowibratorów, na układ drgań skręcających w płaszczyźnie XY, wpływa zawieszenie sprężynowe.

$$A_{xy} = (0,524 + 0,177) \cdot p \cdot \sin \gamma, \text{ mm dla } 0^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2=0,9193$$

- Zależność amplitudy drgań pionowych Z dla ruchu drgającego, od siły wymuszającej wibracje i kąta położenia motowibratorów opisuje równanie:

$$A_z = 0,879 \cdot p \cdot \cos \gamma, \text{ mm dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2 = 0,8793$$

Dla kąta 90° – dla poziomego położenia motowibratorów, na układ drgań skrętnych w kierunku osi Z , wpływa zawieszenie sprężynowe tłumiące drgania.

$$A_z = (0,7051 + 0,1262) \cdot F_2 \cdot p \cdot \cos \gamma, \text{ mm dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2 = 0,9705$$

3. Równania opisujące przyspieszenia kolumny sitowej:

- zależność przyspieszenia drgań poziomych a_x dla ruchu drgającego, od siły wymuszającej wibracje i kąta położenia motowibratorów opisują równania:

$$a_x = 17,55 \cdot F_2 \cdot p \cdot \sin \gamma, \text{ m} \cdot \text{s}^{-2} \quad \text{dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2=0,9400$$

- Zależność przyspieszenia dla drgań pionowych a_z o amplitudzie A_z , od siły wymuszającej wibracje i kąta położenia motowibratorów opisują równania:

$$a_z = 21,47 \cdot p \cdot \cos \gamma, \text{ m} \cdot \text{s}^{-2} \quad \text{dla } 40^\circ < \gamma < 90^\circ \quad R^2=0,9000$$

- Prędkość obwodowa materiału badanego w przesiewaczu jest uzależniona od współczynnika podrzutu.
- Uzyskane w pracy wyniki pozwolą na ustalenie położenia motowibratorów przy których uzyska się najkorzystniejsze parametry pracy, czyli największą wydajność i sprawność przesiewacza oraz najmniejsze zapotrzebowanie energii.

Literatura

- Blechman I.: Synchronizacja dynamicznych systemów. Moskwa Nauka 1971.
- Poćwiardowski W., Kaniewska J.: Wpływ kąta ustawienia monowibratorów na amplitudę drgań pokładów sitowych przesiewacza wibracyjnego do nasion. Inżynieria Rolnicza, 2012; Z. 2(136) T. 1, S. 287-297.
- Poćwiardowski W.: Transition performance of individual carrot seeds fractions investigations through vibrating screens calibrator 13th International Conference on Developments In Machinery Design and Control. Book Of Extended Abstracts, 2009, 89-90.
- Poćwiardowski W., Wodziński P.: Przesiewanie materiałów biologicznych w przesiewaczach rotacyjnych. Rocznik Ochrony Środowiska, 2011, 13, 1115-1131.
- Poćwiardowski W., Wodziński P., Kaniewska J.: Investigation of the Rolling Screen, Górnictwo i Geoinżynieria, 2012, Kraków. 34/4, 143-148.
- Poćwiardowski W., Domoradzki M., Matuszek T., Żórawski D.: Charakterystyka pracy przesiewacza z dwoma wibratorami zsynchronizowanymi współbieżnie. Inżynieria Rolnicza, 2013, Nr 1 (141), 185-196.
- Poćwiardowski W., Domoradzki M., Kaniewska J., Żórawski D.: Dynamika kalibratora wibracyjnego zataczająco-śrubowego. Cz. I: Wpływ kąta położenia wibratorów na dynamikę i ruch na sicie. Inż. Ap. Chem., 2013, 52(3), 224-225.
- Poćwiardowski W., Domoradzki M., Kaniewska J., Żórawski D.: Dynamika kalibratora wibracyjnego zataczająco-śrubowego. Cz. II: Wpływ siły wymuszającej wibrację na dynamikę i ruch na sicie. Inż. Ap. Chem., 2013, 52(3), 226-227.
- <http://www.gkm.com.pl/przesiewacze-gkm-siebtechnik-gmbh/> - prospekt firmowy
- <http://v-tech.net.pl/vtech-menu/nasza-oferta/przesiewacze-wibracyjne-okragle-cedzaki-wibracyjne/> - prospekt firmowy

Młyny walcowe w procesach wstępnego i finalnego rozdrabniania surowców, rud i cementu

Jan Sidor – Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

Procesy rozdrabniania uziarnionych materiałów kruchych realizowane są w dwóch podstawowych przypadkach. W pierwszym przypadku jest to dezintegracja struktury zbioru ziaren lub pojedynczego ziarna materiału, zachodząca z niewielką prędkością ($0,2\div 5$ m/s), spowodowana quasistatycznym ściskaniem, w drugim - zachodzące z dużą szybkością ($30\div 100$ m/s) dynamiczne uderzanie. W tym przypadku rozdrabnianie zachodzi przez:

- uderzanie elementu roboczego kruszarki (młotka, bijaka) w swobodne ziarna, materiału oraz dodatkowo, uderzanie rozpędzonych ziaren materiału o nieruchomy element roboczy (płytę odbojową, wykładzinę strefy kruszenia, kowadło, ruszt),
- uderzanie rozpędzonych ziaren materiału o inne ziarna pozostające w spoczynku.

Pierwszy przypadek rozdrabniania zachodzi w kruszarkach szczękowych, stożkowych, walcowych, walcowo-szczękowych, młynach (prasach) walcowych. Drugi ma miejsce w kruszarkach: młotkowych, bijakowych, odśrodkowych i wibracyjnych [6, 13].

Wzrastające zastosowanie młynów walcowych powodują następujące przesłanki:

- dobre rezultaty ekonomiczne – obniżenie jednostkowych kosztów zapotrzebowania na energię w samym młynie,
- zwiększenie podatności na rozdrabnianie materiału w następnym etapie, przez wprowadzenie mikropęknięć w strukturze i na powierzchni ziaren,
- zwiększenie uzysku technologicznego w procesach przygotowawczych wzbogacania rud,
- obniżenie szkodliwości oddziaływania na otoczenie – mniejszy poziom ciśnienia akustycznego oraz obciążeń dynamicznych przekazywanych na podłoże, a także niższy poziom emisji pyłu oraz mniejsza ilość wydzielanego ciepła [9].

Sposób pracy tych młynów jest zbliżony do pracy kruszarek walcowych. Istotne różnice to znacznie mniejsza prędkość obwodowa walców ($0,5\div 2$ m/s), wielokrotnie większe: naciski na rozdrabniany materiał (dochodzące do 300 MPa), naciski na walce oraz obciążenia ich wałów, łożysk oraz konstrukcji wsporczej [8]. Budowa młynów adaptowana została z brykieciarek walcowych, w szczególności ich odmiany z gładkimi walcami zwanych – kompaktorami [24]. Prace nad tymi młynami, zwanymi też prasami walcowymi, rozpoczęto w latach 80. ubiegłego wieku. Podstawy teoretyczne dotyczące sposobu ich działania i pracy opracował prof. Klaus Schönert [8], który nazwał tę maszynę rozdrabniającą złożowym młynem walcowym (*Gutbett Walzenmühle*) [15].

W literaturze niemieckojęzycznej młyny te nazywane są: *Gutbett Walzenmühlen* [15], *Walzenmühlen* [4], *Hochdruck-Rollenpressen* [7], *Rollenpresse* [8] oraz *Walzenpresse* [21].

W literaturze anglojęzycznej nazywane są najczęściej: *high pressure grinding rolls* – HPGR [9, 23], ale funkcjonują także inne nazwy, to jest *high compression roller mills* [17], *roller presses* [12]. W literaturze polskiej młyn ten nosi nazwę: walcowy [2], prasa walcowa oraz wysokociśnieniowa prasa walcowa [10]. Najbardziej adekwatna nazwa do jego budowy, działania i zadania technologicznego to: wysokociśnieniowy młyn walcowy, ponieważ znane młyny walcowe użytkowane są w przemysłach ceramicznym i przetwórstwie zboża przy znacznie niższych naciskach i kilkukrotnie wyższej prędkości obwodowej walców [6].

Najbardziej rozpowszechnione są młyny walcowe o budowie opracowanej przez K. Schönerta. Młyny te tworzą dwa walce o tej samej średnicy, obracające się w przeciwnych kierunkach. Oprawy łożysk jednego z walców są ustalone w konstrukcji młyna, natomiast oprawy łożysk drugiego walca są przesuwne i podparte siłownikami układu hydraulicznego [8, 9, 11, 12]. Nadawa do rozdrabniania podawana jest grawitacyjnie pomiędzy obracające się walce, które obracając się rozdrabniają ją pomiędzy sobą.

W praktyce przemysłowej użytkowane są także inne konstrukcje tych młynów: BETA-MILL [1] w dwóch odmianach, HOROMILL [3, 19] i PREMILL [5].

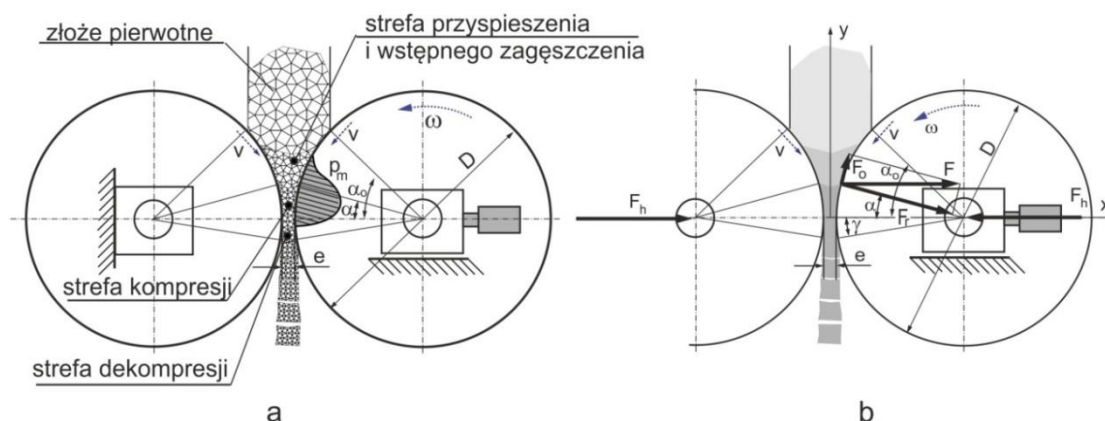
Problematyka młynów walcowych jest tak ważna, że była przedmiotem kilkunastu rozpraw doktorskich. W latach 1987-1996 w Technische Universität Clausthal w Niemczech zakończono 7 prac, w University of California w Berkeley w USA w latach 1992-1995 dwie prace, w 2010 roku powstały dwie prace (w Chile i w Republice Południowej Afryki w Uniwersytecie w Cape Town), jedna praca w 2013 na Uniwersytecie Columbia w USA, a najnowsza w 2014 roku w Technicznym Uniwersytecie w Irkucku w Rosji.

W Polsce młyny walcowe zastosowano w przemyśle cementowym do rozdrabniania klinkieru cementowego oraz wapna palonego w przemyśle wapienniczym. Ze względu na korzystne parametry tych młynów należy się spodziewać wzrostu zainteresowania nimi przez przemysł górniczy. Bariery są ich wysokie koszty inwestycyjne.

2. Podstawy rozdrabniania w młynach walcowych wysokociśnieniowych

Najczęściej produkowany i stosowany jest klasyczny wysokociśnieniowy młyn walcowy, zwany dalej młynem walcowym. Dlatego szczególną uwagę zwrócono na technologię rozdrabniania, zastosowaną w tym młynie.

Na rysunku 1 zamieszczono schemat procesu rozdrabniania w młynie walcowym ze stanem obciążenia walców roboczych.



Rys.1. Schemat procesu rozdrabniania w młynie walcowym: a – rzeczywisty stan obciążenia walca, b – uproszczony stan obciążenia walca, D – średnica walców, F – siła oddziaływania (rozdrabniania), F_r – składowa promieniowa siły F, F_o – składowa obwodowa siły F, e – szczelina pomiędzy walcami, F_h – siła generowana przez siłownik, v – prędkość obwodowa walców, ω – prędkość kątowa walców, α_o – kąt chwytu nadawy, α – kąt strefy zgniotu, γ – kąt dekompresji [źródło: opracowanie własne]

Oba walce młyna mają takie same wymiary i obracają się z tą samą prędkością kątową w przeciwnych kierunkach. Każdy z walców ma odrębny układ napędowy, składający się z silnika, przekładni zębatej, a tę samą prędkość obrotową obu walców uzyskuje się przez zastosowanie dodatkowej synchronizacyjnej przekładni zębatej. Układ sterowania pracą

młyna zapewnia stabilizację podstawowych parametrów to jest: szczeliny pomiędzy walcami, momentu napędowego, położenia osi geometrycznych walców, wydajności.

W pierwszych konstrukcjach młynów walcowych, które zastosowano w latach 80. ubiegłego wieku, naciski rozdrabniania nie przekraczały 100 MPa [17]. Dzięki postępowi w inżynierii materiałowej w zakresie nowych tworzyw konstrukcyjnych, z których wykonywane są walce robocze młynów, obecnie uzyskuje się naciski dochodzące do 300 MPa [20, 21], a młynów laboratoryjnych do 1000 MPa [11].

W procesie dezintegracji materiału w prasie walcowej wyróżnia się trzy fazy [8, 15, 16]:

- wstępne zagęszczanie ziaren materiału tworzących złożę. Wówczas ziarna przemieszczają się wzajemnie do momentu położenia, w którym złożę materiału tworzy stabilne *continuum*, ułatwiające propagację obciążeń destrukcyjnych od powierzchni walców do rozdrabnianego materiału,
- faza odkształcania ziaren, w której ziarna materiału rozdrabniają się wzajemnie wskutek obciążeń przekraczających ich wytrzymałość,
- faza finalnego prasowania złoża ziaren, które zachodzi w strefie najmniejszej szczeliny pomiędzy walcami. Wówczas proces dezintegracji ziaren zachodzi z bardzo niewielką prędkością, natomiast wysokie naciski powodują defekty powierzchniowe i wewnętrzne ziaren, co zwykle ułatwia ich rozdrabnianie w następnym etapie.

Wydajność Q młyna walcowego oblicza się wyrażenia [17]:

$$Q = e L v (1-\varepsilon) \rho, \text{ kg/s}, \quad (1)$$

Gdzie: e - szczelina pomiędzy walcami, m,
 L – długość walców, m,
 v – prędkość obwodowa walców, m/s,
 ε – średnia porowatość materiału w strefie szczeliny [-],
 ρ – gęstość materiału, kg/m³.

Zapotrzebowanie mocy P (kW) na rozdrabnianie złoża materiału opisuje wyrażenie:

$$P = 0,001 M \omega, \text{ kW} \quad (2)$$

Gdzie: M – moment obrotowy niezbędny do obracania walców, Nm,
 ω – prędkość kątowna walców, rad/s.

Przyjmując uproszczony stan obciążenia walca (rys. 2b), czyli zastępując rozkład obciążeń walca (rys. 2a) zastępczą siłą F rozłożoną na siłę promieniową F_r oraz obwodową F_o , moment siły M niezbędny do napędu walca wyznaczyć można z wyrażenia:

$$M = 2 F D/2 \sin \alpha \quad (3)$$

Ze względu na fakt, że kąt α jest niewielki ($5^\circ \div 7^\circ$) z zadowalającym przybliżeniem można przyjąć zależność:

$$\sin \alpha \approx \alpha \quad (4)$$

Wówczas moment siły określa uproszczone wyrażenie:

$$M = 2 F D/2 \alpha \quad (5)$$

Siłę nacisku wywieraną na oprawy łożysk walca przesuwne F_h , generowaną przez siłowniki hydrauliczne można obliczyć z wyrażenia:

$$F_h = S \cdot p \cdot n \quad (6)$$

Gdzie: S - przekrój nurnika dociskającego wałek przesuwny, m^2 ,
 p – ciśnienie w cylindrze, MPa,
 n - liczba nurników dociskających oprawę łożyska walca.

Siła F przy pominięciu strat tarcia opraw łożysk w prowadnicach generowana jest przez napęd walców oraz przez układ docisku walców.

Ze względów technologicznych najważniejszym parametrem porównawczym pracy młyna jest nacisk jednostkowy p_w , wywierany przez walce na rozdrabniany materiał, wyrażony w MPa, a często w N/mm^2 .

$$p_w = \frac{F}{1000 D L} \quad (7)$$

Parametr ten ułatwia porównanie możliwości technologicznych różnych młynów. Przyjęte uproszczenie wynika z założenia równomiernego rozkładu nacisku na całą powierzchnię walców biorących udział w procesie rozdrabniania. Obliczony w ten sposób nacisk jednostkowy wynosi 3÷6 MPa, co oznaczałoby, że nie można rozdrabniać wapieni o wytrzymałości na ściskanie $R_c = 40\div 150$ MPa, rud miedzi o $R_c = 45\div 190$ MPa, czy klinkieru o wytrzymałości na ściskanie 30÷60 MPa.

Natomiast, jeśli uwzględnimy rzeczywistą powierzchnię rozdrabniania walców dla kąta α , która jest kilkakrotnie mniejsza od powierzchni wynikającej z iloczynu D i L , rzeczywiste naciski będą wynosić 300 MPa, a nawet więcej.

Niemniej jednak z pewnym uproszczeniem można przyjąć, że im wyższe wartości przyjmuje uśredniony nacisk jednostkowy p_w dla młyna, tym młyn ma większe siły nacisku, a tym samym większe możliwości technologiczne.

Wartość nacisku jednostkowego jest bardzo ważna zarówno dla procesu rozdrabniania, jak również dla konstrukcji młyna walcowego, w szczególności zapotrzebowania mocy przez młyn oraz żywotności walców. Na nacisk jednostkowy mają wpływ parametry konstrukcyjne młyna: średnica i długość walców, rodzaj ich powierzchni roboczej (gładka, z występami, profilowana), własności fizyczne rozdrabnianego materiału, zwłaszcza współczynnik tarcia oraz parametr kinematyczny. Prędkość obrotowa walców, zwykle nie jest brana pod uwagę.

W rozdziale [10] przedstawiono przegląd zależności na wyznaczenie nacisku jednostkowego opracowanych przez Schönerta, Neumana, Unlanda, Schwechтена, Schmitza oraz Feige'go. Wyznaczono również zależność do obliczeń powierzchni przekroju poprzecznego strefy zgniotu materiału w postaci:

$$A_f(\alpha) = R^2 \tan \alpha - 2\pi R^2 \frac{\alpha}{360} + R e \tan \alpha \cos \alpha$$

Gdzie: $A_f(\alpha)$ – powierzchnia przekroju poprzecznego strefy zgniotu, m^2 ,
 R – promień walca, m.

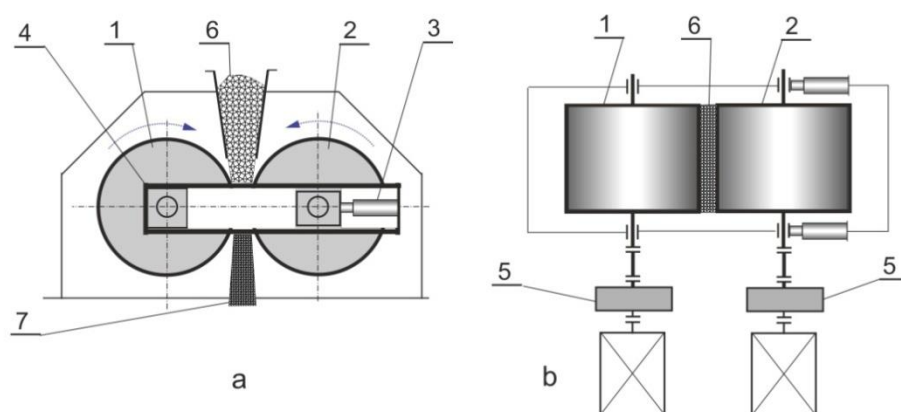
Iloczyn powierzchni przekroju strefy zgniotu i długości walców jest objętością materiału podlegającego procesowi rozdrabniania.

Młyny walcowe stosuje się głównie na wstępnym stopniu rozdrabniania, drugim stopniem jest młyn kulowy, mieszadłowy lub udarowy. Ze względu na udarowy sposób mielenia szczególnie przydatny powinien być młyn wibracyjny. Młyny walcowe produkuje kilka wiodących firm głównie z Niemiec, USA, Francji, Danii, Czech, a także Japonii i Chin.

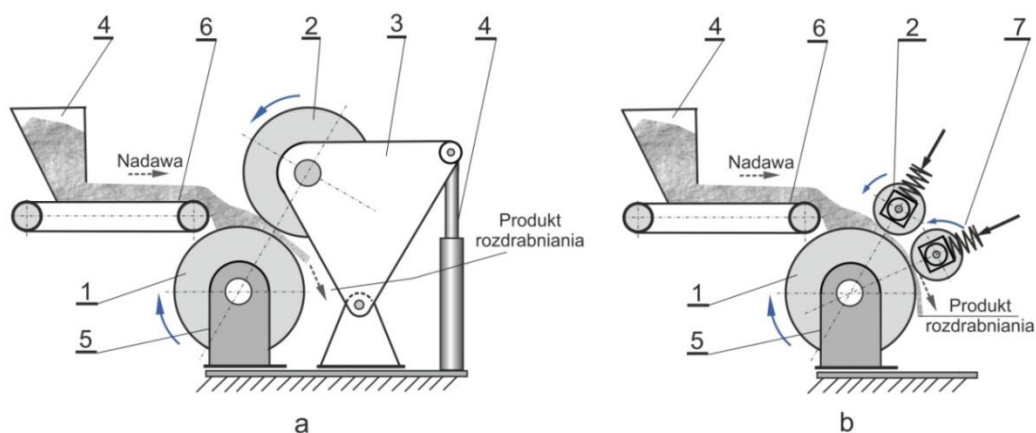
3. Klasyfikacja młynów walcowych

W przemyśle stosuje się cztery rozwiązania konstrukcyjne młynów walcowych:

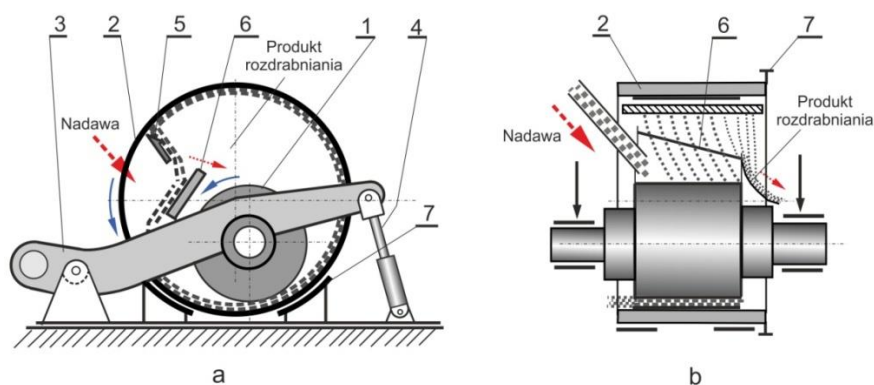
- klasyczny młyn walcowy HPGR z dwoma jednakowymi walcami, których osie geometryczne usytuowane są w płaszczyźnie poziomej [2, 9, 12, 17]. Walce napędzane są z odrębnych napędów, a ich prędkość obrotowa nie jest synchronizowana (rys. 2),
- młyn z dwoma walcami, o tej samej średnicy o osiach geometrycznych usytuowanych w płaszczyźnie pochylonej do poziomu pod kątem ostrym - BETA-MILL [3] (rys. 3). Młyn ten produkowany jest w dwóch wersjach, z dwoma walcami roboczymi o tej samej średnicy z których jeden ma wahliwe oprawy łożysk (rys. 3a) oraz trzema walcami roboczymi, z których walce dociskane mają mniejsze średnice od walca głównego o nieruchomych oprawach łożysk (rys. 3b). Wersja ta nosi handlową nazwę Multi Roller,
- młyn z jednym walcem umieszczonym wewnątrz walcowej komory, dociskany do wewnętrznej powierzchni komory układem hydraulicznym. Jest to tzw. HOROMILL [19], w którym proces mielenia zachodzi pomiędzy walcem a komorą (rys. 4). Jest to całkowicie odmienna konstrukcja, w której drugi walec zastąpiono komorą, dzięki czemu uzyskano możliwość: rozdrabniania materiału o „grubszym” uziarnieniu, pneumatycznego odprowadzania najdrobniejszej klasy ziarnowej z młyna oraz kontrolowanego za pomocą wagi przepływowej kierowania nadziarna do strefy mielenia. Taką korzystną możliwość ma tylko ten młyn,
- młyn z jednym głównym walcem roboczym, do którego dociskane są trzy walce o osiach geometrycznych równoległych do osi geometrycznej walca. Materiał rozdrabniany jest kolejno przez trzy rolki o znacznie mniejszej średnicy od walca głównego. Młyn ten, produkowany jedynie przez czeską firmę PSP Engineering, nosi nazwę PREMILL [5] – rys. 5. Walec główny roboczy o największej średnicy napędzany jest tutaj bezpośrednio z przekładni zębatej głównej, natomiast trzy walce (rolki), o ponad połowę mniejszej średnicy, rozdrabniające kolejno warstwę materiału, napędzane są przez przekładnię łańcuchową z koła czynnego, usytuowanego na wale przekładni głównej.



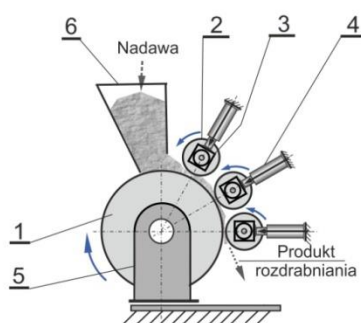
Rys.2. Schemat budowy i działania typowego młyna walcowego wysokociśnieniowego (HPGR): a –widok z boku, b –widok od góry, 1 – walec z ustalonymi oprawami łożysk, 2 – walec z przesuwными oprawami łożysk, 3 - układ hydrauliczny podparcia walca, 4 – konstrukcja wsporcza prasy, 5 – napęd walca, 6 – wlot nadawy, 7 – wylot produktu rozdrabniania (źródło: opracowanie własne)



Rys.3. Schemat budowy i działania młynów walcowych Beta-Mill: a – standardowego dwuwalcowego, b – typ MR z trzema walcami, 1 – wałek dolny z nieruchomymi oprawami łożysk, 2 – wałek górny z ruchomymi oprawami łożysk, 3 – dźwignia, 4 – układ hydrauliczny, 5 – wspornik walca dolnego, 6 – dozownik taśmowy, 7 - układ docisku rolek młyna typu MR (źródło: opracowanie własne na podstawie [1, 3])



Rys.4. Schemat budowy i działania młyna HOROMILL: a – widok z boku, b – przekrój młyna, 1 – wałek dolny z ruchomymi oprawami łożysk, 2 – obrotowa komora, 3 – dźwignia, 4 – układ hydrauliczny, 5 – zgarniak, 6 – płyta odbojowo-regulacyjna, 7 – koło zębate (źródło: opracowanie własne na podstawie [19])



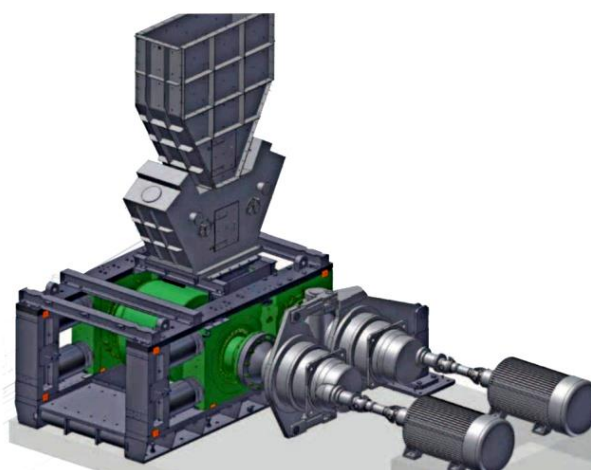
Rys.5. Schemat budowy i działania młyna PREMILL: 1 – wałek główny dolny ze stałymi oprawami łożysk, 2 – walce górne, 3 – oprawy ruchome, 4 – układ hydrauliczny docisku rolek, 5 – konstrukcja wsporcza głównego walca, 6 – zbiornik nadawczy (źródło: opracowanie własne na podstawie [5])

4. Rozwiązania konstrukcyjne i podstawowe parametry młynów walcowych

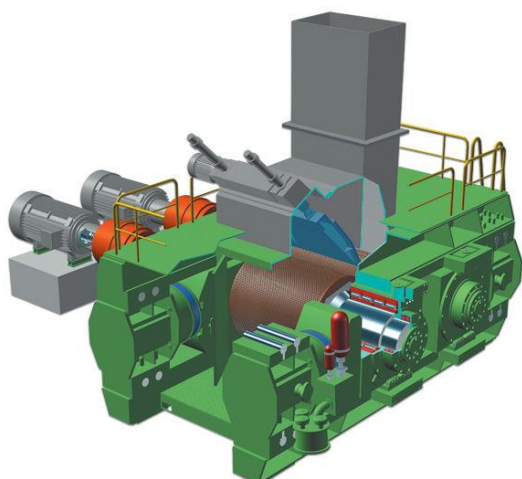
Przykłady rozwiązań konstrukcyjnych najbardziej znanych i stosowanych młynów walcowych HPGR zamieszczono na rysunkach 6-9.



Rys.6. Młyn walcowy firmy FLSchmidt [18] - wirtualny model



Rys.7. Młyn walcowy firmy Polysius [23] - wirtualny model

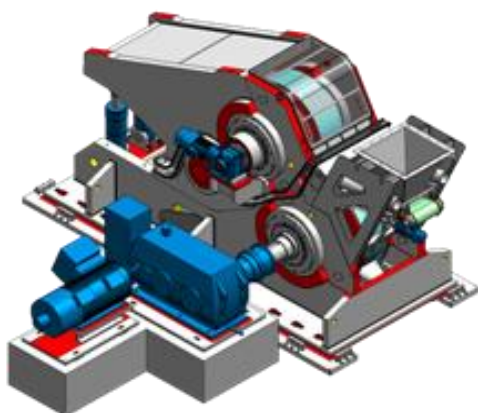


Rys.8. Młyn walcowy firmy KHD [20] - wirtualny model



Rys.9. Młyn walcowy firmy Köpern [21] podczas montażu

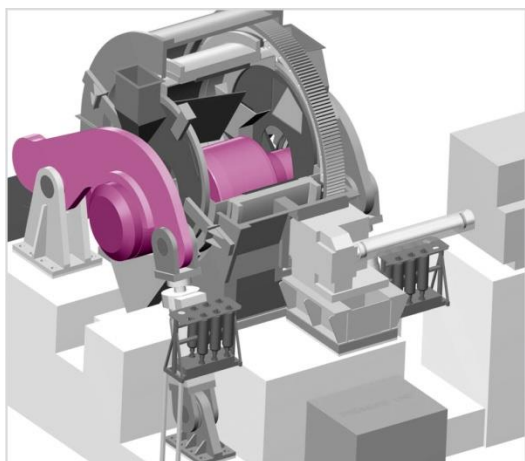
Rozwiązania konstrukcyjne mniej znanych młynów walcowych zamieszczono na rysunkach 10-15.



Rys.10. Młyn walcowy BETAMILL - firmy Cmpag [1, 3] - wirtualny model



Rys.11. Młyn walcowy BETAMILL firmy Cmpag [1, 3]



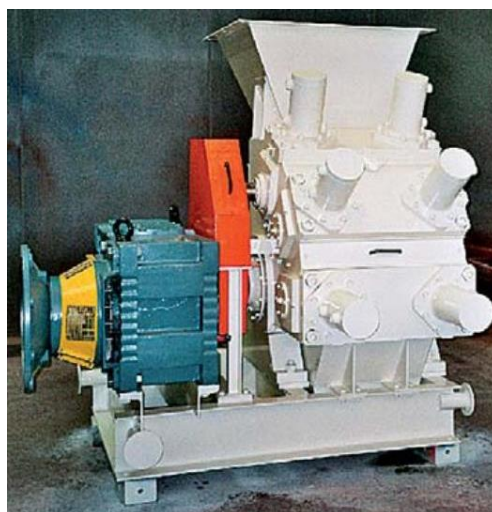
Rys.12. Młyn walcowy HOROMILL - firmy Fives FCB [19] - wirtualny model



Rys.13. Młyn walcowy HOROMILL firmy Fives FCB [19]



Rys.14. Młyn walcowy PREMILL firmy PSP [5] – wirtualny model



Rys.15. Młyn walcowy PREMILL firmy PSP [5] – widok młyna

5. Podstawowe parametry młynów walcowych

W przypadku młynów walcowych typu HPGR oferowany jest szeroki asortyment maszyn o bardzo podobnej budowie, ale różniących się głównie szczegółowymi rozwiązaniami konstrukcyjnymi ramy młyna, napędu oraz układu dozowania nadawy. W tabelach 1-3 przedstawiono podstawowe parametry młynów produkowanych przez firmy Polysius (Koncern Thyssenkrup [10]), Metso [22] oraz KHD Humboldt Wedag [24].

W tabelach 4-6 zaprezentowano parametry mniej znanych, ale stosowanych w przemyśle młynów, to jest BETAMILL, HOROMILL oraz PREMILL.

Podstawowe parametry techniczne młynów Polycom firmy Polysius [23]

Tabela 1

Wielkość	0	2	4	5	7	9
Typ	9/7	11/8	14/8	17/14	20/15	26/18
Średnica walców, mm	950	1100	1400	1200	2000	2600
Długość walców, m	650	800	800	1700	1500	1750
Siła rozdrabniania, kN	2700	3400	4300	8600	13 500	20 000
Moc silnika, kW	2 x 220	2x450	2x800	2x1600	2x2500	2 x 3400

Podstawowe parametry techniczne młynów firmy Metso [22]

Tabela 2

Model	Wymiary walców: średnica x długość , mm	Maksymalna zainstalowana moc, kW
HR 800	730 x 500	2 x 132
HRC 1000	1000 x 625	2 x 260
HRC 1200	1200 x 750	2 x 440
HRC 1700	1700 x 1000	2 x 900
HRC 2000	2000 x 1500	2 x 1900
HRC 2600	2600 x 1750	2 x 3700
HRC 3000	3000 x 2000	2 x 5700

Podstawowe parametry techniczne młynów firmy KHD Humboldt Wedag [20]

Tabela 3

Typ	Wymiary walców, m		Wydajność, Mg/h	Masa, Mg
RPS7- 140/110	1,400	1,100	400-900	94
RPS 10- 170/110	1,700	1,100	600- 1300	122
RPS 13-170/140	1,700	1,400	800- 1600	160
RPS 13 - 170/180	1,700	1,800	1000-2100	171
RPM 18-200/180	2,000	1,800	1400-2900	238
RPM 20 - 260/200	2,600	2,000	2600 - 5400	321
RPM 24 - 300/200	3,000	2,000	3500 - 7200	397
RPM 27 - 300/220	3,000	2,200	3900 - 8000	424

Podstawowe parametry techniczne młynów BETAMILL firmy Cmpag [1, 3]

Tabela 4

Typ	Średnica górnego walca, mm	Średnica dolnego walca, mm	Długość walców, mm	Masa młyna, Mg	Wydajność, Mg/h
BM 250	1 250	1 250	250	68	90
BM 375	1 250	1 250	375	71	135
BM 500	1 800	1 800	500	140	180
BM 750	1 800	1 800	750	145	270
BM 1250	2 100	2 100	1 250	318	450
BM 1500	2 100	2 100	1 500	381	540
BM 1750	2 100	2 100	1 750	445	630

Podstawowe parametry techniczne młynów HOROMILL firmy Fives FCB przy mieleniu cementów, żużla hutniczego i surowca do produkcji cementu, S – powierzchnia właściwa cementu wg Blaine’a, p.n.s. – pozostałość na sicie [19]

Tabela 5

Materiał →	Cement I, S, cm ² /g Blaine		Cement II/A-L, S, cm ² /g Blaine		Żużel, S, cm ² /g Blaine		Surowiec cementowy, <10 % p.n.s. 90 μm
Pow. właściwa →	3000	4000	3500	4500	3500	4500	
Typ młyna	Wydajność młyna, Mg/h						
2000	20	12	26	16	14	10	55
2400	34	20	40	28	24	16	90
2800	50	30	60	42	36	24	135
3600	100	60	120	80	70	48	260
4400	160	95	195	130	115	80	420
Twin 3800	230	140	280	190	160	112	600
Twin 4400	320	190	390	260	230	160	840
Twin 4600	350	220	440	290	260	170	940

Podstawowe parametry techniczne młynów PREMILL firmy PSP [5]

Tabela 6

Typ młyna	Średnica walca głównego, mm	Średnice walców górnych, mm	Długość walców, mm	Moc, kW	Wydajność, Mg/h	Masa, kg
PM 370	370	125	60	10	2,0	1000
PM 500	500	175	110	26	5,5	2150
PM 650	650	240	220	70	15,0	5200
PM 800	800	320	350	120	30,0	9650

W tabeli 7 podano zakresy głównych parametrów młynów HPGR produkowanych obecnie w przemyśle górnictwym, ceramicznym (spoiw mineralnych) oraz chemicznym.

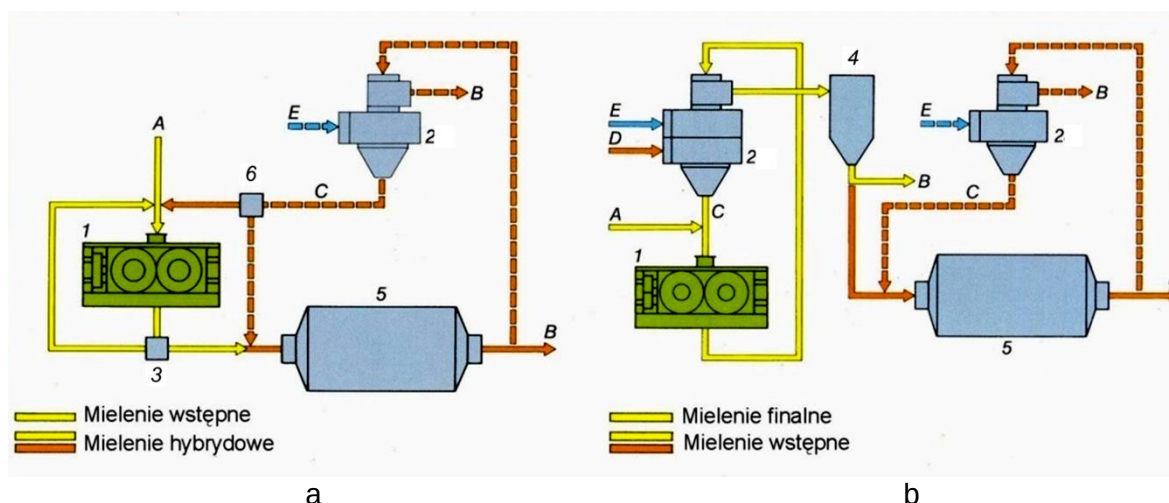
Podstawowe parametry techniczne przemysłowych młynów HPGR

Tabela 7

Parametr	Minimum	Maksimum
Średnica robocza walca., m	0,75	3,0
Długość robocza walca, m	0,25	2,2
Zabudowa młyna: długość x szerokość, m	3,8 x 3,0	13,65 x 7,75
Wysokość instalacji, m	2,0	5,2
Wydajność, Mg/h	10	8 000
Moc zainstalowana, kW	2 x 100	2 x 5700
Masa młyna, Mg	20	500

6. Układy mielenia z młynami walcowymi

Na rysunku 16 zamieszczono dwa typowe układy mielenia, w których zastosowano młyn walcowy [19]. W układzie na rysunku 16 a młyn walcowy zastosowano jako młyn wstępny, natomiast na rysunku 16 b młyn walcowy wytwarza także część produktu finalnego.



Rys.16. Układy mielenia z młynem walcowym: a – z młynem walcowym jako młyn wstępny, b – z młynem walcowym wytwarzającym część produktu finalnego, 1 – młyn walcowy, 2 – separator, 3 – klasyfikator ziarnowy, 4 – zbiornik, 5 – młyn kulowy, 6 – dwudrożny zesyp, A – nadawa, B – produkt finalny, C – zawrót, D – gaz suszący, E – powietrze

Młyn walcowy najczęściej użytkowany jako młyn wstępny, pracuje w cyklu otwartym, lub zamkniętym z klasyfikatorem ziarnowym (przesiewaczem), w dwustopniowym układzie rozdrabniania. W drugim stopniu takiego układu może znajdować się młyn: grawitacyjny kulowy – pracujący w cyklu zamkniętym, mieszadłowy pracujący w cyklu otwartym lub zamkniętym, w którym mielenie odbywa się na mokro, a klasyfikatorem ziarnowym jest hydrocyklon. Przy mieleniu na sucho na drugim stopniu może być także młyn młotkowy.

Młyn walcowy stosuje się również jako młyn wytwarzający produkt finalny, pracujący w cyklu zamkniętym z klasyfikatorem ziarnowym, najczęściej separatorem pneumatycznym [19], a także w układzie z separacją na wlocie [23] – np. przy mieleniu rud żelaza [20].

W pracy [14] przedstawiono korzyści energetyczne wynikające z zastosowania młynów walcowych w stosunku do tradycyjnego układu rozdrabniania rud (krusząca stożkowa + młyn kulowy).

7. Podsumowanie

W ostatnich trzydziestu latach wzrosło zainteresowanie przemysłu młynami walcowymi, pracującymi przy małych prędkościach rozdrabniania (poniżej 2 m/s) oraz przy bardzo wysokich naciskach, przekraczających 300 MPa. Głównymi zaletami tych młynów są:

- mniejszy jednostkowy pobór energii, nawet do 30 %, przy jednoetapowym rozdrabnianiu oraz zmniejszenie poboru energii przy dwuetapowym rozdrabnianiu – przez wprowadzenie defektów wewnętrznych i powierzchniowych ziaren,
- zwiększenie uzysku technologicznego w procesach wzbogacania rud przez uzyskiwanie ziaren rudy bardziej podatnych na flotację,
- poprawa warunków BHP – dzięki generowaniu hałasu o niższym poziomie ciśnienia akustycznego oraz mniejszych sił dynamicznych przekazywanych na fundament,

- obniżenie kosztów odpylania przez mniejszą emisję pyłu, a także mniejszą ilość ciepła przekazywanego do otoczenia.

Podstawowym rozwiązaniem konstrukcyjnym młynów walcowych są młyny z dwoma walcami o jednakowych średnicach, nazywanymi w skrócie HPGR. Produkowane są jeszcze trzy inne warianty tego młyna: BETAMILL, HOROMILL, głównie dla przemysłu cementowego oraz PREMILL – typoszereg młynów o najmniejszej wydajności.

Rozwój konstrukcji młynów walcowych był możliwy dzięki postępowi w inżynierii materiałowej i zastosowaniu metalicznych tworzyw o zwiększonej odporności na zużycie abrazyjne przy znacznych naciskach. Producenci oferują bardzo szeroki asortyment młynów o wydajności od kilku do około ośmiu tysięcy Mg/h oraz mocy od kilkudziesięciu kW do ponad 10 MW. Informacje zawarte w tab. 1-6, podawane przez poszczególnych producentów młynów o ich parametrach technologicznych i technicznych nie są spójne, dlatego młyny różnych producentów trudno wzajemnie porównać. Zróżnicowanie to uwarunkowane jest głównie polityką ochrony własnych rozwiązań.

W większości przypadków młyny walcowe stosowane są w procesach rozdrabniania na sucho w pierwszym stadium w dwustadialnych układach rozdrabniania. Wówczas w drugim stadium rozdrabniania w tych układach stosowane są najczęściej młyny grawitacyjne pracujące na sucho w cyklu zamkniętym z separatorem pneumatycznym.

Przy mieleniu rud w celu ich wzbogacenia młyn walcowy w pierwszym stadium pracuje na sucho, natomiast w drugim stadium jako młyn domielający na mokro stosuje się młyn: grawitacyjny kulowy, SAG, AG lub mieszadłowy, przy czym młyny te pracują zwykle w cyklu zamkniętym z klasyfikatorem ziarnowym.

Młynów walcowych nie stosuje się do rozdrabniania materiałów, które mają właściwości oblepiania walców.

Literatura

1. cmpag.com/cmpag/beta-mill.php
2. Drzymała Z., Dzik T., Guzik J., Kaczmarczyk S., Kurek B., Sidor J.: Badania i podstawy konstrukcji młynów specjalnych, PWN Warszawa 1992, 213 str. ISBN 83-01-10671-9.
3. Fard, A. M.; Schwingel, J.: Operational Experience with the Revolutionary Pressure Grinding Technology – BETA Mill. 11 th NCB Seminar on Cement and Building Materials, 17–20 November 2009 Delhi, India.
4. Feige F.: Untersuchungen zur Feinzerkleinerung von Kalkstein in einer schnelllaufenden Walzenmühle Zement-Kalk-Gips, 1980, No 5 S. 223-225.
5. Horizontal Roller Mill PREMILL www.pspengineering.cz.
6. Höffl K.: Zerkleinerungs- und Klassiermaschinen. Leipzig, VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie 1985.
7. Kellerwessel H.: Betriebsergebnisse von Hochdruck-Rollenpressen, Aufbereitungs-Technik, 1986, No 10, S. 555-559.
8. Kellerwessel, H.: Eine Monografie über Grundlagen und Praxis der Gutbettzerkleinerung mit Rollenpressen KHD Humboldt Wedag AG Forschungs- und Entwicklungsberichte, 3 1989, p 1-53
9. Morley C.: HPGR in hard rock applications. Mining Magazine. September 2003, p. 118–127.
10. Naziemiec Z., Saramak D.: Analiza zmian obciążenia materiału w strefie zgniotu pras walcowych, Górnictwo i Geoinżynieria, 2009, Rok 33, Z. 4, s. 221-234
11. Roller Press or HPGR (High Pressure Grinding Rolls) An Alternative Grinding Circuit, HPGR Familiarization Seminar, quebecmines.mrn.gouv.qc.ca/s08_02_christensen 2014.

12. Rosemann H.: Investigations on the use of a Roller Press for the Fine Grinding of Cement in Lägerdorf works Mill-Seminar, Skövde, 19-22 September 1989.
13. Sidor J.: Possible use of the vibration jaw crusher for process of preparing the recycling & utilization of ceramic waste products, Polish Journal of Environmental Studies, vol. 16, No 3B 2007, p. 451-454, ISSN 1230-1485.
14. Sidor J.: Nowe młyny i układy mielenia w technologii rozdrabniania rud i surowców mineralnych: Monografia Komeko 2013: Innowacyjne i Przyjazne dla Środowiska Techniki i Technologie Przeróbki Surowców Mineralnych, Red. Nauk.: A. Klich, A. Koziół; Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013, s. 267–279.
15. Schönert K., Knobloch, O.: Mahlen von Zement in der Gutbett-Walzenmühle, Zement-Kalk-Gips, 1984, No 11, S. 563-568.
16. Schönert, K.: A First Survey of Grinding with High-Compression Roller Mills. International Journal of Mineral Processing, April 1988, 22 (1-4), p. 401-412.
17. Schwechten D., Schönert, K.: Wet Operation of High Compression Roller Mills 1. World Congress Particle Technology "PARTEC", Nürnberg, 16-18 April 1986.
18. www.flsmidth.com
19. www.fivesgroup.com
20. www.khd.com
21. www.koeppern-international.com
22. www.metso.com
23. www.thyssenkrupp-industrial-solutions.com
24. www.tessa.eu/Pl/produkt/kompaktory_walcowe

Rozdrabniacz produktów filtracji MR300 konstrukcji ITG KOMAG

Michał Zuba, Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Urządzenia do rozdrabniania znajdują szerokie zastosowanie w wielu gałęziach przemysłu. W związku z rosnącymi potrzebami i wymaganiami użytkowników, następuje ciągły rozwój maszyn oraz ich doskonalenie. Konsekwencją jest powstawanie grup maszyn specjalizowanych, które są dedykowane i optymalizowane pod kątem przeróbki konkretnych materiałów. Dotyczy to również produktów filtracji.

Odwodnianie drobnoziarnistych produktów wzbogacania jest realizowane za pomocą pras filtracyjnych. W procesie filtracji następuje wydzielenie z koncentratu cząstek stałych pod wpływem ciśnienia wywieranego na zawieszinę i filtr. Prasy filtracyjne stosowane są między innymi w zakładach mechanicznej przeróbki węgla, przy wzbogacaniu rud, w oczyszczalniach ścieków oraz w przemyśle spożywczym [7,8].

Wilgotność odwodnionego materiału, tzw. placka filtracyjnego wynosi [7,8]:

- 33,0÷80,0 % dla osadów pogalwanicznych,
- 13,5÷20,0 % dla koncentratów miedzi,
- 18,0÷30,0 % dla odwodnionych drobnoziarnistych produktów wzbogacania węgla.

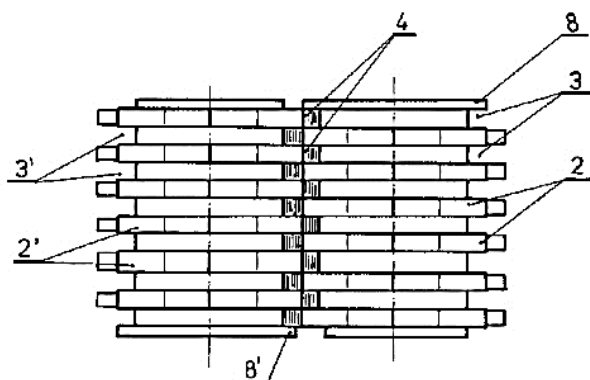
W związku z rosnącymi wymaganiami producentów paliw wieloskładnikowych odnośnie do wielkości sortymentu oraz jakości dostarczanego materiału, w celu uzyskania odpowiedniego produktu handlowego, koniecznym jest rozdrabnianie placków filtracyjnych otrzymywanych w procesie odwadniania drobnoziarnistych produktów wzbogacania węgla [10].

Ocenę obecnego procesu rozdrabniania tzw. placków filtracyjnych można scharakteryzować następująco [13]:

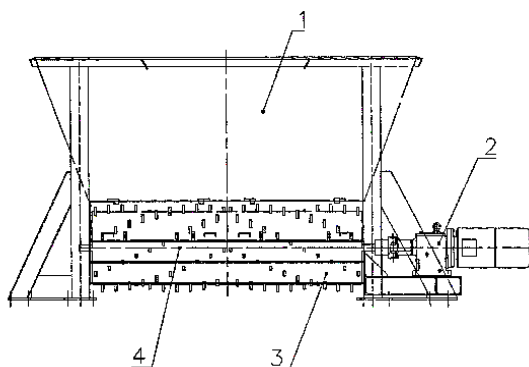
- stosuje się grawitacyjne rozbijanie placków filtracyjnych na rusztach,
- istnieją nieliczne rozwiązania własne zakładów przeróbczych oraz nieliczne wzory użytkowe,
- brak jest grupy maszyn dedykowanych,
- efekty rozdrabniania są niezadowalające – występuje problem z uzyskaniem odpowiedniej granulacji wyjściowej produktu.

2. Obecnie stosowane rozwiązania

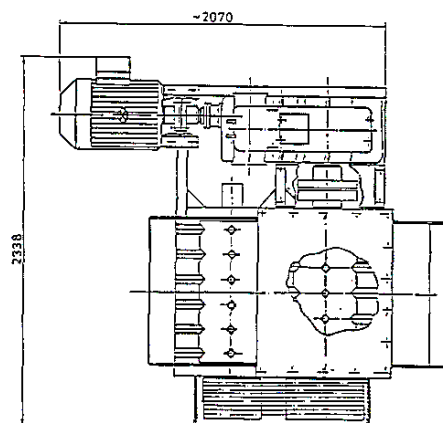
Na rynku nie występuje grupa maszyn dedykowanych do rozdrabniania tzw. placków filtracyjnych. Istnieją nieliczne wzory użytkowe maszyn dedykowanych (rys.1÷3), jednak nie są one powszechnie stosowane. Maszyny o podobnej zasadzie działania (rys.4÷6) są obecnie wykorzystywane z powodzeniem w pozagórnich gałęziach przemysłu (niektóre z tych urządzeń przewidują opcjonalne rozdrabnianie produktów filtracji). Należy jednak stwierdzić, że na chwilę obecną, pomimo opcjonalności rozdrabniania placków filtracyjnych, maszyny te nie są powszechnie stosowane w zakładach przeróbki węgla. [9÷13].



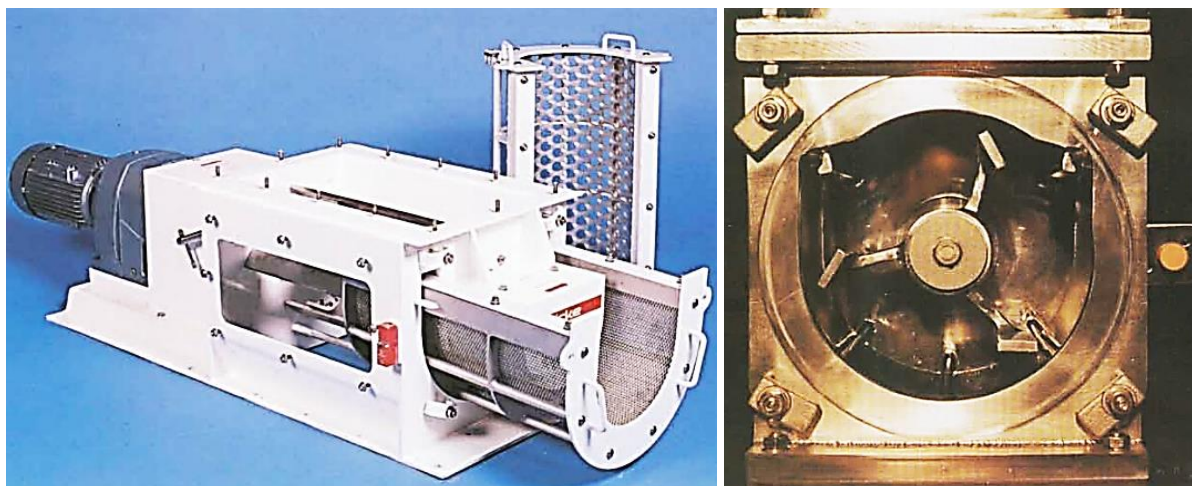
Rys.1. Rysunek patentu "Urządzenie do rozdrabniania odwodnionego drobnoziarnistego materiału, zwłaszcza mułu węglowego," [3]



Rys.2. Rysunek wzoru użytkowego "Walcowy rozdrabniacz mułu" [4]



Rys.3. Mieszalnik - rozdrabniacz MR konstrukcji ITG KOMAG [10]



Rys.4. Rozdrabniacz typu Nibbler firmy Gericke [14]



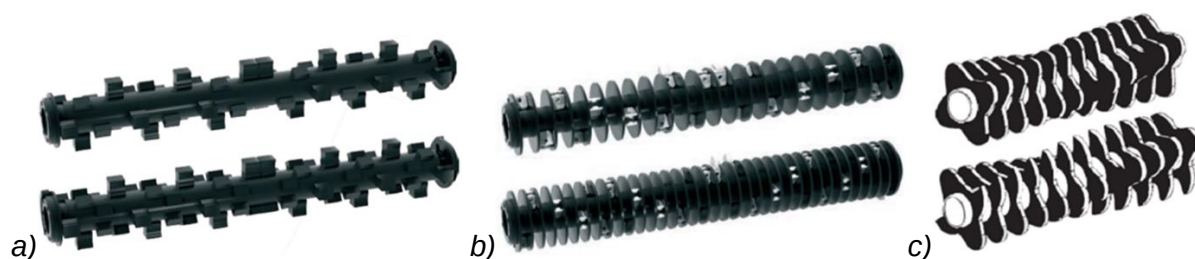
Rys.5. Rozdrabniacz typu DLP firmy WAMGROUP [16]



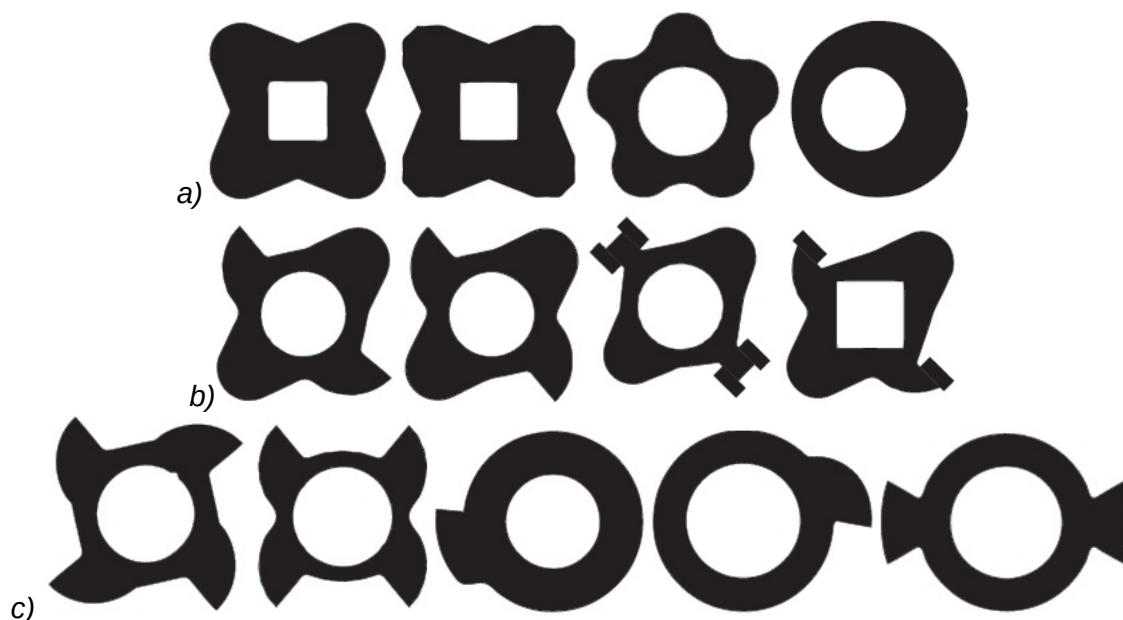
Rys.6. Łyżka krusząco-przesiewająca fińskiej firmy REMU [15]

W maszynach pracujących obecnie w pozagórnich gałęziach przemysłu jako elementy robocze wykorzystywane są najczęściej wały zaopatrzone w noże i/lub krążki tnące (rys.7). Krążki na wałach są mocowane najczęściej z przesunięciem kątowym względem sąsiedniego krążka, tworząc spiralny zarys linii powierzchni roboczej zębów, co w znaczący sposób poprawia proces rozdrabniania.

Wśród obecnie stosowanych krążków (rys.8) występuje wiele kształtów, zależnych od przewidywanego zastosowania, materiału wejściowego czy też charakterystyki pracy urządzenia. Na dobór kształtu krążków mają wpływ m.in. takie cechy jak: możliwość pracy wałów w jednym i/lub obydwu kierunkach czy też charakter procesu głównego, jeżeli jednocześnie występuje możliwość np. przesiewania i cięcia. W związku z nadrzędnością wybranego procesu rozdrabniania dla poszczególnych typów krążków, dokonano ich podziału na dwie grupy (rys.8a,b) według zasady: proces nadrzędny – proces dodatkowy. Na uwagę zasługują konstrukcje dwóch krążków z grupy przesiewająco-tnącej, które wyposażono w dospawywane noże tnące w celu polepszenia procesu rozdrabniania materiału wejściowego o wysokiej wilgotności. Rozwiązanie takie pozwala również na zastosowanie lepszej jakościowo stali na powierzchni tnącej [15].



Rys.7. Przykładowe wały robocze: A - z nożami, B - z nożami i krążkami, C - z krążkami [11,15]

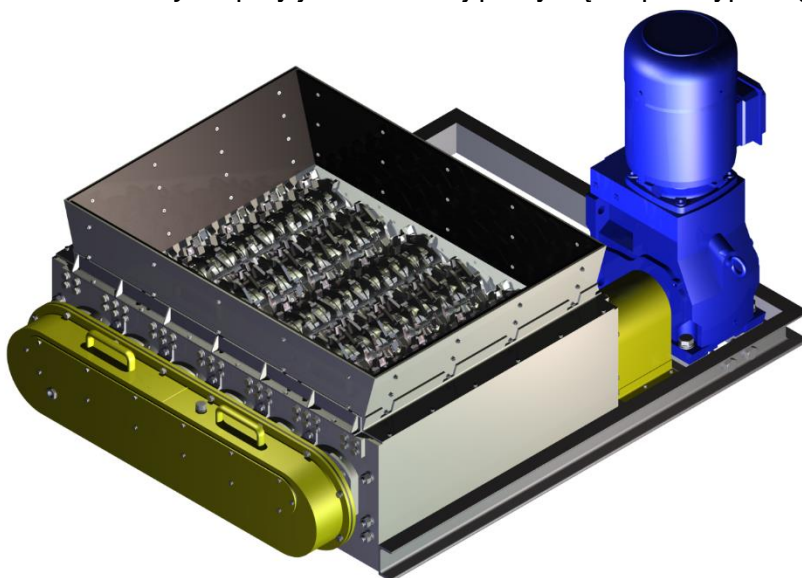


Rys.8. Przykłady krążków roboczych wg oferty firmy REMU:
a) krążki przesiewające, b) krążki przesiewająco-tnące, c) krążki tnąco-przesiewające [15]

3. Rozdrabniacz MR300 konstrukcji ITG KOMAG

Opracowany w ITG KOMAG rozdrabniacz placków filtracyjnych MR300 (rys.9), przeznaczony jest do rozdrabniania produktów procesu filtracji, tzw. placków filtracyjnych w zakładach przeróbki mechanicznej węgla. W pracach projektowo-konstrukcyjnych wykorzystano modelowanie 3D w środowisku Autodesk Inventor, które zdecydowanie skróciło czas pracy, umożliwiło analizę ruchową, wykrycie ewentualnych kolizji pomiędzy elementami oraz zmniejszyło ryzyko błędu. Na podstawie modeli trójwymiarowych opracowano dokumentację w układzie 2D.

Urządzenie to dzięki stosunkowo niewielkim gabarytom, w przeciwieństwie do stosowanych dotąd rozwiązań, może być instalowane pod wysypem przenośnika transportującego placki filtracyjne spod pras, co ogranicza przestrzeń niezbędną do zabudowy. Rozdrabniacz ma również możliwość łatwego wysuwu spod przenośnika, co pozwala na przeprowadzanie ewentualnych prac serwisowych, przy jednoczesnej pracy węzła przesypowego.



Rys.9. Rozdrabniacz produktów filtracji MR300 konstrukcji ITG KOMAG [17]

3.1. Parametry techniczne

W tabeli 1 przedstawiono podstawowe parametry techniczne rozdrabniacza MR300 do rozdrabniania produktów procesu filtracji, tzw. placków filtracyjnych.

Parametry techniczne rozdrabniacza MR300 [12]

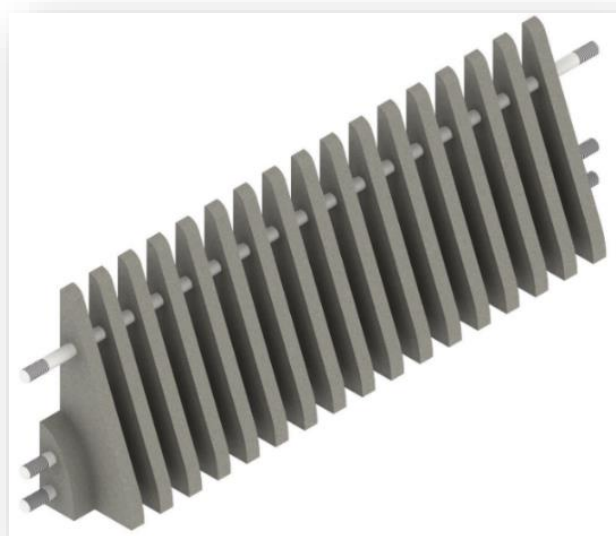
Tabela 1

Wydajność orientacyjna	$Q=39$ [Mg/h]
Średnice krążków	$D = 236,2$ [mm]
Szerokości krążków	$S_I = S_{II} = S_{III} = 56$ [mm], $S_{IV} = 35,5$ [mm], $S_V = 56,5$ [mm]
Ilość obrotów wałów z krążkami	$n_1 = 180$ [min ⁻¹]
Motoreduktor napędowy elektryczny	SK9052.1AX-180MX/4, 18,5[kW], $n_1 = 180$ [min ⁻¹]

Przekładnia zębata	6 kół współpracujących kolejno ze sobą, $i = 1$ [-]
Moduł koła, ilość zębów	$m=8$ [-], $z=23$ [-]
Masa rozdrabniacza	1985,0 [kg]

3.2. Budowa

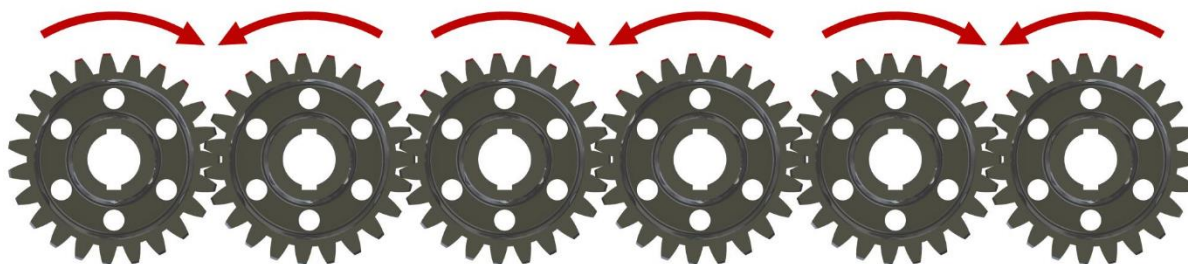
Rozdrabniacz składa się z wysypu, modułu rozdrabniającego oraz wysypu, które są osadzone na stalowej ramie. Moduł rozdrabniający składa się z trzech par wałów roboczych, z odpowiednio osadzonymi na nich zębatymi krążkami roboczymi. Skrajne wały modułu rozdrabniającego współpracują z nieruchomymi grzebieniami (rys.10), składającymi się z powtarzalnych segmentów, które są osadzone na ramie.



Rys.10. Grzebień nieruchomy [17]

Wały podparto za pomocą zespołu łożysk tocznych baryłkowych ustalonych oraz ustalających, zamocowanych do ramy. Łożyska te pozwalają na przenoszenie dużych obciążeń oraz umożliwiają korektę odchyłów kątowych wałów. W celu odpowiedniego zabezpieczenia łożysk, zastosowano pierścienie uszczelniające dwuwargowe.

Napęd poszczególnych wałów roboczych rozdrabniacza MR300 jest realizowany za pomocą równoległej przekładni walcowej o zębach prostych, stałych osiach i przełożeniu 1:1. Moment obrotowy, z motoreduktora przymocowanego do ramy, przekazywany jest poprzez sprzęgło na pierwszy wał roboczy, na końcu którego znajduje się przekładnia zębata przekazująca go na kolejne wały. Rozwiązanie to cechuje zwartość konstrukcji, która ma wpływ na wymiary gabarytowe rozdrabniacza. Przekładnia zębata obudowana jest szczelną osłoną z pokrywą rewizyjną. Konstrukcja ta pozwala na pracę wałów roboczych w parach, dla których kierunek obrotu jest przeciwbieżny względem siebie (rys.11). Rozwiązanie takie zapewnia lepsze wciąganie materiału, niż przy współbieżnej pracy wałów, co sprawdzono empirycznie na obiekcie prototypowym.



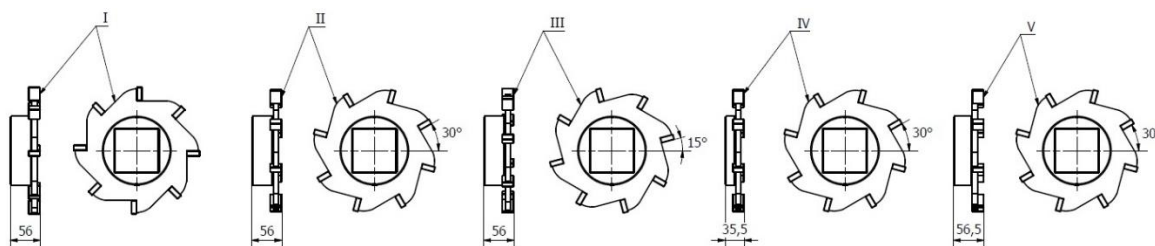
Rys.11. Przekładnia zębata rozdrabniacza $i=1$ z zaznaczonymi kierunkami obrotu wałów [17]

Elementami roboczymi, powodującymi bezpośrednie rozdrobnienie placków filtracyjnych są zespoły krążków osadzone na wałach (rys.12). Na każdym wale zamocowany jest zespół krążków uzębionych naprzemiennie względem zespołu krążków wału sąsiedniego. Krążki zębate osadzone są na wale o przekroju kwadratowym.

Krążki zębate wyposażono w dospawywane ostrza robocze. Umożliwia to zastosowanie lepszej jakościowo stali na elementy tnąco-rozbijające, przy jednoczesnym obniżeniu kosztów wytworzenia całego krążka. Kolejnym rozwiązaniem, zwiększającym żywotność krążków, jest napawanie odpowiedniego materiału na powierzchnię roboczą ostrza, co przedstawiono na rys.18. Krążki zębate, wchodzące w skład zespołu krążków uzębionych, wykonano w trzech wersjach (rys.13), różniących się kątowym przesunięciem zębów względem siebie. Osadzenie ich na wale w odpowiedniej kolejności powoduje przesunięcie linii uzębienia względem krążka sąsiedniego o 15° , co w znacznym stopniu poprawia rozdrabnianie. Dodatkowo, ze względów konstrukcyjnych, koniecznym było zastosowanie krążków skrajnych w dwóch wersjach: IV i V (rys.13).



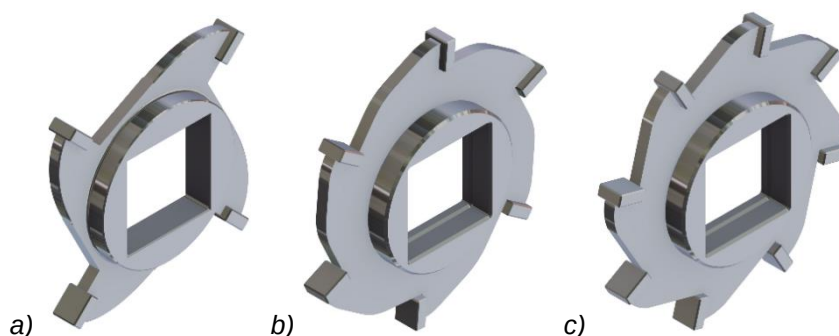
Rys.12. Zespoły krążków osadzone na wałach roboczych [17]



Rys.13. Schemat wersji krążków zębatych stosowanych w pojedynczym zespole krążków [17]

Modułowa budowa zespołu krążków zębatych osadzanych na wałach, w porównaniu z wałami uzębionymi, pozwala na obniżenie kosztów produkcji nowej maszyny jak i kosztów eksploatacji oraz naprawy.

Rozwiązanie cechuje uniwersalność, która pozwala na szybkie dostosowanie maszyny do wymaganej granulacji wyjściowej materiału, poprzez wymianę zespołu krążków uzębionych. W zależności od wymagań stosuje się krążki cztero-, sześć- lub ośmio- zębne (rys.14). Przy doborze krążków stosuje się zasadę: im mniej zębów, tym większa granulacja produktu wyjściowego.



Rys.14. Stosowane odmiany krążków zębatych: a) czterozębne, b) sześćzębne, c) ośmiozębne [17]

3.3. Zasada działania rozdrabniacza MR300

Proces rozdrabniania produktów procesu filtracji można podzielić na następujące etapy:

1. Transport do urządzenia, np. za pomocą przenośnika taśmowego.
2. Zasyp do pracującego urządzenia.
3. Proces rozdrobnienia pomiędzy obracającymi się wałami z krążkami zębatymi.
4. Odprowadzenie rozdrobnionego produktu przez wysyp do urządzenia odbierającego w ciągu technologicznym.

Częstym zdarzeniem jest zasypywanie rozdrabniacza materiałem podawanym jednocześnie z dwóch pras filtracyjnych, co powoduje wydłużenie etapu trzeciego.

3.4. Doświadczenia z wdrażania urządzenia

Rozdrabniacz produktów filtracji MR300 został wyprodukowany na początku 2014 r. przez Fugor Sp. z o.o. i zamontowany w KWK „Julian” w Piekarach Śląskich (rys.15).

Urządzenie umiejscowiono w węźle przesypowym dwóch taśmociągów, które w sposób cykliczny, co sześć minut, dostarczają do rozdrabniacza produkty procesu filtracji (rys.16). Maszynę włączono do ciągu technologicznego przeróbki mechanicznej węgla w maju 2014 r., gdzie pracuje z powodzeniem do chwili obecnej. Elementy robocze krążków zębatych, narażone na największe zużycie eksploatacyjne, po półrocznej pracy wykazują stopień zużycia pozwalający na ich dalszą eksploatację (rys.17-18).



Rys.15. Rozdrabniacz MR300 – obiekt rzeczywisty [17]



Rys.16. Rozdrabniacz MR300 zabudowany w węźle przesypowym przenośników taśmowych [17]



Rys.17. Zespoły krążków osadzone na wałach roboczych [17]



Rys.18. Elementy robocze krążków zębatach po półrocznej eksploatacji, z widocznym napawaniem na ostrzach [17]

4. Podsumowanie

Z analiz literaturowych, rynkowych oraz na podstawie zgromadzonych doświadczeń z eksploatacji maszyn rozdrabniających wynika, że obecny stan techniki w zakresie rozdrabniania produktów filtracji tzw. placków filtracyjnych nie jest w pełni zadowalający. Duże zagęszczenie elementów roboczych skutkuje lepszym rozdrobnieniem placków filtracyjnych, jednak powoduje to również drastyczny spadek wydajności. Zbyt mała liczba elementów roboczych w układzie powoduje natomiast, że uzyskiwany produkt jest niezdatny do wykorzystania jako składnik mieszanek handlowych.

Rozdrabniacz produktów filtracji MR300 konstrukcji ITG KOMAG wpisuje się w trend rozwoju maszyn dedykowanych dla zakładów mechanicznej przeróbki węgla. Z powodzeniem jest eksploatowany zgodnie ze swoim przeznaczeniem przy rozdrabnianiu tzw. placków filtracyjnych – drobnoziarnistych produktów filtracji odwodnionych na prasach filtracyjnych. Dalsze prace będą dążyć do optymalizacji rozwiązań w aspekcie ww. problemów, z wykorzystaniem komputerowych modeli symulacyjnych pozwalających na identyfikację zależności pomiędzy cechami konstrukcyjnymi i cechami produktu procesu rozdrabniania.

Literatura

1. PN-G-63000:1999 Maszyny i urządzenia do przeróbki mechanicznej węgla – Kruszkarki – Wymagania.
2. PN-G-50055:2003 Ochrona pracy w górnictwie – Kruszkarki – Wymagania bezpieczeństwa i ergonomii.

3. PL97227 (Patent) "Urządzenie do rozdrabniania odwodnionego drobnoziarnistego materiału, zwłaszcza mułu węglowego", 1994.
4. PL65126 (Wzór użytkowy) "Walcowy rozdrabniacz mułu", 2008.
5. Blaschke S.: Blaschke W.: Technika wzbogacania węgla, skrypt uczelniany nr 1048, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków, 1986.
6. Gawenda T.: Rozdrabnianie wczoraj, dziś i jutro. Cz. 1, Surowce i Maszyny Budowlane, nr 5, 2013.
7. Nawrocki J.: Budowa i eksploatacja maszyn do odwadniania produktów wzbogacania, Politechnika Śląska, Gliwice, 1975.
8. Matusiak P., Tomas A., Kwaśny K.: Nowe rozwiązanie prasy filtracyjnej PFK 570N, Maszyny Górnicze 2013, nr 1 s. 27-33, Gliwice, 2013.
9. Tomas A., Matusiak P., Bał M.: Układ rozdrabniania placków filtracyjnych dla zakładu mechanicznej przeróbki węgla, praca statutowa (niepublikowana) ITG KOMAG, Gliwice, 2013.
10. Tomas A., Matusiak P., Kowol D.: Mieszalniki i rozdrabniacze konstrukcji KOMAG. KOMEKO 2014, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, s. 147-158, Gliwice, 2014.
11. Tomas A., Matusiak P.: Nowe rozwiązanie rozdrabniacza produktów filtracji, Górnictwo – perspektywy, zagrożenia – Mechanizacja prac górniczych, PANOVA, Gliwice, 2014
12. Tomas A., Matusiak P., Sałkiewicz B.: Układ rozdrabniania placków filtracyjnych dla zakładu mechanicznej przeróbki węgla, praca statutowa (niepublikowana) ITG KOMAG, Gliwice, 2014.
13. Zuba M.: Optymalizacja pracy urządzeń kruszących i rozdrabniających, praca statutowa (niepublikowana) ITG KOMAG, Gliwice, 2014.
14. <http://www.gericke.net> (z dn. 20.01.2015)
15. <http://www.remu.fi> (z dn. 20.01.2015)
16. <http://www.wamgroup.com> (z dn. 20.01.2015)
17. Materiały niepublikowane ITG KOMAG

System automatycznego poboru próbek materiałów sypkich dla EDF Rybnik

Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak, Michał Zuba – Instytut Techniki Górniczej KOMAG,
Dariusz Greiner – PKiMSA Carboautomatyka S.A

1. Wprowadzenie

Systemy automatycznego poboru próbek, (w skrócie SAPP), są powszechnie stosowane w energetyce zawodowej i górnictwie węgla kamiennego [1]. Pobrane próbki są badane w laboratoriach w celu określenia jakości paliwa będącego podstawą rozliczeń finansowych oraz handlu emisjami. Sposób pobierania próbek węgla i koksu zawarto w normach: PN-EN ISO 13909-2:2004 [7] oraz PN-90/G-04502 [8].

Pierwotnie pobór próbek realizowano ręcznie, za pomocą łopat lub specjalnie przygotowanych wygarniaczy. Wymagało to zatrzymywania taśmociągów, co wpływało na proces technologiczny i było niekorzystne dla napędów. Pobór ręczny był również niebezpieczny. Pojawiły się zatem pierwsze rozwiązania mechaniczne [1,3,6]. Początki automatycznego pobierania próbek sięgają XX wieku, jednak dopiero pod jego koniec nastąpił wzrost liczby użytkowanych systemów i ich szybki rozwój [1,3,6]. Wynikało to z potrzeby poprawy jakości oferowanych produktów oraz potrzeby kontroli jakości przez odbiorców [3]. Wraz z rozwojem konstrukcji urządzeń, napędów oraz układów sterowania, poprawiła się niezawodność pracy oraz bezpieczeństwo obsługi systemów.

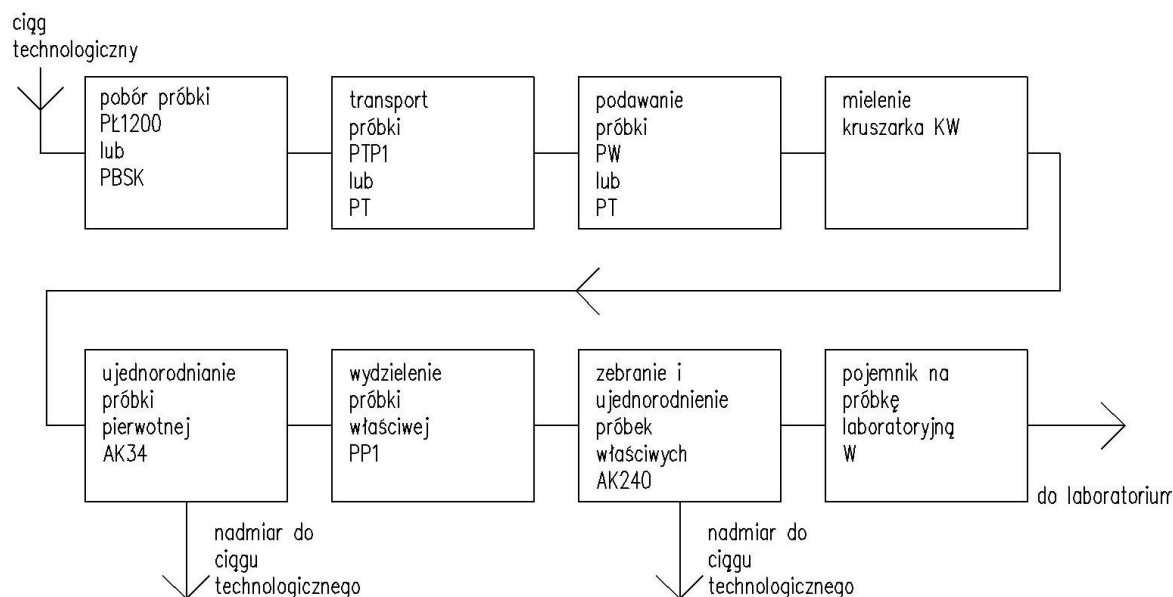
2. System automatycznego poboru próbek

SAPP dla EDF Rybnik projektowano z wykorzystaniem narzędzi komputerowego wspomagania projektowania [6]. Pozwoliło to na przyspieszenie procesu projektowego, co w układzie o tak dużym stopniu złożoności było szczególnie istotne. W ramach prac wykonano urządzenia składowe, stanowiące moduły SAPP. Z tych modułów złożono systemy dla EDF Rybnik. Praca w wirtualnym przestrzennym środowisku umożliwiała również szybkie wprowadzanie poprawek i korekt, związanych z realizacją inwestycji i wymaganiami zamawiającego.

Opracowany wspólnie przez ITG KOMAG i PKiMSA Carboautomatyka SAPP, zależnie od konfiguracji, składa się z:

- próbobiornika PŁ1200 lub PBSK,
- transportera próbki PTP lub przenośnika taśmowego PT,
- podajnika wibracyjnego PW lub przenośnika taśmowego PT,
- kruszarki walcowej KW (np. KW240),
- mieszalnika I-go stopnia AK34,
- podzielnika próbki PP1,
- mieszalnika II-go stopnia AK240.

Schemat SAPP przedstawiono na rys.1.



Rys.1. Schemat systemu automatycznego poboru próbek SAPP. Oznaczenia: PŁ1200 – próbobiornik łyżkowy, PBSK – próbobiornik szczelny, PTP1 – pionowy transporter próbki, PT – przenośnik taśmowy, PW – podajnik wibracyjny, PT – przenośnik taśmowy, KW – kruszarka walcowa, AK34 – mieszalnik I-go stopnia, PP1 – podzielnik próbki, AK240 – mieszalnik II-go stopnia, W – waga. [2]

Systemy dla EDF Rybnik wykonano dla czterech taśmociągów, (bliźniacze dla T7A i T7B oraz po jednym dla T15 i T6D).



Rys.2. System automatycznego poboru próbek na taśmociągach T7A i T7B w EDF Rybnik [2]

Na rys.2 pokazano SAPP zamontowany na taśmach T7A i T7B w EDF Rybnik. Próbką, wielkości ok. 24 dm³, pobierana jest z taśmociągu za pomocą próbobiornika PŁ1200. Dla poboru z przesypu stosuje się zamiennie próbobiornik PBSK. Pobrana próbka transportowana jest przenośnikiem PTP1. W alternatywnym rozwiązaniu może być stosowany przenośnik taśmowy PT. Następnie, za pomocą podajnika wibracyjnego PW, lub zamiennie

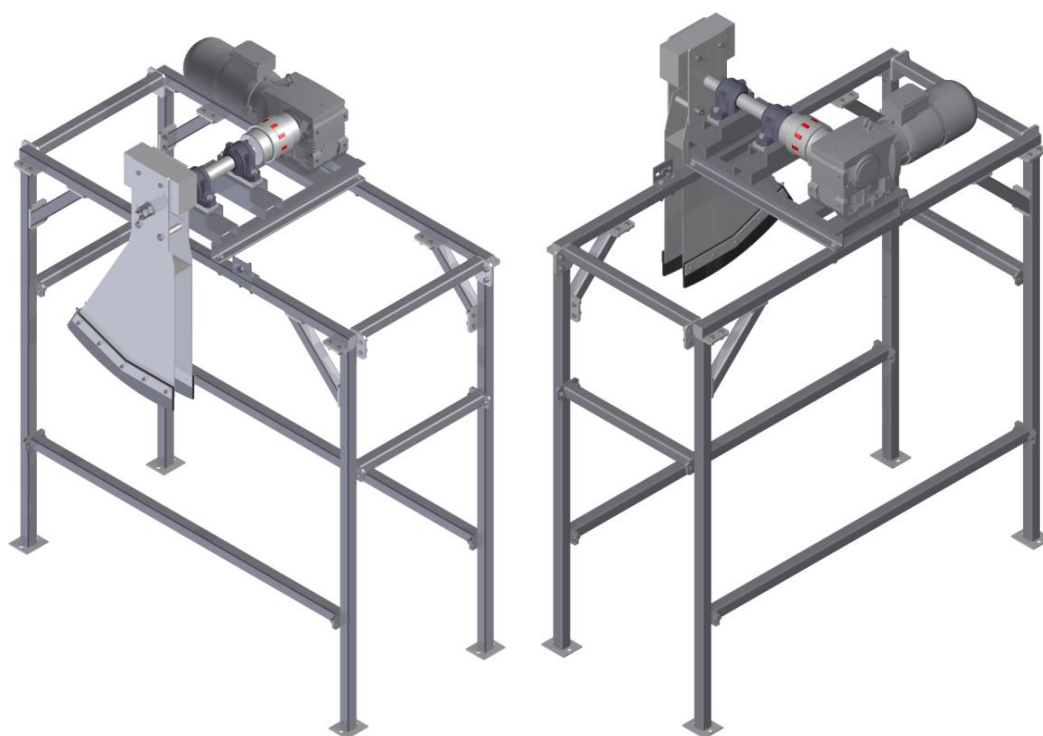
przenośnika PT, próbka podawana jest do kruszarki walcowej KW, gdzie następuje pomniejszenie ziarna. Z kruszarki próbka trafia do mieszalnika AK34. Tu jest ujednolodniania. Podzielnik PP1 pobiera następnie $0,7 \text{ dm}^3$ próbki i podaje ją do mieszalnika AK240. Nadmiar materiału z mieszalnika AK34 trafia do ciągu technologicznego. W mieszalniku AK240 zbierane są próbki z całej próbowanej partii węgla. Próbki są mieszane, następnie zostaje wydzielona do pojemnika próbka laboratoryjna, gromadzona w hermetycznym zbiorniku o objętości 12 dm^3 . Ilość próbki jest ustawiana w zależności od wielkości badanej partii węgla i regulowana jest za pomocą wagi elektronicznej, sprzężonej z mieszalnikiem AK240, na której posadowiony jest pojemnik. Po uzyskaniu wymaganej ilości próbki dobowej, nadmiar materiału z mieszalnika AK240 zwracany jest do ciągu technologicznego.

3. Elementy systemu automatycznego poboru próbek

System automatycznego poboru próbek składa się z elementów opisanych w punktach 3.1÷3.6. Elementy te mogą występować w różnych konfiguracjach, zależnie od warunków technologicznych i zabudowy systemu.

3.1. Próbobiornik PŁ1200

Próbobiornik PŁ1200 jest urządzeniem pobierającym próbkę. Próbobiornik łyżkowy pokazano na rys.3. Pobiera on próbkę bezpośrednio z taśmociągu będącego w ruchu. Składa się z ramy, na której osadzona jest podstawa napędu. Do podstawy zamocowany jest motoreduktor oraz oprawy łożyskowe z łożyskami, w których osadzony jest wał. Na wale zamocowany jest czerpak, który ruchem obrotowym pobiera próbkę.

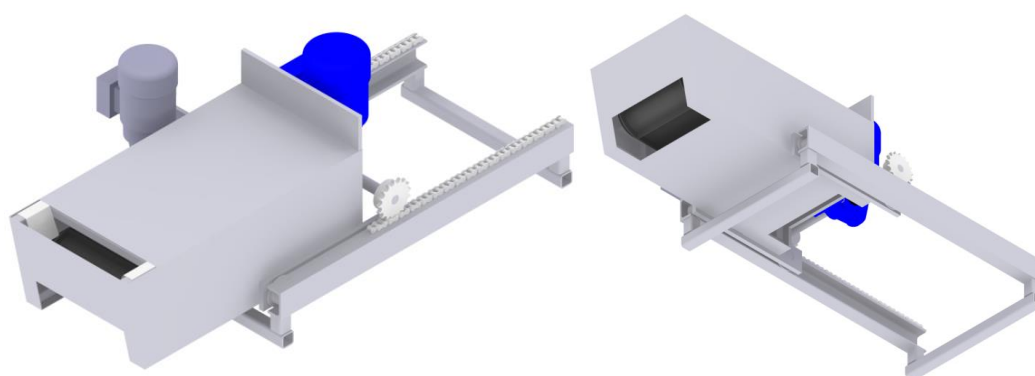


Rys.3. Próbobiornik łyżkowy PŁ1200 [2]

Czerpak po wykonaniu pełnego obrotu zatrzymuje się w górnym położeniu (pozycja stop). Wymiary czerpaka dostosowane są do wydajności taśmy i wymaganej normy ilości materiału do pobrania oraz promieniem taśmy i wielkością maksymalnego ziarna [7,8].

3.2. Próbobiornik PBSK

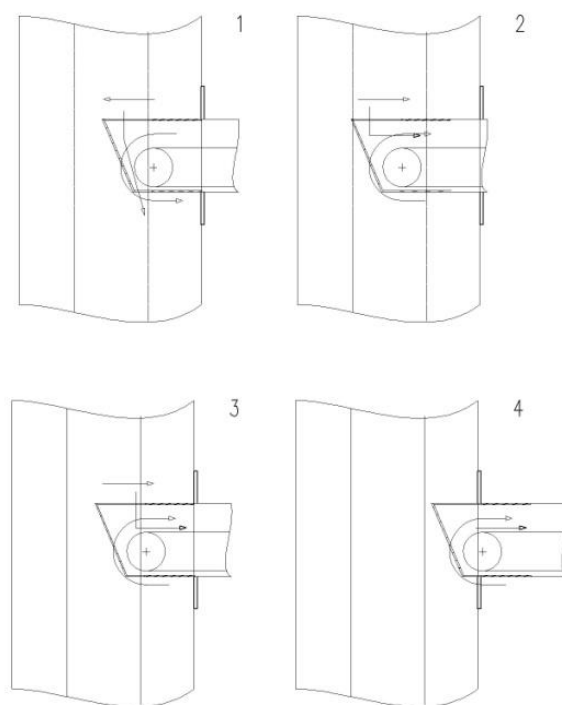
Alternatywą do rozwiązania przedstawionego w podrozdziale 3.1 jest próbobiornik szczelny PBSK, pokazany na rys.4. Przeznaczony jest on do pobierania próbek bezpośrednio z przesypów przenośników lub ze zsyków. W urządzeniu tym układy pobierający i posuwu posiadają niezależne napędy. Układ pobierający ma postać przenośnika taśmowego lub czerpakowego. Materiał pobierany jest poprzez szczelinę w obudowie układu pobierającego. Cały układ pobierający porusza się za pomocą napędu posuwu. Prędkości ruchu układu pobierającego i napędu posuwu można regulować, dostosowując do wymaganej ilości pobranego materiału, w zależności od wydajności taśmociągu. Wymiary szczeliny pobierającej wynikają z zapisów norm: szerokość szczeliny, mierzona pod kątem prostym do osi taśmy, zależy od szerokości strugi, zaś długość, mierzona równoległe do osi taśmy, od maksymalnego ziarna [7,8].



Rys.4. Próbobiornik PBSK [4]

Na rys.5 pokazano fazy poboru próbki przez próbobiornik PBSK:

- faza 1 - próbobiornik dosuwany jest do tylnej krawędzi strugi, przenośnik porusza się w kierunku ruchu próbobiornika, materiał wydostaje się przez dolną szczelinę,
- faza 2 - krawędź jest za strugą, rozpoczyna się ruch przenośnika w kierunku od strugi, próbobiornik zaczyna się wycofywać, jest pobierany materiał,
- faza 3 - trwa pobór,
- faza 4 - krawędź jest poza strugą, próbobiornik zatrzymuje się, przenośnik opróżnia się całkowicie z pobranego materiału.



Rys.5. Fazy poboru próbobiornika PBSK [4]

Próbobiornik PBSK pobiera próbkę z całego przekroju strugi, w odróżnieniu od znanych rozwiązań próbobiorników szufladowych i rynnowych.

3.3. Pionowy transporter próbki

Z próbobiornika pobrany materiał trafia do pionowego transportera próbki, pokazanego na rys.6. Ma on za zadanie przetransportowanie próbki do kruszarki.



Rys.6. Pionowy transporter próbki PTP [2]

W urządzeniu tym materiał z próbobiornika trafia do kubelka. Kubełek posiada rolki i jest zamocowany do łańcuchów napędzanych motoreduktorem. Porusza się w linii poziomej, następnie pionowo, a w końcowej fazie, na szczycie wieży, jest grawitacyjnie opróżniany. Następnie wraca do pozycji wyjściowej. Zastosowanie pionowego transportera znacznie zmniejszyło gabaryty całego systemu. W zależności od układu technologicznego, transporter PTP może być zastąpiony przenośnikiem taśmowym PT, z taśmą z progami.

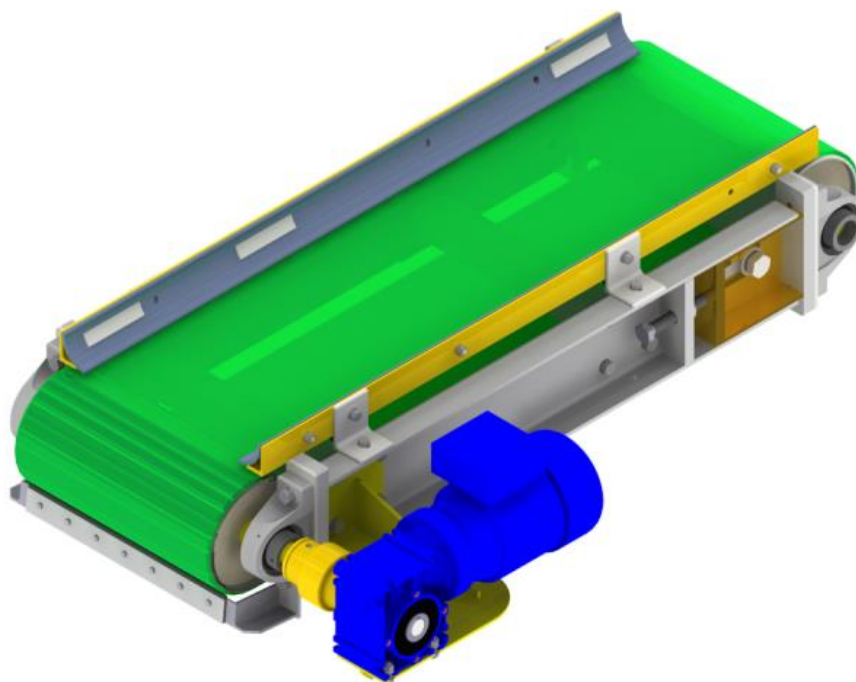
3.4. Podajnik wibracyjny/przenośnik taśmowy

Do przeniesienia materiału z transportera PTP do kruszarki KW, dla taśmociągów T7A i T7B zastosowano podajnik wibracyjny PW, pokazany na rys.7. Materiał transportowany jest rynną, wprowadzaną w drgania za pomocą napędu wibracyjnego. Rynna mocowana jest do konstrukcji na wibroizolatorach. Zastosowanie podajnika wibracyjnego PW umożliwia zmniejszenie kąta, pod jakim pracuje, w porównaniu z tradycyjną zsuwnią, co umożliwia obniżenie wysokości transportera PTP. Pozwala to na zabudowę w niższych pomieszczeniach, a także obniża koszt wykonania całego systemu.



Rys.7. Podajnik wibracyjny PW [2]

Dla taśmociągów T15 i T6D zastosowano, ze względów konstrukcyjnych, przenośniki taśmowe PT, pokazane na rys.8. Są to krótkie, (0,5-1 m), przenośniki taśmowe napędzane motoreduktorami. W przenośniku PT taśma opasana jest na bębnie napędowym i zwrotnym. Bębny osadzone są w łożyskach zabudowanych w oprawach. Bęben napędowy napędzany jest poprzez sprzęgło za pomocą motoreduktora. Oprawy łożyskowe i motoreduktor są umocowane do ramy. Naciąg taśmy realizowany jest poprzez przesuwanie bębna zwrotnego, wraz z jego oprawami łożyskowymi, za pomocą śrub naciagowych. Taśma czyszczona jest samoczynnie za pomocą skrobaka. Po bokach taśmy, na ramie, zamocowane są rynny, zapobiegające zsuwaniu się materiału z taśmy na boki.

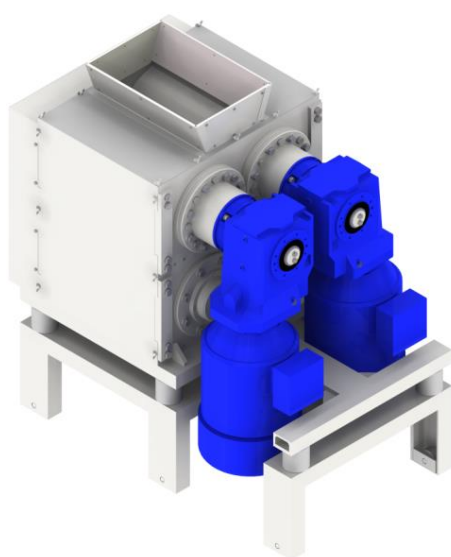


Rys.8. Przenośnik taśmowy PT [2]

W określonych warunkach zabudowy możliwe jest zastosowanie zsuwni zsypanych zamiast podajników PW lub przenośników PT.

3.5. Kruszarka walcowa

Próbka, przetransportowana z PTP, kierowana jest do kruszarki walcowej, w celu zmniejszenia uziarnienia. W ITG KOMAG opracowano kruszarkę walcową KW240, przedstawioną na rys.9, przeznaczoną do mielenia materiałów o wilgotności do 20%, twardości poniżej 7 w skali Mohsa, takich jak: węgiel, rudy, minerały, żużle, szkło, spieki, topniki, gleby, ziarna zbóż, klinkier, rośliny, popioły, cement, nawozy, pyły, osady, koks, dolomit.



Rys.9. Kruszarka walcowa KW240 [5]

W kruszarce KW240 materiał, poprzez wysp, wpada pomiędzy przeciwbieżnie wirujące w parach walce. Walce górne są karbowane, w celu lepszego wstępnego kruszenia. Walce

dolne są gładkie. Walce górne napędzane są bezpośrednio z motoreduktorów, walce dolne napędzane są poprzez przekładnię łańcuchową z walców górnych. Szczelinę pomiędzy walcami, zarówno górnymi jak i dolnymi, można płynnie regulować w zakresie 0-16 mm. Walce czyszczone są samoczynnie za pomocą regulowanych zgarniaczy. Kruszarka ma zwartą budowę, prosty układ napędowy – wyeliminowano przekładnię pasową, stosowaną w konkurencyjnych rozwiązaniach. W tabeli 1 pokazano dane techniczne kruszarki KW240.

Dane techniczne kruszarki KW240 [5]

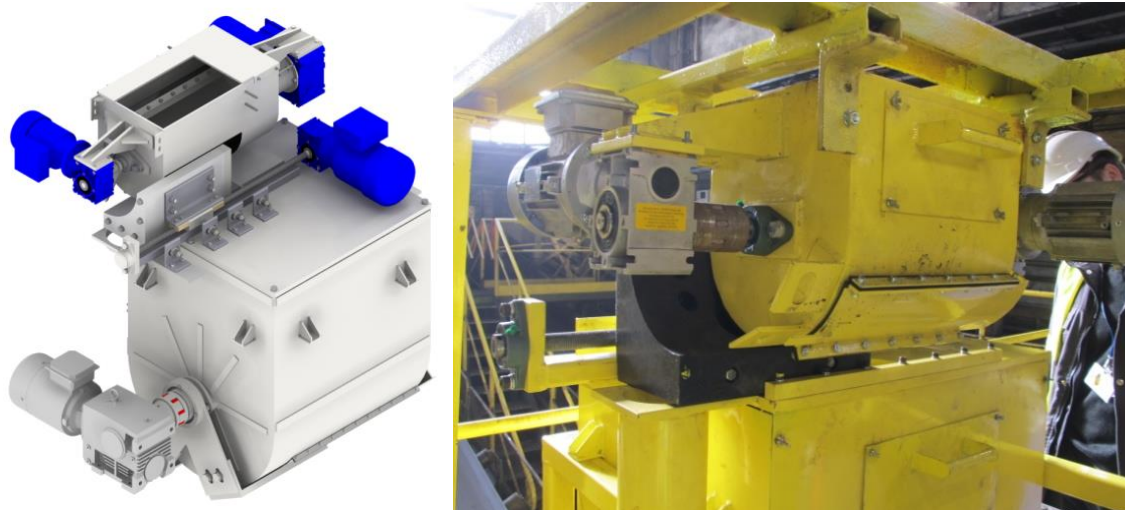
Tabela 1

Wielkość	Wartość
Wydajność teoretyczna*	11 Mg/h
Wydajność orientacyjna rzeczywista dla węgla kamiennego	poniżej 0,8 Mg/h
Jednostkowa masa wsadu	10 kg
Średnica walca	D = 240 mm
Szerokość walca	B = 400 mm
Ilość obrotów walców górnych	$n_1 = 298 \text{ min}^{-1}$
Ilość obrotów walców dolnych	$n_2 = 795,7 \text{ min}^{-1}$
Motoreduktor napędowy elektryczny	2xSK92672AFTF 5,5kW, $n_1 = 298 \text{ min}^{-1}$
Przekładnia łańcuchowa	$i = 2,67$
Podziałka łańcucha napędowego	$t = 15,875 \text{ mm (5/8")}$
Masa kruszarki	603,5 kg

* wydajność zależy od szczelin między walcami, materiału, ziarna wejściowego

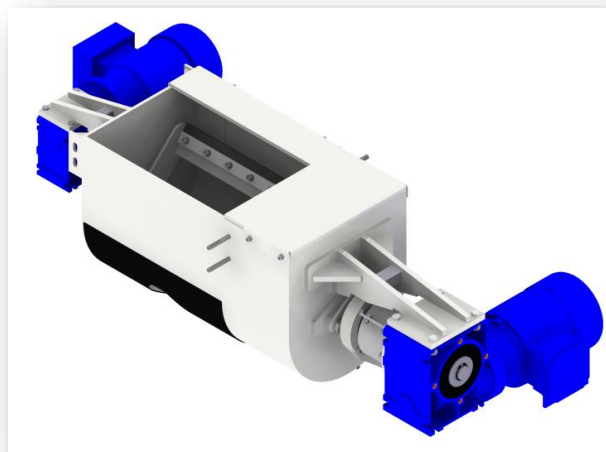
3.6. Mieszalnik AK34, podzielnik PP1, mieszalnik AK240

Z kruszarki materiał o uziarnieniu poniżej 3 mm trafia do układu dwóch mieszalników i podzielnika. Na rys.10 pokazano mieszalnik AK34, podzielnik PP1 i mieszalnik AK240, które zmontowane razem, tworzą tzw. układ ujednoldniający – pomniejszający.



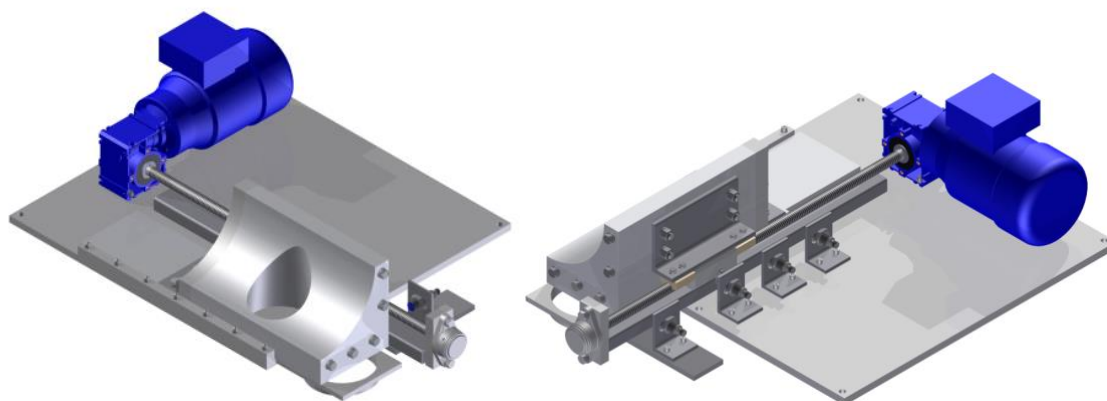
Rys.10. Mieszalnik AK34, podzielnik PP1 i mieszalnik AK240, jako układ ujednoldniający - pomniejszający [2]

Mieszalnik AK34, pokazany na rys.11 ma pojemność 34 dm^3 . Jego głównym podzespołem jest mieszadło, osadzone na wale, ułożyskowanym w korpusie. Mieszadło napędzane jest poprzez sprzęgło motoreduktorem. Drugi motoreduktor służy do napędu mechanizmu zamknięcia kłapy.



Rys.11. Mieszalnik AK34 [2]

Mieszalnik I-go stopnia o pojemności 25 dm³, przeznaczony jest dla SAPP o mniejszej wydajności (dla taśmociągów o wydajności poniżej 800 Mg/h). Pod mieszalnikiem AK34 znajduje się podzielnik próbek PP1, pokazany na rys.12, którego zadaniem jest wydzielenie odpowiedniej wielkości próbek.



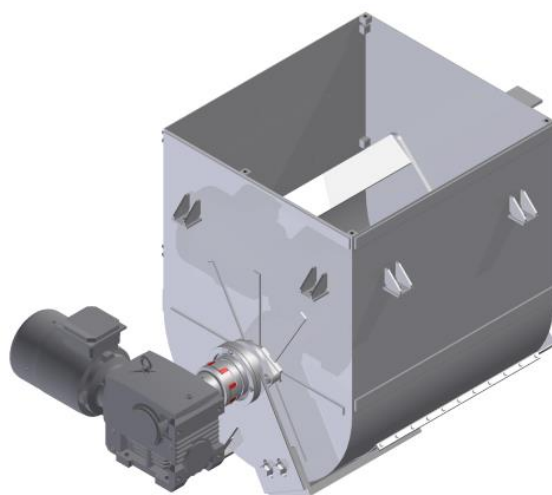
Rys.12. Podzielnik PP1 [2]

Głównym elementem podzielnika jest szuflada, kształtem ściśle dopasowana do korpusu mieszalnika AK34. Szuflada poruszając się, pobiera próbkę przez wycięcie w korpusie mieszalnika i podaje ją do mieszalnika AK240. Pozostały materiał jest usuwany z mieszalnika AK34 do ciągu technologicznego, poprzez otwarcie klap zamknięcia.

Podzielnik PP1 umożliwia pobór pojedynczej próbki w trybie ręcznym.

Podzielnik jest urządzeniem około połowę niższym od stosowanych dotychczas rozwiązań z wirującym walcem. Również, dzięki szufladzie z otworem stożkowym, zminimalizowano problem oklejania się materiału.

Mieszalnik AK240, pokazany na rys.13, ma pojemność 240 dm³.



Rys.13. Mieszalnik AK240 [2]

Mieszalnik AK240 składa się z mieszadła, osadzonego na ułożyskowanym w korpusie wale. Mieszadło, poprzez sprzęgło, napędzane jest motoreduktorem. Drugi motoreduktor napędza klapę, która ma trzy położenia:

- mieszalnik zamknięty,
- otwarty otwór dozowania próbki,
- otwarty otwór usuwania nadmiaru.

Po zebraniu wymaganej ilości próbek z partii materiału, są one mieszane, następnie dozowana jest dobową próbka laboratoryjna. Po otrzymaniu sygnału z wagi, na której stoi pojemnik na próbkę, dozowanie jest zakończone i otwierany jest zwrot nadmiaru materiału z mieszalnika do ciągu technologicznego. Zastosowany układ umożliwia ujednorodnienie próbek z całej partii materiału i wydzielenie reprezentatywnej dobowej próbki laboratoryjnej.

4. Podstawowe cechy i zalety systemu

Zaprojektowany SAPP zapewnia automatyczny pobór próbki. Rola pracowników ogranicza się do podania wielkości partii materiału, jaki ma być próbkowany i odbioru gotowej, dobowej próbki laboratoryjnej. W razie braku materiału na taśmociągu, praca systemu jest zawieszana. Układ mieszalników i podzielnika jest jedynym znanym w kraju rozwiązaniem tego typu. Gwarantuje poprawną pracę i wiarygodny pobór oraz przygotowanie reprezentatywnej dobowej próbki laboratoryjnej. Prezentowany system dostosowany jest do pobierania próbek z taśmociągu B1200 o wydajności ciągłej 1600 Mg/h (chwilowej do 2000 Mg/h). System pomyślnie przeszedł certyfikację na zgodność z normą PN-EN ISO 13909-2:2004.

Zalety systemu to:

- modułowa budowa,
- kompaktowość,
- niezawodność,
- pobór zgodny z obowiązującymi normami,
- bezpieczeństwo pracy,
- wysoka ergonomia,
- wysoki stopień automatyzacji procesu poboru i przygotowania próbki.

5. Podsumowanie

Systemy automatycznego poboru próbki mają obecnie bardzo złożoną formę. Są w pełni zautomatyzowane i składają się z wielu wyspecjalizowanych urządzeń, które współpracują ze sobą. Zwiększono niezawodność pracy systemów oraz bezpieczeństwo i wygodę obsługi. W projektowaniu nowoczesnych SAPP stosowane są obecnie specjalistyczne narzędzia komputerowe i programy do modelowania w wirtualnym środowisku oraz metody analizy wytrzymałościowej. Umożliwia to projektowanie złożonych systemów w stosunkowo krótkim czasie, przy minimalizacji błędów. Ułatwione jest również wprowadzanie korekt do projektu.

W trakcie prac nad SAPP dla EDF Rybnik, zmodernizowano konstrukcję:

- próbobiornika łyżkowego PŁ,
- mieszalnika AK25,
- mieszalnika AK240.

Skonstruowano nowe urządzenia:

- pionowy transporter próbki PTP, w czterech wariantach różniących się wysokością i stroną wysypu,
- mieszalnik AK34,
- podzielnik próbki PP1,
- przenośnik PT,
- podajnik wibracyjny PW.

Dalszym kierunkiem rozwoju SAPP będzie zwiększanie niezawodności, bezpieczeństwa i poprawa ergonomii. Ważnym kierunkiem będzie również dalsze zmniejszanie gabarytów urządzeń.

Doświadczenie zdobyte podczas wdrożenia systemów automatycznego poboru próbek dla EDF Rybnik pozwolą na budowę kolejnych nowoczesnych SAPP oraz wymianę starszych na nowe, a także dalszy rozwój technologii próbobrania.

Literatura:

1. Tomas A., Matusiak P., Bal M.: Automatyczne próbobiorniki materiałów sypkich stosowanych w przemyśle. *Górnictwo i Geoinżynieria* 2010, 34 zeszyt 4/1 str.271-284.
2. Tomas A., Matusiak P., Bal M., Kwaśny K., Sałkiewicz B., Nieckarz R., Zuba M.: Systemy automatycznego poboru próbek węgla dla elektrowni węglowej. Praca statutowa ITG KOMAG 2014, (niepublikowana).
3. Tomas A., Matusiak P., Bal M.: Przegląd systemów próbobrania oraz rozwiązań zainstalowanych próbobiorników węgla w przemyśle, w szczególności w górnictwie węgla kamiennego. Praca statutowa ITG KOMAG 2010, (niepublikowana).
4. Tomas A.: Nowe rozwiązanie próbobiornika do poboru materiałów sypkich z przesypów i zsyków przenośników taśmowych. *KOMEKO 2011, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność*, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2011 s. 109-118.
5. Tomas A., Matusiak P., Kwaśny K., Sałkiewicz B., Bal M.: Nowe rozwiązanie systemu poboru próbek materiałów sypkich. Praca statutowa ITG KOMAG 2013, (niepublikowana).
6. Zuba M., Tomas A., Kwaśny K., Matusiak P.: Projektowanie automatycznych systemów poboru próbek węgla dla EDF Rybnik z wykorzystaniem modelowania 3D. *KOMEKO 2014, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność*, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2014 s. 203-218; 0,91 ark. wyd., ISBN 978-83-60708-80-4
7. PN-EN ISO 13909-2:2004 Mechaniczne pobieranie próbek. Pobieranie ze strug materiału.
8. PN-90/G-04502 „Węgiel kamienny i brunatny – Metody pobierania i przygotowania próbek do badań laboratoryjnych”

Katarzyna Biel, Beata Witkowska-Kita, Wiesław Blaschke, Anna Orlicka – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

1. Wprowadzenie

Przystąpienie Polski do Unii Europejskiej od 1 maja 2004 r. wymaga dostosowania naszego ustawodawstwa do rozwiązań prawnych obowiązujących w Unii Europejskiej. W rezultacie zostało uchwalonych lub znowelizowanych szereg aktów prawnych, dotyczących m. in. gospodarki złożami i surowcami mineralnymi.

Są to:

- ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska (Dz. U. z 2008r., Nr 25, poz. 150 z późn. zm.),
- ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. z 2011r., Nr 163, poz. 981z późn. zm.),
- ustawa z dnia 14 grudnia 2012 r. o odpadach (Dz. U. z 2013r., poz. 21),
- ustawa z dnia 16 kwietnia 2004 r. o ochronie przyrody (Dz. U. z 2013r., poz. 627 – tekst jednolity),
- ustawa z dnia 18 lipca 2001 r. Prawo wodne (Dz. U. 2012r., poz. 145 – tekst jednolity)

oraz dokumenty strategiczne m. in.: „Polityka Ekologiczna Państwa do 2030 r.” i „Polityka Energetyczna Polski do 2030 r.”.

Wymienione powyżej akty prawne i dokumenty strategiczne powinny stać się podstawą do opracowania polityki surowcowej Polski. Obecnie taka Polityka nie została jeszcze opracowana, a jest niezbędna w świetle propozycji i zaleceń Komisji Europejskiej.

Powołana Grupa ds. Podaży Surowców Mineralnych (Raw Materials Supply Group) podzieliła surowce mineralne na 3 grupy:

- I grupa - surowce krytyczne: antymon, beryl, kobalt, fluoryt, gal, german, grafit, ind, magnez, niob, metale grupy platyny, pierwiastki ziem rzadkich, tantal i wolfram. Są to surowce o wysokim ryzyku niedoboru lub braku podaży, który wynika z ograniczonej ilości źródeł ich pochodzenia i podaży.
- II grupa - surowce strategiczne: ren, tellur, żelazo, aluminium, boksyty, magnezyt, molibden, mangan, wanad, cynk, nikiel i chrom. Są to surowce o bardzo wysokim znaczeniu ekonomicznym i specyficznych uwarunkowaniach związanych z krytycznością i ryzykiem niedoboru podaży.
- III grupa surowce deficytowe: baryt, diatomyty, perlit, talk, glin, srebro, miedź, piaski kwarcowe, lit, tytan i wapienie. Są to surowce o istotnym znaczeniu ekonomicznym, ale w mniejszym stopniu stosowane w rozwoju nowych technologii i równocześnie mniej niż pozostałe zagrożone ryzykiem niedoboru lub braku podaży.

W niniejszym rozdziale przedstawiono m. in. występowanie surowców deficytowych, źródła ich pozyskiwania oraz omawia obroty tymi surowcami w Polsce [3,4,7,8,13] wraz z propozycją grup ważności gospodarczej dla Polski. Na zakończenie przedstawiono wykaz technologii pozyskiwania surowców deficytowych w warunkach polskich [2,5,6,9,10,11,12,13,14,15] oraz propozycję potencjalnego wykorzystania powietrznych stołów koncentracyjnych do przeprowadzenia separacji rudy barytowej oraz wapieni [1].

2. Źródła pozyskiwania mineralnych surowców, w tym surowców deficytowych

Polska jest krajem zasobnym w surowce mineralne, jednak rozmieszczenie i ilość złóż surowcowych jest zróżnicowana. Występowanie złóż surowców mineralnych jest związane z przeszłością geologiczną i przemianami, jakie zachodziły przez miliony lat. Surowce mineralne są zaliczane do grupy bogactw wyczerpywanych, co oznacza, że po wydobyciu złóż ich zasoby się kończą. Należy więc poszukiwać nowych złóż lub uzupełniać ich niedobory eksportem albo też poszukiwać substytutów.

Jednym ze źródeł pozyskiwania mineralnych surowców są odpady wytwarzane w przemyśle, tzw. odpady z sektora gospodarczego. Do odpadów z sektora gospodarczego, powstających w największej ilości można zaliczyć m.in.: odpady wydobywcze. Odpady te kwalifikuje się do grupy 01 wg katalogu odpadów (Dz. U. z 2001, Nr 112, poz. 1206): odpady powstające przy poszukiwaniu, wydobywaniu, fizycznej i chemicznej przeróbce rud oraz innych kopalin [7].

Kolejne źródło pozyskiwania surowców mineralnych to mineralne surowce wtórne zakwalifikowane jako odpady. Są to surowce, które mogą być wykorzystywane gospodarczo ze względu na przesłanki technologiczne i ekonomiczne. Tak więc, pomimo ich zakwalifikowania jako odpady, powinno traktować się je jako mineralne surowce odpadowe, czyli surowce mineralne pozyskiwane z odpadów, np. zbierane selektywnie [7,8].

Złoża antropogeniczne, które są sztucznie utworzonym nagromadzeniem wydobytej lub przetworzonej substancji mineralnej posiadającej właściwości surowca mineralnego albo takiej, która może zostać przetworzona w surowiec mineralny przydatny do określonych zastosowań, gdy istnieją warunki dla jego wykorzystania mogą być także źródłem pozyskiwania surowców mineralnych. Wśród złóż antropogenicznych wyróżnia się źródła nieodnawialne (zastane), które pozostały po zlikwidowanych zakładach górniczych, złoża odnawialne (czynne zwałowiska lub osadniki przy istniejących zakładach górniczych, stale uzupełniane nowym materiałem) oraz złoża specjalnie tworzone czyli zwały lub osadniki świadomie tworzone jako przyszłościowa rezerwa surowcowa [7,8].

3. Występowanie i zasoby surowców deficytowych

W tabeli 1 przedstawiono zestawienie informacji dotyczące występowania w Polsce deficytowych surowców mineralnych, źródeł występowania i zastosowania tych surowców [3,4,7,8].

Zestawienie informacji dotyczące występowania w Polsce deficytowych surowców mineralnych, źródeł ich występowania i zastosowania tych surowców [opracowanie własne 3,4,8,13]

Tabela 1

Lp.	Surowce mineralne	Występowanie w skorupie ziemskiej	Występowanie w Polsce	Źródła występowania	Zastosowanie
SUROWCE METALICZNE					
1.	Glin	Glin stanowi jeden z głównych składników budujących skorupę ziemską. Jest podstawowym komponentem licznych minerałów, a jego zawartość w glebie mieści się w przedziale 1-3,5%. Jego zawartość w skorupie ziemskiej wynosi ok. 7,45% wag.	W Polsce glin występuje w małych ilościach; brak perspektyw na odkrycie dużych złóż glinu w Polsce	<u>Źródło naturalne:</u> W przyrodzie glin występuje m.in. w minerałach tj.: • hydrargilit $\text{Al}(\text{OH})_3$, • kaolinit $[\text{Al}_2(\text{OH})_4][\text{Si}_2\text{O}_5]$, • sillimant Al_2SiO_5, • albit $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$, • ortoklaz $\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$, • boksyt $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, • kriolit $\text{Na}_3[\text{AlF}_6]$, • korund Al_2O_3, • gibbsyt $\text{Al}(\text{OH})_3$ i innych. Liczenie występuje również w skałach np. w granicie, gnejsie, porfirze oraz w bazalcie. <u>Źródło odpadowe:</u> żużle solne i zgary <u>Źródło wtórne:</u> baterie i akumulatory do zasilania komputerów, telefonów komórkowych, włókna szklane, szkła specjalne (opalowe i borosilikatowe), zużyte puszki po napojach <u>Źródło antropogeniczne:</u> brak danych	Glin znajduje zastosowanie w przemyśle lotniczym, samochodowym, chemicznym i spożywczym. Czysty glin służy do produkcji przewodów elektrycznych, które są lżejsze od przewodów miedzianych. W postaci folii, glin znajduje zastosowanie w kondensatorach elektrycznych. Niektóre cienkie gatunki folii aluminiowej są spalane w lampach błyskowych, używanych w technice fotograficznej. Największe zastosowanie znajduje glin, w postaci lekkich stopów oraz jako materiał konstrukcyjny w lotnictwie.
2.	Srebro	Średnia zawartość srebra w skorupie ziemskiej wynosi 0,04g Ag/Mg.	W Polsce srebro w niewielkich ilościach stwierdzono w rudach miedzi w Lubinie i Polkowicach, w Miedziance koło Chęciny w Kletnie koło Stronia Śląskiego oraz w śląsko-krakowskich złożach rud cynku i ołowiu.	<u>Źródło naturalne:</u> W przyrodzie srebro występuje głównie w złożach hydrotermalnych i osadowych oraz cynkowo-ołowiowych. Srebro w postaci wzrostków można najczęściej spotkać w galenie (srebrzanka). Niewielkie ilości srebra eksploatuje się z żył hydrotermalnych. Srebro otrzymuje się także poprzez wzbogacanie rud miedzi i elektrolityczne oczyszczanie miedzi. <u>Źródło odpadowe:</u>	Srebro stanowi cenny metal konstrukcyjny, jest zużywane w dużych ilościach na katalizatory, a w formie związków do produkcji materiałów fotograficznych. Srebro i jego związki są stosowane do zdobienia wyrobów porcelanowych, także szkła. Do tego ostatniego celu używa się azotan srebra AgNO_3 i tlenek srebra Ag_2O .

Lp.	Surowce mineralne	Występowanie w skorupie ziemskiej	Występowanie w Polsce	Źródła występowania	Zastosowanie
				odpady pochodzące z przeróbki rud metali nieżelaznych. <u>Źródło wtórne:</u> akumulatory srebrowo-cynkowe. <u>Źródło antropogeniczne:</u> brak danych	
3.	Miedź	Średnia zawartość miedzi w litosferze wynosi około 25 ppm	W Polsce rudy miedzi występują na Dolnym Śląsku: w Sudetach i na monoklinie przedsudeckiej, w Górach Świętokrzyskich oraz na obrzeżach Górnos Śląskiego Zagłębia Węglowego. Obecnie znaczenie gospodarcze mają stratoidalne złoża rud miedziowo-srebrowych, które zlokalizowane są w utworach cechsztynu w niecce północnosudeckiej oraz monoklinie przedsudeckiej.	<u>Źródło naturalne:</u> skały magmowe zasadowe, skały kwaśne, złoża rud miedzi na monoklinie przedsudeckiej są obecnie eksploatowane przez kopalnie Lubin, Rudna oraz Polkowice-Sieroszowice. <u>Źródło odpadowe:</u> odpady pochodzące z przeróbki rud metali nieżelaznych. <u>Źródło wtórne:</u> złom i odpady z przemysłu hutniczego, odlewniczego, metalowego, elektrotechnicznego; zużyty sprzęt elektroniczny i elektryczny. <u>Źródło antropogeniczne:</u> osadniki odpadów poflotacyjnych po wzbogacaniu rud miedzi. Obecnie nie kwalifikują się one do wykorzystania, jednak roszą nadzieje na ich eksploatację w przyszłości.	Miedź wykorzystywana jest na szeroką skalę w budownictwie, szczególnie do pokrywania dachów oraz wyrobu elementów wykończeniowych, jak rynny czy parapety, w elektronice, w przemyśle chemicznym do wyrobu urządzeń, takich jak chłodnice, aparaty chemiczne, do produkcji elementów grzejnych oraz wymienników ciepłych, w jubilerstwie, jako dodatek do srebra i złota, który znacznie poprawia ich własności mechaniczne.
4.	Lit	Lit należy do pierwiastków rzadkich, jego zawartość skorupie ziemskiej wynosi ok. $3 \cdot 10^{-3}\%$. Lit w przyrodzie występuje jedynie w postaci związków chemicznych.	W Polsce nie występują złoża kopalin litu i kopalin litonośnych. Surowce litu nie są produkowane w Polsce.	<u>Źródło naturalne:</u> Nośnikami litu są w skałach magmowych minerały ciemne, zwłaszcza biotyt. Bogate w lit są granity, z którymi związane są złoża rud cynku i wolframu. W skałach ilastych lit występuje średnio w ilości 60-70 ppm. Małe ilości litu występują również w niektórych wodach mineralnych, tj. solanki jezior słonych i litonośne wody termalne. Małe ilości litu wchodzi w skład organizmów roślinnych i zwierzęcych. <u>Źródło odpadowe:</u> brak danych <u>Źródło wtórne:</u> baterie i akumulatory litowe i litowo-jonowe (rynek produkcji wzrasta 12-15%/rok) <u>Źródło antropogeniczne</u>	Lit wykorzystywany jest w przemyśle szklarskim, ceramicznym, metalurgii (m. in.: hutnictwo aluminium) oraz przy produkcji komponentów do odbiorników telewizyjnych, produkcji baterii i akumulatorów litowych, produkcji włókien szklanych i szkielek specjalnych oraz betonów o podwyższonej wytrzymałości (odpornych na dylatację termiczną dzięki dodatkowi wodorotlenku litu).

Lp.	Surowce mineralne	Występowanie w skorupie ziemskiej	Występowanie w Polsce	Źródła występowania	Zastosowanie
5.	Tytan	Tytan jest pierwiastkiem bardzo pospolitym. W składzie skorupy ziemskiej zajmuje dziesiąte miejsce. Występuje w znacznym rozproszeniu w glinokrzemianach i boksytach. Zawartość w skorupie ziemskiej wynosi 0,61%.	W Polsce największe koncentracje tytanu występują w Ławicach Odrzańskich i Słupskiej. Ich zasoby szacuje się na 12 tys. Mg TiO_2 . Złoża tytanomagnetytów znajdują się w rejonie Suwałk, są rozpoznane, ale nie zagospodarowane. Zasoby są oceniane na ok. 96, 4 mln Mg TiO_2 . W Polsce nie produkuje się surowców tytanu.	brak danych <u>Źródło naturalne:</u> Tytan w skorupie ziemskiej występuje w znacznym rozproszeniu w glinokrzemianach i boksytach, które nie są właściwym źródłem otrzymywania tytanu. Podobieństwo promienia jonowego do glinu sprawia, że tytan stanowi domieszkę glinokrzemianów, właściwe minerały tytanu występują niezmiernie rzadko <u>Źródło odpadowe:</u> Metaliczny tytan otrzymujemy przez przerób rud w procesie Krolla <u>Źródło wtórne:</u> brak danych <u>Źródło antropogeniczne:</u> brak danych	Tytan wykorzystywany jest w lotnictwie jako materiał do budowy komór kompresyjnych silników odrzutowych, w metalurgii jako dodatek uszlachetniający niektóre gatunki stali, w produkcji bieli tytanowej (pigment biały charakteryzujący się stabilnością chemiczną i wysoką siłą krycia, w metalurgii stali i staliwa stopowego, jako składnik stopów żaroodpornych.
SUROWCE NIEMETALICZNE					
6.	Baryt	Baryt to minerał rozpowszechniony w żyłowych utworach hydrotermalnych.	W Polsce baryt występuje w okolicach Boguszowa koło Wałbrzycha – złoża żyłowe, • w rejonie Stanisławowa na Pogórzu Kaczawskim – złoża żyłowe, • w Górach Świętokrzyskich, • w okolicach Machowa i Tarnobrzega, • w Dolinie Kościeliskiej (Tatry), Jedlinki koło Wałbrzycha.	<u>Źródło naturalne:</u> Baryt tworzy szereg kryształów m.in.: barytocelestyn oraz anglezytobaryt. Najczęściej spotykana postać barytu to tabliczkowate kryształki oraz skupienia skorupowe i ziarniste. Najczęściej występuje w utworach hydrotermalnych, rzadziej w osadowych. <u>Źródło odpadowe:</u> brak danych <u>Źródło wtórne:</u> brak danych <u>Źródło antropogeniczne:</u> brak danych	Baryt to podstawowy surowiec do produkcji baru metalicznego i jego związków. W medycynie sproszkowany baryt, ze względu na pochłanianie przez niego promieniowania rentgenowskiego oraz fakt, że nie wchłania się z przewodu pokarmowego stosuje się go jako składnik środka cieniującego (papkii barytowej) w diagnostyce radiologicznej przewodu pokarmowego. Wykorzystywany jest również w przemyśle papierniczym, w przemyśle gumowym, włókienniczym, chemicznym oraz w budownictwie – jako dodatek do ciężkiego betonu, gdzie zastępuje kruszywo, np. żwir; używany jest również do budowy osłon przed promieniowaniem.

Lp.	Surowce mineralne	Występowanie w skorupie ziemskiej	Występowanie w Polsce	Źródła występowania	Zastosowanie
7.	Diatomity	brak danych	W Polsce diatomity występują w Leszczawce, Jawornicach, Kuźminie, Borku Nowym, Jaworniku.	<u>Źródło naturalne:</u> skały organogeniczne, utworzone z pancerzyków glonów jednokomórkowych – okrzemek <u>Źródło odpadowe:</u> brak <u>Źródło wtórne:</u> brak <u>Źródło antropogeniczne:</u> brak	Diatomity mają szerokie zastosowanie w wielu gałęziach przemysłu jako środek filtrujący (między innymi w browarnictwie), bielący, odwadniający, materiał ogniotrwały, izolacja cieplna, akustyczna, elektryczna, jako absorbent płynnych nawozów sztucznych, środków dezynfekcyjnych i owadobójczych, przy wyrobie farb, lakierów, kamieni sztucznych, szkła wodnego, dynamitu (jako stabilizator nitrogliceryny), w przemyśle papierniczym.
8.	Perlit	brak danych	W Polsce złoża perlitu nie są znane. Brak jest realnych szans na ich odkrycie.	<u>Źródło naturalne:</u> brak <u>Źródło odpadowe:</u> brak <u>Źródło wtórne:</u> brak <u>Źródło antropogeniczne:</u> brak	Perlit ekspandowany wykorzystywany jest najczęściej w: budownictwie, jako materiał filtracyjny oraz jako wypełniacz. Ponadto perlit znajduje zastosowanie jako materiał izolacyjny i kruszywo lekkie (perlitoporyt) oraz wykorzystywany jest w ogrodnictwie, dzięki właściwościom filtrującym.
9.	Talk	brak danych	W Polsce talk występuje w małych ilościach. Talk tworzy łupki talkowe oraz skały talkowo-magnezytowe i talkowo-chlorytowe, które występują w Sobótce, Grochowej, Wirach na Dolnym Śląsku. Talk współwystępuje z kwarcem, aktynolitem i klinochlorem i a także wchodzi w skład serpentynitów oraz marmurów dolomitowych.	<u>Źródło naturalne:</u> brak perspektyw na odkrycie dużych złóż talku <u>Źródło odpadowe:</u> brak <u>Źródło wtórne:</u> brak <u>Źródło antropogeniczne:</u> brak	Talk, w formie sproszkowanej, znajduje zastosowanie w przemyśle ceramicznym, farbiarskim, do produkcji kosmetyków, wyrobów gumowych.
10.	Piaski kwarcowe	brak danych	W Polsce piaski kwarcowe wykorzystane do produkcji cegły wapienno-piaskowej stanowią złoża czwartorzędowe. Piaski te występują na powierzchni, są też poławiane w nurtach rzek. Udokumentowano 102 złóż o zasobach 273,4 mln m ³ , z czego eksploatowanych jest 29, w tym 8	<u>Źródło naturalne:</u> Piaski przemysłowe to również kopaliny okruchowe, których głównym składnikiem są ziarna kwarcu frakcji piaskowej; zwykle zawierają 80-90% krzemionki i 5-10% minerałów ilastych. Są to piaski średniej lub niskiej jakości. Ich złoża występują blisko powierzchni pod niegrubym nadkładem umożliwiając eksploatację odkrywkową. <u>Źródło odpadowe:</u>	Znajdują zastosowanie w budownictwie mieszkaniowym i przemysłowym jako zamiennik wyrobów ceramicznych. Produkowane są z nich wyroby silikatowe (cegły, pustaki, bloki, korytka). Piaski kwarcowe do produkcji betonów komórkowych w całości są zużywane do produkcji betonów komórkowych,

Lp.	Surowce mineralne	Występowanie w skorupie ziemskiej	Występowanie w Polsce	Źródła występowania	Zastosowanie
			okresowo. Złoża te występują w północnej i środkowej Polsce. Piaski kwarcowe do produkcji betonów komórkowych tworzą również złoża czwartorzędowe. Złoża w Polsce północnej mają mniejsze znaczenia, a złoża w Polsce południowej – marginalne. Udokumentowano 57 złóż, o łącznych zasobach 143 mln m ³ . Eksploatuje się 11 złóż, z czego 2 okresowo.	brak <u>Źródło wtórne:</u> brak <u>Źródło antropogeniczne:</u> Zwałowiska odpadów w wielu kopalniach piaskowca. Materiał nagromadzony w zwale ma bardzo małą wartość użytkową. W związku z tym nie zakłada się jego wykorzystania obecnie ani w przyszłości.	które są produkowane w formie cegieł, pustaków.
11.	Wapienie	Wapienie to najpowszechniej występujące w skorupie ziemskiej skały osadowe. Polska posiada liczne złoża skał wapiennych.	Wapienie są wydobywane w 62 odkrywkach. Produkcja górnicza osiąga wartość ok. 45 mln Mg.	<u>Źródło naturalne:</u> Wapienie są skałami powstałymi najczęściej w środowisku morskim (np. wapienie organogeniczne, wapienie chemiczne) rzadziej w środowisku lądowym (wapienie jeziorne, in. kreda jeziorna). Szczególną odmianą skał wapiennych jest kreda. <u>Źródło odpadowe:</u> brak <u>Źródło wtórne:</u> brak <u>Źródło antropogeniczne:</u> czynne zwały kamienia wapiennego w kopalniach wapieni.	Wapienie stosuje się do produkcji cementu i wapna. Wapienie znalazły zastosowanie w hutnictwie żelaza, w przemyśle chemicznym, szklarskim, ceramicznym, a także w rolnictwie do odkwaszania gleby i w górnictwie węgla kamiennego do zwalczania wybuchów pyłu węglowego.

4. Określenie stopnia ważności gospodarczej surowców deficytowych w Polsce

W celu zaproponowania stopnia ważności gospodarczej surowców deficytowych w Polsce przeanalizowano informacje nt. obrotów surowcami zawarte w „Bilansie Gospodarki Surowcami Mineralnymi Polski i Świata” [3].

W tabeli 2 przedstawiono sposoby gospodarki surowcami deficytowymi metalicznymi w 2012 r., a w tabeli 3 – surowcami deficytowymi niemetalicznymi.

Gospodarka surowcami deficytowymi metalicznymi w Polsce w 2012 r.
[opracowanie własne na podstawie 3]

Tabela 2

Lp.	Wyszczególnienie	Gospodarka surowcami deficytowymi metalicznymi w Polsce w 2012 r. [tys. Mg]			
		produkcja	import	eksport	zużycie
Aluminium					
1.	Aluminium niestopowe	11,1	112,5	1,9	121,7
2.	Stopy aluminium	312,0	252,8	115,5	449,3
razem (1+2)		323,1	365,3	117,4	571,0
Srebro					
1.	Srebro niestopowe				
	• srebronośne koncentraty rud miedzi	1,149	0,00	0,00	1,149
	• srebro metaliczne	1,292	0,005	1,309	-0,012
razem		2,441	0,005	1,309	1,137
Miedź					
1.	Koncentraty miedzi	427,1	17,7	0,0	444,8
2.	Miedź elektrolityczna	565,8	20,3	333,3	252,8
razem (1+2)		992,9	38,0	333,3	697,6
Lit					
1.	Surowce litu				
	• tlenek i wodorotlenek litu	0,00	0,141	0,021	0,120
	• węglan litu	0,00	0,177	0,032	0,145
razem		0,00	0,318	0,053	0,265
Tytan					
1.	Surowce tytanu				
	• rudy i koncentraty tytanu	0,00	84,1	0,0	84,1
	• żelazotytan i żelazokrzemotytan	0,00	0,289	0,019	0,270
	• tytan	0,00	0,055	0,001	0,054
razem		0,00	84,444	0,020	84,424
2.	biel tytanowa	39,8	0,7	0,0	40,5
razem (1+2)		39,8	85,144	0,020	124,924

Na podstawie danych zawartych w tabeli 2 można stwierdzić, że Polska jest:

- dużym producentem miedzi (niecały 1 mln Mg) i aluminium (ponad 300 tys. Mg) oraz srebra,
- eksporterem miedzi głównie elektrolitycznej i rafinowanej (eksportuje 1/3 ilości miedzi wyprodukowanej m. in. do Niemiec, Chin, Czech) i aluminium (eksport 1/3 ilości wyprodukowanego aluminium m. in. do Niemiec) oraz srebra (Niemcy, Belgia, USA, Wielka Brytania),

- importerem: aluminium (Rosja, Islandia, Niemcy, Belgia, Mozambik, USA, RPA), miedzi (Chile, Maroko) oraz litu i tytanu [3].

W Polsce nie występują złoża kopalin litu oraz nie produkuje się litu i surowców tytanu (z wyjątkiem bieli tytanowej w ilości 39,8 tys. Mg). Zapotrzebowanie na lit w postaci tlenków i wodorotlenków litu oraz węglanu litu pokrywane jest importem z Chin, Chile, Rosji i Szwajcarii. Zapotrzebowanie na tytan jest pokrywane importem tytanu metalicznego i proszku tytanu z Niemiec, Holandii, Chin, Belgii i Hiszpanii [3].

**Gospodarka surowcami deficytowymi niemetalicznymi w Polsce w 2012 r.
[opracowanie własne na podstawie 3]**

Tabela 2

Lp.	Wyszczególnienie	Gospodarka surowcami deficytowymi niemetalicznymi w Polsce w 2012 r. [tys. Mg]				
		wydobycie	produkcja	import	eksport	zużycie
1.	baryt	-	-	20,1	0,0	20,1
2.	diatomity i surowce pokrewne	-	0,6	7,2	3,0	4,8
3.	perlit	-	-	24,914	0,188	24,726
4.	talk i steatyt	-	-	27,4	0,8	26,6
5.	wapienie	56 906	3 8211	168	414	37 965
6.	wapno	-	1 798,8	61,2	93,7	1 766,3
7.	kreda jeziorna	16	-	-	-	-

Natomiast na podstawie informacji zawartych w tabeli 3 stwierdzono, że Polska jest:

- dużym producentem i eksporterem wapieni i wapna (łącznie) na Litwę i Ukrainę oraz do Finlandii i Niemiec w postaci wapna palonego oraz kamienia wapiennego,
- importerem: barytu (gł. Słowacja oraz Chiny, Niemcy, Włochy, Hiszpania, Wielka Brytania, Maroko i Turcja), perlitu (gł. Węgry i Słowacja), talku (gł. Francja i Austria), których się nie produkuje się bądź nie wydobywa się oraz wapieni i diatomitu [3].

W Polsce wśród surowców deficytowych metalicznych obserwuje się największe zużycie miedzi, lecz nie przewyższające jej produkcji. Kolejnym surowcem, którego zużycie jest wysokie jest aluminium. Produkcja aluminium w Polsce jest zbyt niska, aby pokryć roczne zużycie i z tego względu konieczny jest jego import. Zużycie tytanu w naszym kraju wynosi ponad 120 tys. Mg, z czego ok. 70% pochodzi z importu. Najniższe jest zużycie srebra i litu [3].

W Polsce największy poziomem zużycia surowców deficytowych niemetalicznych dotyczy grupy wapieni i wapna (40 mln Mg). Na podobnym poziomie zużycia znajduje się talk i steatyt oraz perlit i baryt (średnio od 20 do 27 tys. Mg). Natomiast diatomity i surowce pokrewne osiągają poziom zużycia ok. 5 tys. Mg [3].

Wydobycie piasków do produkcji wyrobów wapienno-piaskowych oraz betonów komórkowych wynosiło w 2012 r. ok. 3,8 mln Mg. Piaski te są surowcami o znaczeniu lokalnym, użytkowanymi w przyległych zakładach. Z tego też względu nie notuje się ich obrotów [13].

Na podstawie wielkości zużycia będącego miarą zapotrzebowania na surowce deficytowe zaproponowano grupy ważności gospodarczej surowców deficytowych, które przedstawiono w tabeli 4.

**Grupy ważności gospodarczej surowców deficytowych metalicznych
i niemetalicznych [opracowanie własne na podstawie 3,13]**

Tabela 4

Lp.	Grupa	Grupy ważności gospodarczej	
		surowce deficytowe metaliczne	surowce deficytowe niemetaliczne
1.	I	miedź i aluminium	wapienie i wapno (razem)
2.	II	tytan	talk i steatyt perlit baryt
3.	III	srebro i lit	diatomity i surowce pokrewne

5. Przegląd stosowanych technologii pozyskiwania surowców deficytowych metalicznych [2,6,12]

Miedź jest surowcem metalicznym, dla którego opracowano najwięcej metod pozyskiwaniu i przeróbki. Miedź pierwotną pozyskuje się w procesach pirometalurgicznych i hydrometalurgicznych. Natomiast miedź wtórna wytwarzana jest w procesach pirometalurgicznych. Główną metodą wzbogacania rud miedzi jest flotacja (85% wzbogacanych rud).

Aluminium pozyskiwane jest metodami alkaicznymi i kwasowymi. Pozyskuje się go tymi metodami również z materiałów odpadowych.

Najbardziej opłacalną technologią otrzymywania tytanu dla przemysłowego stosowania jest techniczna metoda określana proces Krolla. Proces ten polega na otrzymywaniu metalicznego tytanu poprzez redukcję chlorku tytanu(IV) magnezem. Pomimo badań nad tańszym i wydajniejszym sposobem otrzymywania tytanu, proces Krolla jest do dzisiaj używany do komercyjnego pozyskiwania metalu. Przeróbce mechanicznej poddaje się wszystkie rudy tytanu.

Podstawowymi metodami pozyskiwania *srebra* z koncentratów galeny srebronośnej są metody Parkesa lub Pattinsona. Obie metody wykorzystują specyficzne właściwości ciekłego cynku w celu oddzielenia srebra od ołowiu. W KGHM, największym polskim producencie srebra, stosowana jest technologia firmy Boliden, polegająca na wsadzeniu do pieca szlamu anodowego. Natomiast główną technologią przeróbki srebra jest metoda oparta na procesie cyjankowym oraz prażeniu chlorującym.

Najpopularniejszą metodą pozyskiwania *litu* jest odparowanie solanki. Rudy litu poddaje się wzbogacaniu ręcznemu oraz wykorzystuje się metody grawitacyjne, magnetyczne, termiczne lub chemiczne.

Powyższe technologie pozyskiwania i przeróbki surowców deficytowych metalicznych są obecnie wykorzystywane w stopniu zależnym od zapotrzebowania na dany surowiec.

6. Przegląd stosowanych technologii pozyskiwania surowców deficytowych niemetalicznych [5,9,10,11,13,14,15]:

W związku z niewielką ilością dostępnych informacji na temat sposobu pozyskiwania i przeróbki surowców niemetalicznych deficytowych trudno jest o przeprowadzenie kompleksowej oceny poszczególnych technologii. Wobec tego, przeprowadzono jedynie

syntetyczną ocenę surowców niemetalicznych według analizy stanu bazy zasobowej oraz stopnia wykorzystania w przemyśle.

W Polsce *talk* występuje w bardzo małych ilościach. Na polski rynek surowcowy importowany jest w znacznej ilości talk koreański, który jest kopaliną towarzyszącą magnezytom. Wydobywanie talku prowadzone jest głównie metodą odkrywkową i w niewielkim zakresie metodą głębinową w kopalni Dae Hung.

Perlit jest skałą pochodzenia wulkanicznego powstająca na skutek nagłego ochłodzenia lawy wypływającej na powierzchnię ziemi. Złoża perlitu nie występują na terenie Polski.

Ze względu na niewielkie zasoby powyższych minerałów w Polsce lub brak ich występowania nie ma konieczności opracowywania nowych technologii pozyskiwania i przeróbki tych surowców deficytowych.

Wapienie są wydobywane metodą stokowa lub stokowo-wgłębną w zależności od zalegania złoża kopaliny.

Do 2008 r. kopalnie *barytu* bazowały na zgromadzonych odpadach poflotacyjnych. Krajowe zapotrzebowanie na baryt pokrywane jest importem. Baryt systematycznie traci znaczenie w większości zastosowań w przemyśle na rzecz innych surowców, które są bardziej trwałe i wydajne oraz ekonomiczne i jest stopniowo wypierany przez sztucznie otrzymywaną biel tytanową.

Podsumowując, można stwierdzić, że niewielkie zasoby krajowych złóż surowców deficytowych niemetalicznych lub ograniczone możliwości eksploatacji tych złóż, sprawiają, że zapotrzebowanie na te surowce pokrywane jest w dużej mierze importem, a rozwój technologii ich pozyskiwania i przeróbki jest znikomy.

7. Technologia suchej separacji rudy barytowej oraz wapieni z wykorzystaniem powietrznych stołów koncentracyjnych

Proces wzbogacania jest niezbędnym etapem prac następującym po etapie wydobywania kopaliny w zakładzie górniczym. Dopiero po procesie wzbogacania wydobyta kopalina może być kierowana do działu sprzedaży. Obecnie nastąpił powrót do zapomnianych już metod rozdziału (wzbogacania) surowców mineralnych metodą suchą. Proces wzbogacania surowców mineralnych metodą suchą można prowadzić m.in. na tzw. powietrznych stołach koncentracyjnych. Powietrzne stoły koncentracyjne wykorzystywane do wzbogacania rud oraz węgla znane są od prawie 100 lat. Powstały aby umożliwić przeróbkę surowców w rejonach z deficytem wody, czyli tam gdzie wzbogacanie metodą moką nie było możliwe. Ówczesne powietrzne stoły koncentracyjne niewiele różniły się od stołów koncentracyjnych stosowanych jako wzbogacalniki strumieniowe z wykorzystaniem spływającego strumienia wody. W powietrznych wzbogacalnikach woda została zastąpiona powietrzem dostarczanym przez otwory w perforowanej płycie roboczej. Zaletą tych urządzeń jest prosta konstrukcja, szybki termin dostarczenia przez producenta, łatwość montażu a przede wszystkim bardzo niskie koszty inwestycyjne i eksploatacyjne. Ta ostatnia zaleta pozwala na nawet kilkukrotne obniżenie kosztów pozyskania produktów handlowych. Ma to ogromne znaczenie dla podniesienia stopnia konkurencyjności cenowej tak wzbogacanego surowca na rynku krajowym i międzynarodowym i potwierdziły przydatność tej technologii w warunkach krajowych [1].

Obecnie technologia suchej separacji budzi ogromne zainteresowanie, w szczególności wśród podmiotów zajmujących się produkcją węgla oraz firm trudniących się odzyskiem węgla z odpadów wydobywczych. IMBiGS jest właścicielem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1 od grudnia 2012 r. W Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego IMBiGS prowadzono wiele prac badawczych związanych

z suchym odkamienianiem węgla kamiennego na stole koncentracyjnym typu FGX-1 dla klientów zewnętrznych. Dotychczas wykonane prace badawcze pozwoliły na opracowanie metodyki badawczej związanej z procesem suchej separacji [1].

Bardzo ważnym parametrem kwalifikującym materiał mineralny do rozdziału jest jego gęstość. Największe wartości gęstości posiadają metale rodzime (w granicach 10–23 g/cm³) oraz minerały kruszczowe (w granicach 9–4 g/cm³), a najmniejsze substancje pochodzenia organicznego, np. bursztyn (1,33 g/cm³) i węgiel kamienny (1,3 –1,6 g/cm³). Natomiast większość minerałów skałotwórczych posiada gęstość przekraczającą nawet 4 g/cm³. Baryt, który należy do surowców deficytowych niemetalicznych charakteryzuje się gęstością w granicach 4,3 do 4,6 g/cm³, natomiast gęstość wapieni, w tym margli waha się w granicach od 2,6 do 2,8 g/cm³.

W oparciu o nabyte doświadczenie przy suchej separacji węgla kamiennego można stwierdzić, że istnieje potencjalna możliwość przeprowadzenia powietrznej separacji rudy barytowej oraz wapieni z wykorzystaniem stołu koncentracyjnego typu FGX-1. Wymaga to jednak przeprowadzenia odpowiednich prób badawczych oraz dostosowania urządzenia do parametrów nowo badanych materiałów (zastosowanie dodatkowego systemu dmuchaw) i na tej podstawie opracowania metodyki suchej separacji.

8. Podsumowanie

1. Pomimo, że Polska jest krajem dość zasobnym w surowce mineralne, nie występują na jej terenie złoża kopalin litu i kopalin litonośnych oraz glinu. Złoża talku występują w małych ilościach. Brak perspektyw na odkrycie dużych nowych złóż talku w Polsce. W Polsce nie występują także złoża perlitu i brak realnych szans na ich odkrycie. Z tego powodu surowce litu, talku, perlitu nie są produkowane w Polsce.
2. Na podstawie przeprowadzonych analiz stwierdzono, że Polska jest:
 - dużym producentem miedzi (niecały 1 mln Mg) i aluminium (ponad 300 tys. Mg) oraz srebra,
 - eksporterem miedzi głównie elektrolitycznej i rafinowanej (eksportuje 1/3 ilości miedzi wyprodukowanej m. in. do Niemiec, Chin, Czech) i aluminium (eksport 1/3 ilości wyprodukowanego aluminium m. in. do Niemiec) oraz srebra (Niemcy, Belgia, USA, Wielka Brytania),
 - importerem: aluminium (Rosja, Islandia, Niemcy, Belgia, Mozambik, USA, RPA), miedzi (Chile, Maroko) oraz litu i tytanu.

oraz

- dużym producentem i eksporterem wapieni i wapna (łącznie) na Litwę i Ukrainę oraz do Finlandii i Niemiec w postaci wapna palonego oraz kamienia wapiennego,
 - importerem: barytu (gł. Słowacja oraz Chiny, Niemcy, Włochy, Hiszpania, Wielka Brytania, Maroko i Turcja), perlitu (gł. Węgry i Słowacja), talku (gł. Francja i Austria), których się nie produkuje się bądź nie wydobywa się oraz wapieni i diatomitu.
3. Na podstawie wielkości zużycia będącego miarą zapotrzebowania na surowce deficytowe zaproponowano grupy ważności gospodarczej surowców deficytowych (tabela 4).
 4. Obecnie w Polsce stosowanych jest szereg rodzajów technologii pozyskiwania i przeróbki surowców deficytowych metalicznych. Stopień ich wykorzystania zależy od zapotrzebowania na dany surowiec. Ze względu na niewielkie zasoby krajowych złóż surowców deficytowych niemetalicznych lub ograniczone możliwości eksploatacji tych złóż, zapotrzebowanie na te surowce pokrywane jest w dużej mierze importem, a rozwój technologii ich pozyskiwania i przeróbki jest znikomy.
 5. Obecnie technologia suchej separacji budzi ogromne zainteresowanie, w szczególności wśród podmiotów zajmujących się produkcją węgla oraz firm

trudniących się odzyskiem węgla z odpadów wydobywczych. IMBiGS jest właścicielem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX-1 od grudnia 2012 r.

Bardzo ważnym parametrem kwalifikującym materiał mineralny do rozdziału jest jego gęstość. Większość minerałów skałotwórczych posiada gęstość przekraczającą nawet 4 g/cm³. Baryt, który należy do surowców deficytowych niemetalicznych charakteryzuje się gęstością w granicach 4,3 do 4,6 g/cm³, natomiast gęstość wapieni, w tym margli waha się w granicach od 2,6 do 2,8 g/cm³. Istnieje więc potencjalna możliwość przeprowadzenia powietrznej separacji rudy barytowej oraz wapieni. Wymienione korzyści ze stosowania powietrznych stołów koncentracyjnych pozwalają sądzić, że technologia ta wkrótce zostanie wdrożona przez sektor wydobywczy i przetwórczy węgla kamiennego oraz surowców mineralnych w Polsce.

Literatura

1. Baic I., Blaschke W., Nowoczesne powietrzne stoły koncentracyjne do wzbogacania węgla kamiennego konferencja pt. "Nowoczesne rozwiązania z zakresu procesów technologicznych przeróbki kopalin", organizator EMAG, Szczyrk 15-16 maja 2014 r.
2. Blaschke Z., Blaschke W.: Mała encyklopedia technologii przeróbki kopalin, Inżynieria Mineralna, Rocznik VIII nr 2, Rocznik IX nr 1,2, Wyd. Polskie Towarzystwo Przeróbki Kopalin, Kraków 2011 r.
3. Bilans gospodarki surowcami mineralnymi Polski i świata (IGSMiE, PAN, Kraków 2011).
4. Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce, PIG, Warszawa 2013.
5. Kaleta J., Papciak D., Puzskarewicz A.: „Klinoptyloity i diatomity w aspekcie przydatności w uzdatnianiu wody i oczyszczaniu ścieków”, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 23, Zeszyt 3, str. 21-34, 2007 r.
6. Litwińczyk-Kwaśnicka M., Aluminium. Metody otrzymywania oraz odzysku z materiałów odpadowych, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 24, Zeszyt 3/3, 2008.
7. Mineralne surowce odpadowe pod red. R. Neya, seria Surowce Mineralne Polski, Wydawnictwo GSMiE, Kraków 2009.
8. Nieć M., Kopaliny towarzyszące i złoża antropogeniczne. Problemy definicji i wykorzystania, Górnictwo Odkrywkowe, 2010.
9. Pradel K.: „Laboratoryjne i przemysłowe wzbogacanie barytowych odpadów poflotacyjnych z Boguszowa-Gorc”.
10. Puzskarewicz A.: „Diatomity w ochronie środowiska i gospodarce”, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Nr 218, Budownictwo i Inżynieria Środowiska, zeszyt 38, 2004 r.
11. Sobieraj S., Ślęczka A.: „Odzysk barytu z frakcji mułowej metodą flokulacyjno-flotacyjną”, Instytut Przeróbki Kopalin Politechniki Śląskiej.
12. Surowce metaliczne pod red. R. Neya, seria Surowce Mineralne Polski, Wydawnictwo GSMiE, Kraków 1997.
13. Surowce skalne. Kruszywa naturalne i piaski przemysłowe pod red. R. Neya, seria Surowce Mineralne Polski, Wydawnictwo GSMiE, Kraków 2003.
14. Szewczyk M., Kacprzak M.: „Górnictwo odkrywkowe wapieni i margli w Polsce. Zasoby, wydobywanie i stan zagospodarowania złóż”, Gospodarka surowcami mineralnymi, tom 29, Zeszyt 2, str. 69-77, 2013.
15. Wyszomirski P., Niesyt M., Tendera P.: „Talk ze złoża DaeHung jako surowiec do produkcji płytek ceramicznych”, Materiały Ceramiczne Nr 61, 1, str. 66-71, 2009 r.

Metale w węglach i produktach ich spalania

Jan J. Hycnar – Ecocoal Consulting Center, **Barbara Tora** – Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Przyczyny zainteresowania odzyskiem metali z węgla i produktów ich wzbogacania i spalania

Bardzo duże zainteresowanie związkami metali ziem rzadkich (REE – Rare Earth Element) wynika z ich specyficznych właściwości nadawania nowych cech fizykochemicznych nowym i dotychczasowym tworzywom. Przykładem tych nowych możliwości są doświadczenia ostatnich lat wykorzystania pierwiastków rzadkich i śladowych do:

- cer – katalizatory, stopy metali,
- dysproz – silne magnesy, lasery,
- erb – lasery, wzmacniacze optyczne,
- europ – wyświetlacze ciekłokrystaliczne, oświetlenie fluorescencyjne,
- gadolin – produkcja zielonego luminoforu w ekranach CRT i scyntylatorów w obrazowaniu rentgenowskim,
- gal – diody i tranzystory (ultrafiolet i niebieski), stopy niskotopliwe, materiały smarowe, katalizatory,
- german – elektronika, światłowody, stopy metali dla lotnictwa, tworzywa o strukturze grafenu i silicenów,
- holm – silne magnesy,
- iterb – światłowody, płyty ogniw słonecznych,
- itr – luminofory, ceramika, stopy metali,
- lantan – baterie, klisze rentgenowskie, katalizatory w procesach przerobu ropy naftowej,
- lit – szkło i ceramika, akumulatory, materiały smarowe, energia jądrowa,
- skand – stopy metali do przemysłu lotniczego i kosmicznego,
- neodym – silne magnesy neodymowe, lasery,
- prazeodym – składniki stopów do wyrobu magnesów (zapobiega korozji),
- promet – źródło promieniowania beta,
- samar – magnesy do pracy w wysokich temperaturach, pręty sterujące reaktory atomowe,
- terb – luminofory do lamp i wyświetlaczy,
- tul – ceramiczne materiały magnetyczne.

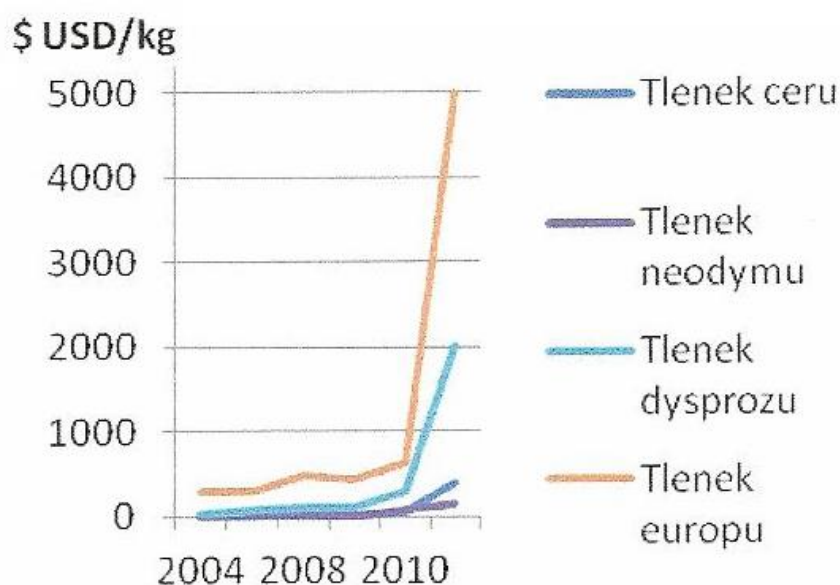
Pomimo powszechnego zainteresowania metalami rzadkimi i śladowymi, dostępność do nich jest ograniczona ze względu na nierównomierne ich występowanie w skorupie ziemskiej. Największe zasoby posiadają Chiny, które są też czołowym producentem koncentratów ziem rzadkich – tabela 1.

Główni producenci REE na świecie [2]

Tabela 1

Producent	Wydobycie Mg	Udział w rynku %	Zasoby	
			mln Mg	%
Chiny	130 000	>93,0	–	58
USA	3 500	2,5	40	9
Indie	3 000	2,1	–	–
Rosja	2 000	1,4	19	13*
Brazylia	550	–	8,1	–
Malezja	30	–	–	–
Australia	–	–	–	4

Zmonopolizowanie produkcji koncentratów metali rzadkich przez Chiny spowodowało gwałtowny wzrost ceny niektórych z nich, co ilustruje rysunek 1.



Rys.1. Zmiana cen wybranych koncentratów metali ziem rzadkich w roku 2012 [2]

Działania głównego producenta koncentratów metali ziem rzadkich, Chin, nie ograniczyły się tylko do regulacji cen, ale także do regulacji wielkości ich dostaw na rynek światowy [2,8,11]. Szczególnie ostro wystąpiły te ograniczenia w stosunku do Japonii (zmniejszenie dostaw rzędu 20%), zagrażając realizacji szeregu projektów *high-tech*, w tym odbudowy mocy energetycznej w oparciu o farmy wiatraków dla skompensowania ubytków produkcji energii elektrycznej z tytułu awarii i wyłączenia elektrowni atomowych.

Stany Zjednoczone (największy użytkownik metali rzadkich), po przerwaniu wydobycia rud lantanowców w latach 90-tych ubiegłego stulecia, w ostatnich latach wznowiły w Kalifornii eksploatację własnych złóż.

Kraje Unii Europejskiej natomiast uznały metale ziem rzadkich za jeden z 14 surowców krytycznych, o znaczeniu strategicznym dla rozwoju nowoczesnych, wysoko zaawansowanych technologii.

W tej sytuacji wzrosło gwałtownie zainteresowanie rozeznaniem wszelkiego rodzaju potencjalnych surowców pierwiastków ziem rzadkich i śladowych oraz ich odzyskiwaniem ze złomu elektronicznego itp.

Ze względu na masowość występowania i stosowania węgla oraz duże ich zróżnicowanie z tytułu różnego pochodzenia geologicznego, szereg węgla, produktów i odpadów z ich wzbogacania oraz produkty z ich termicznego wzbogacania (spalania, zgazowania, kokosowania) mogą stać się potencjalnym źródłem koncentratów metali rzadkich i śladowych [10].

2. Występowanie metali ziem rzadkich i śladowych w węglach

W węglach kamiennych i brunatnych oraz ich derywatach praktycznie występują wszystkie związki naturalnych pierwiastków chemicznych. Przeprowadzony w latach 80-tych ubiegłego stulecia przegląd publikacji wykazał, że w produktach spalania węgla wykrywano/oznaczano aż 81 pierwiastków [4]. Aktualnie zainteresowanie pierwiastkami w węglach skupia się głównie na grupie lantanowców i na pierwiastkach śladowych, z punktu widzenia potencjału surowcowego i oddziaływania na środowisko, przy bardzo ograniczonym ich wykorzystaniu do wytwarzania koncentratów metali (rys. 2.).

UKŁAD OKRESOWY PIERWIASTKÓW

Metale ziem rzadkich: Skand, Itr, Lantan, Cer, Prazeodym, Neodym, Promet, Samar, Europ, Gadolin, Terb, Dysproz, Holm, Erb, Tul, Iterb i Lutet (skrót - kolor czerwony).

badania
wdrożenia

L*
Lantanowce

A*
Aktynowce

Rys.2. Obszary badań i wdrożeń metali występujących w węglach

Pierwiastki ziem rzadkich występują głównie w ilastych minerałach węgla, w drobnych ziarnach minerałów – fosforanach, siarczanach, karbonatytach itp. Stwierdzono między innymi:

- związek między obecnością REE w węglu a zawartością pierwiastków: Si, Al, Na, P, Mn, Cu, Co, Zn,
- związek pomiędzy występowaniem REE a obecnością kaolinitu, hornblendy, biotytu i muskowitu,
- związek występowania REE z glinokrzemianami.

Mogą również być związane z masą organiczną węgla (macerałem). Szczególnie interesujące jest występowanie związków germanu i galu w macerale [9].

Dużą rozpiętość w występowaniu i zawartości pierwiastków w węglach i popiołach lotnych ilustrują dane zawarte w tabeli 2. Analizując prezentowane wartości, widać jasno wzrost ich ilości w popiołach lotnych. W tych przypadkach, proces spalania można traktować jako jedną z alternatyw ich wzbogacania.

**Występowanie związków pierwiastków chemicznych w węglach
i w popiołach lotnych [14]**

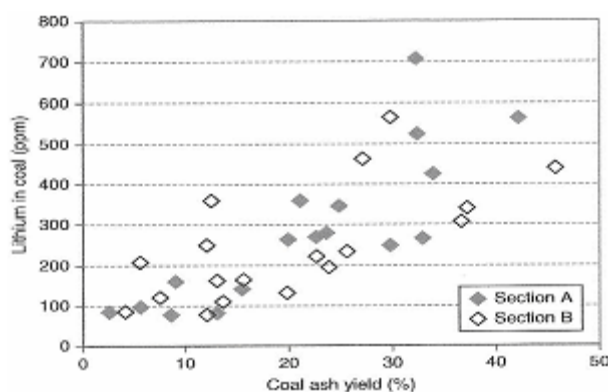
Tabela 2

Detailed Range of Trace Elements in Coal and Fly Ash					
Element	Coal (ppm)	Fly Ash (ppm)	Element	Coal (ppm)	Fly Ash (ppm)
Aluminum (Al)	—	11,500 - 144,000	Manganese (Mn)	2.5 - 15.0	31 - 4,400
Antimony (Sb)	—	0.8 - 1,000	Mercury (Hg)	0.05 - 0.40	0.01 - 22.0
Arsenic (As)	0.8 - 100	2.3 - 1,700	Molybdenum (Mo)	6.5 - 500	—
Barium (Ba)	70 - 120	90.0 - 13,900	Nickel (Ni)	6.5 - 29.0	1.8 - 8,000
Beryllium (Be)	0.24 - 2.60	1.0 - 1,000	Niobium (Nb)	—	16.0 - <22.0
Bismuth (Bi)	—	10 - 30	Palladium (Pd)	—	0.2 - —
Boron (B)	5 - 125	<10 - 3,000	Phosphorus (P)	15 - 1600	600 - 2,500
Bromine (Br)	0.7 - 28.0	0.3 - 670	Platinum (Pt)	—	0.7 - —
Cadmium (Cd)	0.1 - 0.6	0.1 - 250.0	Potassium (K)	—	1,534 - 34,000
Calcium (Ca)	—	5,400 - 177,000	Rhodium (Rh)	—	0.02 - —
Cerium (Ce)	11 - 41	28 - 320	Rubidium (Rb)	9 - 63	25 - 300
Cesium (Cs)	0.4 - 6.0	1.4 - 17.0	Samarium (Sm)	0.9 - 4.2	3.7 - 43.0
Chlorine (Cl)	—	13 - 25,000	Selenium (Se)	1.75 - 9.0	1.2 - <500
Chromium (Cr)	10 - 90	11 - 7,400	Silicon (Si)	—	196,000 - 271,000
Cobalt (Co)	1.5 - 34.0	6 - 1,500	Silver (Ag)	0.01 - 0.06	1 - 50
Copper (Cu)	5 - 30	30 - 3,020	Sodium (Na)	—	1,180 - 20,300
Dysprosium (Dy)	0.7 - 3.5	4.2 - 31.0	Sulfur (S)	—	0.11 - 0.25
Europium (Eu)	0.17 - 0.90	1.0 - 16.7	Strontium (Sr)	30 - 550	40 - 9,600
Fluorine (F)	50 - 160	0.4 - 624.0	Tantalum (Ta)	0.12 - 1.20	0.5 - 2.6
Gallium (Ga)	3 - 11	10 - 10,000	Tellurium (Te)	—	0.11 - 10.0
Germanium (Ge)	<10 - 11,000	—	Thallium (Tl)	—	1.1 - 100.0
Gold (Au)	—	0.004 - 0.5	Thorium (Th)	1.8 - 9.0	1.8 - 68.0
Hafnium (Hf)	0.6 - 2.2	1.4 - 11.0	Tin (Sn)	0.2 - 8.0	<3.0 - 4,250
Indium (In)	—	0.1 - 2.4	Titanium (Ti)	—	400 - 15,900
Iodine (I)	0.35 - 5.0	0.1 - 200	Tungsten (W)	0.22 - 1.30	2.9 - 42.0
Iron (Fe)	—	1,800 - 289,000	Uranium (U)	—	0.8 - 30.1
Lanthanum (La)	6 - 24	17 - 270	Vanadium (V)	15 - 70	20 - 1,180
Lead (Pb)	1 - 18	3.1 - 1,600	Ytterbium (Yb)	0.18 - 1.50	1.7 - 23.0
Lithium (Li)	—	77 - 120	Yttrium (Y)	—	21 - 900
Lutetium (Lu)	0.04 - 0.40	0.41 - 4.30	Zinc (Zn)	2 - 125	14 - 13,000
Magnesium (Mg)	4,900 - 60,800	—	Zirconium (Zr)	8 - 90	100 - 5,000

Występowanie metali śladowych i ziem rzadkich w krajowych węglach jest również przedmiotem szeregu prac badawczych i publikacji, ze wskazaniem na możliwość wzrostu ich zawartości poprzez selektywny dobór i spalanie węgla [2,13,18].

Przy doborze węgla jako potencjalnego surowca danego metalu, ważną jest znajomość zawartości metalu w węglu i w jego popiele po spalaniu. W szeregu przypadkach, stwierdza się ścisłą zależność od zawartości popiołu w węglu (rys.3).

Doświadczenia zdobyte przy uruchomieniu produkcji koncentratów germanu, żelaza i wapnia z popiołów lotnych, wykazały konieczność rozwiązania szeregu problemów surowcowych, doboru i optymalizacji procesu przygotowania i spalania węgla oraz wydzielania popiołów najbogatszych w metale.

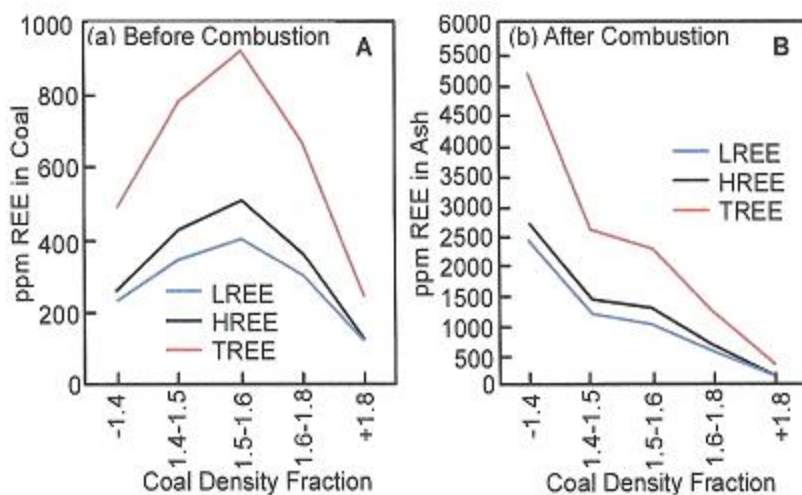


Rys.3. Zależność zawartości litu w węglu od zawartości popiołu w węglu [19]

3. Wpływ metod wzbogacania węgla na zawartość metali

Dla uzyskania najbogatszych koncentratów metali z węgla, istotną jest znajomość postaci ich występowania i ich zasiedlenia w strukturach i składnikach węgla i skał towarzyszących. Wiedza ta umożliwia dokonanie właściwej selekcji surowców i doboru optymalnych metod ich wzbogacania.

W przypadku wzbogacania węgla w cieczach ciężkich, najbogatsze koncentraty REE uzyskiwano w obszarach gęstości 1,5 do 1,6 kg/dm³, co ilustruje rysunek 4. Interesującym jest, że w obszarze badanych gęstości (1,4 do 1,8) zmiany zawartości pierwiastków ziem rzadkich miały podobne przebiegi dla grupy lekkich, średnich i ciężkich REE, z tym, że największe wzbogacenie wykazują ciężkie pierwiastki znane pod symbolem TREE.



Rys.4. Wpływ gęstości cieczy ciężkiej na zawartość REE w produktach wzbogacania węgla i popiołów [15]

Odmienne przebiegi krzywych wzbogacania do węgla wykazują popioły ze spalania węgla. Najbogatszymi w REE okazały się popioły wydzielane w cieczach o gęstości 1,4 do 1,5 kg/dm³. Podobnie jak przy węglu, nie uległa zmianie kolejność stężeń REE, najwyższa zawartość TREE, średnia HREE i najniższa LREE.

Traktując proces spalania jako termiczną metodę wzbogacania węgla, w omawianym przypadku porównując najwyższe wartości, uzyskano dodatkowo około sześciokrotny wzrost zawartości REE,

4. Wpływ metod termicznych przeróbki węgla na zawartość metali

Jak już wcześniej wspomniano, proces spalania węgla prowadzi do wzbogacenia szeregu metali w stałych produktach spalania węgla. W zależności od rodzaju związków chemicznych zawartych w węglach, procesu termicznego (spalanie, zgazowanie, koksowanie, spiekanie) i systemu wydzielania stałych produktów termicznej przeróbki węgla, koncentraty metali mogą stanowić popioły lotne lub żużle oraz ich mieszaniny.

Węgla zawierające związki metali tworzące w warunkach termicznej obróbki lotne produkty (chlorki, siarczki, tlenki m.in. Ga, Ge, Hg itd.), będą się koncentrować głównie na ziarnach popiołów lotnych, wydzielanych w elektrofiltrach, filtrach workowych lub ceramicznych oraz częściowo w wodach (ściekach) z instalacji mokrego odsiarczania spalin [3,9.16].

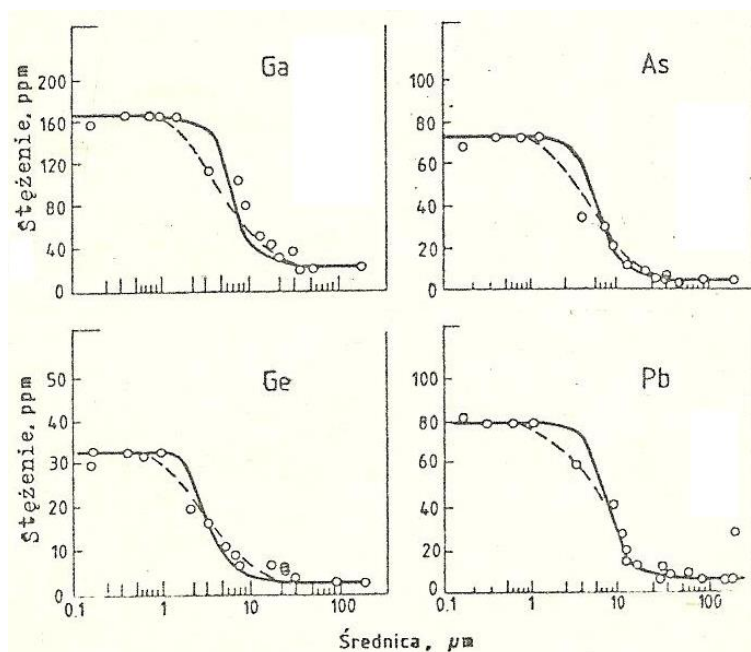
Powstające w paleniskach lotne związki metali, w ciągu spalinowym ulegają ochłodzeniu i kondensują na ziarnach popiołów lotnych. Jeżeli odpylanie spalin jest prowadzone w elektrofiltrach wyposażonych w strefowe odbiory (2 do 5), wydzielane popioły lotne bardzo się różnią zawartością metali.

Najwyższe zawartości występują w najdrobniejszych popiołach lotnych wydzielanych w ostatniej strefie lub w filtrze, instalowanym po elektrofiltrze. Wzrost zawartości metali w popiołach zależy od wielkości ziaren popiołowych i ma przebieg skokowy w zakresie ziaren poniżej 10 μm , co dokumentują dane na rysunku 5 i tabeli 3. Z tych to powodów duże znaczenie posiada sprawność elektrofiltru i skuteczność selektywnego odbioru popiołu z elektrofiltru. Wpływ uziarnienia popiołu również potwierdzono w przypadku REE [1].

Wpływ wielkości ziaren popiołów lotnych na zawartość pierwiastków śladowych [17]

Tabela 3

Pierwiastek	Zawartość $\mu\text{g/g}$	
	Cząstki powyżej 8 μm	Cząstki poniżej 0,32 μm
Zn	135 – 365	4250 – 6200
As	33 – 64	695 – 770
Cr	125 – 225	515 – 570
Cu	265 – 330	1760 – 1140
Cd	4,0 – 7,0	51 – 89
Mn	235 – 630	2420 – 1930
Se	59 – 110	3160 – 8730



Rys.5. Średnie zawartości lotnych związków metali w zależności od średnicy ziaren popiołowych [17]

Duże znaczenie dla uzyskiwania bogatych koncentratów metali z węgla ma wybór paleniska, które decyduje o temperaturach spalania oraz o rodzajach i ilościach stałych produktów spalania.

Najwyższe temperatury spalania węgla, nawet do 1.800°C, gwarantują generatory zgazowujące i kotły z paleniskami cyklonowymi, w których części mineralne węgla ulegają głównie stopieniu w żużel, a tylko mała ilość popiołów lotnych (3 do 6%) jest wydzielana z syntez gazu/spalin na filtrach lub w elektrofiltrach. W takich warunkach dochodzi do „pełnej” sublimacji lotnych pierwiastków i następnie ich kondensacji na ziarnach popiołowych, stanowiących zaledwie ok. 10 % balastu zawartego w węglu [5,9]. W tym zakresie duże efekty technologiczne i ekonomiczne osiągnięto w Hiszpanii, gdzie popiół lotny z instalacji zgazowania mieszaniny węgla z koksem naftowym jest sprzedawany jako koncentrat germanowy [3].

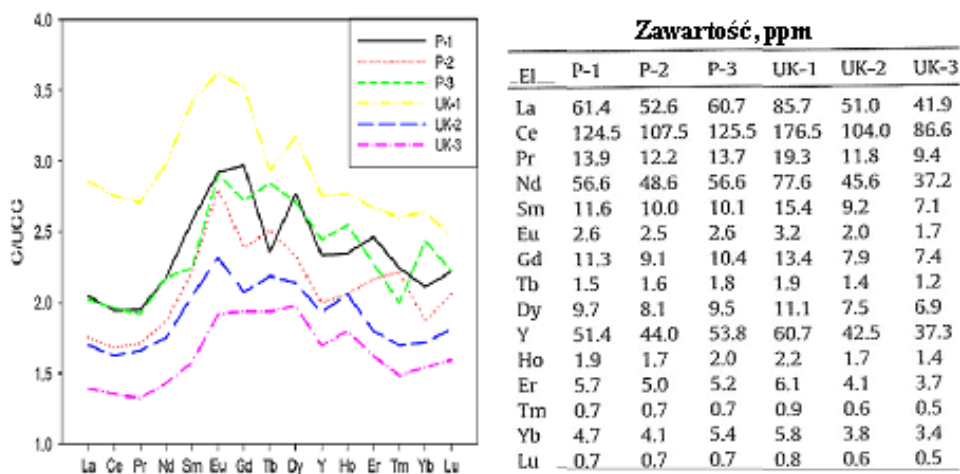
Z punktu widzenia możliwości zmniejszenia ilości popiołu lotnego w procesach odzysku metali lotnych ma znaczenie także stosowanie kotłów rusztowych, w których temperatury dochodzą do 1.400 – 1.600°C, a ilość powstających popiołów lotnych (pyłów dymnicowych) stanowi zazwyczaj około 20% balastu zawartego w węglu. Instalacja taka, dla odzysku metali śladowych, wymaga stosowania skutecznego systemu odpylania spalin (elektrofiltr, filtr tkaninowy). Paleniska takie używane były do wytwarzania koncentratów galu i germanu w Czechach, Rosji i na Węgrzech.

W energetyce zawodowej i przemysłowej podstawowymi jednostkami energetycznymi są jednak kotły z paleniskami pyłowymi o temperaturach spalania paliw rzędu 1.200 – 1.600°C, ale wydzielających popioły lotne w ilości około 80% i żużel, pozostałe 20%. Natomiast system oczyszczania spalin zazwyczaj umożliwia odbiór grubego popiołu w ilości ok. 80%, średniego 15% i najdrobniejszego około 5%. Selektowny odbiór najczęściej wykorzystywany jest do odbioru popiołów lotnych, bogatych w związki żelaza (odzysk magnetytu) i wapnia (nawozy wapniowo-magnezowe).

W warunkach dwóch brytyjskich elektrowni (Ironbridge i West Barton), spalających węgiel importowany z Rosji i Republiki Południowej Afryki, stwierdzono następującą tendencję [16]:

- popioły lotne w porównaniu do żużla zawierają więcej Ga, W, Mo, In i Sb,
- żużle w porównaniu do popiołów lotnych zawierają więcej Mn, Fe, Pd, Pt i Pa,
- natomiast w równoważnych ilościach w popiele lotnym i w żużlu występują REE, Nb, Mg i Al.

Z przedstawionych wyników badań można wywnioskować, że w przypadku REE największe znaczenia ma spalanie węgla o najwyższych ich zawartościach. Potwierdzeniem tej tezy są również wyniki badań popiołów lotnych otrzymanych z 6 różnych węgla (rys.6).



Rys.6. Porównanie zawartości REE w sześciu popiołach lotnych pobranych z obiektów przemysłowych [1]

Przy wyborze (segregacji-selekcji) surowca do wydzielania koncentratów metali nie zawsze najistotniejszym jest najwyższa zawartość związków danego metalu w węglu. Istotnym jest znajomość postaci występujących związków metali i ciągu technologicznego, może się tak zdarzyć, że z surowca o mniejszej zawartości związków uzyskuje się znacznie bogatsze koncentraty metali.

Największy odzysk metali śladowych i REE gwarantują metody chemicznego odsiarczania i demineralizacji węgla [9].

5. Doświadczenia krajowe w zakresie otrzymywania koncentratów metali

Prowadzone w Polsce badania pozwoliły na wdrożenie technologii produkcji koncentratów metali, m.in.:

- **koncentratu tlenku germanu i galu**, poprzez dobór węgla wysokogermanowych i ich spalanie w palenisku ze stołem stapiania popiołów i następnie wydzielania najdrobniejszych frakcji popiołów lotnych w elektrofiltrze o wysokiej sprawności (>99,5 %). Według wdrożonej technologii energetyka przekazała hutnictwu metali kolorowych kilka tysięcy ton popiołowego koncentratu germanu [4],
- **koncentratu tlenków żelaza**. Poprzez selekcję węgla, procesu spalania i segregację popiołów lotnych opracowano metodę wydzielania frakcji ferromagnetycznej

z popiołów lotnych. Wyniki badań i uzyskane wdrożenia pozwoliły na produkcję magnetyty do 20.000 ton/rok [4,6],

- **tlenku glinu** (instalacja doświadczalna IMMB wydajności 6000 t/a, inwestycja przemysłowa w Cementowni Nowiny przerwana). Technologia opracowana przez Prof. J. Grzymka i jego zespół pozwala na otrzymywanie tlenku glinu z popiołów lotnych z EI. Turów i z ilów KWB Turów metodą spiekowo-rozpadową [12],

- **koncentratu tlenku wapnia**, jako samodzielnego nawozu mineralnych (wapniowo-magnezowego) i materiału do wapniowania kwaśnych gleb, których źródłem były wyselekcjonowane popioły lotne ze spalania węgla brunatnego z rejonu Konina i Bełchatowa.

6. Podsumowanie

Dla dokonania obiektywnej oceny znaczenia surowcowego krajowych węgli i ich pochodnych dla odzysku metali śladowych i ziem rzadkich, celowym jest **przeprowadzenie badań i prób weryfikujących w pełnym cyklu węglowym**, obejmujących: złożę, urobek, produkty wzbogacania, produkty spalania i ich klasyfikacji w ciągu spalinowym oraz odpady nagromadzone na składowiskach/hałdach.

Literatura

1. Blissett R.S., Smalley N., Rowsion N.A.: An investigation into six coal fly ashes from the United Kingdom and Poland to evaluate rare earth element content. *Fuel* 119 (2014).
2. Całus-Moszek J., Białecka B.: Potencjał i zasoby metali ziem rzadkich w świecie oraz w Polsce. *Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko* 2012, nr 4.
3. Font O., Querol X., Plana F., López-Soler A., Chimenos J.M., Marc J.M., Espiell F., Burgos S.: Occurrence and distribution of valuable metals in fly ashes from Puertollano IGCC power plant, Spain. *International Ash Utilization Symposium, Kentucky* 2001.
4. Hycnar J.: Metody wydzielania koncentratów metali z popiołów elektrowniowych. *Fizykochemiczne Problemy Mineralurgii* 19 (1987) 243-257.
5. Hycnar J.: Produkty uboczne procesu zgazowania. w *monografii „Termochemiczne przetwórstwo węgla i biomasy” pod redakcją M. Ścieżko i H. Zielińskiego*. IChPW Zabrze i IGSMiE PAN Kraków. 2003.
6. Hycnar J.J., Kochański B., Tora B.: Otrzymywanie i właściwości pyłu magnetytowego z ubocznych produktów spalania węgla. *Inżynieria Mineralna* 2012 – styczeń – czerwiec.
7. Hycnar J., Mokrzycki E.: Technologie czystego węgla – odsiarczanie i demineralizacja za pomocą silnych zasad. PAN CPPGSMiE. *Studia Rozprawy Monografie* 40. Kraków 1995.
8. Klupa A.: Cenniejsze niż złoto? Metale ziem rzadkich w światowej strategii gospodarczej. *Przegląd Strategiczny* 2012, nr 1.
9. Lebediew W.W., Ruban W.A., Szpirt M.Ja.: *Kompleksnoje ispolzowanie uglej*. Nedra. Moskwa 1980.
10. Mayfield D.B., Lewis A.S.: Environmental review of coal ash as a resource for rare earth and strategic elements. *WOCA Lexington* 2013 April 22-25.
11. Metale Ziem Rzadkich, strategiczne surowce w rękach Chin. *NewTimesNews* 2014-06-11
12. Rajczyk K., Kosacka E.: Metoda spiekowo-rozpadowa J.J.Grzymka wytwarzania tlenku glinowego i cementu z surowców krajowych. *Przegląd Geologiczny* nr 5 1974.
13. Róg L.: Promieniotwórczość naturalna węgli kamiennych i frakcji gęstościowych węgla o zróżnicowanej budowie petrograficznej i chemicznej. *Prace Naukowe GIG Górnictwo i Środowisko* 3/2005.
14. Scheetz B.E.: Chemistry and mineralogy of coal fly ash – basis from beneficial use. A technical Interactive Forum held May 4-6, 2004, Harrisburg, Pennsylvania.

15. Seredin V.V. from Jashi P.B.: A low-cost rare earth elements recovery Technology. WOCA Lexington 2013 April 22-25.
16. Shaw R.: Pulverised fly ash (PFA) and furnace bottom ash (FBA) – potential sources of critical metals? University of Exter.
17. Smith R.D., Campell J.A., Felix W.D.: Atmospheric trace element pollutants from coal combustion. Mining Engineering, November 1980.
18. Srogi K.: Pierwiastki śladowe w węglu. Wiadomości Górnicze 2007, nr 2
19. Sun Y., Zhao C., Li Y., Wang J., Liu S.: Li distribution and mode of occurrences in Li-bearing coal seam # 6 from the Guanbanwusu Mine, Inner Mongolia, northern China. Energy Exploration & Eexploitation 2012, Vol. 30 nr 1

Aspekty techniczno-technologiczne możliwości ciągłego wydzielania zanieczyszczeń koloidalnych uwodnionych osadów z wód powierzchniowych kopalń węgla brunatnego

Marek Lenartowicz, Andrzej Pyc, Henryk Giemza – Biuro Projektów PROREM Sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Górnictwo odkrywkowe węgla brunatnego w sposób istotny wpływa na zmiany stosunków wodnych, nie tylko w obrębie samej kopalni.

Wielkość, kierunek i rodzaj przekształceń środowiska wiąże się między innymi z odcinaniem infiltracji wód powierzchniowych do odkrywki, odwadnianiem nadkładu i złoża, zmniejszeniem ciśnienia wód podłożowych, odwadnianiem powierzchniowym zwałowiska i wyrobisk. Konsekwencją są zmiany ilościowe i jakościowe zasobów wodnych na obszarze zlewni obejmującej kopalnię, spowodowanych również przekształceniem istniejącej sieci hydrograficznej, zmianami stanu użytkowania terenu oraz prowadzoną gospodarką wodno-ściekową. Wielkość tych zmian obrazują ilości wód powierzchniowych zrzucanych do cieków naturalnych. Ilości te wynoszą około 15 – 20 milionów metrów sześciennych w ciągu roku dla jednej kopalni [10].

Minimalizację zanieczyszczeń wód powierzchniowych zapewnia funkcjonujący system odwodnienia kopalni złożony z rowów, zbiorników i oczyszczalni [3, 6, 9, 10].

Oczyszczalnie są budowane tam, gdzie naturalny system oczyszczania wód za pośrednictwem zbiorników osadowych i retencyjnych z filtrem roślinnym jest nieskuteczny [6, 9].

Przedmiotem opracowania jest wskazanie możliwości wdrożenia linii technologicznej, stanowiącej końcowe zamknięcie obiegu wodnego oczyszczalni ścieków w zakresie ciągłego wydzielania i zagospodarowania uwodnionych osadów z oczyszczalni wód powierzchniowych.

2. Cel i zakres opracowania

Celem niniejszego opracowania jest wskazanie możliwości pełnego zamknięcia obiegu wodnego instalacji oczyszczania wód powierzchniowych z kopalni węgla brunatnego, realizowanej w oczyszczalniach, o dużej przepustowości (ok. 7,5 mln m³/rok) [3, 10], poprzez zastosowanie wysoko zaawansowanych technicznie ciśnieniowych pras filtracyjnych do ciągłego wydzielania i zagospodarowywania uwodnionych osadów z oczyszczalni, bez konieczności deponowania tych osadów w osadnikach ziemnych (lagunach), przy równoczesnym oczyszczaniu tych wód [3, 10, 11].

Taka technologia umożliwi osiągnięcie następujących celów:

- wydzielenie części stałych o końcowej zawartości wilgoci, umożliwiającą ich transport kołowy do wskazanego miejsca przeznaczenia,
- dalsze oczyszczenie wody poprzez przegrodę filtracyjną do wielkości pozwalającej na jej zrzut do cieków naturalnych,
- eliminację konieczności budowy nowych osadników ziemnych, aktualnie wykorzystywanych do deponowania uwodnionych osadów z oczyszczalni,
- poprawę warunków środowiskowych.

Koncepcja instalacji odwadniania osadów będzie obejmowała swoim zakresem:

- halę węzła osadowego, wyposażoną w instalacje: sanitarną, wentylacji, kanalizacji i elektryczną,
- linię technologiczną odwadniania osadów,
- instalację doprowadzającą uwodnione osady,
- linię wyprowadzenia odwodnionego osadu i sposób jego wywozu,
- kanalizację deszczową w obrębie węzła osadowego,
- drogi wewnętrzne i place manewrowe z punktem załadunku odwodnionego osadu.

3. Aktualnie stosowane technologie ochrony i zagospodarowania wód powierzchniowych i podziemnych

Gospodarka wodna większości kopalń węgla brunatnego związana jest z procesami odwodnienia wgłębnego i powierzchniowego odkrywek.

Wody pompowane przez system studni odwodnienia wgłębnego odprowadzane są za pośrednictwem układów pompowo-filtrujących do rowów betonowych, okalających wyrobiska, a stamtąd wprost do cieków naturalnych. Wody te nie wymagają oczyszczenia i spełniają normy wód I i II klasy czystości [5, 7].

Inaczej przedstawia się zagadnienie jakości wód pochodzących z opadów atmosferycznych i wód resztkowych. Generalnie wody te nie spełniają podstawowych wymogów klasy czystości, stąd wymagają oczyszczenia do co najmniej II klasy czystości [1, 6, 8, 9].

Na bieżąco prowadzi się zabiegi odkwaszania i odsiarczania wód zanieczyszczonych, mające na celu stabilizację ich jakości na poziomie wymaganym przepisami ochrony środowiska [6, 9].

W zależności od warunków zalegania złoża i jego składu litologicznego, zanieczyszczone wody powierzchniowe charakteryzują się dużą zmiennością składu mineralogicznego, znaczną zawartością zawiesiny oraz zróżnicowaną mętnością, barwą, utlenialnością i potencjałem elektrycznym [6, 9]. Wody te najczęściej tworzą zawiesiny koloidalne.

W większości kopalń oczyszczenie wód kopalnianych polega na grawitacyjnej sedymentacji cząstek zawieszonych w wodzie, która wspomagana jest przez zastosowanie tzw. filtra roślinnego w dwóch etapach oczyszczania [6, 9]:

- etap wstępny – usuwania „grubszych” cząstek w osadniku sedymentacyjnym w czasie 10 – 16 godzin,
- etap końcowy – przepływ wody przez obszar zasiedlony roślinnością wodną i błotną.

Uzyskane efekty oczyszczenia są pozytywne, a po oczyszczeniu wody te mają co najmniej II klasę czystości. Z reguły przepustowość osadników waha się w granicach 100 - 200 m³/min [6, 9].

Przedstawione wyżej technologie w pełni zabezpieczają właściwą ochronę naturalnych wód powierzchniowych i są zgodne z aktualnie obowiązującymi normami [6, 9].

Odmienne przedstawia się problem oczyszczenia wód powierzchniowych zanieczyszczonych ilastą zawiesiną koloidalną, którą ze względu na jej szczególny charakter, praktycznie nie można „oczyścić” ogólnie stosowanymi metodami mechanicznymi [3, 10]. Na zawiesiny te składają się cząstki węgla, piasku, ilów i glin o bardzo małej prędkości sedymentacji. Ponadto koloidalne i pseudokoloidalne cząstki posiadają potencjał elektryczny (~ 70 mV) [3, 10].

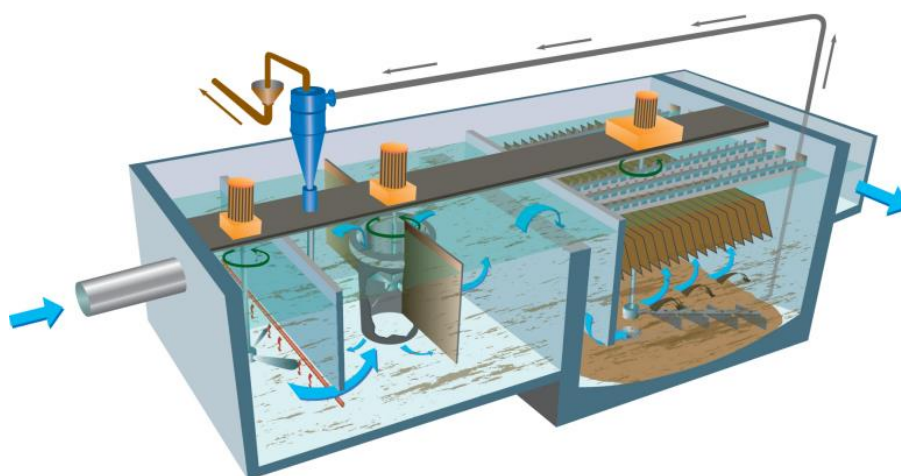
Ze względu na ww. właściwości fizyko-chemiczne, znaczna część zawiesiny nie aglomeruje i nie jest wytrącana z wody w procesie sedymentacji, szczególnie w czasie silnych opadów atmosferycznych [3, 10].

Do oczyszczania wód powierzchniowych zanieczyszczonych ilastą zawiesiną koloidalną stosuje się oczyszczalnie mechaniczno-chemiczne [3, 10].

Oczyszczalnie te pracują w technologii ACTIFLO. Technologia ACTIFLO polega na fizyko-chemicznym usuwaniu zawiesin za pomocą preparatów chemicznych oraz specjalnych ziaren mikropiasku, które mają za zadanie zwiększyć powierzchnię reakcji oraz działać jako obciążnik, powodując szybsze tworzenie oraz opadanie powstających kłaczków zawiesiny [3, 10, 11].

Zastosowanie technologii ACTIFLO (rys.1) [11] do oczyszczania wód powierzchniowych skutecznie zabezpiecza cieki naturalne przed zrzutem ponadnormatywnych ładunków zawiesin ($< 35 \text{ g/m}^3$) [3, 10].

Powstające w instalacjach ACTIFLO drobnoziarniste odpady są lokowane w tzw. lagunach (osadnikach ziemnych), które po napełnieniu osadem wymagają rekultywacji, co wymusza budowę nowych lagun.



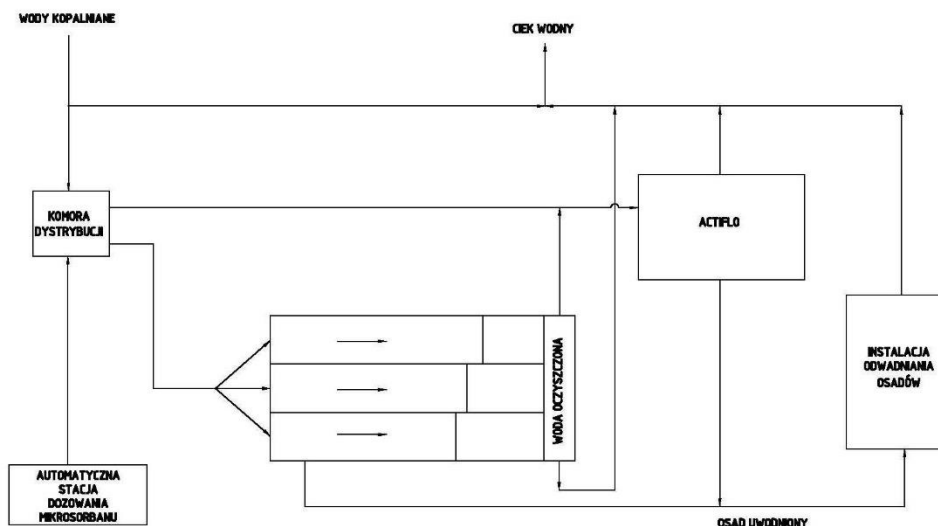
Rys.1. Technologia ACTIFLO [11]

4. Układ technologiczny ciągłego wydzielania zanieczyszczeń koloidalnych uwodnionych osadów z wód powierzchniowych kopalni węgla brunatnego

a. Aktualny układ oczyszczalni wód kopalnianych

Schemat aktualnego układu oczyszczalni wód kopalnianych przedstawiono na rysunku 2 [źródło: opracowanie własne].

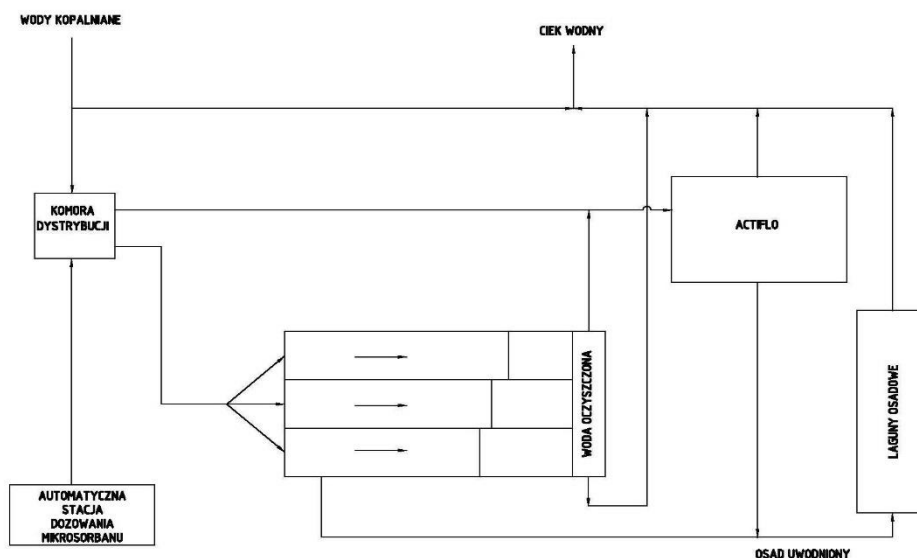
Zgodnie z rysunkiem 2 wody kopalniane kierowane są do komory dystrybucji. Do wód kopalnianych wprowadza się mikrosorbent z automatycznej stacji dozowania. Wody kopalniane z komory dystrybucji kierowane są do I stopnia oczyszczania w trzykomorowym osadniku. Proces oczyszczania wód w osadniku polega na koagulacji i flokulacji ilastych cząstek zawiesiny ogólnej. Woda oczyszczona odprowadzana jest grawitacyjnie do cieku naturalnego natomiast osad zgarniany za pomocą specjalnych zgarniaczy do lei osadczych, jest przepompowywany do lagun osadowych. Wody kopalniane wstępnie oczyszczone w osadniku są kierowane do końcowego oczyszczania w instalacji ACTIFLO. Oczyszczona woda z instalacji ACTIFLO odprowadzana jest grawitacyjnie do cieku naturalnego, natomiast uwodniony osad przepompowywany jest do lagun osadowych.



Rys.2. Aktualny układ oczyszczalni wód kopalnianych [źródło: opracowanie własne]

b. Układ oczyszczalni wód kopalnianych po modernizacji

Schemat układu oczyszczalni wód kopalnianych po modernizacji przedstawiono na rysunku 3 [źródło: opracowanie własne]. Modernizacja układu oczyszczalni wód kopalnianych polega na zastąpieniu lagun osadowych instalacją do odwadniania osadów.



Rys.3. Układ oczyszczalni wód kopalnianych po modernizacji [źródło: opracowanie własne]

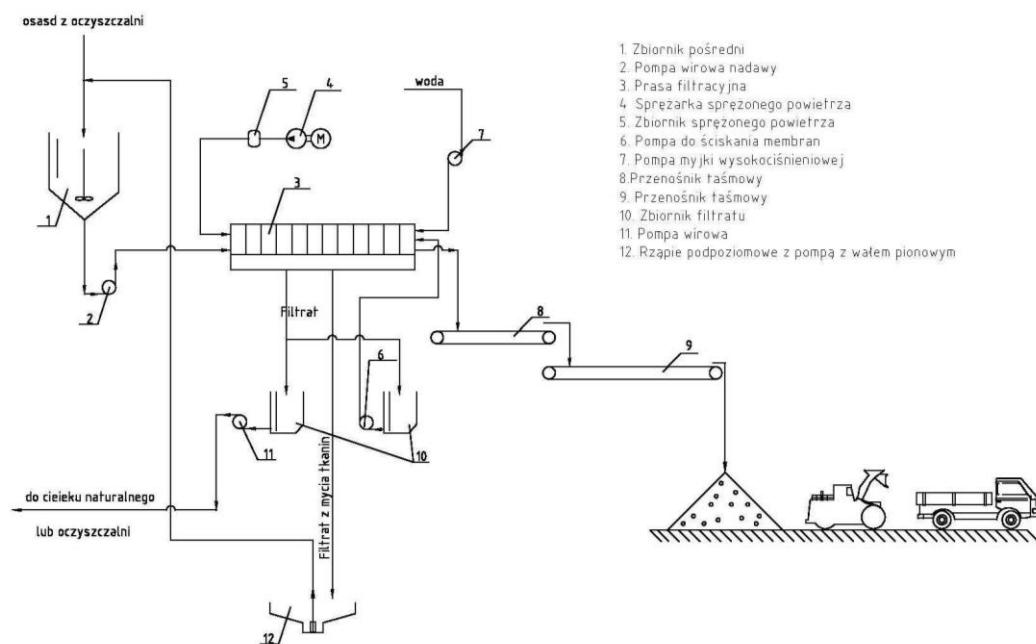
Uwodniony osad stanowiący nadawę do instalacji odwadniania to mieszanina barwy brązowej, w której 90 % ziaren posiada wymiar poniżej 25 μm .

Do odwadniania ww. mieszaniny można zastosować technologię opartą o prasy filtracyjne taśmowe, wirówki dekantacyjne i prasy filtracyjne. W przypadku dwóch pierwszych technologii dla uzyskania odpowiedniej zawartości suchej masy konieczne jest zastosowanie środków flokujących, co w znacznym stopniu podnosi koszty odwadniania.

Na podstawie badań laboratoryjnych, przejęto, że instalacja odwadniania osadów będzie oparta na technologii odwadniania w prasach filtracyjnych membranowych bez stosowania środków flokujących. Prasy filtracyjne są powszechnie stosowane w górnictwie węgla kamiennego do odwadniania najdrobniejszych zawiesin wodno – mułowych [2, 4, 5, 7].

Biuro Projektowe PROREM jest autorem projektów instalacji przemysłowych w oparciu o prasy filtracyjne pracujące w kilku kopalniach węgla kamiennego [4, 5, 7].

Schemat instalacji odwadniania uwodnionych osadów przedstawiono na rysunku 4 [źródło: opracowanie własne].



Rys.4. Schemat instalacji odwadniania osadów [źródło: opracowanie własne]

Do odwadniania uwodnionego osadu przewidziano układ składający się z:

- zbiornika pośredniego (poz. 1),
- pompy nadawczej (poz. 2),
- prasy filtracyjnej typu GHT MEM (poz. 3),
- pompy do ściskania membran (poz. 4),
- szafy zasilająco-sterowniczej z panelem sterowniczym.

Nadawa ze zbiornika pośredniego (poz. 1) będzie tłoczona za pomocą pompy wirowej (poz. 2) do prasy filtracyjnej (poz. 3).

Harmonogram pracy prasy przewiduje następujące operacje:

- zamknięcie prasy siłownikami hydraulicznymi,
- napełnienie prasy za pomocą pompy wirowej do ciśnienia ok. 7 bar,
- zakończenie filtracji, zatrzymanie pompy,
- uruchomienie pompy (poz. 6) i ściskanie membran,
- przemycie i przedmuch rdzenia (otworów nadawczych),
- rozładunek prasy.

W wyniku odwadniania uwodnionych osadów metodą ciśnieniową uzyskuje się dwa produkty:

- filtrat, który poprzez zbiornik filtratu (poz. 10) i pompę wirową (poz. 11) zostanie skierowany do cieku naturalnego lub do oczyszczalni,
- placek filtracyjny.

Odwodniony osad (placek) z prasy filtracyjnej (poz. 3) kierowany jest na przenośnik taśmowy (poz. 9) poprzez przenośnik taśmowy (poz. 8).

Osad (placek) z przenośnika taśmowego (poz.9), kierowany jest na stożek zwałowy.

Praca prasy wymaga przedmuchu i mycia rdzenia (otworów nadawczych) oraz mycia tkanin.

W wyniku tych operacji uzyskuje się:

- „filtrat” z przedmuchu i mycia rdzenia,
- „filtrat” z mycia tkanin,

które poprzez rząpie z pompą wirową z wałem pionowym (poz. 12) zostaną skierowane do zbiornika pośredniego (poz. 1).

Wszystkie obcieki spod prasy są kierowane do rząpia z pompą wirową z pionowym wałem (poz. 12), a następnie do zbiornika pośredniego (poz. 1).

Prasa wymaga mycia raz na zmianę. Woda do tej operacji będzie pobierana z instalacji poprzez wysokociśnieniową pompę myjki (poz. 7).

Zaproponowana technologia odwadniania uwodnionych osadów w prasie filtracyjnej GHT MEM gwarantuje uzyskanie zawartości suchej masy osadu min 30%.

5. Podsumowanie

Głównym czynnikiem, który wymusza obowiązek dotrzymania norm środowiskowych na tzw. „zrzucie” do cieków naturalnych oraz poprawę warunków środowiskowych w zakresie zagospodarowania odwodnionych osadów z oczyszczalni jest konieczność zastosowania skutecznych technologii, spełniających zgodnie z Prawem Ochrony Środowiska warunki najlepszej dostępnej technologii (BAT).

W zakresie skutecznego oczyszczania powierzchniowych wód kopalnianych jest to technologia oparta na procesach mechaniczno-chemicznych [3, 10]. W skład ww. technologii wchodzi proces ACTIFLO, polegający na fizyko-chemicznym wydzielaniu zawieszin za pośrednictwem, między innymi, preparatów chemicznych oraz specjalnych ziaren mikropiasku, które zwiększają powierzchnię czynną procesu sedymentacji, działając jako obciążnik [3, 10, 11].

Dzięki zastosowaniu tej technologii, można uzyskać efekt zwiększenia wydajności i skuteczności procesu.

Produktami oczyszczalni powierzchniowych wód kopalnianych są: woda oczyszczona i uwodniony osad koloidalnych części stałych, pochodzący z dwóch węzłów technologicznych:

- z instalacji Actiflo,
- z wielokomorowego osadnika.

Aktualnie osady te są deponowane w osadnikach ziemnych, tzw. Lagunach [3, 10].

Deponowanie uwodnionych osadów w osadnikach ziemnych jest rozwiązaniem, które nie spełnia wymogów ochrony środowiska naturalnego i jest obarczone wieloma wadami:

- czasowy charakter cyklu napełniania osadnika, co wymusza konieczność budowy nowych osadników (degradacja środowiska naturalnego),

- konieczność rekultywacji napełnionych osadników,
- wtórne oddziaływanie osadów na środowisko.

W ramach kompleksowego programu poprawy warunków środowiskowych, Biuro Projektów PROREM rozpoczęło wielowariantowe prace nad opracowaniem skutecznej technologii odwadniania uwodnionych osadów koloidalnych, umożliwiającą:

- wydzielanie w sposób ciągły ww. osadów do postaci umożliwiających ich transport samochodowy do wskazanego miejsca,
- dalsze oczyszczenie wód w procesie filtracji, pozwalające na skierowanie ich do cieków naturalnych,
- rezygnację z konieczności budowy nowych osadników ziemnych.

BP PROREM dokonało wariantowej analizy rozwiązania tego problemu, poprzez laboratoryjne badania prób uwodnionych osadów, pobranych z ww. źródeł.

Analiza wyników badań wykazała, że najbardziej efektywną technologią gwarantującą uzyskanie odwodnionego osadu i czystego filtratu, jest zastosowanie membranowych pras filtracyjnych. Dodatkowym czynnikiem wpływającym na wybór technologii odwadniania w prasach filtracyjnych jest brak konieczności przygotowania nadawy i stosowania środków flokujących.

Literatura

1. Dyrektywa 2000/60/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 23 października 2000 r., ustalająca ramy wspólnotowego działania w dziedzinie polityki wodnej (Dz. U. UE z dnia 22 grudnia 2000 r.).
2. Kot J.: Doświadczenia z użytkowania „instalacji do odzysku części stałych z zawiesiny wodno – mułowej zawierającej ziarna o wymiarach wyłącznie < 25 μm ” w KWK „Jas-Mos”. KOMEKO 2012, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012.
3. Mrówczyńska H., Jakubowska M., Gola-Kozak. M.: Zagrożenia naturalne w górnictwie. Warsztaty – Działania PGE KWB Turów, 2009.
4. Piechaczek B., Lenartowicz M., Gruszka G., Pyc A., Kaczmarczyk H: Zwiększenie wydajności stacji odwadniania odpadów filtracyjnych poprzez zastosowanie nowoczesnej prasy filtracyjnej. KOMEKO 2014, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2014.
5. Piechaczek B., Gruszka G., Kiermaszek K., Pyc A., Iero E.: Odwadnianie sedymentu węglowego z użyciem pras filtracyjnych na przykładzie prasy GHT 1500 zabudowanej w ZPMW Jas – Mos. KOMEKO 2012, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012.
6. Pierzchała K.: Odwadnianie KWB Bełchatów w perspektywie 35 lat. Węgiel Brunatny nr 3/72, 2010.
7. Pyc A., Giemza H., Gruszka G., Lenartowicz M.: Odwadnianie flotokonzentratu węgla kamiennego w prasach filtracyjnych komorowo-membranowych. Górnictwo i Geologia. Kwartalnik, Tom 6, Zeszyt 2, 2011.
8. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 28 stycznia 2009 r., zmieniające rozporządzenie w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzeniu ścieków do wód lub ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego.

9. Szwed L.: Budowa zbiornika „Janiszew” w KWB Adamów S.A. Węgiel Brunatny nr 3/64, 2008.
10. Włodarczyk N.: Krótka charakterystyka oczyszczania wód kopalnianych w BOT KWK Turów S.A. Węgiel Brunatny nr 1/58, 2007.
11. www.vwsoilandgas.com

Kompozyty z odpadów stosowane w rekultywacji terenów pogórnich

Jolanta Biegańska, Ewelina Kwaśniewska – Politechnika Śląska

1. Wprowadzenie

Ustawa *Prawo Ochrony Środowiska* [22] zawiera regulacje dotyczące sposobów gospodarowania kopalniami w Polsce. Według tych wytycznych, eksploatacja złóż powinna być uzasadniona pod kątem gospodarczym i środowiskowym, tj. uwzględniać realizację wszelkich przedsięwzięć, które będą miały na celu minimalizację szkód w środowisku, przy zapewnieniu racjonalnego stopnia wydobywania surowców. Prowadzenie działalności górniczej wiąże się z odpowiedzialnością za ochronę zasobów złóż oraz innych elementów środowiska, a także za doprowadzenie wykorzystanego terenu do właściwego stanu. Wiąże się to ściśle z obowiązkiem przeprowadzenia rekultywacji gruntów podlegających zniekształceniu w wyniku ich eksploatacji i o ile to możliwe, przywrócenia ich stanu pierwotnego. Zasady rekultywacji określa w Polsce *Prawo Geologiczne i Górnicze* oraz *Ustawa o ochronie gruntów rolnych i leśnych* [20, 21].

Według definicji [17], rekultywacja gruntów polega na implementacji działań, mających na celu przywrócenie ekologicznych i użytkowych wartości środowisku przyrodniczemu, utraconych w wyniku działalności przemysłowej (w tym górniczej), rolniczej, komunalnej, bytowej czy naturalnej, spowodowanej żywiołami natury. Rekultywacja terenów poeksploatacyjnych wymaga zarówno określenia i doboru odpowiedniego kierunku i techniki planowanej odnowy krajobrazu jak i oszacowania dostępnych możliwości technicznych i finansowych. Choć w ramach rekultywacji, bardzo często mówi się o przywracaniu poprzedniego stanu środowiska, w przypadku gruntów pokopalnianych, o dużym stopniu zniekształcenia budowy geologicznej, jest to zadanie trudne i rzadko możliwe. Szczególne wyzwanie stanowią nadpoziomowe zwałowiska odpadów i nakładów kopalni oraz zawodnione wyrobiska, powstałe w wyniku górnictwa odkrywkowego oraz w wyniku podziemnych niecek osiadania [8, 17].

Poprzedzając omówienie kompozytów z odpadów stosowanych w rekultywacji terenów pogórnich, należy przytoczyć klasyfikację wyrobisk górniczych.

Wyróżnia się następujące typy struktury górnictwa [17]:

- podziemne górnictwo węgla kamiennego,
- odkrywkowe górnictwa węgla brunatnego i skalnego,
- odkrywkowe i otworowe górnictwo siarki,
- odkrywkowe i podziemne górnictwo rud metali nieżelaznych,
- górnictwo nafty i gazu ziemnego oraz
- górnictwo surowców chemicznych.

Każdy typ struktury jest inny i różni się stosowanymi technikami wydobywania kopalni, formami zniekształcenia oraz stanem warstw litosfery i biosfery. W zależności od typu degradacji oraz kierunku porekultywacyjnego zagospodarowania terenu, odmienne będą także cele przedsięwzięć naprawczych i metody samego procesu rekultywacji. W niniejszym artykule, dokonano krótkiego przeglądu wykorzystywanych dotychczas mieszanin z odpadów do wypełniania wyrobisk i rekultywacji warstwy wierzchniej gruntów pogórnich, a także przedstawiono cząstkowe wyniki badań, tworzonych w tej dziedzinie kompozytów eksperymentalnych.

2. Kompozyty z odpadów stosowane w rekultywacji terenów pogórnich

Wykorzystywanie odpadów na terenach poeksploatacyjnych może odbywać się w dwóch kierunkach. Pierwszym jest stosowanie materiałów wypełniających wyrobiska podziemne i pustki powydobywcze. Wówczas istotną rolę odgrywają właściwości fizyko-chemiczne odpadów, które spełniają kryteria wytrzymałościowe i przeciwpożarowe, zminimalizują przepływ wody i wymywanie szkodliwych składników oraz zredukują negatywny wpływ robót eksploatacyjnych na powierzchnię ziemi. Drugim kierunkiem wykorzystywania materiałów z odpadów jest rekultywacja warstwy wierzchniej terenów pogórnich. W tym przypadku znaczenie będą miały przede wszystkim te parametry, od których zależą procesy glebotwórcze i tworzenia się warstwy roślinnej. Rosną wówczas wymagania jakościowe i środowiskowe dla tego rodzaju materiałów.

Kompozyty z odpadów, stosowane w podziemiach kopalń to głównie materiały podsadzkowe, pomocne w wypełnianiu wyrobisk poeksploatacyjnych. Znane jest stosowanie mieszanin mułów z mialami, mieszanin odpadów poflotacyjnych z pyłami dymnicowymi, piaskami i żużłami oraz kompozycje odpadów z wodą kopalnianą i materiałami wiążącymi, takich jak wspomniane pyły dymnicowe lub cement [19]. Odpady te są mieszane i transportowane do miejsca ich składowania, gdzie następnie ulegają zestaleniu. Dzięki bezpośredniej implikacji zawiesiny do otworu, możliwe jest nie tylko wprowadzenie jej w przestrzeń pozazwałową, ale także doszczelnienie jej podczas wypełniania. W tym samym eksperymencie testowane były także podobne kombinacje komponentów wypełniających, takie jak mieszanki odpadów poflotacyjnych, pyłu dymnicowego, żużła, wody kopalnianej i kamienia popłuczkowego.

Tzw. drobnoziarniste mieszaniny odpadów przemysłowych, stosowano w technologii hydraulicznego doszczelniania zrobów zawałowych [7]. W skład mieszanin wchodziły takie odpady jak: popioły lotne i odpady flotacji. Wykorzystywano je do poprawy warunków wentylacyjnych, ograniczenia zagrożenia pożarowego i zmniejszenia wpływów eksploatacji na deformacje górotworu i powierzchni. Badano wpływ stopnia wypełnienia zrobów odpadami drobnoziarnistymi na efekty doszczelniania zrobów oraz wielkość deformacji górotworu.

Najnowszym kompozytem, wykorzystywanym jako materiał podsadzkowy do wypełniania pustek podziemnych, celem ochrony powierzchni przed szkodami górniczymi, jest mieszanina piasku podsadzkowego z żużłem energetycznym [10]. Kompozycja okazała się bardziej ekonomiczna niż stosowany długoletnio piasek kopalny i spełniła wymagania norm dotyczące parametrów podsadzek hydraulicznych.

Zdecydowanie rzadziej omawiane w literaturze z ostatnich kilku lat, są mieszaniny służące do rekultywacji warstw wierzchnich terenów pogórnich. Większość prób, mających na celu nadawanie gruntom zdegradowanym właściwości gleb, opiera się na wprowadzaniu do wierzchniej warstwy materiałów na bazie osadów ściekowych [1, 18]. Przyczynia się to do użyzniania podłoża, poprawy rozwoju szaty roślinnej i oszczędności w stosowaniu innych nawozów sztucznych i organicznych.

Wykorzystaniu osadom ściekowym towarzyszą także różnego rodzaju dodatki mineralne, stąd zarówno w literaturze, jak i w praktyce, można spotkać się z kompozytami mineralnymi bądź mineralno-organicznymi [4]. Przykładem wykorzystywania mieszanin osadów i odpadów pochodzenia mineralnego do rekultywacji powierzchni są tzw. granulaty mułowe [5]. Materiał stanowi kompozycję różnych odpadów przemysłowych (m.in. mułów węglowych) z osadami ściekowymi i istnieje na rynku polskim jako produkt ekologiczny.

Kolejny przykład mogą stanowić mieszaniny mineralne. Nieczynne i wyłączone już z eksploatacji wyrobiska kopalń wypełniane były mieszaninami popiołów paleniskowych [15].

Produkty spalania węgla i odsiarczania spalin z kotłów pyłowych i fluidalnych transportowane były systemem taśmowym ze źródła ich powstawania do pobliskiej, nieczynnej kopalni węgla brunatnego. Popioły stwarzały problemy techniczne związane z pyleniem, a zraszanie ich wodą na wybranych odcinkach taśmociągów było niewystarczające, dlatego kontynuowano prace nad udoskonaleniem tej technologii. Popioły energetyczne zagospodarowywane były także poprzez zwałowanie ich wraz z nadkładem w odkrywce kopalni.

Reasumując, przywrócenie wartości użytkowych terenom zdegradowanym, znajdującym się w strefie eksploatacji złóż surowców energetycznych jest zagadnieniem skomplikowanym. Zależy ono od wielu czynników, zarówno od rodzaju struktury górnictwa, wpływu eksploatacji kopalni na środowisko, jak i istniejących warunków naturalnych oraz celu i kosztu inwestycji. Działania te muszą być także ściśle zintegrowane z planami zagospodarowania przestrzennego. Najpopularniejszym rozwiązaniem w zakresie realizacji planów gospodarczych jest kształtowanie terenu pod kątem parkowo-leśnym, budowanie parkingów, placów zabaw, czy targowisk [3]. Bez względu jednak jaki będzie cel przedsięwzięcia, przeprowadzone działania rekultywacyjne, powinny być efektem trwałym i regularnie monitorowanym.

3. Kompozyty eksperymentalne z odpadów komunalnych i przemysłowych

Powszechnie znana jest klasyfikacja odpadów [11, 14, 16] oraz wskaźniki pomagające określić ich przydatność przyrodniczą. Każdy bowiem odpad może stanowić potencjalny materiał na surowiec, pod warunkiem, że spełnia kryteria środowiskowe, uwarunkowane przez regulacje prawne i racjonalizm ogólnej ideologii gospodarki odpadami. Dzięki innowacyjnemu podejściu do technologii zagospodarowywania odpadów, a także wyraźnej potrzebie znalezienia nowych rozwiązań w zakresie ich aplikacyjności (dyktowanej m.in. przez ilości ich powstawania), wyodrębniono konkretne rodzaje odpadów, mające właściwości glebotwórcze, nawozowe i rekultywacyjne [2]. Na podstawie tych zestawień, dokonano selekcji składników, potencjalnie nadających się na materiał rekultywacyjny dla terenów zdegradowanych działalnością górnictw, z udziałem których następnie utworzono materiał do badań.

W niniejszym eksperymencie, przebadano kompozyty organiczno-mineralne, (składające się w różnych kombinacjach z popiołów paleniskowych, osadów ściekowych, rozdrobnionego gruzu ceglanego, ziemi z oczyszczania miast i kompostu niespełniającego wymagań), pod kątem wybranych parametrów środowiskowych, regulowanych rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi [12].

Celem badań było przeprowadzenie analizy wymywania siarczanów i chlorków oraz kationów sodu i potasu z pięciu próbek potencjalnych mieszanek rekultywacyjnych. Stężenia tych związków nie powinny przekraczać wartości granicznych, wytyczonych w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub ziemi, oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego [13].

4. Metodologia

Przedmiotem badań był zestaw pięciu kompozytów z odpadów o numerach porządkowych próbek M1-M5 (Tabela 1), zawierający w różnych zestawieniach: ustabilizowane komunalne osady ściekowe (O), mieszaniny popiołów lotnych i odpadów stałych z wapniowych metod odsiarczania gazów odlotowych (P₁), piaski ze złóż fluidalnych (P₂), beton i gruz betonowy oraz gruz ceglany (G), gleba i ziemia, w tym kamienie (Z) oraz kompost niespełniający wymagań (K).

Kompozyt M2 został oznaczony w nawiasie z indeksem "t", gdyż stanowił dokładnie ten sam skład, co próbka M1, lecz został oznaczony po czasie sześciu miesięcy magazynowania w stabilnych warunkach otoczenia. Po pół roku leżakowania, kompozyt został ponownie poddany analizie na zawartość wybranych związków. Zabieg ten był drugorzędny i miał na celu zbadanie wpływu magazynowania materiału na ewentualne interakcje fizyko-chemiczne.

Skład i udziały testowanych kompozytów rekultywacyjnych
(źródło: opracowanie własne)

Tabela 1

Kompozyt	Skład kompozytu	Udział % składników
M1	P ₁ OG	10:60:30
M2	(P ₁ OG) _t	10:60:30
M3	P ₂ OZG	10:30:30:30
M4	P ₁ OZK	10:30:30:30
M5	P ₁ OGZK	9:20:12:36:23

Udziały materiałów były dobrane w taki sposób, aby zachować optymalną sypkosć próbek badawczych. Kompozyty charakteryzowały się głównie lekko ostrym zapachem, za wyjątkiem substancji M4, która swoją wonią przypominała naturalny zapach ziemi. Z kompozytów pobrano po 200 g próbki, które następnie przesiano przez sito ze stali nierdzewnej o wielkości nominalnej oczek 4 mm i poduszono w temperaturze pokojowej, zgodnie z normą przygotowania próbki laboratoryjnej [9].

Warto nadmienić, że próbki te zostały uprzednio przebadane pod kątem zawartości metali ciężkich [6]. Wyniki porównane z wartościami dopuszczalnymi wytyczonymi w *Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi* [12] wykazały, że dla gleb typu C, warstwy wierzchniej (0-2 m p.p.t.), stężenia analizowanych metali ciężkich, za wyjątkiem jednej próbki M4 (P₁OZK), nie przekroczyły wartości granicznych. W próbce tej, zaobserwowano zwiększoną zawartość cynku, której wartość wyniosła 1056,4 mg/kg i przekroczyła stężenie dopuszczalne o 3,6%. Część kompozytów przeznaczono do dalszych badań i przeprowadzono dalszą analizę wymywania wybranych anionów i kationów metodą chromatografii jonowej, stanowiącej przedmiot niniejszej pracy.

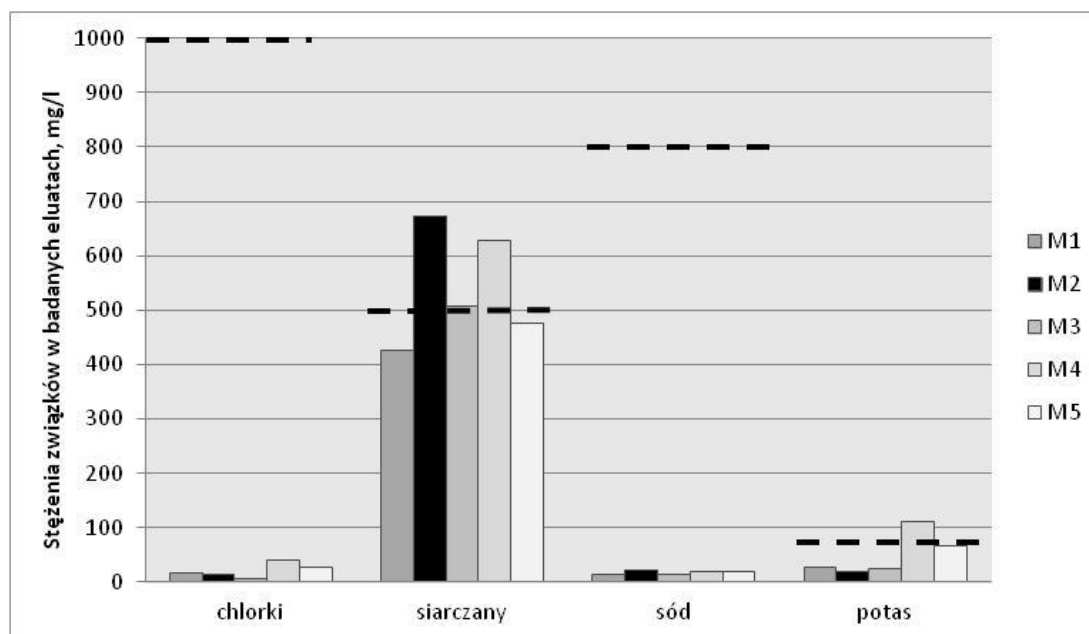
5. Wyniki

Wyniki wymywania chlorków, siarczanów oraz kationu sodu i potasu z próbek M1-M5, stanowiące średnią trzech powtórzeń, przedstawiono na rys.1.

Stężenia chlorków w sporządzonych eluatach, okazały się dalekie od przekroczeń wartości granicznych, oznaczonych dla każdego pierwiastka linią przerywaną [13]. Podobny rezultat zaobserwowano w przypadku kationu sodu.

Przekroczenie rzędu 38,8% dotyczyło kationu potasu w mieszance M4. Zwiększona zawartość wolnych jonów potasu w dwóch ostatnich próbkach (M4 i M5) miała swe źródło w wykorzystanym składniku w postaci kompostu. Obecność potasu w formie dostępnej dla

roślin jest podstawowym składnikiem regulującym ich gospodarkę wodną. Pierwiastek ten jest podatny na wymywanie, w wyniku czego, jego przyswajalne formy wymienne w kompleksie sorpcyjnym, mogą ulegać znacznym stratom. Nadwyżka potasu nie jest jednak tak niepożądana jak jony siarczanowe.



Rys.1. Analiza wymywalności wybranych anionów i kationów na oraz stężenia dopuszczalne tych związków, ustalonych w Rozporządzeniu [13] [źródło: opracowanie własne]

We wszystkich odciekach stwierdzono bowiem wysokie stężenie siarczanów, które w próbce M5 były bliskie wartości dopuszczalnej (500 mg/l), w próbce M3 przewyższały ją o 1,6%, w M4 o 25,6% a w kompozycji M2 aż o 34,6%. Siarka również stanowi niezbędny element w prawidłowym rozwoju roślin. Ulegając nieustannym przemianom, związanym z aktywnością biologiczną gleby, jest obecna także w formie siarczanów, które zgodnie z teorią hormezy, w zbyt dużych dawkach, przestają stanowić niezbędny składnik pokarmowy, a zaczynają stwarzać zagrożenie chemicznym zanieczyszczeniem gleby.

Próbki M1 i M5 nie wykazały przekroczeń wartości granicznych dla wszystkich czterech badanych związków, choć stężenia siarczanów były w nich równie podwyższone.

Bez względu na uzyskany wynik, w dalszych analizach, sugeruje się badania nad immobilizacją siarczanów w kompozytach tego typu.

6. Podsumowanie

W Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub ziemi, oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego ustalono najwyższe, dopuszczalne wartości wskaźników zanieczyszczeń dla substancji uznawanych za szczególnie szkodliwe dla środowiska wodnego. Do zawartych w nim wytycznych, odniesiono wyniki wymywania chlorków, siarczanów oraz kationu sodu i potasu z eksperymentalnych kompozytów, mających stanowić materiał do rekultywacji warstwy wierzchniej gruntów zdegradowanych działalnością górniczą.

Wyniki wykazały, że niemagazynowane kompozyty (o składzie: popiół - osad - gruz oraz popiół - osad - ziemia - gruz - kompost) nie przekroczyły dopuszczalnych norm, a ponadto spełniły standardy (weryfikowane w uprzednich analizach autorskich) zawartości

i wymywalności metali ciężkich dla gleb typu C. Mieszanki charakteryzują się sypką, niepylistą konsystencją, zawierają wartości odżywcze dla roślin i dzięki odpowiednio dobranym proporcjom składników, posiadają umiarkowany odczyn. W związku z tymi zaletami, kompozyty te mogą być rozpatrywane jako potencjalny materiał do stosowania w rekultywacji warstwy wierzchniej terenów pogórnich.

Ze względu na fakt, że stężenia siarczanów w eluatach badanych kompozytów były podwyższone i zbliżone do wartości granicznych, podjęto dalsze prace nad immobilizacją tych związków.

Literatura:

1. Bajor P., Bulińska-Radomska Z., Klimont K., Osińska A.: Ocena rozwoju roślinności na składowisku popiołów paleniskowych użyźnionych osadem ściekowym, *Problemy Inżynierii Rolniczej*, 2014, **22**(2).
2. Biegańska J., Piątkowska E., Pała A.: Zagospodarowanie fosfogipsu na cele nieprzemysłowe [W]: *Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - jakość - efektywność*. Instytut Techniki Górniczej KOMAG. Gliwice 2014, s. 107-117.
3. Goszcz A.: Możliwości i ograniczenia w przywracaniu użyteczności terenom górniczym, *Mat. Symp.*, Katowice 2001, s. 95-108.
4. Kaźmierczak U., Milian A.: Możliwości i uwarunkowania wykorzystania komunikacji osadów ściekowych do odtwarzania warstwy urodzajnej w procesie rekultywacji, *Górnictwo Odkrywkowe*, 2011 **R.52**(1-2), s. 116-121.
5. Kugiel M., Piekło R.: Kierunki zagospodarowania odpadów wydobywczych w Haldex S.A., *Górnictwo i Geologia*, 2012 **7**(1), s. 133-145.
6. Kwaśniewska E., Biegańska J., Czachor A.: Stężenia metali ciężkich w kompozytach z odpadów zawierających popioły z energetycznego spalania paliw. [W]: *Paliwa z odpadów 2014*. Politechnika Śląska. Wydział Inżynierii Środowiska i Energetyki. Katedra Technologii i Urządzeń Zagospodarowania Odpadów. Gliwice 2014, s. s.45.
7. Mysłek Z.: Hydrauliczne doszczelnianie zrobów zawałowych odpadami drobnoziarnistymi, *Zeszyty Naukowe. Górnictwo. Politechnika Śląska*, 1999, 244, s. 107-116.
8. Nita J., Myga-Piątek U.: Krajobrazowe kierunki zagospodarowania terenów pogórnich, *Przegląd Geologiczny*, 2006 **54**(3), s. 256-262.
9. PN-EN 15002: 2006: *Charakteryzowanie odpadów. Przygotowanie porcji do badań z próbki laboratoryjnej*, PKN, 2006.
10. Popczyk M.: Możliwości zastosowania do podsadzki hydraulicznej mieszaniny piasku z żużlem energetycznym, *Polityka Energetyczna*, 2014 **17**(3), s. 405-415.
11. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 5 kwietnia 2011 w sprawie procesu odzysku R10 (Dz.U. 2011, r 86, poz. 476).
12. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi (Dz.U. 2002, nr 165, poz. 1359).
13. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub ziemi, oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego (Dz.U. 2006, nr 137 poz. 984).
14. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 września 2001 w sprawie katalogu z odpadów (Dz.U. 2001, nr 112, poz.1206).
15. Rzepecki K.: Sposób zagospodarowania odpadów paleniskowych z Elektrowni Turów i problemy z tym związane, *Górnictwo i Geoinżynieria*, 2011 **35**(3), s. 307-315.
16. Siuta J.: Odpady w rekultywacji gruntów, *Inżynieria Ekologiczna*, 2007 **19**, s. 59-78.
17. Siuta J., Dulewski J., Żukowski B.: *Rekultywacja i zagospodarowanie gruntów pogórnich w Polsce*, Dział Wydawnictw IOŚ - PIB. Warszawa 2012.

18. Stachowicz F., Niemiec W., Trzepieciński T., Ślenzak W.: Innowacyjne urządzenie do aplikacji dogłębowej osadów ściekowych, Zeszyty Problemowe Postępów Nauk Rolniczych, 2014(576), s. 131-139.
19. Śmiejek Z.: Zastosowanie mieszalników konstrukcji CMG KOMAG do mieszanek samozestalających się, do podsadzania wyrobisk w kopalniach węgla kamiennego, Inżynieria Mineralna, 2000(Z.2), s. 51-57.
20. Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych.
21. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011. Prawo Geologiczne i Górnicze.
22. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo Ochrony Środowiska.

Some problems and the results of the reclamation (recultivation) in Serbian mines

Miloš Grujić – University of Belgrade, **Dragana Jelisavac Erdeljan** – Ministry of Mining and Energy of Serbia, **Miodrag Grujić** – City Assembly of Belgrade

1. Introduction

A preliminary analysis showed that at present, almost a half of these mining plants are non-operational, that is, their production is reduced to a minimum, and a large number of them is abandoned. According to the Law on Mining, protection of the environment, endangered by the operation of mining plants and facilities is the obligation of mining companies with the main business activity of exploitation of mineral raw materials. Until nowadays companies fulfilled this obligation sporadically, and the main pretext for non-compliance was constant insufficiency of financial funds for this purpose. Such an approach led to enormous unsolved issues related to environmental protection, that in this transition period additionally burden mining companies and local communities.

A big issue in Serbia represent closed and abandoned mining plants and facilities.[3] Their number is considerable, and the size of the area which they occupy is from few to several hundreds of hectares. Discontinued operation, non-rehabilitated tailing ponds, unprotected facilities often represent bigger danger when they are non-operational than operational. While a mining company is operative, it takes some kind, even insufficient, care of environmental protection; however bankrupt companies, or companies in the bankruptcy process, put this issue, as a rule, at the end of their priority list.

The objective of this Paper is to point out to environmental protection issues resulted from the existence of non-operating mining plants and facilities. It also provides some experience in reclamation of mining areas and tailings in Serbia.

2. Damages resulted from the operation of non-operating mining plants and facilities

The stoppage of mining of mineral raw materials extends the negative impact on the environment. In such cases there is a considerable pollution of soil, water and air. The intensity of these pollutions is different and depends of many factors: mining technology applied conservation and protection of mining facilities, equipment and competence of legal successors of abandoned mines etc.

Mines which stopped their mining activities, both permanently and temporarily, pollute the surrounding soil in the following circumstances [1]:

- Harmful substances from abandoned plants and facilities, brought by the wind,
- Soil pollution through contaminated waters which emerge a certain period after exploitation stoppage,
- Eolian erosion of non-rehabilitated tailing ponds,
- Oxidation of coal residues and emission of noxious gases from coal separations etc.

Soil pollution degree is different and depends on the quantity of harmful substances, which are not secured, on the conservation or protection extent of plants and facilities of closed (abandoned) mines, climate conditions etc. The terrain configuration may influence on the soil pollution to a large extent, as well as the local flora. Consequences of soil pollution reflect through spreading of toxic substances and their infiltration to the living world, and through the food to human organisms. This pollution also influence, in a long period of time, to the quantity and quality of crops from farmsteads.

Abandoned mining plants and facilities represent potentially considerable pollutants of the environment, because of fine particulates segregated and spread by the wind. Open-mine pits of metallic and non-metallic raw materials are notorious for that, where the mineral dust precipitated for years, long after the stoppage or interruption of exploitation, still endangers the environment, with the aid of the wind. The impact of some abandoned stone-pits on the air pollution is recorded even 10 ten years after they had stopped their operation.

The soil pollution is present even after the operation stoppage of mining plants and facilities caused by the action of contaminated waters which swill out the noxious substances from mine. These waters are especially harmful if they come from flotation tailing ponds, since they carry dissolved heavy alloys (lead, zinc, cadmium, mercury, arsenic etc), but also residues of flotation reagents which are situated in the tailings. In abandoned mining tailing ponds, the maintenance of dams and border dikes is very low and therefore some big accidents are more likely to arise, which may have very negative effects on the environment. Figure 1 presents the tailing dump in the copper mine Majdanpek. At several locations in the vicinity of the mine was deposited about 500 million tons of tailings.



Fig.1. Landfills flotation tailings at the copper mine Majdanpek

By mining exploration works a considerable amount of tailings is excavated to the surface, but also some useful substances, which sometimes may be toxic. As an example may serve boric minerals, piled and forgotten, from the deposit Piskanja, which have been for years exposed to the metrological precipitation (Figure 2). Borates dissolutions give very toxic and harmful products, dangerous for the living world (for example, boric acid), so an abandoned dump of these minerals is very dangerous to the environment.[3]



Fig.2. Unsecured boric minerals after the exploration of the deposit Piskanja

After a while, the surface of tailing ponds is stabilized, which minimizes the risk of erosion. Sometimes there is a possibility of a natural rehabilitation of degraded terrain. However, most of the terrains are degraded by mining activities and the stockpiling of the tailings is very difficult in a natural manner, so the environmental risk is long-term.

Non-rehabilitated tailing ponds are highly exposed to the wind and to the dust raising. Such dust consists of tailings particulates which contains a lot of toxic substances. This especially applies to parched and non-rehabilitated flotation tailing ponds, which become a source of contamination long after the stoppage of stockpiling, mainly because of very fine particulates. It is possible that such dust spreads to areas which are tens of kilometres away from the tailing ponds, but the most endangered are the living world and humans nearby old mines.

While stockpiling the separation tailings there is also a quantity of coal which is put aside together with the tailings. On separation tailing ponds such coal is subject to self-oxidation, and very often such tailing ponds smoulder and burn for a very long time, discharging carbon-monoxide, sulphur oxides etc.[9]

Figure 3 shows the stockpile of the separation tailings in Vreoci (MB Kolubara), which burns, with more or less intensity, during the whole year.



Fig.3. Fire on the separation tailing pond in Vreoci.

Abandoned separation tailing ponds represent an environmental risk even after the finished oxidation process, because there is often a quantity of slag, which is also exposed to the erosion.

The main risks which appear because of closed and abandoned mining plants and facilities may be classified as follows:[5]

- Risks of soil, water and air pollution
- Risks of endangerment of flora and fauna,
- Human health risks

Generally speaking, risks which result from stopped mining activity in an area refer to the living world and may jeopardize the human health. In order to manage these risks it is necessary to undertake certain steps, among the most important are the following:[6]

- Identifying the causes and consequences of the problem
- Defining the area with risks
- Assessment of endangerment degree in the defined area
- Assessment of the risk duration factor
- Defining priorities for problem resolving
- Choosing the problem resolving method and defining the methodology applied
- Choosing the activity leader and making plans for problem resolving
- Problem resolving
- Examining the results of risk minimizing
- Monitoring of consequences after risk minimizing.

A significant number of risks can be avoided or reduced, if implemented recultivation terrain that is degraded. Reclamation of the obligation of all pollutants, but some imprecision in laws and regulations, does not guarantee that this obligation and respect.

3. Economical preconditions for the reclamation of degraded areas

When selecting a method of mining mineral raw materials it is usual to search for a satisfactory solution by considering a number of possible variants. Decision-makers generally base their knowledge on the obtained results of technical-economic and multi-criteria analyses.[2]

The method of mining with minimum specific costs is obtained using the technical-economic analysis. This procedure also takes into account, in addition to costs of assets T_s and labour costs T_r costs of the environmental protection T_{zo} , namely:

$$c_i = \frac{T_s + T_r + T_{zo}}{Q_{god}}, \quad (1)$$

When examining the issue of reclamation, costs of the environmental protection may be replaced by costs of reclamation, i.e. $T_{zo} = T_{rk}$. Costs of reclamation, theoretically, may also be negative, considering the fact that total costs of the environmental protection are reduced for the profit amount generated from the reclamation:

$$T_{zo} = T_{sz} + T_{rz} - D_z, \quad (2)$$

where T_{sz} and T_{rz} are costs of assets and labour costs related to the environmental protection.

The profit generated from the reclamation can be expressed depending on the degree of recovery of losses incurred in the environment due to mining activities G :

$$D_z = (1 - k_i) G, \quad (3)$$

where k_i is the degree of loss recovery and ranges from 0 to 1.

According to their structure, the losses may be broken down to direct losses G_n , long-term losses G_d and irreversible (fixed) losses G_s :

$$G = G_n + G_d + G_s \quad (4)$$

Direct losses arise from the direct effects of mining the mineral raw materials on soil, water and air. They virtually represent an immediate damage to the environment, expressed in money, arising from mining activities. Long-term losses are determined in a similar way, for which the remediation takes much more time (replacement of withered trees, return of fauna to the surroundings of a mine etc.). Fixed losses are very present in the exploitation of mineral raw materials (depletion of mineral resources, permanent exhaustion of water sources and alike).

In general, the performance of mining the mineral raw materials, from the economical point of view, may be assessed based on the degree of the environmental protection:

$$\eta = 1 + \frac{T_{sz} + T_{rz} - D_z}{T_s + T_r} \quad (5)$$

If the value η is less than 1, then a very successful solution has been achieved, from the environmental aspect, the value ranging from 1.0 to 1.2 means that the environmental protection is very good, the value $\eta=1.2\div1.5$ means that the protection is satisfactory, while the values $\eta>1.5$ mean that the protection is not satisfactory (did not obtain a passing grade).

4. Some experiences in the reclamation of coal mines in serbia

In surface coal mining, large areas of land may be damaged, which will be later rehabilitated for various purposes, through the reclamation process, based on reclamation projects. The reclamation process is carried out in two phases:

- Technical reclamation phase (the ground surface planning, the creation of a reclamation surface, mitigation of side slopes, construction of roads and hydro-technical, amelioration and other facilities accompanying the works on land surfaces)
- Biological reclamation phase (soil fertilisation – conditioning, planting of grass, agricultural and forest seedlings)

In planning phase, the characteristics of the land to be reclaimed are examined in detail in order to obtain reliable data about the measures to be implemented, which would speed up the initiation of pedological processes on the newly formed soil. The reclamation, as a measure for the remediation of a disturbed area, is simultaneously the measure that improves the appearance of the environment making it more beautiful and more humane. Forest seedlings planted in the zone around open-pit mines represent the protection (barrier) against noise and dust rising from mines and dumps.

However, long-term mining, lasting several decades on one site, and the parallel disposal of mined out overburden in the area of internal dumps, may limit, to a great extent, the activities of dump reclamation. In addition, a constant need for raising raise the top of the existing dumps and the activation of the existing internal dumps as external dumps of new mines does not leave a possibility for revitalisation of not even those parts of dumps from which the disposal machinery has been relocated.

In open-pit mines of Kolubara basin the technology of selective excavation of humus is not present. Thus, this biologically valuable soil layer disappears irreversibly under the dumped masses, which are, as a rule, excavated and dumped on a humus layer.

Based on the study *Analysis of chemical, physical and microbiological properties of disposed earth (deposol) in the areas of agricultural production of Kolubara basin*[7] and based on the *Report on the soil quality for the purposes of preparing the Environmental Assessment Study of the open-pit mine Tamnava Western Field* [8] it was concluded that the content of heavy metals is within the limits of the Maximum Allowable Concentrations (MAC) (except for the concentrations of nickel that appear in certain samples above MAC).

In the Mining Basin (RB) Kolubara, the coal has been excavated in 6 open-pit mines for the past 70 years: Fields A, B and D, Tamnava – Eastern Field, Tamnava Western Field and Veliki Crljeni. At the moment, four of the open-pit mines are active, while Fields C and E are under preparation for mining.

In the open-pit mine Field D the total area of 95 ha has been reclaimed. In the period from 1975 to 1990, the reclamation was made at the locations Junkovac, Zeoke and Baroševac. Mostly vegetable crops were planted and few orchards (7 ha), while 521 ha are under forest plantations (afforested in the period from 1984 to 2010). The Figure 4 shows the apple crop on the reclaimed surface area of the Field D.

In the area of Tamnava Istočno polje, during 1987, 2009 and 2010, the total area of 46.80 ha was reclaimed with agricultural plantations, while 65.57 with forest plantations. Even after this open-pit mine has ceased its operations, the area is still used as a dump of active mines – currently of the open-pit mine Veliki Crljeni.



Fig.4. Apple crop on the dump of the Field D

In the area of the Field A and Field B, the total surface of 91.70 ha has been reclaimed, entirely with forest plantations. The reclamation has been made during 1984 and 2008. During 2009, the total 7.5 ha of the area of Tamnava zapadno polje has been reclaimed and afforested. In the surroundings of the plant Kolubara – Processing (Prerada) the polluted area was partially reclaimed.[9]



Fig.5. Reclaimed area of the settling tank

In the area of Kolubara Basin, there are total 141.80 ha under agricultural crops (temporary reclaimed), and 685.77 ha under forest plantations, out of which 108 ha have been temporary reclaimed. Having in mind that the total surface area affected by coal mining activities is 4,700 ha, then only 17.6% was reclaimed. In addition, it is necessary to bear in mind that those surface areas have not been technically reclaimed, which means that certain activities were not performed: mitigation and stabilisation of slopes, flattening the horizons, amelioration works and construction of transportation roads.

In the Kolubara Basin, 103 ha out of the total reclaimed areas were restored by the de-expropriation procedure (plots in Baroševac, Zeoke, Junkovac), while about 85 ha

(hippodrome, plots in Prkosava) were ceded to the Urban Municipality Lazarevac and third parties.

According to mining plans for the forthcoming period (10-15 years) there will be no surface areas for agricultural reclamation, because it was planned to raise the level of dumps. At the moment, it is envisaged to create fields of fast-growing forest plantations for soil stabilisation. After the construction of dumps is finished, large surface areas will be available for biological reclamation with agricultural crops.



Fig.6.The forest and the fishpond on the tailing dump in the Mining Basin Kolubara

The surface areas that are reclaimed by afforestation were not technically reclaimed before the afforestation. Forests and forest plantations that are found on these surfaces consist of conifers (black pines, Scots pines, spruces, Douglas firs and larches) and deciduous trees (white willows, black alders, white poplars, elms, manna ashes, English oaks, hornbeams, Turkey oaks, lindens, Hungarian oaks, cherry trees, aspens, birches, beeches, Norway maples, maples, black locusts (acacia), Northern red oaks, plane trees, field maples). The figure 6 shows a part of the forest with a fishpond, resulted from the reclamation of the dump of the Field A.

In the previous period the necessary silvicultural measures (planting distance) were not implemented in the surface areas reclaimed by afforestation. These works began in 2005. However, despite the failure in implementing the silvicultural measures, all the species are in good health condition. By implementing appropriate silvicultural measures in the forthcoming period, the forests will reach, in addition to their protective function, an optimal diameter growth and will increase the participation of technical wood. Planting these forests prevented the soil erosion and dust emissions, and on top of that, the process of humification (formation of a humus layer) has already begun. These forests are habitats of a certain number of wild animals. There are studies examining the possibilities for transforming certain afforested areas into hunting areas.

5. Conclusions

The exploitation of mineral resources and the consequences thereof have a negative environmental impact. Particularly, this applies to closed and abandoned mine plants and facilities. In order to avoid or reduce the detrimental impact, it is necessary, in the process of remediation of damages, to perform the technical and the biological reclamation. At the same time, it is very important that the reclamation is carried out professionally, complying with the rules on fitting into the landscape. In the process of reclamation it is also necessary to take

economic indicators into account, which could significantly reduce costs of investments in this phase.

References

1. Grujić, M.: Rudarstvo i zaštita životne sredine. Prvo savetovanje Rudarstvo i zaštita životne sredine (Zbornik radova), Beograd, 1996.
2. Grujić, M. (editor): Uticaj rudarskih aktivnosti na životnu sredinu. (monografija), RGF Beograd, 1998.
3. Grujić, M. i ostali: Utvrđivanje zagađenja reke Ibar od rudarskih aktivnosti – I faza. (studija), Rudarsko-geološki fakultet Beograd, 2001.
4. Grujić, M.: Environmental impacts of inoperational mining plants and facilities. Symposium Remedijacija, Belgrade, 2006.,
5. Grujić, M., Ristović, I.: Environmental protection issues resulted from the existence of non-operating mining plants and dumps. Conferencia SIPRO, Petrosani (Romania), 2008.,
6. Gržetić, I.: Rizik kao posledica procesa zagađivanja životne sredine, upravljanje rizikom i njegova procena. Monografija: Rudnici, čovekova životna sredina 2, RGF, Beograd, 1998.,
7. Studija Istraživanje hemijsko - fizičkih i mikrobioloških osobina odloženih zemljišta (deposol) na površinama u poljoprivrednoj proizvodnji Kolubarskog basena. Institut za zemljište, Beograd, 1998.,
8. Izveštaj o kvalitetu zemljišta za potrebe izrade Studije o proceni uticaja površinskog kopa Tamnava zapadno polje na životnu sredinu. Institut za zemljište, Beograd, 2009.,
9. Tehnička dokumentacija RB Kolubara. Sektor za zaštitu životne sredine, Lazarevac, 2001 – 2012.

STRESZCZENIA – ABSTRACTS**Oszczędne i innowacyjne urządzenia i systemy stosowane w zakładach przeróbki mechanicznej kopalin****Piotr Myszkowski**

Prezentowano wybrane maszyny oraz systemy technologiczne stosowane w zakładach mechanicznej przeróbki kopalin biorąc pod uwagę ich oszczędny sposób pracy oraz innowacyjne rozwiązania stosowane w ich konstrukcji. Zasilanie pras filtracyjnych oparte na zastosowaniu pompy wyporowej ABEL umożliwia uzyskanie znacznych oszczędności w zużyciu energii elektrycznej i kosztach zakupu oraz wymiany części zamiennych. Ponadto, zastosowanie pompy wyporowej w zasilaniu pras filtracyjnych jest nowatorskim podejściem w polskich zakładach górnictwa węgla. Pompy wirowe KREBS umożliwiają uzyskanie znacznych oszczędności w zużyciu energii elektrycznej, a ich żywotność jest kilkakrotnie dłuższa, niż innych, konkurencyjnych konstrukcji. Hydrocyklony KREBS umożliwiają pracę przy znacznie ostrzejszym stopniu separacji, dzięki czemu oszczędzają znaczne środki, gdyż eliminują przedostawanie się niechcianej frakcji do dalszych węzłów technologicznych. Zastosowanie hydrocyklonów w układach cieczy ciężkiej powoduje wzrost wychodów uzyskiwanych w zakładzie wzbogacania w porównaniu z systemami osadzarkowymi. W kwestii odwadniania koncentratów węgla najkorzystniejszym rozwiązaniem jest zastosowanie układu hybrydowego, składającego się z wirówek sedymentacyjno-filtracyjnych oraz pras filtracyjnych. Wówczas jednostkowe koszty odwadniania 1 tony koncentratu są najniższe. Nie należy także zapominać o sprawdzonej i solidnej armaturze odcinającej oraz regulacyjnej. Szczelność odcięcia i pewność działania są podstawowymi parametrami, które powinny charakteryzować dobrą armaturę. Wszystkie te cechy posiadają zawory zaciskowe FLOWROX. Niezwykle ważną, aczkolwiek niedocenianą czynnością w nowoczesnych zakładach przeróbki mechanicznej kopalin jest pomiar przepływu. Przepływomierze powinny być montowane w sposób bezinwazyjny, nie wpływać na przepływające medium, nie wykazywać dryftu oraz działać pewnie przy zmieniających się warunkach przepływu, zagęszczenia, przy obecności powietrza lub piany flotacyjnej. Jedynie wówczas, gdy operator może oprzeć swoje decyzje dotyczące parametrów technologicznych na pewnych i powtarzalnych wynikach pomiarów, eksploatacja zakładu przerobczego może być efektywna. Przepływomierze SONARtrac są optymalnym rozwiązaniem do zastosowania w zakładzie przeróbki mechanicznej kopalin. Niezbędnym jest także zrozumienie, że zużycie energii elektrycznej, żywotność urządzenia, koszt części zamiennych, potrzeby obsługowe, poziom bezpieczeństwa, podatność na automatyzację, w dłuższym okresie czasu są zdecydowanie ważniejsze niż cena zakupu. W celu określenia wpływu poszczególnych czynników na końcowy wynik finansowy należy przeprowadzić głębsze analizy kosztów.

Economical and innovative devices and systems used in plants for mechanical minerals processing**Piotr Myszkowski**

Selection of machines or technological systems used in minerals processing plants that have been selected because of their cost-effective way of working and innovative solutions used in their construction is presented. Filter press feed based on the use of ABEL's positive displacement pump allows for significant savings in electricity consumption and costs of purchase and exchange of parts. Application of positive displacement pump at filter press feed is an innovative approach in Polish coal mines. KREBS centrifugal pumps allow substantial savings in electricity consumption, and their lifetime is several times longer than other competing designs. Hydrocyclones KREBS allow you to work with a much sharper degree of separation, so save considerable resources, as eliminate the ingress of unwanted fractions for

further technology nodes. The use of hydrocyclones heavy liquid systems increases yield obtained enrichment plant compared to jig systems. In terms of dewatering coal concentrates the best solution is to use a hybrid system consisting of a centrifuge screen-bowl and a filter presses. Then the cost of 1 ton of concentrate dewatering is the lowest. Also, do not forget about a shut-off and control valve. Shutoff and reliability are the key parameters that should characterize fittings. All these features have FLOWROX pinch valves. Extremely important, but underappreciated activity in modern processing plants are the flow meters, which should be installed in a non-invasive, does not affect the flowing medium, no drift and act firmly on the changing flow conditions, the density, the presence of air or foam. Only then the operator may base his decisions on the processing plant operating parameters. SONARtrac flowmeters are optimal for use in mechanical processing plant mines. Electricity consumption, service life, cost of replacement parts, the need for maintenance, security, vulnerability to automate and longer live time are far most important than the purchase price. In order to determine the effect of each factor on the bottom line should be carried out deeper analysis of the costs.

Nowoczesne osadzarki wodne pulsacyjne typu PROREM w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla LW „Bogdanka”

Mariusz Osoba, Andrzej Pyc, Grzegorz Gruszka

W artykule opisano zastosowanie zaprojektowanych i wyprodukowanych przez firmę PROREM sp. z o.o. z Jastrzębia Zdroju osadzarek wodnych pulsacyjnych OMD3-4x7,5, przeznaczonych do wzbogacania mialu węgla kamiennego w warunkach ruchu nowego Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla LW „Bogdanka”. Przedstawiono ich możliwości wynikające ze współpracy z systemem sterowania BOSS2010 produkcji Instytutu Technik Innowacyjnych EMAG z Katowic oraz płynące z tego korzyści w zakresie uzyskiwanych parametrów jakościowych produktów. Omówiono elastyczność regulacji pracy zabudowanych w obiekcie płuczki wodnej osadzarek oraz pokazano podstawowe parametry techniczne, odnosząc je do uzyskiwanych wydajności jednostkowych oraz wskaźników jakościowych, takich jak straty węgla w odpadach czy wskaźnik imperfekcji.

State-of-the-art PROREM – type jigs in coal preparation plant LW “Bogdanka”

Mariusz Osoba, Andrzej Pyc, Grzegorz Gruszka

Review recent designs of PROREM-type pulsating jigs OMD3-4x7,5 for new hard coal preparation plant in LW “Bogdanka” is discussed. Adoption of a computer-controlled EMAG-type system BOSS2010 in the design of the jigs has provided several advantages, for example control of water pulsation within any selected cycles, automatic control over the collection of the bed and automatic control over the loosing of the bed. This article shows basic technical parameters of PROREM jigs on the basis of its high capacity per unit with high imperfection in coal preparation plant.

Zwiększenie efektywności działania węzła osadzarkowego Zakładu Przeróbczego KWK „Sośnica-Makoszowy” Ruch „Sośnica”

Piotr Matusiak, Daniel Kowol, Franciszek Suszka, Joachim Król, Jan Szemet

Prezentowane prace modernizacyjne Zakładu Przeróbczego KWK „Sośnica-Makoszowy” Ruch „Sośnica”, w celu zwiększenia jego efektywności. W większości zakładów przeróbki mechanicznej kopalń węgla kamiennego w Polsce o jakości uzyskanego produktu decyduje węzeł osadzarkowy. Jego podstawowym urządzeniem jest osadzarka pulsacyjna, wraz z urządzeniami odwadniającymi, najczęściej przenośnikami kubelkowymi, przesiewaczami

oraz systemem przenośników nadawczych, odbiorczych, klap i zsuwni. Całość kontroluje i nadzoruje system sterowania węzłem osadzarkowym.

Increasing the effectiveness of operation of jig node in Processing Plant in “Sośnica-Makoszowy” Coal Mine

Piotr Matusiak, Daniel Kowol, Franciszek Suszka, Joachim Król, Jan Szemet

Modernization of Processing Plant in “Sośnica-Makoszowy” Coal Mine, aiming at increase of its effectiveness, is presented. Design of jig node decides about the quality of obtained product in most of mechanical processing plants in Polish hard coal mines. Pulsatory jig with dewatering devices, and most often with bucket conveyors, screens and system of feeding conveyors, receiving conveyors, flaps and chutes, is the main part of the jig node. All the equipment is controlled by the system for control of jig node.

Wpływ efektywności układu odbioru produktów w osadzarce na ocenę procesu wzbogacania węgla

Stanisław Cierpisz

Przedstawiono analizę czynników wpływających na efektywność procesu wzbogacania węgla w osadzarkach wyrażoną w postaci udziału frakcji gęstościowych w produktach wzbogacania lub imperfekcji procesu. Oceniono imperfekcję osadzarki wynikającą z niedoskonałości procesu stratyfikacji ziaren wzbogacanego materiału oraz wynikającą z fluktuacji gęstości rozdziału w osadzarce. Przeprowadzono analizę wpływu efektywności pływakowego układu odbioru produktu dolnego na ocenę efektywności całego procesu wzbogacania węgla w osadzarce. Uzyskane wyniki porównano z efektami możliwymi do osiągnięcia w układach z gęstościomierzem radiometrycznym zastępującym pływak. Analiza została oparta na badaniach symulacyjnych oraz niektórych wynikach badań przemysłowych.

Impact of effectiveness of jig receiving system on assessment of coal beneficiation

Stanisław Cierpisz

The analysis of influence of various parameters influencing the effectiveness of coal preparation in jigs is presented. Yield of density fractions of the feed in products has been evaluated. The imperfection of a coal washing process, resulting from not perfect stratification of coal grains and from fluctuations of the separation density was analysed. Effectiveness of a float-based refuse discharge system was discussed and its influence on the separation process. The comparison of float-based and radiometric discharge systems was performed. The analysis was based on simulation tests and some field experiments.

Wdrożenie systemu sterowania pracą osadzarki BOSS2010 w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla LW „Bogdanka”

Marek Kryca, Władysław Bieńko, Waldemar Sobierajski, Grzegorz Semeniuk, Artur Kozłowski

Opisano wdrożenie systemu sterowania pracą dwóch osadzarek miałowych, które miało miejsce w nowo wybudowanym zakładzie wzbogacania węgla na terenie kopalni LW „Bogdanka”. Przedstawiono krótki opis układu technologicznego i elementów układu sterowania. Szczegółowo została przedstawiona struktura komunikacyjna systemu BOSS2010 umożliwiającą integrację czujników pomiarowych i elementów wykonawczych

wewnątrz systemu i podłączenia całości do sieci technologicznej zakładu. Zaprezentowano również procedurę uruchamiania maszyny i uzyskane parametry.

Implementation of the system for control of BOSS2010 jig operation in plant for mechanical processing of LW “Bogdanka”

Marek Kryca, Władysław Bieńko, Waldemar Sobierajski, Grzegorz Semeniuk, Artur Kozłowski

The authors described the implementation of the control system of two small coal jigs which took place in the newly built coal preparation plant at LW “Bogdanka” location. The short description of the technological solution, control system and its elements are presented. The authors present details of the structure of the BOSS2010 information exchange network that allows integration of sensors and actuators inside the system and connections to the preparation plant technological network. The procedure of putting machines into operation and the obtained results were described in the second part of the article.

Automatyczny system sterowania węzłem osadzarkowym z ciągłą kontrolą wydłużenia łańcucha przenośnika kubelkowego

Sebastian Jendrysik, Mariusz Latos, Dariusz Jasiulek, Krzysztof Stankiewicz, Andrzej Gawliński

Przedstawiono strukturę, zasadę działania i funkcjonalność systemu sterowania węzłem osadzarkowym opracowanego w ITG KOMAG. Opisano doświadczenia z automatyzacji węzła osadzarkowego wynikające z zastąpienia tradycyjnego układu sterowania osadzarką zintegrowanym układem sterowania grupą maszyn i urządzeń ciągu technologicznego. Omówiono nowy moduł systemu sterowania kontrolujący wydłużenie łańcucha przenośnika kubelkowego.

Automatic system for control of jig node with monitoring the elongation of bucket conveyor's chain

Sebastian Jendrysik, Mariusz Latos, Dariusz Jasiulek, Krzysztof Stankiewicz, Andrzej Gawliński

Structure, principle of operation and functionality of the system for control of jig node developed at KOMAG Institute are presented. Experience from automation of jig node, resulting from replacement of traditional system for jig control with integrated system for control of group of machines and equipment in technological line, is described. New module of control system for monitoring of elongation of bucket conveyor's chain is discussed.

Zastosowanie procesu flotacji pianowej do wzbogacania sedymentu – badania laboratoryjne

Daniel Kowol, Michał Łagódka, Piotr Matusiak, Andrzej Gawliński

Flotacja węgla kamiennego, a w szczególności kokсового, której poddawane są ziarna poniżej 0,3 (0,5) mm, jest jednym z podstawowych procesów wzbogacających w zakładach przerobczych. Uzyskane w procesie flotacji produkty wzbogacania są odwadniane, w wyniku czego powstaje produkt uboczny o bardzo drobnym uziarnieniu – „sedymen”, który stwarza problemy technologiczne i ekonomiczne Zakładu. Jednym ze sposobów zagospodarowania sedymentu jest jego powtórne, flotacyjne wzbogacanie. W opracowaniu przedstawiono wyniki badań procesu flotacji w zakresie wpływu dodatku sedymentu do mułu węglowego na

uzyskiwane parametry produktów rozdziału. Uzyskane wyniki porównano z wynikami wzbogacania flotacyjnego „czystego” sedymentu. Stwierdzono, że korzystniejszą, pod względem technologicznym, metodą jest wtórne wzbogacanie sedymentu w odrębnym procesie flotacji.

Use of vertical flotation for beneficiation of sediment – laboratory tests

Daniel Kowol, Michał Łagódka , Piotr Matusiak, Andrzej Gawliński

Flotation of hard coal, especially coking coal, of grains below 0.3 (0.5) mm is one of basic beneficiation processes in processing plants. Beneficiation products obtained during flotation are dewatered and by-product of very fine grain size – “sediment”, which causes technological and economic problems of the Plant, is formed. Repeated flotation beneficiation is one of the methods for management of the sediment. Results of tests of flotation as regards impact of adding the sediment to coal sludge on obtained parameters of separation products are given and discussed. Obtained results are compared with the results of flotation beneficiation of “clean” sediment. It is found that repeated beneficiation of sediment during separate flotation is technologically better method.

Odsiarczanie i odpopielanie produktu handlowego „Jarek” z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego

Wojciech Sobko, Wiesław Blaschke, Andrzej Fraś

Sucha separacja węgla jest metodą przeróbczą, której zastosowanie pozwala na ograniczenie ilości frakcji odpadowej w węglu surowym. Skutkiem prowadzonego procesu jest możliwość uzyskania znacznej poprawy parametrów jakościowych (wartości opałowej) uzyskiwanych z węgla surowych produktów handlowych. Istnieje też możliwość ograniczenia zawartości siarki całkowitej i zawartości popiołu w produkowanych węglach handlowych. Potwierdzają to wykonane przez Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego Instytutu Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego prace badawcze z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX. W niniejszym rozdziale monografii przedstawiono rezultaty odsiarczania i odpopielania produktu handlowego „Jarek”, pochodzącego z produkcji Zakładu Górniczego „Janina”, wchodzącego w skład TAURON Wydobywanie S.A. Przedstawiono również niezbędne do spełnienia wymogi technologiczne prowadzenia procesu suchego odkamieniania.

Desulphurisation and ash removal in commercial product “Jarek” using air concentration table

Wojciech Sobko, Wiesław Blaschke, Andrzej Fraś

Dry coal separation processing operation is a method which allows limiting the volume of waste fractions in raw coal. Significant improvement of quality parameters (calorific value) of commercial products obtained from raw coal is the process result. There is also a possibility to limit the total sulfur content and ash content in the produced commercial coals. This is confirmed by the tests carried out by Centre of Waste Management and Environmental Management, Institute of Mechanized Construction and Rock Mining with using type FGX air concentration table. This chapter presents the results of desulphurisation and ash removal in the commercial product “Jarek”, derived from the production of Mine “Janina”, a part of TAURON Extraction S.A. The technological requirements of the process of dry deshaling are also presented.

Poprawa możliwości technologicznych oczyszczania wody odciekowej z instalacji odwadniania żużla przy zastosowaniu odśrodkowych sit odwadniających OSO**Jan Hycnar, Piotr Pasiowiec, Jerzy Wajs, Barbara Tora**

Opracowany projekt odwadniania i klasyfikacji żużli ze spalania węgla kamiennych ma na celu wyeliminowanie hydrotransportu żużli na składowiska, zmniejszenie zużycia wody i obniżenia kosztów związanych z hydrotransportem i składowaniem zawiesiny wodno-żużlowej lub zawiesiny wodno-popiołowo-żużlowej. Zaproponowane rozwiązania, bazujące na zastosowaniu sit odśrodkowych, umożliwiają nie tylko odwodnienie żużla, ale także jego klasyfikację, zamieniając odpad w produkt w postaci kruszyw i ewentualnie mikrosfer. Wybór sit odśrodkowych typu OSO, w porównaniu do typowych sit odwadniających, wynika z dużej ich jednostkowej skuteczności i dużych wydajności. Są to sita, które wykorzystują działanie nie tylko siły grawitacji, ale także siły odśrodkowej i działań flotacyjnych. Zebrane doświadczenia z odwodnieniem żużla w trzech elektrowniach, odmulania piasków w kopalni piasku i wielorakie z kilkunastu kopalni odwadniania mułów węglowych, potwierdzają przydatność projektu do wydzielania żużla z zawiesin wodno-popiołowo-żużlowych i zawiesin wodno-żużlowych, odwadniania żużli i ewentualnego ich odzysku w kierunku wytwarzania kruszyw budowlanych i drogowych.

Improving the technological capabilities of water purification plant from slag drainage using centrifugal dewatering screens OSO**Jan Hycnar, Piotr Pasiowiec, Jerzy Wajs, Barbara Tora**

The project of dewatering and classification of slag from burning charcoal is aimed to eliminate hydrotransport of slag into the stockyards, minimising water exploitation and the costs of hydrotransport and stocking of water and slag suspension or water, slag and ash suspension. Proposed solutions base on the centrifugal dewatering sieves that enable not only slag dewatering but also its classification. They change the waste into a product of aggregate or microspheres. A choice of centrifugal dewatering sieves of OSO type in comparison to typical dewatering sieves results from its high unit efficiency and productiveness. These are the sieves that use not only the gravity but also centrifugal powers and flotation. Slag dewatering in 3 electric plants, dewatering sand in the sand mine and many other experiments of coal sludge dewatering from many other mines – those experiments confirm project value to slag exuding from water and slag suspension or water, slag and ash suspension, dewatering slag and its recovery directed to product construction and road aggregate.

Rozbudowa układu klasyfikacji i odwadniania w Zakładzie Przeróbczym PG Silesia na bazie przesiewaczy wibracyjnych produkcji Progress Eco**Piotr Pasiowiec, Jerzy Wajs, Klaudia Bańczyk, Władysław Borkowski, Artur Bogusław, Barbara Tora**

PG Silesia (Przedsiębiorstwo Górnicze "Silesia" sp. z o.o.) produkuje węgiel kamienny przeznaczony głównie dla sektora energetycznego oraz specyficzne rodzaje węgla kamiennego do sprzedaży detalicznej. Oprócz węgla kamiennego PG SILESIA sprzedaje gaz kopalniany, kamień do celów budowlanych, a także dostarcza rozwiązania w zakresie ekologicznego składowania minerałów energetycznych (popiołu i pyłów dymnicowych). Od 2012 r. przeprowadzono kompleksową modernizację zakładu wzbogacania węgla. Aktualnie schemat technologiczny wzbogacania obejmuje wzbogacanie mialu w klasie 6-20 mm w cyklonach cieczy ciężkiej oraz wzbogacanie ziaren średnich i grubych w klasie 20-100 we wzbogacalniku Disa. W artykule przedstawiono zastosowanie przesiewaczy produkcji Progress Eco w układzie technologicznym wzbogacania.

Extension of classification and dewatering system in Processing Plant in PG Silesia by using the vibratory screens manufactured by Progress Eco

Piotr Pasiowiec, Jerzy Wajs, Klaudia Bańczyk, Władysław Borkowski, Artur Bogusław, Barbara Tora

PG Silesia sp. z o.o (Mining Company "Silesia") produces coal, mainly for the energy sector and the specific types of coal for retail sale. In addition, PG Silesia sells stone products for construction, aggregates, methane and provides solutions for the ecological safety storage of energy minerals (ash and dust). Starting from 2012 comprehensive modernization of coal beneficiation plant is conducted. Current flow-sheet includes fine coal (class 6-20 mm) enrichment in heavy media cyclones and gravity enrichment of medium and coarse grains (20-100 mm) in DISA (heavy media concentrator). Paper presents an application of the screens produced by Progress Eco Company in the technological system of enrichment plant.

Badania kinematyki współbieżnego układu vibracyjnego na przykładzie przesiewacza zataczająco-śrubowego

Wojciech Poćwiardowski, Marek Domoradzki, Piotr Wodziński

Zbadano kinematykę współbieżnego układu zataczająco – śrubowego o masie 170 kg wyposażonego w dwa naprzeciwległe motowibratory o sile wywołującej wibrację 2x2030N. Wibracje wywołują ruch obrotowy na sicie. Przeprowadzone eksperymenty dotyczyły pomiaru wielkości drgań skrętnych kolumny sitowej (oś X, Y), oraz pomiar wielkości drgań pionowych kolumny (oś Z). Akcelerometrem mierzono amplitudę drgań układu oraz przyspieszenie kolumny sitowej aparatu. Dodatkowo dokonano pomiarów prędkości materiału na sicie po płaszczyźnie poziomej. Optymalny kąt ustawienia motowibratorów zawiera się w przedziale 40 – 50° względem poziomu.

Kinematics concurrent vibratory system of rolling in the example screen

Wojciech Poćwiardowski, Marek Domoradzki, Piotr Wodziński

This work is devoted to issues of kinematics circling-screw screen, which is used to calibrate the seeds. The work includes the construction of specific equipment and the analysis of drive-generating power to enforce vibrations. Vibrations cause traffic circulation on the screen. The conducted experiments focused on measuring the size of the torsional vibration sieve column (X-axis, Y), and the measurement of vertical vibration of the column (Z-axis). Accelerometer measured the amplitude and speed camera sieve column. In addition, a velocity of the material on the sieve after the horizontal plane. In order to designate these relationships it was necessary to know the action self-synchronization vibratory drive. On the basis of experiments failed to determine the equation describing the motion of a vibrating device and the peripheral speed of the seed, which is connected with the toss of the material. Confirmed the assumption parameters for which the calibrator has the highest performance. The results will enable further optimization of the screening and the use of machinery in seed-related industries.

Młyny walcowe w procesach wstępnego i finalnego rozdrabniania surowców, rud i cementu

Jan Sidor

Młyny walcowe - wysokociśnieniowe, nazwane także prasami walcowymi lub krótko HPGR dzięki dobrym wskaźnikom energetycznym, technologicznym oraz mniejszą szkodliwością na

otoczenie znajdują coraz szersze zastosowanie w przemyśle górnictwym - przy przeróbce rud, przemyśle ceramicznym - przy mieleniu cementu i surowców. Praca zawiera opisy budowy, działania oraz elementy teorii pracy młynów, opisy i materiał graficzny dotyczący budowy młynów walcowych produkowanych i stosowanych w świecie. Zamieszczono również rozwiązania konstrukcyjne najbardziej popularnych młynów HPGR oraz mniej znanych młynów: BETAMILL, HOROMILL i PREMILL oraz podano ich podstawowe parametry techniczne i technologiczne

Roller mills in the process of preliminary and final grinding of raw materials, ores and cement

Jan Sidor

High pressure rolling mills, also called roller presses or short HPGR thanks to good indicators of energy, technology and less harmful effects on the environment are increasingly used in the mining industry – in the processing of ores, ceramic industry – with the grinding of cement and raw materials. The work describes the construction, operation and elements of the theory of operation of mills, descriptions and graphic material for the construction of roller mills produced and used in the world. It also provides design solutions mills HPGR most popular and lesser known mills: BETAMILL, HOROMILL and PREMILL and provides their basic technical and technological parameters.

Rozdrabniacz produktów filtracji MR300 konstrukcji ITG KOMAG

Michał Zuba, Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak

Zaprezentowano rozdrabniacz MR300 konstrukcji ITG KOMAG. Jest to urządzenie dedykowane dla zakładów mechanicznej przeróbki węgla do rozdrabniania drobnoziarnistych produktów filtracji, odwodnionych na prasach filtracyjnych. Doświadczenia zebrane podczas badań prototypu, pozwoliły na doskonalenie urządzenia oraz spełnienie potrzeb zakładów przerobczych.

MR300 grinding machine designed at KOMAG for filtration products

Michał Zuba, Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak

MR300 grinding machine designed at KOMAG is presented. This device was designed for coal mechanical processing plants to grind the fine-grain filtration products, which were dehydrated on filter presses. Experience gained during operation of the prototype enabled to build a device that is able to meet the requirements of coal processing plants.

System automatycznego poboru próbek materiałów sypkich dla EDF Rybnik

Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak, Michał Zuba, Dariusz Greiner

Przedstawiono innowacyjny system automatycznego poboru próbek materiałów sypkich, projektowany w ITG KOMAG we współpracy z PKiMSA Carboautomatyka, składający się z: próbobiornika łyżkowego PŁ i pobierającego z przesypu PBSK, kruszarki KW240, pionowego transportera próbki PTP, mieszalnika próbki AK oraz podzielnika próbki PP. Omówiono jego budowę i pokazano podstawowe dane techniczne. Przedstawiono zalety systemu w odniesieniu do znanych dotychczas rozwiązań.

System for automatic sampling of loose materials for EDF Rybnik**Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak, Michał Zuba, Dariusz Greiner**

State-of-the-art system for automatic sampling of loose materials, designed at KOMAG in collaboration with PKiMSA Carboautomatyka, consisting of the following components: PŁ and PBSK samplers, KW240 crusher, PTP vertical sample transporter, AK mixer and PP separator, is presented. Its design is discussed and main technical data are given. Advantages of the system in relation to the solutions known so far are presented.

Surowce deficytowe – Studium pozyskiwania**Katarzyna Biel Beata Witkowska-Kita, Wiesław Blaschke, Anna Orlicka**

Niniejszy rozdział w monografii jest podsumowaniem pracy przeglądowej IMBiGS dotyczącej surowców deficytowych, wytypowanych w Raporcie (2010) Komisji Europejskiej, do których należą: glin, srebro, miedź, lit, tytan, baryt, diatomity, perlit, talk, piaski kwarcowe i wapienie. Są to surowce o istotnym znaczeniu ekonomicznym, ale w mniejszym stopniu stosowane w rozwoju nowych technologii i równocześnie mniej zagrożone ryzykiem niedoboru lub braku podaży. Przedstawiono informacje o: kopalinach/surowcach deficytowych i ich właściwościach fizykochemicznych, występowaniu i wydobywaniu w Polsce, wzbogacaniu i przetwórstwie, gospodarce surowcami deficytowymi w Polsce oraz obszarach zastosowania tych surowców.

Deficit Minerals – Study of acquisition**Katarzyna Biel, Beata Witkowska-Kita, Wiesław Blaschke, Anna Orlicka**

This chapter is a summary of the work carried out in IMBiGS regarding the deficit minerals defined in the Report (2010) of the European Commission, which include: aluminum, silver, copper, lithium, titanium, bars, diatomaceous earth, perlite, talc, silica sands and limestones. These are the raw materials of economical significance but less commonly used in the development of new technologies thus with a lower risk of shortage or lack of supply. In this chapter, the presented information involve: fuels / raw material shortage and their physico-chemical properties, occurrence and extraction in Poland, enrichment and processing, management of deficit minerals in Poland and areas of application of these minerals.

Metale w węglach i produktach ich spalania**Jan J. Hycnar, Barbara Tora**

W ostatnich latach występuje duże zapotrzebowanie na szereg koncentratów pierwiastków ziem rzadkich, przy równoczesnym ograniczonym dostępie do nich. W tej sytuacji prowadzone są liczne badania i próby nad oceną możliwości odzysku metali śladowych i rzadkich z węgla i produktów ich tradycyjnego i termicznego wzbogacania. Poprzez selektywny dobór węgla i stosowanie odpowiednio dobranych metod wzbogacania uzyskuje się koncentraty metali o wartości surowcowej dla hutnictwa oraz gwarantujących znaczące efekty ekonomiczne. W znaczących ilościach z węgla i ich derywatów, w skali przemysłowej, wytwarzane są koncentraty germanu, galu, żelaza i wapienia.

Metals in coals and their ccp**Jan J. Hycnar, Barbara Tora**

In recent years, there is a strong demand for concentrates of rare earth elements, at limited access to them. In this situation, numerous studies and tests on assessment of a possibility of recovery of trace and rare metals from coal and products of their traditional and thermal processing. Through a careful selection of coals and use of properly selected enrichment methods we can obtain metal concentrates, valuable for the metallurgy, which guarantee significant benefits. Concentrates of germanium, gallium, iron and limestone are obtained on an industrial scale from coal and its derivatives.

Aspekty techniczno-technologiczne możliwości ciągłego wydzielania zanieczyszczeń koloidalnych uwodnionych osadów z wód powierzchniowych kopalń węgla brunatnego**Marek Lenartowicz, Andrzej Pyc, Henryk Giemza**

Scharakteryzowano problem usunięcia zanieczyszczeń mechanicznych, takich jak węgiel, piasek, iły, glina, z zawiesin koloidalnych, zawartych w wodach powierzchniowych kopalń odkrywkowych węgla brunatnego w aspekcie konieczności dotrzymania norm środowiskowych, pozwalających na zrzut tych wód do cieków naturalnych. Przedstawiono możliwość zastosowania wysoko zaawansowanych technicznie ciśnieniowych pras filtracyjnych w procesie ciągłego wydzielania osadów z zawiesin koloidalnych z równoczesnym oczyszczaniem tych wód. Taka technologia pozwoli na uniknięcie konieczności deponowania uwodnionych osadów w osadnikach ziemnych, co w istotny sposób wpłynie na poprawę warunków środowiskowych.

Technical-and-technological aspects of constant elimination of mechanical contaminations from the suspensoid contained in surface water of brown coal mines**Marek Lenartowicz, Andrzej Pyc, Henryk Giemza**

Within this article the following issue has been described: the elimination of the mechanical contaminations such as: the coal, the sand, the silt, the clay, from the suspensoid contained in the surface water of open pit of brown coal in the aspect of the necessity of keeping environmental standards letting the waters flow to water race. The possibility of using highly developed filter presses has also been presented in the process of constant sediment separation from suspensoid with simultaneous purification of the waters. This technology will let us eliminate the necessity of depositing hydrated sediment in settling pound which will essentially improve environmental conditions.

Kompozyty z odpadów stosowane w rekultywacji terenów pogórnich**Jolanta Biegańska, Ewelina Kwaśniewska**

Występujące w krajobrazie naturalnym rozległe wyrobiska, wymagają najczęściej specjalistycznej odnowy gruntów. W Polsce od lat powodowane są one głównie przez górnictwą eksploatację kopalni, zniekształcającą jednocześnie warstwy litosfery i biosfery. W działalności pogórnictwa, można zaobserwować wszystkie możliwe formy degradacji środowiska podziemnego i nadziemnego, a także wszystkie typy i próby jego rekultywacji. Niniejsze opracowanie odnosi się do przedsięwzięć rekultywacji terenów pogórnich, w których zagospodarowywane są odpady, a w szczególności kompozyty z odpadów.

Waste composites used in the post-mining reclamation**Jolanta Biegańska, Ewelina Kwaśniewska**

Excavation occurring in the natural landscape, require specialized land recovery. In Poland, for years they are mainly caused by the mining exploitation of minerals, which distorts the layers of the lithosphere and biosphere. The post-mining activities can be observed in all possible forms of environmental degradation overground and underground, as well as all the types and attempts of theirs remediation. Post-mining land reclamation enterprises, in which waste were implemented, especially waste composites, has been presented in this paper.

Wybrane problemy i efekty rekultywacji w serbskim górnictwie**Miloš Grujić, Dragana Jelisavac Erdeljan, Miodrag Grujić**

Zdegradowanie i zanieczyszczenie obszarów na skutek działalności górniczej w Serbii osiąga duże rozmiary. Dzieje się tak dlatego, ponieważ kwestia ta została zaniedbana w ciągu ostatnich dwudziestu lat. Przedstawiono problemy zagrożenia dla środowiska naturalnego ze strony opuszczonych zakładów górniczych oraz zagadnienia związane z rekultywacją hałd. Zaprezentowano również efekty rekultywacji w Serbii.

Some problems and the results of the reclamation (recultivation) in Serbian mines**Miloš Grujić, Dragana Jelisavac Erdeljan, Miodrag Grujić**

The problem of degraded and polluted areas because of mining activities in Serbia has reached large proportions. It is due to the fact that this issue has been neglected for the last 20 years. This paper shows problems related to the endangerment of the environment by abandoned mining plants and facilities, and related to the reclamation of tailing dumps. In addition, some results of the reclamation in Serbia are presented on this occasion.

INDEKS AUTORÓW

Klaudia BAŃCZYK	office@progresseco.pl
Jolanta BIEGAŃSKA	jolanta.bieganska@polsl.pl
Katarzyna BIEL	k.biel@imbigs.pl
Władysław BIENKO	wbienko@lw.com.pl
Wiesław BLASCHKE 159	w.blaschke@imbigs.pl
Artur BOGUSŁAW	info@pgsilesia.pl
Władysław BORKOWSKI	info@pgsilesia.pl
Stanisław CIERPISZ	stanislaw.cierpisz@polsl.pl
Marek DOMORADZKI	-----
Dragana ERDELJAN	dragana_erdeljan@yahoo.com
Andrzej FRAŚ	andrzej.fras@tauron-wydobycie.pl
Andrzej GAWLIŃSKI	andrzej.gawlinski@budryk.pl
Henryk GIEMZA	hgiemza@prorem.pl
Dariusz GREINER	dgreiner@carbo.pl
Miloš GRUJIĆ	milgru@yahoo.com
Miodrag GRUJIĆ	miogru@yahoo.com
Grzegorz GRUSZKA	prorem@prorem.pl
Jan J. HYCNAR 172	ecocoalcenter@gmail.com
Dariusz JASIULEK	djasiulek@komag.eu
Sebastian JENDRYSIK	sjendrysik@komag.eu
Daniel KOWOL 70	dkowol@komag.eu
Artur KOZŁOWSKI	emag@emag.pl
Joachim KRÓL	j.krol@kwsa.pl
Marek KRYCA	marek.kryca@emag.pl
Ewelina KWAŚNIEWSKA	ewelina.kwasniewska@polsl.pl
Mariusz LATOS	mlatos@komag.eu
Marek LENARTOWICZ	mlenartowicz@prorem.pl
Michał ŁAGÓDKA	mlagodka@komag.eu
Piotr MATUSIAK 70, 137, 148	pmatusiak@komag.eu
Piotr MYSZKOWSKI	piotr.myszkowski@pro-industry.pl
Anna ORLICKA	a.orlicka@imbigs.pl
Mariusz OSOBA	mosoba@prorem.pl
Piotr PASIOWIEC 102	p.pasiowiec@progresseco.pl
Wojciech POĆWIARDOWSKI	wojciech.pocwiardowski@utp.edu.pl
Andrzej PYC 182	apyc@prorem.pl
Grzegorz SEMENIUK	gsemeniuk@lw.com.pl
Jan SIDOR	jsidor@agh.edu.pl
Waldemar SOBIERAJSKI	w.sobierajski@emag.pl
Wojciech SOBKO	w.sobko@imbigs.pl
Krzysztof STANKIEWICZ	kstankiewicz@komag.eu
Franciszek SUSZKA	f.suszka@kwsa.pl
Jan SZEMET	jan.szemet@carbo-eco.pl
Arkadiusz TOMAS 148	atomas@komag.eu
Barbara TORA 102, 172	tora@agh.edu.pl
Jerzy WAJS 102	j.wajs@progresseco.pl
Beta WITKOWSKA-KITA	b.witkowska@imbigs.pl
Piotr WODZIŃSKI	wodzinski@wipos.p.lodz.pl
Michał ZUBA 148	mzuba@komag.eu