Komeko 2013

KOMAG

Instytut Techniki Górniczej

INNOWACYJNE I PRZYJAZNE DLA ŚRODOWISKA TECHNIKI I TECHNOLOGIE PRZERÓBKI SUROWCÓW MINERALNYCH

BEZPIECZEŃSTWO - JAKOŚĆ - EFEKTYWNOŚĆ

Gliwice 2013

ISBN 978-83-60708-71-2

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Komeko 2013

Instytut Techniki Górniczej

Praca zbiorowa

Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych

Bezpieczeństwo – Jakość – Efektywność

Monografia

Gliwice 2013

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

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

Redaktor techniczny:
Mgr Anna Okulińska

Recenzenci:
Dr hab. inż. Jolanta Biegańska, prof. nadzw. w Pol. Śl.
Prof. dr hab. inż. Wiesław Blaschke
Prof. dr hab. inż. Stanisław Cierpisz
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Prof. dr hab. inż. Zdzisław Kłeczek
Dr inż. Daniel Kowol
Prof. dr hab. inż. Aleksander Lutyński
Prof. dr hab. Stanisława Sanak-Rydlewska
Prof. dr hab. inż. Jan Sidor
Prof. dr hab. inż. Piotr Wodziński

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

Skład i druk: Komdruk-Komag sp. z o.o.
ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374651, 2374563
Projekt okładki: Natalia Król
ISBN 978-83-60708-71-2
Nakład: 100 egz.
Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wprowadzenie

Ochrona środowiska staje się szczególnie istotnym zagadnieniem w każdej działalności przemysłowej i gospodarczej. Kształtowanie świadomości ekologicznej społeczeństwa wymaga zatem ciągłego poszerzania jego wiedzy na temat zagrożeń oraz wprowadzania zmian zapobiegających jego degradacji. Dotyczy to w szczególności tak bardzo ważnej gałęzi działalności gospodarczej jaką jest przemysł wydobywczy, w której działania podejmowane na rzecz ochrony środowiska nie mogą ograniczać się jedynie do egzekwowania prawa lub deklaracji w zakresie podejmowania kosztownych działań, zagrażających funkcjonowaniu branży. W polityce Unii Europejskiej widać bardzo wyraźnie, choćby na przykładzie nowych projektów prawnych, jaką uwagę przywiązuje się do ochrony środowiska. Czyste technologie węglowe są jednak odrzucane politycznie, bo obywatele wielu krajów nie zgadzają się na transport, składowanie i opłaty z tytułu emisji CO_2, objawiające się zmniejszeniem konkurencyjności gospodarki, związanej z wytwarzaniem energii. Polska powinna mieć możliwość swobodnego wykorzystania podstawowych surowców energetycznych jakimi są węgiel kamienny i brunatny, ponieważ budowanie bezpieczeństwa energetycznego w oparciu o surowce importowane jest obarczone znacznym ryzykiem. W polskich warunkach jest oczywiste, że w najbliższych dekadach węgiel nadal będzie głównym źródłem energii. Jego przyszłość powinna jednak wynikać z ekonomiki wytwarzania energii oraz aspektów środowiskowych. Trzeba sobie zdać również sprawę z faktu, że wydobywanie węgla kamiennego z coraz większych głębokości będzie kosztowało coraz więcej. Racjonalne podejście do wykorzystania węgla w aspekcie ochrony środowiska jest zatem zagadnieniem szczególnie istotnym.

W niniejszej monografii przedstawiamy wyniki prac naukowych, badawczych i wdrożeniowych poświęconych innowacyjnym i przyjaznym dla środowiska technikom i technologiom przeróbki surowców mineralnych w aspekcie bezpieczeństwa pracy, jakości i efektywności. Zawarta w sześciu rozdziałach problematyka skupia się na zagadnieniach źródeł pozyskiwania surowców i paliw, gospodarki odpadami, procesów wzbogacania węgla, w tym technologiach i systemach sterowania, nowych rozwiązaniach konstrukcyjnych maszyn przeróbczych oraz zwalczaniu zagrożeń w procesach przeróbki surowców mineralnych. Prezentowane prace dotyczą metodologii oraz efektywności systemów przeróbki kopalin z zastosowaniem inteligentnych rozwiązań i są wynikiem ścisłej współpracy uczelni, PAN, instytutów oraz jednostek przemysłowych.

Redaktorzy naukowi monografii mają nadzieję, że będzie ona stanowiła kompendium wiedzy pomocnej w realizacji kolejnych prac projektowych, badawczych i wdrożeniowych z obszaru przeróbki surowców mineralnych. Dziękując wszystkim autorom, recenzentom i osobom, które przyczyniły się do wydania monografii, zachęcamy do zapoznania się z jej treścią.

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

Gliwice, marzec 2013 r. Redaktorzy naukowi monografii

Spis treści

str.

1. POZYSKIWANIE SUROWCÓW W ASPEKCIE OCHRONY ŚRODOWISKA

1.1. Surowce krytyczne – studium pozyskiwania w Polsce 7

1.2. Surowce mineralne – nowe możliwości pozyskiwania 21

1.3. Elementy strategii wykorzystania depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju 35

1.4. Jakość paliwa energetycznego czynnikiem ograniczenia emisji zanieczyszczeń do środowiska na przykładzie Elektrowni Siersza 47

1.5. Zastosowanie metod wielokryterialnego podejmowania decyzji w rozwiązywaniu problemów środowiska w przedsiębiorstwach energetycznych i kopalniach węgla kamiennego 57

1.6. Polityka środowiskowa Spółki OKD na przykładzie Kopalni Łazy 67

2. GOSPODARKA ODPADAMI – NOWE TECHNOLOGIE, PERSPEKTYWY I ZAGROŻENIA

2.1. Ocena odpadów górnictwa węgla kamiennego w świetle wymagań formalno-prawnych dotyczących zawartości i wymywalności metali ciężkich 73

2.2. Technologie zagospodarowania odpadów z procesów przeróbki surowców fosforowych 89

2.3. Odkamienianie urobku węglowego metodą suchej separacji 99

3. NOWOCZESNE SYSTEMY STEROWANIA PROCESAMI WZBOGACANIA

3.1. Automatyzacja i informatyzacja wyzwaniem Zakładów Przeróbki Mechanicznej Węgla 109

3.2. Rozwój i modernizacja Oddziału Zakłady Wzbogacania Rud w oparciu o najnowsze trendy światowe 127

4. NOWOCZESNE TECHNOLOGIE WZBOGACANIA W WĘZŁACH OSADZARKOWYCH

4.1. O ograniczeniach możliwości poprawy efektywności wzbogacania w wodnych osadzarkach pulsacyjnych 143

4.2. Zwiększenie skuteczności wzbogacania węgli koksowych poprzez modernizacje węzłów osadzarkowego wzbogacania 159

4.3. Badania parametrów procesu odprowadzania produktów ciężkich w osadzarce pulsacyjnej 167

4.4. Układ sterowania węzłem osadzarkowym 179

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4.5. Własności pływaka w układzie sterowania odbiorem produktów węgla w osadzarce 189
4.6. Wpływ uziarnienia oraz składu grawimetrycznego klas ziarnowych na wyniki procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych 199

5. NOWE ROZWIĄZANIA KONSTRUKCYJNE MASZYN PRZERÓBCZYCH

5.1. Wybrane problemy eksploatacyjne przesiewaczy o falującej powierzchni roboczej sita typu „flip-flow” 213
5.2. Modelowanie oraz analizy mechaniczne i wytrzymałościowe w procesie projektowania prasy filtracyjnej PFK 570N 225
5.3. Zmodernizowana prasa filtracyjna PFK 570N 235
5.4. Zasilanie pras filtracyjnych pompą membranową na przykładzie ZPMW KWK „Pniówek” 245
5.5. Wpływ kształtu wirnika na przebieg procesu flotacji w zależności od prędkości obrotowej wirnika i natężenia dopływu powietrza 257
5.6. Nowe młyny i układy mielenia w technologii rozdrabniania rud i surowców mineralnych 267
5.7. Przeróbka kopalin w zestawach mobilnych 281

6. ZWALCZANIE ZAGROŻEŃ W PROCESACH PRZERÓBCZYCH

6.1. Ocena pracy układu jedno i dwustopniowej konwersji SO_2 w aspekcie ochrony środowiska 297
6.2. Oznaczanie stężeń substancji smolistych oraz LZO w strumieniu gazu procesowego uzyskiwanego z procesów zgazowania i pirolizy biomasy 313
6.3. Usuwanie emulsji olejowych z mieszaniny ścieków przemysłowych metodami fizykochemicznymi 321
6.4. Zastosowanie pieca obrotowego w badaniach nad wytwarzaniem paliw wtórnych z biomasy 335

Indeks autorów 345

Streszczenia w języku polskim i angielskim 347

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Surowce krytyczne – studium pozyskiwania w Polsce

Katarzyna Biel, Wiesław Blaschke, Beata Witkowska-Kita - Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego w Warszawie

W 2008 r. Komitet ds. Kopalin Krytycznych dla Gospodarki Stanów Zjednoczonych przedstawiał definicję surowców krytycznych, która została również przyjęta przez kraje Unii Europejskiej. Według tej definicji surowce krytyczne to „kopaliny/surowce narażone na ryzyko zachwiania lub przerwania płynności podaży i dostaw, dla których deficyt ten może mieć poważne skutki ekonomiczne dla całej gospodarki".

Pierwszy kompleksowy raport i wstępna lista tych surowców została opublikowana w 2010 r. w opracowaniu pt. "Critical raw materials for the EU – Report of the Ad-hoc Working Group on defining critical raw materials. EU Commissision Enterprise and Industry" [7].

W dokumencie tym przeprowadzono m. in. analizę krytyczności, opierając się na trzech grupach kryteriów, tj.:

- gospodarczo-ekonomiczne skutki ograniczenia podaży,
- ryzyko ograniczenia (zachwiania lub przerwania) podaży,
- „ryzyko środowiskowe", związane z ograniczeniami możliwości produkcji w poszczególnych krajach, wynikające z wymogów prawnych w zakresie ochrony środowiska naturalnego (utrzymanie standardów jakości środowiska, minimalizacja zagrożeń).

Ocenę tę przeprowadzono dla 41 wytypowanych surowców mineralnych, uwzględniając 10-letni horyzont czasowy:

- metalicznych: aluminium, antymon, beryl, chrom, cynk, gal, german, ind, kobalt, lit, magnez metaliczny, mangan, molibden, nikiel, niob, pierwiastki ziem rzadkich, platynowce, ren, rudy miedzi, rudy żelaza, srebro, tantal, tellur, tytan, wanad, wolfram,
- niemetalicznych: baryt, bentonit, boksyty, borany, diatomit, fluoryt, gips, gliny ceramiczne wraz z kaolinem, grafit, magnezyt, perlit, piaski kwarcowe, surowce skaleniowe, talk, wapienie.

W wyniku przeprowadzonej analizy podzielono surowce wstępnie na trzy grupy o różnym stopniu krytyczności. Za najbardziej krytyczne dla gospodarki Unii Europejskiej uznano 14 surowców o ważnym znaczeniu ekonomicznym, tj.: antymon, beryl, kobalt, fluoryt, gal, german, grafit, ind, magnez metaliczny, niob, platynowce, pierwiastki ziem rzadkich, tantal i wolfram), charakteryzujące się przede wszystkim wysokim ryzykiem niedoboru lub braku podaży, które wynikają z ograniczonej ilości źródeł ich pozyskiwania i podaży. Większość spośród zaliczonych do tej grupy surowców jest niezbędna dla rozwoju nowych technologii.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie technologii chemicznej przeróbki i wzbogacania surowców krytycznych [źródło: opracowanie własne na podstawie [1, 3, 4, 5, 10, 11, 12, 13]

Tabela 1

Surowiec	Technologia
Beryl	– flotacja kolektywna rud berylu w środowisku kwaśnym – flotacja selektywna rud berylu w środowisku kwaśnym
Kobalt	– flotacja selektywna rud Cu-Co – flotacja kolektywno-selektywna rud Cu-Co – flotacja kolektywno-selektywna rud Cu-Co-Fe – wzbogacanie mieszanych siarczkowych i utlenionych rud Cu-Co – wzbogacanie rud polimetalicznych – wzbogacanie rud As-Co-Ni-Bi – wzbogacanie rud As-Co-Ag
Wolfram	– stadialne rozdrabnianie i wzbogacanie grubowpryśniętej rudy hubnerytowej/średniowpryśniętej rudy scheelitowej – wzbogacanie rud wolframu w cieczach ciężkich – wzbogacanie rud wolframu w osadzarkach – wzbogacanie rud wolframu na stołach koncentracyjnych – wzbogacanie grawitacyjne rud wolframu z zastosowaniem wzbogacalników zwojowych – wzbogacanie grawitacyjne rud wolframu z zastosowaniem automatycznych stołów koncentracyjnych i flotograwitacji – flotacja szlamów rudy hubnerytowej – wzbogacanie flotograwitacyjne koncentratu siarczkowo-kasyterytowo-scheelitowego
Fluoryt	– przeróbka kwarcowych rud fluorytowych – przeróbka kwarcowych rud fluorytu zawierających galenę – przeróbka grubo wpryśniętych węglanowych rud fluorytu zawierających galenę i sfaleryt – przeróbka drobno wpryśniętych węglanowych rud fluorytu zawierających galenę i sfaleryt – przeróbka rud barytowo-fluorytowych
Magnez	– elektrolityczna produkcja magnezu metalicznego – produkcja magnezu metodą elektrolizy – proces kalcynowania zawiesinowo-gazowego dolomitu i magnezytu jako proces obróbki wstępnej przy produkcji magnezu metalicznego – produkcja magnezu pierwotnego z zastosowaniem procesu odwadniania
Antymon	– metoda hydrometalurgicznego wydzielania złota i antymonu (ługowanie alkalicznego siarczku) – technologia przetwarzania koncentratów złotonośnego siarczku antymonu
German	– technologia otrzymywania metalicznego germanu – technologia otrzymywania germanu metodą topienia sferycznego
Gal	– otrzymywanie galu na drodze elektrolizy lub redukcji tlenku galu(III)

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie technologii chemicznej przeróbki i wzbogacania surowców krytycznych [źródło: opracowanie własne na podstawie [1, 3, 4, 5, 10, 11, 12, 13] (cd.)

Tabela 1

Surowiec	Technologia
ind	– technologia wydzielania indu z koncentratu – proces wydzielania indu z pyłów – prażenie sulfatyzujące i ługowanie spieku wodą – pozostałe technologie chemicznej przeróbki i wzbogacania indu tj.: wymiana jonowa, ekstrakcja mieszaniną kwasów alkilofosforowych, elektroliza chlorku lub siarczanu(VI) indu(III), redukcja tlenku indu(III) wodorem lub cementacja za pomocą cynku lub glinu, rafinowanie.
niob i tantal	– przeróbka koncentratów niobowo-tantalowych (spiekanie z sodą albo z wodorotlenkiem sodu oraz spiekanie z potażem lub z wodorotlenkiem potasu), – metody rozdziału niobu od tantalu: frakcjonowana krystalizacja związków kompleksowych, takich jak K_2TaF_7 i $K_2NbOFs * H_2O$, frakcjonowana destylacja chlorków albo fluorków, selektywna ekstrakcja fluorków niobu i tantalu trójbenzyloaminą albo kupferonem w chloroformie, selektywna redukcja chlorków niobu i tantalu za pomocą wodoru, selektywna wymiana na wymieniaczach jonowych.
platynowce	– metodą hydrometalurgiczna przerabiania koncentratu lub szlamu z elektrolizy niklu w aparaturze wielkolaboratoryjnej, – przeróbka koncentratu, uzyskiwanego jako szlam anodowy przy elektrorafinacji surowego niklu otrzymanego z rud kanadyjskich
pierwiastki ziem rzadkich	– otrzymywanie skandu z odpadów powstających przy przeróbce wolframitów – przeróbka koncentratu monacytowego metodą kwaśną – przeróbka koncentratu monacytowego metodą alkaliczną, – otrzymywanie lantanowców z fosfogipsów, – otrzymywanie lantanowców z luminoforów.

Pozostałe spośród 41 analizowanych surowców wykazują w mniejszym stopniu znamiona niedoboru lub deficytu podaży. Drugą grupę stanowi 12 kopalin/surowców o bardzo ważnym znaczeniu ekonomicznym i specyficznych uwarunkowaniach związanych z krytycznością i ryzykiem niedoboru podaży. Są to: ren, tellur, żelazo, aluminium, boksyty, magnezyt, molibden, mangan, wanad, cynk, nikiel, chrom. Wśród nich zwracają uwagę surowce masowo wykorzystywane w kluczowych branżach przemysłowych (żelazo, aluminium) oraz tzw. surowce strategiczne np. tradycyjne składniki stali stopowych (wanad, chrom, mangan, molibden). Trzecią grupę stanowi 15 kopalin/surowców posiadających istotne znaczenie ekonomiczne, ale w mniejszym stopniu stosowanych w rozwoju nowych technologii, a równocześnie mniej niż pozostałe zagrożonych ryzykiem niedoboru lub braku podaży. Zaliczono do nich: baryt, diatomity, perlit, talk, gliny ceramiczne (wraz z kaolinem), surowce skaleniowe, gips, surowce boru, bentonit, srebro, miedź, piaski kwarcowe, lit, tytan i wapienie [7, 14, 15].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Przedstawiona lista 14 surowców krytycznych jest propozycją, która może ulec modyfikacji w wyniku dalszych prac Grupy ds. Podaży Surowców Mineralnych.

Grupa ds. Podaży Surowców Mineralnych, w dalszych swych pracach przyjmie dłuższą perspektywę czasową, rzędu 20 lat, obejmującą pełny cykl inwestycyjny, od poszukiwania złoża, poprzez jego rozpoznanie do udostępnienia i uzyskania pierwszej produkcji surowca. Ponadto zasób surowców krytycznych w krajach europejskich zmniejsza się. Przez wiele lat zaprzestano poszukiwania nowych złóż i dodatkowo maleje możliwość dostępności terenu, związana z rozwojem budownictwa oraz wymaganiami ochrony przyrody i krajobrazu. Wysokie ryzyko niedoboru lub braku podaży surowców krytycznych wynika również z ograniczonej ilości źródeł ich pochodzenia i podaży, zdominowanej przez:

- Chiny (pierwszego światowego producenta: antymonu, berylu, fluorytu, pierwiastków ziem rzadkich, galu, germanu, indu, magnezu metalicznego, grafitu),
- Rosję – tradycyjnego światowego lidera w produkcji platynowców,
- Brazylię – głównego producenta i dostawę niobu i tantalu,
- Kongo – wiodącego światowego dostawcę surowców kobaltu [7, 14, 15].

Kompleksowa ocena potencjału surowcowego krajów Unii Europejskiej oraz identyfikacja tzw. surowców krytycznych (niezbędnych dla jej harmonijnego i zrównoważonego rozwoju gospodarczego oraz postępu technologicznego) jest jednym z priorytetów polityki surowcowej Unii Europejskiej [14, 15].

W ramach pracy wykonanej przez Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, dla każdego z 14 surowców krytycznych opracowano 3 grupy informacji, tj.: kwerenda i analiza literaturowa, aktualny stan gospodarki w Polsce oraz technologie chemicznej przeróbki i wzbogacania.

Rozdział „Kwerenda i analiza literaturowa" obejmuje następujące informacje: położenie pierwiastka w układzie okresowym, występowanie w przyrodzie, właściwości fizyczne i chemiczne, zastosowanie oraz wpływ surowca na środowisko i ludzi [6, 8, 9].

Natomiast rozdział dotyczący aktualnego stanu gospodarki surowcami krytycznymi zawiera dane na temat: źródła pochodzenia, produkcji, obrotów i zużycia surowca w Polsce [2, 8].

Kolejną grupę informacji stanowi zestawienie i omówienie technologii chemicznej przeróbki i wzbogacania surowców krytycznych sporządzone na podstawie dostępnej literatury [1, 3, 4, 5, 10, 11, 12, 13].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9]

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
1	beryl	Beryl występuje na Dolnym Śląsku (głównie w pegmatytach i granitach). Podwyższone zawartości berylu stwierdzono w popiołach z węgli kamiennych GZW (97 tys. Mg berylu).	W Polsce nie poszukuje się rud berylu oraz nie produkuje się berylu metalicznego lub jego związków oraz stopów.	Zapotrzebowanie krajowe pokrywane było do 2003 r. importem znacznych ilości berylu (2,2 MgO w postaci metalu i proszku, głównie z Chin i krajów Unii Europejskiej). Dane o obrotach surowcami berylu w latach 2008-2009 obroty nie były wykazywane w statystykach GUS. Obecnie importowane są zmienne ilości wyrobów z berylu (USA. Kazachstan i kraje Unii Europejskiej).
2	kobalt	Nie występuje samodzielne złoża rud kobaltu. Jego obecność stwierdzono w złożach rud kobaltu na Monoklinie Przedsudeckiej (zasoby szacunkowe 120,6 tys. Mg kobaltu, w tym w złożach eksploatowanych 96,1 tys. Mg i węgla kamiennego w GZW (zasoby szacunkowe 400 tys. Mg). Średnia zawartość kobaltu w złożu rud miedzi szacuje się na ok. 60 ppm. Najwyższe koncentracje tego pierwiastka występują w rudzie łukowej (śr. 460 ppm, maksymalnie do 3300 ppm kobaltu) oraz stropowej partii rudy piaskowej złoża Lubin – Małomice (śr. 330 ppm). Potencjalnym źródłem odzysku kobaltu w postaci proszku są odpady po przeróbce złomu kobaltonośnych stopów stali szlachetnych oraz narzędzi do skrawania wykonanych z węzlików spiekanych.	W 2009 r. wraz z urobkiem rud miedzi w kopalniach KGHM „Polska Miedź" S.A. wydobyto 1750 Mg kobaltu. Największe ilości tego metalu zawierała ruda eksploatowana w kopalni Lubin–Małomice (82 - 250 g kobaltu na każdy Mg urobku). W procesie wzbogacania od 130 do 930 ppm kobaltu przechodzi do koncentratów miedzi. W toku ich przeróbki metalurgicznej około 80% kobaltu jest tracone w żużlach konwertorowych, które zawierają 1-2% kobaltu.	Zapotrzebowanie na kobalt w całości pokrywane jest importem jego surowców. Saldo obrotów surowcami kobaltu w Polsce jest ujemne.

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9] (cd.)

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
3	molibden	W 2008 r. udokumentowano złoże rud molibdenu z wolframem i miedzią typu porfirowego Myszków, którego zasoby wynoszą 550,8 mln Mg rudy zawierającej 238 tys. Mg wolframu. Złoże ma formę sztokwerku zawierającego okruszcowanie siarczkowo-tlenkowe, związane z waryscyjskim magmatyzmem granitoidowym.	W Polsce nie wydobywa się rud wolframu oraz nie produkuje surowców wolframu.	Zapotrzebowanie na wolfram pokrywane jest w całości importem jego surowców.
4	fluoryt	Nie rozpoznano złóż fluorytu o znaczeniu ekonomicznym. Jego występowanie udokumentowano natomiast w głębszych partiach złoża barytu Stanisławów. Zasoby wg stanu na 31 grudnia 2009 r., określono na 542 tys. Mg.	Fluoryt nigdy nie był w Polsce produkowany. Niewielkie ilości kryolitu syntetycznego ok. 1- 2 tys. Mg/rok, są uzyskiwane w trakcie produkcji kwasu fosforowego(V) z fosforytów przez Zakłady Chemiczne „Siarkopol" Tarnobrzeg Sp. z o.o. Inne związki fluoru produkowane są przez krajowy przemysł chemiczny.	Zapotrzebowanie na fluoryt Polska pokrywa importem, który ostatnio osiąga poziom 9,1-9,7 tys. Mg/rok. Na rynku krajowym dominują fluoryty metalurgiczne i ceramiczne (Meksyk), pozostałe fluoryty chemiczne pochodzą z Niemiec i Czech. Sprowadzane są także związki fluoru.
5	magnez	Potencjalnym źródłem do produkcji magnezu metalicznego są złoża dolomitów. Nie są one jednak obecnie wykorzystywane.	W Polsce produkcja magnezu metalicznego z dolomitów nie została podjęta pomimo opracowania i wdrożenia w skali ćwierćtechnicznej w latach 50-tych w Zakładach Metalurgicznych „Trzebinia" metody pozyskiwania tlenku magnezu i magnezu.	Zapotrzebowanie krajowe pokrywane jest w całości importem, którego poziom po wzroście w 2007 r. do poziomu 5,4 tys. Mg, w latach 2008 i 2009 został ograniczony o 30%. Import magnezu odbywa się głównie z Chin (50-85%), Austrii, Czech, Holandii, Niemiec oraz Węgier i Rosji.

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9] (cd.)

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
6	antymon	Nie rozpoznano złóż rud antymonu a także innych rud antymonośnych.	W Polsce nie produkuje się półproduktów antymonu.	Zapotrzebowanie krajowe pokrywane jest w całości importem głównie z Chin. W latach 2006-2007 import antymonu nieobrobionego wynosił ponad 140 Mg/rok, natomiast w latach 2008-2009 spadł do poziomu ok. 60 Mg/rok. Natomiast w przypadku tlenków antymonu wynosił on w latach 2006-2007 ok. 1350 Mg/rok, by w następnych latach ustabilizować się na poziomie ok. 1000 Mg/rok.
7	grafit	Grafit tworzy nagromadzenia w postaci łupków grafitowych w okolicach Stronia Śląskiego. Natomiast wkładki skał grafitowych spotykane są koło Strzelina, Dzierżoniowa, Wałbrzycha i Bystrzycy Kłodzkiej. Grafit występuje w wielu różnych skałach metamorficznych (m.in. w łupkach krystalicznych Tatr Zachodnich).	Z uwagi na niewielkie złoża grafitu, brak w Polsce wydobycia grafitu naturalnego. Szeroko natomiast stosowane są substytuty grafitu. Wyroby z węgli uszlachetnionych, produktów grafityzowanych i grafitu syntetycznego produkowane w Polsce głównie przez SGL Carbon Polska S.A. (Nowy Sącz i Racibórz). Zakład w Raciborzu, wytwarza szerokie spektrum wyrobów z grafitu i węgla, m.in. wyłożenia grafitowe do wielkich pieców, pieców elektrycznych i elektrolizerów glinu oraz katod grafitowych, natomiast zakład w Nowym Sączu specjalizuje się głównie w produkcji elektrod grafitowych. Elektrody węglowe oraz bloki katodowe trafiają do hut w Czechach, Słowacji, Niemczech, Norwegii i Turcji, podczas gdy grafity specjalne użytkowane są np.	Zapotrzebowanie krajowe na grafit naturalny pokrywane jest w całości importem, którego poziom wahał się w ostatnich latach w przedziale 3-6 tys. Mg/rok.

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9] (cd.)

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
			do produkcji baterii zasilających m.in. laptopy, a grafitowe ślizgi stosowane są w napędach lokomotyw i tramwajów. Produkcja grafitu syntetycznego wynosiła w 2005 r. ok. 50 tys. Mg, w 2008 ok. 66 tys. Mg, by spaść do poziomu ok. 53 tys. Mg w 2009 r. W latach 2007- 2008 według danych GUS produkcja elektrod węglowych i pozostałych wyrobów z grafitu wynosiła ok. 70-80 tys. Mg, by spaść do poziomu 50 tys. Mg w 2009 r. z uwagi na kryzys w sektorze hutniczym.	
8	german	German nie tworzy samodzielnych złóż. Największe jego ilości stwierdzono w złożu rud cynku i ołowiu w Tsumeb (Namibia) oraz Kipushi (Zair). Występuje on w ilościach śladowych w rudach Zn-Pb złóż śląsko-krakowskich. Potencjalne zasoby w złożach wynoszą 40 Mg. Nie są one jednak obecnie wykorzystywane.	Pomimo pozyskiwania i przetwarzania w latach ubiegłych germanonośnych rud Zn-Pb nie podjęto produkcji germanu w Polsce.	Zapotrzebowanie krajowe pokrywane jest w całości nieregularnym importem germanu (nieobrobionego, odpadów i złomu, proszków) oraz ciągły importem tlenków germanu w ilości od 17-34 Mg/rok (Francja, Wielka Brytania, Holandia, Chiny, Kanada, USA i Japonia). Notowany jest również import zmiennych ilości wyrobów z germanu.
9	gal	Potencjalne zasoby galu w nie zagospodarowanych dotychczas złożach rud cynkowo-ołowiowych śląsko-krakowskich zostały określone na ok. 120 Mg. Gal sporadycznie tworzy własne fazy minerałne, brak samodzielnych złóż. Znaczenie praktyczne mają domieszki galu jako składnika rozproszonego w złożach	Pomimo pozyskiwania i przetwarzania w latach ubiegłych zalążkowych rud cynkowo-ołowiowych nie podjęto produkcji galu w Polsce.	Zapotrzebowanie na gal pokrywane jest importem, głównie wyrobów elektronicznych i innych z jego udziałem. Import galu do 2007 r., w formie nie obrobionej, był sporadyczny, w 2008 r. wzrósł do 57 kg, a w 2009 spadł o połowę. Głównymi dostawcami są następujące kraje: Słowacja, Niemcy, USA, Francja, i Szwecja. W la-

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9] (cd.)

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
~	~	innych kopalin. Ponad 90% pierwotnego galu pozyskuje się w złożonych procesach elektrolitycznych z tzw. czerwonych szlamów powstających w trakcie przerobu boksytów metodą Bayera, na alumine, a reszte otrzymuje się metodami chemicznymi z rudy hutnictwa cynku.	~	tach 2008-2009, był odnotowany. Reeksport do Białorusi.
10.	ind.	Złoża rud cynkowo-ołowiowych śląsko-krakowskich nie są jedynym źródłem indu. są rudy cynku cyny, ołowiu, wolframu, żelaza oraz pirytu. Ind. najczęściej jest pozyskiwany sposobami hydrometalurgicznymi z wypałków po prażeniu siarczkowych rud cynku w postaci siarczanu cynku. Wymaga to następnie oczyszczenia elektrochemicznego, destylacji próżniowej oraz rafinacji strefowej do indu metalicznego o czystości min. 99,97%.	Ind. w Polsce nie jest produkowany, podobnie jak surowce indonośne.	Krajowe zapotrzebowanie na ind. jest pokrywane regularnym importem. Głównymi regularnymi dostawcami są: Stany Zjednoczone. Inni dostawcy to: Chiny, Belgia, Niemcy, Szwajcaria, Japonia i Wielka Brytania.
11.	niob.	Brak jest złóż kopalin niobu i realnych perspektyw na ich odkrycie.	Surowce niobu nie są produkowane w Polsce.	Obroty niobem i renem są nimowane łącznie w statystykach łącznie, jednak należy sądzić, że główna część obrotów przypada na niob. Najważniejszym surowcem niobu sprowadzanym do Polski jest żelazoniob. Wielkość importu jest zmienna i zależy od zapotrzebowania przemysłu stalowniczego.

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9] (cd.)

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
12	tantal	Nie rozpoznano złóż kopalin tantalu i brak perspektyw na ich odkrycie. Podstawowymi źródłami tantalu są jego rudy oraz rudy tantalowo-niobowe. Rudy niobu, rudy cyny, które wraz z niobem stanowią domieszkę, a także żużle tantalonośne hutnictwa cyny. Koncentraty tantalitowe (60% tlenku tantalu(V)) i tlenku niobu(V)), wzmagają skomplikowanej wstępnej obróbki chemicznej oraz metalurgicznej, celem otrzymania metalicznego tantalu. Bezpośrednio uzyskuje się go z żużli tantalonośnych (zawierają 12-15% tlenku tantalu(V)), powstałych po przerobie hutniczym kasyterytu. Syntetyczny koncentrat tantalitu zawiera 50% tlenku tantalu(V) i jest pozyskiwany z żużli odpadowych hutnictwa cyny.	Odzysk tantalu z surowców wtórnych okresowo jest prowadzona w byłym zakładzie Unitra-Cemat w Skawinie. W 2006 r., największy producent tantalu – Australia, znacznie ograniczył produkcję, co doprowadziło do spadku produkcji o ponad 30%. Natomiast w latach 2007-2008 podaż światowa wzrosła niemal o 32%. Kryzys finansowy w 2009 r. doprowadził do 39% spadku produkcji światowej surowców tantalu.	Dostawy tantalu nieobrobionego i wyrobów z tantalu (sztaby, pręty, kształtowniki, druty, blachy, taśmy i folie) pochodziły z Niemiec i Austrii oraz z Chin, USA i krajów UE. Notuje się również reeksport odpadów, złomu i wyrobów z tantalu do Wielkiej Brytanii, Niemiec i Rosji.
13	platynowce	Źródłem pierwotnym platynowców są złoża rud miedzi na Monoklinie Przedsudeckiej. Platyna i pallad wystepują przeważnie w spągu łupka miedzionośnego. Platynowce tworzą minerały własne, a także domieszki w minerałach złota i w zwiazkach niemetalicznych. Źródłami wtórnymi są głównie siatki katalityczne wychwytujące, a także złom i odpady platynowców z innych zakładów produkujących wyroby z ich udziałem lub ich związki.	W cyklu technologicznym produkcji KGHM Polska Miedź" S.A. platynowce, występujące głównie w rudzie łupkowej, przechodzą kolejno do koncentratów rud miedzi, miedzi anodowej oraz szlamów anodowych po rafinacji miedzi, które są w całości przetwarzane w HM Głogów. W stosowanej tu technologii Boliden Kaldo kolejno następują procesy elektrorafinacja srebra, hugowanie i strącanie złota, oraz wydzielenie selenu. Otrzymywany jest szlam platynowo-palladowy.	Na najwyższym i stosunkowo stabilnym poziomie kilkuset-kilku tysięcy kilogramów na rok kształtują się obroty półproduktami platynowymi: sztabami, prętami i drutem platynowym. Obroty były bardzo zmienne, niekiedy przekraczając 100 kg/rok lub nawet 1000 kg/rok. Oficjalne obroty platynowcami surowymi i ich półproduktami prowadzone są z krajami Europy Zachodniej i Środkowej oraz USA.

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9] (cd.)

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
5	5	5	zawierający 22-36% Pt i 12-22% Pd. Produkcja tego szlamu w ostatnich latach ustabilizowała się na poziomie 90-100 kg/rok. Szlamy te sprzedawane są głównie do Mennicy Państwowej S.A. w Warszawie, gdzie następuje rafinacja platynowców. Mniejsze ilości są wtórnie wane także przez POCH SA. w Gliwicach. Sporadycznie część produkcji kierowana jest na eksport. Platyna odzyskiwana jest również z roztworów odpadowych Wydziału Metali Szlachetnych w legnickim oddziale Instytutu Metali Nieżelaznych, a produktem końcowym jest koncentrat platyny zawierający ok. 30% tego pierwiastka. Platynowce rafinowane są wytwarzane głównie przez firmę Mennica-Metale Szlachetne Sp. z o.o. zarówno ze wspomnianych szlamów platynowo-palladowych, jak i ze złomów i odpadów platynowców (szczególnie siatki katalityczne i siatki katalityczno-wychwytujące z zakładów azotowych). Produkcja platyny ze szlamów szacowana jest na 25-30 kg/rok, a palladu na poziomie 15-20 kg/rok. Znacznie większa jest produkcja platyny, palladu, rodu i innych platynowców ze złomów. Łączna krajowa produkcja platynowców (surowych i proszków) wyniosła w 2007 r.	Wobec znacznych wahań w poziomie obrotów poszczególnymi platynowcami ważne są także salda ich obrotów. Łączne saldo obrotów platynowcami w formie surowej lub półproduktów tradycyjnie jest ujemne na poziomie kilku-kilkunastu milionów PLN/rok, choć wyjątkowo w latach 2005-2006 było on dodatnie, a w 2009 r. dodatnie w zakresie obrotów półproduktami. Wartości jednostkowe obrotów poszczególnymi platynowcami w formie surowej lub półproduktów wahają się w bardzo szerokim zakresie, co wynika ze zróżnicowanej jakości towaru w obrębie danej pozycji. Stąd zresztą zresztą z prezentacji tych wartości.

Zestawienie informacji dotyczących źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [źródło: opracowanie własne na podstawie [2, 6, 8, 9] (cd.)

Tabela 2

Lp.	Surowiec/ Kopalina	Źródła występowania	Produkcja	Zapotrzebowanie krajowe
			465 kg w 2008 r., 381 kg w 2009 r., 95 kg (dane za poprzednie lata nie są dostępne), w tym większość ze źródeł wtórnych	
14	pierwiastki ziem rzadkich	Złoża pierwiastków ziem rzadkich znajdują się na Dolnym Śląsku w okolicach Szklarskiej Poręby (do 0,5%) i Bogatyni (1,55% jako tlenki) i mają znaczenie mineralogiczne. Ważne gospodarczo są natomiast źródła wtórne, tzn. odpadowe fosfogipsy, importowane koncentraty apatytowe (0,8-1,0% tlenków pierwiastków ziem rzadkich) ze złóż masywu Chibińskiego w Rosji na kwas fosforowy(V). Dobrze rozpoznane jest składowisko fosfogipsów przy Zakładach Chemicznych Wizów, które zawiera 8,28 tys. Mg pierwiastków ziem rzadkich w suchym fosfogipsie.	Pomimo, że badania nad pozyskiwaniem pierwiastków ziem rzadkich ze zwałowiska w Wizowie potwierdzają możliwość ich produkcji jednak nie została ona podjęta.	Krajowe zapotrzebowanie na surowce pierwiastków ziem rzadkich zaspokajane jest importem, głównie z Chin, krajów Europy Zachodniej, USA, a w latach 2007-2008 z Estonii. W okresie 2005-2009 w strukturze importu dominowały związki metali ziem rzadkich i ceru. Wielkość importu tych surowców jest zmienna zwłaszcza dla związków metali ziem rzadkich oprócz ceru.

W tabeli 1 przedstawiono zestawienie technologii chemicznej przeróbki i wzbogacania surowców krytycznych sporządzone na podstawie dostępnej literatury.

Polska nie posiada własnych zasobów kopalin będących źródłem większości surowców zaliczonych do krytycznych (antymon, grafit naturalny, ind, niob, tantal, pierwiastki ziem rzadkich). Zasoby pozostałych surowców tej grupy są niewielkie. Zapotrzebowanie pokrywane jest głównie importem, który jest zmienny i wykazuje zazwyczaj tendencję wzrostową. Prognozy gospodarcze na najbliższe lata wskazują na to, że związany z rozwojem nowych innowacyjnych technologii wzrost zapotrzebowania na te surowce, będzie pokrywany importem gotowych wyrobów z: berylu, galu, indu, germanu, niobu, tantalu i wolframu (Chiny oraz kraje Unii Europejskiej o większym potencjale przemysłowym) [2, 8, 4, 15]. W tabeli 2 przedstawiono informacje dotyczące źródła występowania, produkcji oraz zapotrzebowania krajowego na surowce krytyczne [2, 6, 8, 9].

Podsumowanie

1. Polska nie posiada własnych zasobów kopalin będących źródłem większości surowców zaliczonych do krytycznych (antymon, grafit naturalny, ind, niob, tantal, pierwiastki ziem rzadkich). Zasoby pozostałych surowców tej grupy są niewielkie.
2. Zapotrzebowanie pokrywane jest importem. Jest on zmienny, ale wykazuje tendencję rosnącą.
3. Prognozy gospodarcze na najbliższe lata wskazują na to, że związany z rozwojem nowych innowacyjnych technologii wzrost zapotrzebowania na te surowce, będzie pokrywany importem gotowych wyrobów z: berylu, galu, indu, germanu, niobu, tantalu i wolframu (Chiny oraz kraje UE o większym potencjale przemysłowym).
4. Wykorzystanie niewielkiego polskiego potencjału surowcowego kopalin będących źródłem surowców krytycznych może nastąpić dopiero w dłuższym, ok. 20-letnim horyzoncie czasowym.
5. Kompleksowa ocena potencjału surowcowego krajów Unii Europejskiej oraz identyfikacja tzw. surowców krytycznych, (niezbędnych dla jej harmonijnego i zrównoważonego rozwoju gospodarczego oraz postępu technologicznego) jest jednym z priorytetów polityki surowcowej UE.

Literatura

1. bazy.uprp.pl – informacje nt. zgłoszeń patentowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Bilans gospodarki surowcami mineralnymi Polski i świata 2009. Wyd. IGSMiE PAN 2011.
3. Blaschke W., Blaschke Z.: Mała encyklopedia technologii przeróbki kopalin, Inżynieria Mineralna. Tom 20-22. Wyd. PTPK 2007-2008.
4. Blaschke W., Blaschke Z.: Beryl. Przeróbka mechaniczna, Surowce Mineralne Świata. Tom Al-Be-Li-Mg, Tom Ba-B-F-Sr, Tom Ni-Co, Tom Mo-W-Re-Sc, Wyd. Geologiczne 1976 r., 1978 r.,1984 r.,1985 r.
5. Brzyska W.: Lantanowce i aktynowce, Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa, 1987.
6. Ciba J.: Mała Encyklopedia pierwiastków, Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa, 1996.
7. Critical raw materials for the EU – Report of the Ad-hoc Working Group on defining critical raw materials. EU Commissision Enterprise and Industry. 2010.
8. Gruszczyk H.: Nauka o złożach, Wydawnictwo Geologiczne, Warszawa, 1984.
9. Kabata-Pendias A.: Biogeochemia pierwiastków śladowych, Wydawnictwa Naukowe PWN, Warszawa 1993.
10. Kijkowska J.: Sposób odzyskiwania lantanowców z fosfogipsu, opis patentowy Nr 129444, 1987.
11. Kijkowska R., Mazanek Cz.: Otrzymywanie koncentratów ziem rzadkich z apatytu, w praca zbiorowa „Pierwiastki ziem rzadkich – surowce technologiczne, zastosowanie", Wydawnictwa naukowo-Techniczne, Warszawa, 1990.
12. Kowalczyk J., Mazanek Cz.: Ziemie rzadkie-problem zaspokajania potrzeb gospodarki narodowej, Fizykochemiczne Problemy Mineralurgii, 19, 1987.
13. Mała Encyklopedia Technologii Przeróbki Kopalin, Inżynieria Mineralna, czasopismo Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin, rocznik VIII, Nr 2 (20), 2007 i rocznik IX Nr 1 i 2 (21, 22), 2008.
14. Radwanek-Bąk B.: Zasoby kopalin Polski w aspekcie oceny surowców krytycznych Unii Europejskiej, Gospodarka Surowcami Mineralnymi, Tom 27, Zeszyt 1, 2011.
15. Smakowski T.: Surowce mineralne – krytyczne czy deficytowe dla gospodarki UE i Polski. Zeszyty Naukowe IGSMiE PAN nr 81, 2011.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Surowce mineralne – nowe możliwości pozyskiwania

Jolanta Biegańska – Politechnika Śląska

1. Wprowadzenie

W obliczu zmniejszających się zasobów surowców nieodnawialnych (zwłaszcza energetycznych) oraz negatywnego oddziaływania człowieka na środowisko powodujące jego degradację, jedynie zrównoważony rozwój może poprawić tą sytuację. Jednym z głównych obowiązków, w myśl realizacji zrównoważonego rozwoju, jest racjonalne gospodarowanie zasobami przyrody i zapewnienie bazy surowcowej oraz odpowiedniej jakości środowiska przyrodniczego. W Unii Europejskiej obowiązuje, w związku z tym, zrównoważone wykorzystanie zasobów naturalnych a dla zapewnienia bezpieczeństwa surowcowego podjęto „Inicjatywę 2008" [7]:

- zapewnienie dostępu do surowców na rynkach międzynarodowych na tych samych warunkach, które mają pozostali konkurenci przemysłowi,
- ustalenie właściwych warunków ramowych wewnątrz UE w celu wspierania stabilnych dostaw surowców ze źródeł europejskich,
- wspieranie ogólnej efektywności wykorzystania zasobów i promowanie recyklingu w celu ograniczenia zużycia surowców pierwotnych w UE oraz zmniejszenia względnej zależności od przywozu.

Istotnym filarem inicjatywy jest ważne zalecenie: „Priorytetowo należy potraktować badania i rozwój technologiczny w zakresie surowców, a szczególny nacisk należy położyć na technologie zgodne ze zdecydowaną polityką na rzecz ochrony zasobów. Należy propagować najlepsze praktyki w dziedzinie działań poszukiwawczych, czystszej produkcji i recyklingu, w szczególności z myślą o wdrożeniu praktyk wykorzystujących zachęty rynkowe, które są realne pod względem ekonomicznym". Pierwszy raz w agendzie unijnej mocno zaakcentowano konieczność poprawy sytuacji w zakresie dostępu do surowców metalicznych, mineralnych stosowanych w przemyśle i budownictwie, a także do innych surowców przemysłowych.

Poszukiwanie nowych źródeł surowców stwarza możliwości zabezpieczenia przed nadmierną eksploatacją obecnie wyczerpywanych źródeł. Ważną rezerwą surowcową są zasoby oceanu światowego. Obecnie ze złóż morskich wydobywane są: ropa naftowa, gaz ziemny, fosforyty, diamenty i inne kamienie szlachetne, złoto, platyna, kruszywo, surowce budowlane. Osady dna mórz i oceanów są ogromnym i nie w pełni jeszcze wykorzystywanym źródłem różnorodnych kopalin użytecznych. Ich potencjał jest wielokrotnie większy niż zasobów lądowych. Z punktu widzenia bezpieczeństwa surowcowego świata oraz poszczególnych państw ważna jest prognostyczna ocena wielkości tych zasobów, zidentyfikowanie złóż oraz określenie sposobu eksploatacji i przerobu

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

kopalin morskich. Najważniejszymi obecnie surowcami pozyskiwanymi ze złóż kopalin oceanicznych są ropa naftowa i gaz ziemny – występują z reguły w obrębie stref płytkowodnych.

Głębokowodne strefy oceaniczne są miejscem formowania złóż kopalin polimetalicznych – konkrecje polimetaliczne (konkrecje manganowe – tlenkowe, skupienia Fe-Mn) oraz masywów siarczków. Perspektywiczne złoża konkrecji polimetalicznych i naskorupień kobaltonośnych występują na Pacyfiku i Oceanie Indyjskim, a masywów siarczkowych na Pacyfiku, Oceanie Indyjskim i Atlantyckim. Pokrywają one olbrzymie powierzchnie dna oceanicznego i występują na głębokościach rzędu 3800-5500 m. Od początku lat dziewięćdziesiątych XX wieku prowadzone były badania geologiczne w tym zakresie oraz utworzona została Wspólna Organizacja Interoceanmetal – IOM. Powierzchnia działki IOM to około 75000 km^2 – zlokalizowana 1000 mil na zachód od wybrzeży Meksyku. Przypuszczalna wielkość zasobów na terenie polskiej działki wynosi 20 mld ton; Polska przystąpiła do IOM w 1985 r. Oprócz naszego kraju prawa do niej mają również: Czechy, Słowacja, Bułgaria, Rosja i Kuba.

Metale zawarte w złożach dna oceanu są bardzo mocno skoncentrowane, dzięki czemu są to złoża bardzo bogate w porównaniu do jakichkolwiek innych znanych złóż na lądzie; są bardzo opłacalne, pomimo że zyski dzielone będą pośród członków Interoceanmetalu.

Obecnie prowadzone są prace pilotażowe realizowane na głębokościach 1500 m w rejonie Morza Bismarcka. Większość konkrecji polimetalicznych znajduje się głębiej – około 4 km i będzie można je wydobyć tylko za pomocą robotów i automatów sterowanych zdalnie.

Jednym z wymogów Polityki morskiej Rzeczypospolitej Polskiej do roku 2020 [14] jest:

- opracowanie efektywnych systemów wydobycia konkrecji polimetalicznych,
- opracowanie optymalnych technologii przeróbki i odzysku metali z konkrecji (Mn, Ni, Cu i Co).

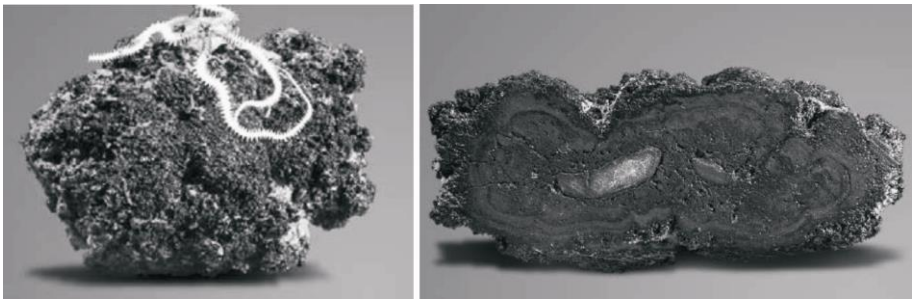
2. Rodzaj surowców mineralnych zalegających w oceanach

Ocean jest najbogatszym źródłem różnego rodzaju zasobów – w tym surowców mineralnych tworzących konkrecje polimetaliczne. O bogatych konkrecjach żelazo-mangan (Fe-Mn) na dnie trzech głównych oceanów świata wiadomo od czasów ekspedycji angielskiego „Czelendżera” w latach 1873 – 1876; pobrano wówczas duże ilości próbek gruntu morskiego i wody. Od tego czasu poszukiwania Fe-Mn w głębinach oceanów były prowadzone ze zwiększoną intensywnością.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Konkrecje to duże bryły metaliczne o średnicy od kilku milimetrów do nawet 0,5 metra (najczęściej opisywane jako duże kalafiory lub ziemniaki) (rys. 1 i 2).

Rys.1. Konkrecje polimetaliczne: *a – konkrecja z Oceanu Spokojnego (1/10 wielkości naturalnej), b – widok dużej bryły, c – przekrój pokazujący koncentryczne warstwy z których konkrecja jest zbudowana* [1, 4, 8]



Rys.2. Manganonośne polimetaliczne nodule (każda mierzy około 30 cm) ze strefy badań Wspólnej Organizacji Interoceanmetal w strefie Clarion-Clipperton (fot. R. Kotliński) [6]

Podstawowymi składnikami konkrecji są minerały manganu (todorokit, asbolan-buseryt, wernadyt) i żelaza (getyt, akageneit); są drobnoziarniste i wrastają w siebie nazwzajem. Minerały manganu to: $(Mn^{4+}, Mn^{2+})_5O_{12}$ (Ca, Mg, Ba)$_2(H_2O_3)$, $(Mn^{4+}, Mn^{2+})_5O_{10}$ (Ca, Mg, Na, K)$_{\leq 2}$ i δ MnO_2. Oprócz grupy metali głównych (metale grupy żelaza) występują metale nieżelazne, rzadkie i szlachetne. W grupie metali żelaza ważne znaczenie praktyczne mają mangan - Mn, nikiel - Ni, kobalt - Co, molibden - Mo (wanad - V, wolfram - W), a z pozostałych miedź - Cu (złoto - Au, pallad - Pd, iryd - Ir, platyna - Pt, niob - Nb, hafn - Hf, tantal - Ta, chrom - Cr, neodym - Nd, iterb - Yb, kadm - Cd, ind - In, antymon - Sb, tal - Tl, ołów - Pb, bizmut- Bi). Konkrecje charakteryzują się wilgotnością 28–35% [9].

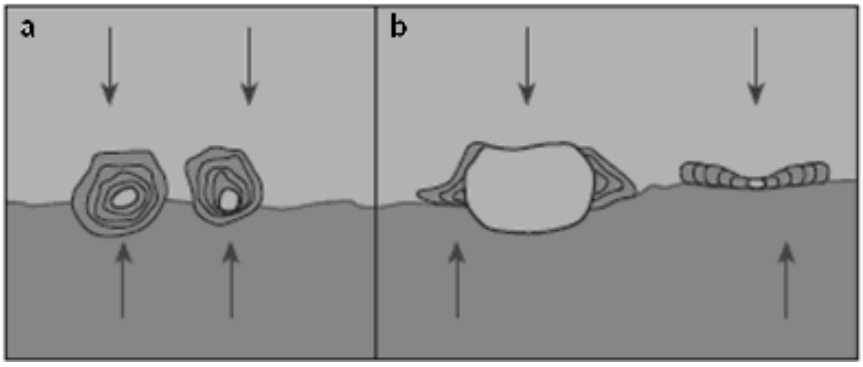
Głównym źródłem konkrecji są podwodne wyziewy wulkaniczne i powolne ługowanie przez słoną wodę bazaltowych skał skorupy oceanicznej. Polimetaliczne nodule (owalne, nieregularne twory) ukształtowały się na powierzchni osadów głębinowych.

Zbudowane są w głównej mierze z tlenków i wodorotlenków: Mn (27–30%), Ni (1,25–1,5%), Cu (1–1,4%), Co (0,2–0,25%), Fe (6%), Si (5%) i Al (3%) [5].

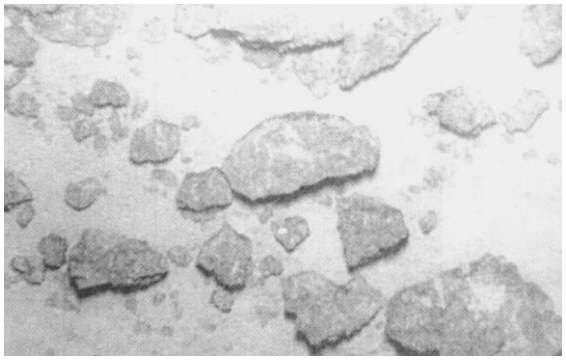
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Metale pochodzą również z wód przydennych i osadów. Czerwone iły głębokomorskie są mieszanką mikroskopijnych cząstek mineralnych z rzek i lodowców, pyłu atmosferycznego oraz mikrometeorytów.

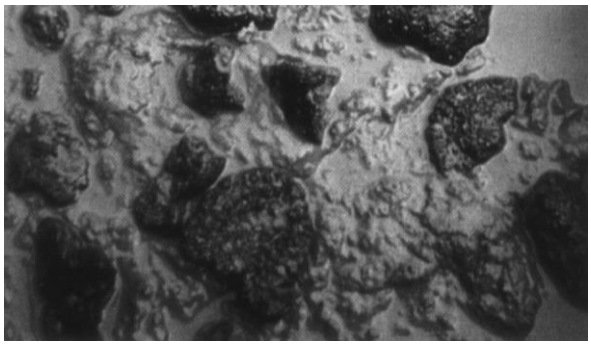
Budowa morfologiczna konkrecji zależy od sposobu przyłączenia metalu (rys. 3).



Rys.3. Budowa konkrecji żelazowo-manganowej w zależności od charakteru wnoszonego metalu: *a – dominuje przyłączenie z wody morskiej, b – przeważa przyłączenie z iłów wodnych* [3]



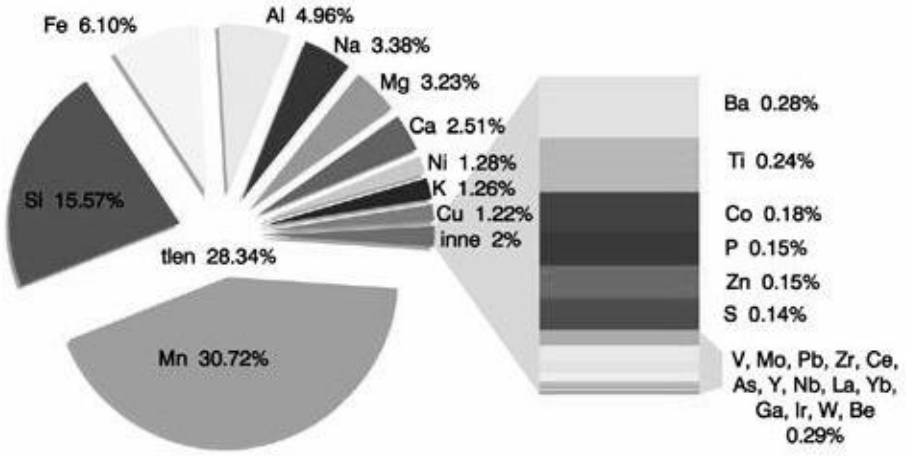
Rys.4. Konkrecje sfotografowane w sztucznym oświetleniu na dnie oceanu [4]



Rys.5. Osad denny z konkrecjami manganowymi w czerwonym ile, w warunkach światła naturalnego [4]

Konkrecje spoczywające na powierzchni osadu (rys. 4) wchodzą w reakcje chemiczne z wodą morską i są wzbogacane w żelazo i kobalt, natomiast zagrzebane (rys. 5) wchodzą w reakcje zarówno z wodą, jak i z osadem i są wzbogacone w mangan i miedź. Konkrecje rosną bardzo wolno, w tempie 1 - 10 mm na 1 mln lat, czyli prawie 1000 razy wolniej niż wynosi normalne tempo sedymentacji.

Skład chemiczny konkrecji zmienia się w szerokich granicach [13]. Na rysunku 6 przedstawiono skład przeciętnej konkrecji z pola Clarion-Clipperton, a w tabeli 1 – zawartość wybranych metali.



Rys.6. Skład przeciętnej konkrecji z pola Clarion-Clipperton [13]

Konkrecja charakteryzuje się największą zawartością Mn – 30,72%, Si – 15,57%, Fe – 6,10% i Al – 4,96%. Na podobnym poziomie występuje Na – 3.38% i Mg – 3,23%. Niektóre pierwiastki, jak mangan, nikiel, kobalt lub wanad, nie mają złóż na terenie Polski i musimy je importować.

Całkowitą masę konkrecji polimetalicznych w oceanach świata szacuje się na 90 mld ton. Obecne rozpoznanie geologiczne uzasadnia możliwość eksploatacji 6 pól:

- Clarion – Clipperton,
- Peruwiańskie (rejon wschodni),
- Kalifornijskie,
- Menarda,
- Centralnopacyficzne,
- Centralnoindyjskie.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zawartość wybranych metali w konkrecjach żelazomanganowych oceanów [2]

Tabela 1

Metal	Zawartość, %		
	Pacyfik	Ocean Indyjski	Atlantyk
Mn	19,63	17,23	13,17
Fe	12,20	13,52	13,39
Ni	0,65	0,53	0,41
Cu	0,47	0,34	0,19
Co	0,28	0,21	0,22
Zn	0,14	0,09	0,07
Pb	0,07	0,09	0,07
Mo	0,04	0,03	0,03
Ti	0,65	0,39	0,40
Ba	0,16	0,07	0,10
Zr	0,07	0,04	0,09
V	0,04	0,05	0,043
W	0,004	0,007	-
Ca	2,05	2,06	4,48
Mg	1,83	1,54	1,96
Al.	2,84	2,56	3,33
Si	7,44	9,20	6,66
ppm			
La	148,7	163,3	214,6
Ce	293,5	885,9	1752,1
Nd	151,0	69,0	363,5
Y	344,4	62,3	142,3
Pt	0,11	0,10	0,07
Au	0,016	0,025	0,008
Ag	3,0	1,0	-

Prawdopodobnie ekonomiczne wydobycie nodul manganowych rozpocznie się w roku 2020 a jego koszty będą porównywalne z kosztami górnictwa lądowego.

3. Zasoby aktualnych kopalin

Poszukiwanie nowych źródeł surowców to niedaleka przyszłość, którą wymusza wyczerpywanie się aktualnych bogactw naturalnych w następstwie olbrzymiego popytu.

Ze względu na wykorzystanie wyróżnia się 4 grupy złóż surowców mineralnych [10, 17]:

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

1. energetyczne (węgiel kamienny i brunatny, ropa naftowa, gaz ziemny, uran, łupki i piaski bitumiczne),
2. metaliczne (rudy metali),
3. chemiczne (sól kamienna, sole potasowo-magnezowe, siarka, baryt, fluoryt itp.),
4. skalne (surowców budowlanych, ceramicznych itp.).

Wskaźniki tempa zużycia *per capita,* dla większości surowców naturalnych, wzrastają o 1 - 3% rocznie [11]. Z grupy surowców metalicznych najwięcej (powyżej 1 mln ton rocznie) zużywa się żelaza, aluminium, miedzi, manganu, cynku, chromu, ołowiu, tytanu i niklu. Do surowców wykorzystywanych w najmniejszej ilości (<2500 t/rok) należą złoto, selen, tantal, platynowce, ind, gal, german, diamenty i selen [20].

Raport Klubu Rzymskiego „Granice wzrostu" [12] jest przykładem prognozy globalnego załamania gospodarki światowej w wyniku zużycia zasobów nieodnawialnych. Określał na ile lat wystarczy surowców, co przedstawiono z prognozami zasobów operatywnych dla Polski [15] w tabeli 2.

Założenia Raportu Rzymskiego były bardzo pesymistyczne i w wielu punktach, jak dotąd, się nie sprawdziły.

Zasoby węgla kamiennego (udokumentowane) w polskich zagłębiach węglowych są wystarczające na kilkadziesiąt lat dla zabezpieczenia gospodarki krajowej w energię elektryczną i cieplną.

Wystarczalność zasobów wybranych surowców [15]

Tabela 2

Nazwa kopaliny	Wystarczalność, lata	
	Raport Klubu Rzymskiego	Bilans według Ministerstwa Środowiska
Węgiel kamienny	2300	37,4
Ropa naftowa	31	18,3
Gaz ziemny	38	12
Miedź	36	36,7
Żelazo	240	bd
Rtęć	13	bd
Złoto	11	bd

Rudy żelaza w Polsce występują pomiędzy Częstochową, a Zawierciem jednak ich wydobycie jest nieopłacalne. Większe zasoby tego surowca odkryto w rejonie Suwałk, ale ze względu na ochronę środowiska nie podjęto eksploatacji.

W Polsce nie ma udokumentowanych pierwotnych ani okruchowych złóż złota. Zasoby udokumentowane zostały w 1954 r. w złożu rud arsenu w Złotym

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Stoku na Dolnym Śląsku. Pozostałe, po zamknięciu kopalni w 1960 r., w złożu zasoby wynoszą około 0,537 mln ton rudy arsenowej zawierającej około 1500 kg Au. Zasoby perspektywiczne złota okruchowego w osadach dolin rzecznych Bobru, Kaczawy i Kwisy w Sudetach wynoszą 2,3 – 2,45 ton, natomiast złota antropogenicznego na Dolnym Śląsku są trudne do oszacowania (można spodziewać się 1,5 – 1,73 ton złota).

W ocenie wystarczalności zasobów kopalin istotną informacją jest określenie udziału zasobów bilansowych złóż kopalin zagospodarowanych w stosunku do całości udokumentowanych zasobów bilansowych zgodnie z następującym wzorem:

$$W = \frac{Q_{zg}}{Q_b} \cdot 100\% \tag{1}$$

gdzie:

W – wystarczalność zasobów kopalin,

Q_{zg} – zasoby bilansowe złóż kopalin zagospodarowanych,

Q_b – całość zasobów udokumentowanych.

Uzyskanie wskaźnika W dla określonego rodzaju kopaliny w wysokości ponad 50% powinno być bardzo ważnym sygnałem ostrzegawczym, skłaniającym do podejmowania wzmożonych wysiłków poszukiwawczych, głównie w zakresie finansowania prac.

Wystarczalność surowców można też oszacować na podstawie wskaźnika potencjału rezerw zasobowych złóż niezagospodarowanych ξ (tabela 3) zgodnie ze wzorem:

$$\xi = \frac{a}{100}\left(1 - \frac{W}{100}\right) \cdot 100\% \tag{2}$$

gdzie:

ξ – wskaźnik potencjału rezerw zasobowych złóż niezagospodarowanych,

a – udział zasobów przemysłowych w zasobach bilansowych złóż zagospodarowanych,

W – udział zasobów złóż zagospodarowanych w zasobach bilansowych [%].

Wskaźnik ξ może, w niektórych przypadkach, wprowadzać w błąd. Wysoka wartość nie oznacza automatycznie swobodnego dostępu do złóż – ograniczenie wynika z zapisów związanych z ochroną środowiska (sieć Natura 2000) lub np. sprzeciwów społecznych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Wskaźnik potencjału rezerw zasobowych ξ w Polsce na dzień 31.12.2007 r. [15]

Tabela 3

Wskaźnik potencjału					
Bardzo wysoki >90%	Wysoki 60-80%	Przeciętny 40-60%	Mały 20-40%	Bardzo mały 10-20%	Znikomy <10%
Siarka	Węgiel brunatny	Gips i anhydryt	Skała diatomitowa	Gaz ziemny	Ropa naftowa
Bentonity i iły bentonitowe	Rudy Zn-Pb	Gliny ogniotrwałe	Sól kamienna	Metan pokładów węgla	Kwarcyty ogniotrwałe
	Gliny ceramiczne	Kreda	Dolomity hutnicze	Węgiel kamienny	
		Piaski i żwiry	Kamienie łamane i bloczne	Rudy miedzi	
		Piaski d/p betonów komórkowych i cegły wapienno-piaskowej	Piaski formierskie	Magnezyt	
		Kopaliny ilaste ceramiki budowlanej	Kopaliny skaleniowe	Kopaliny ilaste d/p kruszywa lekkiego	
		Kopaliny kaolinowe	Wapienie i margle cementowe	Kwarc żyłowy	
		Kopaliny szklarskie	Wapienie wapiennicze	Torfy	

4. Metody pozyskiwania surowców mineralnych z konkrecji oceanicznych

Od wielu lat prowadzone były badania w skali laboratoryjnej i pilotażowej nad pozyskaniem metali z konkrecji oceanicznych. Spośród przebadanych metod wymienia się [2] procesy:

- pirometalurgiczne – wytop itp.,
- kombinowane – termiczna przeróbka konkrecji (odzysk stopu metali nieżelaznych) z żelazem i obróbką w procesie hydrometalurgicznym,
- hydrometalurgiczne – ługowanie.

Procesy pirometalurgiczne prowadzą do skupienia składników metalicznych konkrecji w stopie – przejście żelaza i manganu do żużla. Stosuje się

chlorowanie, siarkowanie, wytapianie itd. Prace nad tymi zagadnieniami prowadziły cztery konsorcje [19]: Kennecott Copper Corporation, Deep-sea Ventures (DSV), Metallurgie Hoboken-Overpelt (MHO) i International Nickel Company (INCO).

– Kennecott Copper Corporation Process – płukano nodule morskie w roztworze amoniaku w obecności jonów miedzi i następnie utleniano kompleks amoniakalny. Przebieg procesu opisują reakcje cząstkowe:

$$MnO_2 + 2Cu(NH_3)_2^+ + 4NH_3 + CO_2 + H_2O \quad (3)$$

$$MnCO_3 + 2Cu(NH_3)_4^{2+} + 2OH^- \quad (4)$$

$$2Cu(NH_3)_4^{2+} + CO + 2OH^- \rightarrow 2Cu(NH_3)_4^+ + 4NH_3 + CO_2 + H_2O \quad (5)$$

i równanie sumaryczne:

$$MnO_2 + CO \rightarrow MnO_3 \quad (6)$$

– Deep-Sea Ventures – zastosowano kwas chlorowodorowy, który redukuje mangan do rozpuszczalnego dwuwartościowego chlorku i w ten sposób uwalnia cenne metale występujące w nodulach manganowych.

Proces opisuje równanie:

$$MnO_2 + 4HCl \rightarrow MnCl_2 + Cl_2 + 2H_2O \quad (7)$$

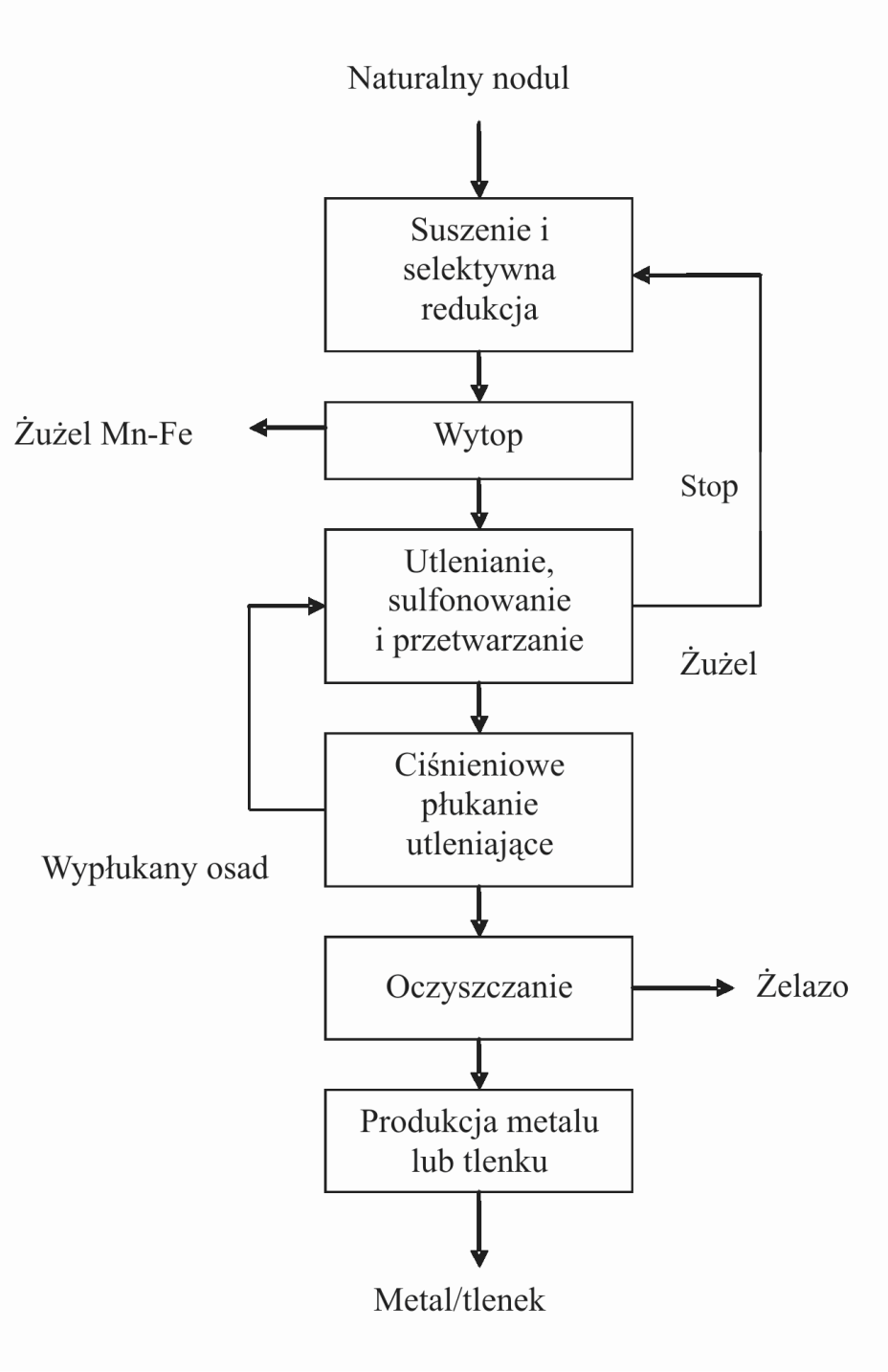
– Metallurgie Hoboken - Overpelt – podobnie jak poprzednio w procesie stosuje się mocny kwas chlorowodorowy, ale wytworzony w czasie reakcji chlor jest wykorzystywany do wytworzenia kwasu.

– International Nickel Company – w odróżnieniu od innych procesów, proces INCO wydziela mangan i żelazo przez wytop. Nodule są wytapiane w piecu obrotowym przy 1000 °C; przerabia się prawie wszystko: Ni, Cu, Co i część Fe. Schemat przebiegu procesu przedstawiono na rys. 7.

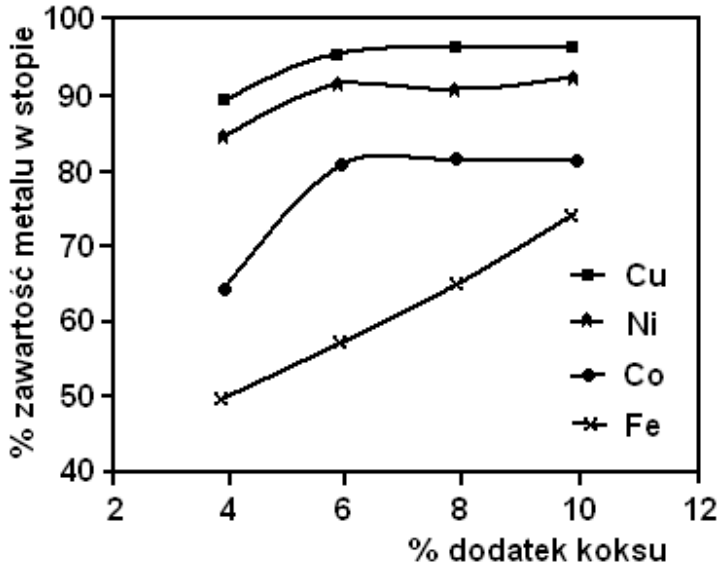
Stosowanie w procesach pirometalurgicznych dodatku koksu wpływało na poprawę odzysku metalu i jego wzrost zawartości w stopie (rys. 8). Typowa kompozycja stopu zawierała: Cu 12,33%, Ni 14,05%, Co 0,75%, Mn 8,23%, Fe 55,96 % a w żużlu oznaczono MnO 42,61%, SiO_2 33,51%, FeO 5,66%, (CaO+MgO) 5,42%, $A1_2O_3$ 6,1%. Odzysk metali przy 6% udziale koksu przy wytapianiu w temperaturze 1400-1550 °C wynosił 90-95% Cu, 95-97% Ni i 80-85% Co.

Stosowano również procesy łączące prażenie konkrecji z ługowaniem. W tym celu używano: gazowego chloru (odzyskano 85% Cu, 90% Ni oraz Co, ditlenku siarki (odzyskano ponad 90% Cu, Co i Ni) oraz roztworu wodnego amoniaku i węglanów (jeżeli reduktorem był węgiel drzewny to odzyskano 70% Cu, 90% Ni i Co; jeżeli jako reduktor zastosowano gaz ziemny to wydzielono 60% Cu, 40% Ni i Co).

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.7. Schemat procesu INCO [16]



Rys.8. Odzysk metalu (%) przy zmiennej zawartości koksu [18]

5. Podsumowanie

W górnictwie nadal dominują tradycyjne metody eksploatacji surowców mineralnych, chociaż prognozy zapasów nie napawają optymizmem. Wprowadzane są nowe technologie charakteryzujące się minimalnym zużyciem surowców mineralnych, wody i energii a także stosowane są różne formy recyklingu. Działania te mają zapewnić trwałość surowców według zasad zrównoważonego rozwoju. Zgodnie z wytycznymi UE wprowadza się alternatywne źródła energii i poszukuje innowacyjnych technologii.

Nowym podejściem do eksploatacji surowców metalicznych jest możliwość pozyskiwania metali z konkrecji polimineralnych – nagromadzeń tlenków żelaza i manganu, występujących na dnie oceanów i wzbogaconych w wiele cennych pierwiastków śladowych (np. Au, Co, Cu, Mo, Ni, Pt). Najbardziej perspektywicznymi rodzajami surowców polimetalicznych są konkrecje głębokomorskie, polimetaliczne rudy siarczkowe, manganowe naskorupienia kobaltonośne oraz iły metalonośne. Szczególną wartość przemysłową, ze względu na wysoki stopień koncentracji, mają takie metale jak: nikiel, miedź, kobalt, srebro, złoto, mangan, molibden, cynk i platyna.

Biorąc pod uwagę utrzymującą się tendencję wzrastającego wydobycia kopalin, w których zawartość metali jest coraz niższa, prognozuje się, że około 2020 r. średnie zawartości metali w tlenkowych rudach manganowych będą wyższe od występujących w rudach wydobywanych na lądzie nawet ponad 5-krotnie.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Badania prowadzone przez geologów udowodniły występowanie o 15% więcej konkrecji niż zakładano oraz potwierdziły zawartość głównych metali: manganu, kobaltu, niklu, miedzi, cynku i molibdenu.

W różnych krajach podejmowane są próby wydobycia cennych surowców spoczywających na dnie oceanów, ale nie jest to sprawa prosta (duże głębokości, na jakich spoczywają konkrecje).

Polska poprzez międzynarodowe konsorcjum IOM ma status inwestora pionierskiego. Nasz kraj, jako jeden z kilku na świecie ma prawo do eksploatacji cennych złóż na działce Clarion – Clipperton**.**

Literatura

1. Акимцев В.А., Шарапов В.Н., Магматическая рудная минерализация в основных породах Срединно-Атлантического хребта, Геология руд. Месторождений, Т. 38, No. 4, 1996.
2. Charewicz W., Chmielewski T., Kubista V., Chaoyin Z.: Metody przetwarzania konkrecji oceanicznych, XXXVI Seminarium Fizykochemiczne Problemy Metalurgii 1999.
3. Cronan D. S.: Underwater Minerals, Academic Press, London 1980.
4. Dno oceaniczne http://www.koipsm.ps.pl/public/abram/oceanologia5.pdf
5. Jędrysek M.O.: Geologia i Górnictwo w Polsce z Punktu Widzenia Głównego Geologa Kraju (2005–7) Wybrane Zagadnienia Od Komisji Kruszcowej Do Dziś, Kopaliny 2008.
6. Jędrysek M.O.: Krótka historia działań w zakresie złóż rud metali na dnach oceanów w strefach kontrolowanych przez międzynarodową organizację dna morskiego: wybrane aspekty dotyczące prawa, możliwej eksploatacji i ochrony środowiska, Dzieje górnictwa – element europejskiego dziedzictwa kultury, 3, pod red. Zagożdżona P. P. i Madziarza M., Wrocław 2010.
7. Komunikat Komisji Europejskiej do Parlamentu Europejskiego i Rady „Inicjatywa na rzecz surowców – zaspokajanie naszych kluczowych potrzeb w celu stymulowania wzrostu i tworzenia miejsc pracy w Europie”. COM (2008) 699.
8. Konkrecja polimetaliczna: www.newarkcampus.org
9. Kotliński R.: Eksploatacja bogactw mineralnych oceanów (wywiad). Przegląd Geologiczny, vol. 55, nr 8, 2007.
10. Kozłowski S.: Gospodarka a środowisko przyrodnicze, Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 1991.
11. Legarth J.B.: Sustainable metal resource management – the need for industrial development: efficiency improvement demands on metal resource

management to enable a (sustainable) supply until 2050, w: J. Cleaner Prod., vol. 4, no 2, 1996.

12. Meadows D.H., Meadows D.L., Randers J., Behrens W.W.: The Limits to Growth, Universe Books, New York 1972.
13. Pieńkowski A: Odkurzaczem po dnie, Wiedza i Życie" nr 10/2000.
14. Polityka morska Rzeczypospolitej Polskiej do roku 2020, Warszawa, czerwiec 2012.
15. Praca zbiorowa pod redakcją: Wołkowicza S., Smakowskiego T., Speczika S.: Bilans perspektywicznych zasobów kopalin Polski wg stanu na 31 XII 2009 r., Ministerstwo Środowiska, Warszawa 2011.
16. Premchand, Jana R.K.: Processing of polymetallic sea nodules: an overview, Goa, India, November 8-10, 1999.
17. Przeniosło S.: Mineral Resources of Poland 1995, Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa 1996.
18. Randhawa N.S., Agarwal S., Sahu K.K. and Jana R.K.: Recovery of copper , nickel and cobalt from manganese nodules by arc furnace smelting, International Conference of Non-ferrous Metals, Bhubaneswar 2009.
19. Sridhar R., Jones W.E., Warner J.S.: Extraction of cooper, nickel and cobalt from sea modules, JOM, 1976.
20. Wellmer F-W., Becker-Platen J.D.: Global nonfuel mineral resources and sustainability, w: red. Briskey J.A., Schulz K.J, Proceedings of 31st International Geological Congress Workshop on Deposit Modeling, Mineral Resource Assessment, and their role in Sustainable Development, USGS Circular. 2001.

Elementy strategii wykorzystania depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju

Aleksander Lutyński – Politechnika Śląska, **Ireneusz Baic** – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

1. Wprowadzenie

Konsekwencją produkcji węgla kamiennego są odpady wydobywcze. Powstają one w przy poszukiwaniu surowca, jego wydobywaniu i wzbogacaniu. Wyniki prezentowane w różnych opracowaniach wskazują, że odpady wytworzone w produkcji węgla kamiennego stanowią ok. 40% jego wydobycia. Tak wysoki poziom odpadów w wydobywanej masie urobku wynika ze specyfiki eksploatowanych złóż, technologii stosowanych w procesach wydobywania surowca, polityki gospodarki złożem, technologii wzbogacania surowca oraz zwiększonych wymagań odbiorców produktu końcowego. W odpadach powstałych przy wydobywaniu węgla kamiennego ok. 94% stanowią odpady przeróbcze, które są materiałem skalnym znajdującym się w urobku surowym. Materiał ten w procesach wzbogacania kopaliny, a więc w procesach przeróbczych, zostaje wydzielony. W wyniku wzbogacania węgla powstają odpady przeróbcze gruboziarniste (200 – 20 mm), drobnoziarniste (20 – 0,5 mm) i odpady mułowe oraz poflotacyjne o ziarnach < 1 (0,5) mm. Zaznaczyć również należy, że do czasów przemysłowego opanowania flotacji węgli koksowych, a więc do lat trzydziestych ubiegłego wieku, znanymi metodami przeróbczymi nie można było z urobku usunąć czystego kamienia, który wydatnie pogarszał właściwości koksu. Wobec powyższego ziarna poniżej 1 mm traktowane były jako odpad. Również w przypadku węgli energetycznych ziarna najdrobniejsze uznawano za odpad, ponieważ spalanie ich w kotłach rusztowych było niemożliwe. Z tego względu wymienione odpady deponowano w środowisku, na ogół w stawach osadowych. Wiadomym jest, bo wskazują na to badania jakości wykonywane w różnych jednostkach naukowo-badawczych, że odpady o najdrobniejszym uziarnieniu, a więc muły węglowe i odpady flotacyjne posiadają najwyższy poziom substancji węglowej spośród wszystkich odpadów powstałych w wyniku wydobywania i wzbogacania węgla. Muły węglowe nagromadzone w osadnikach ziemnych stanowią więc pewien potencjał energetyczny, który powinno się efektywnie wykorzystać.

W opracowaniu przedstawione zostaną wybrane wyniki prac, które wykonano w ramach projektu rozwojowego Nr N R09 0006 06/2009 pt: „Identyfikacja potencjału energetycznego depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju oraz strategia rozwoju technologicznego w zakresie ich wykorzystania” wykonywanego przez Instytut Mechanizacji Budownictwa

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

i Górnictwa Skalnego we współpracy z Katedrą Przeróbki Kopalin i Utylizacji Odpadów Politechniki Śląskiej.

Cele strategiczne, które sformułowano w realizowanym projekcie to:

- wzmocnienie bezpieczeństwa energetycznego kraju dzięki wdrożeniu procesów odzysku potencjału energetycznego zawartego w mułach węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych w okresach wcześniejszych poprzez:
  - opracowanie strategii rozwoju technologicznego wykorzystania mułów węglowych,
  - identyfikację miejsc ich zalegania,
  - identyfikację ich ilości, jakości i przydatności energetycznej,
  - stworzenie pakietu technologii pozwalających na efektywne wykorzystanie zidentyfikowanych depozytów przez zainteresowane nowo powstałe lub już istniejące podmioty gospodarcze,
  - stworzenie pakietu technologii gospodarczego wykorzystania odpadów powstałych po wdrożeniu procesów wzbogacania mułów węglowych.
- poprawa stanu środowiska naturalnego terenów pogórniczych, na których zdeponowano muły węglowe poprzez:
  - opracowanie efektywnych technologii eksploatacji mułów węglowych ze stawów osadowych w celu poddania ich procesom wzbogacania,
  - opracowanie projektów rekultywacji technicznej i biologicznej dla wyeksploatowanych obiektów,
  - stworzenie kompleksowych programów rewitalizacji dla terenów pozyskanych w wyniku eksploatacji mułów węglowych.

2. Badania i analizy wykonane w projekcie

Pierwszym wykonanym zadaniem projektu była identyfikacja miejsc, w których zdeponowano muły węglowe. Kolejnym zadaniem było pobranie prób z zidentyfikowanych osadników ziemnych, wykonanie badań ich składu chemicznego (analiza tlenkowa i zawartość metali) oraz przeprowadzenie analizy ekstraktu wodnego oznaczając w nim wybrane parametry podstawowe oraz zawartość wytypowanych metali [1, 3, 17]. Wykonane szczegółowe badania pozwoliły na ocenę zagrożeń stwarzanych przez stawy osadowe dla środowiska. W celu dokonania identyfikacji jakościowej w pobranych próbkach mułów węglowych oznaczono w kolejnym etapie badań zawartość wilgoci przemijającej i higroskopijnej, zawartość popiołu w stanie analitycznym, roboczym i suchym, zawartość siarki w stanie analitycznym, roboczym i suchym, zawartość części lotnych w stanie analitycznym, roboczym i suchym oraz wartość opałową w stanie analitycznym, roboczym i suchym [2, 5, 6, 7, 8, 11]. Następnie na

pobranych próbach wykonano analizy granulometryczne i densymetryczne pozwalające na wyznaczenie krzywych wzbogacalności, co pozwoliło na ukierunkowanie badań nad metodami wzbogacania mułów, celem pozyskania pełnowartościowych koncentratów do wykorzystania w energetyce. Jak wspomniano wyżej odpady o najdrobniejszym uziarnieniu, a więc muły węglowe i odpady flotacyjne posiadają najwyższy poziom substancji węglowej spośród wszystkich odpadów powstałych w wyniku wydobywania i wzbogacania węgla. Z tego względu w ramach przedmiotowego projektu rozwojowego zaprezentowano kilka skutecznych metod [4, 12] pozwalających na efektywne wykorzystanie zawartego w depozytach mułów węglowych potencjału energetycznego. Były to metody wzbogacania lub bezpośredniego wykorzystania tego typu odpadów jako składnika mieszanki energetycznej do spalania np. w kotłach fluidalnych.

Metody wzbogacania pozwalają na pozyskanie pełnowartościowego paliwa w postaci drobno uziarnionych mieszanek węglowych o wysokich parametrach energetycznych. Poprawa jakości koncentratów pozyskiwanych w wyniku wzbogacania pociąga za sobą jednak powstawanie odpadów o pewnej zawartości substancji węglowej. Jest to nieuniknione, mimo istniejących dzisiaj skutecznych metod wzbogacania.

W przeprowadzonych badaniach nad możliwością wzbogacania mułów węglowych wykonanych w Katedrze Przeróbki Kopalin i Utylizacji Odpadów Politechniki Śląskiej wykorzystano sześć różnych metod. Były to:

- metoda wzbogacania z wykorzystaniem siły odśrodkowej, w której użyty został hydrocyklon klasyfikująco-zagęszczający i klasyfikator odśrodkowy,
- metoda wzbogacania strumieniowego (jeden z procesów wzbogacania grawitacyjnego), w której użyty został wzbogacalnik strumieniowy zwojowy typu Reichert LD4, wzbogacalnik strumieniowy wachlarzowy i stół koncentracyjny,
- metoda fizykochemiczna - flotacji.

Każda z tych metod pozwalała na uzyskanie koncentratu o cieple spalania wyższym niż ciepło spalania mułu surowego, który pozyskano z osadników. Jednak każda z analizowanych metod powodowała stratę potencjału energetycznego zawartego w odpadach. Wielkości tych strat były znacznie zróżnicowane [13, 15, 16].

Podstawowa analiza jakościowa mułów węglowych i dokonane oszacowania ich ilości wykonane w ramach projektu pozwoliły na oszacowanie potencjału energetycznego tych mułów.

W tym celu opracowany został algorytm szacowania potencjału energetycznego zinwentaryzowanych osadników. Zaproponowano szacowanie potencjału energetycznego w dwóch wariantach [9, 10].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Pierwszy z tych wariantów stanowi przybliżone oszacowane potencjału energetycznego osadnika, którego podstawą są:

- oszacowana masa mułów znajdujących się w osadniku,
- średnia wartość opałowa wyznaczona w badaniach jakościowych poszczególnych próbek pobranych do badań z osadnika.

W powyżej podany sposób szacowana była średnia przybliżona wartość potencjału energetycznego osadnika, która jest wykorzystywana i podawana najczęściej w różnych opracowaniach przedmiotowych. Jest to niewątpliwie informacja ważna, lecz dla pełniejszej wiedzy wstępnej o depozycie istotnym też jest podanie granic w jakich może oscylować szacowana wartość potencjału energetycznego mułów. W tym celu oprócz wartości średniej potencjału energetycznego podaje się jej wartości graniczne: górną i dolną na podstawie oszacowanego odchylenia standardowego z oznaczeń wartości opałowej dla poszczególnych prób. Z teorii rachunku prawdopodobieństwa wiadomo, że w zakresie tych wartości granicznych leży 68% wartości oszacowań indywidualnych z poszczególnych prób uzyskanych w badaniach.

Drugi z wariantów szacowania potencjału energetycznego osadników wykonywany był na podstawie głębszej wiedzy o materiale zgromadzonym w osadniku, łącznie z wiedzą o kierunku wykorzystania mułów i sposobie jego wzbogacenia. Oszacowanie potencjału energetycznego wykonywane zostało w oparciu o:

- zdefiniowaną masę mułów znajdujących się w osadniku,
- uzysk koncentratu pozyskanego w wyniku zastosowania wybranej technologii wzbogacania,
- średnią wartość opałową wyznaczoną dla koncentratów pozyskanych z poszczególnych prób technologicznych.

Ze względu na konieczność porównywania potencjału energetycznego mułów wzbogacanych z wykorzystaniem różnych technologii do wykonywanych oszacowań przyjmowana była wartość opałowa w stanie analitycznym. Wyniki badań i analiz zaprezentowano w [9, 10].

Jednym z istotnych efektów prac projektu jest komputerowa baza danych zawierająca informacje o zidentyfikowanych depozytach mułów węglowych [1, 14, 17]. Baza ta zawiera dane dotyczące:

- lokalizacji - nazwa, dane teleadresowe, właściciel obiektu, opis lokalizacji, współrzędne geograficzne,
- rodzajach i ilości (objętości) zdeponowanych odpadów,
- rodzajach i ilości pobranych prób z danego osadnika wraz metryką i szkicem otworu z naniesieniem głębokości,
- wyników analiz jakościowych pobranych prób z oznaczeniem takich parametrów, jak:

  - zawartości wilgoci przemijającej W_{ex} i higroskopijnej W_h,
  - zawartości popiołu w stanie analitycznym A^a, roboczym A^r i suchym A^d,
  - zawartości siarki w stanie analitycznym S_t^a, roboczym S_t^r i suchym S_t^d,
  - zawartości części lotnych w stanie analitycznym V^a, roboczym V^r i suchym V^d,
  - wartości opałowej w stanie analitycznym Q^a, roboczym Q^r i suchym Q^d,
- wyników analiz granulometrycznych i densymetrycznych dla prób uśrednionych z wybranych osadników. W analizach tych dla każdej klasy ziarnowej i frakcji gęstościowej oznaczono:
  - wychody,
  - wilgoć higroskopijną W_h,
  - zawartość popiołu w stanie analitycznym A^a i suchym A^d,
  - zawartość siarki w stanie analitycznym S_t^a i suchym S_t^d,
  - zawartość części lotnych w stanie analitycznym V^a i suchym V^d,
  - wartość opałową w stanie analitycznym Q^a i suchym Q^d.
- oszacowanej przybliżonej wartości potencjału energetycznego osadnika.

W opracowanej na potrzeby projektu „Bazie danych (DMW)" zamieszczono również wizualizację komputerową, prezentującą lokalizacje zinwentaryzowanych osadników mułów węglowych na podkładach map topograficznych, hydrograficznych i sozologicznych. Przedstawiono również możliwe do zastosowania metody wzbogacania mułów węglowych lub ich efektywnego wykorzystania w energetyce.

Efektem projektu było również przedstawienie pakietu technologii gospodarczego wykorzystania odpadów powstałych po wzbogacaniu mułów. Przedstawiono również ogólne propozycje zagospodarowania terenów po wybranych osadnikach.

3. Warunki osiągnięcia celów strategicznych projektu

Osiągnięcie nakreślonych w projekcie celów strategicznych uzależnione jest od szeregu czynników wewnętrznych i zewnętrznych. Wykazano je w przeprowadzonej w projekcie analizie SWOT. Wskazano, że najistotniejszym w realizacji działań długoterminowych jest czynnik zewnętrzny - rozwój społeczno-gospodarczy kraju, a tym samym wzrost PKB, który decyduje o popycie na energię, kruszywa, a także wpływa na proces inwestowania i prowadzenia działań proekologicznych. Istotnymi czynnikami są też obowiązująca w Unii Europejskiej strategia energetyczna oraz obecna sytuacja ekonomiczna w państwach należących Unii Europejskiej, które bezpośrednio przekładają się na wielkość możliwych do pozyskania środków pomocowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

We wcześniej zrealizowanym projekcie „Foresight w zakresie innowacyjnych i priorytetowych technologii zagospodarowywania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego", który koordynował Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego w Warszawie, a partnerami były Akademia Górniczo-Hutnicza i Politechnika Śląska założono trzy scenariusze rozwoju technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego. Czynniki zewnętrzne, o których mowa powyżej, mające wpływ na ten rozwój scharakteryzowano w sposób następujący:

W scenariuszu optymistycznym założono między innymi:

- dobrą koniunkturę tzn. rozwój społeczno-gospodarczy i tym samym wzrost PKB na wysokim poziomie w granicach 7 – 8 %. W związku z powyższym nastąpi znaczny wzrost zapotrzebowania na energię elektryczną i cieplną w granicach 14 – 16% rocznie oraz wzrost zapotrzebowania na kruszywa w granicach 10 – 12% rocznie, a strategia energetyczna Unii Europejskiej pozwoli pozostać energetyce opartej na węglu przynajmniej na dotychczasowym poziomie,
- w kolejnych okresach budżetowych 2014 – 2020 dopływ środków unijnych średnio 60 mld zł; 2020 – 2027 – średnio rocznie 50 mld zł; 2028 - 2030 – średnio rocznie 20 mld zł,
- niewielki wzrost ilości energii pozyskiwanej z alternatywnych źródeł energii (OZE, gaz łupkowy, energia atomowa).

Uznano, że takie warunki sprzyjać będą rozwojowi technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego w tym i odpadów nagromadzonych w latach wcześniejszych, do których zaliczyć należy m.in. muły węglowe.

W scenariuszu umiarkowanym założono między innymi:

- rozwój społeczno-gospodarczy i tym samym wzrost PKB na przeciętnym poziomie w granicach średnio 3 - 4%, tj. 180 – 220% PKB w 2030 roku w stosunku do 2011 roku [5]. W związku z powyższym nastąpi wzrost zapotrzebowania na energię elektryczną i cieplną w granicach 6 – 7% rocznie oraz pewien wzrost zapotrzebowania na kruszywa w granicach 4 – 6% rocznie,
- ograniczenia w energetyce opartej na węglu z uwagi na konieczność dostosowania się do wymagań zawartych w strategii energetycznej Unii Europejskiej,
- wzrost ilości energii pozyskiwanej z alternatywnych źródeł energii (OZE, gaz łupkowy, energia atomowa),
- niewielki dopływ środków unijnych w granicach 20 – 30 mld zł rocznie w kolejnych okresach budżetowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zdaniem ekspertów taki stan rzeczy wpłynie na ograniczenie rozwoju technologii zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego, w tym depozytów mułów węglowych.

W scenariuszu pesymistycznym założono między innymi:

- dalsze pogłębianie się kryzysu ekonomicznego na świecie, czego konsekwencją będzie sytuacja polskiej gospodarki,
- ograniczony rozwój społeczno-gospodarczy i tym samym stagnacja lub minimalny wzrost PKB na poziomie 1 – 2%. W związku z tym nastąpi nieznaczny wzrost zapotrzebowania na energię elektryczną i cieplną w granicach 2 do 4% oraz niewielki wzrost zapotrzebowania na kruszywa,
- drastyczne zmiany lub likwidacja energetyki opartej na węglu wynikające z uwagi na konieczność dostosowania się do wymagań zawartych w strategii energetycznej Unii Europejskiej,
- nieznaczny dopływ lub wręcz brak dopływu środków unijnych w kolejnych okresach budżetowych,
- znaczny wzrost ilości energii pozyskiwanej z alternatywnych źródeł energii (OZE, gaz łupkowy, energia atomowa).

Takie założenia powodowały będą, zdaniem ekspertów, bardzo małe zapotrzebowanie na węgiel kamienny i tym samym małe zainteresowanie rozwojem innowacyjnych technologii zagospodarowania z odpadów górnictwa węgla kamiennego (w tym depozytów mułów węglowych). Zainteresowanie to ograniczy się do technologii charakteryzujących się niskimi kosztami wdrożenia i eksploatacji, a więc na ogół niskim poziomem przetworzenia odpadów.

4. Działania prowadzące do osiągnięcia celów strategicznych

W wyniku przeprowadzonej w projekcie analizy uznano, że dla osiągnięcia założonych celów strategicznych konieczne są konkretne działania zarówno krótko, jak i długoterminowe. Sprecyzowano te działania, definiując jednocześnie sposób ich realizacji. Do działań krótkoterminowych prowadzących do osiągnięcia zamierzonych celów strategicznych zaliczono:

- *Promocję rezultatów wykonanego projektu.*

  Sposób realizacji:
  - prezentacja rezultatów projektu w czasopismach naukowych, naukowo-technicznych, technicznych, konferencjach, seminariach i innych forach naukowo-technicznych,
  - rozpropagowanie informacji ogólnej o stworzonej bazie danych dotyczących obiektów depozytowych.
- *Ewidencjonowanie nowych i opuszczonych obiektów w których deponowane były lub są muły węglowe.*

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Sposób realizacji:

- aktualizacja stworzonej bazy danych dotyczącej obiektów depozytowych.

- *Ewidencjonowanie technologii zagospodarowania odpadów wydobywczych*

  Sposób realizacji:

  - aktualizacja stworzonej bazy danych o technologiach zagospodarowania odpadów z górnictwa węgla kamiennego i uzupełnienie jej o nowo innowacyjne rozwiązania.

- *Ewidencjonowanie podmiotów gospodarczych zajmujących się zagospodarowaniem odpadów węgla kamiennego*

  Sposób realizacji:

  - aktualizacja stworzonej bazy danych o podmiotach gospodarczych zajmujących się zagospodarowaniem odpadów górnictwa węgla kamiennego.

- *Zainteresowanie podmiotów gospodarczych o istniejącym potencjale surowcowym i możliwościach jego zagospodarowania*

  Sposób realizacji:

  - opracowanie oferty prezentującej katalog obiektów (depozytów mułów węglowych) i możliwych do zastosowania w odniesieniu do tych obiektów technologii zagospodarowania zdeponowanych w nich odpadów.

- *Stworzenie pakietu pomocy organizacyjnej, prawnej i technologicznej dla podmiotów zainteresowanych podjęciem działalności w zakresie zagospodarowania depozytów mułów węglowych*

  Sposób realizacji:

  - opracowanie algorytmu postępowania przy podjęciu działalności związanej z zagospodarowaniem depozytów mułów węglowych,
  - opracowanie zasad doradztwa organizacyjnego, prawnego i technologicznego dla podejmujących działalność związaną z zagospodarowaniem depozytów mułów węglowych,
  - zebranie informacji o możliwościach pomocy finansowej dla podejmujących działalność związaną z zagospodarowaniem depozytów mułów węglowych,
  - sporządzenie spisu dokumentów wymaganych przy podejmowaniu działalności związanej z zagospodarowaniem depozytów mułów węglowych oraz skompletowanie wzorów tych dokumentów,
  - opracowanie materiałów marketingowych z tego zakresu.

- *Upowszechnienie wiedzy o sposobach zagospodarowania depozytów mułów węglowych*

  Sposób realizacji:

- opracowanie informacji o sposobach wykorzystania depozytów mułów węglowych do wykorzystania w technikach i szkołach policealnych kształcących w specjalnościach Technik Przeróbki Kopalin Stałych,
- opracowanie informacji o sposobach wykorzystania depozytów mułów węglowych do wykorzystania w szkołach wyższych – Wydziały Górnictwa i Geologii.

Do działań długoterminowych prowadzących do osiągnięcia zamierzonych celów strategicznych zaliczono:

- *Monitorowanie funkcjonowania aktów prawnych dotyczących gospodarki odpadami wydobywczymi*

  Sposób realizacji:
  - analiza funkcjonowania aktów prawnych, ze szczególnym uwzględnieniem ich wpływu na działalność gospodarczą w zakresie racjonalnego gospodarowania odpadami wydobywczymi, w tym i depozytami mułów węglowych,
  - postulowanie ewentualnych zmian zapisów aktów prawnych mających na celu bezpieczne i racjonalne gospodarowanie odpadami wydobywczymi, w tym i depozytami mułów węglowych.
- *Inspirowanie tematyki projektów badawczych z zakresu rozwoju innowacyjnych technologii wykorzystania depozytów mułów węglowych*

  Sposób realizacji:
  - analiza i ocena skuteczności wykorzystywanych technologii zagospodarowania depozytów mułów węglowych,
  - formułowanie tematów badawczych,
  - poszukiwanie partnerów do realizacji projektów badawczych,
  - aplikowanie tematyki badawczej do instytucji finansujących realizacje projektów badawczych.
- *Kształtowanie wiedzy, umiejętności i postaw w zakresie efektywnego wykorzystania depozytów mułów węglowych*

  Sposób realizacji:
  - opracowanie propozycji treści programowych z zakresu efektywnego wykorzystania depozytów mułów węglowych dla programów nauczania w technikach i szkołach policealnych kształcących w specjalnościach Technik Przeróbki Kopalin Stałych,
  - opracowanie propozycji treści programowych z zakresu efektywnego wykorzystania depozytów mułów węglowych dla programów nauczania w szkołach wyższych - Wydziały Górnictwa i Geologii.
- *Kształtowanie wiedzy, umiejętności i postaw w zakresie stosowania bezodpadowych technologii górniczych*

  Sposób realizacji:

- opracowanie propozycji treści programowych z zakresu bezodpadowych technologii górniczych dla programów nauczania w technikach i szkołach policealnych kształcących w specjalnościach Technik Przeróbki Kopalin Stałych,
- opracowanie propozycji treści programowych z zakresu bezodpadowych technologii górniczych dla programów nauczania w szkołach wyższych - Wydziały Górnictwa i Geologii.

– *Budowanie pozytywnego wizerunku polityki wielokierunkowego wykorzystania depozytów mułów węglowych oraz odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego*

Sposób realizacji:

- opracowanie propozycji cyklu materiałów promocyjnych dla środków masowego przekazu, które dotyczyć będą polityki wykorzystania depozytów mułów węglowych,
- upowszechnianie pozytywnych przykładów funkcjonowania podmiotów gospodarczych stosujących technologie zagospodarowania depozytów mułów węglowych w publikacjach naukowo-technicznych, technicznych i popularnych,
- upowszechnianie korzystnych efektów stosowania produktów pozyskanych ze stosowania technologii zagospodarowania depozytów mułów węglowych w publikacjach naukowo-technicznych, technicznych i popularnych.

5. Podsumowanie

Wyniki prac wykonanego projektu celowego Nr N R09 0006 06/2009 pt: „Identyfikacja potencjału energetycznego depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju oraz strategia rozwoju technologicznego w zakresie ich wykorzystania” stanowią znaczący wkład w problematykę poprawy stanu środowiska naturalnego na terenach zdegradowanych działalnością górniczą. Jednocześnie są elementem potencjalnie wzmacniającym bezpieczeństwo energetyczne kraju, dzięki wskazaniu możliwości wykorzystania potencjału energetycznego zawartego w zdeponowanych mułach węglowych. Wykonane w ramach projektu prace pozwoliły na identyfikację ilościową i jakościową depozytów mułów węglowych oraz wskazały możliwe do zastosowania technologie ich wzbogacania lub bezpośredniego wykorzystania jako składnika mieszanek energetycznych. Wskazały również technologie gospodarczego wykorzystania odpadów powstałych w wyniku zastosowania technologii wzbogacania zdeponowanych w środowisku mułów węglowych. Stworzony w ramach projektu bank informacji stanowi istotne źródło wiedzy o miejscu, jakości i sposobach gospodarczego wykorzystania mułów węglowych. Jest to ważne dla podmiotów prowadzących

lub planujących podjąć działalność w zakresie zagospodarowania tego rodzaju odpadów wydobywczych.

Istotnym elementem wykonanych prac jest również wskazanie działań, które warunkują osiągnięcie założonych celów projektu, co wytycza strategię wykorzystania mułów węglowych i włączenia ich do bilansu paliwowego kraju.

Literatura

1. Baic I., Witkowska – Kita B., Lutyński A., Suponik T.: Parametry chemiczne depozytów mułów węglowych. Baza danych DMW. Polityka Energetyczna. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Tom 15. Zeszyt 3. Kraków 2012.
2. Blaschke W., Baic I., Sobko W., Lutyński A., Szpyrka J.: Analiza ilościowa, jakościowa i potencjału energetycznego depozytów mułów węglowych, Monografia: Zrównoważona produkcja i konsumpcja surowców mineralnych; Wyd. IGSMiE, PAN, Kraków 2011.
3. Lutyński A., Suponik T., Lutyński M.: Investigation of coal slurry properties deposited at impoundments. Physicochemical Problems of Mineral Processing. Volume 49, Issue 1. 2013.
4. Lutyński A., Szpyrka J.: Technologia odzysku węgla kamiennego z odpadów poflotacyjnych. Publikacja wydana w ramach projektu „Wsparcie transferu technologii związanych z gospodarką odpadami na terenie polski, ze szczególnym uwzględnieniem województw mazowieckiego i śląskiego" współfinansowanego ze środków norweskiego mechanizmu Finansowego. Priorytet 9.1. „Polityka regionalna i działania trans graniczne". Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego. Warszawa 2011. ISBN 978-83-86040-18-6.
5. Lutyński A., Szpyrka J.: Analiza jakości mułów węgla kamiennego zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Kwartalnik Górnictwo i Geologia. Tom 6. Zeszyt 2. Gliwice 2011.
6. Lutyński A., Szpyrka J., Baic I.: Właściwości fizyko-chemiczne mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Monografia: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Rozdział 3 Obiegi wodno-mułowe – technologie i automatyzacja procesów. Gliwice 2012. ISBN 978-83-607008-59-0.
7. Lutyński A., Szpyrka J.: Zagospodarowanie drobnoziarnistych odpadów z wzbogacania węgla kamiennego. Kwartalnik Górnictwo i Geologia. Akademia Górniczo Hutnicza. Zeszyt 4/1. Kraków 2010.
8. Lutyński A., Szpyrka J.: Analiza własności fizykochemicznych depozytów mułów węglowych na Górnym Śląsku. Polityka Energetyczna. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Tom 15. Zeszyt 3. Kraków 2012.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

9. Lutyński A., Baic I., Lutyński M.: Potencjał energetyczny zdeponowanych mułów węglowych. Polityka Energetyczna. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Tom 15. Zeszyt 3. Kraków 2012.
10. Lutyński A., Baic I., Lutyński M.: Analiza potencjału energetycznego depozytów mułów węglowych. Czasopismo Techniczne. Krakowskie Towarzystwo Techniczne. Nr 150-153 Kraków 2012.
11. Lutyński A., Baic I., Witkowska-Kita B.: Analiza jakościowa zinwentaryzowanych osadników mułów węglowych. Czasopismo Techniczne. Krakowskie Towarzystwo Techniczne. Nr 150-153 Kraków 2012.
12. Lutyński A., Szafarczyk J., Baic I.: Technologie odzysku paliwa węglowego ze stawów osadowych węgla kamiennego. Czasopismo Techniczne. Krakowskie Towarzystwo Techniczne. Nr 150-153 Kraków 2012.
13. Lutyński A, Szpyrka J.: Badania podatności na wzbogacanie mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Czasopismo Techniczne. Krakowskie Towarzystwo Techniczne. Nr 150-153 Kraków 2012.
14. Sobko W., Baic I.: Inwentaryzacja i identyfikacja ilościowa depozytów mułów węglowych. Politechnika Koszalińska. Rocznik Ochrony Środowiska Tom 13. Koszalin 2011.
15. Szpyrka J., Lutyński A.: Badanie wzbogacania depozytów mułów węglowych. Polityka Energetyczna. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Tom 15. Zeszyt 3. Kraków 2012.
16. Szpyrka J., Lutyński A.: Możliwości wzbogacania mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Monografia: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Rozdział 3 Obiegi wodno-mułowe – technologie i automatyzacja procesów. Gliwice 2012. ISBN 978-83-607008-59-0.
17. Witkowska-Kita B., Baic I., Lutyński A., Suponik T.: Identyfikacja depozytów mułów węglowych – właściwości chemiczne, Baza Danych (DMW). Rozdział Monografii: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo – jakość – efektywność. Instytut Techniki Górniczej KOMAG. Gliwice 2012. ISBN 978-83-607008-59-0.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Jakość paliwa energetycznego czynnikiem ograniczenia emisji zanieczyszczeń do środowiska na przykładzie Elektrowni Siersza

Barbara Tora, Maciej Michałowski – Akademia Górniczo-Hutnicza w Krakowie
Maciej Kubin – Elektrownia Siersza

1. Wprowadzenie

Podstawowymi paliwami stosowanymi w krajowych elektrowniach zawodowych są paliwa stałe: węgiel kamienny i brunatny [1]. Jako paliwo rozpałowe oraz stabilizujące proces spalania paliw w kotłach pyłowych w niewielkich ilościach używany jest olej opałowy. Coraz częściej w energetyce zawodowej stosowane jest także paliwo odnawialne, w postaci biomasy. Paliwo składa się z substancji (masy) palnej (węgiel C, wodór H, siarka S, tlen O i azot N) oraz z balastu: (wilgoć całkowita W i popiół A) [2]. Węgiel C jest podstawowym składnikiem paliwa i jego zawartość decyduje o tzw. wartości opałowej: dla węgla kamiennego wynosi 60 - 95%, a dla węgla brunatnego na ogół nie przekracza 75% w odniesieniu do substancji palnej. Wodór H jest natomiast składnikiem decydującym o łatwości zapłonu paliwa i wynosi od 2% do 5%. Zawartość siarki w paliwie wynosi od 1 - 5%. Jest to pierwiastek niepożądany ze względu na szkodliwe działanie procesu jej spalania SO_2, który to związek wskutek nadmiaru powietrza utlenia się na SO_3, a ten z kolei, w połączeniu z parą wodną zawartą w spalinach, daje kwas siarkowy. Zawartość tlenu O w paliwie stałym zawiera się do 40%, natomiast azotu N od 1 - 3%. Popiół węgli to mieszanina tlenków krzemu, żelaza i aluminium. Zawartość w węglu kamiennym od 5 - 25%, brunatnym od 7 - 30%. Popiół zmniejsza wartość opałową paliwa i utrudnia jego spalanie. Zawartość wilgoci całkowitej, na którą składa się wilgoć przemijająca i higroskopijna wynosi 5 - 30% dla węgla kamiennego oraz 60% dla brunatnego. Wilgoć przemijająca może być usunięta przez suszenie paliwa na wolnym powietrzu, wilgoć higroskopijna poprzez suszenie w temperaturze 105^0C. Duża wilgoć utrudnia zapłon i zmniejsza wartość opałową paliwa, utrudnia transport paliwa do młynów węglowych. Energetyczną wartość paliwa określają ciepło spalania i wartość opałowa. Ciepło spalania Q_c jest to ilość energii cieplnej wywiązującej się w wyniku całkowitego i zupełnego spalenia jednostki paliwa, przy założeniu że spaliny zostały ochłodzone do pierwotnej temperatury substratów, a woda wydzielająca się w wyniku spalania i znajdująca się w paliwie w całości uległa skropleniu. Wartość opałowa Q_w jest to ilość energii cieplnej wywiązującej się w wyniku całkowitego i zupełnego spalenia jednostki paliwa, przy założeniu że spaliny zostały ochłodzone do pierwotnej temperatury substratów, a woda wydzielająca się w wyniku spalania i znajdująca się w paliwie pozostaje w spalinach w postaci pary wodnej. Wszystkie wyżej wymienione parametry paliwa w wyniku spalania mają znaczący wpływ na ochronę środowiska. Wartość opałowa

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

decyduje o ilości węgla, jaką należy spalić w celu wytworzenia określonej ilości energii elektrycznej. Zawartość popiołu decyduje o zapopieleniu spalin, opadzie popiołu na teren i zawartości pyłów zawieszonych w atmosferze. Zawartość siarki decyduje o zasiarczeniu atmosfery.

2. Biomasa

Biomasę stanowią podatne na rozkład biologiczny produkty oraz ich frakcje, odpady i pozostałości przemysłu rolnego (łącznie z substancjami roślinnymi i zwierzęcymi), leśnictwa i związane z nim gałęzie gospodarki, jak równie podatne rozkładowi biologicznemu frakcje odpadów przemysłowych i miejskich [7, 8]. Biomasa jest jednym z najbardziej obiecujących źródeł energii odnawialnej w Polsce. Po przekształceniu na biopaliwa stałe może być spalana bezpośrednio lub przetworzona dalej w procesach chemicznych na paliwa ciekłe i gazowe. Udział biomasy w bilansie energetycznym jest niezwykle ważny z punktu widzenia redukcji emisji gazów cieplarnianych, poprawy bezpieczeństwa energetycznego i wspierania rozwoju społeczno – gospodarczego. Znaczenie biomasy w bilansie energetycznym Polski istotnie wzrosło po wstąpieniu Polski do Unii Europejskiej, która zobowiązała kraje przynależące do pozyskiwania energii z odnawialnych źródeł energii. Głównymi rodzajami biomasy wykorzystywanej na cele energetyczne są: drewno i odpady z przerobu drewna jak: drewno kawałkowe, trociny, wióry, zrębki, kora itp. oraz rośliny pochodzące z upraw energetycznych: rośliny drzewiaste szybko rosnące (np. wierzba, topola, eukaliptus), wieloletnie byliny dwuliścienne (np. topinambur, ślazowiec pensylwański, rdesty), trawy wieloletnie (np. trzcina pospolita), produkty rolnicze oraz odpady organiczne z rolnictwa: np. słoma, siano, buraki cukrowe, trzcina cukrowa, ziemniaki, rzepak, pozostałości przerobu owoców, odchody zwierzęce, frakcje organiczne odpadów komunalnych oraz komunalnych osadów ściekowych, niektóre odpady przemysłowe, np. z przemysłu papierniczego.

3. Ogólna charakterystyka Elektrowni Siersza

Zakład wybudowany został w latach 1962 - 1970 jako elektrownia systemowa, zawodowa, posiadająca 6 bloków energetycznych opalanych węglem kamiennym, o łącznej zainstalowanej wówczas mocy 740 MW. Wytwarza ona energię elektryczną wyprowadzaną do krajowej sieci elektroenergetycznej o napięciu 110 i 220 kV oraz energię cieplną przeznaczoną dla okolicznych mieszkańców. Od 1990 roku przeprowadzona została rekonstrukcja Elektrowni, ze szczególnym uwzględnieniem założeń ekologiczno-technicznych oraz wymagań ochrony środowiska, a także z odbudową mocy i przedłużeniem żywotności zakładu na dalsze 20 lat. W ramach kompleksowej modernizacji, dwa bloki

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

energetyczne zostały wyposażone w instalację odsiarczania spalin, która dzięki szybkiej realizacji inwestycji i osiąganym parametrom technicznym została uznana w ogólnopolskim konkursie "Budową Roku". Na kotłach pyłowych zabudowane zostały palniki niskoemisyjne dla ograniczenia emisji tlenków azotu. Zakład posiada zmodernizowane elektrofiltry, a remont ostatniego polegał na zainstalowaniu praktycznie całkowicie nowego urządzenia o wysokiej skuteczności odpylania. Bloki energetyczne wyposażone są w stacjonarną aparaturę do ciągłych pomiarów emisji, pozwalającą na bieżący nadzór i pełną kontrolę emitowanych do atmosfery zanieczyszczeń pyłowo-gazowych. W miejsce istniejących bloków energetycznych nr 1 i 2 powstały nowoczesne bloki energetyczne z kotłami fluidalnymi i elektrofiltrami oraz turbinami kondensacyjnymi najnowszej generacji o mocy znamionowej 153 MW i osiągalnej 161 MW. Są to pierwsze w Polsce kotły fluidalne na węgiel kamienny, z wtórnym przegrzewaczem pary i generatorem chłodzonym powietrzem. Równolegle z realizacją zadań proekologicznych, Elektrownia przeprowadza modernizację pozostałych bloków energetycznych, mającą na celu podwyższenie wydajności pracy urządzeń. W wyniku tych inwestycji i przeprowadzonej modernizacji podwyższona została moc osiągalna Elektrowni do 813 MW, osiągnięty został wysoki stopień niezawodności ruchu urządzeń z jednoczesnym ograniczeniem emisji szkodliwych zanieczyszczeń dla środowiska. Prowadzone od początku lat 90-tych działania proekologiczne pozwoliły na skreślenie w lipcu 2001 roku Elektrowni z "Listy 80 zakładów najbardziej uciążliwych dla środowiska". Elektrownia Siersza w Trzebini jako pierwsza elektrownia w Polsce otrzymała w grudniu 2000 roku Certyfikat Systemu Zarządzania Środowiskowego według normy PN-EN ISO 14001 w zakresie produkcji energii elektrycznej i cieplnej. W 2001 roku przyznano Elektrowni Siersza nagrodę PANTEON POLSKIEJ EKOLOGII. Nagroda ta stanowi uhonorowanie polskich przedsiębiorstw, które opracowały i wdrożyły system zarządzania środowiskowego zgodny z wymogami międzynarodowych norm. W 2004 roku Elektrownia Siersza wdrożyła i certyfikowała zintegrowany system zarządzania według norm PN-EN ISO 9001, PN-EN ISO 14001, PN-EN 18001 w zakresie produkcji energii elektrycznej i cieplnej. W roku 2009 z ciągłej eksploatacji został wyłączony Blok Energetyczny Nr 4.

4. Urządzenia wytwórcze w Elektrowni Siersza

Podstawowymi urządzeniami wytwórczymi w Elektrowni Siersza są dwa rodzaje kotłów: kotły fluidalne i kotły parowe [16].

Kotły fluidalne nr 1 i 2 OFz 425 wyprodukowane są przez Raciborską Fabrykę Kotłów „Rafako" S.A., posiadają wydajność 425 Mg/h, pracują w układzie blokowym. Paleniska fluidalne zapewniają dobre wymieszanie składników palnych z tlenem, umożliwiają stosowanie jako paliwa różnego

rodzaju materiałów stałych, ciekłych i gazowych, trudno palnych i o małej kaloryczności nawet około 3000 kJ/kg. Do zasilania paleniska fluidalnego stosuje się węgiel kamienny i muł węglowy, biomasę. Kotły charakteryzują się tzw. kompleksową metodą ochrony środowiska, polegającą na zmniejszeniu emisji tlenków siarki o 90 ÷ 95%, poprzez dodawanie do paleniska związków wapnia oraz ze względu na niskie temperatury spalania (800 ÷ 900 Q C) spaliny z kotłów cechują się niskimi emisjami tlenków azotu, siarki, chlorowodoru, fluorowodoru, metali ciężkich oraz tlenków węgla. Kotły wyposażone są w elektrostatyczne urządzenia odpylające. Wytwarzanie energii elektrycznej na blokach 1 i 2 odbywa się przy pracy turbin 16CK145 produkcji Alstom Power Sp. z o.o., z generatorami 50WX21Z-92 produkcji ABB Alstom Power Generators Sp. z o.o., każdy o mocy znamionowej 153 MW i napięciu znamionowym 15,75 kV.

Kotły parowe typu OP-380 są kotłami z naturalną cyrkulacją wody o wydajności nominalnej 380 t pary/h każdy. W elektrowni pracują 3 kotły parowe nr 3, 5 i 6 produkcji RAFAKO Racibórz. Wytwarzanie energii elektrycznej na blokach 3, 5 i 6 odbywa się przy pracy turbin TK120 produkcji Zamech Elbląg, z generatorami produkcji DOLMEL, każdy o mocy znamionowej 120 MW i napięciu znamionowym 13,8 kV.

Całość wyprodukowanej przez elektrownię energii elektrycznej jest kierowana do Krajowego Systemu Elektroenergetycznego o napięciu 110 kV (bloki 1, 2, 3 i 6) i 220 kV (blok 5) oraz na potrzeby produkcyjne elektrowni.

5. Paliwa odnawialne w Elektrowni Siersza

Jako paliwo odnawialne w Elektrowni Siersza stosowana jest biomasa. Od grudnia 2004 roku realizowane jest wspólne spalanie biomasy z paliwem konwencjonalnym w kotłach fluidalnych Ofz-425 bloków nr 1 i 2. Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 14 sierpnia 2008 r. w sprawie szczegółowego zakresu obowiązku uzyskania i przedstawienia do umorzenia świadectw pochodzenia, uiszczenia opłaty zastępczej, zakupu energii Elektrycznej i ciepła wytworzonych w odnawialnych źródłach energii oraz obowiązku potwierdzania danych dotyczących ilości energii elektrycznej wytworzonej w odnawialnym źródle energii (Dz. U. Nr 156 Poz. 969), które wprowadza obowiązek spalania biomasy pochodzącej z upraw energetycznych lub odpadów i pozostałości z produkcji rolnej oraz przemysłu przetwarzającego jego produkty, a także części pozostałych odpadów, które ulegają biodegradacji, Elektrownia Siersza podjęła działania związane z wypełnieniem tego obowiązku. Przeprowadzona w 2006 roku rozbudowa instalacji podawania biomasy umożliwiła realizację procesu współspalania biomasy dodatkowo w czterech kotłach pyłowych typu OP-380, dzięki czemu obecnie jest możliwe spalanie

biomasy we wszystkich sześciu kotłach elektrowni. Maksymalny (nominalny) stosunek masowy ilości spalanej biomasy do ilości mieszanki węgiel – biomasa ma kształtować się na poziomie do 16%, co pozwala na uzyskanie około 8% udziału energetycznego w zależności od jakości zastosowanej biomasy. Podawanie mieszanki paliwa konwencjonalnego z paliwem odnawialnym nie spowodowało konieczności wprowadzania zmian konstrukcyjnych w instalacjach blokowych (kotłach, turbozespołach, instalacjach oczyszczania spalin). Modyfikacja polegała jedynie na wprowadzeniu nowych rozwiązań w układzie paliwowym Elektrowni, związanych z rozładunkiem, składowaniem, transportem, jak również regulację strumienia biomasy i węgla podawanych do zasobników przykotłowych. Wszystkie grupy biomasy występują w postaci brykietów, peletów oraz w postaci luźnej, o wartości opałowej w stanie roboczym od 8 MJ/kg do 23 MJ/kg i zawartości wilgoci w stanie roboczym od 2% do 70%. Biomasa nie jest wytwarzana z drewna zanieczyszczonego impregnatami i powłokami ochronnymi, które mogą zawierać związki chlorowcoorganiczne lub metale ciężkie, oraz z drewna pochodzącego z odpadów budowlanych lub rozbiórki. Udział wagowy biomasy w ogólnym strumieniu paliwa nie przekracza 16% w przypadku dwóch kotłów fluidalnych oraz 10% w przypadku trzech kotłów pyłowych. Biomasa pozbawiona części stalowych za pomocą separatorów magnetycznych jest transportowana przenośnikiem taśmowym do przesypu znajdującego się w murowanym budynku, gdzie trafia do przesiewacza, który wyłapuje z biomasy części ponadwymiarowe. Stąd przesyłana jest do stacji pomiaru masy i dozowania. Ilość dozowanej biomasy jest ściśle powiązana z aktualną ilością węgla podawaną do spalenia. Powiązanie to jest realizowane poprzez zabudowę wag rolkowych na przenośnikach węglowych. Wskazania z wag rolkowych wpływają na masę biomasy podawaną do spalenia. Istnieje również możliwość składowania i podawania biomasy w sposób dotychczas stosowany, tzn. z wydzielonego składowiska biomasa za pomocą ładowarki czerpakowej jest wprowadzana na przenośnik taśmowy. Na ramieniu ładowarki czerpakowej zamontowano wagę tensometryczną służącą do pomiaru masy paliwa odnawialnego. Biomasę zsypuje się na warstwę węgla transportowanego przenośnikiem taśmowym. Układ stosowany jest głównie do podawania biomasy do kotłów pyłowych bloków nr 3, 5 i 6. Tą samą drogą może być podawana biomasa do kotłów fluidalnych nr 1 i 2, jednak węgiel do tych kotłów podawany jest wówczas wyłącznie bezpośrednio z dostaw.

6. Wpływ spalania biomasy na emisje do powietrza

Charakterystykę paliwa spalanego w elektrowni Skawina przedstawiono w tabelach 1, 2 i 3. W tabeli 1 zamieszczono charakterystykę węgla, w tabeli 2 charakterystykę mułów węglowych natomiast w tabeli 3 charakterystykę biomasy.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Zużycie i jakość węgla spalanego w kotłach w Elektrowni Siersza

Tabela 1

Rodzaj i jakość paliwa	Jed-nostka	Kocioł K1	Kocioł K2	Kocioł K3	Kocioł K4	Kocioł K5	Kocioł K6
Zużycie	Mg	312452	377456	218855	129352	98136	251343
Średnia wartość opałowa	kJ/kg	18 732	18 727	20 100	21 566	21 321	20 312
Średnia zawartość wilgoci	%	19,207	19,282	13,909	17,233	15,054	13,938
Średnia zawartość siarki	%	1,173	1,170	0,973	0,626	0,638	0,934

Źródło: Wydział Ochrony Środowiska Elektrowni Siersza

Jakość mułu spalanego w elektrowni Siersza

Tabela 2

Rodzaj i jakość paliwa	Jednostka	Kocioł K1	Kocioł K2	Cała elektrownia
Zużycie	Mg	31 053,390	17 452,230	48 505,620
Średnia wartość opałowa	kJ/kg	7 706	7 039	7 466
Średnia zawartość popiołu	%	38,133	37,504	37,907
Średnia zawartość siarki	%	0,484	0,463	0,476
Średnia zawartość popiołu	%	30,532	32,936	31,397

Źródło: Wydział Ochrony Środowiska Elektrowni Siersza

Biomasa spalana w elektrowni Siersza

Tabela 3

Rodzaj i jakość paliwa	Jednostka	Kocioł K1	Kocioł K2	Cała elektrownia
Zużycie biomasy	Mg	40 365,980	43 432,350	83 798,330
Średnia wartość opałowa	kJ/kg	9 007	9 149	9 081
Średnia zawartość popiołu	%	5,25	4,66	4,94
Średnia zawartość siarki		0,03	0,03	0,03
Średnia zawartość popiołu		43,19	43,04	43,11

Źródło: Wydział Ochrony Środowiska Elektrowni Siersza

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W tabeli 4 zamieszczono wartości dopuszczalne stężeń zanieczyszczeń określone w pozwoleniu zintegrowanym dla elektrowni Siersza, wydanym przez Wojewodę Małopolskiego w 2006 roku.

Dopuszczalne wartości stężeń zanieczyszczeń dla Elektrowni Siersza

Tabela 4

Zanieczyszczenie	Do 2007	2008-2016
dwutlenek siarki SO_2	**17 000**	**14 052**
tlenki azotu przeliczeniu na NO_2	**6 960**	**6 946**
pył	**2 100**	**1 997**

Źródło: Decyzja Wojewody Małopolskiego ŚR.III.LK.6663-13-9-05/06- z dnia 25 lipca 2006 ze zm. „Pozwolenie zintegrowane dla instalacji energetycznego spalania paliw"

Wielkości emisji do powietrza z elektrowni Siersza przedstawiono w tabeli 5. W tabeli 6 zestawiono wielkość produkcji energii z wielkością produkcji CO_2.

Wielkość emisji do powietrza z elektrowni [19]

Tabela 5

Rodzaj emitowanego zanieczyszczenia	2008 r. Mg	2009 r. Mg
SO_2	6 086,588	4 949,677
NO_2	2 534,166	1 872,776
Pył	562,820	262,348
Gazy cieplarniane w tonach ekwiwalentu CO2		2 056 251

Wielkość produkcji energii elektrycznej oraz emisja CO_2 w latach [19]

Tabela 6

	2006	2007	2008	2009	2010
Energia elektryczna brutto [MWh]	3033175	3285431	2872537	1929275	2317565
Emisja CO_2 [Mg]	2652076	2971110	2512477	1718169	2056251

Zakład prowadzi aktywną politykę w zakresie zmniejszania emisji CO_2 do atmosfery.

W 2011 r. wyprodukowano 114965 MWh zielonej energii ze współspalania biomasy, zmniejszając tym samym zużycie paliwa podstawowego. Spowodowało to zmniejszenie emisji CO_2 o około 40 tys. Mg w ciągu roku. Udział energii elektrycznej z biomasy w ogólnej produkcji energii elektrycznej wyniósł w 2011 roku 4,5% [17, 18, 19].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

7. Wnioski

Węgiel kamienny to podstawowy surowiec do produkcji energii Elektrycznej w Elektrowni Siersza, jak i w całym kraju. Posiada wysoką wartość opałową, ale jednocześnie wysoką zawartość siarki i popiołu. Sukcesywnie zaostrzane są wymogi dotyczące emisji do atmosfery szkodliwych substancji gazowo-pyłowych oraz zwiększania udziału paliw odnawialnych w procesie spalania. Elektrownia Siersza jest zobowiązana do jednoczesnego dotrzymania standardów emisyjnych wynikających z Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 20 grudnia 2005 r. w sprawie standardów emisyjnych z instalacji (Dz. U. 2005, Nr, 260, poz.2181). z Dyrektywy 2001/80/WE w sprawie ograniczenia emisji niektórych zanieczyszczeń do powietrza z dużych obiektów energetycznego spalania oraz z Pozwolenia zintegrowanego. Dla spełnienia tych wymogów i norm w Elektrowni Siersza rozpoczęto od 2004 roku współspalanie z węglem biomasy leśnej i rolnej, charakteryzującej się niskimi zawartościami siarki i popiołu. Obecnie najbardziej popularnym rozwiązaniem technicznym stosowanym w energetyce zawodowej zapewniającym wysoki efekt ekologiczny jest spalanie w złożu fluidalnym. W Elektrowni Siersza pracują dwa kotły ze złożem fluidalnym typu OFz 425. Zgodnie z obowiązującymi przepisami na bieżąco monitorowana jest jakość i ilość spalanego paliwa oraz emitowanych spalin. W tym celu w Elektrowni Siersza stosuje się najwyższej jakości aparaturę do pomiarów fizykochemicznych wykonywanych w laboratorium oraz do pomiarów ciągłych. Wydział Analiz Chemicznych w 2008 roku uzyskał akredytację PCA nr AB 973 na wykonywanie analiz paliw – węgla kamiennego i biomasy - oraz odpadów paleniskowych. Prowadzony monitoring zapewnia dotrzymanie wymogów emisyjnych z jednoczesną optymalizacją zużywanych paliw. Jak wynika z podanych w niniejszym rozdziale danych emisyjnych w Elektrowni Siersza, w latach 2008 i 2009 podejmowane działania przyniosły oczekiwane rezultaty.

Literatura

1. Hycnar J.J.: Czynniki wpływające na właściwości fizykochemiczne i użytkowe stałych produktów spalania paliw w paleniskach fluidalnych, Wydawnictwo Górnicze, Katowice 2006.
2. Kucowski J., Laudyn D., Przekwas M.: Energetyka a ochrona środowiska, Wydawnictwo Naukowo Techniczne, Warszawa, 1997.
3. Laudyn D., Pawlik M., Strzelczyk F.: Elektrownie, Wydawnictwo Naukowo Techniczne, Warszawa 2000.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Praca zbiorowa pod redakcją Krystyny Czaplickiej-Kolarz: Scenariusze rozwoju technologicznego kompleksu paliwowo - energetycznego dla zalewnienia bezpieczeństwa energetycznego kraju część 1-Studium gospodarki paliwami i energią dla celów opracowania foresightu energetycznego dla Polski na lata 2005-2030, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2007.
5. Praca zbiorowa pod redakcją Krystyny Czaplickiej-Kolarz, Scenariusze rozwoju technologicznego kompleksu paliwowo - energetycznego dla zapewnienia bezpieczeństwa energetycznego kraju część 2 – Scenariusze opracowane na podstawie foresightu energetycznego dla Polski na lata 2005-2030, Główny Instytut Górnictwa, Katowice 2007.
6. Szargut J., Ziębik A.: Podstawy energetyki cieplnej, Warszawa 1998.
7. Szlachta J.: Zasoby biomasy, zapotrzebowanie na biomasę energetyki zawodowej, transportu oraz perspektywy przyszłego lokalnego rynku energii odnawialnej, Instytut Inżynierii Rolniczej, Akademia Rolnicza we Wrocławiu, Wrocław 2006.
8. Tytko R.: Odnawialne źródła energii, OWG, Warszawa, 2009.
9. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001r. Prawo ochrony środowiska (Dz. U.2001, Nr 62, poz. 627 ze zm).
10. Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 23.12.2004 r. w sprawie wymagań w zakresie prowadzenia pomiarów wielkości emisji (Dz. U. Nr 283, poz. 2842).
11. Rozporządzeniem Ministra Gospodarki z dnia 14 sierpnia 2008 r. w sprawie szczegółowego zakresu obowiązku uzyskania i przedstawienia do umorzenia świadectw pochodzenia, uiszczenia opłaty zastępczej, zakupu energii elektrycznej i ciepła wytworzonych w odnawialnych źródłach energii oraz obowiązku potwierdzania danych dotyczących ilości energii elektrycznej wytworzonej w odnawialnym źródle energii (Dz. U. Nr 156 Poz. 969).
12. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 20 grudnia 2005 r. w sprawie standardów emisyjnych z instalacji (Dz.U.2005, Nr 260, poz. 2181).
13. Dyrektywa 2001/77/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 27 września 2001 r. w sprawie wspierania produkcji na rynku wewnętrznym energii elektrycznej wytwarzanej ze źródeł odnawialnych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

14. Decyzja Wojewody Małopolskiego ŚR.III.LK.6663-13-9-05/06 - z dnia 25 lipca 2006 ze zm. Pozwolenie zintegrowane dla instalacji energetycznego spalania paliw.
15. Dokumentacja Uwierzytelniająca. Instalacja do produkcji oraz rozliczeń energii ze źródeł odnawialnych w Południowym Koncernie Energetycznym S.A Elektrownia Siersza, Energopomiar, Gliwice, wrzesień 2009.
16. Instrukcja Eksploatacji Kotła Fluidalnego Ofz-425 w Elektrowni Siersza - Instalacja podawania mułów Energotechnika - Energorozruch S.A., Gliwice.
17. Strona internetowa, www.elsiersza.com.pl
18. Strona internetowa, www.pke.pl
19. strona internetowa http://www.gdos.gov.pl/files/EMAS/deklaracje/24_ENV_STAT-2011_Siersza.pdf

Zastosowanie metod wielokryterialnego podejmowania decyzji w rozwiązywaniu problemów środowiska w przedsiębiorstwach energetycznych i kopalniach węgla kamiennego

Miloš Grujić - University of Belgrade, **Žika Jovanović** - Serbian Transmission System and Market Operator, Belgrade, **Miodrag Grujić** - City Assembly of Belgrade

1. Introduction

In order to identify priorities in resolving problems, for any of possible activities, it was necessary to determine criteria for which one action is more preferable than another. These criterions have different importance and impact on final decision. In most cases, these criterions even have different unit of measure.

The methods of multi-criteria analysis gave good results when it was necessary to determine optimal solutions, and there were also numerous actions and criteria. From many multi-criteria analysis method applicable for resolving environmental problems in energy companies and coal mines, the best results are achieved by ELECTRE, PROMETHEE and method of simple additive weights.

Aim of this paper is to show possibilities of application of multi-criteria decision making methods in prioritize solving environmental problems at energy companies and coal mines. This paper presents an example of application of a methodology to prioritize solving actual environmental problems at the Mining Basin (RB) Kolubara, as well.

2. Methods for identifying priorities

The methods of multi-criteria analysis gave good results when it was necessary to determine optimal solutions, and there were also numerous actions and criteria. Their application results in the reduction and elimination of biased decision-making on priorities in resolving environmental protection problems, in planning activities and resources for environmental protection tasks, in understanding the amount of work and systemising activities for a 10-year period, etc.

The ELECTRE method refers to resolving the issue of decision-making in situations where there are many, often conflicting, criteria and where it is not possible to determine the strict mathematical dominance of one variant over another one. At that moment, there is a need for introducing correlations of higher order, i.e. for defining criteria for mechanical rank assigning.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

This method can be mathematically presented as follows: if k_1, k_2, ..., k_p are criteria previously selected, while A is the finite set of available actions to be ranked [2, 3]:

$$Max\{k_1(a), k_2(a), ..., k_p(a) | a \in A\} \quad (1)$$

The ELECTRE method gives the possibility to a decision-maker to evaluate in person the weights of specific criteria. It compares actions in pairs and searches for the concordance degree between preference weights and paired dominance correlations among certain actions, and then it surveys the discordance degree, which represents the difference in evaluations of weight of certain actions. Therefore this method is also called the concordance analysis.

In ranking, we would like to know the order of alternatives, from the best to the worst one. The procedure of applying this method is iterative and consists of the procedure of definite number, i.e. of 9 steps. The initial matrix of decision-making (*O*) consists of attributes x_{ij} which depend on j criterion and *i* alternative. In order to pass on specific steps, it is necessary to quantify the qualitative matrix attributes [5].

Step 1: Calculating the normalized matrix of decision-making (*N*). The harmonization of attribute values is made by Vector normalization, where each attribute is divided by its norm (standard), i.e. by square root of the sum of squares, per each column (criterion) of the decision-making matrix:

$$\text{norma } a_j = \sqrt{\sum_{r=1}^{m} x_{ij}^2} \quad (2)$$

where:

x_{ij} – value of j attribute according to i-alternative.

After that, normalized elements of the decision-making matrix are calculated by dividing each element of the criterion vector with the norm (standard) of that criterion (vector):

$$n_{ij} = \frac{x_{ij}}{\sum_{i=1}^{m} x_{ij}^2} \quad (3)$$

This is practically reducing the attribute value to an interval (0.1). After the vector normalization is carried out, all the elements are presented in the normalized matrix of decision-making.

Step 2: Calculating the normalized weight matrix of decision-making (*TN*). This step defines preferences, i.e. weights by criteria; after that, the normalized weight matrix of decision-making is calculated. The sum of vector (matrix) elements of selected weight coefficients (*T*) equals to 1. On the basis of the weight coefficient matrix (*T*) and normalized matrix of decision-making (*N*),

the normalized weight matrix (*TN*) of decision-making is calculated by multiplying them together *TN = N*T*.

Step 3: Determining the sets of concordances (S) and discordances (NS). In this step, pairs of actions are compared to each other. First, a set of concordances for 2 actions is created, which consists of all criteria for which one action is more preferable than another. For maximization-type criterion, it applies:

$$S_{pr} = \left(\; j \middle| x_{pj} \geq x_{rj} \right) \tag{4}$$

While for the minimization-type criterion, the opposite sign ($\leq$) is applied. Then, a complementary set is created, i.e. a set of discordances:

$$NS_{pr} = \left(\; j \middle| x_{pj} < x_{rj} \right) \tag{5}$$

While for the minimization-type criterion, there is the opposite sign (>). Such set of discordances is complementary to the set of discordances, i.e. $NS_{pr} = J - S_{pr}$

Step 4: Determining the concordance matrix (MS). This matrix is determined on the basis of the set of concordances, and the elements of a concordance matrix are composed of concordance indices, for which the value is calculated as the sum of preferences (weight coefficients) corresponding to the related elements of sets of concordances.

$$MS_{pr} = \sum_{j \in S_{pr}} t_j \tag{6}$$

Step 5: Determining the discordance matrix (MNS). This matrix is created by calculating the discordance index and by filling in the discordance matrix. For calculating the discordance index, the following relation is used:

$$MNS_{pr} = \frac{max \left| tn_{pj} \quad tn_{rj} \right| za.j \in NS_{pr}}{max \left| tn_{pj} \quad tn_{rj} \right| za.j \in J} \tag{7}$$

Step 6: Determining the concordance dominance matrix (MSD). This matrix is filled in by calculating the threshold value for the concordance index threshold PIS, and then the matrix MSD is created on the basis of the criteria:

$$msd_{pr} = 1 \; za \; MS_{pr} \geq PIS \tag{8}$$

$$msd_{pr} = 0 \; za \; MS_{pr} < PIS \tag{9}$$

Step 7: Determining the discordance dominance matrix (MNSD): This matrix is calculated by analogy with MSD, i.e. firstly an average discordance index PINS is calculated, and then, based on the criteria:

$$MNSD_{pr} = 1 \text{ za } MNS_{pr} \leq PINS \quad (10)$$

$$MNSD_{pr} = 0 \text{ za } MNS_{pr} > PINS \quad (11)$$

MNSD is created.

Step 8: Determining the aggregate dominance matrix (MAD). This matrix is obtained from the product of the elements on the same positions in the matrices MSD and MNSD, as follows:

$$MAD_{pr} = MSD_{pr} * MNSD_{pr} \quad (12)$$

Step 9: Eliminating the less preferable actions: This step enables establishing the relation of dominance of one action (alternative) over another one, where the action with the most dominance is the best and the most acceptable one.

After these 9 steps the decision-maker can have a clear image of the order by which certain actions should be undertaken.

In applying the ELECTRE method, the following criteria were used:

1. Legislation related criteria.
2. Technical and technological parameters.
3. Environmental impact.
4. Economic criteria.
5. Potential accidental situations.

The linearized decision-making matrix is composed of elements of quantified alternatives, according to the previously given criteria (ratings from 1 to 10). The vector of weighted criteria coefficients is:

$$T = [0{,}15 \quad 0{,}10 \quad 0{,}55 \quad 0{,}15 \quad 0{,}05]$$

Based on the determined criteria, an expert assessment of each factor, which serves for the assessment of the environmental impact, is made [2]. The expert assessment serves, primarily, that a decision-maker has enough elements to, on the basis of an unbiased, professional opinion, obtain enough information that would enable him to make the optimal decision.

All estimates are in range from 1 to 10. For each estimate, the requirements defined by the given estimate are specified. Thereat, depending on the criterion, trends of estimates were also identified (positive, which is in accordance with the change of the situation for the better and negative, which is inversely proportional to the change of the situation) [3]. Also, in several cases, additional criteria were applied, as follows:

– higher estimate on the basis of the environmental protection criteria for the factor K_z (1.03-1.05) in cases where there is a possibility that, by solving the

problem (action), the area where the problem is located passes to a higher category of the environment,

– higher estimate on the basis of economic criteria, by multiplying the original estimate with the factor K_e (1.02-1.03), when there is a possibility that solving the problem brings profit.

3. Overview of a part of results in identifying priorities

The Mining Basin (RB) Kolubara is the largest company producing coal in Serbia. On annual basis, it produces approximately 70 million cubic meters of overburden and about 30 million tons of coal, which represents 72% of the overall coal production in Serbia. Its production is realized in 4 open-pit mines, and about 90% of the excavated coal is combusted in thermal power plants, which makes more than 50% of the electrical energy demand in Serbia. Additionally, about 1.2 million tons of consumer coal is delivered from RB Kolubara, via the branch Processing Plant (Prerada), which comprises, in addition to the dry and wet separation, a coal-drying facility.

The coal mining in the RB Kolubara has a manifold importance to the Electric Power Industry of Serbia (EPS), to the citizens, to the local population and to the employees. The negative impact on the environment is sometimes disregarded, because the funds that would serve for its protection should be directed elsewhere. As remedying the previous effects and taking present actions in this regard require much more assets than it is possible to provide, it is necessary to solve these problems gradually, step by step.

In order to achieve this, it is necessary to identify priorities in resolving problems. For a big system as it is RB Kolubara, it is very significant to plan measures and activities that would result in the improvement of the environment condition. This can be achieved by, among others, identifying priorities in resolving environmental protection problems. To this effect, a study of priorities in resolving environmental protection problems was elaborated in 2011 with the action plan until 2021 [1].

Having in mind the operating organization of the Department for the environmental protection and preservation within RB Kolubara, and the actual grouping of problems, for the purpose of identifying priorities, the actions were classified into 5 groups, which are the basis for further elaboration.

1. Actions that are common for the whole Company RB Kolubara and they should be solved at this level.
2. Actions that are located in open-pit mines and are related to the Branch Open-pit Mines Baroševac.
3. Actions related to the reclamation of degraded areas, primarily in open-pit mines and dumps.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Actions that should be taken in the branch Kolubara Processing (Prerada) and its plants, and in its accompanying facilities as well.
5. Actions related to the waste and they are taken in all branches of the company RB Kolubara and their accompanying plants.

Regular obligations, related to the environmental protection, are exempt from the quantification of actions, both at the Company level and at the level of branches.

The Table 1 below shows an example of the quantification of actions for the matrix 1, i.e. of common actions for the whole RB Kolubara.

By analysing the current situation in RB Kolubara, 50 largest problems (actions) were singled out, for which it was determined that they had to be solved in the next 10 years. Each of these actions has a number of phases – activities, more precisely 208 phases.

Table 1

Actions	Criteria				
	K_1	K_2	K_3	K_4	K_5
AS-3 - Monitoring of the environment quality in the Company RB Kolubara	8	8	9,27	7	6
AS-4 - Elaboration of the project Environmental evaluationof the spatial plan for the area of RB Kolubara - ecological map	8	8	8	9	5
AS-5 - Elaboration of the GIS database of the Spatial plan for the Special-purpose area RB Kolubara	6	7	9	9	5
AS-6 - Elaboration of the registry of non-ionising radiation sources with related measurements in a wider area of RB Kolubara	9	6	8	9	6
AS-7 - Elaboration of a conceptual solution for electrostatic precipitation ash and slag arising from the operation of the Heating Station Vreoci and Thermal Power Plants Kolubara A & B	8	6	9	10	6
AS-8 - Elaboration of a Feasibility study, Project documentation and implementation of obtained solutions for the evaluation of tailings materials in RB Kolubara	4	4	6	1	2

By analysing the current situation in RB Kolubara, 50 largest problems (actions) were singled out, for which it was determined that they had to be solved in the next 10 years.Each of these actions hasa number of phases – activities, more precisely 208 phases.

The schedule of solving the problems in the period of the next 10 years was defined by applying the multi-criteria decision-making method ELECTRE. This schedule includes all the actions, regardless of the place they were located.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

A priority list of actions was obtained, and the first 10 problems to be solved are shown below, as an example:

1. AS-3. Monitoring of the environment quality in the Company RB KOLUBARA.
2. AP-12. Elaboration of the project documentation and construction of a dump for the permanent disposal of ashes and slag from the heating station.
3. AP-2. Designing and installing the system for continuous monitoring of emissions of powdery substances and gases from the electrostatic precipitators on the Heating Station.
4. AP-1. Elaboration of the project documentation and reconstruction of electrostatic precipitators 1 and 2 on the Heating Station (Toplana) Vreoci.
5. AP-3. Elaboration of the project documentation and reconstruction the de-ashing plant; upgrade of storage and delivery equipment for dry ash in RJ Heating Plant (Toplana).
6. AP-4. Designing and reconstruction of procedures for waste water treatment of the Heating Station – out of the process of the chemical preparation of feed boiler water.
7. AS-4. Elaboration of the project Environmental evaluation of the spatial plan for the area of RB Kolubara - ecological map.
8. AO-6. Recording, characterization and initiation of proceedings for the export of transformers, oil switches and capacitor batteries with the content of PCB.
9. AO-1. Elaboration of the project documentation for the construction of temporary storages of dangerous waste.
10. AK-9. Elaboration of the conceptual design (Phase I) for the creation of thematic maps on reclaimed areas of RB Kolubara.

In this way, all of the 50 actions (problems) recorded in RB Kolubara are classified in the priority rank list.

Based on the priority list, an action plan for solving problems until 2021 was developed, on yearly basis, and this plan includes all of the 208 activities. This plan includes the determined activity, the part of the company in charge of the implementation and the amount of investments in such activity. The Table 2 shows activities envisaged for the year 2019.

On the basis of the priority list of actions and activities, a Gantt Chart of all activities was made, with a defined beginning, duration and end. Also, economic indicators of each activity were determined. A graphic illustration of activities per month for 2019 was given in the Table 3.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Table 2

Action plan for the period 2011-2021 (year 2019)		
Activity name	In charge of implementation	Investments (EUR)
AK-2.4 Planting of seedlings for windbreak zone, per phase (4,500 seedlings a year) – 6 phases	Section for Envir. Prot. of mines and the management of the branch Open-pit Mines	27,000
AP-9.7 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the Construction of a Briquette production plant	Section for Envir. Prot. of the branch Processing (Prerada) and the Management of Processing	
AK-15.2 Elaboration of a Feasibility study for the production of organic food	Section for the reclamation and the management of RB Kolubara	25,000
AP-11.4 Sanitation and reclamation of ash and slag dump in Medoševac	Section for Envir. Prot. of the branch Processing and the Management of Processing	
AK-8.2 Elaboration of project documentation for the network of measurement points for monitoring the air quality in working and living environment in a wider impact zone of coal mining – follow-up	Section for Envir. Prot. of mines and the management of the branch Open-pit Mines	8,000
AK-8.3 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the monitoring of air quality in working and living environment in a wider impact zone of coal mining	Section for Envir. Prot. of mines and the management of the branch Open-pit Mines	
AK-8.4 Realisation of the project Network of measurement points for monitoring the air quality in working and living environment in a wider impact zone of coal mining	Section for Envir. Prot. of mines and the management of the branch Open-pit Mines	50,000
AO-7.1 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the procurement of containers for primary separation of municipal and commercial waste	Section for the Envir. Prot. & Waste and the management of RB Kolubara	
AO-7.2 Procurement of containers for primary separation of municipal and commercial waste	Section for the Envir. Prot. & Waste and the management of RB Kolubara	2,700,000
AK-1.7 Construction of the complex of sustainable development facilities on the permanently reclaimed surface of the former dumpTamnava Istočno polje (flowing pond), in phases – total duration of works up to 5 years	Section for Envir. Prot. of mines and the management of the branch Open-pit Mines	1,300,000
AS-8.4 Elaboration of project documentation for the evaluation of tailings materials in RB Kolubara – follow-up	Department for the Envir. Prot. and Preservation and the management of RB Kolubara	400,000
AS-8.5 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the works on the implementation of the obtained solutions for the evaluation of tailings materials in RB Kolubara	Department for the Envir. Prot. and Preservation and the management of RB Kolubara	

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Table 3

Activity name	2019											
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
AK-2.4 Planting of seedlings for windbreak zone, per phase (4,500 seedlings a year) – 6 phases	■	■	■							■	■	■
AP-9.7 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the Construction of a Briquette production plant	■											
AK-15.2 Elaboration of a Feasibility study for the production of organic food	■	■	■									
AP-11.4 Sanitation and reclamation of ash and slag dump in Medoševac		■	■	■	■	■	■					
AK-8.2 Elaboration of project documentation for the network of measurement points for monitoring the air quality in working and living environment in a wider impact zone of coal mining – follow-up	■	■	■									
AK-8.3 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the monitoring of air quality in working and living environment in a wider impact zone of coal mining				■	■	■						
AK-8.4 Realisation of the project Network of measurement points for monitoring the air quality in working and living environment in a wider impact zone of coal mining							■	■	■	■	■	■
AO-7.1 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the procurement of containers for primary separation of municipal and commercial waste	■	■	■									
AO-7.2 Procurement of containers for primary separation of municipal and commercial waste				■	■	■						
AK-1.7 Construction of the complex of sustainable development facilities on the permanently reclaimed surface of the former dump Tamnava Istočno polje (flowing pond), in phases – total duration of works up to 5 years	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
AS-8.4 Elaboration of project documentation for the evaluation of tailings materials in RB Kolubara – follow-up	■	■	■	■	■	■						
AS-8.5 Making of tender documentation and carrying out of the tender for the works on the implementation of the obtained solutions for the evaluation of tailings materials in RB Kolubara							■	■	■	■	■	■

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Conclusion

The lack of funds and possibilities to solve all the problems related to the environmental protection in the largest Serbian energy companies and coal mines, has imposed the need to elaborate a study that would determine priorities in solving open issues. The methods of multi-criteria decision-making have proved to be very suitable and they contributed to determining the schedule, necessary investments, the beginning and the end of problem solving, and the responsible sections for the realization ofthe specified tasks. This method of problem solving may be also successfully implemented in other large companies where there are accumulated problems related to the environmental protection.

References

1. Study of defining priorities in resolving environmental protection problem-sin the period 2011-2021 with the Action Plan in RB Kolubara. (in Serbian). Faculty of Mining and Geology, Belgrade, Study manager – M. Grujić, Belgrade, 2011.
2. Grujić M., Milanković M., Jovanović Ž.: Methodology for identifying priorities in resolving environmental protection problems in facilities of PE Elektromreža Srbije. (in Serbian). Electra VI, Zlatibor, 2010.
3. Grujić M., Milanković M., Jovanović Ž.: Identifying the priorities in resol-ving environmental protection problems in „Elektromreža Srbije“.(in Serbian). Energy, Power Engineering, Zlatibor, 2010.
4. Čupić M., Suknović M.: Multi-criteria decision-making: Methods and examples. (in Serbian). BK University, Belgrade, 1994.
5. Stanković J.: ELECTRE – multiatribute decision support system. (in Serbian). Proceedings YuInfo, Kopaonik, 2007.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Polityka środowiskowa Spółki OKD na przykładzie Kopalni Łazy

Horst Gondek, Tomáš Kubín – VŠB Technical University of Ostrava, **Jiří Neruda** – Severočeské doly, a.s. Chomutov

1. Úvod

Nedílnou součásti hospodářského a společenského vývoje ve vyspělých zemích světa včetně Evropské unie je důsledné uplatňování principů trvale udržitelného rozvoje. Věcnými projevy uvedeného procesu jsou především následující aktivity:

- přijímání a uplatňování národních i mezinárodních platných právních předpisů, jejichž obsahem jsou stále náročnější kritéria ochrany životního prostředí, ochrany zdraví při práci a ochrany lidí vůbec,
- stále intenzivnější uplatňování principů trvale udržitelného rozvoje v hospodářské politice jednotlivých států a hospodářských společenství,
- uplatňování relativně širokého souborů systémových nástrojů zaměřených na stimulaci a podporu dobrovolných aktivit průmyslových i neprůmyslových firem a organizaci v oblasti environmentálního management,
- růst aktivit široké veřejnosti v oblasti ochrany životního prostředí, ochrany zdraví a bezpečnosti.

Na základě výše uvedeného stále více firem, zejména z obchodních, ekonomických a také ekologických důvodů projevuje zájem o výrazné zlepšení a veřejné prokazování svého environmentálního profilu.

Podnikatelské, ale i nepodnikatelské subjekty, které pochopily nezbytnost dosažení vyšší úrovně řízení odpovídající současným světovým standardům ochrany životního prostředí, usilují o dosažení kvalitně nových cílů implementací systému environmentálního managementu ve shodě s požadavky mezinárodního standardu ISO 14001, Nařízením Rady ES č.1836/93 (tzv. EMS), které bylo nahrazeno „Národním programem zavedení systému řízení podniku a auditu z hlediska ochrany životního prostředí (Program EMAS). Tento program byl schválen usnesením vlády ČR č. 466 ze dne 1. července 1998. Součástí Programu EMAS bylo mj.:

- vydání podrobných pravidel, která stanovují podmínky a povinnosti, za nichž se právnické nebo fyzické osoby oprávněné k podnikání mohou přihlásit k Programu EMAS,
- zřízení Rady Programu EMAS, která je odpovědným, koncepčním, řídícím a kontrolním orgánem Programu EMAS, a v níž jsou zastoupeny orgány státní správy, průmyslové svazy a nevládní organizace,

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

- zřízení Akreditačního orgánu Programu EMAS, který provádí akreditace ověřovatelů stavu životního prostředí,
- zřízení Agentury EMAS, zabezpečující manažerské a odborné činnosti spojené s Programem EMAS.

2. Charakteristika Dolu Lazy, o. z., OKD, a.s.

Z výše uvedených důvodu se do tohoto programu přihlásilo i vedení Dolu Lazy, o. z., OKD, a.s., které dosáhlo při řešení dané problematiky poměrně veliké úspěchy.

Základ podniku byl dán již v roce v roce 1890, kdy bylo provedeno hloubení jamy. V době prvních kroků řešení environmentální politiky byl Důl Lazy, o. z., OKD, a.s. tvořen dvěma dobývacími prostory, který původně tvořily dva samostatné důlní podniky a to Důl Lazy a Důl Dukla. Celková rozloha spojených důlních polí činila 1920 ha. Spojené důlní pole se vyznačovaly značnou rozmanitostí důlně geologických podmínek dobývání, tj. od tektonických podmínek, průvodních hornin, proměnlivé mocnosti slojí a geomechanických jevů. Na závodě Dukla probíhala těžba ve středních vyšších mocnostech bazálních partií karvinského souvrství s tektonickými a otřesovými vlivy a vrchních partií ostravského souvrství. Na závodě Lazy probíhala těžba ve středně mocných a mocných slojích karvinských. Celou produkci surového uhlí byl OKD, a.s., Důl Lazy, o.z., schopen zpracovat ve vlastních úpravárenských komplexech. Výsledkem úpravy surové těžby bylo kvalitní uhlí vhodné jak pro koksování tak jako energetické, s nízkým obsahem popela, síry a dalších příměsí. Pokud se týče strojního vybavení lze konstatovat, že důl po technické stránce patří mezi nejmodernější v republice a proto jsou zde uplatňovány nové, technicky i organizačně promyšlené metody exploatace s uplatňováním moderních metod.

3. Realizace standardu ISO 14001 na Dole Lazy, o.z., OKD a.s.

Jak je všeobecně známo je těžba nerostů a uhlí především na celém světě nejen potřebná, ale také ve svých důsledcích devastující. Hornická činnost je specifickým odvětvím průmyslu, založena na získávání neobnovitelných přírodních zdrojů nerostných surovin povrchovou nebo hlubinnou těžbou. Důlní podnik je však také průmyslovým podnikem se vším a proto zde dochází k ovlivňování životního prostředí, a to:

- změnou krajiny – poklesy, které jsou antropogenním důsledkem těžební činnosti, tyto způsobují přeměny stávajících ekosystémů a deformace povrchu má za následek změnu vodního režimu,

- produkci a ukládáním důlní hlušiny do krajiny, vznikají antropogenní útvary, které teprve po překrytí zeminou a ozeleněním mohou být do krajiny začleněny,
- znečišťováním vod – čištění odpadních vod z úpraven,
- znečisťování ovzduší – výroba tepla, větrání dolů, těžba metanu a další,
- produkcí odpadů průmyslového a komunálního charakteru – odpad z kanceláří, z dílen, opraven důlních strojů.

V roce 1997 byl Důl Lazy o.z. OKD a.s. v Orlové postaven před problém čištění odpadních vod ve velkoplošných sedimentačních nádržích. Při řešení dané problematiky bylo vedení dolu nuceno přijmout zcela novou filozofii z čehož postupně vyplynulo zavedení metodiky „Čistší technologie“ (Clean Technologies), to je zavedení bezodpadové nebo téměř bezodpadové technologie představující nejmodernější vývojovou strategii k prosazení principu recyklačního hospodářství ve výměně látek mezi člověkem a životním prostředím. Cílem bylo dosáhnout snížení produkovaného množství odpadu a látkové znečištění odpadních vod, a tím dosažení optimální velikosti koncového zařízení pro čištění odpadních vod. Toto řešení přineslo v mezinárodní ekologické soutěží v regionech česko-polské hranice 2 místo mezi 60 firmami.

Již v roce 1997 přijalo vedené podniku „Environmentální politiku” jako základní dokument řízení ochrany životního prostředí, to program na jehož základě byla po důkladné analýze realizována řada opatření tak, aby činnost podniku minimalizovala vlivy na životní prostředí. Toto vedlo ke snížení produkce odpadů, snížená materiálová náročnosti a dalších škodlivých vlivů.

V rámci opatření, vyplývajících z realizace tohoto dokumentu byla provedena:

- ekologizace kotelny,
- uzavření staré a výstavba nové skládky odpadů,
- bylo vybudováno třídící pracoviště odpadů,
- byla zahájena realizace uzavřených kalových okruhů na úpravnách.

Protože uzavřením kalových okruhů se zásadním způsobem změnil i charakter odpadních vod – tj., že byla vyeliminována základní složka těchto vod což jsou kaly z úpraven. Toto však rovněž změnilo zásadním způsobem situace na velkoplošných sedimentačních nádržích, které v budoucnu mají čistit vody produkované technologickými celky (tj. vody chladicí, oplachové), vody dešťové ze zpevněných ploch a vody splaškové a v některých případech s vodami důlními. Protože celá investice na vybudování nových čistírenských kapacit byla velmi veliká byla navržena metoda a to metoda čistší produkce s konečným cílem snížení produkovaného znečištění a tím i snížení velikosti potřebného zařízení.

Pro splnění tomuto úkolu byla zřízena skupina odborníků jenž stanovila řešení celého problému následovně:

- snížit spotřebu vody a tím i produkci odpadních vod, odcházejících na čistírnu odpadních vod,
- snížit látkové, biologické a chemické znečištění, odcházející v odpadních vodách,
- zpracovat návrh na řešení čištění odpadních vod po realizaci projektu čistší produkce.

Řešením problematiky se zabývalo 9 pracovníků po dobu cca 12 týdnů, cca 3 hodiny týdně. Celkové úspory, dosažené projektem byly odhadnuty na 2,4 mil. Kč. Toto řešení mělo vliv nejen na ekonomiku odštěpného závodu, ale také na kvalitu potoka Lazecká stružka, který je přítokem řeky Odry. Zde je potenciál pro prevenční strategie dle vyjádření Českého centra pro čistší produkci vyčíslen dokonce na 13,7 mil. Kč.

I když se jedná o dlouhodobé řešení lze konstatovat, že první výsledky se začaly brzy projevovat jak bylo zřejmé ze snižující se rozlohy kalových nádrží.

Dále bylo v rámci prováděných opatření provedených v krajině zasažené hornickou činnosti realizace celé řady rekultivačních prací.

Realizace asanací a rekultivací území poškozených hornickou činností jsou zajišťována v souladu s ustanovením „Horního zákona“ dle koncepce sanací navržených ve zpracovaných „Komplexních řešení území“ a „Zhodnocení vlivů hornické činnosti na životní prostředí“. Jejich provádění musí být zcela v souladu s celou řadou zákonů a opatření, která se bezprostředně životního prostředí týkají.

Sanace a rekultivace byly prováděny se záměrem zejména tvorby lesních kultur s případným ponecháním vytvořených malých vodních ploch.

Sanace pozemků byla rozdělena na:

- přípravu území (vyčištění území, sejmutí kulturních zemin, odstranění uhynulých dřevin),
- technické rekultivace (vytvarování území, návoz a rozprostření zeminy, zřízení navržených objektů pro odvedení vod),
- biologická rekultivace (ozelenění a výsadba dřevin a keřů).

Sanacemi a rekultivacemi byly ošetřeny pozemky o rozloze více než 400 ha

Pokud se týče finančních zdrojů na tyto nákladné akce, ty jsou tvořeny z:

- finančních rezerv (jsou tvořeny dle Horního zákona),
- provozních nákladů organizace (na úkor zisku),
- ekologická dotace ze státního rozpočtu.

Náklady vynaložené na rekultivace a asanace v létech 1997 až 2003, Dolem Lazy činily 187 mil. Kč. Protože však v dalších letech se finance na řešení podstatně snížily nebylo možné dále pokračovat nastolenou intenzitou.

4. Závěr

Jak z výše uvedeného vyplývá, vedení Dolu Lazy, o.z., OKD, a.s. se na základě řešení dané problematiky rozhodlo vybudovat a zavést systém environmentalního managementu (EMS – Environmental Magnagement Systém) a to do mezinárodního standardu zavádění to je dle normy ČSN ISO 14 001.

Celé řešení dané problematiky bylo rozděleno na tři etapy, a to na:

- provedení úvodního environmentálního přezkoumání situace,
- zavedení systému EMS,
- provedení certifikačního auditu.

Rys.1. Znázornění krajiny před úpravou a po úpravě

Protože všechny požadavky byly splněny, proběhl již v měsíci dubnu roku 2001 první audit, kterým získal Důl Lazy, o.z. certifikát, který musí být každý rok obhajován. Tímto se Důl Lazy, o.z., OKD, a.s. stal prvním důlním závodem v České republice, který dosáhl takového úspěchu a ukázal dalším důlním podnikům, že se dá problematika životního prostředí řešit i na takových podnicích jako jsou důlní. Protože však v dalších letech se finance na řešení pod-

statně snížily a nebylo možné dále pokračovat nastolenou intenzitou a rovněž cena za obhajobu certifikátu se zvýšila natolik, že vedení závodu s problematikou auditu environmentálního managementu skončilo.

Rys.2. Vysazení speciálních stromků na haldě

Rys.3. Úprava vodního zdroje

Literatura

1. Good economic systém spol.s r.o. Ostrava „Systémy environmentálního managementu dle ISO 14001“ pracovní materiál 2000.
2. Schellong L.: Environmentální politika Dolu Lazy, o.z. OKD, a.s. přednáška VŠB-TU Ostrava 2002.
3. Národní program zavedení systému řízení podniku a auditu z hlediska ochrany životního prostředí (www.enviport.cz/DownloadFile/18397.aspx).

Ocena odpadów górnictwa węgla kamiennego w świetle wymagań formalno – prawnych dotyczących zawartości i wymywalności metali ciężkich

Bożena Rakwic - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Ilość odpadów wytworzonych przez górnictwo węgla kamiennego w 2011 r. w województwie śląskim, według danych statystycznych, wynosi około 24 mln Mg i jest niższa niż w latach poprzednich [15]. Jak wskazują dane WIOŚ w Katowicach, w 2011 r. zmniejszeniu uległa również ilość odpadów z produkcji węgla kamiennego zdeponowanych na składowiskach, zwałowiskach i hałdach. Jest to związane ze spadkiem wydobycia węgla kamiennego i rosnącym jednocześnie wykorzystaniem tych odpadów w budownictwie drogowym oraz ich zastosowaniem w pracach inżynieryjno – budowlanych, hydrotechnicznych i przy rekultywacji terenów [14].

Elementem oceny przydatności odpadów górnictwa węgla kamiennego do zastosowań gospodarczych jest sporządzenie ich charakterystyki, pozwalającej na uzyskanie informacji niezbędnych do zminimalizowania ich oddziaływania na środowisko oraz zapewnienia stateczności i chemicznej stabilności obiektu wykorzystania odpadów.

Podstawę opracowania charakterystyki odpadów powinny stanowić wyniki badań chemicznych, przeprowadzanych m.in. w celu zmiany kwalifikacji odpadów do odpadów obojętnych oraz badań fizykochemicznych, których zakres jest uzależniony od zamierzonego kierunku gospodarczego wykorzystania odpadów [12].

Istotnym elementem badań chemicznych jest określenie zawartości i wymywalności substancji mogących stanowić potencjalne zagrożenie dla środowiska gruntowo – wodnego. Jak wskazują prezentowane w literaturze [9] wyniki badań, obiekty budowlane wykonane z odpadów górnictwa węgla kamiennego wykazują negatywne oddziaływanie na środowisko wodne, ze względu na infiltrację siarczanów i chlorków oraz żelaza i manganu do wód podziemnych. Stężenia tych zanieczyszczeń oraz przewodność elektrolityczna właściwa dla wód podziemnych poniżej obwałowań osiągają wartości odpowiadające wodom złej jakości (V klasa czystości). Odnotowano również przekroczenia wartości dopuszczalnej dla wody pitnej ze względu na zawartość niklu (Ni), wymywanego z redeponowanych odpadów, pochodzących ze składowiska KWK „Anna" w Bukowie [10]. Ponadnormatywna wymywalność wyżej wymienionych substancji może być spowodowana procesem wietrzenia, prowadzącym do wyługowania do środowiska gruntowo – wodnego zanieczysz-

czeń zawartych w odpadach górniczych, przez infiltrujące wody, o obniżonym odczynie [11].

W niniejszym rozdziale przedstawiono wyniki badań zawartości i wymywalności wybranych metali ciężkich z odpadów górnictwa węgla kamiennego, zrealizowanych w Instytucie Techniki Górniczej KOMAG [1, 3]. Przeprowadzono ich ocenę w świetle standardów jakości gleb i ziemi, kryteriów oceny stanu wód podziemnych oraz dopuszczenia odpadów do składowania na składowiskach, jak również wymagań dla wód odciekowych odprowadzanych ze składowisk.

2. Wymagania formalno – prawne stosowane do oceny zawartości i wymywalności metali ciężkich z odpadów górnictwa węgla kamiennego

Zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 15 lipca 2011 r., zawartość metali ciężkich w odpadach wydobywczych stanowi jedno z pięciu kryteriów zaliczania ich do obojętnych [5]. Na podstawie § 1 ust. 1, 3 i 4 wyżej wymienionego rozporządzenia odpadami obojętnymi są odpady, w których zawartość związków arsenu (As), kadmu (Cd), kobaltu (Co), chromu (Cr), miedzi (Cu), rtęci (Hg), molibdenu (Mo), niklu (Ni), ołowiu (Pb) i cynku (Zn) nie przekracza standardów jakości gleby lub ziemi, określonych dla grupy B w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r. (tabela 1) oraz związków wanadu (V) – wartości 500 mg/kg suchej masy odpadów.

Wartości dopuszczalne stężeń metali w glebie lub ziemi dla grupy B według Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r. [8]

Tabela 1

Lp.	Zanieczyszczenie	Grupa B				
		głębokość [m ppt]				
		0-0,3	0,3-15,0		>15	
			wodoprzepuszczalność gruntów [m/s]			
			do	poniżej	do	poniżej
			$1*10^{-7}$		$1*10^{-7}$	
1.	Arsen (As)	20	20	25	25	25
2.	Kadm (Cd)	4	5	6	4	10
3.	Kobalt (Co)	20	30	60	50	120
4.	Chrom (Cr)	150	150	190	150	380
5.	Miedź (Cu)	150	100	100	100	200
6.	Rtęć (Hg)	2	3	5	4	10
7.	Molibden (Mo)	10	10	40	30	210
8.	Nikiel (Ni)	100	50	100	70	210
9.	Ołów (Pb)	100	100	200	100	200
10.	Cynk (Zn)	300	350	300	300	720

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Powyższe kryterium oraz pozostałe wymienione w §1 ust. 1 nie są spełnione, gdy odpady nie spełniają kryteriów dopuszczenia odpadów obojętnych do składowania na składowiskach odpadów obojętnych, określonych w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 8 stycznia 2013 r. (tabela 2) [4].

Kryteria dopuszczenia odpadów obojętnych do składowania na składowiskach odpadów obojętnych według Rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 8 stycznia 2013 r. [4]

Tabela 2

Lp.	Składnik	Dopuszczalne graniczne wartości wymywania	
		ciecz / faza stała = 10 l/kg [mg/kg suchej masy] test podstawowy	ciecz / faza stała = 2 l/kg [mg/kg suchej masy] test pomocniczy
1.	Arsen (As)	0,5	0,1
2.	Bar (Ba)	20	7
3.	Kadm (Cd)	0,04	0,03
4.	Chrom całkowity (Cr)	0,5	0,2
5.	Miedź (Cu)	2	0,9
6.	Rtęć (Hg)	0,01	0,003
7.	Molibden (Mo)	0,5	0,3
8.	Nikiel (Ni)	0,4	0,2
9.	Ołów (Pb)	0,5	0,2
10.	Antymon (Sb)	0,06	0,02
11.	Selen (Se)	0,1	0,06
12.	Cynk (Zn)	4	2
13.	Chlorki (Cl^-)	800	550
14.	Fluorki (F^-)	10	4
15.	Siarczany (SO_4^{-2})	1000	560
16.	Wskaźnik fenolowy	1	0,5
17.	Rozpuszczony węgiel organiczny (DOC)	500	240
18.	Stałe związki rozpuszczone (TDS)	4000	2500
Parametry dodatkowe		**Wartość graniczna [mg/kg suchej masy]**	
1.	Ogólny węgiel organiczny (TOC)	30 000	
2.	Benzen, toluen, etylobenzen i ksyleny (BTEX)	6	
3.	Polichlorowane bifenyle, 7 kongenerów (PCB)	1	
4.	Olej mineralny (C10 do C40)	500	
5.	Wielopierścieniowe węglowodory aromatyczne (WWA)	1	

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Poza wymienionymi kryteriami, dla potrzeb oceny wymywalności metali ciężkich z odpadów górnictwa węgla kamiennego, mogą być stosowane:

- wartości dopuszczalne wskaźników zanieczyszczeń w wodach odciekowych ze składowisk odpadów, określone w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. [7],
- wartości graniczne stężeń metali w klasie V jakości wód podziemnych, określone w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 23 lipca 2008 r. [6].

W tabeli 3 podano wymagania wynikające z wyżej wymienionych aktów prawnych dla wybranych metali ciężkich wymywanych z odpadów górnictwa węgla kamiennego.

Wymagania stosowane do oceny wymywalności wybranych metali ciężkich z odpadów górnictwa węgla kamiennego [6, 7]

Tabela 3

Lp.	Akt prawny określający wartości dopuszczalne / graniczne stężeń	Wyszczególnienie	
1.	Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego (Dz.U. 2006 nr 137 poz. 984 wraz z późn. zm.)	wartości dopuszczalne wskaźników zanieczyszczeń w wodach odciekowych ze składowisk odpadów, [mg/l]	
		Chrom ogólny (Cr)	0,5
		Nikiel (Ni)	0,5
		Cynk (Zn)	2
		Bar (Ba)	2
		Ołów (Pb)	0,5
2.	Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 23 lipca 2008 r. w sprawie kryteriów i sposobu oceny stanu wód podziemnych (Dz.U. 2008 nr 143 poz. 896)	wartości graniczne stężeń metali w klasie V jakości wód podziemnych, [mg/l]	
		Chrom (Cr)	> 0,1
		Nikiel (Ni)	> 0,1
		Cynk (Zn)	> 2
		Bar (Ba)	> 3
		Ołów (Pb)	> 0,1

3. Badania odpadów górnictwa węgla kamiennego

Celem przeprowadzonych badań było wyznaczenie zawartości wybranych metali ciężkich w odpadach pochodzących z eksploatacji węgla kamiennego oraz w wyciągach uzyskanych w procesie wymywania ww. odpadów.

Badania przeprowadzono dla odpadów pochodzących z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz ze zwałowiska kopalni [1, 3].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Jako ciecze wymywające przyjęto wodę destylowaną, zalecaną do testów wymywania odpadów przez normy PN-EN 12457-1:2006 i PN-EN 12457-2:2006 oraz syntetyczną wodę opadową o składzie ustalonym, na podstawie danych z monitoringu środowiska w rejonie zwałowiska, z którego pobrano odpady.

Jak już wspomniano odpady pochodziły z procesu przeróbki i wzbogacania węgla w klasach ziarnowych: 0-20 mm i 20-200 mm oraz z procesu flotacji, jak również ze zwałowiska odpadów – składowane przez okres około: 0,5 roku, 3 lata, 12 lat i 20 lat.

Skład mineralny i chemiczny odpadów w klasie ziarnowej 0-20 mm oraz składowanych przez okres około 12 lat scharakteryzowano na podstawie wyników badań – rysunek 1 [3].

W próbkach odpadów stwierdzono największy udział minerałów ilastych (ponad 50% wag.). W mniejszych ilościach w obydwu próbkach występowały: kwarc, substancja węglowa, dolomit i piryt. Ponadto, w próbce odpadów w klasie ziarnowej 0-20 mm stwierdzono występowanie skaleni i syderytu.

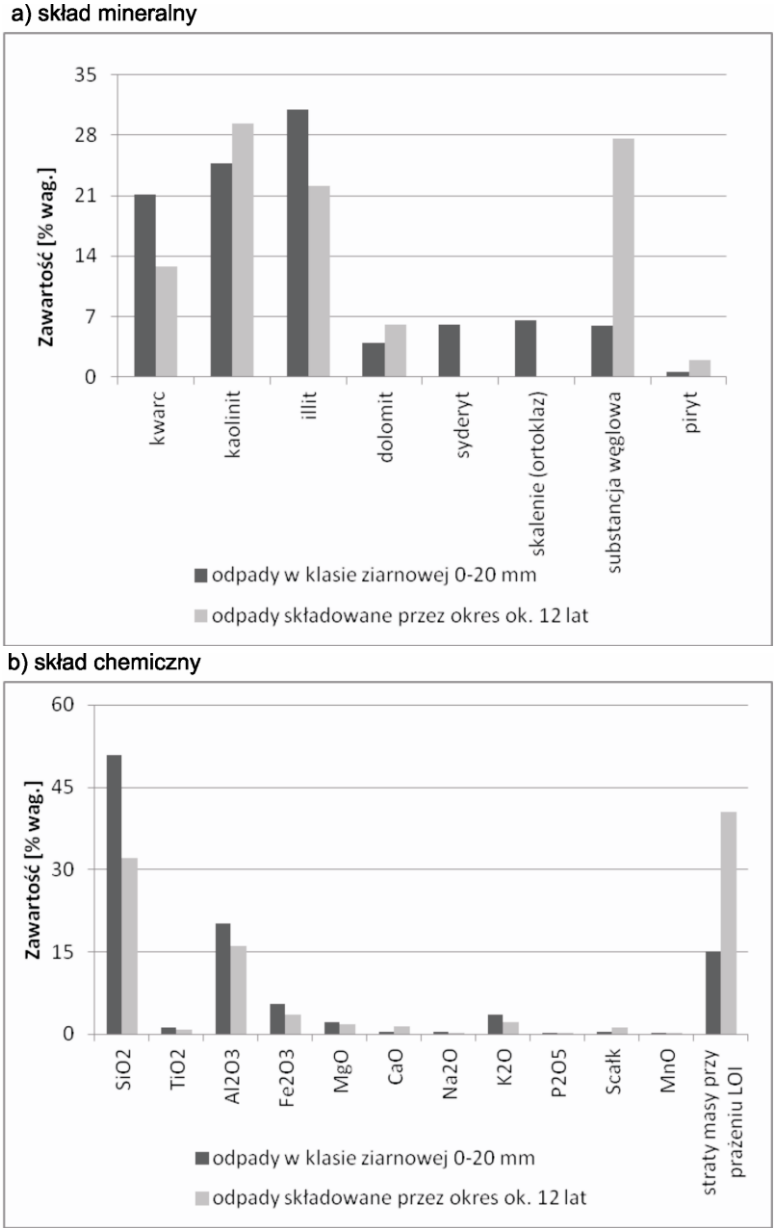
Na podstawie wyników badań składu chemicznego stwierdzono dominujący udział w próbkach odpadów tlenków: krzemu SiO_2 i glinu (III) Al_2O_3. Istotnym składnikiem próbek odpadów są straty masy przy prażeniu (LOI), wynoszące od 15% wag. do 40% wag. Ponad 10% wag. próbek odpadów stanowi łączna zawartość tlenków: żelaza (III) Fe_2O_3, magnezu MgO i potasu K_2O oraz związków siarki. Udział pozostałych tlenków jest niewielki i nie przekracza 1,5% wag. próbek.

Skład mineralny i chemiczny badanych próbek odpadów wykazuje duże podobieństwo do wyników badań odpadów z Górnośląskiego Zagłębia Węglowego przedstawionych w [2, 11].

Do oceny wyników badań odpadów z górnictwa węgla kamiennego przyjęto:

- wartości dopuszczalne stężeń metali w glebie lub ziemi dla grupy B, podane w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r. [8],
- dopuszczalne graniczne wartości wymywania metali z odpadów obojętnych, zawarte w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 8 stycznia 2013 r. [4],
- wartości dopuszczalne wskaźników zanieczyszczeń w wodach odciekowych ze składowisk odpadów określone w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. [7],
- wartości graniczne stężeń metali w klasie V jakości wód podziemnych, określone w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 23 lipca 2008 r. [6].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.1. Skład mineralny i chemiczny odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz składowanych przez okres ok. 12 lat (źródło: opracowanie własne na podstawie [3])

Badania obejmowały określenie, dla próbek odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz ze zwałowiska:

– zawartości metali ciężkich w odpadach, w tym chromu (Cr), niklu (Ni), cynku (Zn), baru (Ba) i ołowiu (Pb),

– ilości wyżej wymienionych metali wymywanych z odpadów przy użyciu wody destylowanej, metodą według norm PN-EN 12457-1:2006 i PN-EN 12457-2:2006 oraz syntetycznej wody opadowej, o składzie ustalonym na podstawie danych z monitoringu środowiska w rejonie zwałowiska, z którego pobrano odpady – tabela 4 [13].

Wybrane parametry fizykochemiczne wód opadowych w rejonie zwałowiska [13]

Tabela 4

Parametr	Jednostka	Zakres wartości min - max
chlorki	mg Cl^{-}/l	0,59-4,00
siarczany	mg SO_4^{-2}/l	2,50-4,40
azotyny + azotany	mg N/l	0,33-0,94
azot amonowy	mg N/l	0,35-1,40
sód	mg Na/l	0,20-1,70
potas	mg K/l	0,18-1,30
wapń	mg Ca/l	0,72-3,40
magnez	mg Mg/l	0,09-0,33
mangan	mg Mn/l	0,0060-0,0160
fosfor ogólny	mg P/l	0,020-0,060
pH		3,73-7,14 średnia 4,81

Analizując dane zestawione w tabeli 4 stwierdzono, że pH wód opadowych w rejonie zwałowiska wynosiło średnio 4,81. Odnotowana obniżona wartość pH wód opadowych jest spowodowana zawartością mocnych kwasów nieorganicznych, powstałych w wyniku rozpuszczania kwasotwórczych tlenków siarki (IV) i (VI) oraz azotu (III) i (V) występujących w powietrzu atmosferycznym. Na tej podstawie do badań wymywania odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz zwałowiska wytypowano syntetyczne wody opadowe oznaczone jako:

E – mieszanina roztworów kwasów azotowego (V), chlorowodorowego i siarkowego (VI) oraz roztworu octanu sodu o stężeniu 1%,

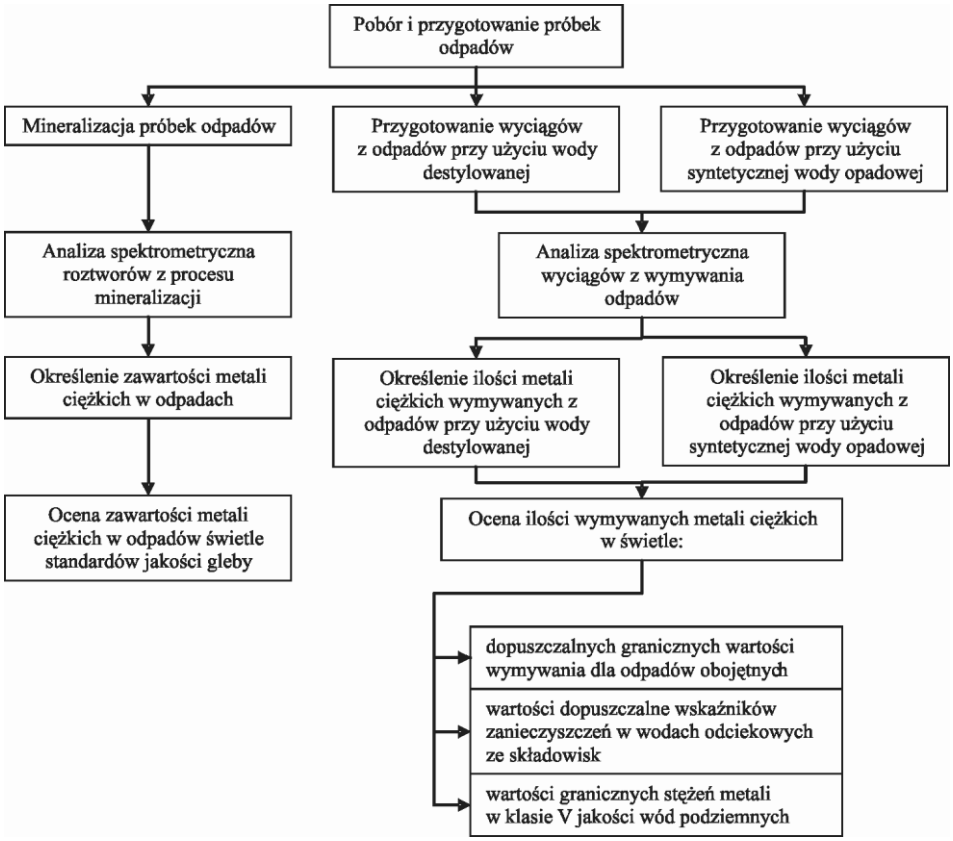
G – mieszanina roztworów ww. kwasów o stężeniu 0,02%.

Wybrane parametry fizykochemiczne próbek odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz ze zwałowiska określono następującymi metodami:

– zawartość metali ciężkich metodą spektrometrii emisyjnej ze wzbudzeniem plazmowym,
– ilości wymywanych metali ciężkich metodą jednostopniowej ekstrakcji przy użyciu wody destylowanej oraz syntetycznej wody opadowej, zachowując stosunek cieczy do fazy stałej L/S wynoszący 2 l/kg lub 10 l/kg. Zawartość metali ciężkich: ołowiu (Pb), niklu (Ni), cynku (Zn), baru (Ba) i chromu (Cr) w ekstraktach oznaczono metodą spektrometrii emisyjnej ze wzbudzeniem plazmowym i na tej podstawie wyznaczono ładunek wymytych metali ciężkich.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Algorytm metody badawczej przedstawiono na rysunku 2.



Rys.2. Algorytm metody badawczej (źródło: opracowanie własne na podstawie [3])

Wyniki badań zawartości wybranych metali ciężkich w odpadach z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz zwałowiska zaprezentowano na rysunku 3.

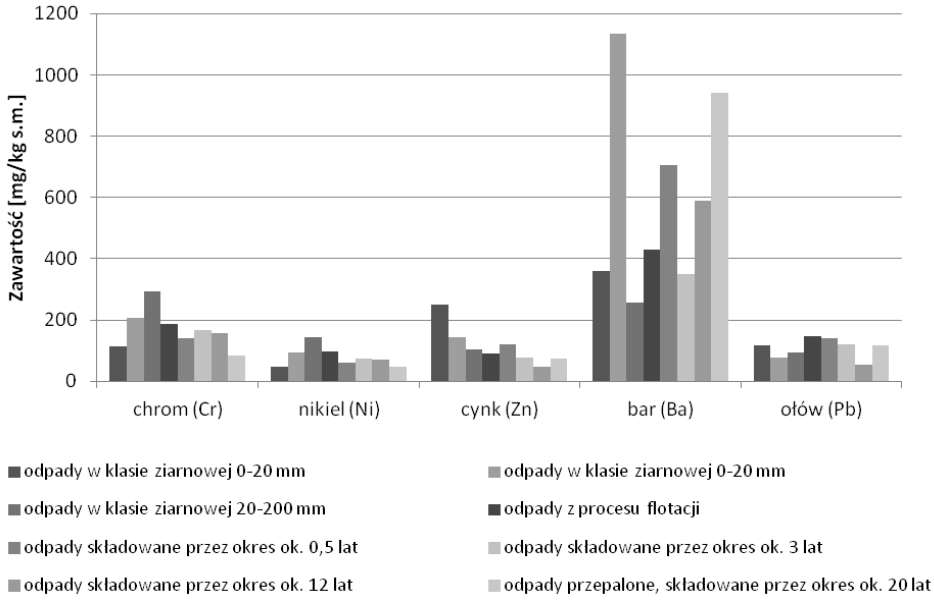
Analiza wyników badań wykazała występowanie w odpadach, spośród badanych metali ciężkich, w największej ilości baru (Ba) i chromu (Cr), a w najniższej niklu (Ni). Najwyższą wartość sumarycznej zawartości oznaczanych metali stwierdzono dla odpadów w klasie ziarnowej 0-20 mm oraz składowanych przez okres około 0,5 roku, przepalonych i składowanych przez okres około 20 lat, a najniższą w przypadku odpadów składowanych przez okres około 3 lat.

Porównując wyniki oznaczeń całkowitej zawartości metali z wartościami dopuszczalnymi stężeń w glebie lub ziemi, podanymi w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r., stwierdzono, że zawartość:

– chromu (Cr), niklu (Ni), baru (Ba) i ołowiu (Pb) nie spełnia standardów jakości gleby lub ziemi grupy B na głębokości od 0,3 m ppt do 15 m ppt, o wodoprzepuszczalności do 10^{-7} m/s,

– cynku (Zn) spełnia standardy jakości dla ww. gleby lub ziemi grupy B.

Badane odpady, ze względu na zawartość chromu (Cr), niklu (Ni) i ołowiu (Pb), przekraczającą standardy jakości gleby lub ziemi, nie stanowią odpadów obojętnych.



Rys.3. Wyniki badań zawartości wybranych metali ciężkich w odpadach z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz zwałowiska (źródło: opracowanie własne na podstawie [1, 3])

Wyniki badań wymywania wybranych metali ciężkich z odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz zwałowiska przedstawiono w tabeli 5.

Wyniki badań wymywania metali ciężkich z odpadów wykazały, że:

– chrom (Cr) i bar (Ba) wymyte zostały w najmniejszych ilościach lub nie wymyte, przez analizowane ciecze wymywające, przy czym chrom (Cr) wymyty został głównie z odpadów ze zwałowiska, zaś bar (Bar) z odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla,
– cynk (Zn) wymyty został w największej ilości, nie przekraczającej 81,0 mg/kg s.m.,
– najmniejszą sumaryczną ilość uwalnianych metali ciężkich uzyskano dla procesu wymywania odpadów składowanych przez okres około 3 lat, przy użyciu wody destylowanej, zaś największą dla procesu wymywania odpadów w klasie ziarnowej 0-20 mm, przy użyciu syntetycznej wody opadowej (cieczy E),
– przy użyciu syntetycznej wody opadowej (cieczy E) wymyte zostały wszystkie badane metale ciężkie, w tym chrom (Cr) i bar (Ba) z wybranych rodzajów odpadów.

Uwalniane ilości metali ciężkich z odpadów podczas procesu wymywania
(źródło: opracowanie własne na podstawie [3])

Tabela 5

Rodzaj odpadów	Uwalniane ilości metali ciężkich [mg/kg s.m.] [mg/l]				
	chrom (Cr)	nikiel (Ni)	cynk (Zn)	bar (Ba)	ołów (Pb)
Wymywanie wodą destylowaną – cieczą A					
odpady w klasie ziarnowej 0-20 mm	< 0,020 < 0,010	< 0,010 < 0,005	< 0,010 < 0,005	0,054 0,027	< 0,020 < 0,010
odpady w klasie ziarnowej 0-20 mm	< 0,100 < 0,010	0,123 0,012	0,707 0,071	-	< 0,100 < 0,010
odpady w klasie ziarnowej 20-200 mm	< 0,020 < 0,010	< 0,010 < 0,005	< 0,010 < 0,005	0,191 0,086	0,063 0,032
odpady z procesu flotacji	< 0,020 < 0,010	< 0,010 < 0,005	< 0,010 < 0,005	0,126 0,063	0,243 0,122
odpady składowane przez okres około 0,5 roku	< 0,020 < 0,010	< 0,010 < 0,005	< 0,010 < 0,005	< 0,020 < 0,010	0,073 0,036
odpady składowane przez okres około 3 lat	< 0,020 < 0,010	< 0,010 < 0,005	< 0,010 < 0,005	< 0,020 < 0,010	< 0,020 < 0,010
odpady składowane przez okres około 12 lat	< 0,100 < 0,010	0,288 0,028	0,586 0,059	-	< 0,100 < 0,010
odpady przepalone, składowane przez okres około 20 lat	0,028 0,014	< 0,010 < 0,005	0,041 0,020	< 0,020 < 0,010	0,474 0,237
Wymywanie mieszaniną roztworów kwasów: azotowego (V), chlorowodorowego i siarkowego (VI) o stężeniu 0,05% oraz roztworu octanu sodu o stężeniu 1% – cieczą E					
odpady w klasie ziarnowej 0-20 mm	< 0,020 < 0,010	0,911 0,456	80,1 40,0	0,088 0,044	0,298 0,149
odpady w klasie ziarnowej 20-200 mm	0,388 0,194	1,31 0,655	12,5 6,25	0,100 0,050	0,452 0,226
odpady z procesu flotacji	< 0,020 < 0,010	0,767 0,384	2,32 1,16	0,045 0,022	0,284 0,142
odpady składowane przez okres około 0,5 roku	0,034 0,017	2,15 1,08	4,95 2,48	0,033 0,017	0,429 0,210
odpady składowane przez okres około 3 lat	0,043 0,022	1,16 0,580	1,93 0,965	< 0,020 < 0,010	0,617 0,309
odpady przepalone składowane przez okres około 20 lat	0,054 0,027	0,321 0,160	0,866 0,433	< 0,020 < 0,010	0,711 0,355
Wymywanie mieszaniną roztworów kwasu azotowego (V) o stężeniu 0,02%, chlorowodorowego o stężeniu 0,02% i siarkowego (VI) o stężeniu 0,02% – cieczą G					
odpady w klasie ziarnowej 0-20 mm	0,107 0,011	3,80 0,380	11,0 1,10	-	0,330 0,033
odpady składowane przez okres około 12 lat	< 0,100 < 0,010	2,66 0,266	6,52 0,652	-	0,266 0,027

Oceniając wyniki badań wymywania odpadów w świetle kryteriów dopuszczania odpadów do składowania na składowiskach odpadów obojętnych, podanych w Rozporządzeniu Ministra Gospodarki z dnia 8 stycznia 2013 r., nie stwierdzono przekroczeń dopuszczalnych granicznych wartości wymywania przez ilości metali ciężkich wymytych przez wodę destylowaną, poza ołowiem (Pb) z odpadów z procesu flotacji i przepalonych, składowanych przez okres około 20 lat.

W przypadku wymywania odpadów przez syntetyczne wody opadowe odnotowano przekroczenia dopuszczalnych granicznych wartości wymywania z wyżej wymienionego rozporządzenia dla chromu (Cr), niklu (Ni), cynku (Zn) oraz ołowiu (Pb).

Odnosząc wyniki badań wymywania odpadów do najwyższych dopuszczalnych wartości wskaźników zanieczyszczeń w wodach odciekowych ze składowisk odpadów, określonych w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r., nie stwierdzono przekroczeń dla stężeń metali ciężkich wymywanych przez wodę destylowaną oraz syntetyczną wodę opadową (ciecz G), z zachowaniem stosunku cieczy do fazy stałej L/S wynoszącego 10 l/kg. Odnotowano przekroczenia najwyższych dopuszczalnych wartości przez stężenia niklu (Ni) i cynku (Zn) wymywanych przez syntetyczną wodę opadową (ciecz E) z zachowaniem stosunku cieczy do fazy stałej L/S wynoszącego 2 l/kg.

Oceniając jakość uzyskanych odcieków z wymywania odpadów przez wodę destylowaną, w świetle kryteriów klasyfikacji wód podziemnych określonych w Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 23 lipca 2008 r. stwierdzono, że stężenia metali ciężkich, poza barem (Ba) są wyższe niż tło hydrochemiczne i utrzymują się na poziomach odpowiadających następującym klasom jakości wód podziemnych:

- II „wody dobrej jakości” dla chromu (Cr) w odcieku z odpadów przepalonych i składowanych przez okres 20 lat,
- III „wody zadowalającej jakości” lub V „wody złej jakości” dla ołowiu (Pb) w odciekach z odpadów w klasie ziarnowej 20÷200 mm i z procesu flotacji oraz ze zwałowiska składowanych przez okres około 0,5 roku i 20 lat,
- IV „wody niezadowalającej jakości” dla niklu (Ni) w odcieku z odpadów składowanych przez okres około 12 lat,
- II „wody dobrej jakości” dla cynku (Zn) ołowiu w odcieku z odpadów w klasie ziarnowej 0÷20 mm oraz składowanych przez okres 12 lat,

w pięciostopniowej skali (klasa I „wody bardzo dobrej jakości”, w których wartości elementów fizykochemicznych są kształtowane wyłącznie w efekcie naturalnych procesów zachodzących w wodach podziemnych, mieszczą się w

zakresie wartości stężeń charakterystycznych dla badanych wód podziemnych – tła hydrochemicznego i wskazują na wpływ działalności człowieka, klasa V „wody złej jakości", w których wartości elementów fizykochemicznych potwierdzają znaczący wpływ działalności człowieka).

W odniesieniu do przytoczonych kryteriów jakość odcieków z odpadów ulega pogorszeniu w przypadku zmiany cieczy wymywającej z wody destylowanej na syntetyczne wody opadowe (ciecze E i G). Odnotowane stężenia metali ciężkich wymywanych przez ciecz o niskim pH, z zachowaniem stosunku cieczy do fazy stałej L/S wynoszącego 2 l/kg, utrzymują się na poziomach odpowiadających następującym klasom jakości wód podziemnych:

- V „wody złej jakości" dla chromu (Cr) w odciekach z odpadów w klasie ziarnowej 20-200 mm oraz II „wody dobrej jakości" dla odpadów ze zwałowiska.
- V „wody złej jakości" dla niklu (Ni) i ołowiu (Pb),
- od IV „wody niezadowalającej jakości" do V „wody złej jakości" dla cynku (Zn) w odciekach z odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz od II „wody dobrej jakości" do V „wody złej jakości" dla odpadów ze zwałowiska.

Zwiększenie stosunku cieczy do fazy stałej L/S do 10 l/kg w procesie wymywania odpadów wpływa na obniżenie stężeń wymywanych metali ciężkich i tym samym klasyfikację odcieków do następujących klas jakości wód podziemnych:

- II „wody złej jakości" dla chromu (Cr) w odciekach z odpadów w klasie ziarnowej 0-20 mm oraz I „wody bardzo dobrej jakości" dla odpadów ze zwałowiska,
- III „wody zadowalającej jakości" dla ołowiu (Pb),
- IV „wody niezadowalającej jakości" dla cynku (Zn) w odciekach z odpadów w klasie ziarnowej 0-20 mm i III „wody zadowalającej jakości" dla odpadów ze zwałowiska.

Ze względu na zawartość niklu (Ni), mimo spadku stężenia, odcieki zaliczono do V klasy jakości wód podziemnych „wody złej jakości".

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Podsumowanie

Podsumowując ocenę jakości odpadów i odcieków z ich wymywania w świetle:

- obowiązujących standardów jakości gleby lub ziemi,
- kryteriów dopuszczania odpadów do składowania na składowiskach odpadów obojętnych,
- warunków, jakie należy spełnić przy odprowadzaniu wód odciekowych ze składowisk odpadów,
- kryteriów klasyfikacji wód podziemnych,

można stwierdzić, że uzyskane wyniki wskazują różne, potencjalne źródła zagrożeń środowiska gruntowo – wodnego ze strony metali ciężkich, wymywanych z odpadów pochodzących z eksploatacji węgla kamiennego.

Ocena całkowitej zawartości metali ciężkich w odpadach w świetle standardów jakości gleby lub ziemi wskazuje, że potencjalne zagrożenie ze strony analizowanych odpadów może być związane z obecnością chromu (Cr), niklu (Ni), baru (Ba) i ołowiu (Pb), przekraczającą poziom dopuszczalny dla gruntów grupy B *„grunty zaliczone do użytków rolnych, grunty leśne oraz zadrzewione i niezadrzewione, zabudowane i zurbanizowane z wyłączeniem terenów przemysłowych, użytków kopalnych oraz terenów komunikacyjnych”* na głębokości od 0,3 m ppt do 15 m ppt, o wodoprzepuszczalności do 10^{-7} m/s.

Powyższe wyniki różnią się od wyników oceny jakości odcieków.

Wyniki badań wymywania odpadów przez wodę destylowaną, prowadzonych zgodnie z normami grupy PN-EN 12457-1/2:2006, nie wykazały ponadnormatywnej wymywalności wyżej wymienionych metali, poza ołowiem (Pb), przekraczającym dopuszczalną graniczną wartość wymywania dla odpadów do składowania na składowisku odpadów obojętnych. Powyższa sytuacja ulega zmianie w przypadku zastosowania cieczy wymywającej o obniżonym pH, gdy obok ołowiu (Pb), odnotowano ponadnormatywną wymywalność chromu (Cr), niklu (Ni) i cynku (Zn).

Biorąc po uwagę warunki, jakie należy spełnić przy odprowadzaniu wód odciekowych ze składowisk odpadów, wymywalność metali ciężkich badana w laboratorium przy użyciu wody destylowanej, nie stanowi zagrożenia dla środowiska gruntowo – wodnego. W przypadku wymywania odpadów z użyciem syntetycznych wód opadowych stwierdzono możliwość wystąpienia zagrożeń związanych wymywaniem niklu (Ni) i cynku (Zn) w ilościach przekraczających najwyższe dopuszczalne dla nich wartości w wodach odciekowych ze składowisk odpadów.

Oceniając jakość odcieków z wymywania odpadów wodą destylowaną w świetle kryteriów klasyfikacji wód podziemnych, potwierdzono możliwość

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

wystąpienia zagrożeń związanych z obecnością wymytego z odpadów niklu (Ni) i ołowiu (Pb) na poziomach odpowiadającym IV lub V klasie jakości wód podziemnych.

Jakość odcieków z wymywania odpadów przez syntetyczne wody opadowe ulega pogorszeniu, przy czym dla procesu wymywania prowadzonego z zachowaniem stosunku cieczy do fazy stałej L/S wynoszącego 2 l/kg uzyskano wzrost stężeń ołowiu (Pb), niklu (Ni), cynku (Zn) i chromu (Cr) w odciekach do poziomów odpowiadających V klasie jakości wód podziemnych.

Wypływające z przeprowadzonej analizy wnioski wskazują na bezwzględną konieczność prowadzenia badań zawartości i wymywalności metali ciężkich z odpadów pochodzących z eksploatacji węgla kamiennego oraz dobór odpowiednich wymagań do oceny ich wyników, uzależniony od planowanego kierunku gospodarczego wykorzystania odpadów.

Literatura

1. Grynkiewicz-Bylina B., Rakwic B.: Wpływ wybranych parametrów środowiskowych na wielkość migracji metali ciężkich z odpadów górniczych. KOMEKO 2008, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych, Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Gliwice 2008.
2. Praca zbiorowa pod redakcją Stefana Góralczyka: Gospodarka surowcami odpadowymi z węgla kamiennego, Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, Warszawa, 2011.
3. Rakwic B.: Modelowanie hydrochemiczne jako element oceny przydatności odpadów z górnictwa podziemnego w budownictwie drogowym, Monografia Nr 36, KOMAG, Gliwice, 2011.
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 8 stycznia 2013 r. w sprawie kryteriów oraz procedur dopuszczania odpadów do składowania na składowisku odpadów danego typu, Dz.U. 2013 poz. 38.
5. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 15 lipca 2011 r. w sprawie kryteriów zaliczania odpadów wydobywczych do odpadów obojętnych, Dz.U. 2011 nr 175 poz. 1048.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

6. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 23 lipca 2008 r. w sprawie kryteriów i sposobu oceny stanu wód podziemnych, Dz.U. 2008 nr 143 poz. 896.
7. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 24 lipca 2006 r. w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego, Dz.U. 2006 nr 137 poz. 984 wraz z późn. zm.
8. Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r. w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi, Dz.U. 2002 Nr 165 poz. 1359.
9. Stefaniak S., Twardowska I.: Zmiany jakości wód podziemnych i powierzchniowych w wyniku kontaktu wód infiltracyjnych i zlewowych z obwałowaniem nasypu hydrotechnicznego wykonanego z odpadów górnictwa węglowego, Biuletyn Państwowego Instytutu Geologicznego 436/2 483-488, 2009.
10. Stefaniak S., Twardowska I.: Zmiany w profilu pionowym antropogenicznej strefy aeracji w wyniku reeksloatacji i redeponowania odpadów górnictwa węglowego, Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, Seria: Górnictwo z. 267, 2005.
11. Twardowska I., Szczepańska J., Witczak S.: Wpływ odpadów górnictwa węgla kamiennego na środowisko wodne. Ocena zagrożenia, prognozowanie, zapobieganie, Wydawnictwo Polskiej Akademii Nauk, 1988.
12. Witkowska-Kita B., Baic I.: Problematyka zakresu badań odpadów wydobywczych, KOMEKO 2012, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska systemy przeróbcze surowców mineralnych, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012.
13. Wojewoda Śląski, Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Katowicach: Stan środowiska w województwie śląskim w 2008 roku, Biblioteka Monitoringu Środowiska, Katowice, 2009.
14. Wojewoda Śląski, Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Katowicach: Stan środowiska w województwie śląskim w 2010 roku, Biblioteka Monitoringu Środowiska, Katowice, 2011.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

15. Wojewoda Śląski, Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Katowicach: Stan środowiska w województwie śląskim w 2011 roku, Biblioteka Monitoringu Środowiska, Katowice, 2012.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

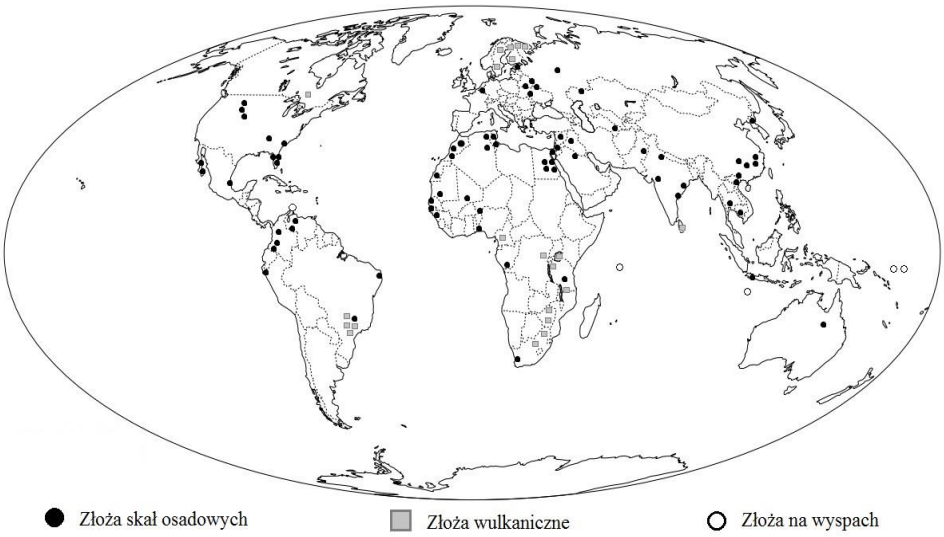
Technologie zagospodarowania odpadów z procesów przeróbki surowców fosforowych

Jolanta Biegańska, Ewelina Piątkowska, Aleksandra Pala - Politechnika Śląska

1. Wprowadzenie

Zgodnie z przyjętą klasyfikacją [1], fosfogips należy do grupy 06 Katalogu Odpadów, reprezentującej odpady z produkcji, przetwarzania, obrotu i stosowania produktów przemysłu chemii nieorganicznej. Jako produkt uboczny, fosfogips powstaje głównie przy produkcji kwasu fosforowego, będącego niezbędnym składnikiem nawozów mineralnych. W produkowanych nawozach fosfor występuje w postaci przyswajalnej przez rośliny i odgrywa znaczącą rolę w ich prawidłowym wzroście i rozwoju [2]. Ze względu na fakt, że niewystarczający poziom zawartości fosforu w glebach może prowadzić do zmniejszenia produktywności roślin uprawnych (głównie zbóż), konieczne jest stosowanie nawozów fosforanowych. Wydajność produkcji rolnej rośnie wprost proporcjonalnie do potrzeb żywieniowych ludności, a bezpieczeństwo produkcji żywności na świecie ściśle zależy od dostępu oraz efektywnego wykorzystania nawozów i surowców mineralnych niezbędnych do ich produkcji [3].

2. Światowe zasoby rud fosforowych



Rys.1. Ekonomiczne i potencjalnie ekonomiczne złoża fosforu w Świecie [3, 5]

Naturalne źródło fosforu stanowią minerały wchodzące w skład elementów skałotwórczych skorupy ziemskiej. Należą do nich: apatyty, skały pocho-

dzenia wulkanicznego i fosforyty, których jakość zależy od ich geochemicznego pochodzenia. Minerały pierwotne to najwyższej jakości surowce pochodzenia magmowego, do których należą apatyty. Minerały wtórne – fosforyty – występują w formie związanej z fluorkiem, węglanem, wodorotlenkiem lub chlorkiem wapnia i są minerałami pochodzenia osadowego [3, 4].

Złoża fosforytów można podzielić na dwa typy: takie, które są obecnie eksploatowane, oraz takie, które uznawane są za potencjalnie opłacalne [3 – 5]. Występowanie obu rodzajów złóż oznaczono na konturach mapy Świata [5].

Największe złoża pochodzenia osadowego odkryto w północnej Afryce, Chinach i w USA, natomiast wulkanicznego w Brazylii, Kanadzie, Finlandii, Rosji i południowej Afryce [6]. Znaczne zasoby fosforytów zidentyfikowano na szelfach kontynentalnych i w górach podwodnych na Oceanie Atlantyckim i Spokojnym. Ilość światowych zasobów fosforytów szacowana jest na ponad 300 bilionów Mg. Należy tutaj zwrócić szczególną uwagę na pojęcia "zasobu" i "rezerwy" surowca. Zasoby definiuje się jako ilość fosforytów o dowolnej jakości (w tym rezerwy), natomiast rezerwy to ilość tych fosforytów, których wydobycie jest opłacalne pod względem produkcyjnym [3, 4]. Tabela 1 przedstawia poziom eksploatacji złóż fosforytów w latach 2011 - 2012, na tle ich rezerw w poszczególnych państwach, według raportu "Mineral Commodity Summaries 2013" [6].

Szacuje się, że roczna wydajność światowego wydobycia fosforytów wzrośnie z 210 mln Mg do 256 mln Mg, z czego ponad 50% wzrostu wydobycia surowca ma nastąpić w północnej Afryce [6]. Największy projekt rozbudowy rozpoczął się w Maroku, gdzie wydajność wydobycia fosforytów do 2018 roku ma zostać zwiększona z 30 do 50 milionów Mg/rok. Inne kraje w Afryce, takie jak Angola, Kongo, Egipt, Etiopia, Namibia, Mali, Mozambik, Senegal, południowa Afryka, Tunezja, Uganda czy Zambia nie wykazały wzrostu wydajności wydobywczej w ubiegłych latach. Poza kontynentem Afryki, górnictwo fosforytów prezentuje się na różnych poziomach, czego przykładem są Australia, Brazylia, Kanada, Chiny, Nowa Zelandia[1].

Przewidywany wzrost rocznej zdolności wydobywczej dla fosforytów niesie ze sobą prognozy skojarzonego wzrostu produkcji kwasu fosforowego i nawozów. Wzrost liczby ludności na świecie oznacza zapotrzebowanie na nawozy fosforanowe, uprawę roślin, żywność i biopaliwa. Światowa konsumpcja P_2O_5 w nawozie ma wzrosnąć z 41,9 mln Mg w 2012 do 45,3 mln Mg w 2016 roku [6].

[1] *ujęta w innych krajach*

Światowe wydobycie i rezerwy fosforytów w latach 2011 – 2012 [6]

Tabela 1

Kraj	Wydobycie [Mg]		Rezerwy [Mg]
	2011	2012	
USA	28 100	29 200	1 400 000
Algeria	1 500	1 500	2 200 000
Australia	2 650	2 600	490 000
Brazylia	6 200	6 300	290 000
Kanada	900	900	2000
Chiny	81 000	89 000	3 700 000
Egipt	3 500	3 000	100000
Indie	1 250	1 260	6 100
Irak	30	150	460 000
Izrael	3 100	3 000	180 000
Jordania	6 500	6 500	1 500 000
Meksyk	1 510	1 700	30 000
Maroko i zachodnia Sahara	28 000	28000	50 000 000
Peru	2 540	2 560	820 000
Rosja	11 200	11 3000	1 300 000
Arabia Saudyjska	1 000	1 700	750 000
Senegal	980	980	180 000
południowa Afryka	2 500	2 500	1 500 000
Syria	3 100	2 500	1 800 000
Togo	730	865	6 0000
Tunezja	5 000	6 000	100 000
Inne kraje	6 790	6 000	390 000
Razem (w zaokrągleniu)	198 000	210 000	67 000 000

Najnowsze informacje wskazujące na rozwój przemysłu wydobywczego surowców fosforowych powodują pewien zwrot akcji w polityce rynku nawozowego. Dotychczas przewidywano osiągnięcie szczytu przez fosforytowy przemysł wydobywczy i zapowiadano dalszy spadek wydajności produkcyjnej nawozów fosforowych [7, 8], co miało zasadniczy wpływ na kształtowanie się cen rynkowych nawozów. Obecnie dowodzi się, że rezerwy fosforytów są cztery razy większe i załamanie rynku, czy ograniczenia w produkcji rolnej nie będą miały miejsca [3, 9]. Problematykę tą skrupulatnie wyjaśniają autorzy w artykule *Perspektywy wykorzystania surowców fosforowych o niskiej zawartości P_2O_5 w procesie produkcji preparatów nawozowych typu PAPR* [3]. Realnym zagrożeniem dla przyszłości światowego wydobycia i dystrybucji fosforytów może być natomiast perspektywa kontroli rynku przez potentatów

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

przemysłu fosforowego. Dopóki więc nie będą dostępne dodatkowe źródła fosforu i znacznie nie wzrośnie recykling fosforu, przewiduje się, że do 2100 roku 89% światowych rezerw będzie zależne od Maroka i Chin, do których już teraz należy 77% udziałów [10].

Bez względu na dalsze zmiany w sytuacji gospodarczej dotyczącej surowców fosforowych, produkcja nawozów zawsze będzie miała swoje odzwierciedlenie w przemyśle przetwórczym oraz w dziedzinie gospodarki odpadami. Obecnie wiadomo, że na każdy jeden Mg kwasu fosforowego, wytwarzanego do produkcji nawozów, przypada 4-5 Mg odpadowego fosfogipsu, który w większości jest kierowany na składowiska [4, 11].

3. Technologie przeróbki surowców fosforowych

Można wyróżnić dwie powszechnie znane metody otrzymywania kwasu ortofosforowego: metodę termiczną i metodę mokrą.

Pierwsza z metod polega na otrzymywaniu fosforu elementarnego z surowca fosforowego poprzez absorpcję pięciotlenku fosforu w wodzie (utlenianie fosforu do P_2O_5); druga, metoda mokra, na wymywaniu fosforu z minerałów za pomocą kwasu siarkowego, azotowego lub solnego. Działanie to powoduje wytrącenie się związków wapnia (fosfogipsu) i ekstrakcyjnego kwasu fosforowego [4, 12]. Metoda termiczna zapewnia otrzymanie kwasu o dużym stężeniu i małej zawartości zanieczyszczeń, jednakże jest mniej ekonomiczna i bardziej wymagająca technologicznie niż metoda mokra, w której uzyskuje się ok. 30% mas. P_2O_5. Takie stężenie jest często niewystarczające, dlatego też kwas poddaje się następnie zatężaniu [12]. Mała zawartość P_2O_5 odnosi się najczęściej do niskiej jakości surowca fosforowego.

Dla przemysłu nawozowego ważne jest, aby dążyć do uzyskiwania nawozów z dostępnych materiałów o możliwie najniższym koszcie jednostkowym, dlatego opracowywane są nowe technologie wykorzystujące fosforyty o niskiej zawartości P_2O_5. Przykład stanowi technologia typu PAPR (Partially Acidulated Phosphate Rock) polegająca na częściowym rozkładzie zmielonego fosforytu kwasem siarkowym lub fosforowym [13 – 15]. Głównymi składnikami nawozu nieorganicznego typu PAPR są: diwodorofosforan wapnia, fosforan triwapnia i siarczan wapnia. Najważniejszym czynnikiem decydującym o właściwościach chemicznych nawozów PAPR jest jakość zastosowanego surowca fosforowego w odniesieniu do jego reaktywności, zawartości zanieczyszczeń oraz do zawartości P_2O_5. Główni specjaliści z dziedziny technologii chemicznej utrzymują, iż metoda typu PAPR należy do bardzo obiecujących [12].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

4. Odpadowy fosfogips

Światowa ilość wytwarzanego fosfogipsu szacowana jest na około 100 - 280 mln Mg rocznie [11]. Jest to najczęściej generowany odpad bez zastosowania żadnych metod jego przetwarzania. Podstawowym składnikiem fosfogipsu jest dwuwodny siarczan wapnia, który nie wywiera negatywnego wpływu na środowisko pod warunkiem, że nie jest zanieczyszczony innymi składnikami, np. związkami fosforu przetworzonego na niecałkowicie usunięty kwas ortofosforowy, związkami fluoru, krzemu, magnezu, glinu, chloru, siarki oraz metalami ciężkimi, lantanowcami czy radionuklidami. Fosfogipsy uzyskane z surowca fosforytowego najczęściej wykazują radioaktywność i zawierają metale ciężkie, natomiast uzyskane z surowca apatytowego uznawane są za odpady praktycznie nie zawierające tego typu związków. Przybliżone przedziały dla zawartości głównych składników oraz zanieczyszczeń w surowcach fosforowych przedstawia tabela 2.

Przybliżone zestawienie porównawcze dla zawartości zanieczyszczeń w surowcach apatytowych i fosforytowych [4]

Tabela 2

Nazwa związku/składnika	Apatyty	Fosforyty
Składniki [% wag.]		
Fosfor P	35 - 40	30 - 37
Wapń Ca	48 - 54	48 - 54
Fluor F	1 - 4	1 - 4
Zanieczyszczenia [ppm]		
Arsen Ar	1 - 10	1 - 10
Kadm Cd	0 - 2	0 - 2
Rtęć Hg	< 0,1	< 1
Metale ciężkie	50 - 150	200 - 800
Latanowce	1 400 – 6 300	100 - 900
Radionuklidy	10 - 110	700 – 1 400

Surowce wykorzystywane do produkcji kwasu fosforowego muszą spełnić wymagania jakościowe niezbędne do przeprowadzenia procesu przeróbki minerału, w związku z czym przeprowadza się analizy składu dostarczanych minerałów pod kątem zawartości kluczowych związków. Bez względu na pochodzenie surowca, minimalna zawartość fosforu powinna zawierać się w granicach 30 - 35% [16]. Kontrolowana jest także zawartość związków zanieczyszczających, a w szczególności kadmu, fluoru, siarki, glinu magnezu, żelaza, krzemu. Skład surowca przekłada się na skład odpadowego fosfogipsu. Im bardziej zanieczyszczony surowiec, tym trudniejszy do zagospodarowania odpad.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

W związku z poszukiwaniem kierunków zagospodarowania fosfogipsu oraz na potrzeby rekultywacji biologicznej hałdy zbadano wybrane właściwości fizykochemiczne fosfogipsu [17]. Analizy wykazały, że wyciągi wodne fosfogipsu półwodzianowego są silnie kwaśne (ich odczyn wynosił 2,6 pH) i silnie zasolone. Kwasowość zmniejszała się wraz z upływem czasu składowania fosfogipsu na skutek wymywania pozostałości kwasów do głębszych warstw. W procesie rekultywacji hałdy wykazano wyższą zawartość niektórych składników chemicznych w roślinach (azotu, wapnia, popiołu), jednakże mieściły się one w przedziale zawartości wzorcowych.

5. Zagospodarowanie fosfogipsu

Zagospodarowanie fosfogipsu jest problematyczne ze względu na obecne w nim zanieczyszczenia, a jego oczyszczanie jest energochłonne i wiąże się z produkcją znacznych ilości ścieków. Do tej pory główną metodą postępowania z fosfogipsem było jego składowanie, obecnie podejmuje się więcej prób unieszkodliwienia tego odpadu, na przykład poprzez wykorzystywanie fosfogipsu jako surowca do produkcji materiałów budowlanych, w budownictwie drogowym, do otrzymywania siarki elementarnej i kwasu siarkowego, w rolnictwie, do niwelacji wyrobisk górniczych, a także rekultywacji terenów zdegradowanych [4, 17 – 19]. Poniżej przytoczono najważniejsze informacje dotyczące znanych technologii zagospodarowania fosfogipsu:

- Dodatek fosfogipsu został zastosowany w opatentowanej technologii utylizacji osadów z komunalnych oczyszczalni ścieków [20]. Dodanie mielonego fosfogipsu o odpowiednim uziarnieniu i obróbce fizykochemicznej poprawiło właściwości użytkowe produktu poprzez dostarczenie fosforu w postaci fosforanów, równomierne dawkowanie w warstwę gleby i jednakowe odkwaszanie gleby w całej warstwie.
- W Finlandii w latach 1998 - 2002 zrealizowano projekt badawczy dotyczący zastosowania fosfogipsu i popiołów lotnych do budowy dróg. Analizowana próbka fosfogipsu pochodziła z zakładów chemicznych w Siilinjärvi (Kemira Phosphates), w których stosowany był apatyt. Wykonano badania próbek zawierających 90% fosfogipsu, 5% popiołów lotnych i 5% spoiwa. Spoiwo zastępowano także cementem lub mieszanką granulowanego żużla wielkopiecowego z cementem w odpowiedniej proporcji [4].
- W Instytucie Badawczym Dróg i Mostów w Warszawie pracowano nad określeniem potencjalnych kierunków zastosowania fosfogipsu w drogownictwie [4]. Wykorzystywany fosfogips był uprzednio prażony w temp. 180 – 230°C z dodatkiem wapna palonego, chlorku baru i siarczanu żelazowego

do uzyskania sproszkowanej postaci o właściwościach wiążących i odczynie bliskim obojętnemu lub lekko zasadowym.

- Instytut Chemii Nieorganicznej (obecnie Instytut Nawozów Sztucznych Oddział Chemii Nieorganicznej „IChN" w Gliwicach) we współpracy z Instytutem Badawczym Dróg i Mostów w Warszawie w latach 2007 - 2009 wykonał projekt badawczy pt. „Zastosowanie odpadów fosfogipsowych do budownictwa drogowego" [4]. Raport przedstawia, że możliwe jest zagospodarowanie badanych fosfogipsów w mieszankach z popiołami lotnymi do budownictwa drogowego.
- Trwają badania nad zastosowaniem fosfogipsu w mieszance rekultywacyjnej z odpadów komunalnych i przemysłowych, jako składnika optymalizującego parametry fizykochemiczne badanego kompozytu.

Wybór metody zagospodarowania fosfogipsu jest uwarunkowany przede wszystkim ilością jego wytwarzania w ciągu roku. Fosfogipsy stanowią najliczniej generowane ze wszystkich odpadów chemii nieorganicznej i niestety w dalszym ciągu należą do najczęściej deponowanych na składowiskach. W latach 2008 - 2010 w Polsce ponad 82% odpadów grupy 06 unieszkodliwiono przez składowanie, z czego największą część tworzyły właśnie fosfogipsy (06 09 80) i fosfogipsy wymieszane z żużlami, popiołami paleniskowymi i pyłami z kotłów (06 09 81) [4]. Fosfogipsy niewątpliwie stanowią więc obszar gospodarki odpadami, wymagający dalszego poszukiwania innowacyjnych metod ich zagospodarowania.

6. Podsumowanie

Mimo faktu, iż światowe rezerwy surowców fosforowych szacuje się na 67 mln Mg, sugeruje się stosować ich racjonalną eksploatację, ze względu na nieprzewidywalną sytuację gospodarczą podyktowaną szeregiem uwarunkowań politycznych. Perspektywa przejęcia kontroli nad rynkiem nawozowym przez potentatów przemysłu fosforowego stanowi realne zagrożenie dla przyszłości światowego wydobycia i dystrybucji fosforytów [10]. Niezbędne jest poszukiwanie nowych źródeł fosforu i zwiększenie recyklingu tego pierwiastka, aby zapewnić pewnego rodzaju niezależność udziałom państw na rynku nawozowym.

Dopóki rośnie zapotrzebowanie na produkcję nawozów fosforowych i dostępne będą surowce niezbędne do ich wytworzenia, dopóty tematyka technologii przeróbki surowców fosforowych pozostanie otwarta, a problematyka zagospodarowania fosfogipsu nierozwiązana.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 27 września 2001 w sprawie katalogu z odpadów., Dz.U. Nr 112, poz. 1206, 2001: p. 8585-8616.
2. Łuszczak E., Ciereszko I.: Mechanizmy dostosowawcze roślin do warunków niedoboru fosforu, Postępy Nauk Rolniczych, 2011, 3(2011): p. 33-46.
3. Hoffmann K., Skut J., Hoffmann J.: Perspektywy wykorzystania surowców fosforowych o niskiej zawartości P_2O_5 w procesie produkcji preparatów nawozowych typu PAPR, Zrównoważona produkcja i konsumpcja surowców mineralnych, Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN: Kraków 2011.
4. Cichy B.: Odpady nieorganiczne przemysłu chemicznego - Foresight technologiczny, Oddział Chemii Organicznej "IChN" w Gliwicach, Gliwice, 2012.
5. Food and Agriculture Organizations of the United Nations, Use of phosphate rocks for sustainable agriculture, Fertilizer Aand Plant Nutrition Biulletin, 2004, 13.
6. U.S. Geological Survey, Mineral commodity summaries 2013, U.S. Geological Survey, 2013: p. 198.
7. Vaccari D.A., Phosphorus: A Looming Crisis, Scientific American, 2009, 300(6): p. 54-59.
8. Sattari S.Z., Bouwman A.F., Giller K.E., van Ittersum M.K.: Residual soil phosphorus as the missing piece in the global phosphorus crisis puzzle, Proceedings of the National Academy of Sciences of the United States of America, 2012, 109(16): p. 6348-6353.
9. Clabby C.: Does Peak Phosphorus Loom? Scientists make the case that easily accessible supplies of an essential element are being depleted, American Scientist, 2010, 98(4): p. 291-292.
10. Cooper J., Lombardi R., Boardman D., Carliell-Marquet C.: The future distribution and production of global phosphate rock reserves, Resources Conservation and Recycling, 2011, 57: p. 78-86.
11. Tayibi H., Choura M., López F.A., Alguacil F.J., López-Delgado A.: Environmental impact and management of phosphogypsum, Journal of Environmental Management, 2009, 90(8): p. 2377-2386.
12. Donigiewicz F., Wadowski M., Skiba T., Hoffmann K., Hoffmann J.: Study on the concentration of wet progress phosphoric acid for feed phosphates receiving requirements, Proceedings of ECOpole, 2010, 4(1): p. 121-126.
13. Barreiro I., Casanova E., Castillo J.R.: Technology to produce partial acidulated phosphate rock (PAPR), Vision Tecnologica, 2002, 9(2): p. 119-132.
14. Golden D.C., White R.E., Tillman R.W., Stewart R.B.: Partially Acidulated Reactive Phosphate Rock (PAPR) Fertilizer and its Reactions in Soil .1.

Initial Movement of Dissolved Ions and Solubility of The phosphate Rock Residue., Fertilizer Research, 1991, 28(3): p. 281-293.

15. Golden D.C.,. Stewart R.B, Tillman R.W., White R.E.: Partially Acidulated Reactive Phosphate Rock (PAPR) Fertilizer and its Reaction in soil. 2. Mineralogy and Morphology of the Reaction - Products., Fertilizer Research, 1991, 28(3): p. 295-304.
16. Zakłady Chemiczne "POLICE" SA, Karta wymagań jakościowych surowca.
17. Nowak W.: Rekultywacja biologiczna hałdy fosfogipsu w zakładach chemicznych "Wizów" S.A., Zeszyty naukowe Uniwersytetu Przyrodniczego we Wrocławiu, 2006, Rolnictwo LXXXVIII(545): p. 9.
18. Siuta J.: Odpady w rekultywacji gruntów, Inżynieria Ekologiczna, 2007, 19: p. 59-78.
19. Hoffmann J, Hoffmann K.: Badania nad możliwościami wykorzystania w nawozach mineralno-organicznych odpadów z zakładu związków fosforowych, Proceedings of ECOpole, 2009, 3(2): p. 461-464.
20. Słomkiewicz P.M., Zdenkowski J.A.: The technology of the utilization composition sludges from sewage plant with phosphogypsum - waste from phosphorus industry, Prace Naukowe Politechniki Szczecińskiej. Instytut Technologii Nieorganicznej, 1998(547): p. 87-90.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Czy wiesz, że...

... firma Joy Global oferuje nowy kombajnowy kompleks ścianowy do niskich pokładów węgla, zapewniający znacznie wyższą wydajność, poprawę bezpieczeństwa pracy oraz obniżenie jednostkowych kosztów wydobycia. Kompleks osiąga wydajność przekraczającą 300 000 ton/miesiąc, a ilość odpadów, w porównaniu z powstającymi podczas pracy kompleksu strugowego w podobnych warunkach, jest mniejsza o 40%. System wyposażono w panel umożliwiający zdalne sterowanie jego pracą zarówno w trybie automatycznym, jak i ręcznym. Nowy kombajn ułatwia pracę obsługi, związaną ze zmianami warunków geologicznych w ścianie (wysokością urabiania, twardością skał). W przypadku przechodzenia przez warstwę skały nie trzeba zatrzymywać jego pracy, ani prowadzić robót strzałowych.

Coal International 2013 nr 1 s.60

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Odkamienianie urobku węglowego metodą suchej separacji

Ireneusz Baic, Wiesław Blaschke, Stefan Góralczyk, Wojciech Sobko, Józef Szafarczyk - Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

1. Wprowadzenie

W ostatnich latach obserwuje się renesans procesu wzbogacania urobku węglowego na powietrznych stołach koncentracyjnych. Urządzenia te są znane od dziesiątków lat. Pierwszy stół zbudowano w USA już w 1919 r. W okresie międzywojennym wdrożono powietrzne stoły koncentracyjne w Anglii (1925 r.), a następnie w Niemczech, Polsce i Belgii (1928 r.).

Rozwarstwienie materiału według gęstości poszczególnych składników przeprowadza się w ciągłym wznoszącym się strumieniu powietrza, przepływającego przez otwory w płycie stołu, przy równoczesnym poddawaniu tej płyty wahadłowemu ruchowi umożliwiającemu przesuwanie się ziaren po jego powierzchni.

Płyta stołu wykonana jest z blachy dziurkowanej lub plecionej siatki. We wznoszącym się strumieniu powietrza ziarna opadają z prędkością zależną od ich gęstości. Tworzą się warstwy ziarn: najcięższe ziarna przesuwają się po powierzchni stołu a najlżejsze znajdują się w górnej warstwie. Produkty te były odbierane do zbiorników znajdujących się poza płytą stołu. Najlżejsze ziarna (koncentrat) wydzielane były w pobliżu miejsca załadowania urobku a najcięższe w końcowej części stołu. Płyty stołu posiadały ulistwowienie (listwy drewniane, kątowniki) o zmiennej wysokości pozwalające na poruszanie się ziarn kamienia pomiędzy nimi.

Opracowano wiele konstrukcji powietrznych stołów koncentracyjnych. Ich opisy można znaleźć w krajowych podręcznikach [2, 3, 6, 16].

Powietrzne stoły koncentracyjne, ze względu na małą dokładność rozdziału, zostały wyparte przez mokre metody wzbogacania (osadzarki, ciecze ciężkie). W rejonach braku wody pracowały i nadal pracują powietrzne stoły koncentracyjne nowszych konstrukcji [4, 5]. Ich dokładność rozdziału jest także stosunkowo nieduża (duże straty węgla w odpadach i w produktach pośrednich). W Chinach, już po 2000 r., opracowano nową konstrukcję powietrznych stołów koncentracyjnych [14]. Stoły te wykorzystuje się do wstępnego usuwania części ziarn kamienia (skały płonnej) z urobku węglowego przed poddaniem go do mokrych procesów wzbogacania w zakładach. Badania pokazały, że najlepszy rozdział zachodzi przy teoretycznej gęstości rozdziału równej 2,0 g/cm^3, a więc w obszarze gęstości produktów odpadowych (gęstość >1,8 g/cm^3).

Usunięcie większej części skały płonnej pozwala na uproszczenie układu technologicznego zakładu przeróbczego. Zmniejsza się ilość nadawy kiero-

wanej do wzbogacania w osadzarkach oraz ilość maszyn i urządzeń. Można też zwiększyć ilość urobku kierowanego do zakładu przeróbczego itd. Korzyści te pozwalają na pominięcie faktu małej dokładności wzbogacania, gdyż celem tej operacji nie jest otrzymanie czystych koncentratów węglowych, a jedynie usunięcie części frakcji kamienia.

Chińskie powietrzne stoły koncentracyjne spotkały się z dużym zainteresowaniem w USA [9], Indiach [12], Turcji [11], RPA [7], a także w innych krajach. W oparciu o doświadczenia tych krajów [8, 10]. Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego zakupił, poprzez firmę WARKOP Sp. z o.o. (przedstawiciela na Polskę producenta stołów – firmy Tangshan Shenzou Machinery Co. Ltd.) powietrzny stół koncentracyjny FGX-1 dla swego oddziału zamiejscowego Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego. Zakup był poprzedzony próbą wzbogacania 2 Mg krajowego urobku węglowego przesłanego do Chin [15]. Pozytywny wynik rozdziału tego węgla potwierdził celowość zakupu powietrznego stołu koncentracyjnego i zabudowania na jego bazie stanowiska badawczego w skali półtechnicznej. Stanowisko to zostało zlokalizowane na terenie Zakładu Górniczego „Sobieski" wchodzącego w skład Południowego Koncernu Węglowego S.A.

2. Powietrzny stół koncentracyjny typu FGX-1

Urządzenia FGX (rys. 1) składają się z perforowanego stołu roboczego (rys. 2), urządzenia wibracyjnego, komory powietrznej, napędu i mechanizmu pozwalającego zmieniać kąty nachylenia stołu. Nadawa surowego węgla jest podawana poprzez wibrujący zasilacz na stół roboczy pochylony pod różnymi kątami w osi poprzecznej i podłużnej, wprawiany w ruch wibracyjny przez wibrator.

Pod spodem stołu znajduje się kilka komór powietrznych zasilanych przez wentylator odśrodkowy. Zawirowane powietrze przechodzi przez otwory w stole tworząc wznoszący prąd powietrza. Materiał drobny w nadawie wraz z powietrzem stanowi autogeniczny ośrodek (medium), tzn. tworzy z powietrzem zawiesinę (suspensję) „powietrze-ciało stałe" nazywane czasami złożem fluidalnym. Tworzy to w rezultacie warunki do skrępowanego opadania cząstek złoża w zależności od ich wielkości i gęstości. Pod wpływem połączonych sił: odśrodkowej i prądu powietrza, złoże węgla surowego unosi się i w zależności od gęstości materiału różnicuje się. A mianowicie: materiał lżejszy znajduje się na powierzchni złoża zawiesinowego, a frakcje o wyższej gęstości znajdują się w dolnej jego partii.

W urządzeniu wykorzystuje się efekt tzw. upłynnienia, który powstaje w wyniku interakcji pomiędzy gęstością drobnych cząstek stanowiących zawie-

sinę a bardziej gruboziarnistymi cząstkami złoża, co doprowadza do poprawy rozdziału frakcji gruboziarnistych.

Proces wzbogacania przebiega podobnie do procesu wzbogacania w cieczy ciężkiej przy czym ośrodkiem, w którym następuje rozdział jest złoże fluidalne. Z uwagi na to, że stół pochylony jest w kierunku poprzecznym, materiał o małej gęstości znajdujący się na powierzchni złoża fluidalnego ma tendencję do przesuwania się po tej powierzchni i spadania w sposób ciągły, pod wpływem sił grawitacji, poprzez przegrodę usytuowaną na brzegu stołu (przesypem węgla wzbogaconego). Materiał o wyższej gęstości koncentruje się w dolnej części złoża fluidalnego i przesuwając się w kierunku wylotu kamienia jest odprowadzany przegrodą kierującą go do zsypu kamienia (rys. 3). W zależności od rodzaju nadawy i sposobu ustawienia maszyny może być wytwarzanych wiele rodzajów produktów (frakcje: kamienia, przerostów węglowo-kamiennych, łupków, węgla wysokopopiołowego, węgla niskopopiołowego) dostosowanych do wymogów użytkowników. Z reguły wydziela się trzy produkty, ale można ustawić przegrody tak, że otrzymuje się pięć a nawet dziewięć produktów. Mając na uwadze ochronę środowiska przed zapyleniem – stół przykryty jest zadaszeniem wraz z zabudowanym odpylaczem, gdzie utrzymywane jest ujemne ciśnienie. Zaznaczyć należy, że 75% zapylonego powietrza cyrkuluje w obiegu tzn. za pomocą wentylatora przechodzi przez odpylacz cyklonowy i jest powtórnie używane. Natomiast 25% powietrza po odpyleniu przez odpylacz workowy, ze sprawnością 99,5% uchodzi do atmosfery. W ten sposób urządzenie spełnia surowe wymogi standardów ochrony środowiska.

Rys.1. FGX-1 – na placu zwałowym [źródło: opracowanie własne]

Rys.2. Płyta robocza powietrznego stołu koncentracyjnego
[źródło: opracowanie własne]

Rys.3. Rozdział produktów na płycie roboczej [źródło: opracowanie własne]

Powietrzne stoły koncentracyjne produkowane są w dziesięciu modelach o wydajnościach: FGX-1 (10 Mg/h), FGX-2 (20 Mg/h), FGX-3 (30 Mg/h),

FGX-6 (60 Mg/h), FGX-9 (90 Mg/h), FGX-12 (120 Mg/h), FGX-18A (180 Mg/h), FGX-24 (240 Mg/h), FGX-24A (240 Mg/h), FGX-48 (480 Mg/h). Modele z literą „A" składają się z dwóch separatorów zabudowanych w jednym urządzeniu.

3. Stanowisko badawcze do suchego odkamieniania urobku

W poprzednim rozdziale opisano, w sposób uproszczony, zasady wzbogacania urobku węglowego na powietrznym stole koncentracyjnym. Stół koncentracyjny jest jednym z elementów stanowiska badawczego przygotowanego do procesu odkamieniania. Urobek kierowany do tego procesu musi być odpowiednio przygotowany a proces separacji odpowiednio prowadzony. Na rysunku 4 przedstawiono schemat blokowy stanowiska badawczego. Składa się on z sześciu modułów. Poniżej przedstawiono poszczególne moduły wraz z ich wyposażeniem.

MODUŁ ZASILANIA (I) stanowi:

- przenośnik taśmowy z zabudowanym falownikiem do regulacji prędkości obrotowej bębna; regulacja wydajności przenośnika umożliwia płynną regulację podawanego materiału do kolejnych procesów uwzględnionych w określonym zakresie badawczym,
- zbiornik zasypowy z lejem, zabudowany nad przenośnikiem zasilającym, służący do magazynowania materiału badawczego oraz utrzymania określonej wymaganej płynności podawania materiału badawczego.

MODUŁ KLASYFIKACJI (II) stanowi:

- przesiewacz wibracyjny z możliwością wymiany pokładu sitowego; wymagane będą sita blaszane o oczku Ø120 mm, Ø100 mm, Ø80 mm, Ø60 mm, Ø50 mm, Ø40 mm, Ø31,5 mm, Ø20 mm, Ø16 mm oraz sito prętowe o szczelinie 12 mm, 9 mm i 6 mm,
- przenośnik do odbioru produktu dolnego klasyfikacji, z zabudowaną wagą taśmową do rozliczeń finansowo – technologicznych.

MODUŁ ROZDRABNIANIA (III) stanowi:

- przenośnik nadawy,
- kruszarka szczękowa z regulowaną płynnie szczeliną, umożliwiającą wykonanie operacji rozdrabniania od 80 do 20 mm.

MODUŁ WZBOGACANIA (IV) stanowi:

- przenośnik zasilający urządzenie do suchego odkamieniania z zabudowaną wagą do rozliczeń finansowo – technologicznych oraz zabudowanym na przenośniku próbobiornikiem do poboru prób materiału z całej szerokości taśmy przenośnika nadawy,

– urządzenie do suchego wzbogacania (FGX-1) w skład którego wchodzi: lej nadawczy, podajnik dozujący, stół roboczy do suchego odkamieniania, układ zasilający stół roboczy w sprężone powietrze, układ odpylający,
– zestaw odbierający produkty rozdziału w skład którego wchodzi: trójkomorowy zbiornik do odbioru frakcji lekkiej (węgla), pośredniej (przerost), ciężkiej (odpady), waga elektroniczna do pomiaru ilości poszczególnych frakcji oraz 3 przenośniki odbierające rozdzielone frakcje.

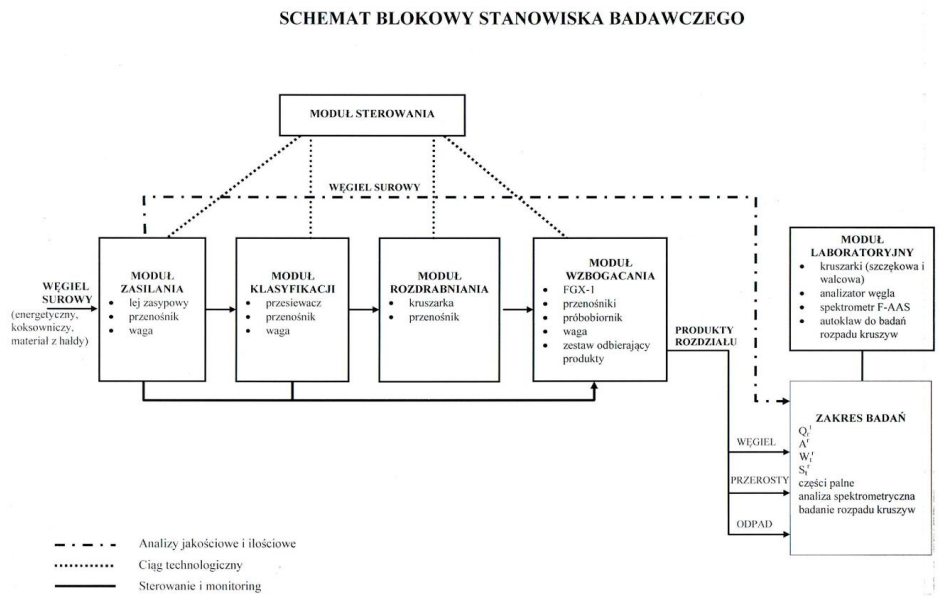
MODUŁ STEROWANIA (V) obejmuje:

– zestaw sterująco-kontrolny z szafą sterowniczą,
– panel komputerowy,
– kamerę wizyjną.

MODUŁ LABORATORYJNY (VI) obejmujący:

– laboratoryjną kruszarkę szczękową typu LAB 03-260,
– laboratoryjną kruszarkę walcową typu LAB 08-240/Z,
– laboratoryjny analizator węgla – WILPO Z 241.

Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego IMBiGS posiada obecnie MODUŁ WZBOGACANIA (IV) oraz częściowe wyposażenie MODUŁU STEROWANIA (V). Moduły te pozwalają już obecnie na prowadzenie wstępnych badań odkamieniania urobku węglowego.



Rys.4. Schemat blokowy stanowiska badawczego do wstępnego suchego odkamieniania węgla kamiennego [źródło: opracowanie własne]

4. Parametry techniczne i technologiczne wpływające na skuteczność odkamieniania urobku węglowego

Producent powietrznych stołów koncentracyjnych typu FGX na podstawie własnych badań a także doświadczeń przemysłowych zebranych z funkcjonujących zakładów przeróbczych wykorzystujących technologię suchego odkamieniania opracował ogólne zalecenia dotyczące prowadzenia procesu separacji. W zaleceniach tych producent zwraca uwagę na możliwość regulacji następujących parametrów technicznych powietrznego stołu koncentracyjnego:

- wysokość położenia progu przesypowego w strefie odbioru produktu lekkiego (węglowego),
- wysokość położenia progu przesypowego w strefie odbioru produktu pośredniego, wysokość położenia progu przesypowego w strefie odbioru produktu ciężkiego (odpadowego),
- kąt podłużny ustawienia płyty roboczej w zakresie od 0° do -2°,
- kąt poprzeczny ustawienia płyty roboczej w zakresie od 0° do -10°,
- ilość doprowadzonego powietrza pod poszczególne strefy rozdziału badanego materiału, ustawienia klap regulujących kierowanie rozdzielonych strug materiału do określonych zdefiniowanych produktów rozdziału.

Regulacja poszczególnych wyżej wymienionych parametrów technicznych odbywać się musi w trakcie badań próbnych (wstępnych) tak, aby otrzymać najkorzystniejszy rozdział nadawy na poszczególne produkty.

Doświadczenia zagraniczne pokazują, że skuteczność rozdziału zależy także od parametrów technologicznych kierowanej do wzbogacania nadawy. Zauważono, że wpływ na dokładność rozdziału mają następujące parametry:

- wilgoć całkowita,
- wymiar rozdzielanego materiału badawczego,
- zakres klasy ziarnowej,
- udział klasy ziarnowej 6 – 0 mm,
- relacja ilości kamienia do ilości węgla,
- zawartość popiołu w materiale badawczym,
- zawartość siarki pirytowej w materiale badawczym,
- zawartość produktu pośredniego (przerostu) w nadawie.

Podkreślono, że najważniejszym parametrem technologicznym jest zawartość wilgoci powierzchniowej, a także skład ziarnowy nadawy. Zwrócono także uwagę na konieczność określenia:

- zapotrzebowania powietrza na rozdział materiału w funkcji wilgoci,
- zależności wydajności urządzenia w funkcji granulacji i zawartości wilgoci.

W Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego opracowana została metodyka badawcza dla suchego odkamieniania urobku prowadzona na urządzeniu FGX-1. Metodyka ta będzie weryfikowana w trakcie prowadzenia prób ćwierćtechnicznych na posiadanym stanowisku badawczym.

5. Przykładowe rezultaty wzbogacania węgla

Stanowisko badawcze suchego odkamieniania urobku węglowego, będące w dyspozycji IMBiGS jest obecnie testowane w celu opanowania przez pracowników sposobów jego działania. Prowadzone są też wstępne próby rozdziału urobku. Nie przytaczamy otrzymanych rezultatów, gdyż proces ten nie jest jeszcze zoptymalizowany. Dla informacji o uzyskiwanych wynikach wzbogacania, w tabeli 1 zamieszczono dane z przemysłowej separacji urobku na urządzeniu FGX-3.

Rezultaty wzbogacania trzech prób węgla (źródło: opracowanie własne na podstawie [1, 13])

Tabela 1

Numer próby	I		II		III	
Klasa ziarnowa [mm]	50-6	50-0	50-6	50-0	50-6	50-0
Zawartość popiołu w nadawie [%]	25,30	24,40	22,88	23,35	26,84	26,94
Gęstość rozdziału [g/cm^3]	1,82		1,95		2,14	
Wychód koncentratu [%]	74,36	80,26	78,71	80,91	80,57	84,02
Zawartość popiołu w koncentracie [%]	9,79	13,97	10,68	13,08	14,23	16,93
Wychód odpadów [%]	25,64	19,74	21,29	19,09	19,43	15,98
Zawartość popiołu w odpadach [%]	69,24	70,88	67,97	66,87	79,12	79,58
Rozproszenie prawdopodobne	0,26		0,25		0,18	

Przedstawione w tabeli 1 wyniki pokazują, że można otrzymać dość czyste, jak na węgiel energetyczny, koncentraty. Węgiel surowy nie był zbytnio zanieczyszczony skałą płonną (średnio ok. 20%). Proces był prowadzony przy wysokich gęstościach rozdziału a więc miał za zadanie usunąć część kamienia. Węgiel był prawdopodobnie łatwo wzbogacalny. Dokładność rozdziału określona wskaźnikiem rozproszenia prawdopodobnego była na poziomie dokładności pracy osadzarek.

Zamieszczone w tabeli 1 rezultaty wzbogacania węgla, pochodzącego z jednej z chińskich kopalni, są jedynie ilustracją możliwości powietrznego stołu koncentracyjnego. Doniesienia literaturowe, przy braku zestawień tabelarycznych osiągniętych wyników, pozytywnie oceniają rezultaty odkamieniania urobku węglowego.

W warunkach krajowych, zwłaszcza przy dużym zawilgoceniu nadawy i stosunkowo trudno wzbogacanym węglu, prawdopodobnie nie będzie można uzyskać tak dobrych rezultatów, jak pokazuje to tabela 1. Systematyczne badania [1,13] polskich węgli będą prowadzone w drugim kwartale 2013 r. Wynika to z faktu, iż stanowisko badawcze posadowione jest na wolnym powietrzu i prowadzenie badań obecnie zależy od warunków pogodowych.

Literatura

1. Analiza literaturowa związana z problematyką suchego odkamieniania węgla kamiennego na powietrznych stołach koncentracyjnych. Praca IMBiGS na zlecenie IChPW. Katowice 2012.
2. Blaschke S.: Przeróbka mechaniczna węgla i rud. Wyd. PZWS. Warszawa 1951, str. 309-316.
3. Blaschke S.: Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalin użytecznych. WGH. Stalinogród 1954, str. 443-454.
4. Blaschke W.: Wzbogacanie powietrzne. Poradnik Górnika. Tom V. Wyd. Śląsk. Katowice 1976, 556-563.
5. Blesow B.D.: Apparatczik pnewmaticzeskogo obogaszczenija uglej. Wyd. Niedra. Moskwa 1988.
6. Budryk W.: Przeróbka mechaniczna użytecznych ciał kopalnych. Część ogólna. Wyd. SWPTSA. Kraków 1947, str. 156-161.
7. de Korte G.J.: Coal preparation research in South Africa. Proceedings of XVI International Coal Preparation Congress. Lexington. USA 2010, str. 859-863.
8. Honaker R.Q., Luttrell G., Mohanty M.: Coal preparation research in the USA. Proceedings of XVI International Coal Preparation Congress. Lexington. USA 2010, str. 864-874.
9. Honaker R.Q.: Coarse dry cleaning. Workshop on Coal beneficiation and utilization of rejects: Initiatives, policies and best practices. Ranchi. India 2007.
10. Li Gongamin: Coal compound dry cleaning technique-study and practice. Proceedings of XV International Coal Preparation Congress. Pekin. Chiny 2006, Vol. II, str. 439-447.
11. Orhan E.C., Ergun L., Altipasmak.: Application of the FGX Separator in the envichment of Catalozi Coal: A simulation study. Proceedings of XVI International Coal Preparation Congress. Lexington. USA 2010, str. 562-570.
12. Osborne D.: Value of R&D in coal preparation development. Proceedings of XVI International Coal Preparation Congress. Lexington. USA 2010, str. 845-858.

13. Prace studialne dotyczące możliwości implementacji w warunkach polskich technologii suchego odkamieniania urobku węgla kamiennego. Praca statutowa IMBiGS nr 14_70/411_01_12. Katowice 2012.
14. Shen L.: The compound dry cleaning machine and its application. Proceedings of XIV International Coal Preparation Congress and Exhibition. Johannesburg-Sandton. RPA 2002, str. 419-423.
15. Sprawozdanie z badań węgla surowego z PG Silesia na powietrznym stole koncentracyjnym (FGX) w Tangshan Shenzhou Mannufacturing Co., Ltd., WARKOP Sp. z o.o. Jankowice 2012.
16. Stępiński W.: Wzbogacanie grawitacyjne. PWN Łódź-Warszawa-Kraków 1964, str. 281-282.

Automatyzacja i informatyzacja wyzwaniem Zakładów Przeróbki Mechanicznej Węgla

Marek Nowakowski, Andrzej Krzon – PKiMSA Carboautomatyka S.A., **Piotr Wilk, Michał Łopata –** Astor sp. z o.o.

1. Wprowadzenie

Dzisiejsze wymagania pracy zakładów przeróbczych stawiają nacisk przede wszystkim na następujące czynniki:

- niezawodność,
- efektywność,
- szybki i niezawodny dostęp do aktualnych danych procesowych,
- integrację wielu systemów automatyki.

Odpowiedzią na powyższe wymagania są nowoczesne technologie informatyzacji i automatyzacji. Umożliwiają one zwiększenie niezawodności poprzez stosowanie technologii redundancji (nadmiarowości) na poziomie:

- sterowników PLC - poprzez stosowanie rezerwowych jednostek centralnych sterowników,
- systemów wizualizacji, redundancji serwerów,
- sieci przemysłowych (topologia sieci typu RING).

Nowoczesne systemy informatyczne umożliwiają również pełną integrację poszczególnych elementów zakładu przeróbczego, poprzez wymianę danych pomiędzy obiektami, z możliwością powiązania pracy urządzeń oraz stworzenie centralnego systemu dyspozytorskiego. Zintegrowany system umożliwia pełną kontrolę przepływu materiału wraz z możliwością zaplanowania produkcji oraz zbilansowaniem zapasów magazynowych, a także stworzenie pełnego systemu raportowego z możliwością pobrania dowolnych danych z przebiegu procesu produkcji.

2. Zakład przeróbki mechanicznej węgla – obszary do automatyzacji

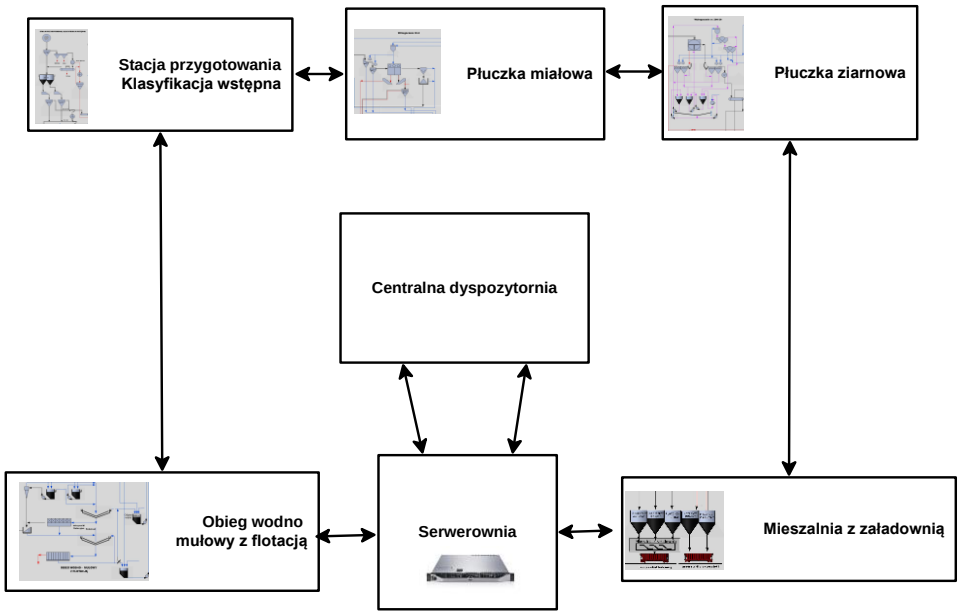
Specyfika budowy oraz późniejszej rozbudowy zakładu przeróbczego wymusza jego podział na niezależne układy systemów sterowania i wizualizacji. Rozwiązanie to umożliwia uniezależnienie się od pozostałych części systemu w razie ewentualnej awarii. W celu pełnej kontroli nad procesem produkcji potrzebne jest zebranie wszystkich informacji w jednym punkcie, a co za tym idzie stworzenie jednego systemu zarządzania. Można to uzyskać na dwa sposoby:

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

– stworzenie jednego systemu sterowania i wizualizacji (wymaga to jednak spójnej budowy zakładu przeróbczego),
– stworzenie kilku niezależnych redundantnych systemów sterowania połączonych jednym centralnym systemem sterowania i zarządzania.

Z uwagi na modernizację oraz skalowalność zakładów przeróbczych pierwsze rozwiązanie jest zwykle bardzo trudne do zastosowania z uwagi na wielkość systemu oraz konieczność stworzenia niezależnych części systemu. Układ przedstawiony na rysunku 1, zakłada podział układów automatyki zakładu przeróbczego na następujące części:

– stacja przygotowania, klasyfikacja wstępna,
– płuczka miałowa,
– płuczka ziarnowa,
– obieg wodno-mułowy z flotacją,
– mieszalnia z załadownią,
– serwerownia,
– centralna dyspozytornia.



Rys.1. Przepływ informacji w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla [źródło: opracowanie własne]

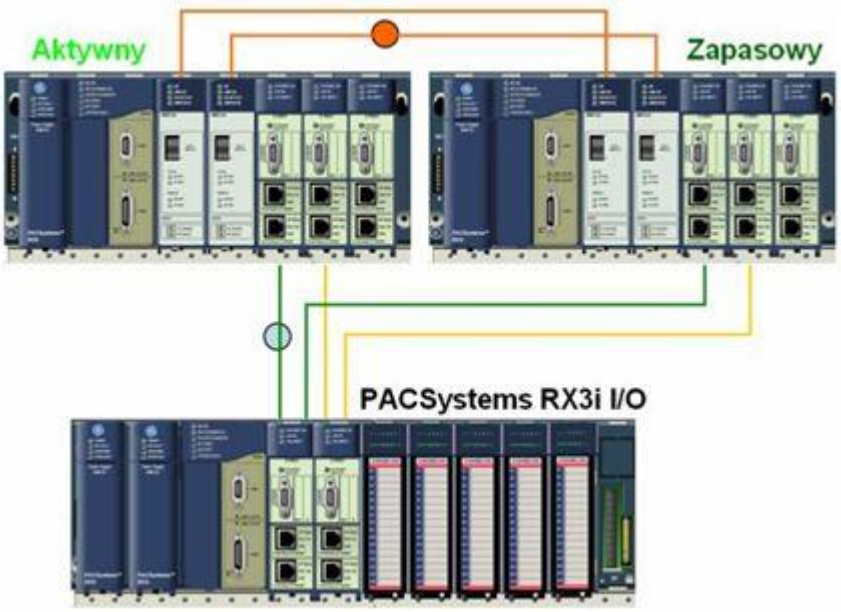
Rozwiązanie to umożliwia stworzenie autonomicznych części systemów sterowania, z których każdy posiada swój system sterowania, oparty na układzie rezerwacji wraz z lokalnym pulpitem sterowniczym, informującym obsługę o aktualnym stanie pracy urządzeń. Wszystkie informacje o pracy systemu są

przekazywane pomiędzy elementami systemu i zbierane w serwerowni, gdzie zostają przetworzone i zarchiwizowane. Z tego poziomu zostają przekazane do centralnej dyspozytorni systemu, stanowisk nadzoru oraz do analizy procesu przeróbki.

3. Technologia redundantnego sterowania

Jednym z podstawowych celów stawianym nowoczesnym zakładom produkcyjnym jest dążenie do osiągnięcia jak najwyższej wydajności w procesie produkcyjnym. Aby to osiągnąć należy ograniczyć do minimum ryzyko wystąpienia nieplanowanych przestoi (awarii). Jedną z metod osiągnięcia takiego stanu jest zapewnienie nadmiarowości maszyn i urządzeń, a wręcz całych ciągów technologicznych, które są istotnym elementem w procesie produkcji. W systemach automatyki stosuje się:

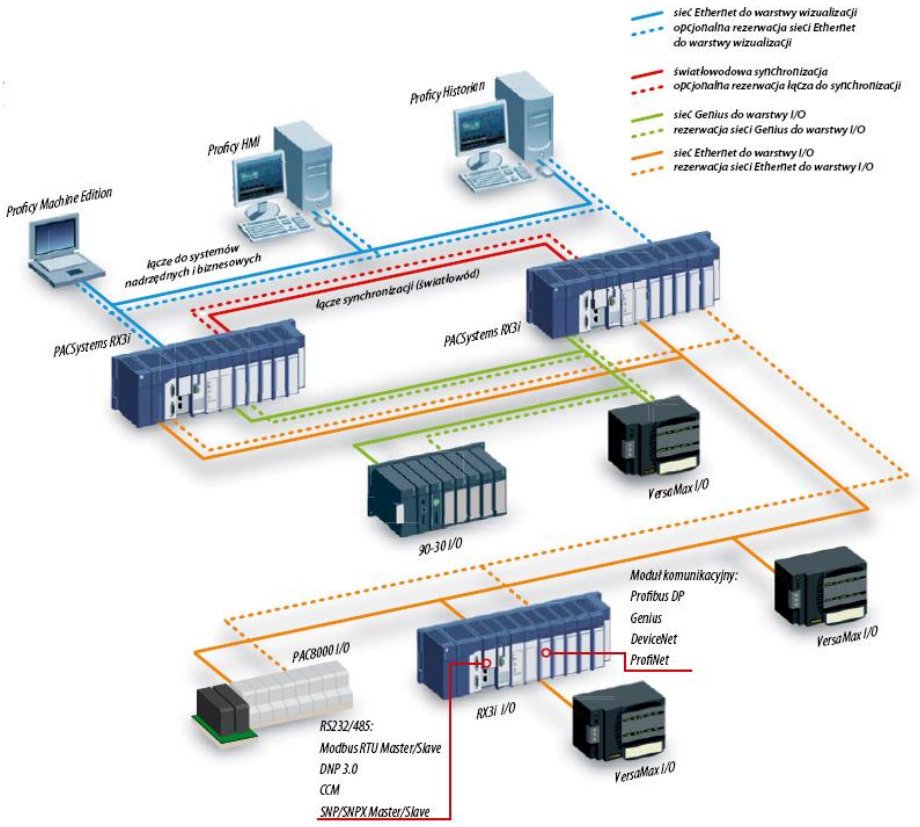
- nadmiarowe jednostki centralne,
- redundancje wszystkich magistral komunikacyjnych,
- rozproszone układy wejść/wyjść.



Rys.2. Redundancja jednostek centralnych [1]

Zasadę działania systemu redundantnego omówiono na przykładzie produktów firmy GE Intelligent Platforms, która specjalizuje się w produkcji sterowników programowalnych PLC (Programmable Logic Controller), zintegrowanych systemów sterowania PAC (Programmable Automation Controller) oraz paneli operatorskich serii QuickPanel. Dostępna funkcjonalność oraz duże

możliwości rozwiązań sprawiają, że produkty GE Intelligent Platforms są bardzo często wykorzystywane podczas sterowania i wizualizacji w nowoczesnych systemach automatyki, spotykanych w większości branż. Zasada działania systemu redundantnego polega na automatycznym i bezuderzeniowym przełączeniu sterowania na kontroler zapasowy w razie awarii kontrolera głównego. Synchronizowane pomiędzy kontrolerami dane procesowe zapewniają w chwili przełączenia na kontroler zapasowy kontynuowanie pracy z dokładnie takimi samymi danymi, jakie miał kontroler główny w chwili awarii.



Rys.3. Architektura systemu PACSystems HA RX3i [1]

Moment przełączenia jest niezauważalny z punktu widzenia ciągłości procesu produkcyjnego, dzięki czemu system pracuje bez przerw i spadku jakości oraz wydajności. Wysoką niezawodność działania zapewniają dwie specjalizowane jednostki nadrzędne, z których pierwsza zajmuje się kontrolą procesu, druga równolegle przetwarza dane otrzymane od jednostki głównej (rys. 2). W momencie wystąpienia awarii w aktywnej jednostce następuje natychmiastowe przejęcie sterowania procesem przez jednostkę rezerwową.

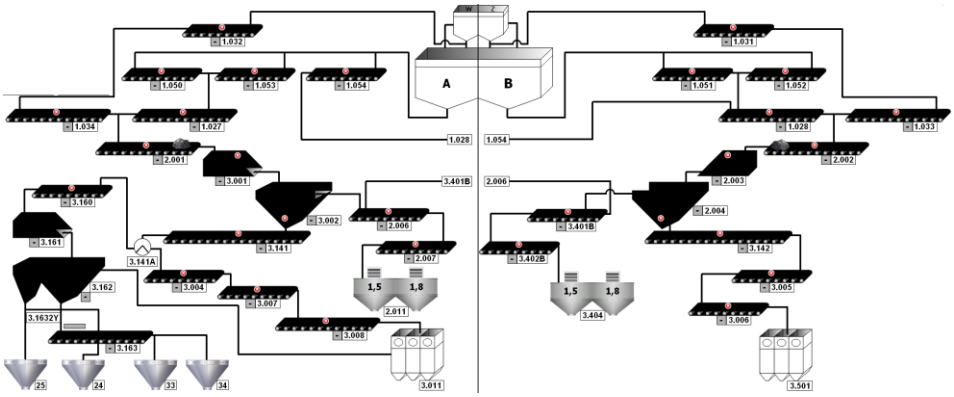
Systemy sterowania wykorzystujące technologię PACSystems HA (High Availability) projektowane są w taki sposób, aby spełniały wszystkie wymogi związane z podniesieniem niezawodności i dostępności. Oprócz rezerwacji jednostek centralnych podwaja się również magistrale komunikacyjne, zarówno te światłowodowe, odpowiedzialne za synchronizację danych, jak i te pomiędzy kontrolerami i układami wejść/wyjść, bez względu na to, czy komunikują się w sieci Genius, czy Ethernet (rys. 3). Istnieje również możliwość podwojenia magistral odpowiedzialnych za komunikację z systemami wizualizacyjnymi i biznesowymi, odpowiedzialnymi za planowanie produkcji systemami MES/ERP. Rozproszone systemy sterowania często wymagają możliwości lokalnego sterowania oraz obsługi komunikacji z urządzeniami polowymi. Układy VersaMax I/O oraz RX3i I/O, stosowane w systemach PACSystems HA RX3i, współpracują z dodatkowymi modułami komunikacyjnymi oraz mogą wykonywać opcjonalne programy logiczne. Ma to ogromne znaczenie przy obsłudze procedur zabezpieczeń na wypadek utraty komunikacji z kontrolerem nadrzędnym oraz podczas wymiany danych z innymi urządzeniami [1].

4. Przykład wdrożenia systemu wysokiej dostępności

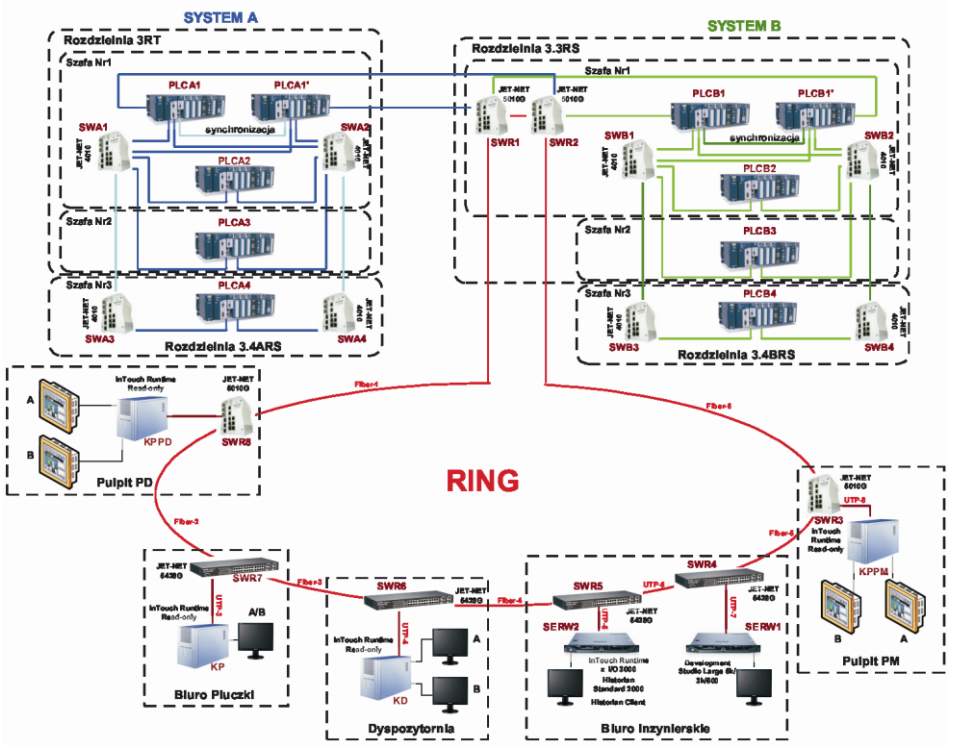
Jako przykład wdrożenia systemu wysokiej dostępności, zrealizowanego przez firmę PKiMSA Carboautomatyka S.A., można podać system zrealizowany dla KWK Marcel. System sterowania obejmuje urządzenia zawarte w węźle klasyfikacji wstępnej na systemie A oraz B w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla. Schemat technologiczny tego układu został przedstawiony na rysunku 4.

System sterowania oparty jest na sterownikach firmy GE serii Rx3i. Urządzenia należące do systemu A oraz do systemu B nadzorowane i sterowane są niezależnymi systemami wysokiej dostępności PAC Systems HA (rysunek 5). Zwiększoną niezawodność każdego z systemów uzyskano poprzez zastosowanie rezerwacji jednostek centralnych. Dedykowane jednostki procesorowe dla systemów redundantnych GE CRU320 umieszczone są w osobnych kasetach montażowych. Każda kaseta zasilana jest zdublowanym zasilaczem. Jednostki te wymieniają się między sobą kluczowymi danymi za pomocą niezależnych, specjalizowanych modułów komunikacyjnych RMX128 (Redundant Memory Xchange), wykorzystując do tego magistralę światłowodową. Dzieje się to niezależnie od jednostki centralnej sterującej procesem produkcyjnym, poprzez przesłanie każdorazowo do 16 MB danych w czasie poniżej 0,5 mikrosekundy. Dzięki temu jednostka główna zajmuje się kontrolą procesu, druga (rezerwowa) równolegle przetwarza dane otrzymane od jednostki głównej. W momencie wystąpienia awarii aktywnej jednostki następuje natychmiastowe przejęcie sterowania procesem przez jednostkę rezerwową, która posiada już aktualne dane, dzięki czemu proces nie zostaje zatrzymany. Jedynie

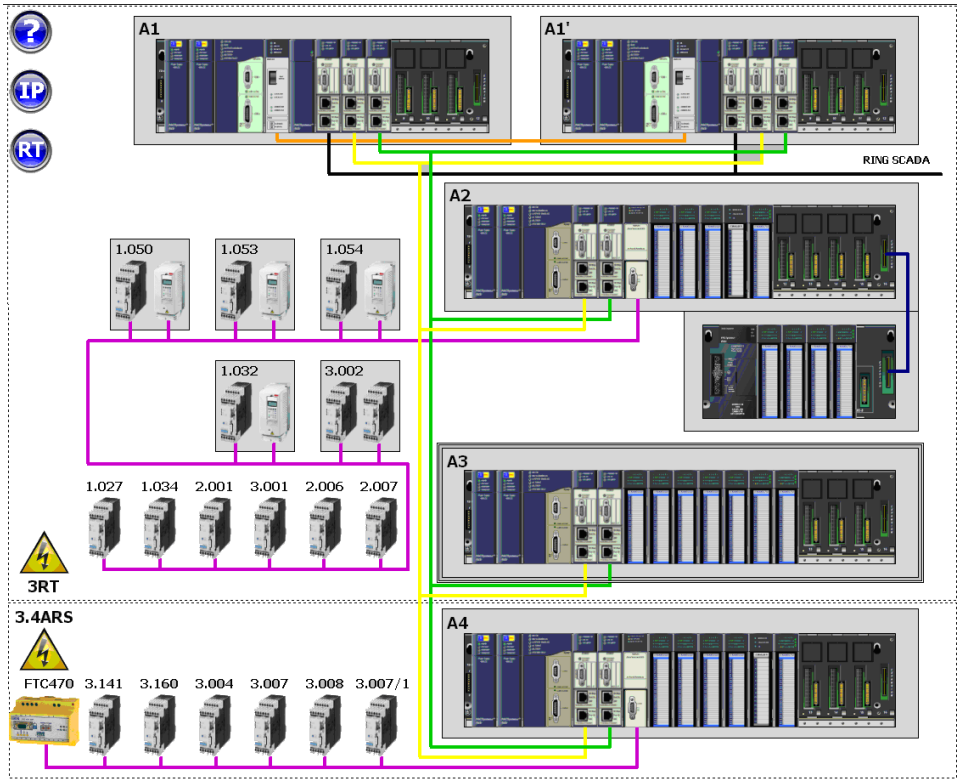
operator nadzorujący pracę procesu może dowiedzieć się, że w systemie sterowania zaistniała jakaś awaria. Informacja taka pojawi się w systemie wizualizacji - w oknie, w którym wyświetlane są alarmy. Szczegółowe dane można potwierdzić na rozbudowanej planszy diagnostycznej – rysunek 6, która przedstawia realny obraz podzespołów systemu automatyki. Na ich podstawie można łatwo określić, który moduł jest uszkodzony.



Rys.4. Schemat technologiczny ciągu A i B w węźle klasyfikacji wstępnej ZPMW KWK Marcel [źródło: opracowanie własne]



Rys.5. Schemat połączeń magistral komunikacyjnych [źródło: opracowanie własne]



Rys.6. Plansza diagnostyczna systemu redundancji [źródło: opracowanie własne]

Kolejnym elementem podnoszącym niezawodność systemu automatyki, który został zastosowany w opisywanym układzie jest redundancja magistral komunikacyjnych. Schemat wszystkich połączeń został przedstawiony na rysunku 5. Jednostki nadrzędne sterują procesem za pomocą rozproszonych układów wejść/wyjść. Bezpieczeństwo komunikacji z tymi układami zapewniają dwie niezależne magistrale komunikacyjne, oparte o sieć Ethernet. Natomiast dla potrzeb wymiany danych systemu SCADA ze sterownikami PLC wydzielono niezależną magistralę Ethernet w topologii pierścienia. W tym rozwiązaniu tworzy się jedno rezerwowe połączenie, które zabezpiecza przed przerwaniem medium transmisyjnego w jednym punkcie. Zasada działania tego mechanizmu zostanie opisana w następnym punkcie – „Sieci przemysłowe”.

W systemach rezerwacji bardzo istotnym elementem jest diagnostyka. Za pomocą planszy diagnostycznej – rysunek 6, można zweryfikować prawidłową pracę wszystkich elementów systemu wysokiej dostępności, określić która z jednostek nadrzędnych aktualnie pracuje oraz czy jednostka rezerwowa jest gotowa na przejęcie sterowania. Również stan wszystkich łączy komunikacyjnych jest możliwy do sprawdzenia. W sytuacji, gdy system wykryje jakąś nieprawidłowość, zgłaszane jest zdarzenie alarmowe. Od tej pory mamy czas na

przywrócenie systemu do prawidłowej pracy. Czas usunięcia awarii nie jest już tak krytyczny, gdyż układ pracuje nadal.

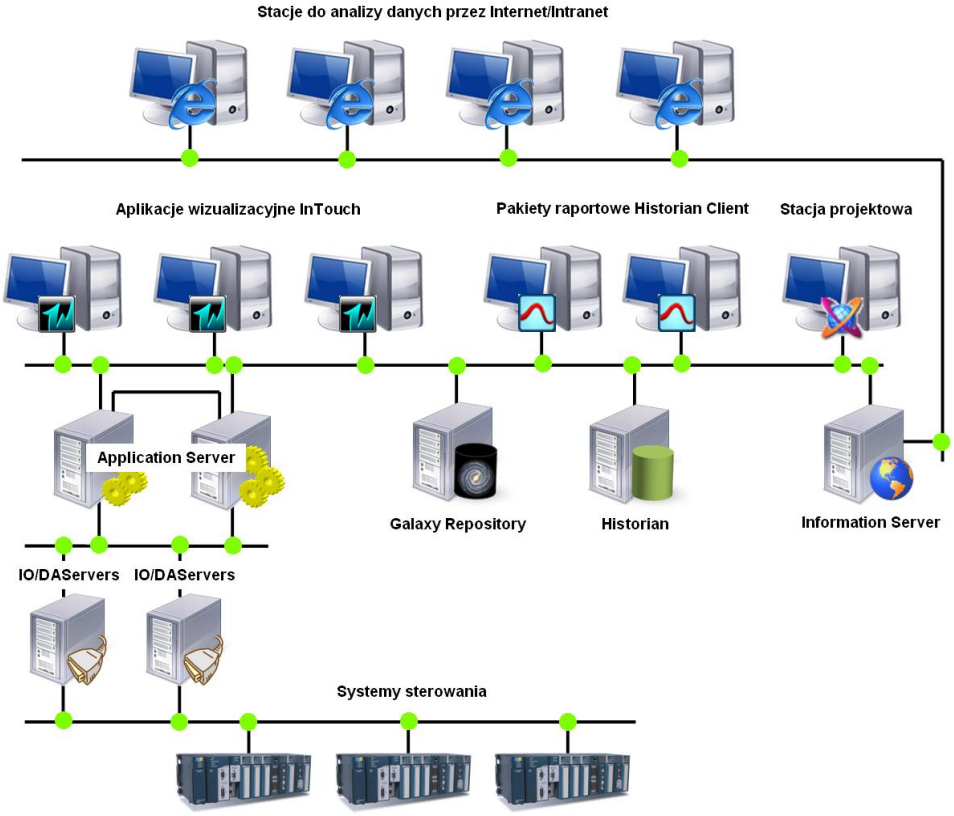
5. Platforma systemowa

Układ wizualizacji, nadzoru nad pracą zakładu przeróbczego musi umożliwiać integrację wielu systemów sterowania, archiwizowania, analizy i prezentacji danych z poszczególnych elementów systemu. Struktura takiego układu nadzoru zostanie przedstawiona na przykładzie systemu SCADA firmy Wonderware – Platforma Systemowa Wonderware. Jest to spójny system informatyczny dostarczający usługi oparte o technologię Archestra, która umożliwia w wydajny sposób tworzenie i rozwój aplikacji przemysłowych na wielu poziomach zarządzania informacją. System ten obejmuje swoim zasięgiem wiele warstw, począwszy od komunikacji z urządzeniami produkcyjnymi i systemami wspomagającymi poprzez warstwy pośrednie zarządzania informacją z produkcji aż po warstwę integracji z systemami ERP. Dzięki takiemu rozwiązaniu zapewniona jest szybka, pewna i stabilna wymiana danych oraz archiwizacja i raportowanie informacji z poziomu jednego zintegrowanego systemu co znacznie ułatwia obsługę, konserwację i rozbudowę, gdyż wszystkie informacje mamy w jednym redundantnym systemie.

Modułowość tego systemu wymusza jego podział na następujące elementy (schemat na rysunku 7):

- **Galaxy Repository** – stanowisko z zainstalowaną bazą danych Microsoft SQL Server, w którym znajduje się baza danych zawierająca konfigurację aplikacji.
- **Application Server** (pracujący w architekturze redundantnej) – aplikacja zawierająca całą logikę systemu uruchomiona na jednym lub wielu komputerach (aplikacja rozproszona). Aplikacja może również pracować na tym samym komputerze, co oprogramowanie wizualizacyjne.
- **Historian** – stacją z zainstalowanym przemysłowym serwerem bazodanowym Historian, który gromadzi wszystkie dane historyczne dotyczące wartości parametrów.
- **Information Server** – przemysłowy portal WWW publikujący dane dostępne przez Internet/Intranet z poziomu przeglądarki internetowej. Umożliwia publikowanie okien z aplikacji wizualizacyjnych oraz udostępnia dane gromadzone w bazach danych różnych serwerów i baz danych np. Historian, baza alarmów historycznych itp.
- **Stacja projektowa** umożliwiająca wprowadzanie zmian do aplikacji.
- **IO/DAServer** to zestaw driverów komunikacyjnych, za pomocą których można zdefiniować komunikację z systemami sterowania np. sterownikami PLC i udostępnić dane przez DDE, SuiteLink lub OPC.

– **Aplikacje wizualizacyjne.**
– **Stacje** do analizy danych przez Internet/Intranet.



Rys.7. Przykładowa architektura systemu Archestra [5]

Jako najważniejsze cechy aplikacji przemysłowej nadzoru nad przebiegiem procesu technologicznego możemy wyróżnić:

Gromadzenie i udostępnianie danych historycznych. Platforma Systemowa ArchestrA gromadzi dane pochodzące z produkcji w otwartej, przemysłowej bazie danych, która gwarantuje archiwizację dużej ilości danych w bardzo krótkim czasie. Mechanizmy minimalizujące ilość zajmowanej przestrzeni przez dane optymalizują działanie całego systemu. Przemysłowa baza danych Wonderware Historian daje możliwość przechowywania danych z długiego okresu czasu przy jednoczesnym zachowaniu szybkości działania. Przechowywane dane z procesu produkcyjnego można następnie poddać dalszemu przetworzeniu tzn.:

– uzyskanie informacji o wartości sygnału w dowolnym momencie czasu,
– obieranie danych w określonej rozdzielczości lub w momentach, w których wartość sygnału uległa zmianie,

- wyszukiwanie wartości minimalnej maksymalnej lub średniej w danym okresie czasu lub kilku podokresach,
- badanie przyrostów wartości sygnałów w dowolnych podokresach czasu,
- sumowanie wartości sygnałów w dowolnych podokresach czasu,
- wyszukiwanie momentów przekroczenia przez sygnał zadanego progu,
- wykonywanie analiz sygnałów dyskretnych w zadanych podokresach czasu.

Redundancja. Platforma Systemowa posiada funkcję umożliwiającą tworzenie systemów redundantnych, które mogą obejmować aktualną pracę systemu, jak również archiwizację danych historycznych.

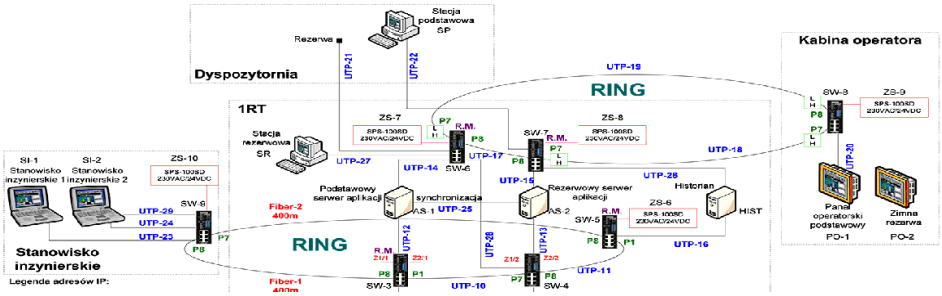
Raportowanie poprzez portal WWW. Raporty, trendy czasowe czy ekrany synoptyczne mogą być udostępniane dowolnym użytkownikom poprzez wbudowany portal internetowy. Parametryczne wykresy czasowe umożliwiają podgląd jednej lub kilku zmiennych aktualnych lub historycznych. Skalowanie wykresu pozwala na zmianę horyzontu czasowego dla wybranych zmiennych procesowych i produkcyjnych. Serwer raportów daje użytkownikowi możliwość tworzenia raportów statycznych i dynamicznych. Raporty statyczne to opracowania, których zawartość nie może być edytowana po opublikowaniu na serwerze. Z kolei raporty dynamiczne umożliwiają operatorowi stworzenie poprzez stronę WWW własnego wykresu lub raportu zawierającego aktualne wartości parametrów produkcyjnych. Dodatkowo raporty dynamiczne mogą być generowane na żądanie lub w sposób automatyczny z zadanym okresem czasowym np. co godzinę, dobę, miesiąc itd. Prezentacja danych poprzez portal odbywa się z wykorzystaniem narzędzi analitycznych, łączących dane produkcyjne oraz biznesowe, począwszy od podsumowań i tabel, aż po animację parametrów w czasie rzeczywistym.

6. Redundantne systemy scada - przykłady wdrożenia

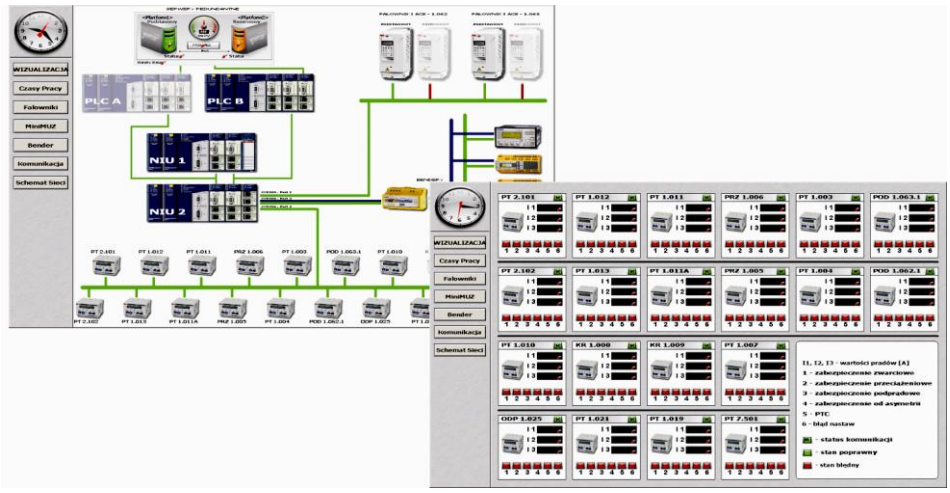
Przykład wdrożenia redundantnego systemu scada opartego na platformie systemowej, zrealizowanego przez PKiMSA Carboautomatyka S.A., to system zrealizowany dla KWK Marcel:.

Układ ten (rys. 8) wyposażony jest w:

- redundantne serwery aplikacji, które umożliwiają niezawodną pracę systemu,
- serwer Historian, archiwizujący wszystkie dane pomiarowe,
- lokalne stacje operatorskie, umożliwiające sterowanie pracą urządzeń,
- stanowisko dyspozytorskie, umożliwiające nadzór nad pracą urządzeń,
- stanowisko inżynierskie, umożliwiające wprowadzanie zmian w systemie, wizualizacyjnym z jednego punktu oraz przeprowadzanie diagnostyki poprawności działania pracy systemu.



Rys.8. Schemat magistral komunikacyjnych systemu automatyki [źródło: opracowanie własne]



Rys.9. Plansza diagnostyczna [źródło: opracowanie własne]

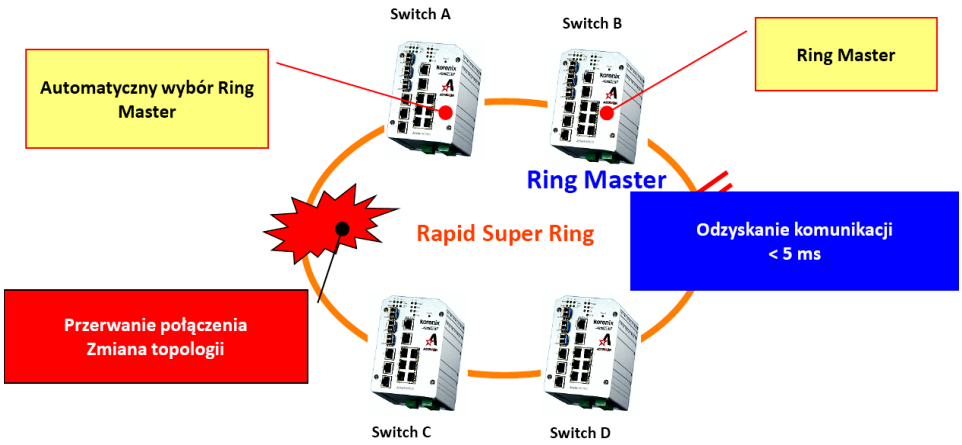
Głównym założeniem systemu jest niezawodność, którą uzyskano przez zastosowanie dwóch (redundantnych) serwerów, wyposażonych w dedykowane łącze synchronizacyjne, które umożliwia kontrolę pracy poszczególnych serwerów. Programowo, taką kontrolą zajmuje się Application Server, który jest zainstalowany na każdym z serwerów. Na podstawie wymiany informacji pomiędzy serwerami system podejmuje decyzję który z komputerów pełni rolę serwera aktywnego, a który znajduje się w stanie gotowości. W przypadku wykrycia awarii jednego z serwerów aplikacja jest automatycznie przełączana na sprawny serwer, a system informuje użytkownika poprzez alarmowanie o usterce. Sposób logowania danych historycznych nie wykazuje tu wprost redundancji na poziomie aplikacji, ale jest ona realizowana w następujący sposób: serwer gromadzi dane na kilku dyskach jednocześnie (tryb RAID). W przypadku uszkodzenia jednego z dysków możliwa jest jego wymiana na ruchu, w tym momencie następuje odtworzenie danych. W chwili wykrycia przez aplikację braku komunikacji z serwerem Historiana dane są logowane automatyczne na stacjach lokalnych, a po wznowieniu komunikacji następuje

automatyczne uzupełniane danych na serwerze Historiana. Takie rozwiązanie gwarantuje niezawodność systemu, gdyż nawet tymczasowe wyłączenie serwera lub uszkodzenia magistrali komunikacyjnej nie skutkuje utratą danych pomiarowych.

W systemie zaimplementowana jest pełna diagnostyka – rysunek 9, do której jest dostęp z poziomu wizualizacji. Można tutaj zaobserwować aktualny stan wszystkich elementów składowych systemu SCADA, takich jak obciążenie procesorów, zajętości dysków dla poszczególnych serwerów oraz systemu sterowania, takich jak diagnostyka modułów sterownika PLC. Diagnostyce podlega również sieć zarówno Ethernet jak i Modbus, która została wykorzystana w tym rozwiązaniu.

7. Sieci przemysłowe (topologia typu RING)

Nowoczesne systemy wizualizacji pracy maszyn oraz układy sterowania procesami przemysłowymi coraz częściej są budowane w oparciu o bardziej rozbudowane i odporne na awarię struktury sieci Ethernet. Układ rezerwacji tworzony z wykorzystaniem topologii pierścienia daje możliwość inteligentnego reagowania na uszkodzenie medium transmisyjnego (skrętki, światłowodu) lub przełącznika. Jeśli dowolny segment połączenia typu ring zostanie zerwany lub rozłączony, wówczas uruchomione zostaje połączenie awaryjne – rysunek 10 (czas przełączenia na ścieżkę rezerwową nie przekracza 5 ms, nawet przy pełnym obciążeniu sieci). Przełącznik może pracować w kilku połączeniach typu ring równocześnie.



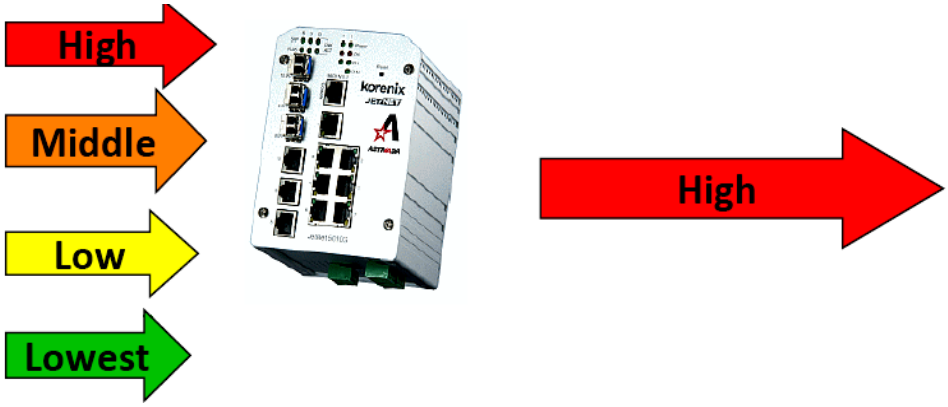
Rys.10. Topologia pierścienia (Ring) – samonaprawiająca się sieć Ethernet [2]

Dodatkowe podniesienie niezawodności połączenia oraz jego przepustowości jest możliwe, dzięki funkcji grupowania kilku fizycznych łączy pomiędzy dwoma przełącznikami w jeden logiczny kanał komunikacyjny – rysunek 11

(awaria jednego z przewodów nie powoduje zatrzymania pracy całej sieci – dane przesyłane są pozostałymi kanałami) [2].

Rys.11. Grupowanie połączeń [2]

Jednym z ważnych elementów sieci przemysłowej jest jej determinizm. Wśród danych, które są przesyłane przez sieć można wyróżnić dane, które są krytyczne z punktu widzenia procesu technologicznego oraz takie, które są mniej istotne, a ich czas dotarcia do adresata może nieznacznie się wydłużyć. Istnieje mechanizm za pomocą, którego można określić priorytety przesyłanych danych. Przełączniki sieciowe wyposażone są w mechanizm QoS (Quality of Service), który definiuje priorytety na poziomie poszczególnych portów. Wówczas dane o najwyższym priorytecie obsługiwane są najpierw – rysunek 12.



Rys.12. QoS – inteligentne zarządzanie przepływem informacji [2]

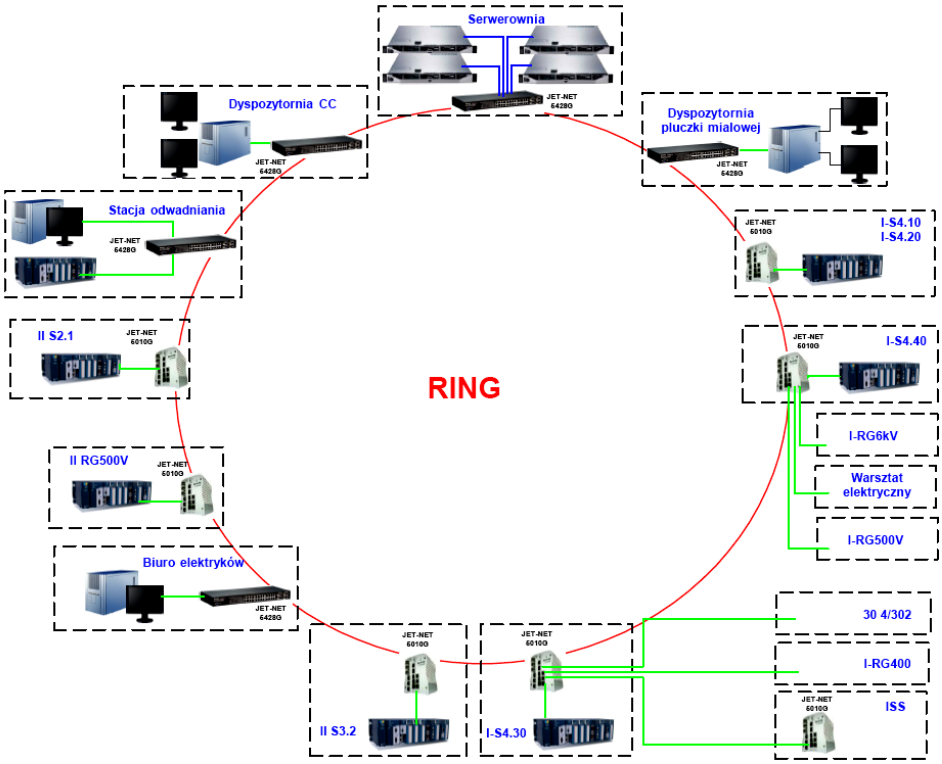
Innym problemem pojawiającym się podczas pracy sieci Ethernet może być zbyt długi czas zajmowania łącza przez jedno z urządzeń. Poprawną wymianę danych może w takim wypadku przywrócić zastosowanie mechanizmu QoS lub sztywne ograniczenie przepustowości dla każdego z portów. Funkcja Rate Control pozwala na określenie pasma dla przesyłanych i odbieranych danych. Możliwy jest także wybór typu danych, jakie będą filtrowane (Multicast, Broadcast, UnknownMulticast, All).

Kolejnym tematem o którym należy wspomnieć podczas omawiania sieci przemysłowych jest jej bezpieczeństwo. Przemysłowe przełączniki pozwalają na zabezpieczenie połączenia na dwa sposoby: poprzez ograniczenie dostępu do

portów oraz poprzez kontrolę adresów IP. Pierwsza z metod jest najprostszym, a zarazem bardzo wydajnym sposobem ochrony przed nieuprawnionym dostępem. Polega na stałym przypisaniu adresów MAC kart sieciowych do konkretnych portów. Dzięki temu adresy, które nie zostały dodane do specjalnej listy, nie mogą uczestniczyć w wymianie danych. Drugim sposobem zabezpieczenia sieci jest weryfikacja numeru IP. Polega on na określeniu z góry numerów IP, które będą miały dostęp do konsoli zarządzania przełącznikiem (poprzez przeglądarkę WWW lub Telnet).

Innym sposobem ochrony przesyłanych danych jest tworzenie sieci wirtualnych – VLAN. Technologia ta pozwala łączyć urządzenia w zwarte grupy wirtualne. Tylko członkowie tej samej grupy mogą ze sobą wymieniać dane. Dodatkową zaletą tej funkcjonalności jest ograniczenie ruchu w sieci [2].

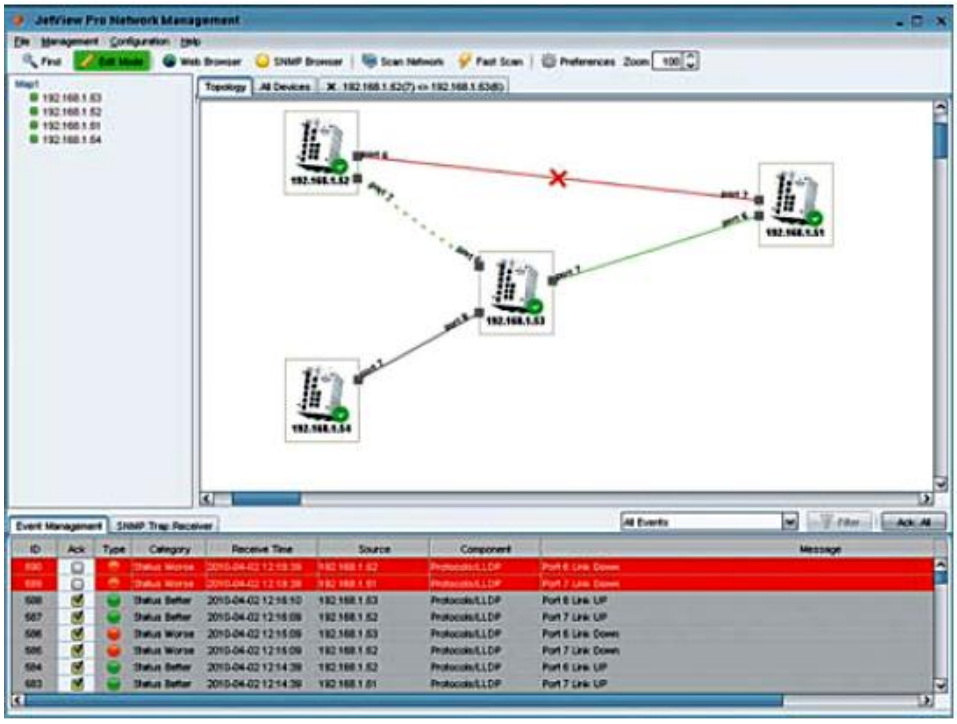
W 2012 roku firma Carboautomatyka S.A. uruchomiła w KWK Jankowice sieć przemysłową o topologii pierścienia. Składa się ona z 12 węzłów, w których zastosowano switche Astraada Jet-NET 5010G oraz Jet-Net 5428G. Schemat sieci przedstawia rysunek 13.



Rys.13. Sieć automatyki w KWK Jankowice [źródło: opracowanie własne]

Z uwagi na dużą ilość danych przesyłanym między urządzeniami oraz odległość pomiędzy aktywnymi punktami główna magistrala jest zrealizowana

za pomocą łącza światłowodowego i modułów SFP o przepustowości 1GB. Stan pracy sieci jest monitorowany za pomocą dedykowanego oprogramowania JETVIEW PRO (rys. 14), które umożliwia diagnostykę pracy sieci, logowanie danych alarmowych jak zerwanie łącza, uszkodzenie switcha. Dodatkowo szczegółowe informacje na temat parametrów pracy switchy są dostępne z poziomu przeglądarki internetowej, po zalogowaniu się z odpowiednimi uprawnieniami.



Rys.14. Topologia sieci widziana w programie JetView Pro
[źródło: opracowanie własne]

8. Raportowanie w produkcji

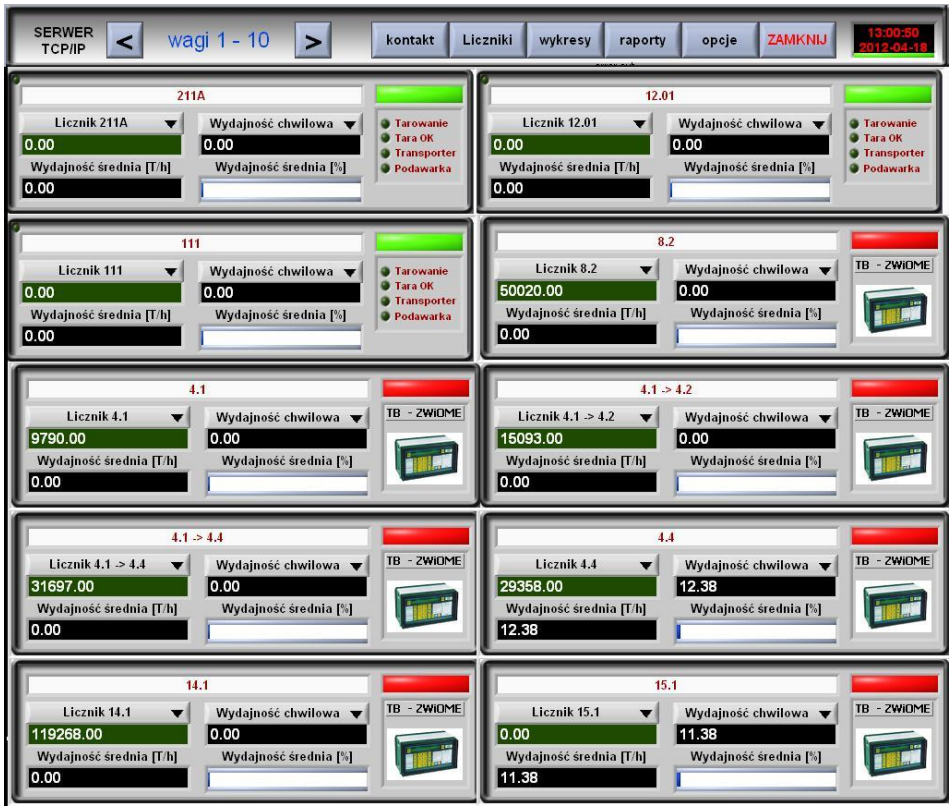
Systemy działające w przemyśle to nie tylko sterowanie i wizualizacja, to także systemy służące do analizy produkcji. Do tego celu tworzy się różnego rodzaje bilanse, raporty oraz trendy. System Solaris.Mars, który jest autorskim programem firmy PKiMSA Carboautomatyka S.A., pozwala kontrolować przepływ materiałów sypkich przez zakład przeróbczy począwszy od skipu a skończywszy na zwałach. Wykorzystując wagi taśmociągowe oraz parametry podawane przez operatora obliczane są wartości przetransportowanego materiału dla tzw. węzłów bilansowych. Węzły te to definiowane przez użytkownika formuły w postaci wyrażenia algebraicznego wykorzystującego podstawowe

operatory. Użytkownik ma do dyspozycji narzędzia pozwalające na diagnostykę wag taśmociągowych, podgląd parametrów oraz kreowanie ich trendów.

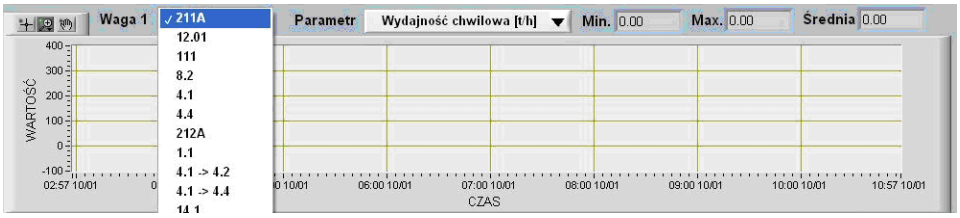
Ostatnim wdrożeniem systemu Solaris Mars jest aplikacja uruchomiona w KWK Bolesław Śmiały. W skład systemu wchodzi:

- 11 wag taśmociągowych rozmieszczonych w różnych miejscach zakładu przeróbczego,
- 8 wag wirtualnych wyliczanych na podstawie wskazań fizycznie zabudowanych wag oraz aktualnego położenia klap rozdzielających materiał na różne węzły produkcji,
- 3 wagi kolejowe obsługiwane przez system zewnętrzny,
- 1 waga samochodowa obsługiwana przez system zewnętrzny.

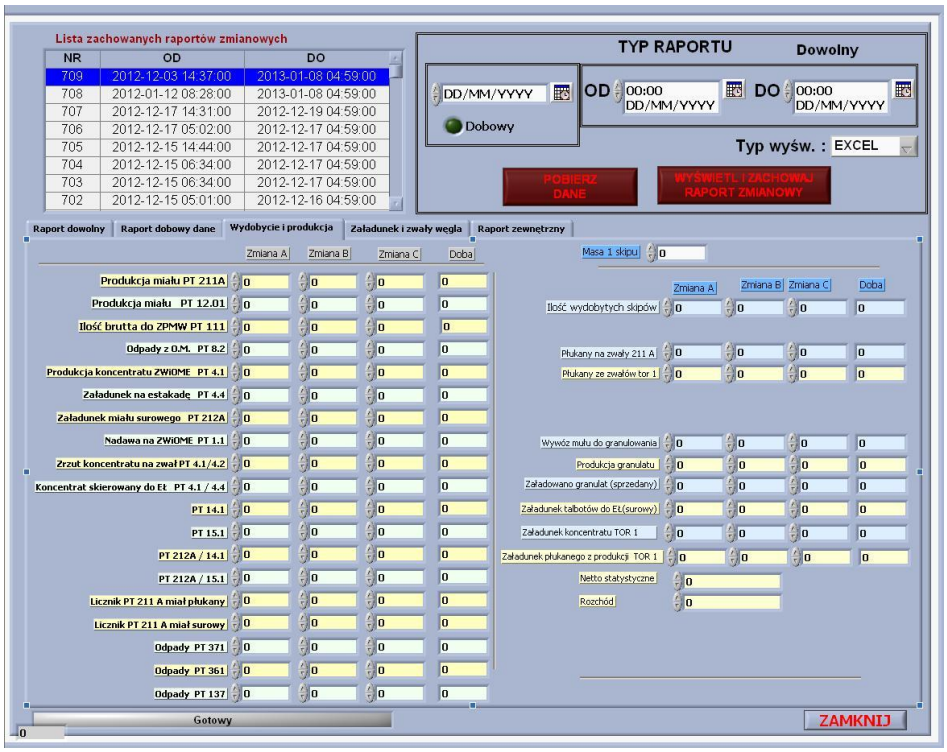
W ramach tego zadania zostały zintegrowane różne systemy istniejące na terenie kopalni i gromadzące dane o przepływie materiału na poszczególnych etapach produkcji, magazynowania oraz sprzedaży i zgromadzone w jednej bazie danych systemu Solaris.Mars, co umożliwia pełną kontrole oraz planowanie prac z uwagi na możliwość zbilansowania materiału z dowolnego zakresu czasowego.



Rys.15. Okno główne systemu Solaris.Mars [źródło: opracowanie własne]



Rys.16. Solaris.Mars – przebiegi czasowe wag taśmociągowych [źródło: opracowanie własne]



Rys.17. Solaris.Mars – okno generacji raportu [źródło: opracowanie własne]

Część aplikacji odpowiedzialna za generowanie raportu umożliwia wybór typu raportu tzn. dobowy czy też z dowolnego zakresu czasowego. Po wyborze typu raportu system pobiera i wyświetla dane oraz umożliwia wprowadzanie dodatkowych danych które nie są ujęte w systemach informatycznych oraz informacji o ewentualnych awariach systemu ważenia. Wygenerowane dane są automatycznie eksportowane do programu EXCEL, stanowiąc podstawę do tworzenia raportu w dowolnym kształcie. System Solaris.Mars wspiera integrację z system wag magazynowych SWM.

Wprowadzenie tego systemu w KWK Bolesław-Śmiały zaowocowało skróceniem czasu przygotowania raportu oraz wyeliminowało błędy mogące powstać na drodze ustnego przekazu informacji.

9. Podsumowanie

Automatyzacja i informatyzacja zakładów przeróbczych jest dziś jednym z ważniejszych aspektów umożliwiających sterowanie i zarządzanie zakładem przeróbczym. Do najważniejszych cech na które należy zwrócić uwagę przy jej wprowadzaniu należą: możliwość integracji z innymi systemami pracującymi już na zakładach przeróbczych, stosowanie układów redundantnych zarówno dla sterowania, jak i dla układów wizualizacji SCADA, budowę wydzielonych sieci przemysłowych umożliwiających pracę nawet przy awarii jednego z łącz światłowodowych, stworzenie centralnego systemu umożliwiającego akwizycję danych z wszystkich części zakładu przeróbczego w celu nadzorowania i możliwości raportowania produkcji. Rozwiązania przedstawione w rozdziale prezentowały przykładowe aplikacje oraz ideę tworzenia tego typu systemów. Jako najważniejszy problem przy automatyzacji można wskazać integrację różnych systemów, gdyż bardzo często mamy do czynienia z systemami zamkniętymi, które uniemożliwiają dalszą rozbudowę lub integrację. W takich wypadkach należy zastosować modernizację, wymianę systemu na nowy system umożliwiający pełną skalowalność oraz pewność wsparcia i jego rozwoju przez wiele lat.

Literatura

1. Systemy Wysokiej Dostępności – Broszura ASTOR.
2. Komunikacja ethernetowa i szeregowa – Broszura ASTOR.
3. Raportowanie i analiza danych z procesów i produkcji – Broszura ASTOR.
4. Cechy Platformy Systemowej Wonderware – ASTOR.
5. Oprogramowanie marki Wonderware – ASTOR.
6. Modernizacja technologii wzbogacania klas drobnych. Obiekt 4.1 – Płuczka miałowa. Przebudowa budynku płuczki miarowej w zakresie wzbogacania miałów węglowych. Przeniesienie Dyspozytorni Płuczki Miarowej – Projekt wykonawczy - Carbo Projekt sp. z o.o.

Rozwój i modernizacja Oddziału Zakłady Wzbogacania Rud w oparciu o najnowsze trendy światowe

Andrzej Konieczny, Witold Pawlos, Małgorzata Krzemińska – KGHM Polska Miedź S.A.

1. Wprowadzenie

Technologia stosowana w zakładach wzbogacania O/ZWR zaprojektowana została w latach pięćdziesiątych ubiegłego wieku, a rozwiązania techniczne w dużej mierze oparte były na urządzeniach zaprojektowanych i wykonanych w latach 60-tych i 70-tych. Przestarzały i w dużej części wyeksploatowany park maszynowy nie zapewnia obecnie uzyskania efektywności techniczno-technologicznej na akceptowalnym poziomie. Przyczyną tego w głównej mierze jest coraz bardziej skomplikowany charakter przerabianego urobku oraz wymogi odnośnie do jakości produkowanego koncentratu.

Ponadto, obecność trzech frakcji litologicznych w wydobywanym urobku (piaskowcowej, węglanowej i łupkowej), znacznie różniących się składem chemicznym, charakterem mineralizacji i wzbogacalnością, sprawia trudności z utrzymaniem wskaźników technologicznych na odpowiednim poziomie. Trudności z utrzymaniem wskaźników technologicznych to także efekt rosnącego udziału w przerabianym urobku najtrudniej wzbogacalnych frakcji łupkowo-ilastych oraz węglanowych [1].

Nie bez znaczenia jest również stan techniczny stosowanego parku maszynowego, który jest w znacznym stopniu wyeksploatowany i mało efektywny technologicznie. Uwolnienie w procesie mielenia drobnych minerałów siarczkowych okazało się mało skuteczne wobec konieczności uwalniania ziarn minerałów siarczkowych o coraz mniejszej wielkości (rzędu od kilkudziesięciu do kilkunastu mikronów). Na efektywność przebiegu procesu w dużym stopniu wpływa znaczne rozdrobnienie parku maszynowego. W procesie mielenia wykorzystywane są młyny o niewielkiej wydajności jednostkowej. W Oddziale pracuje obecnie 86 sztuk młynów bębnowych różnych typów, natomiast standardem światowym jest realizowanie takiego wolumenu produkcji w kilku młynach wielkogabarytowych, opartych na mieleniu autogenicznym lub semiautogenicznym.

Następnym etapem procesu realizowanego w O/ZWR jest klasyfikacja grawitacyjna i hydrauliczna. Aktualnie wykorzystywane są klasyfikatory spiralne oraz mało efektywne hydrocyklony ø500 i ø350 starych konstrukcji pochodzące z lat 70. XX w.

Niska efektywność klasyfikacji spowodowana jest niedostatecznym zmieleniem oraz zawrotami młynów. Wpływa to na niedostateczne przygo-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

towanie materiału do procesu wzbogacania i stanowi barierę ograniczającą możliwości podniesienia uzysków na etapie flotacji. Tym bardziej, że maszyny flotacyjne również odbiegały od światowych standardów pod względem wydajności jednostkowej. Ich sprawność i zły stan techniczny wpływał negatywnie na stabilność i efektywność procesu, a niski poziom automatyzacji oraz rozbudowane skomplikowane obiegi uniemożliwiały kompleksowe sterowanie procesem i powodowały wydłużenie reakcji na zmiany parametrów nadawy i stany awaryjne.

Konieczność zwiększenia przerobów jednostkowych oraz konieczność głębokiego mielenia sprawiają problemy nie tylko w pracy układów flotacji, ale również w procesie odwadniania.

Przybliżona diagnoza stanu techniczno-technologicznego O/ZWR była impulsem do podjęcia szeregu modernizacji techniczno-technologicznych, w wyniku których zostaje osiągany dobry światowy poziom.

2. Rozwój i modernizacja O/ZWR

Zły stan techniczny parku maszynowego pracującego od kilkudziesięciu lat, który poddawano jedynie remontom technicznym oraz sukcesywnie obniżająca się sprawność technologiczna sprawiła, że niezbędnym było rozpoczęcie procesu odtworzenia i modernizacji podstawowych maszyn i urządzeń technologicznych. Główne zadania inwestycyjne (odtworzeniowe i modernizacyjne) przedstawiono w tabeli 1 [2].

Główne zadania modernizacyjne w O/ZWR [2]

Tabela 1

Nazwa zadania	Charakterystyka zadania
Modernizacja maszyn flotacyjnych	Wymiana i modernizacja ponad 100 maszyn w trzech Rejonach O/ZWR wraz z ich infrastrukturą hydrauliczną, elektryczną i automatyki oraz budowlaną,
Modernizacja układów klasyfikacji	Wymiana i modernizacja ponad 75 baterii hydrocyklonów w trzech Rejonach O/ZWR wraz infrastrukturą hydrauliczną, elektryczną i automatyki oraz budowlaną,
Modernizacja układów mielenia	Planowane połączenie wdrożenia wyników prac badawczo-rozwojowych z niezbędnymi inwestycjami odtworzeniowymi, modernizacja infrastruktury maszynowej, budowlanej, elektrycznej i automatyki, zastosowanie nowych rozwiązań w zakresie mielenia.

Kluczowe znaczenie w dążeniu do wysokiego poziomu techniczno-technologicznego oraz ekonomicznego zakładów wzbogacania mają odpowiednio ukierunkowane działania o charakterze badawczo-rozwojowym.

Prowadzona od wielu lat w Oddziale Zakłady Wzbogacania Rud działalność rozwojowa i inwestycyjna koncentruje się na poszukiwaniu rozwiązań dla problemów techniczno-technologicznych procesu wzbogacania. W warunkach postępującej na świecie globalizacji, Oddział Zakłady Wzbogacania Rud podjął działania, mające na celu unowocześnienie stosowanej technologii w celu poprawy wskaźników technologiczno-ekonomicznych [2].

Światowe trendy w przemyśle rud metali nieżelaznych wskazują na wyzwania, którym można sprostać wprowadzając nowego typu maszyny i urządzenia. Wymaga to jednak odejścia od tradycyjnej modernizacji odtworzeniowej parku maszynowego w stronę opracowywania bardziej zaawansowanych systemów i rozwiązań.

Pomimo zakrojonej na szeroką skalę działalności inwestycyjnej w Oddziale realizowane są także zadania na etapie badań i rozwoju zmierzające do dalszej poprawy efektywności technologicznej i ekonomicznej. Do najważniejszych z ich należą:

- segregacja koncentratu pod względem zawartości węgla organicznego,
- wprowadzenie procesu przesiewania przed operacją I stopnia mielenia,
- określenie możliwości zwiększenia efektywności mielenia poprzez zastosowanie młynów wieżowych w układach domielania,
- zastosowanie mielników żeliwno-chromowych,
- zastosowaniem systemu wizyjnego „FloVis”,
- zastosowanie wysokociśnieniowych pras walcowych HPGR.

2.1. Segregacja koncentratu pod względem zawartości węgla organicznego

W O/ZWR prowadzi się szereg działań związanych z możliwością poprawy jakości koncentratu i zmniejszenia zawartości składników szkodliwych w koncentracie. Uwagę skupiono głównie na opracowaniu dostatecznie efektywnej technologicznie i ekonomicznie metody rozdziału koncentratu. Zagadnienie to zostało kompleksowo badane pod kątem produkcji koncentratu o stabilnych parametrach chemicznych, w aspekcie aktualnych i przyszłych potrzeb metalurgicznych.

W pracach w tym zakresie wykorzystano różnice w kinetyce flotacji węgla organicznego i miedzi. Dzięki tym własnościom stwierdzono, że istnieje możliwość segregacji koncentratu metodą flotacji. Zagadnienie to stało się podstawą do przeprowadzenia prób segregacji koncentratu na „ubogi” i „bogaty” w węgiel organiczny. Pozytywne wyniki pozwoliły uzasadnić celowość przeprowadzenia pełnego cyklu badawczego, tj. badań w skali przemysłowej w zakresie zróżnicowania kaloryczności koncentratu w procesie flotacji, w ramach pracy badawczo-rozwojowej pt. „Opracowanie technologii produkcji koncentratu o zróżnicowanej kaloryczności na etapie flotacji segregującej” [3].

Głównym celem pracy było określenie technologicznych możliwości poprawy jakości koncentratu poprzez zmniejszenie zawartości Corg do poziomu wymaganego przez technologię zawiesinową w Oddziale Huta Miedzi Głogów. Na podstawie wyników badań stwierdzono, że wykorzystując jedynie różnice w kinetyce flotacji siarczków miedzi i substancji organicznej można uzyskać zadowalające zróżnicowanie dwóch koncentratów pod względem zawartości tych składników, które nie w pełni zaspakajają aktualne potrzeby technologii zawiesinowej i szybowej Huty Miedzi Głogów. Mając jednak na uwadze konieczność zwiększenia stopnia rozdziału przeprowadzono dodatkowo badania laboratoryjne i przemysłowe przy użyciu środków chemicznych. W tym celu wykorzystano m.in. maltodekstrynę nisko scukrzoną jako depresora węgla organicznego [4].

Próba ta wykazała dużą skuteczność odczynnika w produkcji dwóch rodzajów koncentratów o znacznym zróżnicowaniu w te składniki: bogatego w Cu i ubogiego w węgiel organiczny oraz ubogiego w miedź i bogatego w Corg [5].

Wyniki prób flotacji rozdziału koncentratu końcowego z O/ZWR Rejon Rudna wykonane w skali przemysłowej potwierdziły możliwość produkcji koncentratów o zróżnicowanych składach chemicznych, optymalnych dla procesów metalurgicznych. Wyniki powyższych prac, a w szczególności wykonana analiza ekonomiczna uzasadniła przeprowadzenie przemysłowych testów segregacji koncentratu z użyciem maltodekstryny. Celem tych testów było zoptymalizowanie parametrów procesu w zakresie zwiększenia ostrości segregacji koncentratu pod względem zawartości Cu i Corg w procesie flotacji segregującej. Powstała technologia jest tylko częściowym rozwiązaniem problemu i wymaga dalszych działań w kierunku prowadzenia stabilnego procesu rozdziału koncentratu pod kątem Corg [4]. Parametry rozdziału z wykorzystaniem kinetyki flotacji i z zastosowaniem maltodekstryny przedstawiono w tabeli 2.

Parametry rozdziału koncentratu końcowego w ZWR Rejon Rudna [źródło: opracowanie własne]

Tabela 2

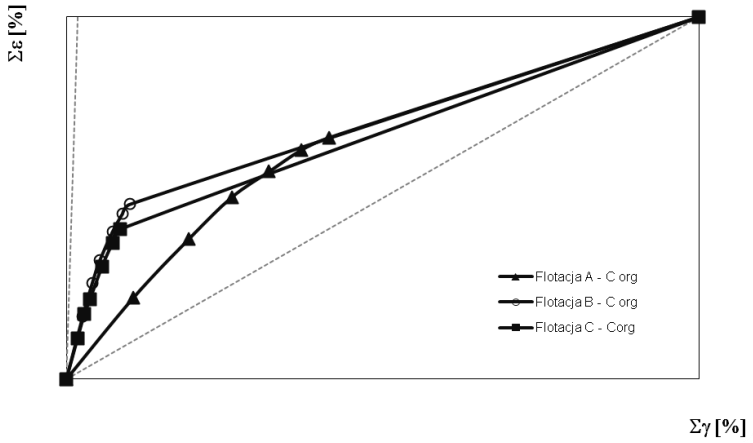
	Ru		Rb	
	Cu [%]	Corg [%]	Cu [%]	Corg [%]
Rozdział bez zastosowania maltodekstryny	28,30	7,92	22,86	8,53
	28,51	7,77	23,16	8,64
	29,21	7,71	23,79	8,52
Rozdział wspomagany maltodekstryną	28,50	6,77	20,45	9,49
	28,18	7,19	21,98	9,06
	28,07	7,20	21,75	9,03

Ru – koncentrat „ubogi" – koncentrat o zwiększonej zawartości Cu i zmniejszonej zawartości Corg,

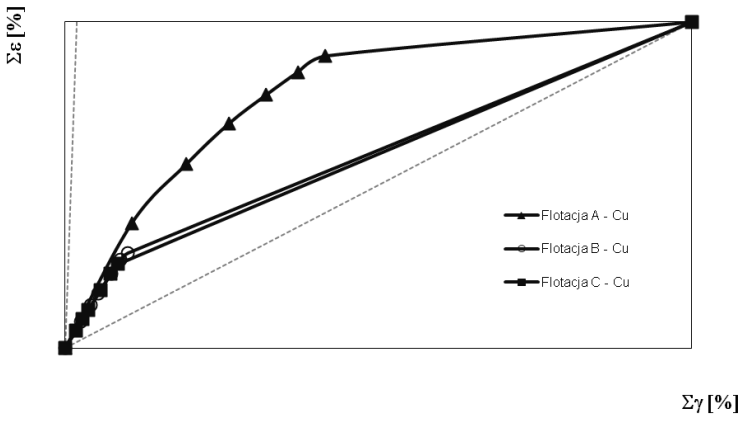
Rb – koncentrat „bogaty" – koncentrat o zmniejszonej zawartości Cu i zwiększonej zawartości Corg.

Jednym z ostatnio przeprowadzonych badań była segregacja koncentratu pod względem zawartości węgla organicznego w zakresie wydzielania węgla organicznego na etapie flotacji wstępnej.

Proces ten powszechnie nazywany jest pre-flotacją i wykorzystywany jest w nim wyłącznie odczynnik pianotwórczy, który umożliwia wyflotowanie z nadawy materiału naturalnie hydrofobowego jakim jest substancja pochodzenia organicznego zawarta w złożu LGOM. W porównaniu do tradycyjnej flotacji z użyciem odczynnika zbierającego, we flotacji z odczynnikiem pianotwórczym można wydzielić węgiel organiczny zawarty w nadawie, obniżając jego zawartość do odpowiedniego poziomu, przy niewielkich stratach miedzi. Nieznaczny wychód koncentratu i zawartość węgla organicznego na poziomie 12% ma korzystny wpływ na dalszy proces wzbogacania (flotację główną i czyszczącą) [4].



Rys.1. Flotacje laboratoryjne urobku z Rejonu ZWR Rudna str. A [6]



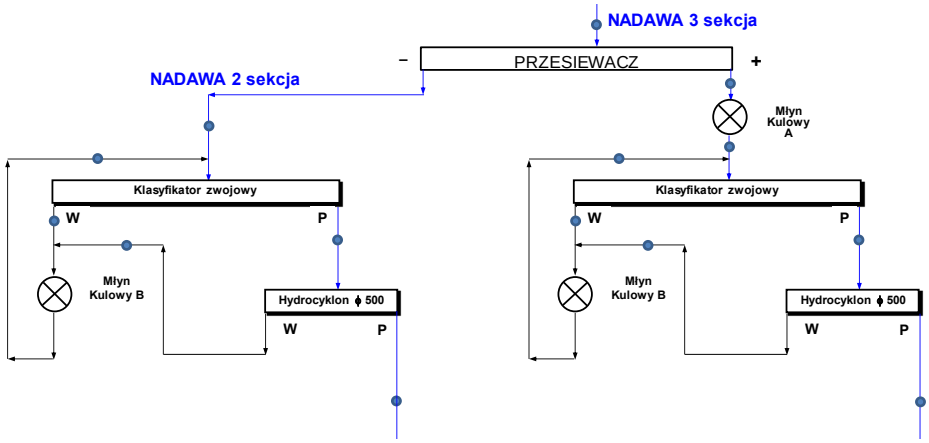
Rys.2. Flotacje laboratoryjne urobku z Rejonu ZWR Rudna str. A [6]

Zagadnienie wydzielania węgla na etapie flotacji wstępnej jest obecnie w początkowej fazie badań w ramach własnej działalności O/ZWR. Opracowanie docelowej technologii wymaga kompleksowych badań w szerokim zakresie, co zostało uwzględnione w planach badawczo-rozwojowych.

2.2. Wprowadzenie procesu przesiewania przed operacją I stopnia mielenia

Zagadnienie możliwości wydzielenia z nadawy do młynów pierwszego mielenia drobnej frakcji ziarnowej w warunkach O/ZWR zostało szczegółowo przebadane w ramach realizacji pracy badawczo-rozwojowej pt. ”Określenie wpływu wydzielania z nadawy do młynów pierwszego mielenia frakcji ziarnowej poniżej 5 mm na procesy klasyfikacji i wzbogacania w O/ZWR Rejon Polkowice” [7]. Podstawą do podjęcia tego typu działań były doniesienia literaturowe, w których uzasadnia się celowość stosowania tego typu rozwiązania w przypadku, gdy 30% wielkości ziaren nadawy do młyna tworzą ziarna będące produktem mielenia.

Realizacja pracy pozwoliła na określenie optymalnych parametrów pracy układu przygotowania rudy do flotacji, w którym wyprowadzono strumień nadawy bezpośrednio do klasyfikacji w wyniku przesiewania urobku przed młynem I mielenia [4].



Rys.3. Schemat młynowni – nowy układ dla sekcji 2 i 3 po wprowadzeniu klasyfikacji nadawy na I stopień mielenia [7]

Efektem wynikającym z realizacji zadania badawczo-rozwojowego, poza optymalizacją parametrów pracy nowego układu zwiększającym sprawność procesu przygotowania urobku do wzbogacania było przedstawienie wytycznych dla rozwiązań techniczno-technologicznych umożliwiających osiągnięcie optymalnych wskaźników technologicznych, tj. maksymalizację uzysku i jakości koncentratu przy minimalizacji kosztów przygotowania rudy do flotacji

w Rejonie ZWR Polkowice. Wyniki wykonanych badań w zakresie oceny efektywności technologicznej i ekonomicznej dla wprowadzonej modernizacji układu przygotowania urobku do flotacji na drodze wydzielenia ziarn drobnych przed mieleniem I stopnia wskazują, iż proponowane działania mają swoje głębokie uzasadnienie techniczne i ekonomiczne [4]. Zastosowanie tego typu rozwiązania umożliwia znaczne ograniczenie energii (wyłączenie młyna przerobowego, zmniejszenie kosztów utrzymania ruchu, zmniejszenie zużycia mielników), w związku z tym opracowana w O/ZWR „Docelowa koncepcja modernizacji układów mielenia w O/ZWR w oparciu o wyniki zrealizowanych prac badawczo-rozwojowych" uwzględnia zastosowanie tego typu rozwiązania we wszystkich Zakładach Wzbogacania Oddziału.

2.3. Określenie możliwości zwiększenia efektywności mielenia poprzez zastosowanie młynów wieżowych w układach domielania

Bardzo drobne okruszcowanie półproduktów procesu wzbogacania sprawia, że O/ZWR poszukuje coraz efektywniejszych rozwiązań, do których można zaliczyć młyny pionowe. Badania w tym zakresie przeprowadzono w ramach pracy badawczo-rozwojowej pt. "Ocena możliwości poprawy efektywności procesu flotacji poprzez zwiększenie skuteczności domielenia" [8], której celem była weryfikacja aktualnej technologii oraz określenie kierunków dalszych działań w zakresie poprawy mielenia i wzbogacania ziaren drobnych.

W związku z tym wykonano w szerokim zakresie badania dotyczące wpływu zmian parametrów nadawy kierowanej do młyna, takich jak: natężenie przepływu, rodzaj nadawy, gęstość nadawy oraz stopień wypełnienia młyna mielnikami i ich wpływ na efektywność uwolnienia siarczków miedzi. Ponadto, określono i porównano kinetykę mielenia nadawy w młynie Vertimill z wynikami mielenia w aktualnie pracującym młynie domielającym. W ramach przeprowadzonych badań określono także kinetykę mielenia młyna Vertimill pracującego w układzie zamkniętym z pełnym zawrotem produktu dla dwóch poziomów wypełnienia młyna mielnikami [4].

Przeprowadzone badania pozwoliły na oszacowanie wielkości zużywanej energii przez młyn Vertimill oraz wielkości zużycia mielników w procesie mielenia. Produkty domielania w młynie Vertimill, jak i produkty domielania w istniejącym układzie technologicznym oceniano także stopniem uwolnienia minerałów kruszcowych w klasach ziarnowych, co nie jest bez znaczenia dla przebiegu flotacji, której poddawane są produkty domielania. Wiele serii badań stanowiły laboratoryjne flotacje produktów domielania w młynie Vertimill oraz w młynie bębnowym, jak również nadawy na te młyny. W ramach tych badań określano wzbogacalność nadawy na domielenie oraz flotowalność produktów domielania w młynie Vertimill i młynie przemysłowym. W tabeli 2 podano średnie wyniki przeprowadzonych badań dla młyna Vertimill oraz porów-

nawczego młyna domielającego, a także dane zarejestrowane przez systemy pomiarowe w odniesieniu do tych młynów. Wyniki badań pozwoliły na przeprowadzenie analizy efektywności technologicznej procesu domielania w młynie Vertimill w odniesieniu do aktualnie pracujących młynów bębnowych. W analizie tej posłużono się wskaźnikami oceny procesu ujmującymi: przyrost klasy – 0,045 mm lub – 0,071 mm w produkcie mielenia, przerób młyna oraz energię zużytą na mielenie (wskaźnik $S1^1$, $S2^2$) [4].

Porównanie wskaźników dla młyna Vertimill i młyna bębnowego [8]

Tabela 3

Lp.	Dane	Młyn bębnowy	VERTIMILL
1.	Przyrost klasy 0,045	4,2	41,8
2.	Przyrost klasy 0,071	5,5	52,4
3.	Energia [kWh]	401,7	13,7
4.	Przerób [Mg]	304,1	1,725
5.	Wskaźnik S1	3,2	5,3
6.	Wskaźnik S2	4,1	6,7

Wskaźnik S1 jest iloczynem przyrostu klasy – 0,041 i przerobu podzielonym przez pobraną energię.
Wskaźnik S2 jest iloczynem przyrostu klasy – 0,071 i przerobu podzielonym przez pobraną energię.

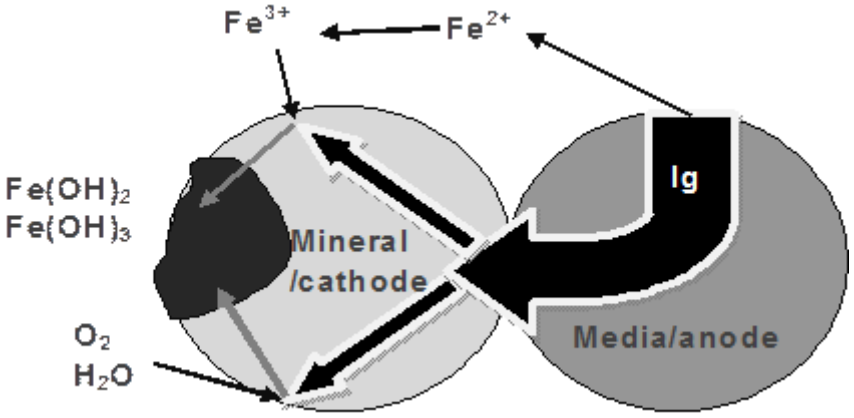
Przeprowadzona analiza efektywności badanego młyna oraz wymogi technologiczne domielania, a także przegląd zastosowań młynów tego typu w świecie pozwoliły na zarekomendowanie rozwiązań w zakresie możliwości zastosowania młynów wieżowych jako alternatywnego sposobu domielania w O/ZWR [9].

2.4. Zastosowanie mielników żeliwno-chromowych

Kule znajdujące się w środowisku korozyjnym (w obecności silnie zasolonych wód procesowych) w sposób ciągły są narażone na procesy korozyjne. W młynach kule narażone są również na silne działanie zjawisk i czynników abrazyjnych, w których szczególnie łatwo dochodzi do procesów korozyjnych. Odsłonięty metal „in statu nascendi" bardzo szybko wchodzi w reakcję ze środowiskiem korozyjnym, pokrywając się produktami korozji. W związku z tym zjawisko ścierania i korozji mielników to dwa zasadnicze czynniki wpływające nie tylko na zużycie kul, ale i na sprawność procesów flotacyjnych [10]. Na rysunku 4 przedstawiono reakcje korozyjne w trakcie mielenia.

Charakter procesów korozyjnych mielników, zachodzących podczas mielenia rud sprawił, że w O/ZWR w 2011 r. rozpoczęto działania w kierunku

stosowania mielników żeliwno–chromowych. Przeprowadzono laboratoryjne „Badania wpływu mielników na flotację miedzi i srebra" [10], których celem było określenie wpływu parametrów elektrochemicznych w procesie mielenia na wskaźniki technologiczne.



Rys.4. Procesy zachodzące w młynie w trakcie mielenia (schemat powstawania wodorotlenku żelaza na powierzchni minerału) [10]

Ilość mielników zużytych podczas doładunków do utrzymania zadanego obciążenia energetycznego młynów [źródło: opracowanie własne]

Tabela 4

Etap testu		Przerób nadawy [Mg w.w.]	Ilość mielników w doładunkach [Mg]	Wskaźnik zużycia [g/Mg]
Okres referencyjny mielniki stalowe	W_s	467 640	348,5	745,23
Okres badawczy mielniki chromowe	W_{ch}	493 910	195,0	394,81

Wyniki przeprowadzonych badań, dotyczące zasadności stosowania mielników chromowych wykazały jednoznacznie pozytywny wpływ na wskaźniki technologiczne, poprawiając uzysk Cu [10] oraz zmniejszenie wskaźnika zużycia na tonę przerobionego urobku. Wykazano jednoznacznie, że zasadniczy wpływ na wskaźniki technologiczne ma potencjał Eh, parametr, który jest zależny od rodzaju stosowanych mielników.

Pozytywne efekty zastosowania mielników chromowych widoczne podczas procesu flotacji w warunkach laboratoryjnych stały się podstawą do przeprowadzenia w O/ZWR dalszych badań w skali przemysłowej. Prowadzony eksperyment miał na celu ocenę technologiczną oraz ekonomiczną wprowadzenia do stosowania mielników wysokochromowych w młynach kulowych. Eksperyment został poprzedzony dwumiesięcznym okresem referencyjnym,

w którym prowadzono obserwacje parametrów technologicznych procesu wzbogacania przy załadunku mielnikami stalowymi [4].

Wstępne wyniki wskazują, że stosunek wskaźników zużycia mielników stalowych do mielników chromowych ($R_M = \frac{W_s}{W_{ch}}$) wynosi ok. 1,89, a wzrost uzysku ok. 0,9%.

2.5. Zastosowanie systemu wizyjnego „FloVis”

Rozwój technologii flotacji jest procesem trwającym od momentu uruchomienia Zakładów Wzbogacania Rud, a jego podstawowym celem jest niedopuszczenie do pogorszenia wskaźników wzbogacania rudy. Od momentu powstania zostało zrealizowanych szereg prac obejmujących swym zasięgiem szeroki zakres zagadnień związanych z parametrami decydującymi o efektywności flotacji. Jest on realizowany ciągle i nieprzerwanie, przede wszystkim przez technologów i pracowników ZWR-ów, odpowiedzialnych za codzienny ruch zakładu oraz pracowników jednostek naukowo-badawczych. Jednym z rezultatów prac i wysiłków w okresie minionych kilku lat jest system sterowania maszynami flotacyjnymi przy zastosowaniu systemu wizyjnego FloVis, który powstał w ramach projektu badawczo-rozwojowego [12].

Zastosowanie systemu wizualizacji procesu flotacji ma szczególne znaczenie z uwagi na to, że to proces ten jest „sercem” stosowanej w O/ZWR technologii, a praca maszyn flotacyjnych wpływa w znacznym stopniu zarówno na efekty technologiczne, jak i na koszt przerobu rudy. Warto zaznaczyć, że w całym O/ZWR pracuje około 153 maszyn flotacyjnych różnego typu i na różnych stadiach flotacji. Dotychczas sterowanie parametrami pracy maszyny flotacyjnej odbywało się poprzez utrzymywanie wartości (poziom w maszynie, przepływ powietrza i ilość odczynnika) na poziomach zadanych przez operatora maszyny. Zatem dostosowywanie parametrów pracy maszyn i parametrów flotacji do aktualnych właściwości flotacyjnych było uzależnione od doświadczenia operatora w tym zakresie. W przypadku systemu wizyjnego generowana jest informacja w postaci obiektywnych danych dotyczących piany flotacyjnej (pozbawiona subiektywnych odczuć ludzkich) oraz istnieje możliwość ciągłego dostosowywania tych parametrów do wielkości optymalnych, a nie tylko w okresie, gdy operator kontroluje pracę komór flotacyjnych. Kolejnym atutem systemu jest możliwość kontrolowania wszystkich sekcji wszystkich maszyn jednocześnie i dostosowanie ustawień na optymalnym poziomie [11]. Opracowane tryby pracy systemu sterowania maszynami flotacji głównej FloVis mają za zadanie ułatwienie obsłudze technologicznej uzyskiwanie optymalnych końcowych wyników technologicznych w zależności od przyjętego trybu pracy tj. maksymalizacji uzysku, maksymalizacji zawartości Cu w koncentracie końcowym, minimalizacji zawartości Cu w odpadach [4].

Rys.5. Pomiary analizatora rentgenowskiego Courier oraz możliwość trybu sterowania [12]

W wyniku przeprowadzonych długoterminowych testów systemu FloVis wykazano jego zalety w postaci wzrostu uzysku (~0,7%) z jednoczesnym obniżeniem strat miedzi w odpadach [4]. Należy podkreślić, że duża zmienność zarówno właściwości wzbogacalności (wynikająca w głównej mierze ze zmiennego składu litologicznego), jak i przebiegu procesu wzbogacania, wymaga stosowania nowoczesnych układów optymalizacji opartych o kontrolę i stabilizację jednostkowych procesów przeróbki. Wykorzystanie systemu wizyjnego dla maszyn flotacji głównej potwierdza możliwości w zakresie poprawy uzysku Cu.

Pozytywne wyniki z zastosowania systemu dla maszyn flotacji głównej ukierunkowały dalsze, obecnie prowadzone, badania nad rozwojem systemu sterowania dla flotacji wstępnej oraz flotacji czyszczących we wszystkich zakładach O/ZWR [12]. Kolejny etap wdrożenia systemu FloVis we wszystkich trzech zakładach KGHM Polska Miedź S.A. O/ZWR na flotacjach czyszczących jest obecnie w fazie projektu. Instalacja i uruchomienie powinno nastąpić do końca 2013 roku.

Opracowany, a następnie wdrożony w KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Wzbogacania Rud system sterowania procesem flotacji „FloVis", otrzymał wyróżnienie na Międzynarodowym Kongresie Górnictwa Rud Miedzi oraz został wyróżniony w 2012 r. przez Federację Stowarzyszeń Naukowo-

Technicznych NOT Złotym Laurem Innowacyjności w Konkursie „Laur Innowacyjności”.

2.6. Zastosowanie wysokociśnieniowych pras walcowych HPGR

Aktualnie stosowaną technologią przygotowania urobku do procesu wzbogacania w Oddziale Zakłady Wzbogacania Rud jest rozdrabnianie w kruszarkach młotkowych i młynach bębnowych. Jak ogólnie wiadomo proces przygotowania urobku do flotacji jest najbardziej energochłonnym. Analizując nowe rozwiązania w światowym przemyśle rud można zauważyć, że struktura kosztów produkcji w układach przygotowania rudy – zależnie od struktury układu, wynosi co najmniej 50% całości produkcji koncentratu, a energochłonność operacji przygotowawczych do wzbogacania wynosi od 15 do 24 kWh/Mg rudy zależnie od zastosowanej technologii i techniki rozdrabniania. Jednocześnie pokazuje, że zależnie od rodzaju zastosowanej techniki oraz konfiguracji układu technologicznego zużycie energii może zmieniać się od 24 kWh/Mg w tradycyjnych technologiach rozdrabniania opartych na kruszarkach stożkowych i młynach, do 15 kWh/Mg w najnowszych z użyciem kruszarek walcowych wysokociśnieniowych (HPGR-HighPressureGrindingRolls) [13].

W związku z powyższym w ramach działalności badawczo-rozwojowej planowane jest przeprowadzenie badań mających na celu określenie możliwości zastosowania w układzie rozdrabniania wysokociśnieniowych pras walcowych jako alternatywę do kruszarek i/lub młynów. W tym celu planowane jest przeprowadzenie kompleksowej analizy technologii rozdrabniania z użyciem wysokociśnieniowych pras walcowych z praktycznego punktu widzenia uwzględniającego specyficzne warunki w O/ZWR, tj. wykonanie szeregu badań rozdrabniania w prasach HPGR w różnych warunkach z zastosowaniem różnych rodzajów mieszanek urobku przerabianego w O/ZWR, na podstawie których opracowany zostanie zakres zmian w schemacie technologicznym i wyposażeniu technicznym oparty o wysokociśnieniowe prasy walcowe (HPGR). Tego typu podejście ma na celu poprawę wskaźników technologicznych i ekonomicznych, zapewnienie niezawodności pracy oraz określenie efektywności pracy przedmiotowego urządzenia, a przede wszystkim ustalenie optymalnego pod względem technologiczno-ekonomicznym nowego schematu przygotowania urobku do procesu flotacji.

3. Podsumowanie

Największym impulsem do rozkwitu przeróbki rud miedzi w KGHM Polska Miedź S.A. było powołanie w 1998 roku Oddziału Zakłady Wzbogacania Rud. Nowa struktura organizacyjna umożliwiła wyznaczenie oraz

realizację strategicznych kierunków działań, mających na celu postęp technologiczny z równoległą obniżką kosztów.

Dbałość o jakość koncentratów i obniżanie strat miedzi w odpadach, a tym samym maksymalizacja uzysku oraz obniżanie energochłonności stosowanych procesów przeróbczych, to podstawowe technologiczne zadania Zakładów Wzbogacania Rud, obok równie ważnych zadań ekonomicznych, takich jak obniżanie kosztów produkcji, których największy składnik stanowi energia elektryczna oraz utrzymanie sprawności technicznej maszyn i urządzeń. Opracowany w 2008 r. „Plan strategiczny", wychodzi naprzeciw tym zadaniom.

Podejmowane działania o strategicznym znaczeniu już przynoszą zakładane efekty w zakresie poprawy parametrów technologicznych oraz obniżenia kosztów eksploatacyjnych i remontowych. Nastąpiło również przyhamowanie niekorzystnego trendu wzrostu kosztów we wszystkich obszarach. Jednak w dalszym ciągu istnieje wiele problemów natury technologicznej i technicznej, czekających na rozwiązanie. Problemy te wynikają najczęściej ze zmieniających się parametrów nadawy kierowanej do zakładów wzbogacania, jak również z nowych zadań stawianych przed przeróbką.

Wychodząc naprzeciw obecnym i przyszłym problemom technologii wzbogacania rud miedzi eksploatowanych w KGHM Polska Miedź S.A. warto zwrócić uwagę na poprawę sprawności energetycznej. Istnieje duży potencjał jeśli chodzi o to zagadnienie, tym bardziej, że w zakresie efektywnej energetycznie technologii w O/ZWR są już pewne osiągnięcia (młyny pionowe, przesiewanie przed I stopniem mielenia, dobór optymalnych wartości obrotów młyna). Działania mające podnieść wydajność i efektywność procesów przeróbki rudy, to również działania skupiające się na procesie flotacji. W tym obszarze na uwagę zasługuje system sterowania (FloVis) będący skutecznym sposobem do podwyższenia wskaźników technologicznych. Ponadto, dużych korzyści można się również spodziewać kierując wysiłki w stronę zastosowania mielników żeliwno-chromowych, gdyż jest to jedna z najbardziej perspektywicznych dróg do podwyższenia efektywności technologicznej i ekonomicznej przeróbki.

Wdrażanie myśli naukowo-technicznej ukierunkowane na podwyższenie efektywności procesów w warunkach postępującej globalizacji jest niezbędne, wymaga jednak dalszych, daleko idących dyskusji w zakresie zasadności stosowania światowych technologii w warunkach panujących w KGHM Polska Miedź S.A.

Literatura

1. Łuszczkiewicz A., Wieniewski A.: Kierunki rozwoju technologii wzbogacania rud w krajowym przemyśle miedziowym, Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 30, Zeszyt 3/1, 2006.
2. Konieczny A., Boczar W., Pawlos W., Krzemińska M.: Koncepcja budowy w KGHM PM SA nowoczesnego zakładu przeróbczego w oparciu najnowsze światowe osiągnięcia techniczno-technologiczne - przykład podejścia projektowego, Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2013, Materiały Konferencyjne.
3. Trybalski K., Foszcz D., Gawenda T., Krawczykowski D.: Opracowanie technologii produkcji koncentratu o zróżnicowanej kaloryczności na etapie flotacji segregującej, praca AGH, 2010 (nie publ.).
4. Konieczny A., Pawlos W., Krzemińska M., Kurzydło P., Kaleta R.: Kierunki rozwoju technologii w celu poprawy wskaźników W KGHM Polska Miedź S.A. O/ZWR, X MIĘDZYNARODOWA KONFERENCJA PRZERÓBKI RUD METALI NIEŻELAZNYCH, ICNOP'12, TRZEBIESZOWICE, 17-19 PAŹDZIERNIKA 2012.
5. Skorupska B., Wieniewski A., Kubacz N., i in.: Próby segregacji koncentratu z wykorzystaniem maltodekstryny w Oddziale ZWR Rudna i ocena wpływu na przebieg procesów pirometalurgicznych w KGHM Polska Miedź S.A. IMN praca nr 1076 (nie publ.), 2011.
6. Konieczny A., Pawlos W., Krzemińska M., Kaleta R.: Rozwój prac w zakresie wydzielania węgla organicznego na etapie flotacji wstępnej, X MIĘDZYNARODOWA KONFERENCJA PRZERÓBKI RUD METALI NIEŻELAZNYCH, ICNOP'12, TRZEBIESZOWICE, 17-19 PAŹDZIERNIKA 2012.
7. Foszcz D., Trybalski K., Gawenda T., Naziemiec Z., Tumidajski T., Krawczykowski D., Ranosz R.: Określenie wpływu wydzielania z nadawy do młynów pierwszego mielenia frakcji ziarnowej poniżej 5 mm na procesy klasyfikacji i wzbogacania w O/ZWR Rejon Polkowice, praca AGH, 2011 (nie publ.).
8. Trybalski K., Foszcz D., Gawenda T., Krawczykowski D., Naziemiec Z., Ranosz R.: Ocena możliwości poprawy efektywności procesu flotacji poprzez zwiększenie skuteczności domielenia, praca AGH, 2011(nie publ.).
9. Konieczny A., Pawlos W., Krzemińska M.: Ocena mielenia i wzbogacania ziaren drobnych w oparciu o badania przeprowadzone w KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Wzbogacania Rud, X MIĘDZYNARODOWA KONFERENCJA PRZERÓBKI RUD METALI NIEŻELAZNYCH, ICNOP'12, TRZEBIESZOWICE, 17-19 PAŹDZIERNIKA 2012.
10. Konieczny A., Pawlos W., Kaleta R., Krzemińska M.: Wpływ mielników wysokochromowych na efektywność procesu mielenia i flotacji w KGHM

Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Wzbogacania Rud, Górnictwo i Geologia, tom 6, z. 2, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, 2011 r.

11. Raport końcowy z wdrożenia wyników pracy badawczo-rozwojowej pt.: ”Sterowanie procesem flotacji poprzez analizę obrazu jakości piany flotacyjnej FloVis”, 2010 (opracowanie własne O/ZWR).
12. Konieczny A., Pawlos W., Jach M., Pępkowski R., Krzemińska M., Kaleta R., Foszcz D.: Zastosowanie systemu wizualizacji do sterowania parametrami pracy maszyn flotacyjnych w KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Wzbogacania Rud, Górnictwo i Geologia, tom 6, z. 2, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, 2011 r.
13. Krzemińska M., Malewski J.: Energochłonność operacji przygotowania rud do wzbogacania w kopalniach LGOM, Przegląd Górniczy, 7-8 (1064-65), Tom 66, 2011.

Czy wiesz, że...

... krążniki wytwarzane metodą walcowania (ang. flow-forming) mają znacznie wyższą trwałość i przyczyniają się do zmniejszenia zużycia energii. Krążnik HM150 firmy Sandvik może pracować w naj- cięższych warunkach, przy prędkościach transportowania do 11 m/s i wydajności wynoszącej 50000 ton/godz. Proces produkcji krążników typu HM nie wymaga obróbki mechanicznej, ani ich wyważania. Zapewniona jest powtarzalność uzyskiwanych wymiarów, a jakość wykonania jest bardzo wysoka. Wśród zalet nowego typu krążników zwracają uwagę: wydłużona trwałość łożysk, zmniejszenie masy o ok. 30%, polepszona prostoliniowość, wytwarzanie części nośnej krążnika i gniazd łożyskowych w jednym procesie, brak ostrych krawędzi mogących niszczyć taśmę przenośnika, zastosowanie wysoce skutecznego uszczelnienia labiryntowego i zmniejszenie poziomu generowanego hałasu.

World Coal 2013 nr 1 s.35-40

O ograniczeniach możliwości poprawy efektywności wzbogacania w wodnych osadzarkach pulsacyjnych

Stanisław Głowiak – Zakład Automatyki „BGG" S.c.

1. Wprowadzenie

Wśród wielu użytkowników osadzarek istnieje przekonanie, że doskonalenie konstrukcji osadzarki w połączeniu ze stosowaniem odpowiednio rozbudowanego systemu sterowania jest w stanie doprowadzić osadzarkę do działania z dowolnie wysoką sprawnością wzbogacania.

Bliższe i bardziej dokładne spojrzenie na to zagadnienie pozwala postawić tezę, że to przekonanie nie ma wystarczającego uzasadnienia. Niniejsza monografia przedstawia argumenty przemawiające za słusznością tej tezy.

Istnieje szereg ograniczeń powodujących, że idealnie skonstruowana i doskonale sterowana osadzarka może nie zapewnić pożądanych wyników wzbogacania. Tego rodzaju ograniczenia można sklasyfikować jako ograniczenia techniczne. Drugą grupę istotnych ograniczeń stanowią bariery naukowo-organizacyjne powodujące, że szanse powstania takiej osadzarki są znikome. Gdyby jednak taka osadzarka powstała to i tak prawdopodobnie nie zostanie zastosowana z powodu istnienia trzeciej grupy ograniczeń, które można nazwać ekonomiczno-prawnymi.

2. Ograniczenia techniczne

2.1. Ograniczenia fizyczne procesu rozwarstwiania

Najpoważniejszym ograniczeniem skuteczności wzbogacania w osadzarce jest szerokość klasy ziarnowej wzbogacanego materiału. Prawa fizyki nieodwołalnie rządzące procesem osadzania nie dopuszczają możliwości idealnego wzbogacania mieszaniny ziaren o różnych wymiarach i kształcie [8, 13]. Jest to skutek opadania z różną prędkością ziaren o tej samej gęstości, lecz różniących się rozmiarem i kształtem. Jeżeli mieszaniny takich ziaren nie da się wzbogacić idealnie po powinniśmy przynajmniej wiedzieć jakie najlepsze wzbogacanie jest osiągalne dla danego składu ziarnowego nadawy. I w tym miejscu pojawia się poważny problem, ponieważ na podstawie aktualnie osiągalnych wyników badań zarówno teoretycznych, jak i empirycznych nie jesteśmy stanie rozwiązać tego zagadnienia. Taka sytuacja jest skutkiem istnienia poważnej "białej plamy" (niestety nie jedynej) w teorii wzbogacania. Kiedyś, pięćdziesiąt lat temu lub dawniej, gdy skuteczność wzbogacania była ważnym składnikiem oceny tego procesu zdawano sobie sprawę z faktu, że odpowiednio wąska klasyfikacja

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

ziarnowa jest podstawowym warunkiem skutecznego działania osadzarki. Obecne tendencje budowy osadzarek preferują wzbogacanie w możliwie szerokiej klasie ziarnowej. Trzeba jednak wyraźnie zaznaczyć, że taki stan rzeczy nie jest uzasadniony żadnymi względami naukowymi i technicznymi, lecz jest tylko skutkiem supremacji źle pojmowanej ekonomii nad zasadami technicznej poprawności.

Szczególnym aspektem tego zagadnienia jest brak wydzielenia przed wzbogacaniem klasy 0 - 0,5 mm, której wzbogacanie w osadzarce nie zachodzi. Obecność tej klasy szkodzi wynikom wzbogacania niejako podwójnie, bowiem nie wzbogacając się sama silnie zaburza poprawne wzbogacanie pozostałych klas. Podobnie jest z klasą 0,5 – 2 mm z tą różnicą, że ta klasa przynajmniej częściowo się wzbogaca, aczkolwiek z miernym skutkiem. Można zauważyć, że wzbogacanie klasy 0,5 - 2 mm to ciągle poważny problem w światowej technice wzbogacania węgla. Istnieją co prawda wzbogacalniki dla tej klasy, lecz o niskiej wydajności w stosunku do potrzeb oraz ciągle niezadowalającej efektywności wzbogacania. Biorąc pod uwagę rosnący udział tych klas w nadawie mamy do czynienia z bardzo negatywnym trendem, prowadzącym do stopniowego eliminowania osadzarek z procesu wzbogacania węgla. Uogólnieniem powyższych uwag może być stwierdzenie, że nieodpowiedni skład ziarnowy nadawy do osadzarki negatywnie wpływa głównie na proces rozwarstwiania się wzbogacanego materiału.

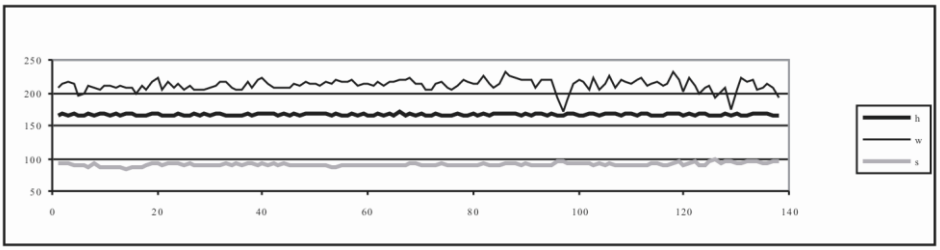
2.2. Ograniczenia możliwości perfekcyjnego rozdziału rozwarstwionego materiału

Drugi podstawowy proces zachodzący w osadzarce jest to proces rozdzielania rozwarstwionego materiału na dwa produkty, który także podlega silnym zaburzeniom, lecz zupełnie innego rodzaju. Wobec braku możliwości pomiaru bieżącej zawartości frakcji ciężkich w nadawie jedynym sposobem skutecznego rozdzielania jest użycie do tego celu układu regulacji automatycznej. Naturalną właściwością każdej regulacji jest jej skuteczność działania tylko w pewnym paśmie zakłóceń. Tymczasem badania zmian składu densymetrycznego nadawy, niestety nieliczne, wskazują na bardzo wysoki udział w zmienności zawartości frakcji odpadowych w nadawie zmian o charakterze białego szumu [15]. Udział tego szumu w całej zmienności nadawy wynosi dla zbadanych przypadków ok. 80%. Z teorii regulacji wynika, że jakakolwiek regulacja obiektu znacznie zakłócanego białym szumem tylko pogarsza zmienność regulowanego sygnału wyjściowego. Sytuacja wygląda korzystniej, gdy obserwujemy zmienność nadawy w bardzo krótkich odcinkach czasu odpowiadających długości pojedynczego cyklu pulsacji oraz uwzględnimy uśrednianie wynikające z kumulowania stosunkowo dużej masy materiału w łożu osadzarki. Wtedy, o ile nie występuje zmienność nadawy o zbyt dużej amplitudzie, możli-

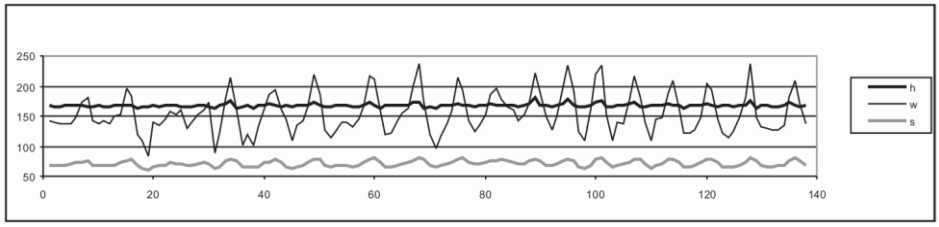
we jest uzyskanie nawet bardzo dobrej stabilizacji wysokości warstwy produktu ciężkiego, która jest podstawowym warunkiem zrealizowania dobrego rozdziału w warunkach przemysłowych.

Poniżej podane są trzy rejestracje pracy dwu osadzarek pokazujące pracę pierwszego przedziału osadzarki przy względnie stabilnej nadawie, nadawie w której widoczne są silne składowe okresowe oraz nadawie przy której widoczne jest wyraźnie przeciążenie osadzarki. Wykresy przedstawiają przebieg jednominutowych średnich trzech sygnałów: wysokości warstwy produktu ciężkiego mierzonej położeniem pływaka (h), otwarcia wypustu produktu ciężkiego będącego miarą ilości tego produktu w nadawie (w) oraz rozluzowania łoża (s), którego miarą jest skok pływaka. Na rysunku 3 sygnały otwarcia wypustu (w) i wysokości warstwy (h) są tak przesunięte na wykresie, aby nie zachodziły na siebie. Według wykresu 1 przy zawartości około 80% maksymalnej ilości produktu ciężkiego w nadawie i zmienności ilości tego produktu na poziomie ±15% wysokość warstwy jest stabilizowana z błędem ±2 mm, a skok z błędem ±5 mm, co odpowiada względnej dokładności stabilizacji na poziomie odpowiednio ±1% i ±12%. Zwiększenie zmienności nadawy do poziomu ±40% (rys. 2) skutkuje pogorszeniem się stabilizacji wysokości warstwy i skoku odpowiednio do wartości względnych ±6% i ±40%. W przypadku wykresu 3, gdzie następuje osiągnięcie granic działania przetwornika pomiarowego wysokości warstwy i ograniczenie przepływu materiału przez szczelinę wypustową obie pętle regulacji przestają działać. Pierwsze 15 minut zapisu na tym wykresie pokazuje pracę maszyny na granicy przeciążenia z poprawnie pracującymi regulatorami.

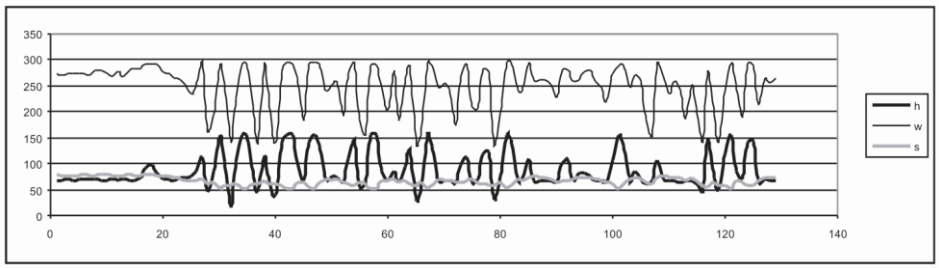
Podane na tych empirycznych wykresach zmiany w pracy osadzarki dają się łatwo wytłumaczyć gęstościową i ziarnową niestabilnością nadawy o charakterze niestacjonarnego szumu spowodowanego nie tylko naturalnymi właściwościami urobku, lecz także techniczno-organizacyjnym niedowładem dołu kopalni.



Rys.1. Przebiegi zmian otwarcia wypustu w, wysokości warstwy produktu ciężkiego h i rozluzowania s przy niewielkich zmianach nadawy [źródło: opracowanie własne]



Rys.2. Przebiegi zmian otwarcia wypustu w, wysokości warstwy produktu ciężkiego h i rozluzowania s przy znacznych zmianach nadawy [źródło: opracowanie własne]



Rys.3. Przebiegi zmian otwarcia wypustu w, wysokości warstwy produktu ciężkiego h i rozluzowania s przy przeciążeniu nadawą [źródło: opracowanie własne]

Tutaj konieczna jest istotna uwaga. Skutki tego, co z punktu widzenia organizacji pracy dołu kopalni jest jej stanem poprawnego działania, z perspektywy zakładu przeróbczego są często odbierane negatywnie, ponieważ objawiają się w postaci niekontrolowanych zmian jakości nadawy o znacznej amplitudzie. Zmiany te dotyczą zarówno składu densymetrycznego, jak i ziarnowego. W tym miejscu wyraźnie widać sprzeczność interesów sfery wydobycia i przeróbki, której sensownym rozwiązaniem może być tylko pewien trudny dla sfery wydobycia kompromis. Aby go przyjąć potrzebna jest analiza przyczyn powstawania tej sprzeczności. Jest oczywiste, że węgiel z poszczególnych ścian wydobywczych może różnić się znacznie składem ziarnowym i gęstościowym. Także czasowo losowy charakter eksploatacji tych ścian nie może być w żaden sposób kwestionowany. Biorąc pod uwagę także masę surowego węgla, konieczność jej natychmiastowego przetransportowania ze ściany oraz brak możliwości zainstalowania na dole odpowiednio dużych zbiorników nie widać żadnej innej możliwości zapanowania nad zmiennością urobku, przy obecnej organizacji pracy dołu, jak tylko jego kontrolowanym mieszaniem tuż przed załadunkiem do skipu lub odpowiednim uśrednianiem między wyładunkiem ze skipu i klasyfikacją wstępną. Ze względu na bardzo często występujące zjawisko nadmiernego zawilgocenia nadawy oraz niewielki efekt uśredniania odpowiednio dużych zbiorników odpada ich wykorzystanie i pozostaje jedyna możliwość w postaci dwu zwałów uśredniających pracujących na przemian. Ponieważ wzbogacanie większych ziaren we wzbogacalnikach z cieczą ciężką jest praktycznie niewrażliwe na zmiany składu ziarnowego i gęstościowego,

jeżeli tylko te wzbogacalniki nie są przeciążane, można zastosować zwały uśredniające tylko dla miałów. Istotną przeszkodą dla stosowana takiego rozwiązania jest brak miejsca na zwały uśredniające oraz zwykle także tylko jedna droga transportowa surowego urobku do zakładu przeróbczego. Jednak najpoważniejszą wadą tego rozwiązania są jego znaczne koszty. Tak więc możliwe technicznie i ideowo poprawne rozwiązanie tego zagadnienia napotyka na bardzo poważne ograniczenia. Czy w tej sytuacji pojawia się jakiekolwiek rozwiązanie? Odpowiedź na to pytanie jest pozytywna i jest poszukiwanym kompromisem. Z będących w posiadaniu autora zapisów pracy wielu osadzarek można wnioskować, że istnieją względnie długie okresy pracy (nawet 10 - 12 godzin) kiedy zmienność nadawy nie stanowi żadnego istotnego ograniczenia dla poprawnej pracy osadzarki. Skoro taka sytuacja się zdarza, to należy odpowiedzieć na pytanie dlaczego nie zachodzi ona zawsze. Właściwą odpowiedź na nie mogą dać tylko kopalniane służby organizujące pracę dołu kopalni, jeżeli zechcą uwzględnić w tej organizacji warunek minimalnej zmienności urobku. Pewną podpowiedź mogą stanowić dwa niewątpliwe fakty. Pierwszy z nich to z reguły znaczna ilość metalowego złomu na sicie w pierwszym przedziale osadzarki, pojawiająca się już po kilku godzinach pracy maszyny. Drugi to odpowiedź na pytanie, dlaczego materiał nie zawierający w ogóle frakcji węglowych, a pochodzący z robót przygotowawczych w całości jest kierowany do zakładu przeróbczego. Ta odpowiedź jest względnie prosta i sprowadza się do zauważenia, że zwykle nie ma drogi transportowej pozwalającej ten materiał od razu skierować do odpadów z pominięciem zakładu przeróbczego lub w nielicznych przypadkach kruszarek bębnowych.

Ważnym spostrzeżeniem z istniejących rejestracji wybranych parametrów pracy osadzarek, dotyczącym procesów rozwarstwiania i rozdzielania rozwarstwionego materiału, jest wzajemna zależność tych obu procesów pozornie całkowicie niezależnych.

2.3. Ograniczenia możliwości stabilizacji jakości produktów osadzania

Praktycy przeróbki często uważają, że miarą jakości wzbogacania może być zmienność zawartości popiołu w koncentracie węglowym. Dzieje się tak dlatego, że zawartość popiołu w koncentracie węglowym jest jego najważniejszą miarą jakości zwykle zapisanej w umowie handlowej z klientem. Pomijamy tutaj zależność tej jakości także od zawartości wilgoci jako całkowicie niezależnej od pracy osadzarki.

Najpierw trzeba zauważyć, że zawartość popiołu w węglu nie jest najszczęśliwiej dobraną miarą jego jakości. Miara ta, posiadająca bardzo specyficzne właściwości, jest jedynie powszechnie dostępną ze względu na koszt i szybkość wykonania pomiaru oraz zgodność z użytkową oceną węgla stosowaną przez większość jego użytkowników. Konieczne jest także wyraźne

podkreślenie, że zawartość popiołu nie jest i nie może być sensowną miarą jakości odpadów. Podstawową przyczyną takiego stanu rzeczy jest zmienność chemiczna czystej substancji nie węglowej (czystego kamienia) powodująca, że z tej samej ilości substancji mineralnej zawartej w węglu powstają bardzo różne ilości popiołu. To ogólne prawdziwe stwierdzenie nie neguje istnienia bardzo szczególnych sytuacji, w których chwilowo istnieje dostatecznie silna korelacja między zawartością czystego kamienia i zawartością popiołu w odpadach.

Dużo korzystniej wygląda przydatność zawartości popiołu do oceny koncentratu węglowego lub półproduktu. Jednakże i w tym przypadku daje o sobie znać losowa zależność zawartości popiołu od gęstości w poszczególnych ziarnach węgla o tej samej gęstości. Na tę niekorzystną właściwość węgla jako pierwszy zwrócił uwagę w swojej pracy powstałej około 75 lat temu Tromp [14]. Czas powstania tej pracy został przypomniany nieprzypadkowo, ponieważ można przypuszczać, że jest to czas dostatecznie długi, aby ta właściwość została powszechnie zrozumiana i zaakceptowana, lecz niestety tak nie jest. Ta szczególna cecha węgla jest podstawową przyczyną istnienia silnej zmienności zawartości popiołu w koncentracie węglowym produkowanym nawet przez idealnie pracujący wzbogacalnik. Badania tej zmienności wykazały [7, 1], że jest to zmienność z dużą zawartością szumu białego z czego od razu wynika oczywisty wniosek, że istnieje nieprzekraczalna granica dokładności stabilizacji zawartości popiołu. Problemem dość błahym, z którym sobie do tej pory nie poradzono jest fakt, że ta granica jest wielokrotnie wyższa niż dokładność pomiaru zawartości popiołu przyjmowana do rozliczeń handlowych.

Innym problemem ciągle dalekim od rozwiązania jest także kontrola jakości węgla surowego. Jest oczywiste, że mogą istnieć takie sytuacje kiedy z poddawanego wzbogacaniu materiału surowego nie jest możliwe osiągnięcie zapisanej w kontrakcie zawartości popiołu w koncentracie węglowym. Aby taką sytuację wykryć, konieczna jest znacznie bardziej skrupulatna kontrola urobku niż się to obecnie wykonuje. Oznaczenie zawartości popiołu w próbach pobranych z aktualnie eksploatowanych ścian może być niewystarczające, kiedy średnia z tych prób jest zbyt bliska wymaganej zawartości popiołu zapisanej w umowie handlowej. Zwraca się uwagę na tę możliwość, spotykaną rzadko, ponieważ kiedy się już ona zdarzy zwykle szuka się rozwiązania problemu w zakładzie przeróbczym, podczas gdy zwykle jedynym rozwiązaniem jest zmiana organizacji pracy poszczególnych ścian. Sprawa zawartości popiołu została przypomniana także, ponieważ istnieją prace [2] potwierdzające istnienie trendu badawczego upatrującego w stabilizacji zawartości popiołu w produktach wzbogacania swoistego rodzaju panaceum na wszystkie techniczne niedostatki procesu osadzania.

2.4. Ograniczenia możliwości sterowania wynikające z konstrukcji osadzarki

Trzeba wspomnieć także o bardzo nieoczywistym ograniczeniu technicznym jakim jest konieczność przyjęcia pewnego kompromisu między konstrukcyjną postacią osadzarki i wymaganiami jakie przed tą konstrukcją stawia konieczność zapewnienia możliwości odpowiedniego sterowania pracą maszyny. Typowym przykładem braku istnienia tego kompromisu są bardzo zróżnicowane konstrukcje komory powietrznej i jej położenia w korpusie osadzarki często prowadzące do ograniczenia możliwości sterowania.

Inne przykłady nie do końca przemyślanych konstrukcji w aspekcie takiego kompromisu: osadzarka dwukorytowa z komorami podsitowymi wykluczająca efektywną regulację rozluzowania, układy odprowadzania produktu ciężkiego o niekorzystnej charakterystyce przepływowej, konstrukcja zaworu pulsacyjnego z niepotrzebnym ograniczeniem przepływu powietrza.

Podstawową przyczyną takiego stanu rzeczy jest nieświadomość istnienia tego konfliktu wśród konstruktorów osadzarek. To, że taka opinia jest uzasadniona potwierdza praca [11], w której zawarty jest algorytm postępowania mającego doprowadzić do skonstruowania nowoczesnej osadzarki całkowicie pomijający to zagadnienie. Także uwagi dotyczące szczegółów konstrukcji osadzarki zawarte w tej pracy potwierdzają to spostrzeżenie.

3. Bariery naukowo-organizacyjne

3.1. Aktualny stan wiedzy o osadzaniu

Oceniając stan osiągnięć światowej nauki w zakresie osadzania można jego obecną sytuację porównać do układania puzzli, gdzie z tysiąca elementów udało się połączyć co najwyżej kilkudziesięcioelementowe fragmenty układanki, jednakże bez wzajemnego powiązania już połączonych grup elementów. Większość elementów tej układanki ciągle pozostaje nie ułożona. Można zauważyć, że obecnie proces osadzania jako najstarsza technologia wzbogacania przeżywa znaczny i niezasłużony regres i między innymi z tego powodu powoli przestaje być konkurencyjny w stosunku do innych technologii jak np. wzbogacanie w hydrocyklonach z cieczą ciężką. Widocznym skutkiem takich trendów jest zaprzestanie rozwoju osadzarek przez największego światowego producenta węgla tj. Chin i skierowanie całego wysiłku badawczego na rozwój technologii cyklonowej [12]. Działania takie można z pewnej perspektywy oceniać jako wynik przerostu centralnego zarządzania nad wiedzą i zdrowym rozsądkiem oraz pokazać jako dobry przykład bariery z zakresu organizacji nauki.

3.2. Stan krajowych badań procesu osadzania

Krajowe badania procesu osadzania we wszystkich jego aspektach wyglądają niezwykle skromnie. Pierwotnie były one skierowane wyłącznie na zakres prac niezbędnych do skonstruowania zadawalająco działającej osadzarki i do dzisiaj są związane instytucjonalnie z obecnym ITG KOMAG. Niedawno powiększono zakres tych badań o zagadnienie sterowania całego węzła osadzarkowego zakładu przeróbczego. W latach siedemdziesiątych ubiegłego wieku powstał drugi kierunek związany z aspektem elektronicznego sterowania osadzarki do dziś z pewnymi zawirowaniami związany z obecnym ISI Emag. Praktycznie całkowicie nie istnieją badania teoretyczne, a wszystkie prace z tego zakresu jakie pojawiły się w ostatnich dwudziestu pięciu latach były związane z naukowym awansem wykonujących je osób. Żadna z tych prac nie była częścią większego programu badawczego procesu osadzania. Na marginesie tych działań pozostają niewielkie prace finansowane ze środków własnych Zakładu Automatyki „BGG" ukierunkowane na rozwiązywanie doraźnych zagadnień związanych z wdrożeniem trapezoidalnego cyklu pulsacji osadzarki i efektywnego sterowania rozluzowaniem łoża osadzarki dla instalowanych systemów sterowania osadzarką.

Wszystkie wyżej wymienione działania nie dość, że są bardzo skromne w stosunku do potrzeb to są jeszcze całkowicie nieskoordynowane. Brak koordynacji jest bezpośrednim skutkiem niepotrzebnie skomplikowanego i ponad miarę zbiurokratyzowanego systemu pozyskiwania środków na badania przez chętnych do ich wykonywania. Jest to kolejne organizacyjne ograniczenie dla wykonania potrzebnych badań, dla tak niestety już niszowego i niemodnego zagadnienia jak proces osadzania.

Odrębnym problemem jest także zagadnienie możliwości rzetelnego wykonania prac badawczych przez jednostki naukowe [4]. W tym obszarze głównym problemem jest jednoczesne spełnienie trzech warunków. Pierwszym z nich jest zaangażowanie do tej pracy ludzi odpowiednio przygotowanych i zmotywowanych ideowo i materialnie. Pozostałe dwa to wyjątkowo dobra znajomość przemysłowej praktyki wzbogacania w osadzarkach oraz odpowiednie wyposażenie laboratoryjne. W praktyce działania krajowych jednostek badawczych żaden z tych warunków nie jest całkowicie spełniony, a do ich jednoczesnego spełnienia ciągle bardzo wiele brakuje.

Nie bez znaczenia pozostaje także zarządzanie nauką, które nie powinno być traktowane jako zarządzanie przedsiębiorstwem, którego zasadniczym celem działania jest produkcja prac naukowych, oceniana miarą ilości punktów przyznanych za ich opublikowanie. Niestety obecnie tego rodzaju trend "rozwoju" nauki w kręgach decydentów jest uznawany za jedynie słuszny. Jednocześnie organizacja pozyskiwania środków na badania jest przyczyną powstania zjawiska znanego z działalności wielkich korporacji określanego potoczną nazwą wyścigu szczurów.

3.3. Stan środowiska naukowego związanego z badaniem osadzania i jego potencjalne możliwości

Praca naukowa jest pracą twórczą wymagającą istnienia pewnego środowiska umożliwiającego swobodną wymianę poglądów i wzajemne krytyczne, lecz także życzliwe i uczciwe ocenianie prac. Tego rodzaju środowisko nie istnieje w wystarczającej formie w zakresie omawianej tematyki, a zasadniczym tego powodem jest sytuacja materialna nauki. Trzeba jeszcze dodać, że obecny sposób pozyskiwania środków na badania atomizuje już bardzo podzielone środowisko.

Jako przykład przedstawionej wyżej tezy można podać brak właściwej reakcji środowiska naukowego na publikacje związane z ideowo błędnym systemem sterowania BOSS-2000. Dla wyjaśnienia: zmiany wysokości progu nie mają istotnego znaczenia dla sterowania gęstością rozdziału. Można natomiast podać poważne prace naukowe gdzie wysokość progu jest podawana jako ważna zmienna sterująca dla osadzarki [9, 13, 15]. Starsza podobna sytuacja o międzynarodowym zasięgu to brak krytyki norm wprowadzających imperfekcję jako podstawowy wskaźnik oceny efektywności pracy osadzarki. Normy te ze względu na subiektywny charakter wybranej metody dopuszczają możliwość nierzetelnej oceny [6] i sankcjonują stosowanie nie uzasadnionego ideowo wskaźnika.

Teoria przeróbki kopalin ciągle jest dalece niewystarczająca i wyraźnie zapóźniona w rozwoju w porównaniu z rozwiniętymi teoriami innych dziedzin techniki. Pewnym wyjaśnieniem tego faktu jest brak możliwości militarnego zastosowania tej teorii. Dziwi także fakt nie podejmowania prac teoretycznych w sytuacji, gdy niezwykle skromne istniejące opracowania zawierają poważne błędy.

W dzisiejszej formie organizacyjnej i stosowanych w niej procedurach badawczych polska nauka niewiele może zaoferować z tego, co faktycznie jest potrzebne w przeróbce węgla kamiennego. Nauka powinna zajmować się badaniami istotnych dla procesów przeróbczych zjawisk, a nie dążyć do opracowania konkretnych wyrobów, jak to się obecnie dzieje. Opracowanie wyrobów powinno być domeną ich producentów, których ekonomiczne istnienie uzależnione jest od jakości ich wyrobów (cena jest także składnikiem jakości w tym zrozumieniu). Potwierdzeniem tej tezy może być przykład amerykańskiego programu kosmicznego Apollo, realizowanego w latach sześćdziesiątych i siedemdziesiątych ubiegłego wieku, jako dobrze zorganizowanego przedsięwzięcia naukowo-badawczego. Żaden istotny technicznie element tego przedsięwzięcia nie został wyprodukowany przez jednostki badawcze, które wniosły tylko bardzo istotny wkład w ich powstanie poprzez badania podstawowe i teoretyczne zlecone przez producentów niezbędnych technicznych składników tego programu.

Trzeba niestety także zauważyć bardzo pasywną postawę górnictwa wobec nielicznych prac badawczych z zakresu przeróbki realizowanych na jego rzecz.

4. Ograniczenia ekonomiczno-prawne

4.1. Bariery ekonomiczne

Górnictwo węglowe jest częściowo na własne życzenie ofiarą nieracjonalnego obniżania kosztów produkcji i formalno-prawnej walki z korupcją. Najbardziej poszkodowaną przez te działania gałęzią górnictwa jest przeróbka mechaniczna, a w tym szczególnie procesy wzbogacania węgla.

Stosowany w górnictwie system kontroli kosztów jest przesadnie rozbudowany aż do poziomu zupełnie nieistotnych detali i nie stanowi żadnego sensownego narzędzia dla ekonomicznej optymalizacji tych kosztów [10]. System ten nie zawiera także jakichkolwiek elementów wiążących poniesione koszty z efektywnością wzbogacania. Przykład bardzo prostego rachunku uwzględniający związek kosztów z efektywnością wzbogacania podany jest w pracy [3].

Nieuzasadniony przerost rachunku kosztów jest szczególnie widoczny w zestawieniu z niezwykle skromnym rachunkiem przychodów sprowadzającym się do realizacji hasła sprzedać jak najszybciej i najwięcej, bez racjonalnego powiązania tych działań z kosztami jakie one generują.

Skutki stosowania tego rodzaju rachunków w połączeniu z procedurą przetargu publicznego, którego jedynym kryterium wyboru urządzenia pozostaje jego cena skazują stosowanie nowoczesnych osadzarek na znaczne trudności proceduralne, pomimo faktycznie groszowych ich kosztów w skali wszystkich wydatków górnictwa. Jest oczywiste, że koszty opracowania nowej konstrukcji maszyny nie są zerowe, zatem zawsze będą one podnosić koszt nowoczesnej osadzarki i skazywać ją na porażkę w przetargu z prostą maszyną wykonaną możliwie najniższym kosztem. W całym tym rozważaniu nie można pominąć faktu, że produkcja osadzarek nie jest produkcją seryjną lecz produkcją jednostkową.

4.2. Ograniczenia wynikające z obaw związanych z efektywnością działania wprowadzanych rozwiązań

W niektórych przypadkach daje się zauważyć także zjawisko pewnego oporu wobec stosowania nowoczesnych rozwiązań technicznych. Niektóre tego rodzaju zachowania mają uzasadnienie wynikające z doznanego zawodu w kontaktach z nowoczesną, lecz nie do końca dopracowaną techniką. W przypadku nowoczesnych osadzarek opory te mają zróżnicowany charakter w zależności od umiejscowienia poszczególnych pracowników w służbowej hie-

rarchii. Bezpośrednia obsługa osadzarki początkowo zwykle niechętnie patrzy na nową maszynę, ponieważ musi zmienić swe przyzwyczajenia, a ponadto nauczyć się obsługi nowego, z reguły bardziej skomplikowanego urządzenia. Dozór zakładu przeróbczego z kolei obawia się, że wraz z nowym urządzeniem otrzyma także znacznie wyższe wymagania na końcowe rezultaty pracy płuczki. Poziom zarządu kopalni też ma obawy, czy ktoś nie zarzuci mu wydania środków na zbędną inwestycję, szczególnie w sytuacji wręcz nieograniczonych potrzeb dołu kopalni.

4.3. Bariery wynikające z niedostatków analizy ekonomicznej opłacalności

Trzeba zwrócić także uwagę na istotnie niepokojące zjawisko. W świecie, gdzie ekonomia i technika pozostają w rozsądnych relacjach zwykle mamy do czynienia z sytuacją wymiany maszyny na nową z powodu pojawienia się możliwości zastosowania tej maszyny dającej w produkcji konkretny zysk, przewyższający nakłady związane z jej wymianą. Tymczasem w górnictwie jedynym powodem wymiany osadzarki jest jej śmierć techniczna objawiająca się znaczną awaryjnością i znacząco rosnącymi kosztami kolejnych remontów. W ten sposób w eksploatacji ciągle pozostają maszyny w wieku nawet około 40 lat. Paradoksem tej sytuacji jest także to, że dbający o stan techniczny osadzarek karani są przedłużaniem ich eksploatacji ponad rozsądne terminy, podczas gdy doprowadzający maszynę szybko do technicznej ruiny w nagrodę dostają nowe urządzenie. Innym objawem obawy przed nowymi rozwiązaniami jest chęć kupowania tylko urządzeń sprawdzonych, co w swej krańcowej postaci doprowadziło na wyraźne życzenie inwestora do kuriozalnego zakupu osadzarki reprezentującej stan techniczny z przed 30 lat. Najbardziej typowym potwierdzeniem dla przedstawianej sytuacji jest zapotrzebowanie (a właściwie jego brak) na osadzarki wykonane z materiałów nierdzewnych. Od 2008 roku nie wykonano z powodu braku zamówień żadnej takiej osadzarki. W najbliższych planach inwestycyjnych także nie widać zainteresowania takimi maszynami.

4.4. Bariery organizacyjno-strukturalne

Ważnym ograniczeniem dla efektywnej pracy osadzarki jest pozornie niesłychanie odległa od tego zagadnienia organizacyjno-strukturalne usytuowanie zakładu przeróbczego w strukturach organizacyjnych kopalni jako przedsiębiorstwa. W sprawnie zorganizowanym działaniu naturalne jest, że każde ogniwo procesu produkcyjnego musi spełniać wymagania innych ogniw, jak i wymagać od nich spełniania warunków niezbędnych do właściwego własnego działania. Tymczasem w praktyce działania kopalni zakład przeróbczy musi realizować dowolnie irracjonalne wymagania, podczas gdy sam nie jest w stanie wyegzekwować najbardziej podstawowych warunków dla swojej poprawnej pracy. Najbardziej widocznymi przykładami takiej sytuacji jest

żądanie wzbogacania ilości materiału surowego przekraczające aktualne techniczne możliwości zakładu, jak i konieczność wzbogacania materiału surowego o wilgotności znacznie przekraczającej możliwości właściwego sklasyfikowania ziarnowego materiału przed wzbogacaniem. To właśnie struktura organizacyjna kopalni powoduje, że w takich sytuacjach wyższy dozór zakładu przeróbczego nie ma nic do powiedzenia.

Powyższe zdanie wymaga pewnego uzasadnienia. Brak krytyki wobec działań zarządzających kopalnią jest zawsze przyjmowany przez nich jako pełna akceptacja ich postępowania. W rzeczywistości taka krytyka istnieje, jednakże istnieją także poważne powody dla których jej ujawnienie jest bardzo trudne lub nawet niemożliwe. Z tych powodów najistotniejszym jest duża możliwość szybkiej utraty stabilnej i względnie dobrze opłacanej pracy. Drugi istotny powód związany jest z prawie pewnym obniżeniem możliwości awansu, ponieważ w paramilitarnej organizacji górnictwa polecenia przełożonego mają charakter rozkazu do wykonania. Brak krytyki powodowany jest także faktem istnienia decyzji formalnie podejmowanych kolegialnie. Decyzje te często nie mogą być poprawne z powodu wyraźnie obserwowalnego zjawiska instytucjonalnej nieodpowiedzialności, a także niczym nie uzasadnionego przekonania, że kolegialnie podjęta decyzja musi być bezbłędna.

Można pokusić się o pewne podsumowanie takiego stanu rzeczy sprowadzającego się do zauważenia, że zasadniczą jego przyczyną jest nieznajomość przez zarządzających kopalnią podstawowych zagadnień związanych ze wzbogacaniem węgla.

Zarządzający kopalnią poprzez racjonalne ustalenie celów częściowych, według których rozliczany jest dół kopalni i powierzchnia, a w tym zakład przeróbczy mają możliwość właściwego ukształtowania relacji między nimi tak aby maksymalizować zysk kopalni. W tym miejscu pojawia się pytanie właściwie retoryczne: dlaczego tego nie czynią zarządzający wydobyciem węgla w Polsce, jak i na całym świecie [5]? Próbą odpowiedzi na to pytanie może być zauważenie, że najbardziej prawdopodobną przyczyną jest struktura organizacyjna kopalni węgla wszędzie prawie taka sama. Pewną podpowiedź daje struktura organizacyjna górnictwa naftowego zasadniczo różna od górnictwa węglowego. Najistotniejsze dwie różnice to, że w górnictwie naftowym prawie zawsze miejsce wydobycia jest w znacznej odległości od miejsca przeróbki wydobytego surowca, co powoduje, że istnieje cena produktu surowego kopalni i przetwórstwo jest całkowicie organizacyjnie i przede wszystkim finansowo oddzielone od sfery wydobycia. Także ważną różnicą jest produkowanie przez górnictwo węglowe znaczących ilości odpadów, czego nie ma w górnictwie naftowym.

Niektóre irracjonalne w sferze ekonomicznej działania górnictwa napędzane są przez równie nie racjonalne działania energetyki, która na przykład

zainwestowała znaczne środki na instalacje odsiarczające, a teraz tak kieruje politykę zakupów węgla, aby te instalacje wykonały plan produkcji gipsu, powstającego jako najbardziej znaczący i widoczny produkt działania tych instalacji.

Być może obecna polityka wzbogacania i sprzedaży węgla energetycznego jest także związana z ratowaniem podupadających kolei, których budżet może być podreperowany opłatami za zbędne przewożenie milionów ton kamienia zawartego w nie wzbogaconym węglu.

5. Podsumowanie

Autor powyższego opracowania jest świadomy nie całkiem obiektywnego charakteru tej wypowiedzi oraz faktu, że dla wielu osób jest to tekst trudny do zaakceptowania. Jednakże w jego opinii, ścieranie się, w pozytywnym tego słowa znaczeniu, bardzo różnych poglądów jest jedyną drogą do powstania sensownych rozwiązań wielu trudnych problemów. Ta uwaga szczególnie dotyczy sfery podejmowania istotnych decyzji w górnictwie i jego otoczeniu, które już dawno powinno było zauważyć, że przestało być najważniejszą gałęzią polskiej gospodarki i jak to widać z jego aktualnego stanu zmierza wyraźnie nie z własnej woli w kierunku kontrolowanego ograniczania swojej działalności. Temu trendowi z całą pewnością nie zapobiegnie wyraźnie widoczna w ostatnich latach nadmierna rozbudowa biurokratycznych struktur sfery zarządzania górnictwem węglowym.

Także naukowe otoczenie górnictwa zamiast realizowania pojedynczych oraz już rozwiązanych przez innych zagadnień i partykularnych interesów poszczególnych ośrodków naukowych powinno podjąć współpracę w celu ostatecznego rozwiązania istniejących od dziesiątków lat problemów związanych z eksploatacją osadzarek. Proste przykłady z wielu takich problemów to pełne teoretyczne wyjaśnienie hydrodynamicznych zjawisk związanych mechanizmem działania pływaka oraz mechanizmem rozluzowania łoża. Podobna sytuacja istnieje w rozwoju szeroko rozumianej fizyki, gdzie jednym z do tej pory nie rozwiązanych od dziesiątków lat problemów jest ogólna teoria przepływu płynów.

Istnieje także szereg innych ograniczeń świadomie pominiętych w tym opracowaniu, aby skupić uwagę tylko na wymienionych i zadaniem autora najważniejszych oraz wystarczających do podjęcia niewątpliwe potrzebnej w tym zakresie dyskusji, prowadzącej do wskazania obiektywnie właściwej drogi dla efektywnego rozwiązania pokazanych trudnych problemów.

Literatura

1. Bartoniek W., Głowiak S.: Przyczyny ograniczenia skuteczności regulacji zawartości popiołu w koncentracie węglowym. Materiały XIV konferencji Automatyzacja Procesów Przeróbki Kopalin Szczyrk 2008 str.9-21.
2. Będkowski Z., Skruch B.: Sprawność i skuteczność wzbogacania trójproduktowego w osadzarkach typu KOMAG ze zmodernizowanym układem odbioru na przykładzie KWK „Rydułtowy-Anna" Materiały konferencji „Innowacyjne systemy przeróbcze surowców mineralnych". KOMEKO 2006 str. 33-43.
3. Dieudonne V., Hewitt S., van Wyk D.: Jigging the South African coals – a new challenge. XIV Inernational Coal Preparation Congress And Exhibition 2002 Johannesburg str.119-126.
4. Drzęźla B., Dubiński J.: Rzecz o szarlatanerii w naukach górniczych. WUG Miesięcznik Wyższego Urzędu Górniczego nr 3 (139)/2006 str. 10-14.
5. Evans M., Riley A.: How Coal Preparation Plant Operational Practices Can Conflict with Optimum Plant Performance and Have a Negative Impact on a Coal Mine's Operating Costs and Profits. International Coal Preparation Congress 2010 Conference Proceedings str. 183-192.
6. Głowiak S.: O przyczynach niejednoznaczności wyznaczania rozproszenia prawdopodobnego i imperfekcji we wzbogacalnikach grawitacyjnych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej nr 1349 Górnictwo Z. 231 str. 143-152 Gliwice 1996.
7. Głowiak S.: O pewnym ograniczeniu skuteczności regulacji zawartości popiołu w koncentracie węglowym. Materiały XIII konferencji Automatyzacja Procesów Przeróbki Kopalin Jaworze 2007 str.55-61.
8. Głowiak S.: O przyczynach niskiej skuteczności wzbogacania w osadzarkach. Materiały konferencji Telekomunikacja i Systemy Bezpieczeństwa w Górnictwie Szczyrk 2011. str. 265-274.
9. Kowol D.: Wpływ zmian parametrów nadawy na efekty działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktów osadzarki. Praca doktorska Politechnika Śląska w Gliwicach Wydział Górnictwa i Geologii Gliwice 2010 str. 45-49.
10. Mokrzycki E.: Rachunek kosztów w zakładzie przeróbki węgla kamiennego. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN Kraków 2001 str. 94-102.
11. Osoba M. Lutyński A.: Dobór technologiczny osadzarek wodnych pulsacyjnych w procesie projektowania. Górnictwo i Geoinżynieria 2009 R. 33, z. 4, str.259-268.
12. Shaolei Z., Jian S.Z., Shaoyang D., Hong W., Limei S.: Coal Preparation and Coal Preparation Technology in China. t1. XV International Coal Preparation Congress and Exhibition Pekin 2006 str.17-31.

13. Surowiak A.: Wpływ rozkładu właściwości fizycznych i geometrycznych ziaren na dokładność rozdziału w osadzarce na przykładzie węgla. Praca doktorska Akademia Górniczo-Hutnicza 2006 str. 69-70.
14. Tromp K.F.: Neue Wege für die Beurteilung der Aufbereitung von Steinkohlen. Glückauf 1937 nr 6 str.126.
15. Zapała W.: Opracowanie i cyfrowe badania symulacyjne algorytmów sterowania procesu wzbogacania węgla z wykorzystaniem pomiaru rozkładu frakcji densymetryczych w łożu osadzarki. Praca doktorska. Politechnika Śląska. Instytut Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa. Gliwice 1988 str.5-6, 13-14.

Czy wiesz, że...

…Grupa Powen-Wafapomp SA jest laureatem konkursu „Innowacyjny producent w rynkowej niszy". Przyznanie tytułu umotywowano faktem odnajdywania się firmy w rynkowej niszy, jaką jest produkcja pomp dla przemysłu, z równoczesnym, konsekwentnym realizowaniem strategii inwestowania w innowacje. Powen-Wafapomp SA stale umacnia swoją pozycję kooperanta branży górniczej, choć urządzenia tej firmy pracują w zakładach wielu gałęzi przemysłu. Jest producentem 90% pomp pracujących w polskich kopalniach. Rok 2012 obfitował w kolejne liczne kontrakty dla górnictwa. Firma zwyciężyła między innymi w przetargu na dostarczenie 600 nowych pomp dla wszystkich kopalń należących do Kompanii Węglowej.

Nowy Przemysł 2013 nr 2 s.34

Zwiększenie skuteczności wzbogacania węgli koksowych poprzez modernizacje węzłów osadzarkowego wzbogacania

Paweł Okarmus - Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla, **Daniel Kowol, Piotr Matusiak, Michał Łagódka** - Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Stanisław Ziomber** - Jastrzębska Spółka Węglowa S.A.

1. Wprowadzenie

Węgiel kamienny ma w światowej gospodarce kluczowe znaczenie zarówno jako podstawowy surowiec energetyczny, jak i jako jeden z ważniejszych surowców chemicznych. Jednym z najważniejszych sposobów wykorzystania węgla jest produkcja jego wysoko uwęglonego karbonizatu – czyli koksu [4].

Uwzględniając plany rozwojowe krajowych koksowni, nieuchronne zmiany receptur koksowniczych mieszanek wsadowych (wynikające ze wzrastających wymagań jakościowych odbiorców koksu) oraz zobowiązania eksportowe, w nadchodzących latach rysuje się deficyt węgli ortokoksowych [1].

W związku z tym, w celu utrzymania poziomu wydobycia węgla ortokoksowego i zagwarantowania dostawy węgla typu 35 planuje się lub wykonuje:

- budowę nowych głębszych poziomów wydobycia w istniejących kopalniach,
- udostępnienie i rozpoczęcie eksploatacji zasobów w polach rezerwowych (Pawłowice, Bzie-Dębina 1),
- modernizację szybów i zakładów przeróbczych.

W celu uzyskania wysokowartościowego węgla należy stosować określone technologie przeróbcze, których zadaniem jest uzyskanie z wydobytego urobku jak największej ilości użytecznej substancji węglowej oraz zminimalizowanie strat węgla w odpadach [3, 4]. Do takich technologii należy zaliczyć wzbogacanie w osadzarkach pulsacyjnych – podstawowych maszynach stosowanych w zakładach przeróbczych do produkcji koncentratów węglowych.

Jednym z warunków produkcji wysokojakościowych koncentratów węglowych i zwiększania dokładności wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych, są prace modernizacyjne w zakresie nowych rozwiązań technologiczno-konstrukcyjnych, nie tylko osadzarki, ale również całego węzła osadzarkowego wzbogacania.

W rozdziale zamieszczono wyniki porównawczych badań skuteczności wzbogacania węgla koksowego w osadzarkach pulsacyjnych. Wykazano, że modernizacja płuczki osadzarkowej, polegająca jedynie na zastąpieniu wyeks-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

ploatowanej osadzarki nową konstrukcją, pozwoliła na uzyskiwanie znacząco lepszych wyników [5].

2. Charakterystyka obiektu badań

Zakład przeróbczy KWK „Borynia-Zofiówka-Jastrzębie", Ruch „Borynia", podobnie jak wszystkie zakłady wzbogacania węgli koksowych, charakteryzuje się pełną technologią wzbogacania węgla oraz kompleksowym prowadzeniem wszystkich operacji przeróbczych, w których wzbogaca się całość wydobywanego urobku.

W zależności od wielkości ziarna prowadzi się wzbogacanie:

- w płuczce zawiesinowej dla klasy ziarnowej > 20 (30) mm,
- w płuczce osadzarkowej dla klasy ziarnowej 20 (30) – 0,5 mm,
- wzbogacanie flotacyjne dla klasy ziarnowej < 0,5 mm.

Węzeł wzbogacania miałów węglowych w klasie 20 (30) – 0,5 (0) mm w opisywanym Zakładzie złożony jest z dwóch dwukorytowych osadzarek pulsacyjnych typu OM24D3E oraz dwóch, jednokorytowych urządzeń typu OM-20 P3E. Wszystkie osadzarki przeznaczone są do trójproduktowego wzbogacania nadawy.

Nadawę na osadzarki stanowi miał surowy w klasie 20 (30) – 0 mm, otrzymywany w wyniku klasyfikacji wstępnej węgla surowego na przesiewaczach typu PZ 2,4 x 9,0. Przed wprowadzeniem do osadzarki odsiany materiał podlega procesowi odmulenia na sicie łukowym, w celu wydzielenia ziaren < 0,5 mm.

Produkt odpadowy po odwodnieniu kierowany jest bezpośrednio na przenośnik taśmowy, natomiast produkt pośredni poddany może zostać dodatkowemu odwodnieniu na przesiewaczach wibracyjnych typu WP.

Produkt koncentratowy kierowany jest korytem spławnym, w celu odwodnienia, do posobnego układu odśrodkowych sit odwadniających OSO oraz wirówek wibracyjnych typu WOW 1.3.

3. Wyniki badań

Wyniki badań uzyskano z analiz laboratoryjnych pobranych prób technologicznych nadawy i produktów wzbogacania, które pozyskano z badanych osadzarek pulsacyjnych. W rozdziale przedstawiono średnie wyniki z trzech kolejnych prób badawczych.

Podczas pojedynczej próby, jednoczesnym badaniom podlegały obydwie osadzarki, które, dla zapewnienia porównywalnych warunków pracy, zasilano nadawą z tego samego zbiornika węgla surowego.

Nadawa przeznaczona do wzbogacenia charakteryzowała się bardzo dużym udziałem ziaren drobnych. Średni udział klasy 3 – 0 mm, w odmulonej nadawie, wynosił 44,39% (osadzarka 1) i 44,11% (osadzarka 2), w tym klasy < 0,5 mm odpowiednio – 13,06% i 11,60%. Charakterystykę składu ziarnowego nadawy i produktów wzbogacania dla obydwu badanych osadzarek zamieszczono w tabeli 1.

Zestawienie składów ziarnowych nadawy i produktów wzbogacania [5]

Tabela 1

Osadzarka 1 (OM 24D3E)				
Klasa ziarnowa mm	Nadawa	Produkt koncentratowy	Półprodukt	Odpady
	Wychód, %	Wychód, %	Wychód, %	Wychód, %
> 20	5,47	2,62	1,75	12,94
20 – 3	50,14	36,01	55,02	73,85
3 – 0,5	31,33	40,59	36,05	11,73
< 0,5	13,06	20,78	7,18	1,49
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00
Osadzarka 2 (OM 20-P3E)				
Klasa ziarnowa mm	Nadawa	Produkt koncentratowy	Półprodukt	Odpady
	Wychód, %	Wychód, %	Wychód, %	Wychód, %
> 20	8,72	5,19	2,41	17,67
20 – 3	47,18	37,82	34,97	68,68
3 – 0,5	32,51	39,60	50,55	12,05
< 0,5	11,60	17,39	12,06	1,61
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00

Średnie udziały frakcji podstawowych (<1,5; 1,5 - 1,8; >1,8 g/cm^3) w nadawach na badane osadzarki były bardzo zbliżone. Średni udział frakcji koncentratowej (<1,5 g/cm^3) nie przekraczał 59%, a frakcji odpadowej (>1,8 g/cm^3) - 35%. Udział frakcji przerostowej wynosił około 7,5%. Średnia zawartość popiołu była identyczna dla obydwu nadaw i wynosiła 34,03%.

Przeprowadzone analizy grawimetryczno-popiołowe wykazały, że produkt koncentratowy z osadzarki 1 zawierał 93,01% frakcji <1,5 g/cm^3, 5,32% frakcji 1,5 - 1,8 g/cm^3 oraz 1,67% frakcji >1,8 g/cm^3.

Analiza produktu koncentratowego, pochodzącego z osadzarki 2, wykazała, że charakteryzował się większym, w stosunku do produktu z osadzarki 1,

udziałem frakcji <1,5 g/cm^3 równym 94,53% i mniejszym udziałem frakcji >1,8 g/cm^3 na poziomie 1,14%. Średnie zapopielenie produktu koncentratowego osadzarki 2 wynosiło 7,68% i było korzystniejsze (niższe) w stosunku do zawartości popiołu w produkcie osadzarki 1, które kształtowało się na poziomie 8,16%.

Wyniki przeprowadzonych analiz wykazały, że łączne udziały frakcji błędnych w produkcie odpadowym (<1,8 g/cm^3) były niższe dla osadzarki 2 i wynosiły 4,59%, w tym frakcji o gęstości <1,5 g/cm^3 – 0,79%. Dla porównania, w przypadku osadzarki 1 uzyskano odpowiednio 6,91% i 1,66%.

Średnie zawartości popiołu w produktach odpadowych były porównywalne i wynosiły dla badanych osadzarek OM 24D3E i OM20-P3E odpowiednio: 80,66% i 80,75%.

W analizie uzyskanych wyników należy również zwrócić uwagę na parametry półproduktu, które z punktu widzenia możliwości jego dalszego wykorzystania, są znacznie korzystniejsze dla osadzarki OM20P3E. Średnie zapopielenie tego produktu rozdziału z osadzarki 2 kształtowało się na poziomie 29,31% w stosunku do 41,27 % uzyskanego z osadzarki 1.

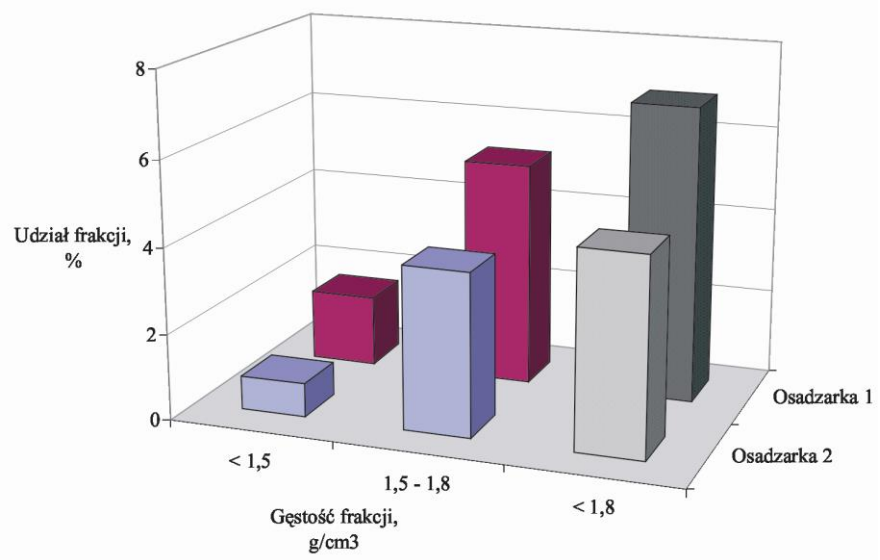
Wychody frakcji podstawowych nadaw i produktów wzbogacania wraz z odpowiednimi zawartościami popiołu zamieszczono w tabeli 2.

Zestawienie frakcji podstawowych nadawy i produktów wzbogacania [5]

Tabela 2

Osadzarka 1 (OM 24D3E)								
Gęstość frakcji g/cm^3	Nadawa		Produkt koncentratowy		Półprodukt		Odpady	
	wychód %	popiół %	wychód %	popiół %	wychód %	popiół %	wychód %	popiół %
< 1,5	58,81	6,98	93,01	6,09	39,33	9,44	1,66	16,33
1,5 - 1,8	7,57	33,83	5,32	29,63	19,27	34,53	5,25	39,30
> 1,8	33,62	81,38	1,67	55,13	41,40	74,64	93,09	84,13
Suma	100,00	34,03	100,00	8,16	100,00	41,27	100,00	80,66
Osadzarka 2 (OM 20-P3E)								
Gęstość frakcji g/cm^3	Nadawa		Produkt koncentratowy		Półprodukt		Odpady	
	wychód, %	popiół, %	wychód %	popiół, %	wychód %	popiół, %	wychód %	popiół %
< 1,5	58,41	6,76	94,53	6,07	51,64	8,97	0,79	13,15
1,5 - 1,8	7,27	33,70	4,34	29,49	23,93	34,15	3,80	40,74
> 1,8	34,32	80,51	1,14	58,30	24,43	67,53	95,41	82,90
Suma	100,00	34,03	100,00	7,68	100,00	29,31	100,00	80,75

Na rysunku 1 zobrazowano graficznie porównanie udziałów frakcji błędnych w produkcie odpadowym tj. <1,5; 1,5-1,8 oraz sumarycznie <1,8 g/cm^3.



Rys.1. Udziały frakcji błędnych w produkcie odpadowym [5]

Oceny dokładności rozdziału wykazały, że dla obydwu stopni wzbogacania, uzyskano korzystniejsze (niższe) średnie wartości imperfekcji i rozproszenia prawdopodobnego podczas badań osadzarki OM20-P3E.

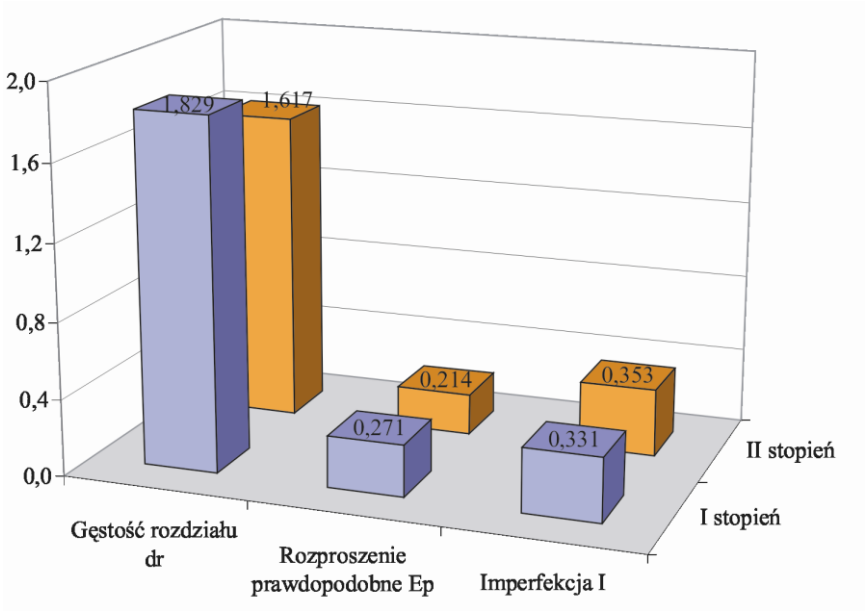
Analiza wyników wykazała, że w przypadku I stopnia wzbogacania, we wszystkich próbach lepsze wskaźniki uzyskano dla osadzarek OM20-P3E. Najniższą wartość – I_1 = 0,196 przy gęstości rozdziału d_{r1} = 1,850 g/cm^3 uzyskano w próbie 1 dla osadzarki 2. Rozproszenie prawdopodobne dla omawianej próby wynosiło E_{p1} = 0,166 g/cm^3. Średnie wartości imperfekcji i rozproszenia z trzech prób badawczych wynosiły odpowiednio: I = 0,217 i E_p = 0,178 g/cm^3.

W przypadku osadzarki OM24D3E najkorzystniejszą wartość imperfekcji uzyskano w próbie 1, która wynosiła I_1 = 0,264 przy gęstości rozdziału d_{r1} = 1,946 g/cm^3 i rozproszeniu prawdopodobnym równym E_{p1} = 0,249 g/cm^3. Średnie wartości imperfekcji i rozproszenia z trzech prób badawczych, dla osadzarki OM24 wynosiły odpowiednio: I = 0,331 i E_p = 0,214 g/cm^3.

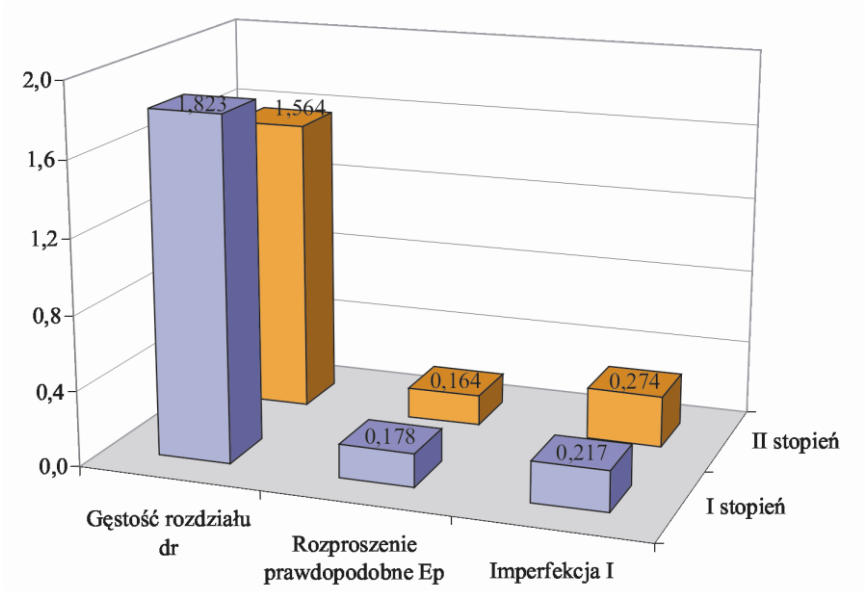
Wyniki rozdziału II stopnia potwierdziły dokładniejszą pracę osadzarki OM20-P3E. Średnie wartości imperfekcji i rozproszenia uzyskane z osadzarki 2 wynosiły I = 0,274 i E_p = 0,164 g/cm^3. Dla porównania z osadzarki 1 uzyskano odpowiednio: I = 0,353 i E_p = 0,214 g/cm^3.

Średnia wartość imperfekcji, dla obydwu stopni wzbogacania, nowej osadzarki OM20-P3E wynosiła I = 0,25, podczas gdy dla osadzarki OM24D3E uzyskano znacząco gorszą wartość – I = 0,34.

Podstawowe parametry rozdziału (gęstość rozdziału, rozproszenie prawdopodobne, imperfekcja) badanych osadzarek zestawione w tabeli 3, zobrazowano graficznie na rysunkach 2 i 3 w postaci średnich wartości wyżej wymienionych parametrów.



Rys.2. Parametry procesu rozdziału – Osadzarka 1 [5]



Rys.3. Parametry procesu rozdziału – Osadzarka 2 [5]

Zestawienie parametrów rozdziału [5]

Tabela 3

Parametr	**Osadzarka 1 (OM 24D3E)**								
	Próba 1		Próba 2		Próba 3		Średnia		**Średnia**
	I st.	II st.	I st.	II st.	I st.	II st.	I st.	II st.	
Gęstość rozdziału d_r	1,946	1,546	1,744	1,774	1,797	1,532	1,829	1,617	
Rozproszenie prawdopodobne E_p	0,249	0,274	0,259	0,229	0,304	0,138	0,271	0,214	
Imperfekcja I	0,264	0,503	0,349	0,297	0,381	0,258	0,331	0,353	**0,34**
Parametr	**Osadzarka 2 (OM-20P3E)**								
	Próba 1		Próba 2		Próba 3		Średnia		Średnia
	I st.	II st.	I st.	II st.	I st.	II st.	I st.	II st.	
Gęstość rozdziału d_r	1,850	1,471	1,820	1,520	1,798	1,702	1,823	1,564	
Rozproszenie prawdopodobne E_p	0,166	0,092	0,200	0,144	0,168	0,256	0,178	0,164	
Imperfekcja I	0,196	0,196	0,244	0,261	0,211	0,365	0,217	0,274	**0,25**

4. Wnioski

W związku z kurczącą się bazą zasobów węgla typu 35 należy ze szczególną uwagą potraktować inwestycje w zakresie modernizacji zakładów przeróbki mechanicznej węgla w kopalniach, które umożliwią zwiększenie produkcji węgli koksowych o pożądanych parametrach oraz pozwolą na zmniejszenie strat substancji palnej w odpadach.

Porównawcze badania przemysłowe wykazały, że modernizacja płuczki osadzarkowej, w postaci wymiany wyeksploatowanej dwukorytowej osadzarki OM24D3E na jednokorytową osadzarkę OM20-P3E, która umożliwia większą swobodę w doborze parametrów pulsacji, pozwoliła na zwiększenie dokładności wzbogacania węgli koksowych.

Analiza wyników badań wykazała, że nowa osadzarka OM 20P3E powodowała powstawanie znacznie mniejszych strat substancji palnej (<1,8 g/cm^3) w odpadach w stosunku do osadzarki OM24D3E.

Wykonane oceny dokładności rozdziału wykazały, że podczas prowadzonych badań, osadzarka OM20-P3E osiągała znacznie korzystniejsze wskaźniki imperfekcji i rozproszenia prawdopodobnego.

Laboratoryjne porównawcze badania skuteczności procesu wzbogacania, prowadzone w ramach projektu „Inteligentna koksownia spełniająca wymagania najlepszej dostępnej techniki", wykazują, że możliwy jest dalszy wzrost dokładności wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych, którego warunkiem jest m.in.:

- zapewnienie równomiernego rozłożenia nadawy na całej szerokości urządzenia,
- zawężenie zakresu ziarnowego nadawy,
- zwiększenie skuteczności oddzielania od materiału kierowanego do osadzarki ziaren <0,5 mm,
- dostosowanie wielkości osadzarki do charakterystyki materiału i wymaganej wydajności [2, 6].

Literatura

1. Karcz A., Strugała A.: Zwiększenie szans wykorzystania krajowej bazy węgli koksowych poprzez działania technologiczne w zakresie przygotowania mieszanek wsadowych. Gospodarka Surowcami Mineralnymi 2008, t. 24, z. 1/1, s. 5-18.
2. Kowol D., Łagódka M., Matusiak P.: Wpływ uziarnienia oraz składu grawimetrycznego klas ziarnowych na wyniki procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych. Monografia KOMEKO 2013.
3. Lutyński A.: Mechaniczna przeróbka węgla kamiennego w perspektywie roku 2020. Gospodarka Surowcami Mineralnymi 2008, t. 24, z. 1/2.
4. Ozga-Blaschke U.: Gospodarka węglem koksowym. Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2010.
5. Kowol D. i in.: Wykonanie badania dokładności wzbogacania węgla w osadzarkach pulsacyjnych**.** ITG KOMAG Gliwice 2012 (materiały nie publikowane).
6. Kowol D. i in.: Badania wpływu uziarnienia oraz składu grawimetrycznego klas ziarnowych na wyniki procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych. ITG KOMAG Gliwice 2012 (materiały nie publikowane).

Praca wykonana w ramach projektu kluczowego nr POIG.01.01.02-24-017/08 "Inteligentna koksownia spełniająca wymagania najlepszej dostępnej techniki" dofinansowanego z Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego.

Badania parametrów procesu odprowadzania produktów ciężkich w osadzarce pulsacyjnej

Piotr Matusiak, Michał Łagódka, Daniel Kowol - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Wzbogacanie miałów węgla koksowego w krajowych zakładach przeróbczych realizowane jest w osadzarkach pulsacyjnych. Uzyskiwane rezultaty procesu rozdziału węgla surowego są zależne od szeregu czynników, mających wpływ zarówno na charakterystykę wzbogacanego materiału, jak i na przebieg procesu technologicznego w osadzarkach.

Na efektywność pracy osadzarek pulsacyjnych, wynikającą między innymi z dokładności wzbogacania, wpływa skład grawi-granulometryczny nadawy, dostosowanie rozmiarów wzbogacalnika do wymaganej wydajności oraz dobór odpowiednich rozwiązań konstrukcyjno – technologicznych, zapewniających wysoką precyzję przeprowadzania dwóch podstawowych operacji jakimi są rozwarstwianie ziaren według gęstości i odprowadzanie, czyli oddzielanie produktu ciężkiego od rozwarstwionego łoża.

W celu uzyskania prawidłowego rozwarstwienia systemy regulujące przepływ sprężonego powietrza w podsitowych komorach pulsacyjnych osadzarki pozwalają na dobór optymalnego przebiegu pulsacji wody w zależności od charakterystyki materiału, natomiast podczas odprowadzania produktu ciężkiego systemy regulacji, działając w oparciu o pomiar wysokości warstwy rozdzielczej, za pośrednictwem pływaka umieszczonego na końcu przedziału, pozwalają oddzielić w sposób kontrolowany materiał ciężki od rozwarstwionego łoża przez szczelinowy przepust.

Podczas wzbogacania nadaw węglowych w klasie ziarnowej 20 – 0,5 mm, w trakcie rozwarstwiania pod wpływem poddawania warstwy materiału działaniu pulsacyjnego strumienia wody, część ziaren ciężkich o małym rozmiarze jest odprowadzana z powierzchni roboczej również przez otwory sita utrzymującego materiał w korycie roboczym.

Proces odprowadzania ziaren przepadem przez otwory sita realizowany jest na jego całej powierzchni i przebiega w sposób ciągły, od momentu wprowadzenia materiału do koryta roboczego. Intensywność tego procesu jest zależna, między innymi, od charakterystyki materiału, parametrów sita i drożności otworów. Sukcesywnie, wraz z przepływem wzbogacanego materiału wzdłuż kolejnych przedziałów osadzarki, zmianie ulegają parametry ilościowe i jakościowe produktu ciężkiego odprowadzanego przepadem.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Proces odprowadzania przepadem nie podlega obecnie bezpośredniej kontroli i sterowaniu jego przebiegiem. Parametry produktu ciężkiego, będącego sumą materiału odprowadzanego przez szczelinowy przepust i otwory sit, są regulowane poprzez dobór obciążenia pływaka pomiarowego warstwy rozdzielczej oraz jej wysokości położenia względem poziomu sita. Dobór parametrów sit w osadzarkach przemysłowych jest realizowany metodą prób i błędów, co powoduje ich znaczne zróżnicowanie, w zależności od doświadczeń eksploatacyjnych.

Określenie optymalnych, w aspekcie skuteczności rozdziału, parametrów sita, będącego elementem regulującym przebieg procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych, jest trudne ze względu na zmienność charakterystyki nadawy oraz brak możliwości przeprowadzania, w warunkach przemysłowych, oddzielnych analiz produktu ciężkiego odprowadzanego przez przepust i sito.

Podczas badań laboratoryjnych, których wyniki zamieszczono w niniejszym rozdziale, wykorzystano doświadczalną osadzarkę do określenia parametrów ilościowych i jakościowych produktów ciężkich, odprowadzanych oddzielnie z komory roboczej przez szczelinowy przepust oraz otwory sita [3].

2. Metodyka badań

Badania technologiczne procesu wzbogacania nadawy węglowej w klasie ziarnowej 20–0,5 mm zrealizowano w osadzarce laboratoryjnej (rys. 1), posiadającej elastyczne sito poliuretanowe o rozmiarze otworów 2,5 x 20 mm i charakteryzującego się współczynnikiem prześwitu na poziomie 38%.

Podczas prób technologicznych proces wzbogacania odbywał się (podobnie jak w osadzarkach przemysłowych) przy przepływie materiału wzdłuż komory roboczej, od wlotu nadawy w kierunku progu przelewowego produktu lekkiego i regulowanego, szczelinowego przepustu produktu ciężkiego. Produkt ciężki, oddzielany od rozwarstwionego łoża na końcu komory roboczej, odprowadzany był poprzez szczelinę przepustu do zbiornika pełniącego funkcję śluzy. Produkt ciężki oddzielany od łoża przez otwory sita odprowadzano do wnętrza dolnych komór osadzarki.

W celu przeprowadzenia trójproduktowego rozdziału nadawy w jednokomorowej osadzarce laboratoryjnej zrealizowano dwie oddzielne próby wzbogacania. W pierwszej, odpowiadającej pierwszemu stopniu wzbogacania, poprzez oddzielenie od nadawy produktu odpadowego uzyskano, jako produkt lekki, nadawę do drugiego stopnia wzbogacania, który zrealizowano w kolejnej próbie, otrzymując półprodukt i produkt koncentratowy.

Rys.1. Stanowisko doświadczalne osadzarki laboratoryjnej [4]

Podczas prób grubość warstwy materiału w komorze roboczej wynosiła około 20 cm, a obciążenie jednostkowe dla pierwszego/drugiego stopnia wzbogacania było równe 10/14 t/h na 1 m^2 powierzchni sita osadzarki. Częstotliwość ruchu pulsacyjnego wody wynosiła f = 60 min^{-1} i była jednakowa podczas przeprowadzania obydwu stopni wzbogacania.

W celu przeprowadzenia bilansu wychodów produktów i rozdziału klasofrakcji o gęstości < 1,5; 1,5 – 1,8 i > 1,8 g/cm^3, i uziarnieniu 20 – 0,5; 20 – 6; 6 – 3 i 3 – 0,5 mm otrzymane produkty wzbogacania poddawano analizom ilościowym i jakościowym, uwzględniając dwa sposoby odprowadzania produktu ciężkiego tj. przez przepust i otwory sit.

3. Wyniki badań

Wyniki trójproduktowego wzbogacania w osadzarce laboratoryjnej nadawy węglowej, o uziarnieniu 20 – 0,5 mm, w której udziały klas ziarnowych 20 – 6; 6 – 3 i 3 – 0,5 mm wynosiły odpowiednio 25,7; 22,1 i 52,2%, przedstawiono w tabelach 1a i 1b.

Zawierają one wyniki analiz densymetrycznych nadawy i produktów wzbogacania, wychody ilościowe produktów i frakcji podstawowych oraz liczby rozdziału.

Graficzne przedstawienie ilościowego rozdziału produktów, na przykładzie osadzarki przemysłowej, zobrazowano na rysunku 2.

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 20-0,5 mm – I stopień rozdziału [3]

Tabela 1a

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa I	Odpady		
		Suma	Wychód	R1
	%	%	%	
<1,5	56,91	0,60	0,18	0,31
1,5-1,8	9,07	2,24	0,66	7,31
>1,8	34,02	97,16	28,80	84,65
Suma	100,00	100,00	29,64	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Odpady				Nadawa II stopień	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	0,06	0,01	2,22	0,16	80,63	56,73
1,5-1,8	2,54	0,57	1,33	0,10	11,95	8,41
>1,8	97,40	21,68	96,45	7,12	7,42	5,22
Suma	100,00	22,26	100,00	7,38	100,00	70,36

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 20-0,5 mm – II stopień rozdziału [3]

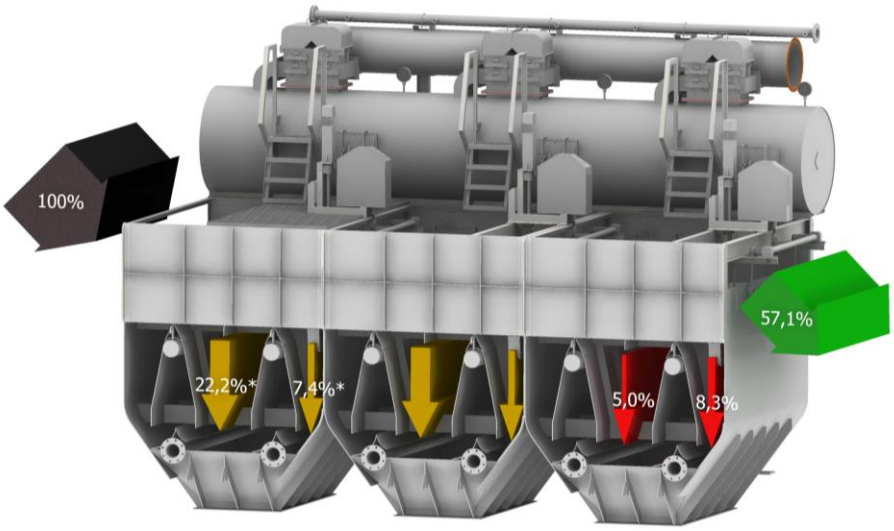
Tabela 1b

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa II		Półprodukt		
	Udział	Wychód	Suma	Wychód	R2
	%	%	%	%	
<1,5	80,63	56,73	20,22	2,68	4,73
1,5-1,8	11,95	8,41	42,45	5,63	66,95
>1,8	7,42	5,22	37,33	4,95	94,77
Suma	100,00	70,36	100,00	13,26	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Półprodukt				Koncentrat	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	29,39	1,46	14,72	1,22	94,66	54,05
1,5-1,8	64,28	3,20	29,33	2,43	4,86	2,78
>1,8	6,33	0,32	55,95	4,63	0,48	0,27
Suma	100,00	4,98	100,00	8,28	100,00	57,10

Jak widać w tabeli 1a podczas rozdziału I stopnia skuteczność rozdziału frakcji odpadowych o gęstości > 1,8 g/cm^3 w produkcie odpadowym wyniosła 84,7%. Przy wychodzie produktu odpadowego równym 29,64%, ilość produktu odprowadzanego przepadem przez otwory sita wyniosła 7,38%, co stanowiło 24,9% całkowitego produktu. Podczas rozdziału II stopnia skuteczność rozdzia-

łu frakcji przerostowych o gęstości 1,5 – 1,8 g/cm^3 w półprodukcie wyniosła 66,9%. Przy wychodzie półproduktu równym 13,26% ilość tego produktu odprowadzanego przepadem przez sito wyniosła 8,28%, co stanowiło 61,91% całkowitego produktu (tabela 1b).



Rys.2. Wychody produktów wzbogacania
**) Wartości sumaryczne dla obydwu przedziałów odpadowych*

Wyniki rozdziału w klasach ziarnowych 20–6; 6–3 i 3–0,5 mm zamieszczono w tabelach 2a, 2b, 3a, 3b, 4a i 4b.

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 20-6 mm – I stopień rozdziału [3]

Tabela 2a

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa I	Odpady		
		Suma	Wychód	R1
	%	%	%	
<1,5	45,48	0,00	0,00	0,00
1,5-1,8	8,91	4,31	1,97	22,14
>1,8	45,61	95,69	43,81	96,05
Suma	100,00	100,00	45,78	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Odpady				Nadawa II stopień	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	0,00	0,00	0,00	0,00	83,88	45,48
1,5-1,8	4,31	1,97	0,00	0,00	12,80	6,94
>1,8	95,69	43,81	0,00	0,00	3,32	1,80
Suma	100,00	45,78	0,00	0,00	100,00	54,22

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 20-6 mm – II stopień rozdziału [3]

Tabela 2b

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa II		Półprodukt		
	Udział	Wychód	Suma	Wychód	R2
	%	%	%	%	
<1,5	83,88	45,48	38,19	5,33	11,72
1,5-1,8	12,80	6,94	48,90	6,82	98,33
>1,8	3,32	1,80	12,91	1,80	100,00
Suma	100,00	54,22	100,00	13,95	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Półprodukt				Koncentrat	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	38,19	5,33	0,00	0,00	99,71	40,15
1,5-1,8	48,90	6,82	0,00	0,00	0,29	0,12
>1,8	12,91	1,80	0,00	0,00	0,00	0,00
Suma	100,00	13,95	0,00	0,00	100,00	40,27

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 6-3 mm – I stopień rozdziału [3]

Tabela 3a

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa I	Odpady		
		Suma	Wychód	R1
	%	%	%	
<1,5	52,63	0,00	0,00	0,00
1,5-1,8	8,57	0,58	0,20	2,37
>1,8	38,80	99,42	34,67	89,36
Suma	100,00	100,00	34,87	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Odpady				Nadawa II stopień	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	0,00	0,00	0,00	0,00	80,82	52,63
1,5-1,8	0,67	0,20	0,00	0,00	12,85	8,37
>1,8	99,33	30,18	100,00	4,49	6,34	4,13
Suma	100,00	30,38	100,00	4,49	100,00	65,13

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 6-3 mm – II stopień rozdziału [3]

Tabela 3b

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa II		Półprodukt		
	Udział	Wychód	Suma	Wychód	R2
	%	%	%	%	
<1,5	80,82	52,63	10,62	1,15	2,19
1,5-1,8	12,85	8,37	51,98	5,65	67,52
>1,8	6,34	4,13	37,40	4,07	98,47
Suma	100,00	65,13	100,00	10,87	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Półprodukt				Koncentrat	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	13,46	1,02	3,92	0,13	94,88	51,48
1,5-1,8	64,83	4,95	21,69	0,70	5,01	2,72
>1,8	21,71	1,66	74,39	2,41	0,12	0,06
Suma	100,00	7,63	100,00	3,24	100,00	54,26

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 3-0,5 mm – I stopień rozdziału [3]

Tabela 4a

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa I	Odpady		
		Suma	Wychód	R1
	%	%	%	
<1,5	64,33	1,74	0,34	0,53
1,5-1,8	9,35	1,10	0,21	2,29
>1,8	26,32	97,16	18,95	72,01
Suma	100,00	100,00	19,50	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Odpady				Nadawa II stopień	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	0,37	0,03	2,56	0,31	79,50	63,99
1,5-1,8	0,37	0,03	1,53	0,19	11,35	9,14
>1,8	99,26	7,22	95,91	11,73	9,15	7,37
Suma	100,00	7,28	100,00	12,23	100,00	80,50

Rozdział nadawy klasy ziarnowej 3-0,5 mm – II stopień rozdziału [3]

Tabela 4b

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Nadawa II		Półprodukt		
	Udział	Wychód	Suma	Wychód	R2
	%	%	%	%	
<1,5	79,50	63,99	14,54	2,03	3,16
1,5-1,8	11,35	9,14	36,13	5,03	55,04
>1,8	9,15	7,37	49,33	6,87	93,27
Suma	100,00	80,50	100,00	13,93	

Gęstość frakcji, Mg/m^3	Półprodukt				Koncentrat	
	Przepust		Przepad		Udział	Wychód
	%	%	%	%	%	%
<1,5	4,30	0,04	15,28	1,99	93,08	61,96
1,5-1,8	75,27	0,70	33,33	4,33	6,17	4,11
>1,8	20,43	0,19	51,40	6,68	0,75	0,50
Suma	100,00	0,93	100,00	13,00	100,00	66,57

Porównanie parametrów produktów ciężkich wskazuje, że zakres uziarnienia przepadu przez otwory sita o rozmiarach 2,5 x 20 mm zawierał się w przedziale od 6 do 0,5 mm. Na uwagę zwraca bardzo wysoka skuteczność rozdziału ziaren klasy 20 – 6 mm frakcji >1,8 g/cm^3 w produkcie odpadowym, równa 96,05% oraz frakcji 1,5 – 1,8 g/cm^3 w półprodukcie wynosząca 98,33%, w porównaniu do wyników rozdziału w klasach 6–3 i 3–0,5 mm. W klasach tych skuteczność rozdziału frakcji >1,8 g/cm^3 w produkcie odpadowym wyniosła 86,36 i 72,01%, a frakcji 1,5–1,8 g/cm^3 w półprodukcie 67,53 i 55,04%. Ilość ziaren klasy 6–3 mm o gęstości >1,8 g/cm^3 i 1,5–1,8 g/cm^3, odprowadzanych przepadem przez sito, była mała i wyniosła w produktach ciężkich odpowiednio 12,94 i 12,42%.

Porównanie wychodów produktów ciężkich dla ziaren klasy 3 – 0,5 mm, których wielkość w większości była mniejsza od rozmiaru otworów sita w komorze roboczej osadzarki wykazało, że podczas obydwu stopni wzbogacania ilość produktów ciężkich odprowadzanych przepadem przez sito była większa od odprowadzanych przez szczelinę przepustu. Podczas oddzielania produktu odpadowego (I stopień rozdziału) przepad stanowił 62,7% tego produktu, a gdy oddzielano półprodukt (II stopień rozdziału) przepadem odprowadzano aż 93,2% tego produktu. Udział ziaren klasy 3–0,5 mm o gęstości > 1,8 g/cm^3, odprowadzanych przepadem przez sito podczas oddzielania produktu odpadowego wynosił 61,9% całości tej klasofrakcji w produkcie odpadowym, a o gęstości 1,5 – 1,8 g/cm^3, podczas odprowadzania półproduktu, był równy 86,1% całości klasofrakcji w tym produkcie.

Wyniki rozdziału produktu odpadowego i półproduktu uzyskanego podczas odprowadzania wyżej wymienionych produktów ciężkich przez szczelinę przepustu oraz otwory sita przedstawiono w tabelach 5 i 6. Zawierają one zestawienie wyników analiz densymetrycznych produktów ciężkich materiału w klasach ziarnowych 20–0,5; 20–6; 6–3 i 3–0,5 mm oraz liczby rozdziału klasofrakcji w produktach ciężkich, odprowadzanych przez sito osadzarki.

Zestawienie rozdziału produktu odpadowego [3]

Tabela 5

Gęstość frakcji, Mg/m^3	20-0,5 mm				20-6 mm			
	Suma	Przepust	Przepad	R	Suma	Przepust	Przepad	R
	%	%	%		%	%	%	
<1,5	0,60	0,05	0,55	92,13	0,00	0,00	0,00	0,00
1,5-1,8	2,24	1,91	0,33	14,78	4,31	4,31	0,00	0,00
>1,8	97,16	73,14	24,02	24,73	95,69	95,69	0,00	0,00
Suma	100,00	75,09	24,91		100,00	100,00	0,00	
Gęstość frakcji, Mg/m^3	6-3 mm				3-0,5 mm			
	Suma	Przepust	Przepad	R	Suma	Przepust	Przepad	R
	%	%	%		%	%	%	
<1,5	0,00	0,00	0,00	0,00	1,74	0,14	1,60	92,06
1,5-1,8	0,58	0,58	0,00	0,00	1,10	0,14	0,96	87,38
>1,8	99,42	86,56	12,86	12,94	97,16	37,02	60,14	61,90
Suma	100,00	87,14	12,86		100,00	37,30	62,70	

Zestawienie rozdziału półproduktu [3]

Tabela 6

Gęstość frakcji, Mg/m^3	20-0,5 mm				20-6 mm			
	Suma	Przepust	Przepad	R	Suma	Przepust	Przepad	R
	%	%	%		%	%	%	
<1,5	20,22	11,03	9,19	45,47	38,19	38,19	0,00	0,00
1,5-1,8	42,45	24,12	18,32	43,17	48,90	48,90	0,00	0,00
>1,8	37,33	2,38	34,96	93,63	12,91	12,91	0,00	0,00
Suma	100,00	37,53	62,47		100,00	100,00	0,00	
Gęstość frakcji, Mg/m^3	6-3 mm				3-0,5 mm			
	Suma	Przepust	Przepad	R	Suma	Przepust	Przepad	R
	%	%	%		%	%	%	
<1,5	10,62	9,45	1,17	11,00	14,54	0,29	14,25	98,02
1,5-1,8	51,98	45,52	6,46	12,43	36,13	5,03	31,10	86,09
>1,8	37,40	15,25	22,15	59,24	49,33	1,36	47,96	97,23
Suma	100,00	70,22	29,78		100,00	6,68	93,32	

Proces odprowadzania produktu ciężkiego przepadem przez otwory sita dotyczył głównie ziaren klasy 3 – 0,5 mm, co wynikało z parametrów sita stosowanego podczas badań.

Szczególnie istotny był wpływ tego procesu na skuteczność rozdziału ziaren klasy 3 – 0,5 mm, o gęstości >1,8 g/cm^3 podczas realizacji I stopnia rozdziału, gdzie otrzymywano produkt odpadowy oraz nadawę do rozdziału materiału na produkt przejściowy (półprodukt) i produkt koncentratowy. Występujące trudności rozdziału tej klasofrakcji podczas wzbogacania nadaw w szerokiej klasie ziarnowej wynikają z mechanizmu gęstościowego rozwarstwiania materiału w łożu osadzarki, który powoduje współudział, w jednej warstwie, małych i „ciężkich" ziaren oraz dużych i „lekkich", charakteryzujących się zbliżoną prędkością opadania w wodzie [1, 2].

Zmniejszenie udziału ziaren równopadających w łożu osadzarki, poprzez odprowadzanie części z nich przepadem przez otwory sita umożliwia zwiększenie dokładności wzbogacania.

Podczas rozdziału I stopnia, proces filtracji ziaren 3-0,5 mm o gęstości >1,8 g/cm^3 w dolnej odpadowej warstwie łoża, w trakcie przepływu materiału wzdłuż komory roboczej osadzarki, charakteryzował się skutecznością na poziomie 62%. Pozostała część tej klasofrakcji, tj. 38%, była odprowadzana przez szczelinę przepustu produktu ciężkiego, umiejscowioną na końcu komory roboczej.

Rozdział tej klasofrakcji w półprodukcie podczas II stopnia rozdziału charakteryzował się dużą skutecznością odprowadzania, równą 97,2%, z dolnej warstwy łoża przez otwory sita, co skutkowało małą zawartością ziaren 3 - 0,5 mm o gęstości >1,8 g/cm^3 w produkcie odprowadzanym przez szczelinę przepustu.

Z analizy wychodów produktów wynika, że wydajność jednostkowa procesu odprowadzania tej klasofrakcji przepadem przez otwory sita podczas I i II stopnia rozdziału wynosiła odpowiednio 0,61 i 0,49 t/h na 1 m^2 powierzchni sita.

Analiza wyników wzbogacania w osadzarce laboratoryjnej nadawy węglowej 20 – 0,5 mm, zawierającej 52,3% ziaren klasy 3 – 0,5 mm pozwala stwierdzić, że odprowadzenie części drobnoziarnistego materiału o rozmiarze 6 – 0,5 mm z dolnych warstw łoża przez otwory sita miała wpływ na dokładność rozdziału materiału, ze względu na znaczną ilość oddzielanego tą metodą produktu ciężkiego. W oddzielonym od nadawy produkcie odpadowym, o wychodzie 29,6%, udział materiału odprowadzanego przepadem wynosił 24,9%, a w półprodukcie o wychodzie 8,3% udział ten był równy 61,9%.

Wyniki badań technologicznych potwierdziły znaczny wpływ operacji odprowadzania małych i ciężkich ziaren przepadem przez otwory sit na prze-

bieg procesu wzbogacania nadaw węglowych w klasie ziarnowej 20 – 0,5 mm. Znaczny wychód produktu ciężkiego, będącego przepadem przez sito wykazał potencjalne możliwości wykorzystania tej metody odprowadzania do zwiększenia dokładności rozdziału nadaw miałowych o dużym udziale ziaren klasy 3 – 0,5 mm.

4. Podsumowanie

Osadzarkowy proces wzbogacania nadaw węglowych w klasie ziarnowej 20 – 0,5 mm charakteryzuje się znacznym wychodem produktu ciężkiego odprowadzanego z powierzchni roboczej przez otwory sit.

Wychód produktu ciężkiego odprowadzanego przepadem jest zależny, między innymi, od parametrów sita w komorze roboczej osadzarki i ich drożności oraz od charakterystyki nadawy.

Proces odprowadzania drobnoziarnistego produktu ciężkiego przepadem przez otwory sita może być wykorzystany do zwiększenia dokładności rozdziału nadaw węglowych w szerokim zakresie uziarnienia. Warunkiem właściwego wykorzystania wyżej wymienionego procesu jest zapewnienie kontroli jego przebiegu i dostosowanie rozmiarów osadzarki do przewidywanego obciążenia i zakresu zmian charakterystyki nadawy.

Literatura

1. Blaschke St.: Przeróbka mechaniczna kopalin. Wydawnictwo Śląsk. Katowice 1982.
2. Dietrych J.: Osadzarki. Państwowe Wydawnictwo Techniczne. Katowice 1953.
3. Kowol D. i in.: Badania wpływu uziarnienia oraz składu grawimetrycznego klas ziarnowych na wyniki procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych. ITG KOMAG Gliwice 2012 (materiały nie publikowane).
4. Kowol D. i in.: Zwiększenie skuteczności rozdziału w osadzarkach pulsacyjnych w oparciu o dobór parametrów konstrukcyjnych pokładu sitowego.
5. ITG KOMAG Gliwice 2011 (materiały nie publikowane).

Czy wiesz, że...

…Jastrzębska Spółka Węglowa SA interesuje się kopalnią Dębieńsko, którą reaktywuje NWR. Na razie jednak nie prowadzi z jej właścicielem rozmów o przejęciu. Nieczynna dotąd kopalnia ma złoża węgla koksowego, a JSW SA jest jego największym producentem w UE. Spółka zapowiedziała na ten rok wzrost produkcji węgla (ponad 13,5 mln ton) i koksu (4,2 mln ton), a także większy reżim kosztowy, m.in. hamowane będą inwestycje w części koksowniczej, ale w części górniczej i energetycznej mają być realizowane zgodnie z planem.

Rzeczpospolita 2013 15 lutego s.B6

Układ sterowania węzłem osadzarkowym

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

1. Wstęp

Złożoność procesu wzbogacania, wynikająca z zachodzących procesów rozluzowania i transportu materiału wewnątrz osadzarki, charakteryzujących się wielowymiarowością, nieliniowością, fluktuacjami parametrów oraz niestacjonarnym charakterem zakłóceń, powoduje, że jest on złożony i trudny do analizy. Wzrastający poziom wymagań w stosunku do jakości produktu wymusza stosowanie coraz nowocześniejszych, bezpieczniejszych i bardziej niezawodnych systemów sterowania. Stosuje się coraz częściej rozwiązania z szeroko pojętej dziedziny automatyki przemysłowej, w tym rozproszone systemy sterowania, wykorzystujące nowoczesne układy mikroprocesorowe oraz wydajne i szybkie moduły komunikacyjne. Stosowanie ich umożliwia kompleksową kontrolę nad całym procesem produkcyjnym, jego wybranym fragmentem lub pojedynczą maszyną [5].

2. Korzyści wynikające ze stosowania zintegrowanego systemu sterowania węzłem osadzarkowym

Prawidłowy przebieg każdego procesu technologicznego wymaga opracowania odpowiedniego systemu sterowania urządzeniami, wchodzącymi w skład węzła technologicznego. W procesie wzbogacania węgla kamiennego, odbywającym się w osadzarkach pulsacyjnych, bardzo istotnym czynnikiem, wpływającym na jego prawidłowy przebieg, jest wydajne i precyzyjne sterowanie podawaniem materiału surowego oraz odprowadzaniem produktu wzbogacania. Wiąże się to z koniecznością kompleksowej automatyzacji węzła, która może zapewnić prawidłową współpracę osadzarki z układem podawania nadawy i przenośnikami kubełkowymi, odbierającymi produkty z osadzarki. Ze względu na duże odległości pomiędzy elementami pomiarowymi i wykonawczymi, wchodzącymi w strukturę takiego systemu, uzasadnionym wydaje się stosowanie rozproszonych układów sterowania. Wymiana danych w takich systemach jest znacznie szybsza, w stosunku do transmisji w systemach sieciowych, zbudowanych przy wykorzystaniu modułów komunikacyjnych. Połączenie sterownika PLC, poprzez rozproszone wejścia/wyjścia, z elemen-

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

tami wykonawczymi i urządzeniami pomiarowymi, wykorzystanie paneli operatorskich i systemów wizualizacyjno-archiwizujących oraz zapewnienie niezawodnej transmisji danych pomiędzy elementami automatyki, tworzy zintegrowany system sterowania zapewniający kompleksową kontrolę nad całym procesem.

Zintegrowanie sterowania całego węzła pozwala na uzyskanie szeregu korzyści, takich jak:

- 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,
- dostęp do danych z jednego miejsca.

Bardzo istotnym elementem układu sterowania, związanym z prowadzeniem procesu produkcyjnego, jest tzw. interfejs człowiek-maszyna. Rolę takich interfejsów we współczesnych systemach opartych o sterowniki PLC tworzą przede wszystkim panele operatorskie i oprogramowanie SCADA (**S**upervisory **C**ontrol **A**nd **D**ata **A**quisition). Zapewniają one tekstową lub graficzną reprezentację zjawisk zachodzących podczas wykonywania procesu technologicznego, pozwalają również śledzić i sterować przebiegiem procesu poprzez terminal, jakim jest monitor komputera lub ekran panelu operatorskiego. Stosowanie tych narzędzi podnosi komfort pracy, zarówno personelu obsługującego proces bezpośrednio, jak również kadry zarządzającej, umożliwiając uzyskanie w szybki i przejrzysty sposób informacji o procesie umożliwiając jednocześnie [5]:

- nadzorowanie pracy maszyny:
  - załączanie/wyłączanie maszyny,
  - wydawanie operatorowi poleceń dotyczących np.: właściwej sekwencji załączania lub wyłączania danej maszyny (receptury),
  - 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/danych,
  - 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. Charakterystyka systemu sterowania węzłem osadzarkowym

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

- zespół przygotowania medium roboczego (dmuchawa powietrza, pompa hydrauliczna),
- osadzarka pulsacyjna z zespołami zaworów wlotowych i wylotowych (najczęściej talerzowych) i przepustnicami do wytworzenia pulsacji oraz z zaworami elektrohydrauliczne lub elektropneumatyczne do automatycznego sterowania szerokością szczelin przepustowych służących do odprowadzania materiału z dolnej warstwy łoża,
- przenośniki kubełkowe odprowadzające materiały z osadzarki,
- zasuwy, przenośniki taśmowe, podajniki wibracyjne lub inne urządzenia do regulacji objętościowego natężenia przepływu nadawy.

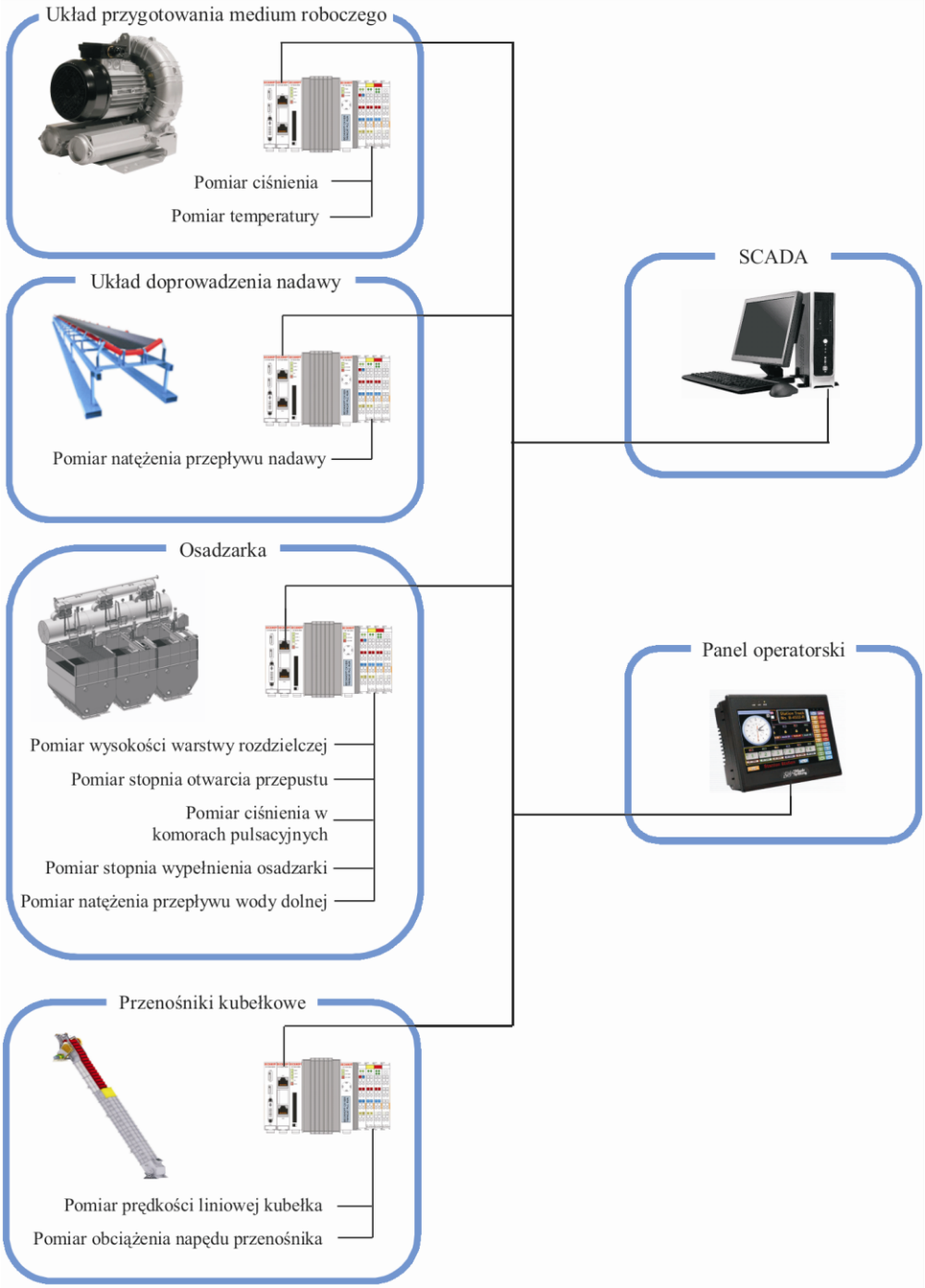
Na rysunku 1 zaprezentowano przykładowy schemat układu sterowania węzłem osadzarkowym.

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

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

W procesie sterowania węzłem osadzarkowym mierzone są następujące parametry:

- 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 kubełkowego,
- obciążenie napędu przenośnika nadawy,
- ciśnienie powietrza w komorze pulsacyjnej.



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

Parametrami sterowanymi są [2]:

- natężenie przepływu nadawy,
- natężenie przepływu wody dolnej,
- ciśnienie powietrza w komorach pulsacyjnych,
- prędkość przenośnika kubełkowego,
- wysokość warstwy rozdzielczej.

Rozwarstwianie nadawy w osadzarce jest procesem złożonym. Segregacja wiąże się nie tylko z różnicą ciężarów właściwych, ale także z rozmiarem ziaren, z których większe mają tendencję do opadania; amplitudą ruchu i przyspieszeniami zależnymi od częstości, a nawet postacią przebiegu pulsacji; wydajnością dopływu wody dolnej oraz grubością warstwy materiału na sicie, prawie nieunoszącej się i kontaktem ziaren o różnych własnościach, ograniczającym swobodę ich ruchu. Nie opracowano dotąd pełnego modelu matematycznego, określającego przebieg procesu w funkcji parametrów sterowalnych oraz własności nadawy. Nawet w przypadku pełnej wiedzy o parametrach nadawy oraz istnienia pomiarowej kontroli ilości i własności rozdzielonych strumieni, nie ma obecnie możliwości budowy algorytmu, który określałby wartości wszystkich parametrów sterowalnych w funkcji ilości i własności nadawy oraz pożądanych ilości i składu odpadów w poszczególnych przedziałach, a także korygował parametry modelu poprzez analizę mierzonych własności rozdzielonych strumieni [1].

Uzyskanie efektywnego wzbogacania materiału w osadzarkach pulsacyjnych możliwe będzie w przypadku, kiedy zostanie zapewnione [4]:

- wydajne i precyzyjne sterowanie podawaniem materiału surowego, jak i odprowadzaniem produktów wzbogacania,
- odpowiednie sterowanie pulsacją,
- odpowiednie sterowanie przepływem wody.

4. Sterowanie węzłem osadzarkowym w warunkach kopalni KWK „Budryk”

Instytut Techniki Górniczej KOMAG od kilku lat prowadzi badania nad opracowaniem systemu sterowania węzłem osadzarkowym. W 2010 r. prototyp systemu zainstalowano w Zakładzie Przeróbczym kopalni KWK „Budryk”. Początkowo realizował funkcje sterowania osadzarką pulsacyjną, a następnie, w pierwszej połowie 2011 r., został rozszerzony o sterowanie przenośnikiem kubełkowym.

System zainstalowany w kopalni „Budryk” steruje osadzarką średnioziarnową, przeznaczoną do trójproduktowego wzbogacania materiału w klasie

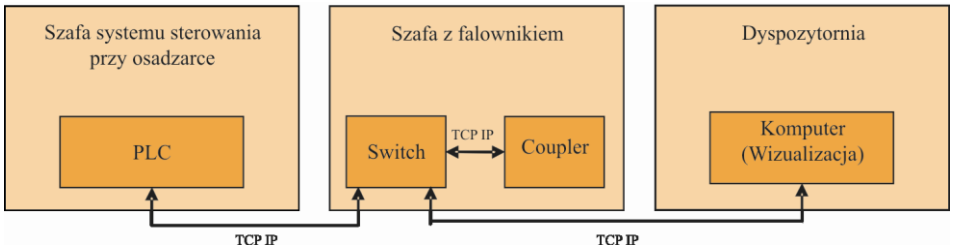
ziarnowej 60(80) – 12(0) mm. Osadzarka składa się z dwóch koryt roboczych, z których każde podzielone jest na trzy przedziały, wydzielające kolejne produkty wzbogacania. W I i II przedziale otrzymywany jest produkt odpadowy, w III produkt pośredni (półprodukt), natomiast produkt koncentratowy uzyskiwany jest na przelewie z III przedziału. Produkty odpadowe i pośrednie zostają poddane odwodnieniu w przenośnikach kubełkowych. Osadzarka wyposażona jest w trzy przenośniki kubełkowe, z których dwa wykorzystywane są do odwadniania produktu odpadowego.

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, sekwencyjne zatrzymywanie i uruchamianie osadzarki oraz urządzeń z nią współpracujących.

Do podstawowych funkcji realizowanych przez system sterowania można zaliczyć:

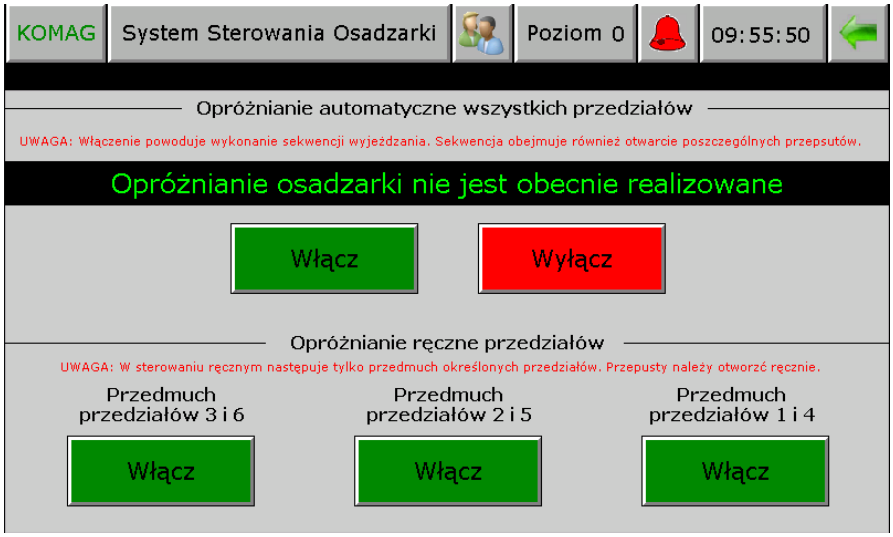
- sterowanie pulsacją, z możliwością zmiany jej parametrów w odniesieniu do długości i liczby cykli,
- automatyczną regulację odbioru produktów ciężkich,
- stabilizację rozluzowania warstwy wzbogacanego materiału,
- pomiar i rejestrację wielkości związanych z pracą maszyny,
- automatyczne sterowanie 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.

Do sterowania prędkością przenośnika kubełkowego wykorzystano przemiennik częstotliwości. W szafie z przemiennikiem, która znajduje się w rozdzieli zakładu przeróbczego, oddalonej i kilkadziesiąt metrów od osadzarki, zainstalowano dodatkowy moduł rozszerzający sterownika PLC i utworzono w ten sposób rozproszony system sterowania, pracującego w sieci TCP IP. Strukturę rozproszonego systemu sterowania pokazano na rysunku 2. Do sterowania pracą przenośnika wykorzystano algorytm predykcyjny, który w zależności od obciążenia węzła reguluje prędkością przenośnika.



Rys.2. Struktura rozproszonego systemu sterowania węzłem osadzarkowym w kopalni KWK „Budryk” [3]

Ścisła współpraca specjalistów KWK „Budryk” oraz KOMAG-u umożliwiła rozwój systemu sterowania, zgodny z oczekiwaniami użytkownika. Przykładem współpracy jest opracowanie nowej funkcji sterowniczej, której zadaniem jest automatyczne opróżnianie osadzarki. Na rysunku 3 zaprezentowano ekran synoptyczny panelu operatorskiego, zainstalowanego przy osadzarce, który pozwala na jej opróżnianie.



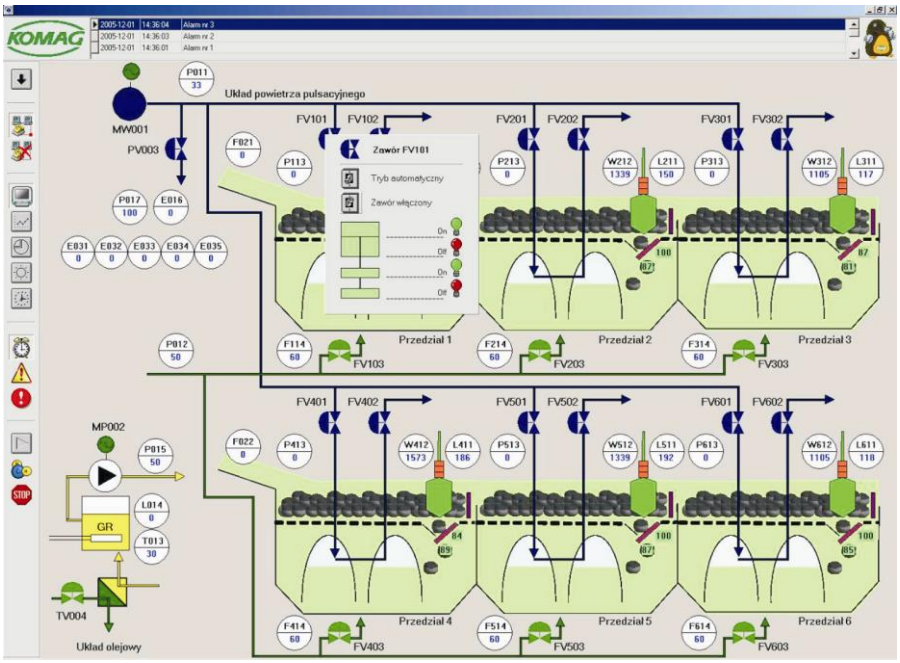
Rys.3. Ekran synoptyczny funkcji opróżniania osadzarki [źródło własne]

Operator ma możliwość automatycznego lub ręcznego opróżnienia osadzarki, np. w celu przeprowadzenia prac serwisowych. W przypadku, gdy operator wybiera opróżnienie automatyczne całej osadzarki, realizowana jest sekwencja przedmuchu i odbioru produktów ze wszystkich przedziałów, natomiast w trybie ręcznym operator sam wybiera przedziały, w których ma nastąpić przedmuch i ręcznie steruje odbiorem produktu.

Na podstawie otrzymanych wyników i badań przeprowadzonych w kopalni, opracowano oraz przygotowano do wdrożenia dodatkowe funkcje sterownicze, tj.:

– automatyczną regulację ciśnienia powietrza roboczego,
– automatyczną regulację dopływu wody dolnej,
– sterowanie ilością podawanej nadawy.

System sterowania węzłem osadzarkowym wdrożony w KWK „Budryk" monitorowany jest za pomocą aplikacji wizualizacyjno-archiwizującej, której główny ekran zaprezentowano na rysunku 4. Aplikację zainstalowano na komputerze, w dyspozytorni zakładu przeróbczego. W rozwiązaniu aplikacja służy tylko do wizualizacji procesu i archiwizacji danych pomiarowych, jednakże zakres jej możliwości jest znacznie większy. Poprzez odpowiedni system logowania umożliwia przydzielenie dostępu przeszkolonym użytkownikom do zaawansowanych funkcji sterowniczych i nastaw współczynników pętli regulacyjnych.



Rys.4. Główny ekran aplikacji wizualizacyjno-archiwizującej procesu sterowania węzłem osadzarkowym w kopalni KWK „Budryk" [1]

Od 2010 roku obserwuje się poprawną i bezawaryjną pracę układu zainstalowanego w KWK „Budryk". W okresie tym zauważono poprawę jakościową procesu wzbogacania, czego wynikiem jest uzyskanie o 0,41% niższego współczynnika strat niż na bliźniaczej osadzarce z innym rozwiązaniem sterowania.

5. Podsumowanie

Brak opracowanych modeli fizykochemicznych, uwzględniających zachodzące równocześnie procesy rozluzowania, transportu i segregowania, a także opóźnienia transportowe i nieliniowości charakterystyk procesu wzbogacania, powodują ograniczone możliwości poprawy jakości procesu wzbogacania węgla z wykorzystaniem powszechnie stosowanych obecnie technik pomiarowych i algorytmów regulacji. Łączenie systemów sterowania maszyn wchodzących w skład węzła osadzarkowego, stwarza nowe możliwości. Poszukiwanie powiązań pomiędzy poszczególnymi maszynami jest trudne, czasochłonne i uwarunkowane szeregiem czynników, decydujących o ich optymalnym wykorzystaniu. Pozwala jednak na tworzenie bardziej doskonałych i niezawodnych systemów gwarantujących ciągłą pracę.

Takie podejście do sterowania węzłem osadzarkowym wymaga odpowiedniej budowy systemu sterowania. Rozproszenie funkcji sterujących i pomiarowych, niezawodność cyfrowej transmisji danych, ułatwienie obsługi, pełny monitoring systemu, skalowalność i możliwość elastycznego kształtowania funkcji sterujących, uproszczona integracja z systemami nadrzędnymi, niższe koszty połączeń, to tylko niektóre cechy przemawiające za stosowaniem systemów rozproszonego sterowania. Połączenie sterowników urządzeń węzła w jeden, nadrzędny system sterowania, zapewnia bezawaryjną pracę węzła bez zbędnych przestojów, co skutkuje zwiększoną wydajnością urządzeń, przy zmniejszonym zużyciu energii elektrycznej. Pozwala także na zwiększenie żywotności układów wykonawczych w warunkach zmiennego obciążenia. Monitoring i diagnostyka w znacznym stopniu redukują liczbę awarii, a optymalne zarządzanie procesem produkcji znacznie obniża koszty procesu wzbogacania węgla.

Literatura

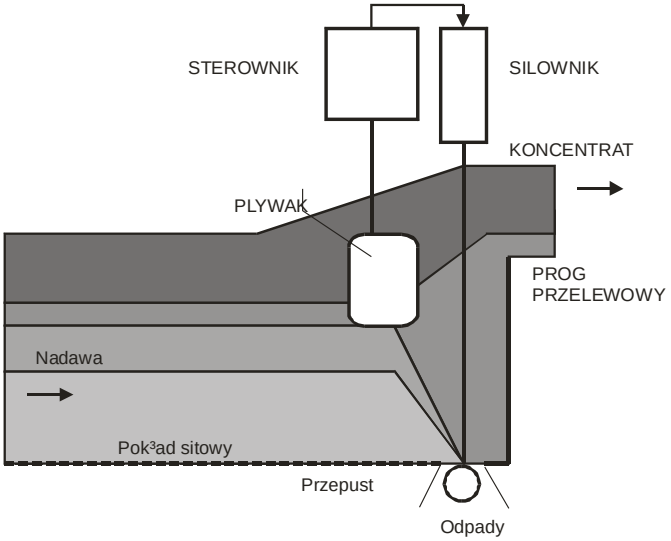
1. Praca statutowa E/BDT-9968/OR1 – System sterowania osadzarki pulsacyjnej. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2005.
2. Praca statutowa E/BM-9648/OR17 – Nadzór i badania systemu sterowania w warunkach KWK „Budryk”. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2011.
3. Praca statutowa E/BM-9648/OR19 – Zintegrowanie systemu sterowania osadzarki i podnośnika kubełkowego w kopalni KWK „Budryk”. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2011.
4. Kowol D.: Wpływ zmian parametrów nadawy na efekty działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktów osadzarki. Praca doktorska. Politechnika Śląska 2010.
5. Kasprowicz H.: Systemy sterowania obiektowego.

Własności pływaka w układzie sterowania odbiorem produktów węgla w osadzarce

Stanisław Cierpisz, Waldemar Sobierajski – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

1. Wstęp

Większość miałów węglowych w klasie ziarnowej 0 - 30 mm wzbogaca się w osadzarkach pulsacyjnych, w których rozdział na produkty, rozwarstwionych według gęstości warstw węgla, odbywa się z zastosowaniem pływakowego układu sterowania natężeniem odbioru produktu dolnego przedstawionym na rysunku 1 [2, 3, 4, 10].



Rys.1. Pływakowy układ sterowania odbiorem produktu dolnego z osadzarki

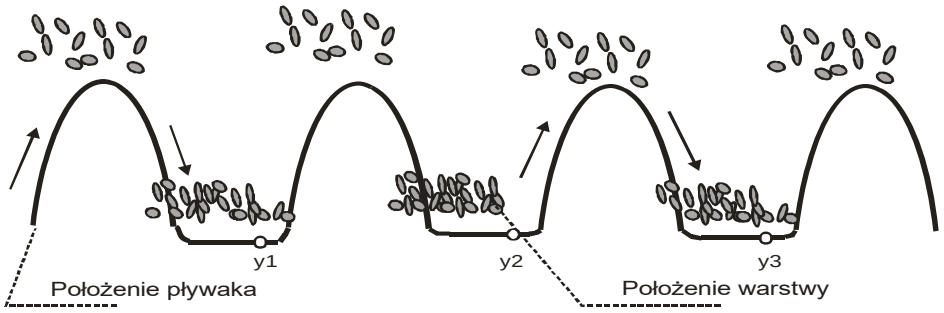
Natężenie odbioru produktu dolnego określa gęstość rozdziału warstwy rozdzielczej w połowie przechodzącej do produktu górnego i w połowie do produktu dolnego. W układzie sterowania urządzeniem pomiarowym określającym położenie warstwy rozdzielczej (gęstości rozdziału) jest pływak metalowy zanurzony w pulsującym łożu w pobliżu progu przelewowego danego przedziału osadzarki.

Celem sterowania jest stabilizacja gęstości rozdziału na zadanej wartości, powodującej utrzymanie jakości koncentratu (wartości opałowej, zawartości popiołu) na zadanym poziomie określonym warunkami kontraktu pomiędzy kopalnią a odbiorcą. Dokładność stabilizacji gęstości rozdziału zależy w znacznej mierze od dokładności pomiaru gęstości rozdziału przez metalowy pływak. Doświadczenie pokazuje, że w typowym przemysłowym, dobrze

zaprojektowanym, układzie stabilizacji (w tym przypadku - gęstości rozdziału), błędy stabilizacji wielkości wyjściowej są zwykle 2 - 3 krotnie większe od błędu pomiaru tej wielkości, wprowadzanego do układu przez urządzenie pomiarowe [5, 6]. Celem badań przedstawionych w tym rozdziale było określenie błędów pomiaru gęstości rozdziału dokonywanego przez metalowy pływak.

2. Wpływ stopnia rozluzowania łoża na położenie pływaka

Pływak powinien zajmować położenie w pulsującym łożu osadzarki odpowiadające położeniu warstwy o wybranej gęstości. Ponieważ położenie warstw materiału i pływaka w łożu osadzarki w trakcie każdego cyklu pulsacji zmienia się, jak to przedstawiono na rysunku 2, jako stan odniesienia przyjmuje się stan skrępowania materiału i dolne położenie pływaka (jego środka geometrycznego), które pływak zajmuje pod koniec każdego cyklu pulsacji.



Rys.2. Zmiany położenia pływaka oraz warstwy materiału o gęstości odpowiadającej gęstości pływaka

Chwilowe położenie pływaka w zwartym stanie łoża określa się jako średnią $y_{śr}$ z kilku (3) położeń w kolejnych cyklach pulsacji. Ruch pływaka w pulsującym łożu rozpatrywać można podobnie do ruchu ziarna o znacznych wymiarach. Przybliżonym warunkiem zgodności położenia pływaka ($y_{śr}$) z położeniem wybranej warstwy materiału jest równość prędkości opadania ziarna o wybranej gęstości i prędkości pływaka $v_z = v_p$, zgodnie ze wzorami [7, 10]:

$$v_z = k_z \sqrt{d_z \left(\rho_z - \rho_{oz}\right)}$$
$$v_p = k_p \sqrt{d_p \left(\rho_p - \rho_{op}\right)} \tag{1}$$

gdzie:

$k_{z,\,p}$ – współczynniki zależne od kształtu ziarna i pływaka,

$d_{z,\,p}$ – zastępcza średnica ziarna i pływaka,

$\rho_{z,\,p}$ – gęstość ziarna i pływaka,

$\rho_{oz,\,op}$ – średnia gęstość ośrodka w stanie rozluzowanym dla ziarna i pływaka.

Z zależności (1) można wyznaczyć gęstość ziarna ρ_z, którego położenie odpowiada położeniu pływaka o gęstości ρ_p:

$$\rho_z = \frac{d_p}{d_z}\left(\rho_p - \rho_{op}\right) + \rho_{oz} \tag{2}$$

Gęstość łoża w stanie rozluzowanym ρ_o można wyznaczyć z zależności:

$$\rho_o = \rho_z - \frac{(\rho_z - 1)V_W}{V} \tag{3}$$

gdzie:

V – jednostkowa objętość łoża,

V_W – objętość wody w jednostkowej objętości łoża.

Jeśli objętość wody w stanie skrępowanym oznaczymy przez V_s, a w stanie rozluzowanym przez V_r, to stosunek $100\cdot(V_r\text{-}V_s)/(V\text{-}V_s)$ określa stopień rozluzowania łoża s_r (%). Z wzorów (2) i (3) wynika, że wpływ zmian stopnia rozluzowania ośrodka dla pływaka i ziarna jest bardzo duży dla końcowego położenia pływaka względem warstwy. Jeśli stopień rozluzowania ośrodka dla pływaka zwiększy się o np. 5% w stosunku do stopnia rozluzowania dla ziarna, to pływak w wyniku zmiany prędkości opadania wskaże położenie warstwy o gęstości ok. 0,25 g/cm^3 większej w stosunku do pierwotnego położenia (założono: $k_p = k_z$, $d_p/d_z = 20$ oraz $\rho_z = 1{,}8$ g/cm^3). Wpływ zmian w stopniu rozluzowania łoża dla pływaka i ziarna jest tym mniejszy im mniejsze są rozmiary pływaka.

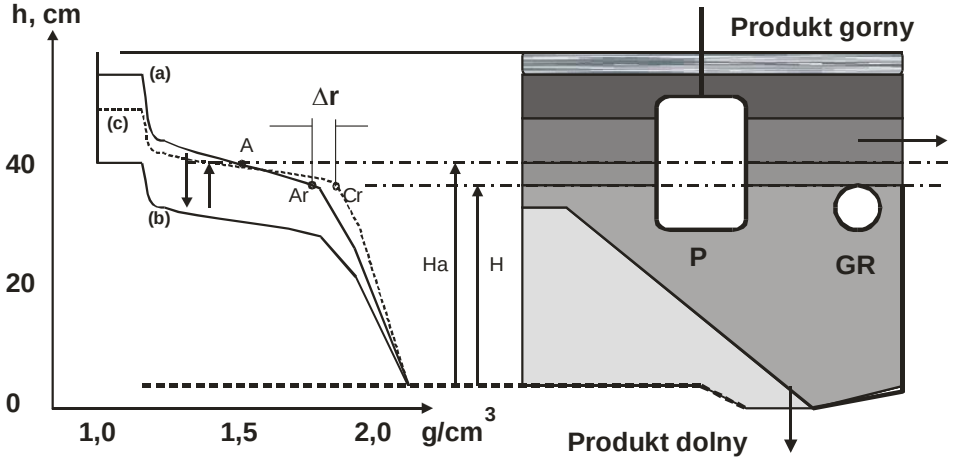
3. Wpływ zmian nadawy na pomiar gęstości rozdziału

Wymiary pływaka i jego gęstość są zwykle tak dobierane, aby pływak wskazywał położenie warstwy znajdującej się, w stanie ustalonym, nieco powyżej progu przelewowego. Zakłada się, że różnica w gęstości wskazywanej warstwy i warstwy rozdzielczej, znajdującej się na wysokości progu jest stała. W stanach przejściowych, na skutek zmian ilości nadawy oraz zmian składu gęstościowego nadawy, położenie wybranej warstwy zmienia się, a zadaniem pływaka jest takie sterowanie jej położeniem, poprzez odpowiednie zmiany natężenia odbioru produktu dolnego, aby warstwa o wybranej gęstości znalazła się na wysokości progu i stała się warstwą rozdzielczą. Idealnym stanem jest ciągłe utrzymywanie tej warstwy na zadanym poziomie progu przelewowego. Wartość gęstości rozdziału w takim przypadku może być ustalona na dwa sposoby:

a) poprzez zmianę gęstości pływaka na skutek zmiany jego obciążenia (masy), jak to jest praktykowane w klasycznych układach sterowania;

b) poprzez zmianę zadanego (średniego) położenia pływaka o stałej, niezmienianej, gęstości.

Drugi sposób jest często stosowany w nowych układach sterowania odbiorem produktów poprzez wprowadzenie dodatkowego sygnału w algorytmie cyfrowego regulatora układu. W tym przypadku różnica pomiędzy gęstością wskazywaną przez pływak i gęstością rozdziału nie jest stała, szczególnie gdy występują znaczne zmiany ilości i składu nadawy do osadzarki. Ilustracja wpływu zmian ilościowych i jakościowych nadawy na pomiar gęstości rozdziału (w stanie ustalonym) przedstawiona jest na rysunku 3 [4, 5]:



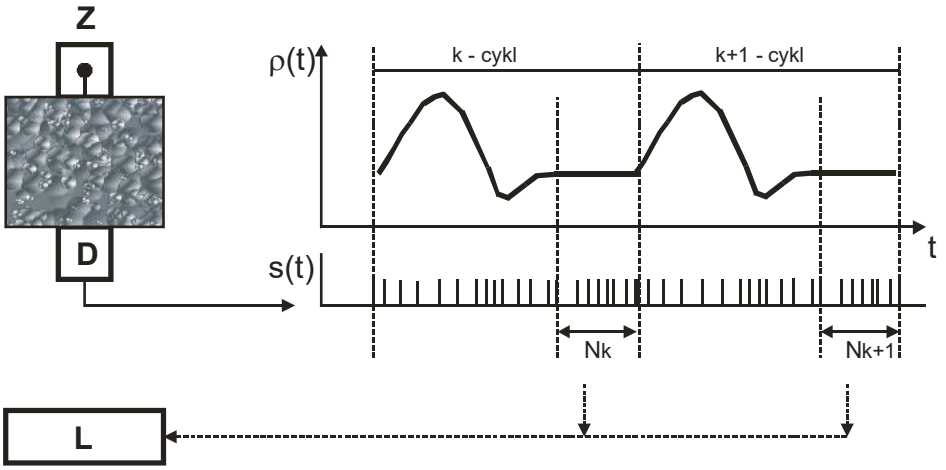
Rys.3.Wpływ zmian nadawy na pływakowy pomiar gęstości rozdziału (P - pływak, GR - gęstościomierz radiometryczny)

W przypadku nominalnej nadawy rozkład gęstości warstw przedstawia krzywa (a), a środek pływaka przyjmuje położenie na wysokości A na skutek odpowiedniego ustawienia natężenia przepływu produktu dolnego przez układ sterowania. Skokowe zmniejszenie natężenia przepływu nadawy o ok. 30% powoduje zmianę rozkładu gęstości warstw (b) oraz zmianę położenia pływaka do wysokości B. Na skutek reakcji układu streowania następuje zmniejszenie natężenia przepływu produktu dolnego i w konsekwencji powrót (w przypadku układu idealnego) położenia pływaka do położenia A. Zmieniony kształt rozkładu gęstości (c) powoduje, że gęstość warstwy zajmującej wysokość progu H zmienia się do wartości określonej punktem Cr. Zmiana gęstości rozdziału na skutek zmiany ilości nadawy o ok. 30% wynosi Δr = 0,1 g/cm^3.

4. Badania przemysłowe

W celu bezpośredniego pomiaru gęstości rozdziału w osadzarce (KWK Rydułtowy) zainstalowano radiometryczny gęstościomierz typu OS-C przezna-

czony do pracy w zanurzeniu w łożu osadzarki [6]. Gęstościomierz zainstalowano na wysokości progu przelewowego osadzarki, a kolimacja wiązki promieniowania gamma pozwalała na pomiar gęstości warstwy o grubości ok. 3 cm. rejestrowano zmiany gęstości w 50 ms przedziałach czasu, w każdym cyklu pulsacji ośrodka woda/węgiel, jak to przedstawiono na rysunku 4.



Rys.4. Schemat pomiaru gęstości rozdziału w osadzarce z zastosowaniem radiometrycznego gęstościomierza (Z - źródło promieniowania, D - detektor, L- licznik impulsów)

Gęstościomierz rejestruje zmiany gęstości ośrodka w czasie, powstające na skutek ruchu oscylacyjnego wody oraz zmian ilościowo-jakościowych nadawy. Typowy przebieg zmian gęstości jest przedstawiony na rysunku 4. W pierwszej fazie cyklu pulsacji następuje gwałtowny ruch warstwy łoża w górę i wzrost gęstości ośrodka rejestrowanej na wysokości progu. Następnie następuje rozluzowanie ziaren materiału, spadek gęstości do wartości minimalnej i ponownie wzrost do osiągnięcia zwartego stanu materiału w wodzie. Dopiero od tego momentu rejestrowany sygnał z detektora odpowiada zdefiniowanej gęstości ośrodka w stanie zwartym, który może być następnie przeliczony na gęstość samego materiału, a więc na gęstość rozdziału. Pomiar gęstości odbywa się poprzez zliczenie sumy impulsów rejestrowanych w kilku następujących po sobie cyklach pulsacji N_{k+i}. Gęstość ośrodka wylicza się na podstawie prawa absorpcji:

$$\rho_x = 1 - \frac{ln\left(\frac{I_x}{I_w}\right)}{\mu d} = 1 - \frac{ln\left(\frac{N_x}{N_w}\right)}{\mu d} \tag{4}$$

gdzie:

I_o – natężenie promieniowania wychodzącego z pojemnika,

I_w – natężenie promieniowania padającego na detektor dla wody,

N_w – liczba zliczeń impulsów na wyjściu detektora dla wody,

I_x – natężenie promieniowania padającego na detektor dla badanego ośrodka,

N_x – liczba zliczeń impulsów na wyjściu detektora dla badanego ośrodka,

d – grubość absorbenta [cm],

μ – masowy współczynnik osłabienia promieniowania [cm^2/g],

ρ_x – gęstość ośrodka [g/cm^3].

Liczba zliczeń impulsów na wyjściu detektora w tym przypadku odnosi się do czasu, w którym materiał znajduje się w stanie zwartym:

$$N_x = \sum_{n=1}^{n} N_{k+n} \tag{5}$$

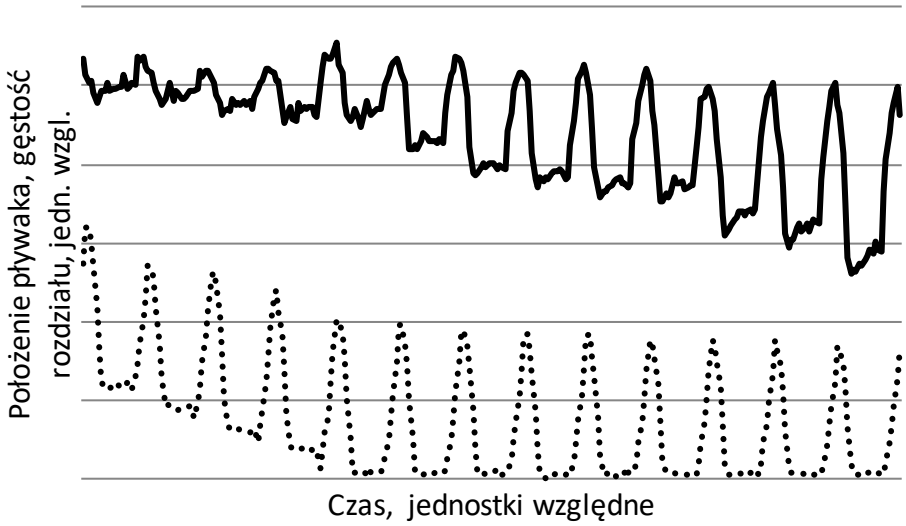
gdzie:

n – liczba cykli przyjętych do wyznaczenia średniej częstości zliczeń.

Gęstość rozdziału można wyznaczyć ze zmierzonej gęstości ośrodka z przekształconej zależności (3):

$$\rho_z = \rho_o \frac{V}{V - V_W} - \frac{V_W}{V - V_W} 1 \left[\frac{g}{cm^3}\right] \tag{6}$$

Przykładowy przebieg zmian położenia pływaka i wskazań gęstościomierza radiometrycznego przedstawiony jest na rysunku 5.



Rys.5. Przykładowe przebiegi położenia pływaka (linia przerywana) i wskazań gęstościomierza radiometrycznego (linia ciągła) przy znacznym zmniejszeniu ilości nadawy

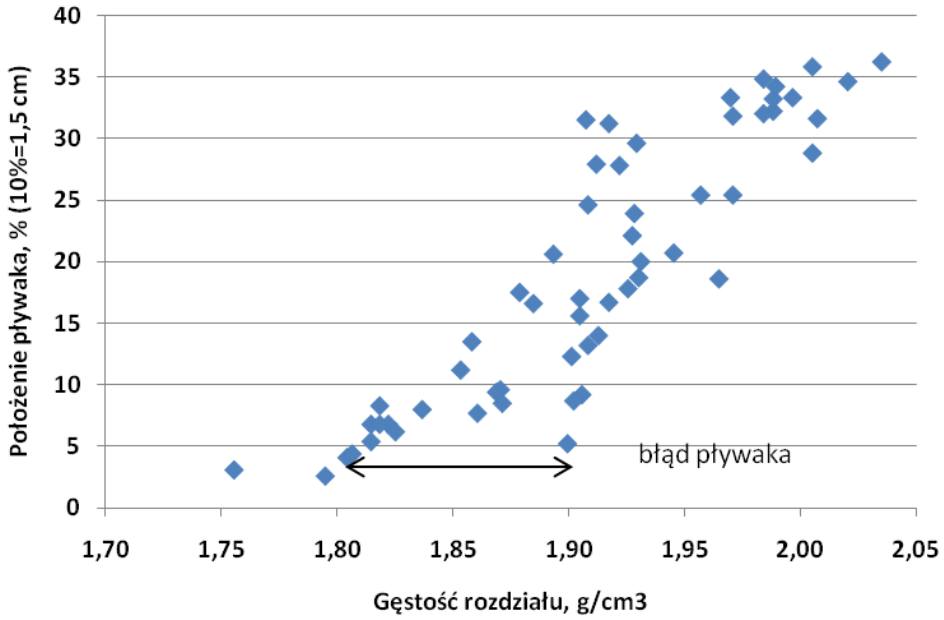
Widać, że po kilku cyklach pulsacji pływak zajął skrajne dolne położenie, a układ regulacji nie zdążył w tak krótkim czasie odpowiednio zareagować, doprowadzając gęstość rozdziału do poprzedniej wartości.

Źródła błędów pomiaru gęstości z zastosowaniem metody absorpcji promieniowania gamma są następujące:

a) błędy metody wynikające ze zmian składu chemicznego i składu ziarnowego materiału,
b) stochastyczne błędy określania średniej liczby impulsów z detektora promieniowania.

Można przyjąć, ze błędy metody rozpatrywanego pomiaru są podobne do błędów wag izotopowych stosowanych w przemyśle, które ocenia się na ok. 0,5% wielkości mierzonej. Statystyczne błędy pomiaru zależą od liczby zliczanych impulsów i w rozpatrywanym przypadku, w przeliczeniu na jednostki gęstości, wynoszą ok. 0,005 g/cm^3. Można wobec tego przyjąć, że błędy pomiaru gęstości rozdziału wynoszą ok. 0,015 g/cm^3.

Jednoczesna rejestracja dolnego położenia pływaka i gęstości ośrodka w stanie zwartym za pomocą gęstościomierza pozwalają na wyznaczenie błędów pomiarowych pływaka w wyznaczaniu gęstości rozdziału na podstawie wskazań pływaka. Zależność wskazań obu urządzeń pomiarowych przedstawiono na rysunku 6.



Rys.6. Zależność położenia pływaka i gęstości rozdziału wskazywanej przez radiometryczny gęstościomierz

W przypadku położenia pływaka na stałej wysokości, gęstość rozdziału wskazywana przez radiometryczny gęstościomierz powinna być również stała. Rozrzut wskazań gęstościomierza, traktowanego w tym przypadku jako miernik referencyjny, wskazuje na wielkość błędu pomiarowego pływaka. W badanym przypadku (rys. 6) rozrzut wskazań gęstościomierza dochodzi od 0,05 g/cm^3 do ok. 0,1 g/cm^3. Z tego wynika, że pływakowy układ stabilizacji gęstości rozdziału, przy znacznych zakłóceniach pracy osadzarki w postaci zmian natężenia przepływu nadawy może utrzymywać gęstości rozdziału z błędem ok. 0,1 - 0,2 g/cm^3 wokół wartości zadanej.

5. Wnioski

1. Efektywność działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktu dolnego w osadzarce zależy w głównej mierze od własności metrologicznych pływaka, którego zadaniem jest pomiar położenia warstwy gęstościowej materiału o gęstości mającej stać się gęstością rozdziału. Błędy prognozowania gęstości rozdziału na podstawie pomiaru położenia pływaka

powodowane są głównie przez zmiany ilości nadawy, zmiany jej składu densymetrycznego oraz zmiany składu ziarnowego.

2. Błędy pomiarowe pływaka wynikające ze zmian ilościowo-jakościowych pływaka mogą dochodzić do 0,1 g/cm^3 przy znacznych (30%) zmianach nadawy.
3. Błędy pomiaru gęstościomierza radiometrycznego, jako miernika referencyjnego, można oszacować na poziomie ok. 0,015 g/cm^3 (błędy na skutek zmian składu ziarnowego oraz błędy filtracji sygnału pomiarowego).
4. Porównawcze badania przemysłowe wskazań pływaka oraz wskazań gęstościomierza radiometrycznego potwierdziły, że zakres błędów pływaka mieści się w przedziale ok. 0,1 g/cm^3. Wynika z tego, że dokładność stabilizacji gęstości rozdziału w pływakowym układzie sterowania może mieścić się w przedziale 0,1 - 0,2 g/cm^3.

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., Kowol D., Joostberens J.: 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. Cierpisz, S. i inni: Radiometryczny system sterowania procesem rozdziału węgla w osadzarce. Konferencja KOMEKO 2011, Rytro 21-24 marzec 2011.
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-Heineman,2001.
11. Lyman G.J.: (1992) Review of jigging principles and control. Coal Preparation; 11 (1-2); 41-72 (Jun 1992).
12. 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.
13. Srinivasan R., Mishra B.K., Mehrotra S.P.: Simulation of particle stratification in jigs. Coal Preparation, vol.20, 1999.
14. 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.
15. Coal preparation in South Africa, Compiled by the South African coal processing society, 2002.

Wpływ uziarnienia oraz składu grawimetrycznego klas ziarnowych na wyniki procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych

Daniel Kowol, Michał Łagódka, Piotr Matusiak - Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Prognozowanie wyników osadzarkowego procesu wzbogacania nadaw węglowych realizowane jest obecnie w oparciu o rozkład logarytmiczny Gaussa oraz wskaźniki technologiczne, takie jak: rozproszenie prawdopodobne E_p, imperfekcja I oraz gęstość rozdziału [1, 2, 3, 4]. Prognozowanie, w oparciu o powyższe wartości, które podawane są przez producentów osadzarek, zgodnie z wymaganiami przetargowymi, może być obarczone dużym błędem jeżeli nie zostaną uwzględnione udziały poszczególnych klas ziarnowych w materiale nadawy.

W przemysłowym procesie jego dokładność jest przeważnie znacznie mniejsza, co powoduje, że jakość produktów oraz bilans ich wychodów odbiega w istotny sposób od wartości prognozowanych.

Rozbieżności pomiędzy wynikami rzeczywistymi, a prognozowanymi tłumaczy się z reguły trudnościami procesowymi, niewłaściwą regulacją osadzarki, niekorzystnymi parametrami nadawy itp., nie wyjaśniając jednoznacznie źródła ich przyczyny.

Pomijając zakłócenia procesu można domniemywać, że główną przyczyną niesprawdzalności prognoz są dane wejściowe, których wartości ustala się na podstawie nieweryfikowalnych, obiegowych informacji (wartość I), a w najlepszym wypadku, w oparciu o wyniki laboratoryjnych badań stacjonarnego rozwarstwiania gęstościowego materiału, nie uwzględniających przepływowego charakteru procesu w osadzarce przemysłowej.

W krajowych zastosowaniach osadzarek pulsacyjnych nie jest możliwe wyselekcjonowanie urządzeń działających w sposób wzorcowy, mogących stanowić źródło pozyskiwania danych do prognoz.

Powyższa sytuacja wynika z założeń przyjętych w przeszłości podczas projektowania układów technologicznych w zakładach przeróbczych, nie zapewniających optymalnych warunków procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych, takich jak: uprzednie i skuteczne oddzielenie z nich ziaren <0,5 mm, ograniczenie zakresu uziarnienia nadawy, stabilne zasilanie materiałem i równomierne jego wprowadzanie na całej szerokości koryta roboczego osadzarek.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Niska skuteczność przemysłowego procesu wzbogacania tego typu nadaw węglowych w odniesieniu do wymagań dla nowych konstrukcji osadzarek, wymusza konieczność weryfikacji dotychczas stosowanych rozwiązań w węzłach osadzarkowego wzbogacania, jak i w samych osadzarkach, dla zwiększenia efektywności produkcji węgli koksowych w krajowym przemyśle, opartym głównie o osadzarki pulsacyjne.

Przeprowadzone badania porównawcze procesu osadzarkowego, trójproduktowego wzbogacania nadaw węgla koksowego o uziarnieniu 20(30) – 0,5 mm miały na celu określenie wpływu charakterystyki nadawy na skuteczność procesu rozdziału oraz pozyskanie informacji o efektywności procesu przemysłowego, w odniesieniu do wyników laboratoryjnych i o czynnikach mających istotny wpływ na jego przebieg [5].

2. Uwarunkowania procesowe

2.1. Charakterystyka procesu przemysłowego

Wzbogacanie nadawy węglowej polegało na oddzieleniu ziaren frakcji ciężkich, w postaci produktu odpadowego odprowadzanego z dwóch kolejnych, pierwszych przedziałów, oraz rozdziale pozostałej części materiału w trzecim przedziale, na półprodukt (produkt ciężki) i produkt koncentratowy (produkt lekki).

Proces przemysłowy zachodził w warunkach niekorzystnych w stosunku do procesu laboratoryjnego ze względu na brak odpowiedniego przygotowania nadawy (zakres uziarnienia, odmulanie), nierównomierne zasilanie nadawą oraz znaczne obciążenie osadzarki.

Badania technologiczne procesu osadzarkowego wzbogacania, podczas których pobierano próbki nadawy i produktów wzbogacania oraz dokonywano pomiarów ilościowych nadawy, realizowane były przy obciążeniu jednostkowym 14,2 t/h m^2 (obciążenie na 1 m szerokości koryta roboczego wynosiło około 110 t/h).

Zastosowany na obiekcie przemysłowym układ zasilania nadawą nie zapewniał jej równomiernego rozłożenia na całej szerokości badanego urządzenia.

Proces odmulania nadawy, po jej zwilżeniu na zsuwni poprzez dopływ wody przemywającej, prowadzony był na stałym sicie łukowym. Powyższe rozwiązanie, standardowo stosowane w krajowych węzłach osadzarkowego wzbogacania węgla koksowego, było mało efektywne i nie zapewniało prawidłowego oddzielania od ziaren substancji ilastych oraz ziaren <0,5 mm z nadawy.

Nadawa o uziarnieniu 30 – 0 mm, wprowadzana do koryta roboczego osadzarki z wydajnością 320 t/h, charakteryzowała się znacznym udziałem ziaren <3 mm, który wynosił 50%, z czego 12% stanowiły ziarna <0,5 mm. Udziały frakcji podstawowych nadawy przemysłowej, w klasie ziarnowej 30 – 0,5 mm, zamieszczono w tabeli 1.

Udziały frakcji podstawowych – Nadawa przemysłowa [5]

Tabela 1

Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
<1,5	37,78	49,69	57,79	72,51	55,70
1,5-1,8	5,80	7,93	8,34	6,39	6,71
>1,8	56,42	42,37	33,87	21,10	37,60
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Udział [%]	32,80	14,07	15,03	38,10	100,00

Ocenę prawidłowości przebiegu operacji technologicznych podczas wzbogacania nadawy węglowej w osadzarce przemysłowej przeprowadzono na podstawie obserwacji zjawisk występujących w korycie roboczym oraz sposobu działania układów odprowadzania produktów ciężkich. Podczas prób technologicznych około 75% materiału nadawy było wprowadzane do lewej połowy pierwszego przedziału odpadowego, wraz z wodą górną, pozostałą po częściowym odwodnieniu i odmuleniu strugi mieszaniny wody i materiału na sicie łukowym. W rezultacie powyższego, jego rozluzowanie i natężenie przepływu wzdłuż osi podłużnej pierwszego przedziału (zwłaszcza w początkowym obszarze), po lewej stronie, było większe niż po przeciwległej, gdzie na wlocie występowały przypadki spiętrzania się ziaren, dodatkowo zmniejszające równomierność podawania nadawy.

Podczas przepływu materiału wzdłuż koryta roboczego część małych rozmiarowo ziaren scalonych materiałem ilastym nie ulegała wzajemnemu oddzieleniu oraz wzbogaceniu pod wpływem ruchu pulsacyjnego wody i była odprowadzana przelewem, wraz z produktem koncentratowym, stanowiąc jego część. Zjawisko łączenia się małych ziaren w bryły wynikało z niskiej efektywności procesu odmulania nadawy na sicie łukowym, głównie ze względu na znikomą skuteczność poprzedniego oczyszczania powierzchni ziaren z substancji ilastych wodą przemywającą. Obecność substancji ilastych oraz ziaren <0,5 mm we wzbogacanym materiale, w ilości około 12%, utrudniała zarówno proces gęstościowego rozwarstwiania, jak i utrzymywanie stabilnych parametrów przepływu ruchu pulsacyjnego wody, ze względu na wpływ udziału tych cząstek na wzrost oporu przepływu.

2.2. Charakterystyka procesu laboratoryjnego

W analizach porównawczych wykorzystano wyniki prób technologicznych wzbogacania węgla koksowego o uziarnieniu 20 – 0,5 mm w jednokomorowej osadzarce doświadczalnej.

Podczas prób, analogicznie jak w procesie przemysłowym, operacje rozwarstwiania i odprowadzania realizowane były przy przepływie materiału wzdłuż komory roboczej.

Przyjęto, że parametrem porównywalnym w odniesieniu do procesu przemysłowego będzie średni czas wzbogacania materiału w osadzarce o długości 7,5 m, pracującej przy obciążeniu jednostkowym 100 t/h na 1 m szerokości koryta, bez uwzględnienia różnic wysokości łoża, która w przeprowadzonych badaniach laboratoryjnych była dwukrotnie mniejsza od stosowanej w osadzarkach produkcji krajowej, ale zawierała się w zakresie dobieranym dla rozwiązań zagranicznych, który wynosi od 200 do 300 mm.

W odróżnieniu od procesu przemysłowego, gdzie trojproduktowe wzbogacanie jest realizowane podczas jednokrotnego przepływu materiału wzdłuż koryta roboczego w kolejnych przedziałach, proces laboratoryjny był realizowany dwuetapowo, ze względu na jednokomorową budowę osadzarki.

Podczas pierwszego etapu z nadawy oddzielono produkt odpadowy oraz uzyskiwano nadawę do kolejnego etapu, w którym otrzymano półprodukt i produkt koncentratowy.

Ze względu na ograniczenia wynikające z różnicy rozmiarów pomiędzy osadzarką przemysłową, a laboratoryjną, i sposobu wprowadzania nadawy, obciążenie powierzchni roboczej podczas prób laboratoryjnych było dwukrotnie mniejsze i wynosiło 7,1 t/h na 1 m^2 powierzchni roboczej.

Nadawa wprowadzana była do początkowej części koryta w sposób ciągły poprzez zsuwnię nadawczą, równomiernie na całej szerokości komory roboczej, bez wykorzystania dopływu wody górnej. Miało to na celu zapewnienie możliwie długiego czasu rozwarstwiania małych ziaren, które ze względu na swoją podatność na oddziaływanie strumienia wody, krótko przebywały w komorze roboczej o małej długości (l = 0,7 m).

Nadawą w badaniach laboratoryjnych był niewzbogacony węgiel koksowy o uziarnieniu 20 – 0,5 mm, uzyskany z próbek technologicznych nadawy na przemysłowe osadzarki pulsacyjne. Nadawę charakteryzował znaczny udział ziaren klasy 6 – 0,5 mm równy 74,0% (w tym 3 – 0,5 mm około 52%). Udziały frakcji podstawowych nadawy laboratoryjnej zestawiono w tabeli 2.

Podczas realizacji prób wzbogacania, według przedstawionej technologii badań, proces rozwarstwiania gęstościowego materiału oraz odprowadzania produktów przebiegał prawidłowo. Zastosowanie w obydwu stopniach wzboga-

cania tych samych parametrów ruchu pulsacyjnego wody nie powodowało zakłóceń, zarówno w rozluzowaniu materiału w komorze roboczej, jak i w przepływie wody pomiędzy nią, a komorami pulsacyjnymi.

Udziały frakcji podstawowych – Nadawa przemysłowa [5]

Tabela 2

Gęstość frakcji, [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	20-10	10-6	6-3	3-0,5	20-0,5
< 1,5	41,71	49,60	52,63	64,33	56,91
1,5-1,8	9,74	8,01	8,57	9,35	9,07
> 1,8	48,55	42,39	38,80	26,32	34,02
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Udział [%]	13,39	12,26	22,09	52,26	100,00

3. Wyniki badań

Przedmiotem analizy porównawczej był proces osadzarkowego, trójproduktowego wzbogacania nadaw węgla koksowego o uziarnieniu 20(30) – 0,5 mm, przeprowadzony w warunkach przemysłowych i laboratoryjnych. W analizie porównano skuteczność rozdziału, zarówno całości materiału, jak i w poszczególnych klasach ziarnowych 20 (30) – 10, 10 – 6, 6 – 3 i 3 – 0,5 mm.

Wyniki procesu przemysłowego, opracowane na podstawie badań technologicznych i analiz laboratoryjnych próbek materiału, porównano z wynikami procesu laboratoryjnego, zestawiając uzyskane wartości rozproszenia prawdopodobnego E_p, imperfekcji I, gęstości rozdziału D_{50} oraz liczbę rozdziału klasofrakcji.

Porównanie wyników rozdziału nadaw węglowych w klasie 20(30) – 0,5 mm podczas trójproduktowego ich wzbogacania w warunkach przemysłowych i laboratoryjnych wykazało, że skuteczność procesu realizowanego w osadzarce przemysłowej była znacząco mniejsza od uzyskiwanej w badaniach modelowych.

3.1. Rozdział I stopnia

Podczas rozdziału I stopnia, gdzie produktem ciężkim był produkt odpadowy, a produktem lekkim nadawa na II stopień wzbogacania, rozproszenie E_p w osadzarce przemysłowej wynosiło 0,189, dla gęstości rozdziału D_{50} = 1,839 g/cm^3, natomiast w osadzarce laboratoryjnej E_p = 0,158, dla D_{50} = 1,885 g/cm^3. Na uzyskany wynik rozdziału miał wpływ udział klas ziarnowych,

których skuteczność rozdziału malała wraz ze zmniejszeniem się rozmiaru ziaren.

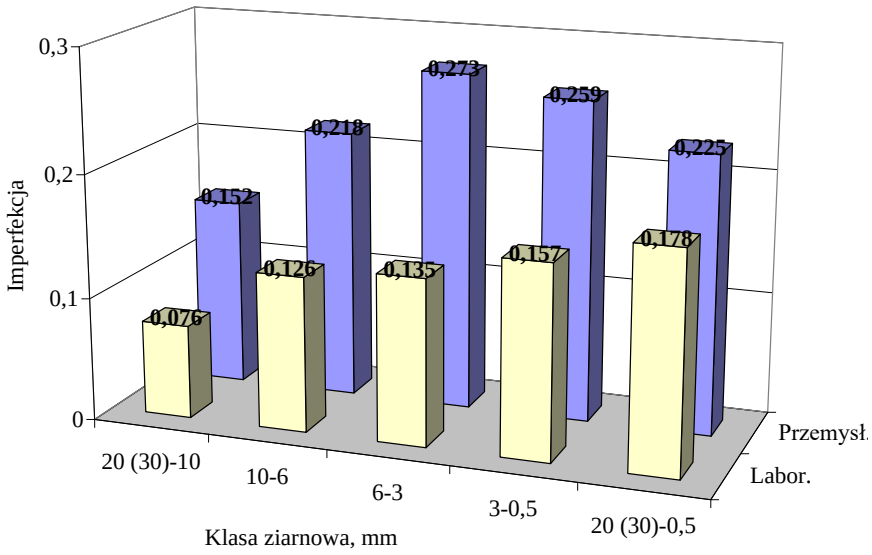
Nadawa wykorzystywana w badaniach laboratoryjnych charakteryzowała się mniej korzystnym udziałem ziaren klasy 3 – 0,5 mm, wynoszącym 52,3%, podczas gdy udział tych ziaren w nadawie przemysłowej był równy 38,1%.

Analiza rozdziału materiału w klasach ziarnowych 20(30) – 10; 10 – 6; 6 – 3 i 3 – 0,5 mm pozwoliła na dokładniejsze porównanie skuteczności obydwu procesów i wykazanie, że w procesie laboratoryjnym była ona około dwukrotnie większa, co zobrazowano w tabeli 3 i na rysunku 1.

Porównawcze zestawienie parametrów procesu rozdziału I stopnia wzbogacania [5]

Tabela 3

Parametr rozdziału	Klasa ziarnowa									
	20 (30) - 10		10 - 6		6 - 3		3 – 0,5		20 (30) – 0,5	
	Przem	Lab	Przem	Lab	Przem	Lab	Przem	Lab	Przem	Lab
D_{50}	1,735	1,686	1,813	1,822	1,928	1,930	2,172	2,086	1,839	1,885
E_p	0,112	0,052	0,178	0,104	0,254	0,126	0,304	0,170	0,189	0,158
I	0,152	0,076	0,218	0,126	0,273	0,135	0,259	0,157	0,225	0,178



Rys.1. Porównanie wartości imperfekcji – Rozdział I stopnia

Z powyższego zestawienia parametrów rozdziału wynika bardzo duża zbieżność gęstości rozdziału D_{50} w klasach ziarnowych 10 – 6 i 6 – 3 mm oraz niższe gęstości rozdziału w klasach 20(30) – 10 i 3 – 0,5 mm uzyskane w pro-

cesie laboratoryjnym. Porównanie średniej wartości imperfekcji I uzyskanej w badaniach laboratoryjnych, równej 0,178, z imperfekcją dla poszczególnych klas ziarnowych wykazało, że w każdym przypadku była ona wyższa – mniej korzystna, co świadczy o istotnym wpływie na ocenę efektywności procesu (dokonywaną na podstawie wartości tego wskaźnika), składu granulometrycznego materiału i różnic parametrów rozdziału występujących pomiędzy poszczególnymi klasami ziarnowymi.

Porównanie różnic gęstości rozdziału D_{50} pomiędzy poszczególnymi klasami ziarnowymi wykazało, że były one mniejsze podczas badań laboratoryjnych, gdzie dla zakresu od 1,686 g/cm^3 (20 – 10 mm) do 2,086 g/cm^3 (klasa 3 – 0,5 mm) wyniosły 0,4 g/cm^3. W procesie przemysłowym powyższa różnica gęstości rozdziału D_{50} była równa 0,437 g/cm^3, dla zakresu od 1,735 g/cm^3 (klasa 30 – 10 mm), do 2,172 g/cm^3 (klasa 3 – 0,5 mm).

Porównanie parametrów jakościowych produktu odpadowego, w całości materiału, pod względem udziału w nim frakcji koncentratowych, było korzystniejsze dla procesu laboratoryjnego, w którym udział tej frakcji był równy 0,60%, podczas, gdy w procesie przemysłowym był prawie dwukrotnie większy i wyniósł 1,07%. Również udział frakcji przerostowych w produkcie odpadowym, wynoszący 2,24%, był mniejszy w procesie laboratoryjnym w porównaniu do procesu przemysłowego, gdzie był równy 3,41%. Udziały frakcji podstawowych produktu odpadowego w analizowanych klasach ziarnowych zamieszczono w tabeli 4.

Udziały frakcji podstawowych produktu odpadowego [5]

Tabela 4

Wyniki przemysłowe					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
Produkt odpadowy					
< 1,5	0,09	0,95	2,81	3,08	1,07
1,5-1,8	2,61	4,53	4,64	3,90	3,41
> 1,8	97,30	94,52	92,55	93,01	95,53
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Wyniki laboratoryjne					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
Produkt odpadowy					
< 1,5	0,00	0,00	0,00	1,75	0,60
1,5-1,8	6,01	2,00	0,58	1,10	2,24
> 1,8	93,99	98,00	99,42	97,15	97,16
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Analiza rozdziału ziaren frakcji podstawowych w produkcie odpadowym procesu przemysłowego (tabela 7) wykazała, że zawierał on 0,65% frakcji koncentratowych o gęstości <1,5 g/cm^3 i 17,16% frakcji przerostowych o gęstości 1,5 – 1,8 g/cm^3 oraz 85,8% frakcji odpadowych o gęstości >1,8 g/cm^3, z całościowych ich udziałów w nadawie. W procesie laboratoryjnym udziały tych frakcji w produkcie odpadowym wyniosły odpowiednio: 0,31% (<1,5 g/cm^3) i 7,31% (1,5 – 1,8 g/cm^3) oraz 84,65% (> 1,8 g/cm^3), co oznacza mniejsze straty substancji palnej (tabela 8).

Skuteczność rozdziału ziaren odpadowych podczas I stopnia trójproduktowego wzbogacania ma istotne znaczenie dla efektywności tego procesu, ze względu na wpływ jaki ma na wychód półproduktu, który ze względów ekonomicznych przeważnie powinien być jak najmniejszy. Wraz ze zwiększonym przepływem ziaren odpadowych do przedziału przerostowego, dla uzyskania odpowiedniej jakości (zawartość popiołu) półproduktu, konieczne jest zwiększenie udziału w nim frakcji koncentratowych, co z kolei powoduje zmniejszenie wychodu produktu koncentratowego.

3.2. Rozdział II stopnia

Podczas rozdziału II stopnia, gdzie produktem ciężkim był półprodukt, a produktem lekkim produkt koncentratowy, rozproszenie prawdopodobne E_p w osadzarce przemysłowej wynosiło 0,263, dla gęstości rozdziału D_{50} = 1,712 g/cm^3, natomiast w osadzarce laboratoryjnej E_p = 0,097, dla D_{50} = 1,540 g/cm^3.

Nadawa na II stopień wzbogacania charakteryzowała się, w obydwu przypadkach, znacznym udziałem ziaren klasy 3 – 0,5 mm, który w procesie przemysłowym wynosił 49,6%, a w laboratoryjnym 59,8%.

Pod względem jakościowym, wynikającym z parametrów nadawy wprowadzanej do osadzarki oraz skuteczności podczas I stopnia wzbogacania, materiał rozdzielony w badaniach laboratoryjnych zawierał około dwukrotnie mniej ziaren frakcji odpadowych, których udział wynosił 4,4%, podczas gdy w procesie przemysłowym był równy 8,1%.

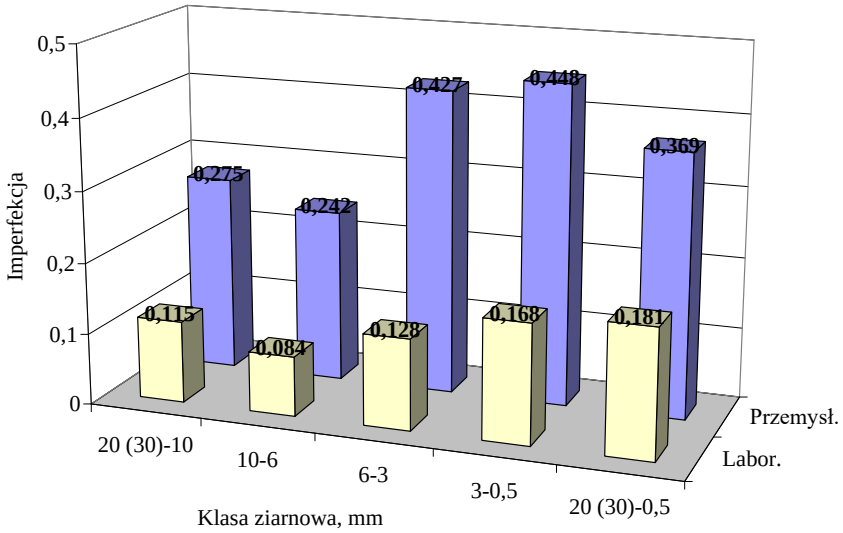
Analiza rozdziału materiału (nadawy II stopnia), w klasach ziarnowych 20(30) – 10 mm; 10 – 6; 6 – 3 i 3 – 0,5 mm, których wyniki zamieszczono w tabeli 5 wykazała, że skuteczność procesu laboratoryjnego była od trzech do cztery razy większa (wg wartości E_p) od uzyskanej w procesie przemysłowym.

Uzyskane parametry rozdziału II stopnia zestawiono w tabeli 5 i zobrazowano na rysunku 2.

Porównawcze zestawienie parametrów procesu rozdziału II stopnia wzbogacania [5]

Tabela 5

Parametr rozdziału	Klasa ziarnowa									
	20 - 10		10 - 6		6 - 3		3 – 0,5		20(30) – 0,5	
	Przem	Lab	Przem	Lab	Przem	Lab	Przem	Lab	Przem	Lab
D_{50}	1,774	1,464	1,677	1,484	1,683	1,555	1,717	1,614	1,712	1,540
E_p	0,213	0,054	0,164	0,041	0,292	0,071	0,322	0,103	0,263	0,097
I	0,275	0,115	0,242	0,084	0,427	0,128	0,448	0,168	0,369	0,181



Rys.2. Porównanie wartości imperfekcji – Rozdział II stopnia

Z przedstawionych danych wynika, że w procesie przemysłowym wzbogacanie II stopnia było realizowane przy większej gęstości rozdziału, wynoszącej 1,712 g/cm^3, podczas gdy w procesie laboratoryjnym było równe 1,540 g/cm^3 (różnica 0,172 g/cm^3).

Różnice gęstości rozdziału występujące między klasami ziarnowymi były mniejsze w procesie przemysłowym, gdzie wynosiły 0,097 g/cm^3, podczas gdy w procesie laboratoryjnym były równe 0,150 g/cm^3. Różnice gęstości w klasach ziarnowych podczas prób laboratoryjnych powodowały, że średnia wartość imperfekcji I była równa 0,181 i była mniej korzystna od uzyskanej w poszczególnych klasach. Wartości imperfekcji I zawierały się w przedziale od 0,084, dla klasy 10 – 6 mm, do 0,168, dla klasy 3 – 0,5 mm.

Porównując wartości I i E_p w klasach ziarnowych obydwu procesów stwierdzono, że największą skuteczność uzyskiwano podczas rozdziału ziaren

klasy 10 – 6 mm, co odróżniało II stopień wzbogacania od I stopnia, gdzie najkorzystniejsze rezultaty uzyskano dla ziaren największych – klasy 20(30) – 10 mm. Powyższe rezultaty prawdopodobnie wynikają z różnic parametrów łoża osadzarki, zawierającego podczas drugiego stopnia wzbogacania większe ilości ziaren równoopadajacych. Udział tych ziaren powodował osadzanie się w jednej warstwie małych i ciężkich ziaren oraz dużych i lekkich, charakteryzujących się zbliżoną prędkością opadania w wodzie.

Udziały frakcji podstawowych produktu koncentratowego i półproduktu [5]

Tabela 6

Wyniki przemysłowe					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
Produkt koncentratowy					
< 1,5	90,81	91,64	90,11	92,02	91,39
1,5-1,8	7,49	7,18	7,36	4,98	6,23
> 1,8	1,70	1,18	2,53	3,00	2,38
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Półprodukt					
< 1,5	27,69	38,13	47,56	50,74	46,10
1,5-1,8	32,81	28,21	19,56	13,86	18,70
> 1,8	39,50	33,66	32,88	35,40	35,20
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Wyniki laboratoryjne					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
Produkt koncentratowy					
< 1,5	100,00	99,47	94,88	93,08	94,66
1,5-1,8	0,00	0,53	5,00	6,17	4,86
> 1,8	0,00	0,00	0,12	0,75	0,48
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
Półprodukt					
< 1,5	45,91	29,04	10,62	14,54	20,22
1,5-1,8	46,21	52,07	51,98	36,13	42,44
> 1,8	7,88	18,89	37,40	49,33	37,34
Suma	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Porównanie parametrów jakościowych półproduktu pod względem proporcji udziałów w nim frakcji przerostowych i odpadowych wykazało, że w ba-

daniach laboratoryjnych stosunek ten wynosił jak 1,14: 1 i był bardziej korzystny od występującego w procesie przemysłowym, gdzie był równy 0,53:1. W procesie przemysłowym, pomimo większej gęstości rozdziału w półprodukcie, udział frakcji koncentratowych wynoszący 46,10% był znacząco większy niż w procesie laboratoryjnym, gdzie był równy jedynie 20,22%. Porównanie parametrów jakościowych produktu koncentratowego pod względem udziału w nim frakcji odpadowych również było korzystniejsze dla procesu laboratoryjnego, w którym udział tej frakcji wyniósł jedynie 0,48%, podczas gdy w procesie przemysłowym był równy 2,38%. Również udział frakcji przerostowych w produkcie koncentratowym wynoszący 4,86% był mniejszy w procesie laboratoryjnym, w porównaniu do procesu przemysłowego, gdzie był równy 6,23%. Obliczone udziały frakcji podstawowych produktu koncentratowego i półproduktu zestawiono w tabeli 4.

Rozkład klasofrakcji w produktach wzbogacania – wyniki przemysłowe [5]

Tabela 7

Produkt koncentratowy					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
< 1,5	96,89	92,51	86,43	87,13	89,87
1,5-1,8	52,05	45,43	48,88	53,51	50,89
> 1,8	1,22	1,39	4,15	9,76	3,47
Półprodukt					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
< 1,5	2,97	6,71	12,12	12,28	9,49
1,5-1,8	22,92	31,09	34,53	38,07	31,95
> 1,8	2,84	6,94	14,30	29,44	10,73
Produkt odpadowy					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	30-10	10-6	6-3	3-0,5	30-0,5
< 1,5	0,14	0,79	1,45	0,59	0,65
1,5-1,8	25,03	23,48	16,59	8,42	17,16
> 1,8	95,95	91,66	81,55	60,79	85,80

Analiza rozdziału, w klasie ziarnowej 30-0,5 mm, frakcji podstawowych w produkcie koncentratowym procesu przemysłowego (tabela 7) wykazała, że zawierał on 89,87% frakcji koncentratowych o gęstości <1,5 g/cm^3 i 50,89% frakcji przerostowych o gęstości 1,5 – 1,8 g/cm^3 oraz 3,47% frakcji odpadowych o gęstości >1,8 g/cm^3, z całościowych ich udziałów w nadawie. W pro-

cesie laboratoryjnym udziały tych frakcji w produkcie odpadowym wyniosły odpowiednio 94,98% (<1,5 g/cm^3) i 30,63% (1,5 – 1,8 g/cm^3) oraz 0,81 % o gęstości >1,8 g/cm^3 (tabela 8).

W przypadku półproduktu zwraca uwagę znacznie większa koncentracja frakcji przerostowych podczas badań laboratoryjnych, na poziomie 62,06%, w stosunku do badań przemysłowych, gdzie uzyskano wartość 31,95%.

Rozkład klasofrakcji w produktach wzbogacania – wyniki laboratoryjne [5]

Tabela 8

Produkt koncentratowy					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	20-10	10-6	6-3	3-0,5	20-0,5
< 1,5	84,03	92,19	97,81	96,32	94,98
1,5-1,8	0,00	3,05	31,70	43,92	30,63
> 1,8	0,00	0,00	0,16	1,89	0,81
Półprodukt					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	20-10	10-6	6-3	3-0,5	20-0,5
< 1,5	15,97	7,81	2,19	3,15	4,71
1,5-1,8	68,87	86,76	65,93	53,78	62,06
> 1,8	2,35	5,94	10,48	26,10	14,55
Produkt odpadowy					
Gęstość frakcji [g/cm^3]	Klasa ziarnowa [mm]				
	20-10	10-6	6-3	3-0,5	20-0,5
< 1,5	0,00	0,00	0,00	0,53	0,31
1,5-1,8	31,13	10,18	2,38	2,29	7,31
> 1,8	97,65	94,06	89,36	72,01	84,65

4. Podsumowanie

Badania procesu osadzarkowego, trójproduktowego wzbogacania nadawy węglowej o uziarnieniu 20(30) - 0,5 mm wykazały, że rozdział materiału w poszczególnych klasach ziarnowych przebiega z różną skutecznością i przy różnej gęstości rozdziału. Wraz ze zmniejszaniem się rozmiaru ziaren, jednocześnie obniża się skuteczność rozdziału i zwiększa się gęstość rozdzielcza.

Znaczne różnice parametrów rozdziału występujące pomiędzy analizowanymi, skrajnymi klasami ziarnowymi potwierdzają celowość ich uwzględniania podczas prognoz, ze względu na istniejącą zależność pomiędzy uziarnieniem nadawy, a skutecznością wzbogacania całości materiału, będącej sumą składowych parametrów rozdziału w poszczególnych klasach ziarnowych.

Porównanie parametrów rozdziału dla całości materiału i w klasach ziarnowych wykazało, że na skutek występowania różnic gęstości rozdziału ziaren o różnym rozmiarze, całkowita skuteczność rozdziału może być mniejsza niż uzyskiwana w poszczególnych klasach ziarnowych.

Analiza porównawcza wyników badań przemysłowego i laboratoryjnego procesu wzbogacania nadaw węglowych w osadzarkach pulsacyjnych wykazała, że jego skuteczność była zależna od szeregu czynników związanych zarówno z parametrami nadawy, jak i operacjami technologicznymi realizowanymi w węźle osadzarkowego wzbogacania.

Z porównania charakterystyk procesu przemysłowego i laboratoryjnego wynika, że warunkiem poprawy skuteczności (ostrości) rozdziału w osadzarce przemysłowej jest:

1. Uprzednie zapewnienie odpowiedniego zakresu ziarnowego nadawy oraz eliminacja substancji ilastych podczas operacji przygotowawczych.
2. Dostosowanie parametrów procesowych do charakterystyki wzbogacanego materiału.

Zakres uziarnienia nadawy węgli koksowych kierowanych do wzbogacania w osadzarkach powinien być zmniejszony z 30 – 0,5 mm, do co najmniej 20 – 0,5 mm, ze względu na znaczny udział trudniej wzbogacanych ziaren klasy 3 – 0,5 mm, często przekraczający 50 %. Jest to uzasadnione tym, że wraz ze wzrostem zakresu uziarnienia materiału zmniejszeniu ulega skuteczność rozdziału w rezultacie zwiększenia ilości ziaren równopadajacych i różnicy w gęstości rozdziału pomiędzy ziarnami o najmniejszym i największym rozmiarze.

W celu poprawy skuteczności oddzielania od materiału kierowanego do osadzarki ziaren <0,5 mm oraz substancji ilastych proces jej odmulania powinien być realizowany głównie z wykorzystaniem znacznie efektywniejszych, w stosunku do sit łukowych, przesiewaczy klasyfikujących z natryskiem.

Warunkiem uzyskania niskich zawartości popiołu w produkcie koncentratowym oraz poprawy skuteczności rozdziału jest ograniczenie maksymalnego obciążenia jednostkowego nadawą np. do wartości około 80 t/h na 1 m szerokości komory roboczej osadzarki, dla wykorzystania efektu szybszego rozwarstwiania się materiału w łożu o mniejszej wysokości.

Warunkiem znaczącej poprawy efektywności procesu produkcyjnego, pozwalającego na jednoczesny wzrost wychodu produktu koncentratowego i obniżenie wychodu półproduktu, przy zachowaniu wymaganych parametrów jakościowych obydwu produktów, jest zwiększenie skuteczności rozdziału w produkcie odpadowym ziaren frakcji ciężkich, głównie o rozmiarze 3 – 0,5 mm.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Literatura

1. Blaschke W.: Przeróbka węgla kamiennego – wzbogacanie grawitacyjne. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Kraków 2009.
2. Cierpisz S., Kowol D.: Wpływ zmian parametrów nadawy na efekty działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktów osadzarki. ITG KOMAG, Gliwice 2012.
3. Nawrocki J.: Skuteczność przesiewania i grawitacyjnego wzbogacania. Skrypty Uczelniane Politechniki Śląskiej nr 516, Gliwice 1975.
4. Nawrocki J.: Analityczno – graficzne metody oceny pracy wzbogacalników grawitacyjnych, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1976.
5. Kowol D. i in.: Badania wpływu uziarnienia oraz składu grawimetrycznego klas ziarnowych na wyniki procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych. ITG KOMAG Gliwice 2012 (materiały nie publikowane).

Wybrane problemy eksploatacyjne przesiewaczy o falującej powierzchni roboczej sita typu „flip-flow”

Krzysztof Kwaśny, Piotr Matusiak, Arkadiusz Tomas, Mariusz Bal – Instytut Techniki Górniczej KOMAG, **Piotr Chyła** – Fabryka Urządzeń Górniczych FUGOR

1. Wprowadzenie

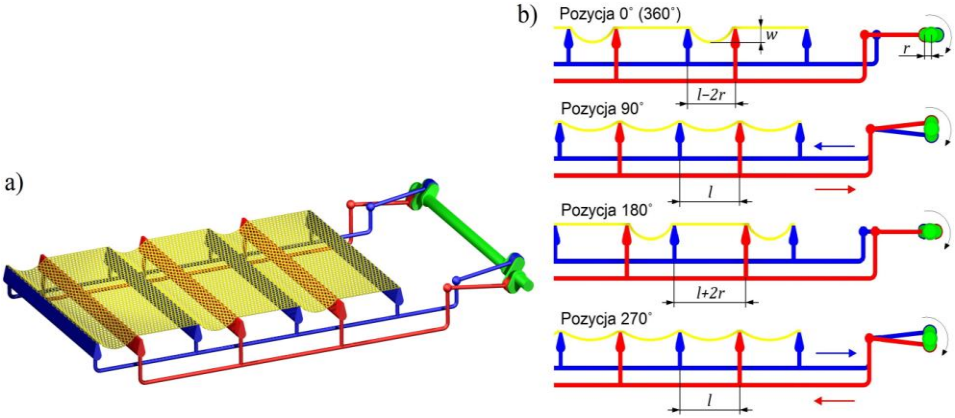
Jednym z istotnych zagadnień w procesie wzbogacania węgla kamiennego jest przeróbka jego drobnych klas (30 ÷ 0 mm). W związku z ciągłym zwiększaniem stopnia mechanizacji wydobycia węgla, wzrasta udział klas drobnych w urobku. Zasadne jest zatem szukanie rozwiązań zwiększających wydajność oraz jakość procesu wzbogacania. Jednym ze sposobów jest wstępna klasyfikacja węgla przed wzbogacaniem, polegająca na odsiewaniu najdrobniejszych klas ziarnowych (4 ÷ 0 mm). Powoduje to znaczne odciążenie obiegów wodnomułowych, prowadząc do większej efektywności procesu wzbogacania. Często, do tego celu stosuje się przesiewacze typu „flip-flow” o falującej powierzchni roboczej sita. Ich zaletą, w porównaniu do klasycznych przesiewaczy, jest możliwość przesiewania materiałów trudnoprzesiewalnych, bez ryzyka zatykania sit. Wynika to z dużej dynamiki pracy przesiewaczy „flip-flow” oraz z występowania tzw. zjawiska samoczyszczenia sita.

Z dostępnych na rynku typów przesiewaczy o falującej powierzchni roboczej sita, w polskich kopalniach najczęściej stosowane są przesiewacze typu Liwell, w których ruch roboczy jest realizowany za pomocą układu mimośrodowego. Pierwszą kopalnią w Polsce, na której zastosowano przesiewacz tego typu była KWK Knurów – Szczygłowice. Od tamtego czasu kolejne polskie kopalnie wyposażyły swoje Zakłady Przeróbki Mechanicznej Węgla w takie urządzenia. W czasie użytkowania przesiewaczy zdobyto cenne doświadczenia dotyczące ich eksploatacji. Z doświadczeń tych wynika, że wśród zespołów przesiewacza można wyróżnić takie, które są w szczególny sposób narażone na uszkodzenia. Przyczyną uszkodzeń są najczęściej: duże przeciążenia, niewłaściwa eksploatacja, zła jakość części itp. Podejmowane są zatem działania mające na celu usuwanie wymienionych problemów oraz zapobieganie powstawaniu awarii [16].

2. Opis działania przesiewacza typu „flip-flow”

Głównymi elementami przesiewacza o falującej powierzchni roboczej sita są dwie ruchome ramy, składające się ze ścian bocznych oraz łączących je poprzecznic (rys.1a). Na poprzecznicach zamocowane są kolejne segmenty elastycznych sit membranowych. Obie ramy wprowadzane są w ruch posu-

wisto-zwrotny, przy czym przemieszczają się w przeciwnych kierunkach. W wyniku tego, sita rozpięte pomiędzy poprzecznicami, są na przemian naprężane i rozluźniane (zostaje im nadany ruch falowy). Na rys.1b pokazano kolejne fazy ruchu falującego sita.



Rys.1. Model przesiewacza typu „flip-flow": *a) widok ogólny, b) kolejne fazy ruchu przesiewacza, gdzie: l – nominalny rozstaw poprzecznic, r – promień mimośrodowości mimośrodu, w – wysokość fali* [15]

W pozycji 0° (360°) oraz w pozycji 180° następuje gwałtowne napięcie sita. W tym czasie na sito działają przeciążenia rzędu 50 *g*, zaś ramy są narażone na przeciążenia 2 ÷ 3 *g*, (gdzie: g – przyśpieszenie ziemskie, g ≈ 9,81 m/s^2). Następuje również sprężyste odkształcenie powierzchni sita, co powoduje zmianę wielkości otworów w sicie. W wyniku tego zaklinowane w otworach ziarna są uwalniane, zaś siły pochodzące od przeciążeń powodują ich gwałtowne wyrywanie z otworów sita. Zjawisko to nazywane jest samoczyszczeniem sita. Duże przyśpieszenia powodują również intensywne rozluźnienie i szybkie rozwarstwienie materiału przesiewanego. W porównaniu z tradycyjnymi przesiewaczami, do otworów sita dociera, w tym samym czasie, większa ilość drobnego materiału. To decyduje o osiągnięciu wysokiej, właściwej wydajności przelotowej. Istotną rolę odgrywa także ograniczenie skłonności do przywierania ziaren materiału przesiewanego do sita dzięki efektowi trampolinowemu [3, 4, 5, 13, 17].

Omawiane przesiewacze wyposażone są w elastyczne, membranowe sita, które obecnie wykonywane są głównie z poliuretanu. W większości rozwiązań cały pokład sitowy przesiewacza składa się z segmentów, z których każdy stanowi osobne sito. Sita te rozpięte są pomiędzy kolejnymi poprzecznicami i na nich następuje łączenie sąsiednich sit. Zaletą segmentowej budowy pokładu sitowego jest łatwość wymiany uszkodzonych jego części.

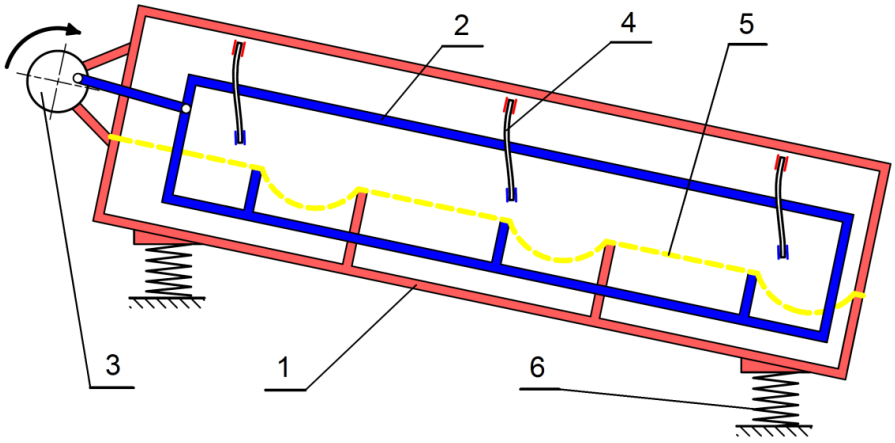
3. Rozwiązania przesiewaczy typu „flip-flow”

Pierwsze przesiewacze typu „flip-flow” opracowała firma „Hein, Lehman” na początku lat 60-tych XX wieku. Były to przesiewacze typu Torwell i Liwell, przy czym jedynie konstrukcje przesiewaczy Liwell były rozwijane na szeroką skalę. W kolejnych latach powstało wiele rozwiązań tego typu przesiewaczy, różniących się konstrukcją oraz sposobem wywołania ruchu falowego sit. Jednak tylko część z nich wdrożono do seryjnej produkcji. Poniżej przedstawiono rozwiązania, które znalazły uznanie użytkowników i do dnia dzisiejszego są stosowane do klasyfikacji materiałów trudnych do przesiewania.

3.1. Przesiewacze typu Liwell

Pierwsze przesiewacze typu Liwell zbudowane są z masywnej ramy nośnej oraz dwóch ram ruchomych z belkami poprzecznymi, pomiędzy którymi rozpięte są sita membranowe. Ramy ruchome są osadzone na ramie nośnej za pomocą sprężystych łączników. Napęd ram ruchomych realizowany jest za pomocą wału mimośrodowego z podwójnym wykorbieniem. Budowa i zasada działania pierwszych przesiewaczy Liwell jest analogiczna jak w przypadku modelu pokazanego na rys.1a [2].

Opisane powyżej przesiewacze są dużymi i ciężkimi urządzeniami, w związku z tym dążono do zmniejszenia ich masy i gabarytów. Efektem tego są współczesne rozwiązania konstrukcyjne przesiewaczy Liwell (rys. 2). Są one zbudowane z dwóch ram, z których jedna jest ramą główną (nośną) *1*, zaś druga ruchomą *2*. Ramy połączone są ze sobą sprężystymi łącznikami *4*. Membranowe sita *5* rozpięte są pomiędzy poprzecznicami utwierdzonymi do ram przesiewacza. Ruch roboczy przesiewacza jest realizowany za pomocą wału mimośrodowego z pojedynczym wykorbieniem *3*. Rama nośna jest utwierdzona do podłoża za pomocą sprężyn *6* [1].

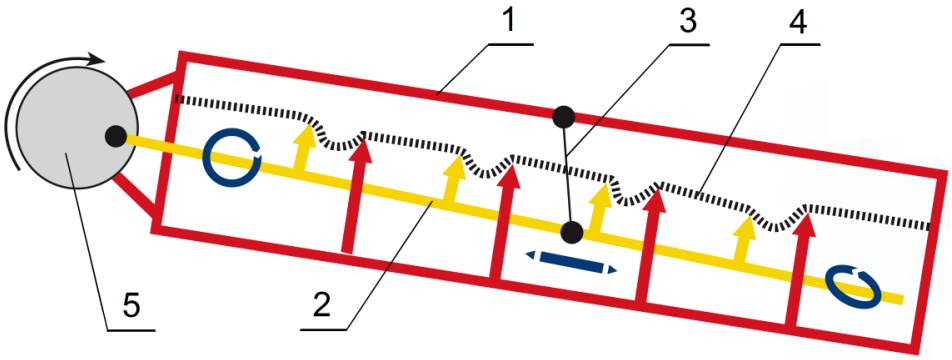


Rys.2. Przesiewacz Liwell z mimośrodem o pojedynczym wykorbieniu [15]

W powyższym opisie tylko jedną z ram określono mianem ruchomej. Należy jednak dodać, że w czasie pracy przesiewacza obie ramy drgają z amplitudami zależnymi od ich mas, promienia mimośrodowości, prędkości obrotowej, oraz sprężystości łączników.

3.2. Przesiewacz typu Trisomat

Kolejnym rozwiązaniem przesiewacza typu „flip-flow" jest przesiewacz znany pod nazwą Trisomat firmy IFE – rysunek 3. Jego cechą charakterystyczną jest to, że rama ruchoma *2* jest umocowana do ramy *1* tylko w jednym punkcie – w jej środkowej części. Mocowanie jest realizowane za pomocą wahliwego łącznika *3*. Pomiędzy systemami ram rozpięte są membranowe sita *4*. Przednia część ramy *2* jest osadzona bezpośrednio na mimośrodzie wału napędowego *5*.



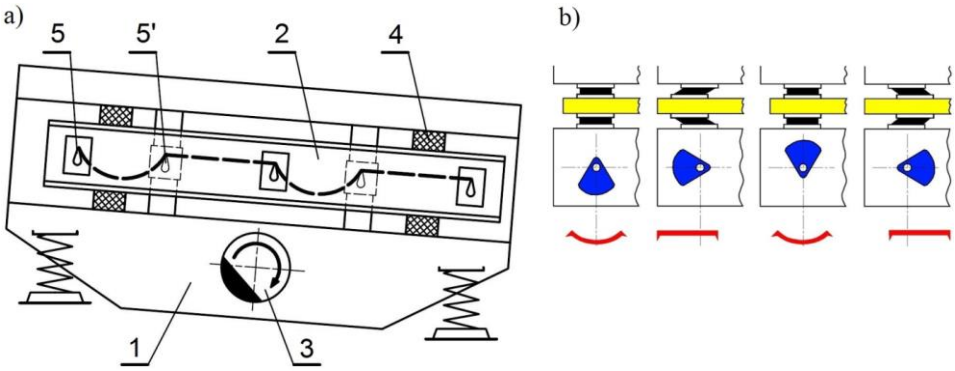
Rys.3. Przesiewacz typu Trisomat [15]

Taka budowa przesiewacza zapewnia zróżnicowanie ruchu roboczego sit wzdłuż pokładu sitowego przesiewacza. Ruch kołowy powstający na wejściowej części pokładu pomaga w równomiernym rozprowadzeniu materiału i wspomaga jego transport. Ruch liniowy w centralnej części pokładu zapewnia optymalny kontakt pomiędzy materiałem i sitem, co poprawia skuteczność przesiewania. Eliptyczny ruch powstały na końcu pokładu opóźnia rozładunek materiału, dając możliwość jeszcze skuteczniejszego odsiania drobnych ziaren [8].

3.3. Przesiewacz typu Bivitec

Innym rozwiązaniem jest przesiewacz typu Bivitec produkowany przez firmę „Binder&Co". Jego konstrukcja oparta jest na klasycznym przesiewaczu o drganiach kołowych, z wibratorem rezonansowym jednomasowym (rys. 4a). W skład przesiewacza wchodzą dwa systemy ramowe: rama główna *1*, będąca jednocześnie konstrukcją nośną oraz rama wewnętrzna *2* połączona z ramą główną za pomocą gumowych łączników *4*. Wibrator *3* wywołuje drgania ramy nośnej przesiewacza. Nie są one jednak w całości przenoszone na ramę

wewnętrzną ze względu na jej elastyczne mocowanie oraz działanie sił bezwładności. Sytuację tą ilustruje rysunek 4b. W wyniku tego pomiędzy obiema ramami występuje przemieszczenie, dzięki któremu sita rozpięte pomiędzy poprzecznicami *5,5'* są na przemian napinane i rozluźniane. Siła napięcia sit jest zależna od parametrów pracy wibratora i jest dobierana w zależności od przeznaczenia przesiewacza. Spotkać można również konstrukcje z wibratorami dwumasowymi, wówczas drgania występujące w przesiewaczu mają odcinkową trajektorię amplitudy ruchu drgającego [7].



Rys.4. Przesiewacz Bivitec; *a) schemat, b) zasada działania* [2, 7]

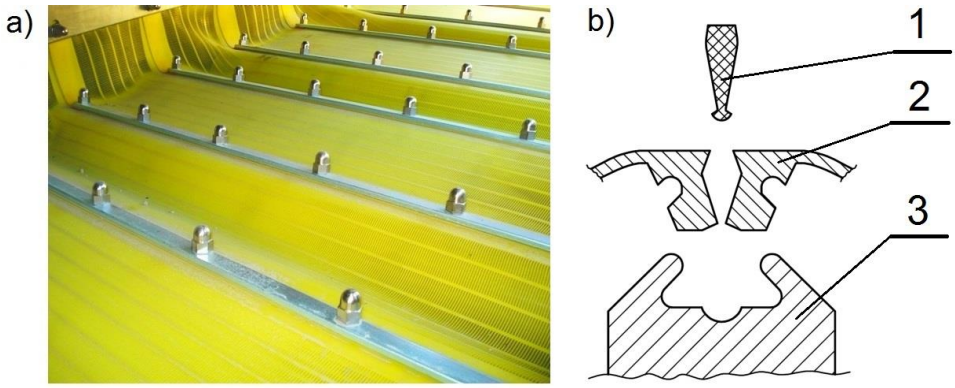
4. Przyczyny uszkodzeń w przesiewaczach typu „flip-flow"

Duże przyśpieszenia ruchu drgającego przesiewacza o falującej powierzchni roboczej sita, poza wysoką skutecznością i efektywnością przesiewania, powoduje znaczne obciążenia jego konstrukcji. Oddziaływania te są najsilniejsze w obszarze pokładu sitowego, na sitach membranowych i belkach poprzecznych. Elementami narażonymi na duże przeciążenia są również łożyska układu mimośrodowego, łączniki sprężyste pomiędzy ramami oraz łącznik między mimośrodem i ramą ruchomą.

4.1. Sita membranowe

W przesiewaczach typu „flip-flow" są stosowane elastyczne, membranowe sita, które wykonywane są głównie z poliuretanu. Wytrzymałość tych sit jest o wiele mniejsza niż klasycznych, np. stalowych. W związku z tym, pomimo ciągłego wzrostu jakości oferowanych na rynku elastycznych sit, ich uszkodzenia są bardzo częste. Stosuje się zatem segmentową budowę pokładu sitowego, dzięki czemu wymiana uszkodzonych sit jest szybsza. Budowa segmentowa pozwala również na stopniowanie wymiarów otworów sit w pokładzie sitowym, w celu uzyskania założonego stopnia rozdziału. Systemy mocowania projektuje się tak, aby zapewnić szybką i prostą wymianę uszkodzonych

segmentów. Wyróżnić można kilka sposobów mocowania. Najczęściej wykorzystuje się do tego listwy zaciskowe i śruby (rys. 5a). Spotyka się również sita o odpowiednio wyprofilowanych krawędziach, służące do szybkiego montażu w gniazdach wykonanych w poprzecznicach (rys. 5b). Stosowane są segmenty sit membranowych o szerokościach 355 mm – dla rozstawu belek 315 mm, oraz o szerokości 250 mm – dla rozstawu 210 mm. Długość segmentu jest zależna od szerokości pokładu sitowego i mieści się w przedziale 1000 ÷ 3000 mm [9].



Rys.5. Elastyczne sita membranowe: *a) mocowane za pomocą listew i śrub, b) szybkiego montażu, gdzie: 1 – klin zaciskowy, 2 – sita membranowe, 3 – belka poprzeczna* [11, 12]

Duży wpływ na żywotność mat sitowych mają warunki przechowywania, zwłaszcza w przypadku długotrwałego magazynowania. Materiał, z którego są wykonane maty sitowe jest wrażliwy na warunki otoczenia, z tego względu muszą one spełniać wymagania ustalone przez producenta. Główne wymagania dotyczą: ochrony przed ekspozycją na promieniowanie słoneczne (promieniowanie UV), temperatury i wilgotności powietrza oraz maksymalnego czasu magazynowania.

Ważny jest również właściwy montaż sit. W przypadku mocowania za pomocą listew zaciskowych, częstym błędem jest niewłaściwy montaż listew, które powinny być osadzane płaską stroną do przesiewu. Odwrotne zamocowanie powoduje uszkodzenia mat na ostrych krawędziach listwy. Odpowiedni musi być również moment dokręcenia śrub dociskowych. Zbyt mały moment powoduje przesuwanie i wyrywanie sit w czasie pracy przesiewacza, natomiast zbyt duży – może skutkować zgnieceniem sit [6].

4.2. Belki poprzeczne

W przesiewaczach typu „flip-flow” belki poprzeczne spełniają dwie podstawowe funkcje. Do belek mocowane są sita membranowe, natomiast przez nadanie belkom ruchu posuwisto-zwrotnego jest wywoływany ruch falowy sit (rys.6). Ponadto belki stanowią część konstrukcji nośnej ram przesiewacza,

w związku z czym działają na nie obciążenia związane między innymi z naciskami wynikającymi z transportu przesiewanego materiału. Najbardziej niekorzystne jednak są przeciążenia wywołane ruchem roboczym belek oraz napinaniem membranowych sit. Wynika to ze zmiennego kierunku działania sił, co powoduje zmęczeniowe zużycie belek.

Rys.6. Belki poprzeczne w przesiewaczu typu Liwell [6]

Z zebranych doświadczeń kierowników działów napraw mechanicznych Zakładów Przeróbki Mechanicznej Węgla wynika, że najczęstszą przyczyną występowania uszkodzeń belek poprzecznych jest zła jakość wykonanych spoin. Problemy te występują w miejscu łączenia środkowej części belki z blachą służącą do mocowania belki do ramy. Dodatkowo, w przypadku części zamiennych dostarczanych przez producentów krajowych, występuje również problem ze spoinami w środkowej części belki. Wynika to z faktu, że krajowi producenci nie mają możliwości wykonania gięcia profilu belki w całości i wykonują belkę z dwóch odcinków, które są łączone za pomocą spoin spawalniczych [14].

W związku z powyższym, zasadne jest opracowanie rozwiązań zmierzających do zmniejszenia ilości spoin występujących w belkach poprzecznych oraz nowych technik ich wytwarzania.

4.3. Łożyska układu mimośrodowego

W wielu przesiewaczach typu „flip-flow" ruch roboczy realizowany jest za pomocą układu mimośrodowego. W układach tych występują dwie pary łożysk – łożyska, na których jest utwierdzony wał mimośrodowy do ramy nośnej oraz łożyska na wykorbieniach mimośrodów – (rys. 7). W wyniku drgań przesiewacza następuje obciążenie łożysk, które może być dodatkowo spotęgowane przez nadmierne naprężenie napinacza pasów napędzających. W takiej sytuacji może następować przegrzewanie oraz ich przyśpieszone zużycie.

Rys.7. Oprawy łożysk układu mimośrodowego [6]

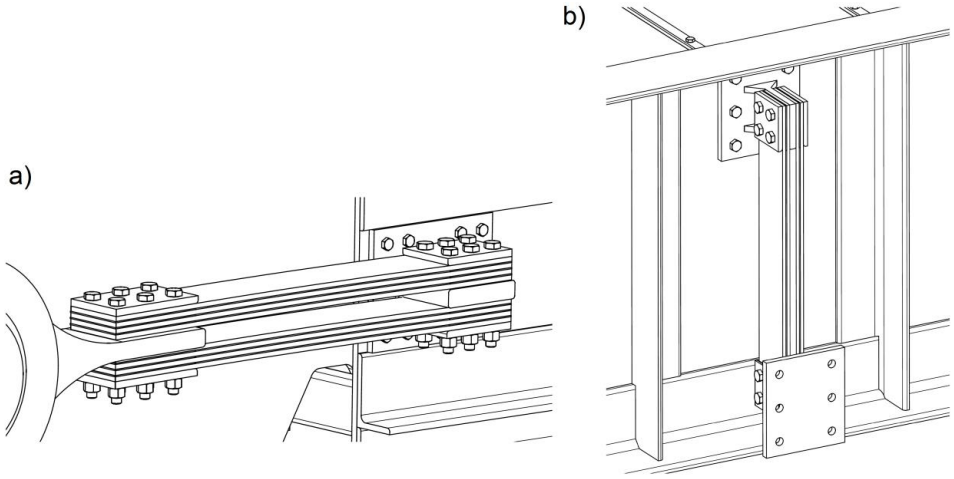
Najprostszym sposobem zapobiegania awariom łożysk jest zapewnienie właściwych warunków pracy, takich jak: wielkość obciążenia, regularne smarowanie, czy kontrola napięcia pasów. Dodatkowo, na etapie projektowania, zasadne jest dobieranie łożysk dedykowanych dla maszyn wibracyjnych. Charakteryzują się one większą wytrzymałością i żywotnością. Ich szczególną cechą jest wewnętrzny luz promieniowy ustalony na ok. 2/3 luzu stosowanego w łożyskach klasycznych oraz tolerancja wymiaru zewnętrznego łożyska ustalona na ok. 1/2 tolerancji dla łożysk klasycznych [10].

4.4. Sprężyste łączniki

W przesiewaczach o falującej powierzchni roboczej sita wyróżnia się dwa rodzaje sprężystych łączników, różniących się zastosowaniem i rodzajem przenoszonych obciążeń. Na rysunku 8a pokazano łącznik pomiędzy układem mimośrodowym i ramą ruchomą, którego zadaniem jest przeniesienie napędu poprzez zamianę ruchu kołowego mimośrodu na ruch posuwisto-zwrotny ramy. Łącznik jest obciążony naprzemiennie siłami: ściskającą i rozciągającą, dodatkowo występuje jego zginanie. W przesiewaczach występują zawsze dwa takie łączniki, po jednym z obu stron przesiewacza.

Pokazany na rysunku 8b łącznik stosuje się do mocowania ramy ruchomej do ramy nośnej. Jest on obciążony siłą rozciągającą, zależną od ciężaru ramy

ruchomej oraz nadawy. Dodatkowo, zadaniem łącznika jest zapewnienie możliwości realizacji ruchu roboczego ramy (poddawany jest on zginaniu). Ilość łączników nośnych jest dobierana w zależności od wymiarów przesiewacza.



Rys.8. Sprężyste łączniki przesiewacza FPS: *a) łącznik napędowy, b) łącznik pomiędzy ramami* [15]

Materiał, z którego wykonuje się łączniki musi charakteryzować się dużą sprężystością, przy jednoczesnej wysokiej wytrzymałości, a ze względu na rodzaj pracy musi być odporny na zużycie zmęczeniowe. Obecnie łączniki wykonuje się z tworzyw sztucznych lub materiałów kompozytowych [6].

Z doświadczeń eksploatacyjnych wynika, że przy zachowaniu odpowiednich warunków pracy, łączniki sprężyste charakteryzują się wysoką żywotnością. Jednak elementy te są bardzo wrażliwe na błędy w czasie montażu i niewłaściwe warunki pracy. Czynniki te powodują znaczne obniżenie żywotności łączników. Wymiana łączników, zarówno napędowych jak i nośnych, wiąże się z przestrzeganiem procedur określonych przez producenta. Dotyczy to głównie ustalenia położenia ram przesiewacza, dla którego w łączniku sprężystym nie będą występowały naprężenia. Pozycje montażowe ram dla łączników napędowych oraz nośnych są podawane przez producenta w Instrukcji Użytkowania przesiewacza.

5. Podsumowanie

W rozdziale przedstawiono podstawowe problemy eksploatacyjne przesiewaczy „flip-flow”. Na podstawie zdobytych doświadczeń można stwierdzić, że największą awaryjność wykazują elementy pokładu sitowego, tj. sita membranowe i belki poprzeczne. Wynika to z dużej dynamiki pracy przesiewacza, a co

za tym idzie, znacznych obciążeń działających na elementy pokładu sitowego. Stwierdzono, że część uszkodzeń belek poprzecznych jest spowodowana złą jakością spoin. Dotyczy to zarówno elementów oryginalnych, jak i zamienników dostarczanych przez krajowych producentów.

Wskazano również inne elementy, które są podatne na przyśpieszone zużycie. Należą do nich łożyska układu mimośrodowego oraz sprężyste łączniki. W przypadku tych elementów, ich żywotność jest w dużym stopniu uzależniona od właściwych warunków pracy. Czynnikami, które mogą powodować uszkodzenia łożysk są: nadmierne obciążenie urządzenia, brak regularnego smarowania oraz niewłaściwe napięcie pasów napędowych. Dodatkowo, w celu zmniejszenia awaryjności, zalecane jest stosowanie łożysk dedykowanych dla maszyn wibracyjnych. W przypadku łączników sprężystych duży wpływ na żywotność ma sposób montażu. Ważne jest, aby w czasie montażu w łączniku nie występowały naprężenia wstępne, które w konsekwencji mogą powodować niewłaściwą pracę przesiewacza, bądź uszkodzenie łącznika.

Literatura

1. AT English Edition: Fine and very fine screening, 1/2010.
2. Aufbereitungs-Technik, 1985, nr 7, s.422-425.
3. Blaschke S.: Przeróbka mechaniczna kopalin. Część I, Wydawnictwo Śląsk 1982.
4. Banaszewski T.: Przesiewacze. Wydawnictwo Śląsk, 1990.
5. Inżynieria Mineralna - Journal of the Polish Mineral Engineering Society, 2004, zeszyt Nr 2(13).
6. Katalogi i materiały promocyjne firmy: „Hein, Lehman".
7. Katalogi i materiały promocyjne firmy: „Binder&Co".
8. Katalogi i materiały promocyjne firmy: „IFE".
9. Katalogi i materiały promocyjne firmy: „Boloil".
10. Katalogi i materiały promocyjne firmy: „NSK".
11. Kwaśny K.: Rozwój konstrukcji przesiewaczy do klasyfikacji wstępnej węgla kamiennego oraz innych surowców ze szczególnym uwzględnieniem przesiewaczy o falującej powierzchni roboczej sita typu „flip-flow", Praca zbiorowa: „Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych KOMEKO 2012, Gliwice 2012, s. 171-181.
12. Kwaśny K.: Przesiewacze z sitem typu „flip-flow", Powder & Bulk – Materiały sypkie i masowe, 2012, nr 3, s. 30-33.
13. „Liwell – przesiewacz dla trudnych materiałów", Powder & Bulk – Materiały sypkie i masowe, 2012, nr 3, s. 28-29.

14. Materiały nie publikowane firmy „FUGOR”.
15. „Nowe rozwiązanie przesiewacza o falującej powierzchni roboczej sita”. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2011.
16. Problemy projektowe przemysłu i budownictwa, 1993, nr 2, s.33-35.
17. Sztaba K.: Przesiewanie. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, 1993.

Czy wiesz, że...

...najnowszy typ kombajnu ścianowego EL 1000 to dzieło firmy CATERPILLAR (CAT). Urządzenie specjalnie zaprojektowano dla pokładów cienkich i średniej grubości (1,6-3,2 m). Dwuramionowy kombajn o budowie modułowej wyposażono w organy urabiające o mocy 1000 kW i system posuwu o mocy 2x100 kW. EL 1000 zaopatrzono w najnowocześniejsze układy automatyzacji i system łączności działający w oparciu o sieć Ethernet. Aparatura sterownicza kombajnu zintegrowana jest z układem sterowania elektrohydraulicznego typu CAT PMC-R obudowy zmechanizowanej ścianowej. Bezpieczeństwo pracy w ścianie zapewnia system CAT MineStar™.
Wykorzystanie technologii RFID pozwala na lokalizację załogi w przodku, a monitoring tzw. strefy bezpieczeństwa uniemożliwia kontakt pracownika z maszyną w ruchu.

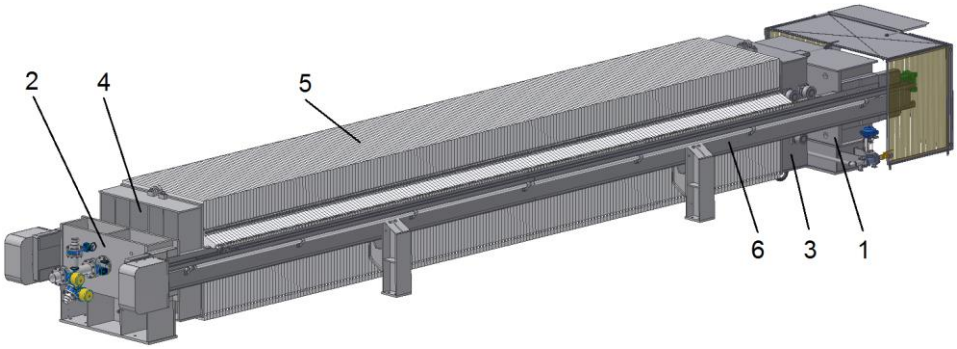
World Coal 2013 nr 7 s.102

Modelowanie oraz analizy mechaniczne i wytrzymałościowe w procesie projektowania prasy filtracyjnej PFK 570N

Krzysztof Kwaśny, Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

W Instytucie Techniki Górniczej KOMAG prowadzono badania związane z modernizacją prasy filtracyjnej PF 570, stosowanej w przeróbce węgla kamiennego do odwadniania drobnoziarnistych produktów wzbogacania [1, 2, 3]. Głównym celem tych prac było poprawienie parametrów użytkowych prasy, zwłaszcza zwiększenie ciśnienia roboczego nadawy. W związku z tym, konieczne było wykonanie obliczeń wytrzymałościowych. Jednym z etapów pracy było wykonanie modelu 3D prasy (rys. 1), dlatego część obliczeń wytrzymałościowych wykonano z zastosowaniem MES w programie Autodesk Inventor.



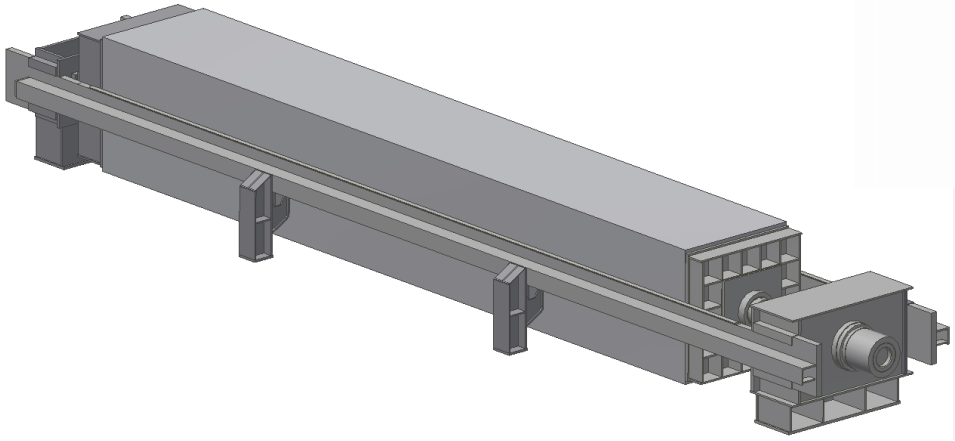
Rys. 1. Model prasy filtracyjnej PFK 570N: *1 – głowica stała z cylindrem, 2 – głowica stała z przegubem, 3 – głowica przesuwna, 4 – głowica przegubowa, 5 – płyty filtracyjne, 6 – belka nośna* [4]

2. Przygotowanie modelu do analiz

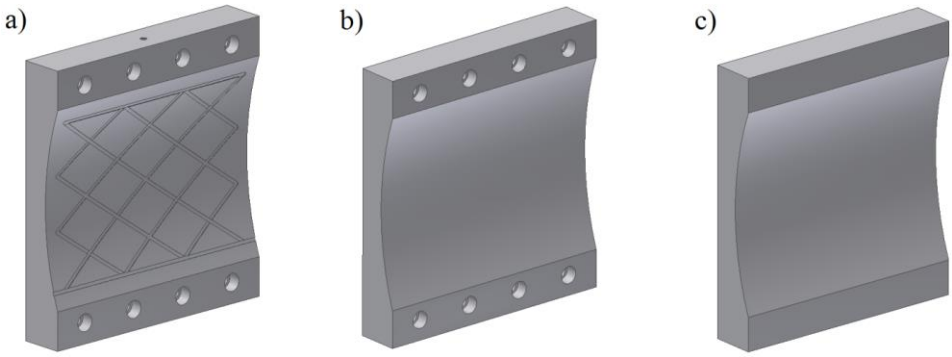
Pierwszym etapem prac związanych z procesem wykonania analiz było utworzenie uproszczonego modelu prasy (rys. 2). Uproszczenia wynikały z ograniczonych możliwości obliczeniowych, znacznych wymiarów urządzenia oraz dużej liczby elementów. Pominięto wszystkie elementy nieistotne z punktu widzenia wytrzymałości konstrukcji prasy, między innymi: osłony, agregat hydrauliczny wraz z całą armaturą, zespół przesuwu płyt, wszystkie przyłącza rurowe z uszczelnieniami, uchwyty, zaciski itp.

Stopień uproszczeń był uzależniony od rodzaju wykonywanych analiz (rys. 3). W przypadku analiz pojedynczych elementów, uproszczenia były

mniejsze, natomiast w analizach całości konstrukcji prasy – większe. W modelu pominięto również nadlewy spoin [5].



Rys.2. Uproszczony model prasy filtracyjnej [4]



Rys.3. Uproszczenie modelu płyty oporowej przegubu: *a) pierwotna postać płyty, b) postać płyty do analizy pojedynczego przegubu, c) postać płyty do analizy całej konstrukcji prasy* [4]

3. Analizy MES

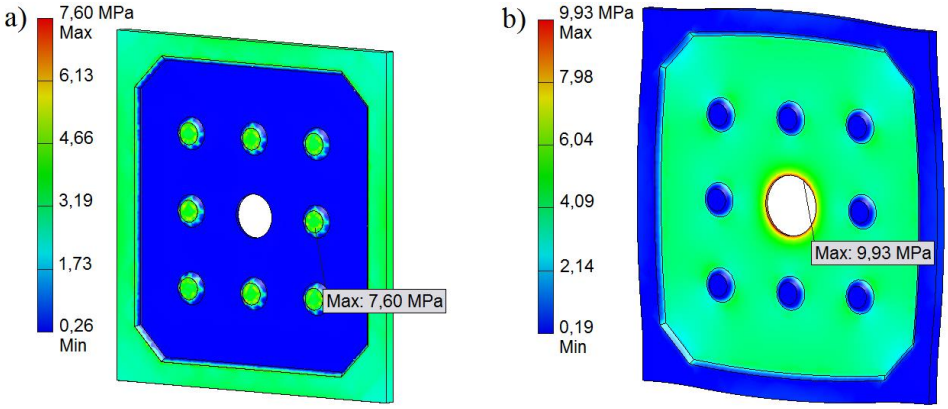
Obliczenia wytrzymałościowe Metodą Elementów Skończonych (MES) wykonano z użyciem oprogramowania Autodesk Inventor. Analizy podzielono na kilka etapów. W pierwszym etapie wykonano analizy pojedynczych, głównych elementów prasy. W kolejnych, zakres analiz rozszerzano o poszczególne zespoły, aż do wykonania analizy całości konstrukcji prasy.

3.1. Analizy głównych elementów prasy

W konstrukcji prasy można wyróżnić elementy decydujące o jej poprawnej pracy. Można do nich zaliczyć: płyty filtracyjne, elementy oporowe przegubów

występujących w obu głowicach, cylinder oraz inne elementy składowe siłownika. Dla tych części wykonano odrębne, szczegółowe analizy. W modelach wprowadzono jedynie niewielkie uproszczenia, a w celu zwiększenia dokładności zastosowano większe zagęszczenie siatki podziałowej.

Na rysunku 4 przedstawiono przykładowe wyniki analiz płyt filtracyjnych, przy różnych rodzajach obciążeń. Rysunek 4a przedstawia sytuację, gdy płyta jest obciążona siłą ściskającą, występującą w czasie zamykania prasy. Natomiast na rysunku 4b, pokazano wyniki analizy, gdy na wewnętrzne powierzchnie płyty zostało zadane dodatkowo ciśnienie o wartości 1,5 MPa, odpowiadającej maksymalnej, przewidywanej wartości ciśnienia podawania nadawy. W celu symulacji warunków zbliżonych do rzeczywistych, użyto pakietu płyt połączonych ze sobą, jak w rzeczywistej prasie. Płytom nadano więzy i zadano obciążenia. Następnie ukryto wszystkie płyty, poza jedną, znajdującą się na środku pakietu, w stosunku do której zastosowano lokalne zagęszczenie siatki podziałowej.



Rys.4. Wyniki analizy płyty filtracyjnej: *a) zadana siła ściskająca (pochodząca od siłownika), b) zadana siła ściskająca i ciśnienie nadawy 1,5 MPa* [4]

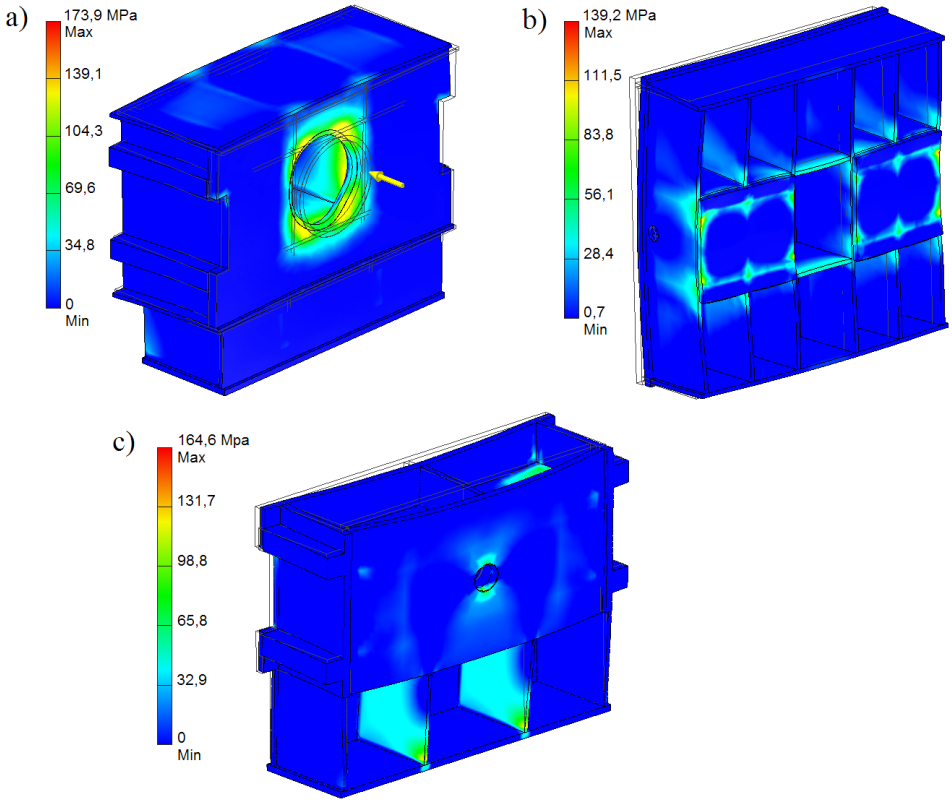
Na tym etapie prac wykonano również analizy pozostałych elementów, o których wspomniano wcześniej. Przebieg analiz był analogiczny jak w przypadku płyt filtracyjnych. Analizy tych elementów wykonywano również w połączeniu z bezpośrednio sąsiadującymi komponentami, na których powierzchnie zadawano obciążenia.

3.2. Analizy zespołów prasy filtracyjnej

W kolejnym etapie prac wykonano analizy poszczególnych zespołów prasy. Objęto nimi wszystkie głowice prasy, belki nośne oraz zespół siłownika. Na rysunku 5 pokazano przykładowe wyniki analiz.

Modele zastosowane w tych analizach charakteryzowały się większym stopniem uproszczenia niż w przypadkach opisanych w punkcie 3.1. Przyjęto siatkę podziałową o mniejszym zagęszczeniu ze względu na większą złożoność modelu. Wyniki analiz były bardziej zbliżone do stanu rzeczywistego niż w przypadku analiz pojedynczych elementów, co wynikało z lepszego odwzorowania rozkładu sił na poszczególnych elementach. Rozkład sił był inny, ze względu na występowanie odkształceń współpracujących ze sobą elementów.

Przeprowadzone analizy dostarczyły wielu informacji na temat poszczególnych zespołów, szczególnie w przypadku głowic bezpośrednio współpracujących z płytami filtracyjnymi, gdzie niewielkie odkształcenia ich krańców mogłyby powodować rozszczelnienie układu filtracyjnego.



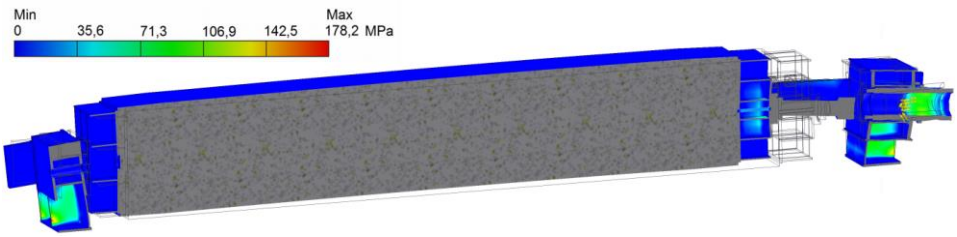
Rys.5. Przykładowe analizy poszczególnych zespołów prasy: *a) głowica stała z cylindrem, b) głowica przegubowa, c) głowica stała z przegubem* [4]

3.3. Analiza konstrukcji całej prasy

Do analizy całej konstrukcji prasy zastosowano model o największym stopniu uproszczenia, zwłaszcza w odniesieniu do płyt filtracyjnych. W początkowych analizach zastosowano model z kompletem odpowiednio uprosz-

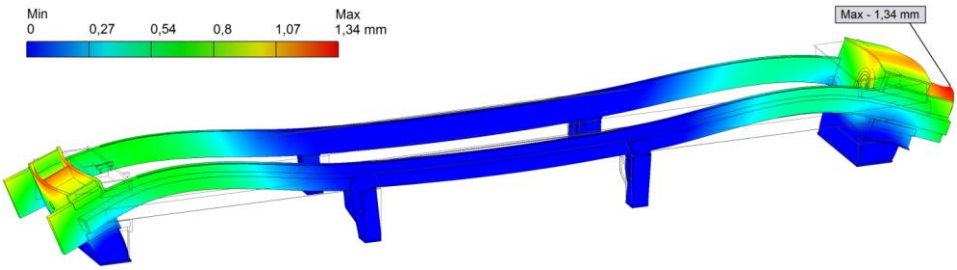
czonych płyt. Okazało się jednak, że program Autodesk Inventor nie był w stanie wykonać analizy zespołu z tak dużą ilością części, nawet przy zastosowaniu siatki podziałowej o małym zagęszczeniu. Problem ten rozwiązano przez zastąpienie zestawu płyt jednolitym modelem (rys. 6). Pozwoliło to na wykonanie analiz i uzyskanie wyników o wymaganej dokładności.

Modelowi nadano wiązania odpowiadające przytwierdzeniu prasy do podłoża. Obciążenia konstrukcji zostały zadane w postaci nacisków powierzchniowych, na wewnętrznych ścianach siłownika. Wartość nacisków powierzchniowych wynosiła 40 MPa i odpowiadała maksymalnemu ciśnieniu czynnika roboczego zasilającego siłownik.



Rys.6. Wyniki analizy konstrukcji całej prasy [4]

W wyniku analizy uzyskano cenne informacje o rozkładzie naprężeń w konstrukcji prasy, ponieważ uwzględniały one oddziaływania pomiędzy poszczególnymi zespołami prasy, szczególnie w postaci niekontrolowanych odkształceń. Odkształcenia tego typu mogą wywoływać dodatkowe naprężenia oraz zmianę ich rozkładu. Dotyczy to w szczególności głowic stałych oraz belek nośnych, co pokazano na rysunku 7. Głównym źródłem odkształceń jest różnica w sprężystości belek bocznych i podłoża, do którego są przytwierdzone głowice. Zgodnie z założeniami projektowymi, większość obciążeń działających na głowice stałe powinna być przenoszona przez górne segmenty konstrukcji głowic, które zostały w tym celu odpowiednio wzmocnione. Taki stan obciążenia obserwowano w czasie analiz samych głowic (rys. 5a). W przypadku analizy całości konstrukcji prasy, obserwowano występowanie zwiększonych naprężeń w podstawach głowic, co pokazano na rysunku 6.



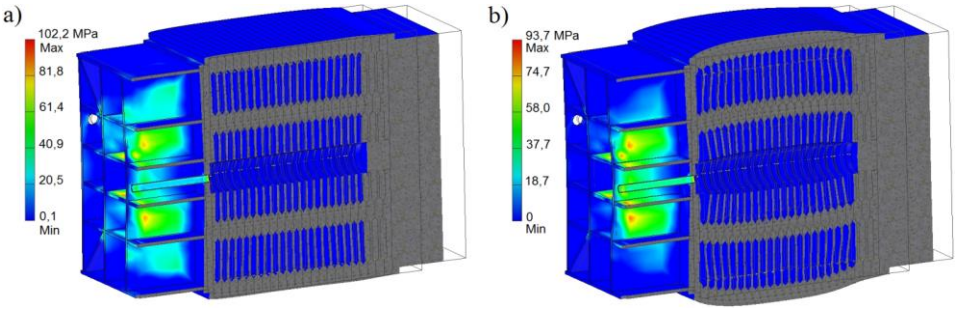
Rys.7. Odkształcenia w głowicach i belkach bocznych prasy [4]

Głowice są połączone ze sobą za pomocą belek nośnych, których głównym zadaniem jest przenoszenie obciążeń związanych ze ściskaniem płyt filtracyjnych. W związku z tym, dominującymi naprężeniami występującymi w belkach powinny być naprężenia rozciągające. Odkształcenia występujące w głowicach powodują zginanie belek nośnych, co prowadzi do występowania złożonego stanu naprężeń.

Zasadne jest zatem poszukiwanie rozwiązań zmierzających do zmniejszenia niekontrolowanych odkształceń w konstrukcji prasy, a tym samym do zmniejszenia naprężeń. Jedną z propozycji rozwiązania jest częściowe upodatnienie konstrukcji prasy, na przykład poprzez zapewnienie jednej z głowic oraz wspornikom swobody ruchu w ograniczonym zakresie, w kierunku działania siły pochodzącej od siłownika. Da to możliwość kontrolowanego odkształcenia sprężystego belek nośnych, zapobiegając jednocześnie niekontrolowanym odkształceniom głowic. Szczegółowe analizy w tym zakresie nie były jeszcze prowadzone.

3.4. Analiza wpływu wartości ciśnienia nadawy na rozkład naprężeń w głowicach

Podczas analizy konstrukcji całej prasy konieczne było zastąpienie płyt filtracyjnych jednolitym modelem. W związku z tym wykonano dwie serie analiz, które dotyczyły głowic bezpośrednio sąsiadujących z płytami filtracyjnymi, w zestawieniu z kilkoma skrajnymi płytami (rys. 8).



Rys.8. Analiza głowicy przesuwnej w zestawieniu z płytami filtracyjnymi:
a) z zadaną siłą ściskającą, b) z zadaną siłą ściskającą i ciśnieniem 1,5 MPa pochodzącym od nadawy [4]

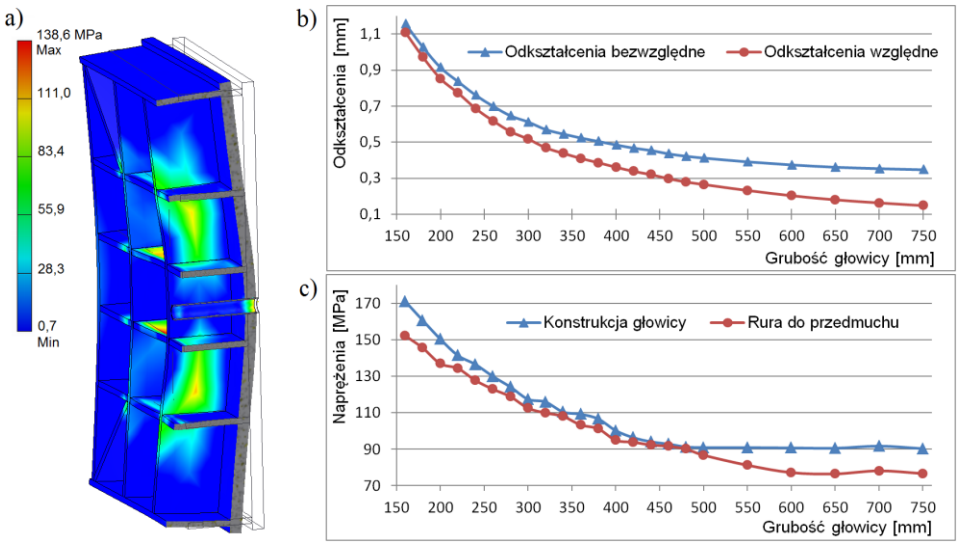
W pierwszej kolejności wykonano analizę z zadaną siłą ściskającą płyty. Odpowiadała ona sile wywołanej przez siłownik. Jej wartość wyznaczono na podstawie wartości maksymalnego ciśnienia w siłowniku i średnicy tłoka. Analiza pozwoliła na uzyskanie informacji o rozkładzie naprężeń i odkształceniach jakie występują w pierwszej fazie pracy prasy, czyli w czasie jej zamykania (rys. 8a). Następnie dodano obciążenia, w postaci nacisków powierzchniowych, na wewnętrzne ściany płyt filtracyjnych. Odpowiadały one

ciśnieniu nadawy podawanej do prasy. Dla tak obciążonego modelu przeprowadzono serię symulacji, zmieniając wartość nacisków powierzchniowych w zakresie od 0 do 2 MPa. Na podstawie uzyskanych wyników określono wpływ wartości ciśnienia nadawy na rozkład naprężeń i odkształceń w głowicach. Określono również przybliżoną wartość ciśnienia nadawy, przy której może nastąpić rozszczelnienie prasy. Przy wartości ciśnienia ok. 1,6 MPa stwierdzono możliwość utraty spójności pomiędzy krawędziami płyt filtracyjnych.

3.5. Analiza naprężeń i przemieszczeń w głowicy w funkcji jej grubości

Do celów analizy użyto modelu opisanego w punkcie 3.4. Głowicę obciążono siłą ściskającą oraz obciążeniem odpowiadającym ciśnieniu nadawy 1,5 MPa. Przeprowadzono symulacje, w których zmieniano kolejno grubość głowicy w zakresie od 160 do 750 mm. Wyniki analizy, dla głowicy przesuwnej, przedstawiono w formie wykresów na rysunku 9.

W czasie analiz wykorzystano funkcję parametryzacji modelu, jaką oferuje program Autodesk Inventor. Polega ona na powiązaniu pliku modelu 3D z plikiem arkusza kalkulacyjnego, w którym definiuje się poszczególne parametry. Następnie parametry przypisuje się do odpowiednich wymiarów modelu. Dzięki temu, zmieniając jedynie wartości parametrów w arkuszu, można sterować wybranymi wielkościami modelu.



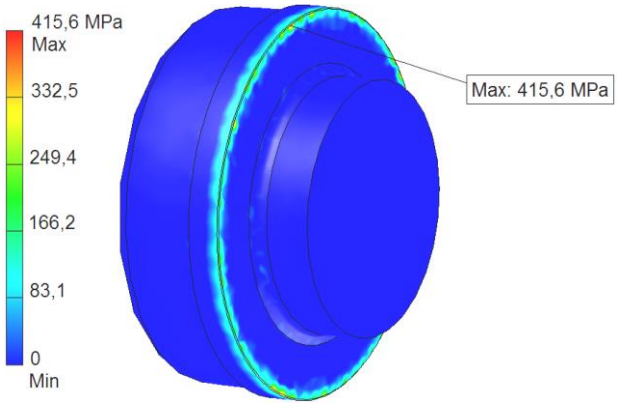
Rys.9. Wyniki analiz: *a) model głowicy (grubość 220 mm), b) odkształcenia krawędzi głowicy, c) naprężenia w rurze do przedmuchu i w konstrukcji głowicy* [4]

Na rysunku 9a pokazano wyniki jednej z analiz, dla grubości głowicy 220 mm, przy której widoczne są znaczne odkształcenia jej konstrukcji. Wielkościami

rejestrowanymi w czasie analiz były odkształcenia krawędzi głowicy (rys. 9b) oraz występujące w niej naprężenia (rys. 9c). W przypadku odkształceń rozróżniono odkształcenia bezwzględne oraz względne, odniesione do powierzchni głowicy, do której przylegają płyty filtracyjne. W przypadku naprężeń rejestrowano wartości dla konstrukcji nośnej głowicy oraz dla rury doprowadzającej powietrze do przedmuchu. Wynikało to z funkcji jakie pełnią oba elementy. Zadaniem konstrukcji nośnej jest przenoszenie obciążeń, natomiast rura ma za zadanie doprowadzenie powietrza do komór filtracyjnych i powinna być obciążona w jak najmniejszym stopniu.

4. Podsumowanie

W rozdziale opisano przebieg analiz wytrzymałościowych, począwszy od najprostszych, z udziałem pojedynczych elementów, aż do analizy konstrukcji całej prasy. Każda z analiz dostarczyła informacji, na podstawie których zidentyfikowano „słabe punkty" prasy, czyli miejsca, w których występowały największe naprężenia. Dla tych miejsc wykonano dodatkową weryfikację klasycznymi metodami obliczeniowymi i w razie konieczności dokonywano modyfikacji konstrukcji. W kilku przypadkach wyniki analiz diametralnie różniły się od wyników klasycznych obliczeń. Przykładem może być pokrywa siłownika. Na rysunku 10 pokazano wyniki uzyskane w czasie analizy konstrukcji całej prasy. Zarejestrowano tu znaczne przekroczenie dopuszczalnej wartości naprężeń. Jednak po wykonaniu weryfikujących obliczeń wytrzymałościowych stwierdzono, że wszystkie warunki wytrzymałościowe są spełnione. W analizie, pokazanej na rysunku 10, naprężenia przekraczające dopuszczalne wartości występują jedynie na krańcach pokrywy, na bardzo małych obszarach. Stwierdzono, że są one wynikiem nierównomiernego rozkładu obciążeń, spowodowanego odkształceniami całej konstrukcji. Przyjęto zatem, na podstawie wyników tradycyjnych obliczeń, że w rzeczywistej konstrukcji rozkład obciążeń będzie bardziej korzystny.



Rys.10. Pokrywa siłownika [4]

Początkowe analizy wykonywano dla konstrukcji prasy przed modernizacją, przy stałych warunkach, odpowiadających maksymalnemu obciążeniu. W dalszej kolejności wykonano analizy wybranych zespołów, zmieniając wartości obciążeń w ustalonym zakresie, oraz analizy dla różnych postaci konstrukcyjnych zespołów, przy stałym obciążeniu. Pierwszą analizę opisano w punkcie 3.3.4. Dotyczyła ona głowicy przesuwnej i pakietu płyt filtracyjnych. Wielkościami jakie zmieniano były obciążenia odpowiadające ciśnieniu nadawy. Ich wartość zmieniano od 0 do 2 MPa, przy czym, przewidywana, maksymalna wartość ciśnienia nadawy w prasie wynosi 1,5 MPa. Wyniki tej serii analiz dały informacje na temat wartości naprężeń oraz przemieszczeń jakie mogą występować w czasie napełniania prasy nadawą. Zwrócono uwagę na fakt, że występował spadek wartości naprężeń w głowicy, w miarę wzrostu ciśnienia nadawy. Spadek ten następował do osiągnięcia wartości ciśnienia około 1,7 MPa. Powyżej tej wartości naprężenia w głowicy gwałtownie rosły. Przypuszczalnie było to spowodowane budową płyty filtracyjnej. Przy występowaniu jedynie siły ściskającej, obciążenia przenoszone były na głowicę poprzez krańce płyty i wypusty. Po podaniu ciśnienia nadawy, rozkład obciążenia stał się bardziej równomierny na całej powierzchni głowicy. W opisanej serii analiz przyjęto stałą wartość siły pochodzącej od siłownika. W rzeczywistości wraz ze wzrostem ciśnienia nadawy, wartość siły rośnie. Widać to na podstawie obserwacji wartości ciśnienia w siłowniku. W celu uproszczenia analizy przyjęto stałą wartość siły, wynikającą z wartości maksymalnego ciśnienia jakie można uzyskać w instalacji hydraulicznej prasy.

W dalszej kolejności wykonano analizy obu głowic ruchomych, w których zmieniano ich grubości i obserwowano zmiany odkształceń oraz naprężeń. Celem tych analiz było określenie minimalnej grubości głowic, dla której odkształcenia i naprężenia mieszczą się w zakresie wartości dopuszczalnych. W przypadku odkształceń, w aspekcie możliwości rozszczelnienia prasy, bardziej istotne są odkształcenia względne. Są one bowiem mierzone względem powierzchni głowicy stykającej się z płytami filtracyjnymi i mają bezpośredni wpływ na odkształcenia płyt filtracyjnych.

Nowe wersje programu Autodesk Inventor są wyposażone w moduł do analiz wytrzymałościowych MES. Głównym przeznaczeniem programu Inventor jest modelowanie 3D, a moduł MES jest jedynie narzędziem pomocniczym. Jest on znacznie mniej rozbudowany niż programy dedykowane do wykonywania tego typu analiz. Również możliwości definiowania siatki, wiązań oraz obciążeń są bardziej ograniczone. Jednak pomimo wspomnianych ograniczeń, moduł ten może być bardzo przydatnym narzędziem w czasie projektowania. Nie jest on zbyt rozbudowany, w związku z czym jego obsługa nie jest skomplikowana. Ogromną zaletą jest również bezpośrednie połączenie modułów do modelowania 3D z modułem do wykonywania analiz MES. Pozwala to na szybkie i wygodne wprowadzanie zmian w analizowanych modelach. Wykorzystano to

w analizach opisanych w niniejszym rozdziale. Moduł MES w programie Autodesk Inventor pozwala na wykonywanie prostych analiz elementów lub zespołów na bieżąco, w czasie projektowania urządzeń i nie wymaga angażowania dodatkowego, specjalistycznego oprogramowania. W takich zastosowaniach, zawarty w programie Autodesk Inwentor moduł do analiz wytrzymałościowych sprawdza się bardzo dobrze. Jednak w przypadku konieczności wykonania bardzo dokładnych analiz, w których wymagana jest duża pewność i dokładność wyników, zalecane jest zastosowanie specjalistycznego oprogramowania.

Literatura

1. Battalia A.: Odwadnianie produktów wzbogacania i obiegi wodne płuczek. Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze, Katowice 1963.
2. Leszczyński S.: Filtracja w przemyśle. WNT, Warszawa 1972.
3. Nawrocki J.: Budowa i eksploatacja maszyn do odwadniania produktów wzbogacania. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 1975.
4. Praca statutowa – Nowe rozwiązanie prasy filtracyjnej typu KOMAG przeznaczonej do odwadniania produktów wzbogacania. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2012.
5. Jankowski Ł., Garczyński Z, Czartoryski B. i inni: Opracowanie linii do gięcia belki czołowej wózka jezdnego wagonu kolejowego. „Projektowanie i konstrukcje inżynierskie”, nr 4 (55) kwiecień 2012, s. 18-25,Warszawa.

Zmodernizowana prasa filtracyjna PFK 570N

Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak, Krzysztof Kwaśny – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wprowadzenie

Prasy filtracyjne stosowane są w zakładach mechanicznej przeróbki węgla, do odwadniania drobnoziarnistych produktów wzbogacania. Proces filtracji polega na oddzieleniu cieczy od części stałej. Pod wpływem ciśnienia wywieranego na zawiesinę i filtr, ciecz zawarta w zawiesinie przechodzi przez szczeliny filtra, natomiast części stałe pozostają przed filtrem. Proces filtracji jest złożony i zależny od wielu czynników, m.in. od charakterystyki filtrowanej zawiesiny, wywieranego ciśnienia i rodzaju filtra [1, 2, 3].

Prasy filtracyjne stosowane są m.in. w zakładach mechanicznej przeróbki węgla, przy wzbogacaniu rud, w oczyszczalniach ścieków oraz w przemyśle spożywczym. Ich zaletami są: prosta budowa, wygodna obsługa, łatwość dostosowania parametrów procesu filtracji automatyzacji pracy.

W procesie filtracji można wyróżnić następujące etapy:

- zamknięcie płyt i docisk,
- napełnianie nadawą,
- utrzymywanie ciśnienia roboczego,
- filtracja,
- luzowanie płyt,
- rozsuwanie płyt i usuwanie placków filtracyjnych.

W zależności od zastosowań uzyskiwana wilgotność odwodnionego materiału wynosi od 33,0 ÷ 80,0% dla osadów pogalwanicznych, do 13,5 ÷ 20,0% dla koncentratów miedzi [5] i 18,0 ÷ 30,0% dla osadów węglowych [4, 5].

Prasy budowane są jako ramowe, komorowe i membranowe. Występują dwa typy konstrukcji: z belkami bocznymi lub z belką górną [5].

W latach 70 ubiegłego wieku, w ówczesnym Centralnym Ośrodku Projektowo-Konstrukcyjnym Maszyn Górniczych KOMAG w Gliwicach, opracowano konstrukcje kilku typów pras filtracyjnych, m.in. prasę PF 570. Prasa, która była budowana i modernizowana wspólnie z Fabryką Maszyn Górniczych Pioma i Rybnickimi Zakładami Naprawczymi, znalazła zastosowanie w większości zakładów mechanicznej przeróbki węgla. Po 40 latach eksploatacji urządzeń, wiele kopalń sygnalizuje potrzebę remontów lub gruntownej modernizacji posiadanych pras. W tym celu w ITG KOMAG podjęto prace mające na celu uaktualnienie dokumentacji prasy filtracyjnej PF 570, z uwzględnieniem obowiązujących norm i zastosowaniem nowych materiałów i elementów komercyjnych, a także doświadczeń z ponad czterdziestoletniej eksploatacji.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Prace dokumentacyjne wykonano z wykorzystaniem modelowania 3D w środowisku Autodesk Inventor, które zdecydowanie skróciło czas pracy oraz zmniejszyło ryzyko błędu. Utworzony wirtualny model przestrzenny umożliwił również analizę wytrzymałościową, ruchową oraz wykrycie ewentualnych kolizji pomiędzy elementami.

2. Założenia projektowe

W oparciu o przeprowadzone analizy stosowanych rozwiązań, przyjęto następujące założenia projektowe:

- konstrukcja prasy z belkami bocznymi,
- prasa komorowa,
- 170 płyt filtracyjnych,
- docisk płyt hydrauliczny z centralnym siłownikiem,
- rozsuwanie płyt za pomocą mechanizmu łańcuchowego z zamkiem.

Jako opcje przyjęto:

- przedmuch placka,
- przepłukiwanie placka.

Na podstawie zebranych informacji określono zakres modernizacji konstrukcji prasy filtracyjnej - zwiększenie ciśnienia napełniania do wartości 1,2 - 1,5 MPa oraz zwiększenie sumarycznego ciśnienia siłownika dociskowego do 40 MPa. Przyjęto płyty filtracyjne o wymiarach 1500 x 1500 mm (jest to wielkość często spotykana w zakładach mechanicznej przeróbki węgla i charakterystyczna dla starej prasy PF570).

Przyjęto:

- grubość placka: g = 30 mm,
- ilość płyt filtracyjnych: i = 170 oraz 2 stałe,
- wymiar płyty: 1500 x 1500 x 55 mm,
- wymiar powierzchni czynnej: 1350 x 1350 mm,
- powierzchnia czynna jednej płyty: A = 1,8 m^3.

Na każdą płytę przypadają dwie powierzchnie filtrujące, dodatkowo prasa ma dwie płyty skrajne, każda o jednej powierzchni filtrującej. Całkowitą objętość komór wyliczono z zależności:

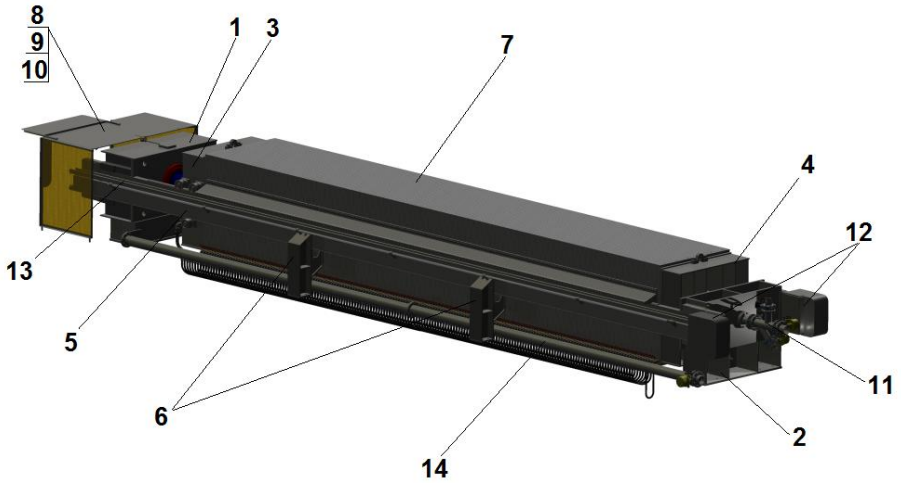
$$V = A \cdot 2 \cdot (i + 1) \cdot g / 2 \tag{1}$$

Wynosi ona V = 9,23 m^3.

Przyjęto maksymalne ciśnienie na siłowniku wynoszące p = 40 MPa oraz maksymalne ciśnienie nadawy p_n = 1,5 MPa.

3. Konstrukcja prasy

Model 3D prasy PFK 570N, przedstawiono na rysunku 1. Urządzenie składa się z głowicy stałej z cylindrem (1), z którą powiązana jest głowica ruchoma (3), opierająca się na belkach (5). Belki podparte są wspornikami (6).

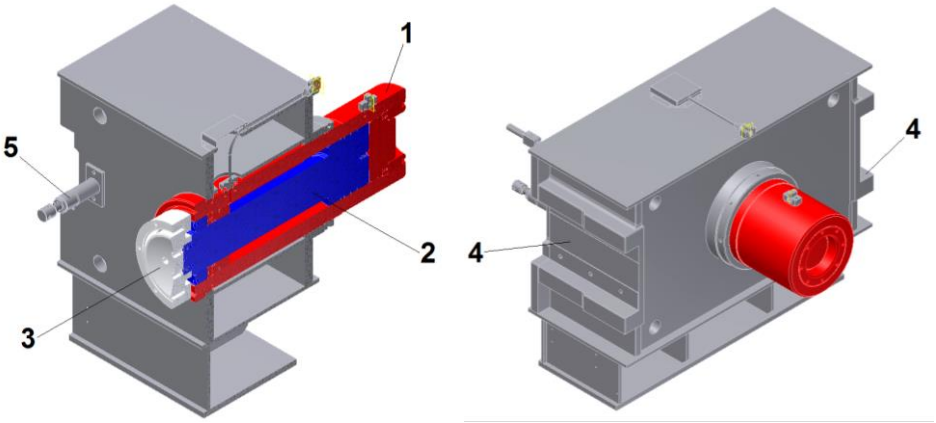


Rys.1. Prasa filtracyjna PFK 570N [5]

Po przeciwległej stronie prasy znajduje się głowica stała z przegubem (2) oraz powiązana z nią głowica przegubowa (4). Pomiędzy głowicami ruchomą i przegubową znajdują się płyty filtracyjne (7) wraz z tkaniną filtracyjną. Płyty opierają się swobodnie na belkach, po których mogą się przesuwać. Po stronie głowicy ruchomej znajduje się agregat hydrauliczny (8) i część napędowa (9) układu rozsuwania płyt, obudowane osłoną (10). Po stronie głowicy przegubowej znajduje się układ doprowadzenia nadawy (11) i naciąg (12) układu rozsuwania płyt. Płyty bezpośrednio rozdzielane są mechanizmem rozsuwania (13). Prasa może być wyposażona w instalację przemywania placka filtracyjnego (14).

3.1. Głowica stała z cylindrem

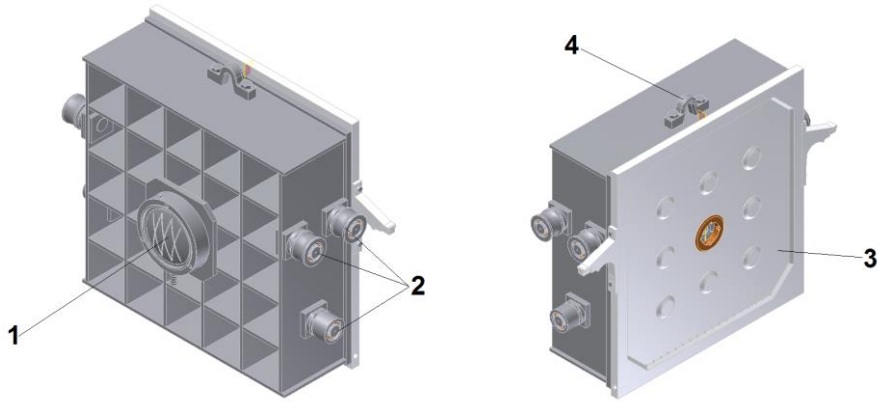
Głowica stała (rys. 2), zbudowana jest jako przestrzenna konstrukcja spawana. Siłownik hydrauliczny (1) umieszczony jest centralnie. Do tłoka (2) siłownika zamocowana jest nakładka oporowa (3), z powierzchnią sferyczną, co umożliwia kompensację luzów i błędów położenia głowicy ruchomej. Po bokach znajdują się gniazda (4) do mocowania belek. Głowica stała posiada zderzaki (5) ograniczające ruch głowicy ruchomej. Skok siłownika wynosi s = 600 mm, zaś średnica tłoka d_t = 320 mm.



Rys.2. Głowica stała z cylindrem [5]

3.2. Głowica ruchoma

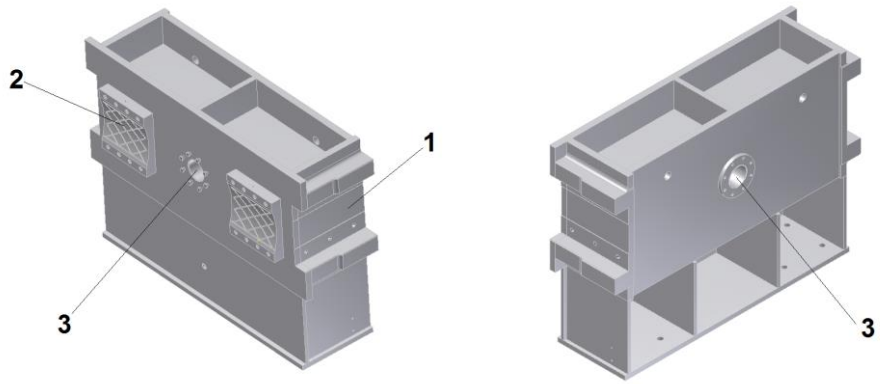
Głowica ruchoma (rys. 3), jest przestrzenną konstrukcją spawaną, ze sferyczną powierzchnią (1) współpracującą z nakładką oporową siłownika oraz rolkami (2), poruszającymi się po belkach nośnych prasy. Głowica posiada, po przeciwległej do czaszy stronie, płytę filtracyjną skrajną (3). Na górze głowicy znajduje się uchwyt transportowy (4).



Rys.3. Głowica ruchoma [5]

3.3. Głowica stała z przegubem

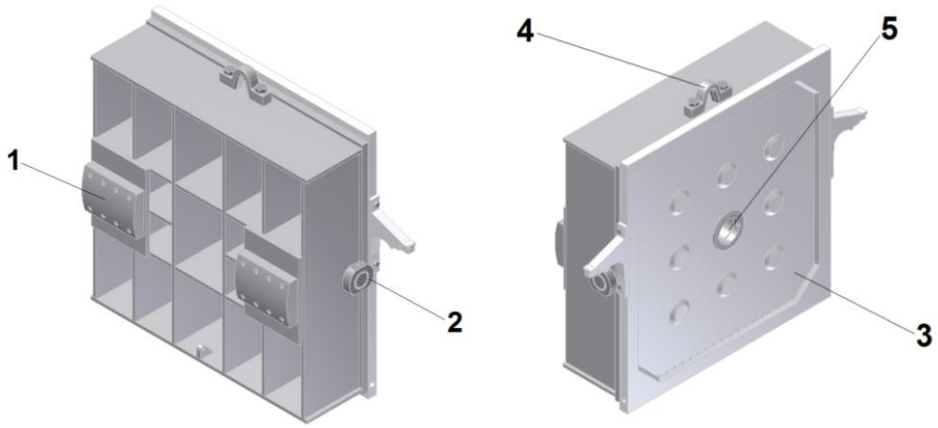
Głowica stała z przegubem (rys. 4), jest przestrzenną konstrukcja spawaną, wyposażoną w gniazda (1) mocowania belek oraz dwa gniazda (2) przegubów z rowkami smarnymi, umożliwiające wahadłowy ruch głowicy przegubowej. W centralnej części głowicy znajduje się otwór (3), którym transportowana jest nadawa.



Rys.4. Głowica stała z przegubem [5]

3.4. Głowica przegubowa

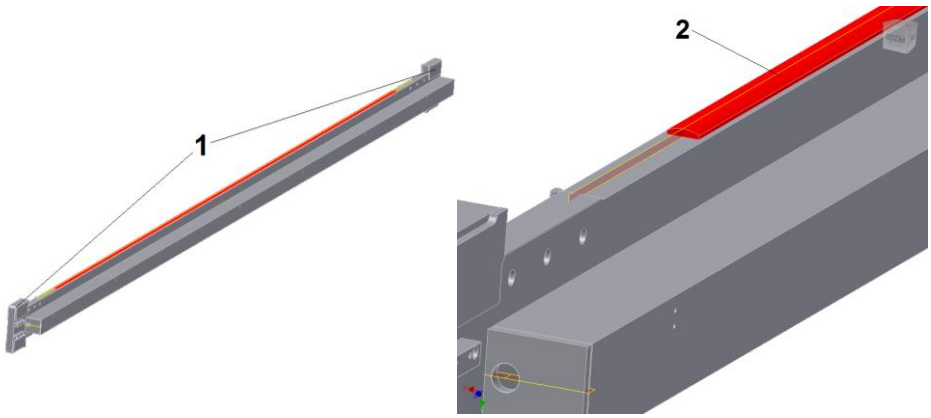
Głowica przegubowa (rys. 5), jest przestrzenną konstrukcją spawaną, wyposażoną w przeguby (1) i wahacze (2), umożliwiające kompensację pionowych odchyleń płyt filtracyjnych. Częścią głowicy jest płyta filtracyjna skrajna (3). Na górnej powierzchni głowicy zamocowany jest uchwyt transportowy (4). W centralnej części głowicy znajduje się otwór (5), którym transportowana jest nadawa.



Rys.5. Głowica przegubowa [5]

3.5. Belki

Belki (rys. 6), są głównymi elementami nośnymi. Są przestrzenną konstrukcją spawaną, z wypustami (1) wchodzącymi w gniazda w głowicach oraz z powierzchnią ślizgową (2) dla płyt filtracyjnych. Belki mocowane są do głowic: stałej z cylindrem i stałej z przegubem.



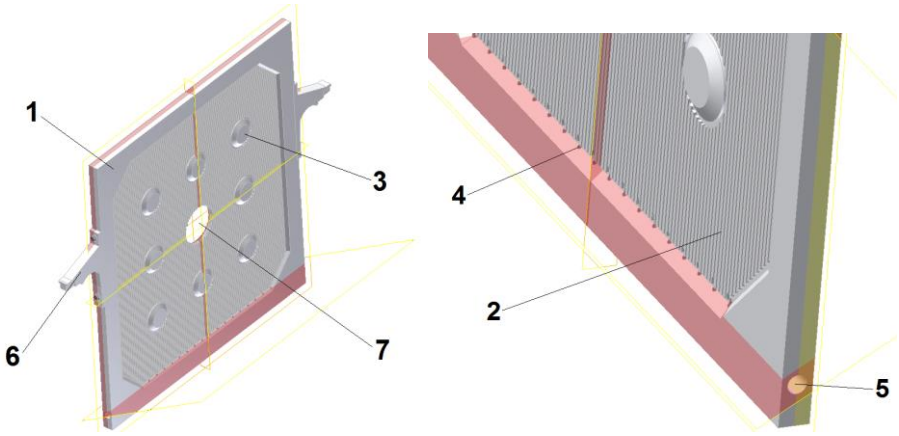
Rys.6. Belka [5]

3.6. Płyty filtracyjne

Płyta filtracyjna (rys. 7), złożona jest z głównej płyty (1) z rowkami (2), powierzchniami oporowymi (3), otworami spływowymi (4) i głównym kanałem (5) odprowadzającym odsącz. Po bokach płyt znajdują się uszy (6), na których płyta opiera się na belkach. W centralnej części płyty znajduje się otwór (7), którym transportowana jest nadawa.

Płyta filtracyjna wyposażona jest w tkaninę filtracyjną. Dobór tkaniny przeprowadza się dla konkretnej nadawy i charakterystycznych dla danej kopalni warunków. Wstępnie założono tkaniny PT911 lub SPT77, jako często obecnie stosowane w zakładach mechanicznej przeróbki węgla [5].

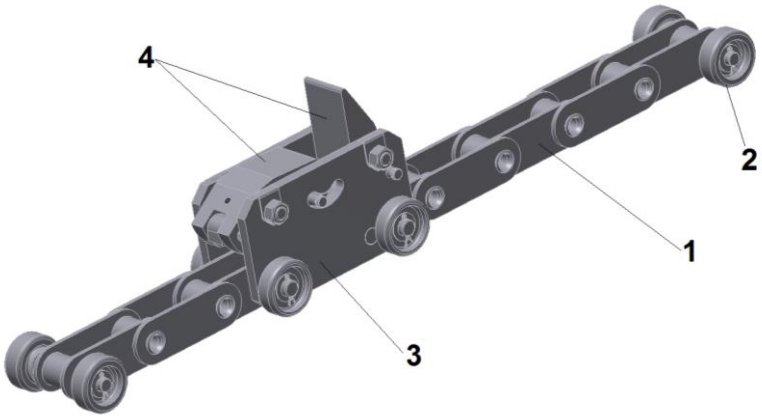
Ze względu na duże ciśnienie nadawy wynoszące 1,5 MPa, zasadne jest wykorzystanie dodatkowej warstwy wzmacniającej, umieszczonej między płytą, a tkaniną, np. tzw. "podkoszulek" SP22 OFTIM.



Rys.7. Płyta filtracyjna [5]

3.7. Układ rozsuwania płyt

Układ rozsuwania płyt składa się z silnika hydraulicznego, reduktora zębatego, kół łańcuchowych, mechanizmu rozsuwania płyt oraz naciągu. Mechanizm rozsuwania płyt (rys.8), składa się z łańcucha (1) z rolkami bocznymi (2) oraz wózka (3) z zaczepami (4). Podczas ruchu zaczepy rozsuwają płyty. Dosunięcie odsuwanej płyty filtracyjnej do poprzedniej wywołuje wzrost obciążenia, co jest sygnałem dla układu do zmiany kierunku ruchu.



Rys.8. Mechanizm rozsuwania płyt [5]

Napęd z silnika hydraulicznego, zasilanego z głównego agregatu hydraulicznego prasy, przenoszony jest poprzez reduktor zębaty, na koła łańcuchowe. Długość łańcuchów jest dobrana według ilości płyt i długości belek tak, by wózek mógł poruszać się w całym zakresie płyt filtracyjnych. Aby zmniejszyć masę, cięgna odpowiadające za naciąg są wykonane z linek stalowych, zaś koła nawrotne są kołami linowymi.

Założono prędkość przemieszczania wózka V_w = 0,2 m/s, co dla średnicy podziałowej koła łańcuchowego d_p = 258,9 mm, odpowiada prędkości obrotowej n = 14,76 min^{-1}.

Dla masy płyty m_p = 80 kg i współczynnika tarcia tworzywo sztuczne-metal μ_1 = 0,25, siła tarcia płyty o belkę wynosi:

$$F_p = m_p \cdot g \cdot \mu_1 = 196{,}2 \quad N \tag{2}$$

Założono siłę potrzebną do rozdzielenia płyt F_r=500 N. Dla masy łańcucha m_l=390 kg i współczynnika tarcia tocznego łańcucha o prowadnicę f_l=0,15, siła tarcia łańcucha o prowadnice wynosi:

$$F_l = m_l \cdot g \cdot f_l = 574 \quad N \tag{3}$$

Suma sił wynosi:

$$\sum F_p, F_r, F_l = 1270 \quad N = F \tag{4}$$

Przyjęto współczynnik uwzględniający pozostałe opory k = 1,3 i minimalny moment potrzebny do poruszenia mechanizmu rozsuwania płyt:

$$M_{min} = F \cdot 0{,}5 \cdot D_p \cdot k = 2317 \quad Nm \tag{5}$$

Minimalna moc napędu wynosi:

$$P_{min} = M_{min} \cdot n / 9550 = 0{,}33 \quad kW \tag{6}$$

Wstępnie dobrano silnik hydrauliczny MH500 o mocy 1 kW i ciśnieniu pracy p_m = 5 MPa.

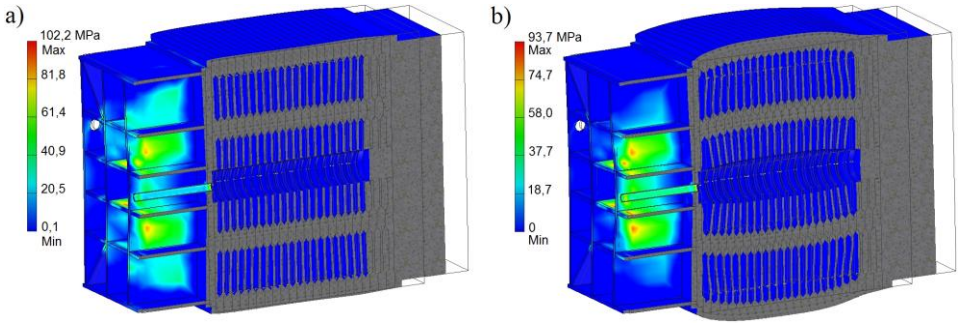
4. Modelowanie 3D w procesie projektowania prasy

W pracach projektowych wykorzystano modelowanie 3D, z użyciem programu Autodesk Inventor. Wykonano model prasy PFK 570 N oraz dokumentację 2D. Zastosowanie modelowania trójwymiarowego skróciło proces przygotowania dokumentacji. Możliwość analizy kolizji oraz automatyczne generowanie widoków i przekroi, zmniejszyło liczbę błędów oraz dodatkowo usprawniło proces projektowania. Zastosowane oprogramowanie umożliwiło przeprowadzenie analizy wytrzymałościowej elementów prasy za pomocą metody elementów skończonych (MES), zaimplementowanej w programie Autodesk Inventor. W tym celu zbudowano uproszczone modele elementów prasy. Do części symulacji wykorzystano model z 25 płytami, ze względu na bardzo długiego czasu symulacji dla modelu z 170 płytami. Do wykonania dokumentacji wykorzystano model z 170 płytami.

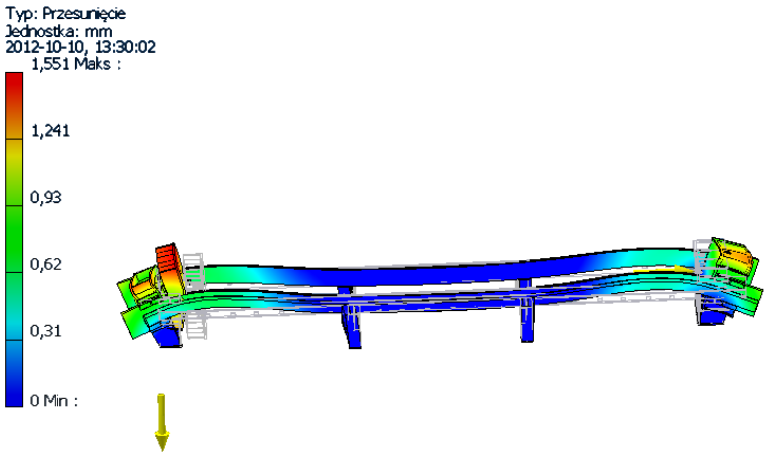
Na rysunku 9 pokazano przykładową symulację, dla głowicy ruchomej, dla założonego przeciwciśnienia p = 40 MPa i ciśnienia nadawy p_n = 0 MPa (rys. 9a) oraz p_n = 1,5 MPa (rys. 9b).

W trakcie analiz wyznaczono również przybliżoną wartość ciśnienia nadawy, przy której może nastąpić rozszczelnienie prasy. Przy wartości ciśnienia ok. 1,6 MPa stwierdzono możliwość utraty spójności pomiędzy krawędziami płyt filtracyjnych. Z tego względu wartość ciśnienia nadawy 1,5 MPa traktować należy jak maksymalną, zaś prasa powinna pracować przy mniejszym ciśnieniu, rzędu 1,2 ÷ 1,4 MPa.

Na rysunku 10 pokazano przemieszczenia elementów prasy przy maksymalnym obciążeniu.



Rys.9. Rozkład naprężeń w głowicy ruchomej przy ciśnieniu nadawy: *a) 0 MPa i b) 1,5 MPa dla przeciwciśnienia p = 40 MPa* [5]



Rys.10. Odkształcenia elementów prasy filtracyjnej przy maksymalnym zakładanym obciążeniu [5]

Na podstawie przeprowadzonych symulacji, analiz konstrukcji i analiz wytrzymałościowych, stwierdzono potrzebę:

- wzmocnienia konstrukcji głowicy stałej i ruchomej, szczególnie w rejonie cylindra hydraulicznego,
- opracowania rozwiązania służącego zmniejszeniu odkształceń belek prasy, poprzez upodatnienie wybranych elementów, np. poprzez zapewnienie wspornikom lub głowicy stałej z przegubem możliwości przesuwu w ograniczonym zakresie,
- zmniejszenia masy urządzenia, poprzez dalszą optymalizację konstrukcji,
- przekonstruowania układu rozsuwania płyt w celu uproszczenia mechanizmu i zastosowania łańcuchów w mniejszym rozmiarze,
- zastosowania kontroli położenia płyt filtracyjnych za pomocą dedykowanego układu elektronicznego/optycznego,

- upodatnienia wybranych elementów prasy w celu zmniejszenia odkształceń belek prasy,
- eliminacji amortyzatora pomiędzy głowicą stałą z przegubem, a głowicą przegubową,
- eliminacji głowicy przegubowej oraz przegubów na głowicy stałej.

W celu poprawy bezpieczeństwa pracowników obsługi, zasadne jest zastosowanie układu automatycznego wyłączania prasy w przypadku stwierdzenia obecności osób w niebezpiecznie bliskiej odległości. Systemy takie są coraz częściej stosowane w prasach filtracyjnych [5].

5. Podsumowanie

W ramach przeprowadzonych prac wykonano projekt prasy filtracyjnej PFK 570N. Wykonano modele 3D elementów prasy do analiz wytrzymałościowych oraz dokumentację techniczną urządzenia. Przeprowadzono analizy wytrzymałościowe elementów. Dobrano parametry pracy prasy, takie jak: ilość płyt, objętość komór, ciśnienia: nadawy i siłownika docisku. Przygotowany projekt umożliwia elastyczne dostosowanie do wymagań klientów, poprzez możliwość zastosowania różnych tkanin, płócien wzmacniających, układów przemywania, przedmuchu.

Literatura

1. Battalia A.: Odwadnianie produktów wzbogacania i obiegi wodne płuczek. Katowice 1963, Wydawnictwo Górniczo-Hutnicze.
2. Blaschke S., Blaschke W.: Technika wzbogacania węgla, skrypt uczelniany nr 658, Akademia Górniczo-Hutnicza, Kraków 1979.
3. Leszczyński S.: Filtracja w przemyśle. Warszawa 1972, WNT.
4. Pyc A., Giemza H., Gruszka G., Lenartowicz M.: Odwadnianie flotokoncentratu węgla koksowego w prasach filtracyjnych komorowo – membranowych, GÓRNICTWO I GEOLOGIA 2011,Tom 6, Zeszyt 2.
5. Tomas A., Matusiak P., Kwaśny K.: Nowe rozwiązanie prasy filtracyjnej typu KOMAG przeznaczonej do odwadniania produktów wzbogacania. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2012.

Zasilanie pras filtracyjnych pompą membranową na przykładzie ZPMW KWK „Pniówek”

Roman Wenglorz, Bogdan Oleś – JSW SA KWK „Pniówek”, **Piotr Myszkowski** – PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k.

1. Wstęp

W ZPMW KWK „Pniówek” eksploatowanych jest 9 pras filtracyjnych PF ROW- 570 o powierzchni filtracji 570 m^2 każda, w których zastosowane są płyty o wymiarach 1500 mm x 1500 mm wykonane z polipropylenu. Nadawę stanowią płynne odpady flotacyjne o zagęszczeniu ~400 g/l, c.wł.~1,15 g/cm^3 i uziarnieniu max. do 1 mm (przy udziale klasy ziarnowej <25μm - 60%). W ciągu doby prasy filtrują ~1700 m^3 zawiesiny dając ~700 Mg placka filtracyjnego o zawilgoceniu ok. 20%. Prasy podzielono na 2 grupy, każda z grup jest zasilana pompami wirowymi z płynną regulacją obrotów od 0 - 1800/min. Czas napełniania i filtracji w obecnych warunkach trwa ~4 godziny przy ciśnieniu do 1 MPa. Grubość placka wynosi 32 mm.

Do wytworzenia 13 Mg placka (jedna prasa) o wilgotności W_t -20% potrzeba ~30 m^3 nadawy.

Po upływie 1 godziny napełniania pras wydajność pompy wirowej maleje z kilkuset do kilkunastu m^3/h, a jej sprawność obniża się do kilkunastu procent.

Wadami takiego sposobu napełniania pras filtracyjnych są:

- wysoka energochłonność procesu,
- nadmierne zużycie części pompy,
- rozrzedzanie nadawy wodą dławicową (szczególnie w ostatniej godzinie),
- niszczenie struktury sflokulowanego materiału.

W roku 2012 inwestor postanowił zmienić istniejący układ i sformułował następujące wymagania i założenia do projektu modernizacji układu zasilania pras filtracyjnych:

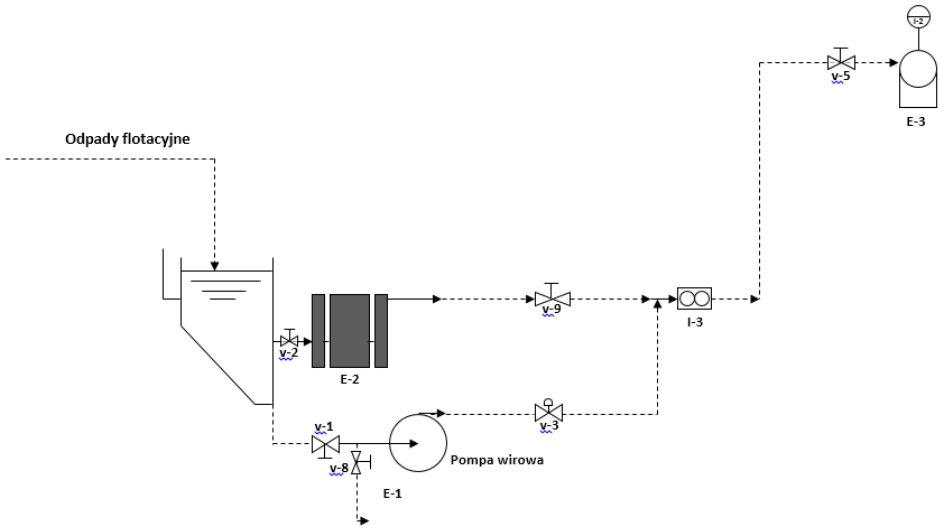
1. Zabudowa pompy wyporowej (membranowej), która po napełnieniu pras przez pompę wirową (po ok. 1godz.) zostaje uruchomiona i kończy filtrację.
2. Parametry pompy wyporowej (membranowej) - wydajność min. 30 m^3/h, ciśnienie max. 1,5 MPa.
3. Zabudowana pompa musi posiadać stabilizację ciśnienia od 0,8-1,5 MPa poprzez automatyczną, płynną regulację obrotów.
4. Układ zasilania musi być wyposażony w przelewowe zawory bezpieczeństwa 1,5 MPa.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

5. Wyposażyć układ zasilania w odpowiednią armaturę (zawory zwrotne i odcinające).
6. Przewidywany czas pracy pompy membranowej ~12h/dobę.
7. Napięcie zasilania - 500 v.
8. Stopień ochrony min. IP 54.
9. Na przewodzie tłocznym pompy wirowej ø 150 powinien być zabudowany przepływomierz o zakresie pomiaru 0 - 500 m^3.
10. Zastosowana pompa powinna charakteryzować się długim okresem żywotności i bezawaryjną pracą.

W grudniu 2012 r. PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k. przystąpiła do realizacji zadania.

Projekt maszynowy modernizacji układu zasilania wykonało Biuro Projektów Separator Projekt z Wałbrzycha (rys. 1), część elektryczną wykonała CARBOAUTOMATYKA SA., a wykonanie fundamentów, zabudowę pompy i zaworów oraz modernizację orurowania wykonała firma PMAG Andrzej Godecki.



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

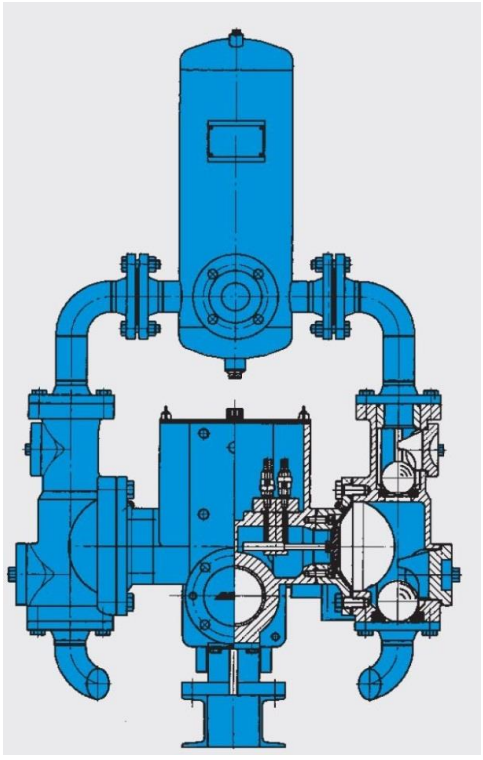
Głównym założeniem projektu (rys. 1.) było dobudowanie do istniejącego układu zasilającego prasy filtracyjne, który składał się z jednej pompy wirowej (E-1), dodatkowego układu, zawierającego pompę membranową (E-2). Pompa membranowa zaopatrywana jest w zawiesinę odpadów flotacyjnych ze wspólnego rząpia. Nowy układ wyposażony jest w zestaw ręcznych zaworów odcinających (v-2, v-5, v-9) 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.

W projekcie zastosowano szereg nowatorskich urządzeń, które w podobnym układzie technologicznym nigdy wcześniej nie były wdrożone. Poniżej wymienione są najważniejsze urządzenia.

2. Pompa membranowa niemieckiej firmy ABEL typ HMD-G-50-0500 o wydajności 50 m^3/h i ciśnieniu 1,5 MPa

Hydrauliczna pompa membranowa ABEL wyposażona jest w najnowszy model membrany i zrównoważony układ pozycjonowania membrany, dzięki któremu podczas suwów ssania oraz tłoczenia na membranę nie jest wywierane ciśnienie szczytowe, a sama membrana zatrzymuje się w swoich optymalnych pozycjach. Pompy ABEL typu HM produkowane są w wersjach jednostronnego i dwustronnego działania. Poza typowymi cechami charakteryzującymi pompy tłokowo-membranowe, takimi jak zdolność do samozasysania oraz praca na sucho, pompy ABEL typu HM cechują się niskim zużyciem energii elektrycznej, cichą pracą oraz wysoką niezawodnością pracy.



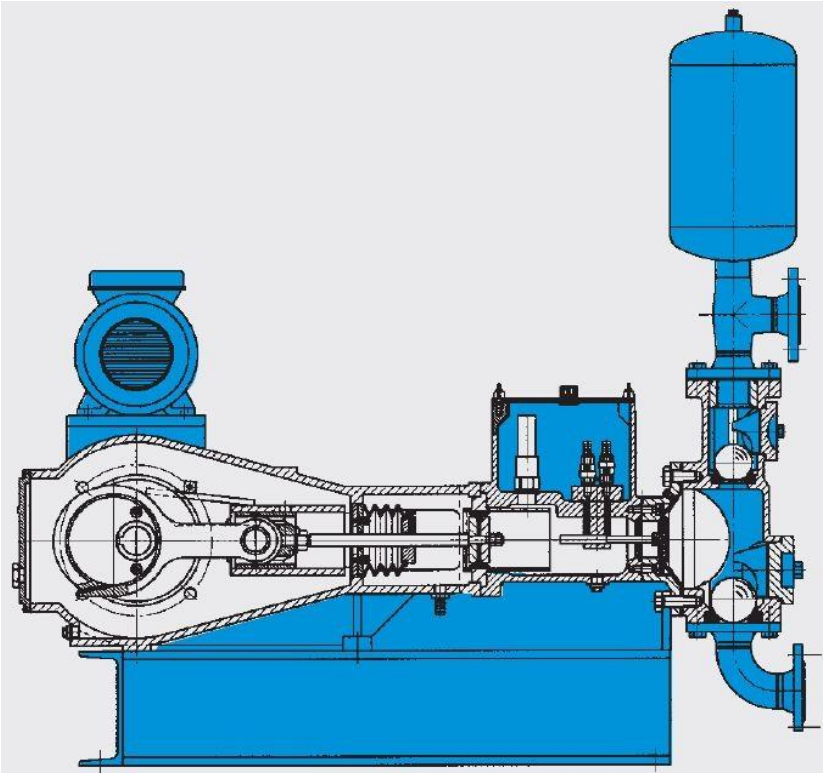
Rys.2. Widok i przekrój pompy - z przodu

Strona hydrauliczna pompy wyposażona jest w zawory bezpieczeństwa testowane na maksymalnym ciśnieniu pracy. W części mokrej zastosowana jest membrana w specjalnym wykonaniu. Mimośrodowy napęd przekazuje moc w sposób optymalny, nawet przy niskich prędkościach oraz bez konieczności zewnętrznego smarowania. Współpracujący z silnikiem głównym przetwornik częstotliwości zapewnia dostosowanie parametrów technologicznych pompy do rzeczywistych warunków podczas filtracji na prasach filtracyjnych. Z racji konstrukcji pompy, w części hydraulicznej, nie jest generowane ciepło oraz nie występują żadne straty energii. Sterowanie pompą odbywa się poprzez sterownik PLC.

Ruch obrotowy silnika, poprzez przekładnię pasową oraz mimośród jest zamieniany na ruch posuwisty tłoka. Ruch tłoka powoduje odkształcenie membrany. Podczas suwów, ssania i tłoczenia, system kontroli pozycji membrany monitoruje i kontroluje odkształcenie i ruch membrany.

Pompy ABEL HM są produkowane w wersji jedno i dwustronnego działania w zależności od wymagań dotyczących wydajności pompy.

2.1. Specyfikacja techniczna pompy ABEL typ HMD-G-50-0500



Rys.3. Przekrój pompy - bok

Współczynnik sprawności	90 - 95%
Ciśnienie transportujące	1,5 MPa
Moc silnika	30 kW
Obroty silnika	1465 l/min
Średnica tłoka	200 mm
Długość skoku	160 mm
Liczba skoków max.	94 1/min
Liczba skoków min.	9,4 l/min
Przyłączenia kołnierzowe:	
- od strony ssącej	DN 125 PN 16
- od strony tłoczącej	DN 100 PN 40

2.2. Opis

Hydrauliczna pompa membranowa typu HM należy do grupy pomp nurnikowych w wykonaniu leżącym. Jest to pompa o prostym działaniu, wolnobieżna, samozasysająca, mogąca pracować bez produktu. Wydajność pompy może być regulowana poprzez przetwornik częstotliwości, co zapewnia oszczędność energii podczas procesu.

2.3. Pompa

W celu hermetycznego oddzielenia płynu hydraulicznego od medium, w obudowie pompy mieści się specjalnie wzmocniona i uformowana membrana. Dodatkowo, po stronie tłocznej zamontowano tłumik pulsacji, którego zadaniem jest osiągnięcie równomiernego przepływu produktu, wyrównujący skoki ciśnienia w zakresie +/- 5 %. Zbiornik na płyn hydrauliczny wyposażony jest w dwa czujniki, które permanentnie kontrolują poziom płynu hydraulicznego. Zbyt niski lub wysoki poziom płynu sygnalizuje uszkodzenie membrany.

2.4. Napęd

Pompa wyposażona jest w napęd mimośrodowy ze zintegrowaną przekładnią. Napęd pompy jest okapturzony i wypełniony olejem smarującym, posiada możliwość regulacji obrotów od 0 do maximum.

2.5. Materiały zastosowane do budowy pompy

Obudowa pompy	żeliwo sferoidalne 0.7040
Membrana	santopren

Kula zaworu	poliuretan/ rdzeń stalowy
Gniazdo zaworu	stal nierdzewna
Uszczelnienie statyczne	NBR
Tłumik pulsacji	stal
Ciecz hydrauliczna	olej hydrauliczny/emulsja

2.6. W zakresie dostawy pompy znalazły się także następujące podzespoły

- wskaźnik kontroli membrany, kompletny, max 250 V AC / 120 V DC,
- pełnoskokowy zawór bezpieczeństwa, 21 bar,
- manometr, tłumiony 0-2,5 MPa z mosiądzu,
- silnik elektryczny 30 kW, 1500 l/min, 500 Volt, 50 Hz, B3, IP 55, klasa ISO F,
- przekaźnik ciśnienia, kompletny z mosiądzu, 4-20 mA, 0-2,5 MPa,
- przetwornik częstotliwości.

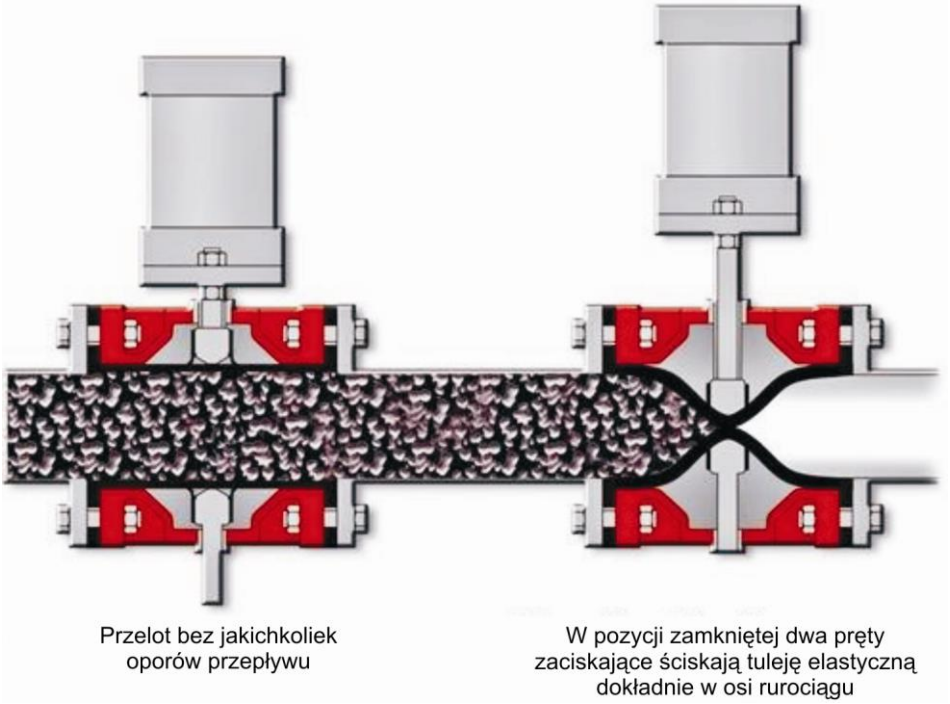
3. Zawory odcinające

Rys.4. Zawór zaciskowy FLOWROX

Ze względu na fakt, że ciśnienie generowane przez pompę ABEL w części tłocznej może wynosić 1,5 MPa, zastosowano zawory typu zaciskanego produkcji fińskiej firmy FLOWROX. Zawory zaciskowe są idealnym rozwiązaniem dla wszystkich aplikacji, w których zachodzi konieczność szczelnego odcięcia przepływu lub kontroli wielkości przepływu różnorodnych materiałów ściernych, żrących, zawiesin, proszków lub granulatów.

Zasada działania zaworu zaciskowego jest bardzo prosta. W pozycji otwartej, uzyskuje się pełny przelot, bez żadnych oporów, dzięki czemu, zawór staje się integralną częścią rurociągu. Przy zamknięciu, dwa pręty zaciskające, ściskają elastyczną tuleję równocześnie z obu stron, spotykając się w osi. Odcięcie jest szczelne i pewne.

Zawory zaciskowe FLOWROX są samoczyszczące, co oznacza, że nawet, jeśli wewnątrz tulei zaworu osadzi się trwale jakikolwiek materiał, to przy zamykaniu i odkształceniu tulei elastycznej, wytworzona warstwa osadu (ew. kryształy) pęka, a strumień przepływającej zawiesiny samoczynnie oczyszcza wnętrzne ścianki tulei elastycznej, przygotowując je do szczelnego zamknięcia.



Rys.5. Zawory zaciskowe FLOWROX z napędami

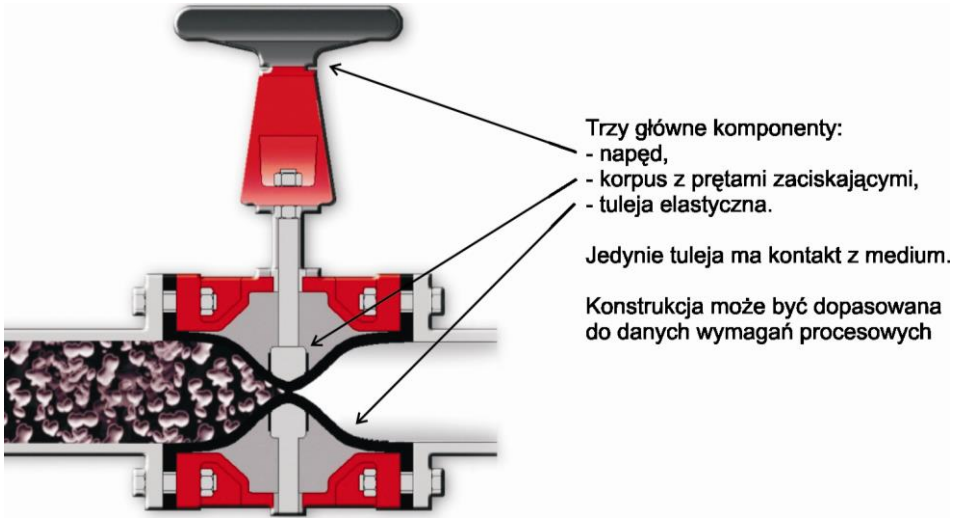
Standardowo, zawory zaciskowe FLOWROX produkowane są w rozmiarach od 25 mm do 1000 mm, zakres temperatur pracy wynosi od -50°C do +160°C, ciśnienie pracy do 100 bar. Oczywiście, na życzenie, możliwe są także inne rozwiązania, dopasowane do potrzeb użytkownika.

3.1. Cechy techniczne

- 100 % szczelność.
- Pozycja zacisku w osi orurowania.
- Elastyczna tuleja.

3.2. Korzyści z zastosowania zaworów FLOWROX

- Samoczynne oczyszczanie.
- Bezproblemowe działanie.
- Doskonała odporność na wycieranie.
- Wysoka odporność na korozję.
- Brak możliwości zatarcia lub zatkania.
- Niskie koszty obsługi.
- Niskie zapotrzebowanie na utrzymywanie zapasu części zamiennych. Tuleja jest jedynym elementem, który styka się z medium.
- Pełny przelot przez zawór w pozycji otwartej.
- Długie okresy między przeglądami.
- Bardzo dobre właściwości regulacyjne.

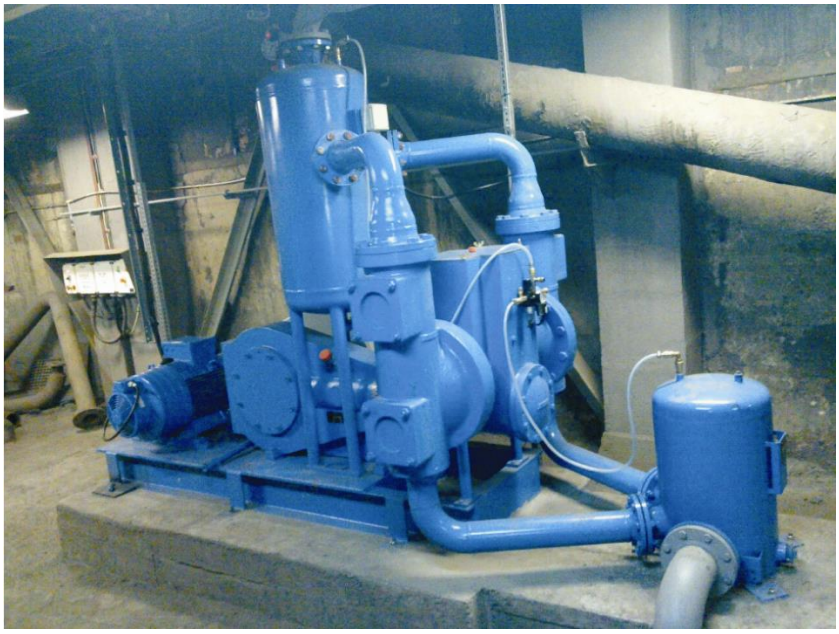


Rys.6. Zawór zaciskowy FLOWROX - przekrój

4. Zakres wykonanych prac oraz uzyskane efekty eksploatacyjne po modernizacji układu zasilania pras filtracyjnych

Po przeprowadzeniu szeregu testów eksploatacyjnych w połowie lutego 2013 r., stwierdzono, że wykonana modernizacja układu zasilania pras filtracyjnych spełniła swoje zadanie we wszystkich wymaganych aspektach.

1. Jako podstawowe urządzenie w nowym systemie, zabudowano pompę membranową ABEL typ HMD-G-50-0500 (rys. 7.). Cykl pracy zmieniono w ten sposób, że w momencie rozpoczynania napełniania grupy pras filtracyjnych, na początku uruchamiana jest pompa wirowa (rys. 1.) E-1, która ma za zadanie wypełnienie pustych komór pras filtracyjnych, zawiesiną. W miarę wypełniania komór, zmniejsza się przepływ przez pompę wirową E-1. Po osiągnięciu przepływu 40 m^3/h, mierzonego przepływomierzem I-3, włączana jest pompa membranowa E-2 oraz zamykany zawór v-3 (rys. 8.). Od tego momentu zasilanie grupy pras filtracyjnych przejmowane jest wyłącznie przez pompę membranową E-2. Ciśnienie filtracji utrzymywane jest na poziomie 1,04 MPa, ponieważ obecnie eksploatowane prasy filtracyjne uniemożliwiają pracę z wyższym ciśnieniem.
2. Zabudowana pompa membranowa może pracować przy wydajności do 50 m^3/h, przy ciśnieniu do 1,5 MPa, posiada stabilizację ciśnienia od 0 do 1,5 MPa uzyskiwaną dzięki automatycznej, płynnej regulacji obrotów poprzez układ elektroniczny i przetwornik częstotliwości. W zbiorniku ciśnieniowym pompy membranowej zamontowane są testowane, przelewowe zawory bezpieczeństwa 1,5 MPa.



Rys.7. Pompa ABEL typ HMD-G-50-0500

3. Układ został wyposażony w zaciskowe zawory odcinające FLOWROX (v-2, v-3, v-5 i v-9).

Rys.8. Zawór zaciskowy FLOWROX z napędem elektrycznym AUMA

Rys.9. Zawór zaciskowy FLOWROX z kółkiem ręcznym

Parametry eksploatacyjne

Tabela 1

Prąd pompy	Prąd dławnica	Obroty	Przepływ	Typ
[A]	[A]	[1/min]	[m^3/h]	
100	9	x	360	Pompa wirowa
93	9	x	250	
82	9	x	140	
79	9	x	40	
Punkt przełączenia pomp				
27	-	1600	40	Pompa membranowa
23	-	1520	35	
21	-	1440	32	
19	-	1370	30	
12	-	1300	28	
11	-	1050	22	
11	-	950	19	
10	-	790	16	
10	-	600	13	
8	-	520	10	
7	-	440	8	
7	-	400	6	
6	-	380	4	
4	-	120	2	

4. W ramach modernizacji zabudowano również przepływomierz (I-3) ø150 na przewodzie tłocznym pompy wirowej.
5. Uzyskano następujące parametry technologiczne:
   - skrócenie cyklu o ok. 0,5 godz,
   - znaczna redukcja hałasu w pompowni,
   - nadzwyczajne zmniejszenie zużycia energii do pompowania (tabela 1).

5. Podsumowanie

Zabudowa pompy ABEL typ HMD-G-50-0500 oraz zaworów zaciskowych FLOWROX spełniła z nadmiarem wszystkie wymagania postawione przez inwestora. Układ pracuje w sposób pewny, bezobsługowo, cicho, nie używa w ogóle wody dławnicowej, konstrukcja pompy membranowej gwarantuje długą żywotność podzespołów wewnętrznych. Ponadto, sflokulowana struktura filtrowanego materiału nie jest rozbijana. Jednak największą korzyścią

z zastosowania tej pompy jest kilkukrotne zmniejszenie zużycia energii elektrycznej podczas procesu filtracji!

Literatura

1. Materiały własne ABEL GmbH.
2. Materiały własne FLOWROX Oy.
3. Projekt maszynowy Separator Projekt Sp. z o.o.
4. Materiały własne PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k.

Wpływ kształtu wirnika na przebieg procesu flotacji w zależności od prędkości obrotowej wirnika i natężenia dopływu powietrza

Marek Lenartowicz, Andrzej Pyc – Biuro Projektów PROREM Sp. z o.o., **Daniel Kowol** – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

1. Wstęp

Ziarna węgla surowego o uziarnieniu poniżej 0,5 mm, które powstają w wyniku urabiania, transportu do zakładu przeróbczego oraz procesów przeróbczych, wzbogaca się najczęściej metodą flotacji pianowej [7, 11]. Proces flotacji wykorzystuje różnice we właściwościach powierzchniowych ziaren węgla i skały płonnej [11].

Proces wzbogacania mułów węglowych w klasie ziarnowej 0,5 – 0 mm w skali przemysłowej prowadzi się w maszynach flotacyjnych zwanych flotownikami [1, 2, 3, 4]. W polskich zakładach przeróbczych podstawową maszyną stosowaną do wzbogacania mułów węglowych jest flotownik pneumomechaniczny typu IZ [6, 7, 11]. Flotowniki pneumomechaniczne to konstrukcje złożone z dużych komór lub koryt, w których znajdują się mechanizmy służące do utrzymywania ziaren mineralnych w postaci zawiesiny w wodzie, dyspersji powietrza oraz usuwania piany koncentratowej z powierzchni zawiesiny flotacyjnej i odprowadzania odpadów flotacyjnych [2, 3, 4]. W maszynach tych wirnik służy do dyspersji powietrza i agitacji zawiesiny [2, 3, 4].

Obecnie metodą flotacji wzbogaca się kilka milionów ton węgla koksowego oraz węgla energetycznego rocznie [7, 11]. Węzeł flotacji odgrywa bardzo ważną rolę w zakładach przeróbczych ponieważ w wyniku postępu mechanizacji nastąpił przyrost ziaren bardzo drobnych, które należy wzbogacić. Dlatego bardzo ważnym elementem jest dobór maszyn flotacyjnych, które zapewnią prawidłowy przebieg procesu wzbogacania mułów węglowych metodą flotacji. Niewłaściwie dobrane lub niesprawne maszyny mogą wpływać ujemnie na przebieg procesu flotacji [11].

Bardzo ważnym elementem wpływającym na pracę maszyn flotacyjnych jest zespół aeracyjno – dyspersyjny składający się z wirnika i statora, który zasysa i agituje zawiesinę flotacyjną oraz dysperguje w niej powietrze [1, 2, 3, 4, 11].

Kształt wirnika może mieć zasadniczy wpływ na poprawę agitacji zawiesiny i dyspersji powietrza w komorze flotownika, a co za tym idzie na poprawę skuteczności flotacji. W niniejszym rozdziale przedstawiono wyniki laboratoryjnych badań wpływu prędkości obrotowej i ilości powietrza na skuteczność procesu flotacji w zależności od kształtu wirnika.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Metodyka badań

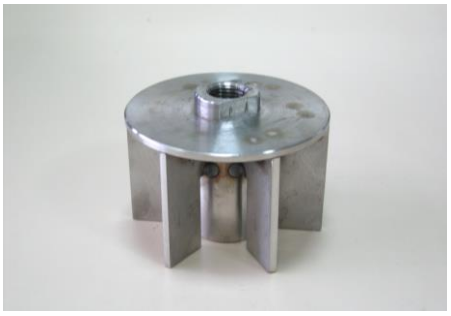
Przedmiotem badań były wirniki stosowane w maszynach pneumomechanicznych IZ i IF o różnej geometrii i ich wpływ na przebieg procesu flotacji w laboratoryjnej maszynce flotacyjnej w zależności od prędkości obrotowej wirnika i natężenia dopływu powietrza do komory flotacyjnej [10].

Badania prowadzono w laboratoryjnej maszynce flotacyjnej o pojemności komory 12 dm^3 przy użyciu dwóch wirników i prędkości obrotowej równej 840, 1040 i 1340 obr/min oraz trzech różnych natężeniach dopływu powietrza (2 l/min, 4 l/min, 6 l/min ± 0,4 l/min). Sposób prowadzenia badań laboratoryjnych i oceny wyników flotacji został przedstawiony w pracach Lenartowicza i Kowola [8, 9].

W czasie prowadzenia doświadczeń laboratoryjnych stosowano następujące parametry prowadzenia procesu [10]:

- temperatura badania 25^0 C ± 10^0 C,
- prędkość obrotowa wirnika 840, 1040 i 1340 obr/min,
- czas trwania 180 s,
- koncentracja części stałych 100 g/l,
- dawka odczynnika ok. 0,7 kg/Mg,
- wirnik 1– rysunek 1 [4, 8], wirnik 2 – rysunek 2 [6, 12],

Rys.1. Wirnik 1 [4, 8]



Rys.2. Wirnik 2 [6, 12]

- natężenie dopływu powietrza 2 l/min, 4 l/min, 6 l/min ± 0,4 l/min

W czasie prób w których parametrem zmiennym była prędkość obrotowa to natężenie dopływu powietrza wynosiło 2 ± 0,4 l/min, natomiast w próbach w których zmieniano natężenie dopływu powietrza, prędkość obrotowa była stała i wynosiła 1040 obr/min.

3. Wyniki badań

W tabeli 1 zestawiono wyniki badań wpływu kształtu wirnika na przebieg procesu flotacji w zależności od prędkości obrotowej wirnika i natężenia dopływu powietrza.

Wyniki badań wpływu prędkości obrotowej i ilości powietrza na skuteczność procesu flotacji w zależności od kształtu wirnika [Źródło: opracowanie własne]

Tabela 1

Czynniki zmienne		Numer wirnika / Parametr	Wirnik 1	Wirnik 2
Prędkość obrotowa wirnika [obr/min]	840	**γ_k, [%]**	45,27	65,20
		γ_o, [%]	54,73	34,80
		A_k^a, [%]	2,79	2,85
		A_o^a, [%]	16,31	17,51
		ε, [%]	49,00	68,81
	1040	**γ_k, [%]**	76,27	74,23
		γ_o, [%]	23,73	25,77
		A_k^a, [%]	3,42	3,21
		A_o^a, [%]	33,25	20,52
		ε, [%]	82,30	77,82
	1340	**γ_k, [%]**	78,95	79,53
		γ_o, [%]	21,05	20,47
		A_k^a, [%]	3,19	3,29
		A_o^a, [%]	33,55	46,23
		ε, [%]	84,53	87,48
Natężenie dopływu powietrza [l/min]	2 ± 0,4	**γ_k, [%]**	58,35	67,74
		γ_o, [%]	41,65	32,26
		A_k^a, [%]	5,04	3,14
		A_o^a, [%]	25,09	25,77
		ε, [%]	63,98	73,26
	4 ± 0,4	**γ_k, [%]**	64,98	53,77
		γ_o, [%]	35,02	46,23
		A_k^a, [%]	3,18	4,10
		A_o^a, [%]	29,09	35,09
		ε, [%]	71,70	63,21
	6 ± 0,4	**γ_k, [%]**	31,71	53,13
		γ_o, [%]	68,29	46,87
		A_k^a, [%]	2,90	2,48
		A_o^a, [%]	22,01	23,67
		ε, [%]	36,63	59,15

γ_k – wychód koncentratu, [%]; γ_o – wychód odpadów, [%]; A_k^a – zawartość popiołu w koncentracie, [%]; A_o^a – zawartość popiołu w odpadach, [%]; ε - uzysk substancji palnej w koncentracie, [%]

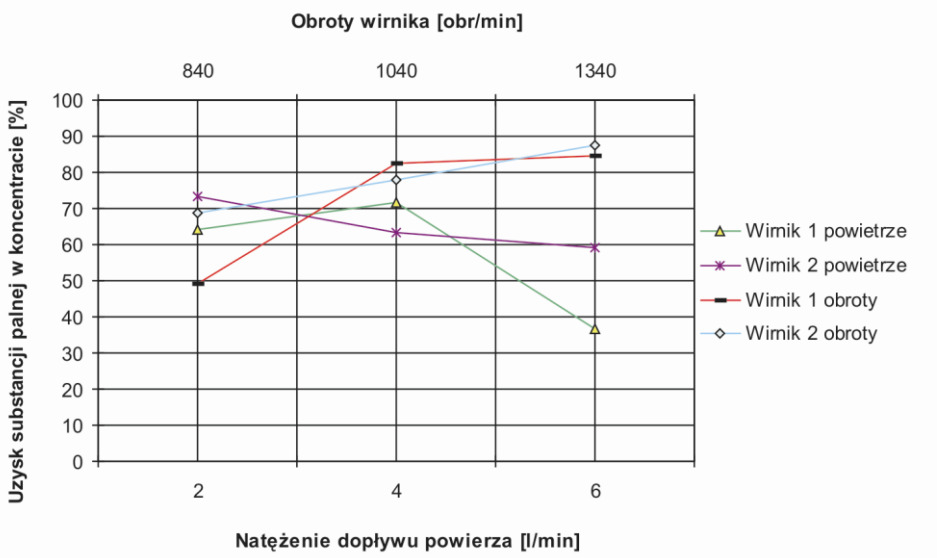
4. Analiza wyników badań

W celu określenia wpływu kształtu (geometrii) wirnika (w zależności od prędkości obrotowej i natężenia dopływu powietrza) na przebieg procesu flotacji analizowano uzysk substancji palnej w koncentracie, wychód koncentratu, zawartość popiołu w koncentracie i zawartość popiołu w odpadach [11].

Uzyskane w badaniach uzyski substancji palnej w koncentracie ε (rys. 3) zawierały się w przedziale od 36,63% do 87,48%. Wraz ze zwiększaniem obrotów wirników wzrastały uzyski substancji palnej w koncentracie, natomiast wraz z zwiększaniem natężenia dopływu powietrza malały uzyski substancji palnej w koncentracie.

W zależności od prędkości obrotowej (840, 1040 i 1340 obr/min) oraz od natężenia dopływu powietrza (2, 4 i 6 l/min ± 0,4 l/min) uzysk substancji palnej w koncentracie dla poszczególnych wirników przedstawiał się następująco:

– wirnik 1 od 49,00 do 84,53% oraz od 36,63 do 71,70%,
– wirnik 2 od 68,81 do 87,48% oraz od 59,15 do 73,26%.



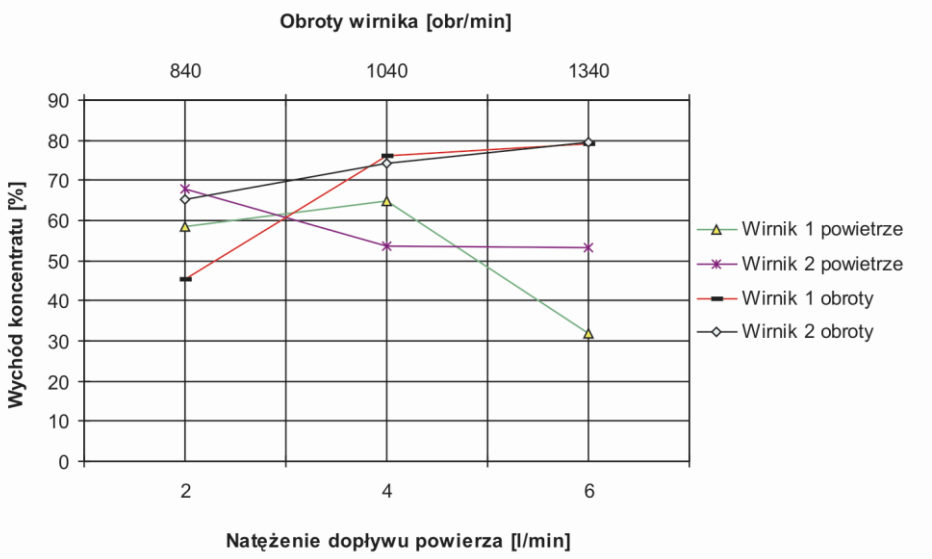
Rys.3. Uzysk substancji palnej w koncentracie w zależności od zastosowanego wirnika i prędkości obrotowej wirnika oraz natężenia dopływu powietrza [źródło: opracowanie własne]

Z uzyskanych rezultatów badań wynika, że największą skuteczność procesu flotacji uzyskano stosując wirnik 2. Dla stosowanych w badaniach zakresów parametrów procesowych skuteczność procesu flotacji ziaren węglowych przy użyciu wirnika „wysokiego" (wirnik 2) była większa od uzyskiwanych w próbach z wirnikiem „niskim"(wirnik 1). Z uzyskanych powyżej rezultatów badań wynika, że na skuteczność procesu flotacji ziaren węglowych określaną

poprzez uzysk substancji palnej w koncentracie znaczny wpływ miał rodzaj (kształt, geometria) stosowanych wirników.

Do oceny pracy wirników przyjęto również wychody produktu koncentratowego i zawartość w nich popiołów. Podczas prób uzyskano dla poszczególnych wirników (w zależności od prędkości obrotowej i natężenia dopływu powietrza) następujące zakresy wychodów produktu koncentratowego (rys. 4) oraz zawartości w nich popiołów (rys. 5):

– wirnik 1 od 45,27 do 78,95% i 2,79 do 3,42% oraz od 31,71 do 64,98% i 2,90 do 5,04 %,
– wirnik 2 od 65,20 do 79,53% i 2,85 do 3,29% oraz od 53,13 do 67,74% i 2,48 do 4,10 %,

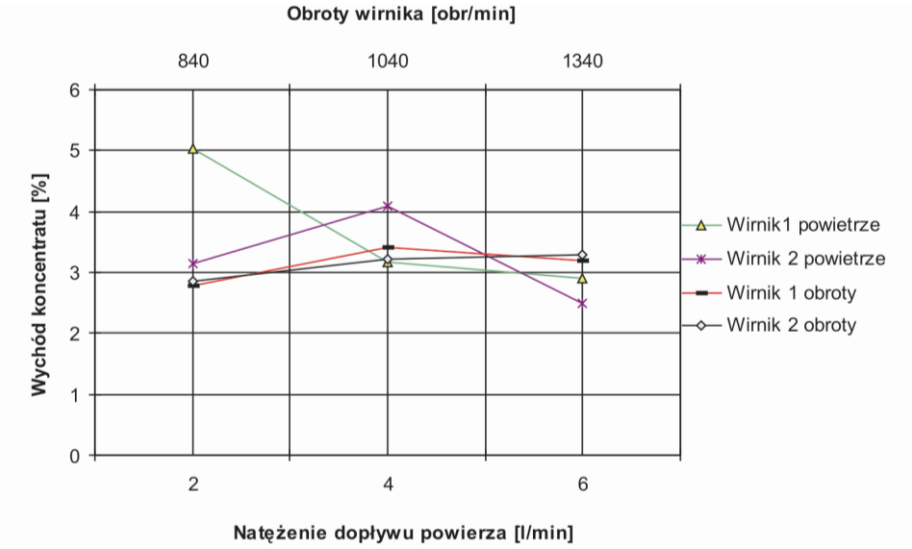


Rys.4. Wychód koncentratu w zależności od zastosowanego wirnika i prędkości obrotowej wirnika oraz natężenia dopływu powietrza [Źródło: opracowanie własne]

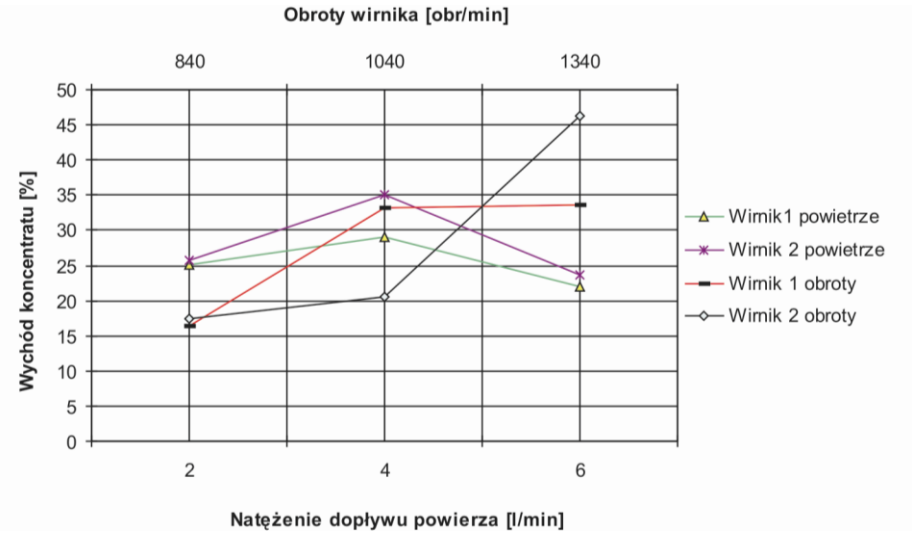
Wraz ze zwiększaniem prędkości obrotowej wirników następował wzrost wychodu produktu koncentratowego, któremu w większości towarzyszył wzrost zawartości popiołu. Analiza przedstawionych wyników prób laboratoryjnych wskazuje, że zwiększenie wychodu produktu koncentratowego powoduje wzrost zawartości popiołu w tym produkcie, ponieważ do koncentratu przechodzi więcej ziaren o wyższej zawartości popiołu. Podobnie jak w przypadku uzysku substancji palnej w koncentracie, wraz ze zwiększaniem natężenia dopływu powietrza następował spadek wychodu produktu koncentratowego, któremu w większości towarzyszył spadek zawartości popiołu. Analiza przedstawionych wyników prób laboratoryjnych wskazuje, że najwyższe wychody koncentratu uzyskano dla:

– wirnika 1 przy natężeniu dopływu powietrza równym 4 l/min,
– wirnika 2 przy natężeniu dopływu powietrza równym 2 l/min.

Największy spadek wychodu produktu koncentratowego uzyskano w przypadku wirnika 1, zwiększenie natężenia dopływu powietrza z 4 l/min do 6 l/min spowodowało dwukrotny spadek wychodu koncentratu.



Rys.5. Zawartość popiołu w koncentracie w zależności od zastosowanego wirnika i prędkości obrotowej wirnika oraz natężenia dopływu powietrza [Źródło: opracowanie własne]



Rys.6. Zawartość popiołu w odpadach w zależności od zastosowanego wirnika i prędkości obrotowej wirnika oraz natężenia dopływu powietrza [Źródło: opracowanie własne]

Podczas badań przeprowadzone były również analizy zawartości popiołu w odpadach (rys. 6).

Zawartość popiołu w odpadach przedstawia się następująco:

– wirnik 1 od 16,31 do 33,55% oraz od 22,01 do 29,09%,
– wirnik 2 od 17,51 do 46,23% oraz od 23,67 do 35,09%,

Biorąc pod uwagę ten parametr to najlepsze wyniki uzyskano przy wykorzystaniu wirnika 2.

Do oceny pracy wirników przyjęto również współczynnik sprawności rozdziału lub sprawności flotacji S_f [10].

S_f – jest to stosunek określający w procentach uzyskany wychód substancji palnej do wychodu maksymalnie możliwego i wyraża się wzorem:

$$S_f = \frac{2(A_O - A_N)(A_N - A_K)}{(A_O + A_K - 2A_N)A_N + 100(A_N - A_K)} \cdot 100\%$$

Współczynnik sprawności rozdziału dla wszystkich przeprowadzonych prób zestawiono w tabeli 2.

Współczynnik sprawności rozdziału [Źródło: opracowanie własne]

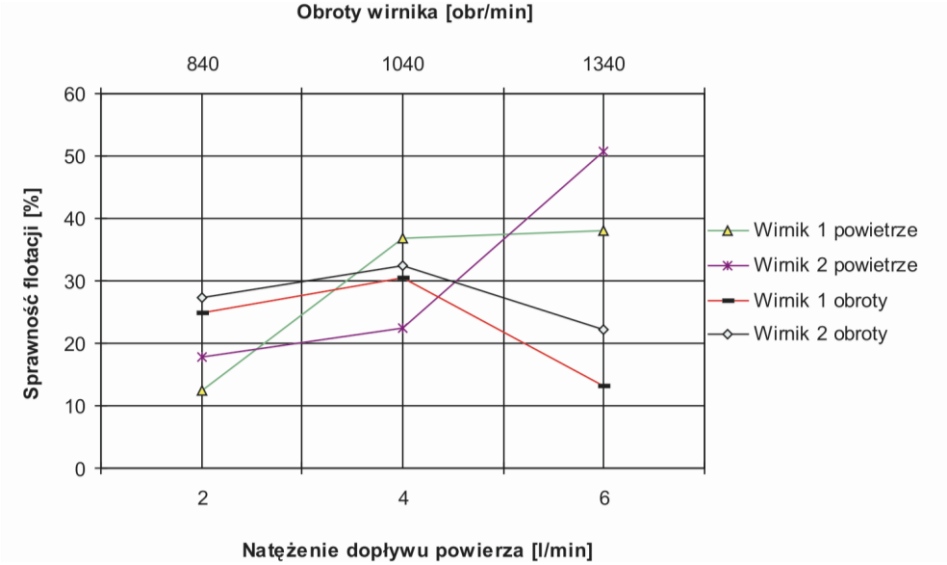
Tabela 2

Czynniki zmienne		Numer wirnika / Parametr	Wirnik 3	Wirnik 4
Prędkość obrotowa wirnika [obr/min]	840	**S_f, [%]**	12,46	17,87
	1040		36,92	22,46
	1340		37,94	50,65
Natężenie dopływu powietrza [l/mm]	2 ± 0,4	**S_f, [%]**	24,99	27,20
	4 ± 0,4		30,48	32,35
	6 ± 0,4		13,25	22,15

Wyniki sprawności flotacji S_f uzyskane przy obrotach wirnika równych 840, 1040 i 1340 obr/min oraz przy natężeniach dopływu powietrza równych 2, 4 i 6 l/min ± 0,4 l/min dla poszczególnych wirników przedstawiają się następująco:

– wirnik 1 od 12,46 do 37,94% oraz od 13,25 do 30,48%,
– wirnik 2 od 17,87 do 50,65% oraz od 22,15 do 32,35%,

Proces flotacji najskuteczniej był realizowany w próbach z wirnikiem 2.



Rys.7. Sprawność flotacji w zależności od zastosowanego wirnika i prędkości obrotowej wirnika oraz natężenia dopływu powietrza [Źródło: opracowanie własne]

5. Podsumowanie

Wirnik w maszynach flotacyjnych pneumomechanicznych spełnia ważną rolę ponieważ agituje mieszaninę flotacyjną i dysperguje w niej powietrze. Odpowiednie wymieszanie pulpy flotacyjnej z równoczesną dyspersją powierza w maszynie flotacyjnej ma ogromne znaczenie dla prawidłowego przebiegu procesu flotacji. Konstrukcja wirnika musi zapewnić:

– maksymalny kontakt pęcherzyków powietrza z ziarnami produktu,
– zminimalizowanie poboru energii.

W związku z powyższym producenci ww. maszyn cały czas pracują nad doskonaleniem konstrukcji wirników, jak i statorów [10].

Na podstawie przeprowadzonych badań wpływu prędkości obrotowej na skuteczność procesu flotacji w zależności od kształtu wirnika stwierdzono że:

– najlepsze uzyski substancji palnej w koncentracie uzyskano kiedy proces flotacji prowadzono przy wykorzystaniu wirnika 2,
– najwyższe wychody produktu koncentratowego uzyskano w doświadczeniach z wirnikiem 2,
– proces flotacji najskuteczniej był realizowany w próbach z wirnikiem 2.

Na podstawie przeprowadzonych badań wpływu natężenia dopływu powietrza na skuteczność procesu flotacji w zależności od kształtu wirnika stwierdzono, że:

- najlepsze uzyski substancji palnej w koncentracie uzyskano kiedy proces flotacji prowadzono przy wykorzystaniu wirnika 2,
- najwyższe wychody produktu koncentratowego uzyskano dla wirnika 1 przy natężeniu dopływu powietrza równym 4 l/min, wirnika 2 przy natężeniu dopływu powietrza równym 2 l/min,
- proces flotacji najskuteczniej był realizowany w próbach z wirnikiem 2.

Ogólnie stwierdzono również, że dla stosowanych w badaniach zakresów parametrów procesowych skuteczność procesu flotacji ziaren węglowych przy użyciu wirnika „wysokiego" 2 była większa (dla większości prób) od uzyskiwanych w próbach z wirnikiem „niskim" 1. Oznacza to, że skuteczność procesu flotacji przy wykorzystaniu wirnika „wysokiego" jest większa niż przy wykorzystaniu wirnika posiadającego tą samą średnicę, ale mniejszą wysokość.

Ponadto w procesie flotacji ważne jest również obniżanie kosztów eksploatacji maszyn flotacyjnych, poprzez obniżenie poboru energii elektrycznej, a na te koszty wpływa również konstrukcja wirnika [6]. Biorąc pod uwagę ten fakt, stwierdzono że stosując wirnik wysoki uzyskiwano lepsze wyniki niż w przypadku wirnika niskiego, przy najniższych stosowanych prędkościach obrotowych.

Wyniki badań potwierdziły, że kształt wirnika ma wpływ na skuteczność procesu flotacji prowadzonego w pneumomechanicznych maszynach flotacyjnych. Dlatego istnieje konieczność ciągłego poszukiwania optymalnego kształtu wirnika. Obecnie wydaje się, że optymalizacja kształtu wirnika powinna odbywać się na etapie badań laboratoryjnych oraz przy wykorzystaniu symulacji numerycznej [5].

Literatura

1. Blaschke S., Blaschke W.: Maszyny i urządzenia do przeróbki kopalin. Kraków, AGH 1990.
2. Brzezina R.: Maszyny flotacyjne jako elementy technologii flotacji węgla. Projekty – Problemy, Budownictwo Węglowe 1972 nr 2.
3. Brzezina R., Romańczyk E., Sablik J.: Stosowanie pneumomechanicznych maszyn flotacyjnych do wzbogacania mułów węglowych. Wzbogacanie i Utylizacja Kopalin 1974 nr 2.
4. Brzezina R., Sablik J.: Zastosowanie maszyny flotacyjnej IZ – 12 do wzbogacania mułów węglowych. Projekty – Problemy, Budownictwo Węglowe 1978 nr 3.
5. Gicala B., Lenartowicz M.: Symulacja numeryczna mieszania i napowietrzania zawiesiny flotacyjnej w komorze flotownika pneumomechanicznego, Maszyny Górnicze, 2 (118)/2009.

6. Folder IMN: Maszyny flotacyjne dla przemysłu górniczego.
7. Lenartowicz M.: Aktywność flotacyjna węgla w korytowej pneumomechanicznej maszynie flotacyjnej w funkcji napięcia powierzchniowego zwilżania. Praca doktorska. Katowice, GIG 2007.
8. Lenartowicz M, Kowol D.: Badania wpływu kształtu wirnika na przebieg procesu flotacji w skali laboratoryjnej. Górnictwo i Geologia, Tom 6, Zeszyt 2, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011, s. 83-93.
9. Lenartowicz M., Kowol D.: Wpływ kształtu wirnika i ilości powietrza na przebieg flotacji w laboratoryjnej maszynce flotacyjnej. KOMEKO 2012, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2012 s. 197-206.
10. Nowe rozwiązania podzespołów maszyn flotacyjnych. Materiały nie publikowane Instytutu Techniki Górniczej KOMAG.
11. Sablik J.: Flotacja węgli kamiennych. Główny Instytut Górnictwa. Katowice 1998.
12. www.uprp.pl – Aerator maszyny flotacyjnej Wyn (11) 194507.

Nowe młyny i układy mielenia w technologii rozdrabniania rud i surowców mineralnych

Jan Sidor – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

Procesy wytwarzania proszków, czyli materiałów uziarnionych zawierających dominującą ilość ziaren poniżej 100 μm są procesami bardzo energochłonnymi. Zapotrzebowanie jednostkowej energii w tych procesach, zwanych procesami mielenia, zdeterminowane jest warunkami tego procesu, rodzajem młyna i układu mielącego i wzrasta potęgowo wraz ze zmniejszaniem się wymaganych technologicznie wymiarów ziaren [1], przy czym bardzo silnie narasta przy wytwarzaniu ziaren poniżej 50 μm [2].

Najwięcej proszków wytwarza się w przemysłach ceramicznym, górniczym i energetyce. Wydajność stosowanych tam układów mielenia wynosi 70÷300 Mg/godz. W przemyśle ceramicznym - głównie spoiw mineralnych i energetyce węgla wytwarza się proszki w środowisku powietrza, a ich uziarnienie praktycznie nie przekracza 150 μm [3]. W przemyśle górniczym wytwarza się proszki z rud na mokro w wodzie, a ich uziarnienie to p.n.s. 75 μm poniżej 15 % [4]. Przy mieleniu rud miedzi największą część kosztów (około 50 %) stanowią koszty mielenia [5]. Natomiast w świecie rudy metali miele się znacznie drobnej - do uziarnienia o d_{90} = 20 μm [6].

W skali światowej wytwarza się obecnie kilka miliardów Mg proszków – materiałów uziarnionych o uziarnieniu poniżej 100 μm, kilkaset milionów Mg proszków o uziarnieniu poniżej 10 μm oraz znaczne ilości mikro i nanoproszków.

Wzrost zapotrzebowania na proszki o coraz drobniejszym uziarnieniu, w szczególności proszki poniżej 10 μm, oraz wzrost cen energii, wymusza postęp techniczny w zakresie opracowania nowych młynów o korzystniejszych parametrach technologicznych, technicznych, a przede wszystkim bardziej ekonomicznych i przyjaznych dla środowiska.

W technologiach wytwarzania proszków stosuje się setki rozwiązań konstrukcyjnych młynów oraz ich układów mielenia [7, 8]. Ze względu na mechanizm przekazywania energii na proces mielenia można podzielić je na cztery grupy [9]:

- młyny z mielnikami swobodnymi z przekazywaniem energii przez ruchomą komorę,
- młyny z mielnikami swobodnymi z przekazywaniem energii przez ruchomy wirnik,

- młyny udarowe z ruchomymi (obrotowymi) elementami roboczymi z przekazywaniem energii przez te elementy,
- młyny strumieniowe z przekazywaniem energii przez medium gazowe.

O zastosowaniu odpowiedniego młyna oraz układu mielącego w konkretnej technologii wytwarzania proszku decydują właściwości fizyczne, głównie mechaniczne oraz chemiczne mielonego materiału (podatność na mielenie, aglomerację, na metodę wzbogacania (flotację), twardość, właściwości ścierne, wilgotność, higroskopijność, wybuchowość oraz piroforyczność), a w szczególności wymagania technologiczne [2, 10, 11], dostępność, możliwości finansowe, a także przyzwyczajenie i konserwatyzm inwestora młyna.

W pracy zamieszczono przykłady nowych młynów oraz ich układów mielenia stosowanych w przemyśle górniczych głównie przy mieleniu rud w celu ich wzbogacania oraz w przemyśle ceramicznym - głównie w przygotowaniu surowców oraz wytwarzaniu spoiw mineralnych. Dlatego zamieszczono młyny i układy mielenia sklasyfikowane tylko w pierwszej i drugiej grupie, o wydajności masowej 20÷150 Mg/godz. Czas eksploatacji młynów w tych przemysłach wynosi 35-50 lat, stąd młyny użytkowane poniżej 10 lat można potraktować jako nowe.

2. Młyny stosowane w masowych procesach drobnego mielenia

W masowych procesach mielenia znalazły zastosowanie młyny:

- grawitacyjne (kulowe, prętowe, autogeniczne),
- mieszadłowe występujące też pod nazwami: atrytory, młyny mieszalnikowe, kulkowe, kuleczkowe, perełkowe, mieszadłowo-kulkowe, ciśnieniowo-kulkowe, a w literaturze anglojęzycznej jako: attritor, stirred mill, agitated mill, stirrer-beat mill, sandmill [2, 8, 12, 13, 14, 15], w niemieckojęzycznej Rührwerksmühle [7],
- wibracyjne nazywane w literaturze technicznej anglojęzycznej: vibratory mill, vibration mill, vibrational mill oraz vibrating mill [11, 16, 17], a w języku niemieckim Schwingmühle [7].

Młyny grawitacyjne są powszechnie stosowane od ponad 100 lat. Są dalej produkowane i oferowane przez szereg firm, w szczególności do wytwarzania proszków o uziarnieniu poniżej 150 μm. Wytwarzanie w tych młynach proszków o uziarnieniu poniżej 50 μm jest technicznie bardzo trudne, a proszków o uziarnieniu poniżej 10 μm praktycznie niemożliwe [6]. Do wytwarzania tego rodzaju proszków najbardziej przydatnymi technologicznie są młyny mieszadłowe i wibracyjne.

Największą wydajność – dochodzącą do 150 Mg/godz osiągają młyny mieszadłowe. Najbardziej uniwersalne technologicznie, o możliwości mielenia materiałów o twardości całej skali Mohsa, są młyny wibracyjne o wydajności dochodzącej do 60 Mg/godz.

Większość tych młynów znalazła zastosowanie przy mieleniu na mokro, ale znane są konstrukcje do mielenia na sucho. Elementami roboczymi są swobodne mielniki, które otrzymują energię kinetyczną od obracającego się wirnika nazywanego też mieszadłem.

Stosuje się je do mielenia bardzo drobnego, koloidalnego i subkoloidalnego, głównie materiałów: miękkich (2÷4 w skali Mohsa), średnio-twardych (5÷6 w skali Mohsa), a bardzo rzadko do materiałów twardych i bardzo twardych (7÷9,5 w skali Mohsa).

Uziarnienie nadawy tego młyna uzależnione jest rodzajem procesu mielenia i wynosi:

– 2÷10 mm - przy mieleniu drobnym - poniżej 200 μm,
– 0,1÷0,3 mm - przy mieleniu bardzo drobnym i koloidalnym poniżej 10 μm.

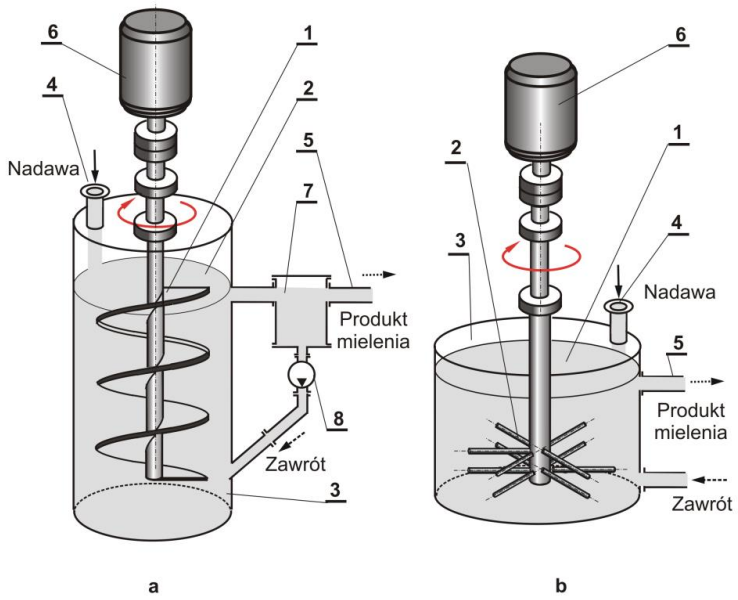
Znane są dwa zasadnicze rozwiązania konstrukcyjne dużych młynów mieszadłowych uwarunkowane położeniem osi geometrycznej mieszadła i komory roboczej, to jest pionowe (rys. 1) i poziome (rys. 2) [2, 6, 8, 16, 18].

Młyny mieszadłowe stosuje się w przemysłach: ceramicznym, chemicznym, elektronicznym, farmaceutycznym, biotechnologiach, górniczym i metalurgicznym. Występuje bardzo duża ilość (kilkadziesiąt) rozwiązań konstrukcyjnych wirników [8, 15, 18].

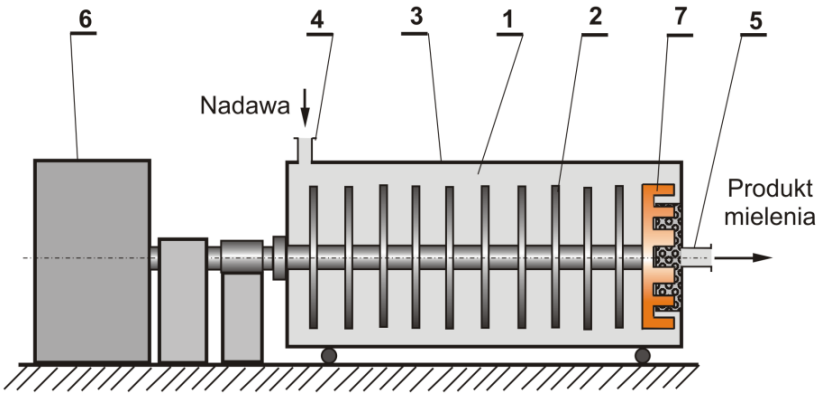
Największe młyny zastosowano do mielenia węgla i rud w przemyśle górniczym [12, 13]. Mielnikami w nich są kulki o średnicy od 0,5 do 10 mm wykonane z odpornych na ścieranie staliw, żeliw, węglików, tlenków, a nawet z piasku kwarcowego. W tych młynach stosuje się trzy rodzaje wirników: ślimakowe, trzpieniowe i tarczowe (rys. 1 i 2).

Przy mieleniu rud znalazły zastosowanie młyny Vertimill typ VTM [16]. Największe jednostki oznaczone symbolami VTM-800 WB, VTM-1000 WB, VTM-1250 WB, mają zainstalowane moce od 600 kW do 930 kW, masę od 100,4 Mg do 125,4 Mg, oraz jednakową wysokość 13,5 m. Większą moc - 1,1 MW, przy znacznie mniejszej masie -27,5 Mg ma młyn SMD z wirnikiem trzpieniowym [16, 19], wysokość tego młyna wynosi 4,8 m.

Największą moc i wydajność mają młyny poziome, których schemat budowy zamieszczono na rysunku 2. Najmniejszy z tych młynów M 1000 o pojemności komory 1 m^3 ma zainstalowaną moc 0,5 MW, średni M 3000 o pojemności komory 3 m^3 - 1,5 MW, a największy M 10 000 o pojemności komory 10 m^3 aż 3 MW [4, 9, 15]. Taką moc ma młyn grawitacyjny o średnicy 5 m i długości 7,3 m [14] i objętości komory 143 m^3.



Rys.1. Schemat budowy młynów mieszadłowych z wirnikiem pionowym [16]: *a – młyn Vertimill typ LS, b – młyn SMD, 1 – mlewo (mielony materiał, mielniki i ciecz), 2 – wirnik, 3 – komora, 4 – wlot nadawy, 5 – wylot produktu mielenia, 6 - napęd, 7 - separator, 8 - pompa*



Rys.2. Schemat budowy młynów mieszadłowych z wirnikiem poziomym [2, 6, 13]: *1 – mlewo, 2 – wirnik, 3 – komora, 4 – kanał wlotu nadawy, 5 – wylot produktu mielenia, 6 - napęd, 7 - separator mielników*

Do napędu tych młynów stosuje się specjalne silniki elektryczne o powiększonym momencie rozruchowym, a do napędu niektórych jednostek silniki hydrauliczne.

Zapotrzebowanie mocy przez młyn mieszadłowy oblicza się z zależności [18]:

$$P_m = K_m D^5 n_5^3 \rho_i$$
$$P = K_V^{1,67} n_5^3 \rho_i \quad (1)$$

gdzie:

K_m – liczba mocy mieszadła,

D – średnica zewnętrzna mieszadła [m],

n_s – prędkość obrotowa mieszadła [obr/s],

ρ_i – gęstość mlewa (ładunku) [kg/m^3],

K_V – moc jednostkowa przypadająca na jednostkę objętości komory mielenia [kW/m^3].

Duża szybkość procesu mielenia w młynie mieszadłowym okupiona jest znacząco większym jednostkowym zapotrzebowaniem na energię w starszych młynach nawet do 10 razy [18]. Wynika to ze sposobu działania młyna i koncentracji mocy na jeden m^3 komory. W młynach grawitacyjnych kulowych koncentracja ta wynosi 15÷17 kW/m^3, wibracyjnych 45÷70 kW/m^3, obrotowo-wibracyjnych 50÷62 kW/m^3, mieszadłowych 150÷300 kW/m^3.

Podstawowe parametry dużych młynów mieszadłowych podano w tabeli 1.

Podstawowe parametry techniczne przemysłowych młynów mieszadłowych

Tabela 1

Parametr	Jednostki	Zakres
Pojemność komory	m^3	1÷10
Wydajność młyna	Mg/h	25÷250
Prędkość obwodowa wirnika	m/s	5÷23
Moc silnika	MW	0,5÷3,0
Masa młyna	Mg	25÷250
Masa układu mielącego	Mg	60÷400

3. Młyny wibracyjne

W młynach grawitacyjnych swobodne mielniki otrzymują energię od obracającej się komory. Na energię ma wpływ średnica komory i przyspieszenie ziemskie. Jedynym sposobem jej zwiększenia, to zwiększenie średnicy ich komór, która w tych młynach grawitacyjnych - kulowych osiągnęła 6 m [16], a w młynach autogenicznych nawet 15 m. W młynach wibracyjnych swobodne mielniki otrzymują znacznie większą energię od drgającej komory. Energia ta zależy od częstotliwości i amplitudy drgań mielącej komory, lub kilku komór, a na te parametry mają wpływ projektant i użytkownik młyna. Ruch drgający zespołu roboczego, w którym znajduje się jedna lub więcej komór mielących generowany jest przez wibrator. W zdecydowanej większości młynów jest to wibrator bezwładnościowy. Siłę wibracyjną poruszającą komorę F_w, którą generują obracające się obciążniki wału wibratora oblicza się z zależności:

$$F_w = m_o e \omega^2 \tag{2}$$

gdzie:

F_w – siła wymuszająca ruch drgający [N],

m_o – masa zespołu obciążników na jednym wale lub na dwóch wałach [kg],

e – odległość środka ciężkości obciążników od osi obrotu wału [m],

ω – prędkość kątowa wału wibratora [rad/s].

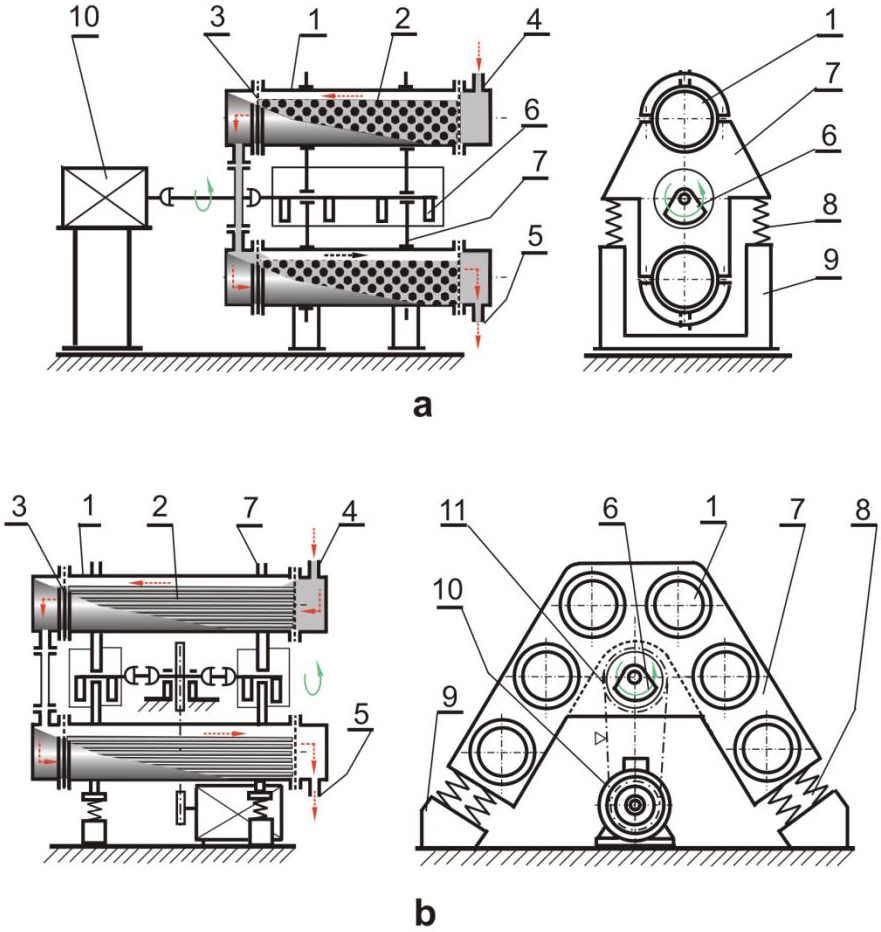
W latach siedemdziesiątych ubiegłego wieku młyny wibracyjne znajdowały się w programach produkcyjnych kilku firm niemieckich, czeskiej, angielskiej, amerykańskiej oraz rosyjskich. Obecnie młyny te produkują również firmy w Japonii, Chinach, Indiach, Turcji, Korei, Rosji i Kazachstanu. W Polsce do końca lat dziewięćdziesiątych nie były one produkowane. W 2000 roku zastosowano z Zakładach Chemicznych "Alwernia" dwa prototypowe młyny wibracyjne opracowane w AGH [9, 20, 21]. Obecnie znajdują się w programie produkcyjnym dwóch firm. Są to najczęściej konstrukcje licencyjne. Na rysunku 3 zamieszczono przykłady rozwiązań konstrukcyjnych rurowych młynów wibracyjnych o wydajności 20÷60 Mg/godz.

Młyny wibracyjne, w stosunku do często stosowanych młynów grawitacyjnych o tych samych wskaźnikach technologicznych, charakteryzują się [11]:

- znacznie większymi możliwościami technologicznymi, w szczególności możliwością uzyskania produktu mielenia o znacznie drobniejszym uziarnieniu, węższej klasie ziarnowej, ostrych krawędziach ziaren oraz możliwością mielenia materiałów o ziarnach płytkowych i (np. miki) oraz igiełkowych (włókna szklanego, azbestu),
- niższym o około 4÷10 razy zapotrzebowaniem energii na proces mielenia,
- niższą o około 4÷5 razy masą młyna i niższym kosztem mielników 6÷8 razy,
- mniejszą powierzchnią pod zabudowę młyna 3÷4 razy oraz kubaturą 4÷20 razy,
- prostotą łączenia komór młyna z zasilaczem i odbiorem produktu mielenia,
- bezpiecznym mieleniu materiałów tworzących z powietrzem mieszanki wybuchowe.

W stosunku do młynów mieszadłowych młyny wibracyjne cechują się [18]:

- niższym o około 3÷10 razy poborem energii na proces mielenia,
- większym o około 4÷10 razy maksymalnym wymiarem ziaren nadawy,
- mniej skomplikowaną budową i łatwiejszą obsługą.



Rys.3. Schemat budowy i działania rurowych młynów wibracyjnych: *a - dwukomorowego z mielnikami w formie kul, b - sześciokomorowego z mielnikami prętowymi, 1 - komora, 2 - ładunek, 3 - przegroda sitowa, 4 - wlot nadawy, 5 - wylot produktu mielenia, 6 - wibrator, 7 - konstrukcja wsporcza, 8 - podparcie sprężyste, 9 - rama, 10 - silnik, 11 - przekładnia pasowa*

Ze względu na kształt komory młyny wibracyjne dzieli się na młyny: rurowe (najliczniejsze), korytowe i toroidalne. Wśród tych młynów wyróżnia się młyny jednokomorowe lub wielokomorowe (z liczbą komór 2, 3, 4 i 6). Proces mielenia w tych młynach można prowadzić w środowisku powietrza, czyli na sucho lub na mokro w środowisku wody. Główna wada klasycznych młynów wibracyjnych to szkodliwość oddziaływania na otoczenie – emisja hałasu o poziomie ciśnienia akustycznego 95÷120 dB i przenoszenie obciążeń dynamicznych na podłoże.

Prace nad nowymi młynami, w szczególności nad młynami o mniejszej szkodliwości na otoczenie, prowadzone są w wielu firmach oraz uczelniach. Na

przykład w Technische Universität (TU) w Clausthal oraz w Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie [9, 20, 21].

Podstawowe parametry techniczne dużych młynów wibracyjnych

Tabela 2

Parametr	Jednostki	ESM - 856	4220/05-30	Palla 65U	GSM 2504	GSM 2506
Średnica komory	m	0,81	0,54	0,65	0,53	0,53
Długość komory	m	1,8	3,5	4,0	2,12	2,12
Pojemność komory	m^3	0,94	0,74	1,33	0,47	0,47
Liczba komór w młynie	sztuk	1	3	2	4	6
Łączna pojemność komór	m^3	0,94	2,23	2,66	1,88	2,82
Prędkość obrotowa wału wibratora	obr/min	1000	1500	1000	1000 ÷ 1500	1000
Amplituda drgań komory	mm	9,5	---	---	8÷12	8÷12
Masa młyna	Mg	2,6	8,5	---	12,5	14,5
Masa mielników stalowych	Mg	1,31	10,6	11	6÷7	10,8
Moc silnika wibratora	kW	74	132	160	110	160-200
Wydajność	Mg/godz	6,3	20	5÷30	35÷50	40÷60

W AGH prace nad nowymi konstrukcjami młynów wibracyjnych prowadzone są od 1970 roku. Ich rezultat to trzy prace doktorskie, rozprawa habilitacyjna [5], książka [19], 6 patentów, 130 publikacji krajowych i zagranicznych. Rezultaty praktyczne to: 8 prototypowych przemysłowych młynów obrotowo-wibracyjnych, 5 prototypowych młynów wibracyjnych o niskiej częstotliwości drgań oraz 33 laboratoryjne młyny obrotowo-wibracyjne i wibracyjne o zróżnicowanych konstrukcjach. Główny cel tych prac to opracowanie konstrukcji młynów o dobrych parametrach technologicznych i o niskiej szkodliwości oddziaływania na otoczenie. Prowadzone w AGH prace dotyczą:

- młynów, w których obniżono częstotliwość drgań i przyspieszenie ruchu drgającego zespołu roboczego młyna [9, 20, 21],
- młynów o obniżonych parametrach ruchu drgającego: częstotliwości drgań (10÷16 Hz), przyspieszeniu ruchu drgającego (poniżej 80 m/s^2) i złożonym ruchu komory, które ze względu na ruch komór nazwano młynami obrotowo-wibracyjnymi [9, 20, 21].

W tabeli 2 podano parametry rurowych młynów wibracyjnych. Są to młyny: ESM-856 [22], Palla 65U [23], 4220/05-30 [24], GSM 2504 - [25] oraz GSM 2506 - [26]. Młyn ESM-856 ma konstrukcję modułową. Jego komory można łączyć szeregowo i w ten sposób otrzymać młyn o trzykrotnie większej długości oraz większej wydajności. Wydajność tego samego młyna wibracyjnego silnie uwarunkowana jest od strony technologicznej, to jest rodzajem mielonego materiału, uziarnieniem nadawy i produktu mielenia oraz budową układu mielenia i może różnić się nawet o 10 razy. Na przykład młyn ESM 656

przy mieleniu SiC do uziarnienia 100% poniżej 8 μm ma wydajność 0,3 Mg/godz, a przy mieleniu żużla tlenku cynku do uziarnienia 100 % poniżej 100 μm - wydajność 3 Mg/godz [22].

4. Układy mielenia

Obecnie w przemyśle górniczym przy wzbogacaniu rud miedzi stosuje się zwykle dwustopniowe rozdrabnianie. Na pierwszym stopniu znajduje się kruszarka stożkowa, na drugim młyn grawitacyjny kulowy lub prętowy [4, 5, 19, 27]. W pracy [27] zamieszczono podstawowe parametry technologiczne i techniczne linii rozdrabniania w trzech wariantach wyposażenia maszynowego, które przedstawia rysunek 4.

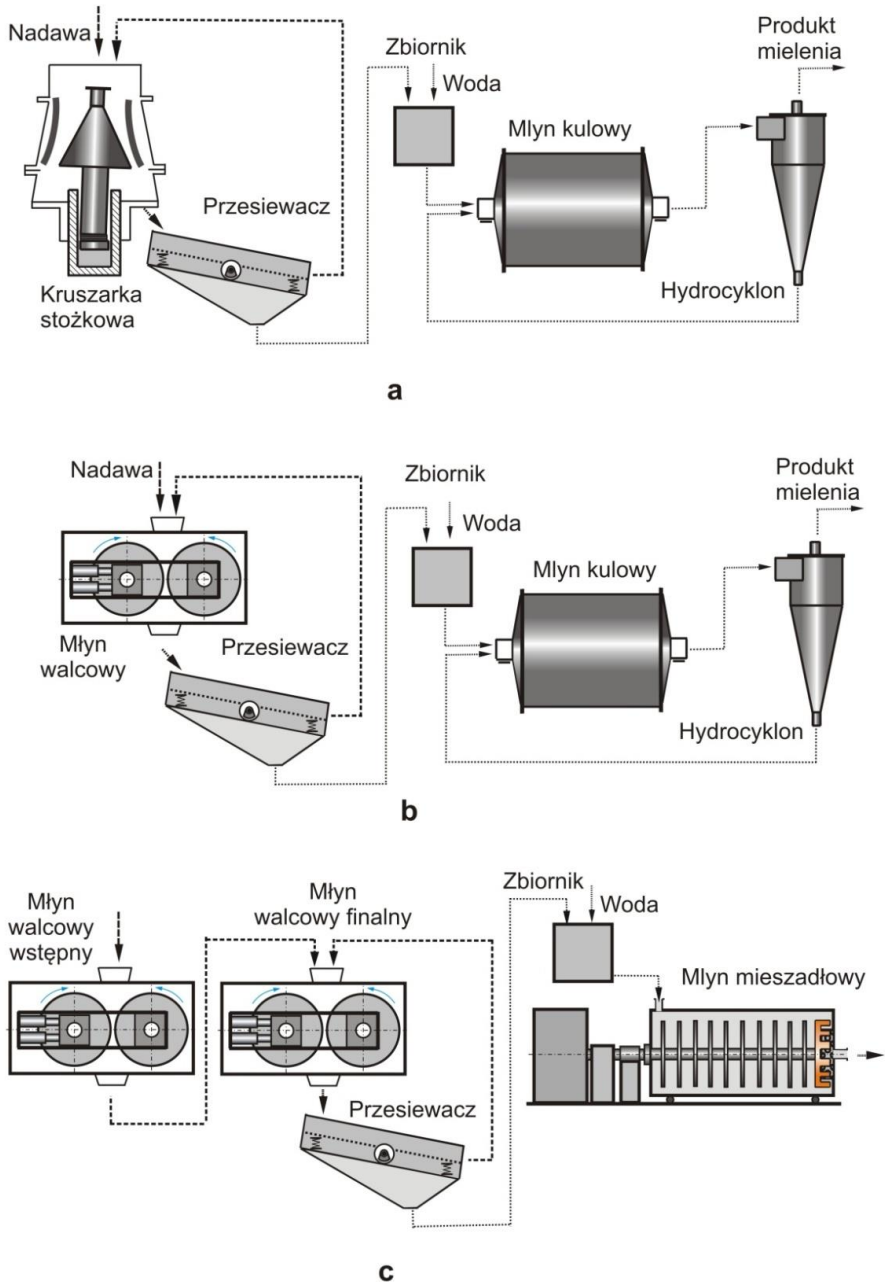
Dla tych wariantów wyznaczono [27] eksperymentalnie jednostkowe zapotrzebowanie energii, przy rozdrabnianiu tego samego materiału o uziarnieniu nadawy d_{n80} = 21 mm, produktu mielenia d_{p80} = 75 μm. Wyniki badań podano w tabeli 3 oraz na rysunku 5.

Jednostkowy pobór energii w poszczególnych układach mielenia [27]

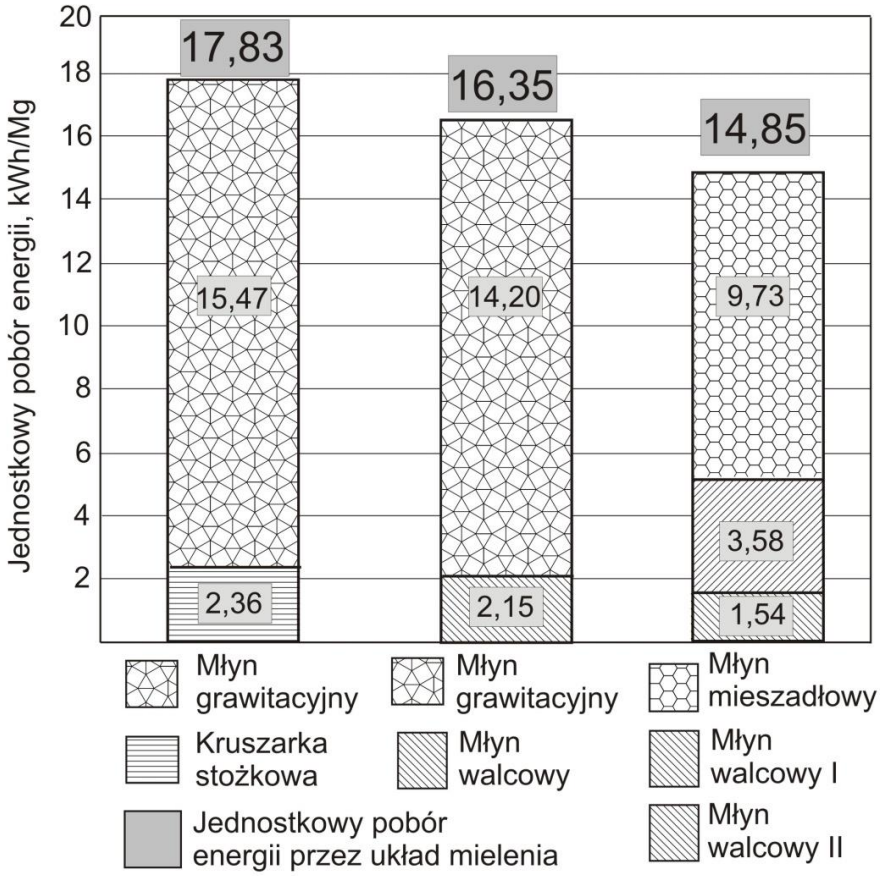
Tabela 3

Rodzaj wariantu	Maszyny przeróbcze, **układ**	Cykl pracy	Średni jednostkowy pobór energii, kWh/Mg	Minimum poboru energii, kWh/Mg	Maksimum poboru energii, kWh/Mg
Wariant I	Kruszarka stożkowa	z	2,36	2,30	2,42
	Młyn grawitacyjny	z	15,47	15,41	15,53
	Układ mielenia I	**z-z**	**17,83**	**17,71**	**17,95**
Wariant II	Młyn walcowy	z	2,15	2,14	2,16
	Młyn grawitacyjny	z	14,20	14,14	14,26
	Układ mielenia II	**z-z**	**16,35**	**16,28**	**16,42**
Wariant III	Młyn walcowy I	o	1,54	1,53	1,55
	Młyn walcowy II	z	3,58	3,57	3,57
	Młyn mieszadłowy	o	9,73	9,41	10,05
	Układ mielenia III	**o-z-o**	**14,85**	**14,51**	**15,17**

z - zamknięty,
o - otwarty



Rys.4. Schemat budowy i działania trzech wariantów mielenia: *a - wariant I klasyczny: kruszarka stożkowa i młyn grawitacyjny pracujące w cyklu zamkniętym, b - wariant II: młyny walcowy i grawitacyjny pracujące w cyklu zamkniętym, c - wariant III: młyn walcowy I (wstępny) o cyklu otwartym, młyn walcowy II (finalny) o cyklu zamkniętym i młyn mieszadłowy pracujący w cyklu otwartym*



Rys.5. Jednostkowy pobór energii na procesy rozdrabniania przez poszczególne maszyny oraz kompletny układ mielenia [27]

5. Podsumowanie

Procesy bardzo drobnego mielenia rud i surowców mineralnych można przeprowadzać w młynach: grawitacyjnych, mieszadłowych i wibracyjnych. Znaczne korzyści, wynikające z mniejszego jednostkowego poboru energii, można uzyskać przez rozdrobnienie nadawy do młyna, na przykład przez młyn walcowy. W ostatnich kilkunastu latach szerokie zastosowanie w przemyśle górniczym znalazły młyny mieszadłowe. Młyny te cechuje bardzo wysoki wskaźnik koncentracji mocy 150÷300 kW/m^3, wyższy o około 10÷20 razy od wartości tego wskaźnika dla klasycznych młynów grawitacyjnych. Dzięki temu przy niewielkiej pojemności komory, młyny mieszadłowe uzyskują doskonałe parametry technologiczne, w szczególności przy wytwarzaniu produktów mielenia o uziarnieniu poniżej 10 μm, co zaczyna być standardem przy mieleniu

niektórych rud [13]. W ostatnich kilkunastu latach na terenie Afryki zainstalowano 40 młynów mieszadłowych o pojemności komory od 0,5 do 10 m^3 i maksymalnej mocy 3 MW [13]. W większości były to młyny typu ISA Mill oraz Vertimill. Również w Australii od końca dwudziestego wieku dominują instalacje z młynami mieszadłowymi, w których mielone są rudy złota, cynku, srebra i innych materiałów [19].

Dobrą przydatność technologiczną, o możliwości mielenia na sucho i na mokro, do uziarnienia produktu mielenia o d_{97} poniżej 10 μm i wydajności do 60 Mg/godz oraz uziarnienia o d_{97} poniżej 10 μm i wydajności kilku Mg/godz, przy zapotrzebowaniu jednostkowym energii 30÷200 kWh/Mg mają młyny wibracyjne. Młyny te przy bardzo drobnym mieleniu mają porównywalny jednostkowy pobór energii z nowymi konstrukcjami młynów mieszadłowych, przy ponad dwu-, trzykrotnie "grubszym" uziarnieniu nadawy [6].

Zastosowanie każdego z młynów wymaga zawsze testów laboratoryjnych możliwie w różnych młynach, które będą podstawą doboru najkorzystniejszego rozwiązania młyna.

Literatura

1. Rumpf H.: Problems of Scientific Development in Particle Technology, Looked Upon from a Practical Point of View, Powder Technology, 1977 Nr 7, s. 3-17.
2. Tamblyn J.R.: Analysis of Energy Requirements in Stirred Media Mills. The University of Birmingham 2009.
3. Duda W.: Cement Data Book, Bauverlag BV 1985.
4. Łuszczkiewicz A.: Kierunki poprawy efektywności technologicznej, technicznej i ekonomicznej przeróbki rudy miedzi. Wykład wygłoszony w AGH, Kraków, 7-10-2011.
5. Trybalski K,. Krawczykowski D.: Energetyczne wskaźniki oceny procesu mielenia rudy miedzi i ich modelowanie. Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 29, z. 4, 2005 str. 183-193.
6. Pease J.D., Young M.F., Curry D.C.: Fine Grinding as Enabling Technology - The IsaMill, Xstrata Technology, Xstrata - Mount Isa Mines, www.isa.mill.com 1-02-2013.
7. Schubert H.: Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe. Leipzig, Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie 1989.
8. Pasher C.I. Crushing and Grinding Process Handbook Ed. J. Wiley, Chichester 1987.

9. Sidor J.: Badania, modele i metody projektowania młynów wibracyjnych, Rozprawy Monografie nr 150, UWND AGH, Kraków 2005.
10. Pampuch R., Haberko K., Kordek M.: Nauka o procesach ceramicznych. Warszawa, PWN 1992.
11. Lowrison G.Ch.: Crushing and Grinding, London, Butterworths 1974.
12. Tamblyn R.J.: Analysis of Energy Requirements in Stirred Media Mills, School of Chemical Engineering. The University of Birmingham 2009.
13. Rule C.M.: The Journal of The Southem African Institute of Mining and Metallurgy, 2011, Vol. 111, pp. 101-107.
14. Kwade A., Blecher L., Schwedes J.: Motion and stress intensity of grinding beads in a stirred media mills - Part 2. Powder Technology, 1995, vol.86, pp. 69-76.
15. www.eirich.com
16. Basics in Mineral Processing, Edition 7, 2010, www.metso.com
17. Rose H.E., Sullivan R.M.E.: Vibration Mills and Vibration Milling, London, Constable & Co 1961.
18. Höffl K.: Zerkleinerungs- und Klassiermaschinen. Leipzig, VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie 1985.
19. Jankovic A., Valery W., La Rosa D.: Fine Grinding In The Australian Mining Industry, Metso Minerals Process Technology Australia and Asia-Pacific 2011, www.metso.com.
20. Sidor J.: Rozwój technologii wytwarzania proszków z zastosowaniem młynów wibracyjnych, Powder & Bulk, Materiały Sypkie i Masowe 2011, wyd. spec. wydanie targowe SyMas 2011, s. 19–23.
21. Sidor J.: Projecting of vibrating mills, Advanced Grinding: 25th Anniversary of the Comminution in Bydgoszcz, eds. A. Mroziński, M. Macko, Bydgoszcz: Wydawnictwo Fundacji Rozwoju Mechatroniki, 2011, s. 225–241.
22. Kurrer K. E., Gock E.: Exzenter-Schwingmühlen für die Feinstzerkleinerung – eine kinematische Analyse, Zement-Kalk-Gips Vol. 50, 1997 Nr 7, pp. 362÷373.
23. www.humboldtwedag.co.za/comminution
24. Aubema (Aulmann & Beckschulte Maschinenfabrik) 5275 Bergneustadt 1 – Materiały firmowe 2003.
25. Gämmerler H.: Neuentwickelte Vierrohr-Schwingmühle, Aufbereitungs-Technik nr 4 1972, s. 244÷247.

26. Gämmerler H.: Einrohr- und Sechsrohr-Schwingmühlen als Begrenzungen einer Typenreihe für den Produktionseinsatz. Aufbereitungs-Technik, 1973, Nr 3, 173÷175.
27. Drozdiak J.A.: A Pilot-Scale Examination of a Novel High Pressure Grindig Roll/Stirred Mill Comminution Circut for Hard-Rock Minig Applications, The University of Britisch Columbia, Vancover 2011.

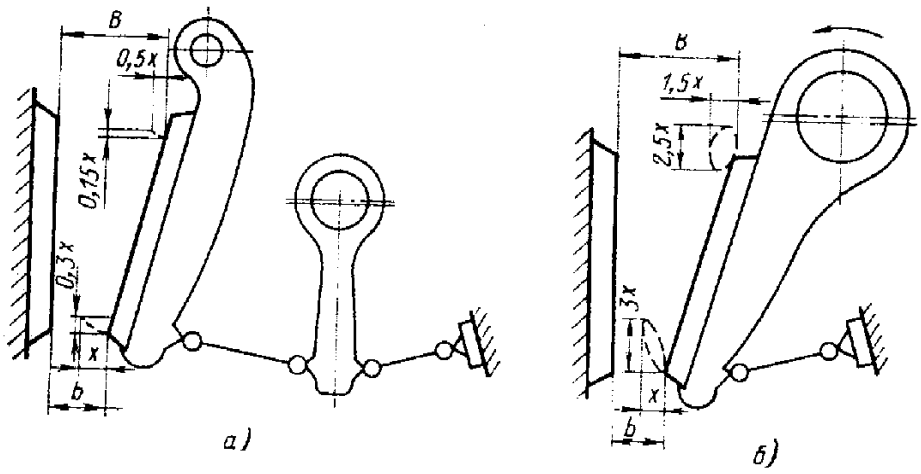
Przeróbka kopalin w zestawach mobilnych

Piotr Wodziński - Politechnika Łódzka

1. Wstęp

W chwili obecnej coraz częściej obserwujemy powszechne stosowanie zestawów przejezdnych, służących do przeróbki użytecznych ciał kopalnych. Zastosowanie to ma miejsce głównie w przemyśle kruszyw mineralnych, recyklingu odpadów mineralnych itp. Budowane obecnie zestawy można podzielić na dwie zasadnicze podgrupy [3]:

- zestawy z zasilaniem autonomicznym, gdzie zastosowany został do napędu spalinowy silnik wysokoprężny,
- zestawy z zasilaniem przewodowym, gdzie do zestawu doprowadzona jest linia energetyczna, zasilająca wszystkie siłowniki znajdujące się w nim.

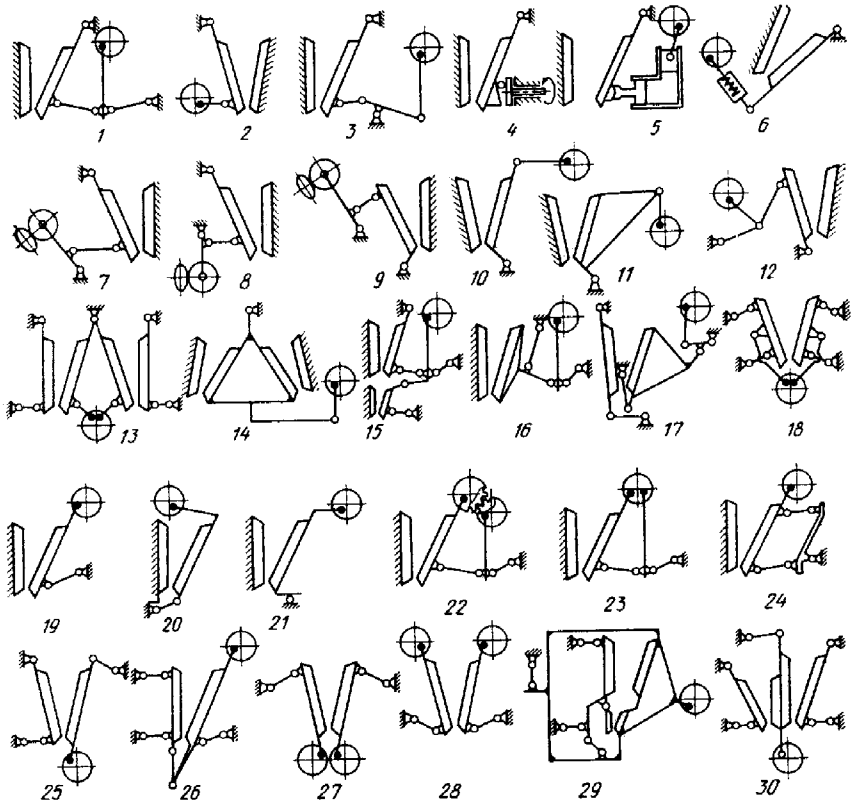


Rys.1. Kruszarki szczękowe – schematy podstawowe

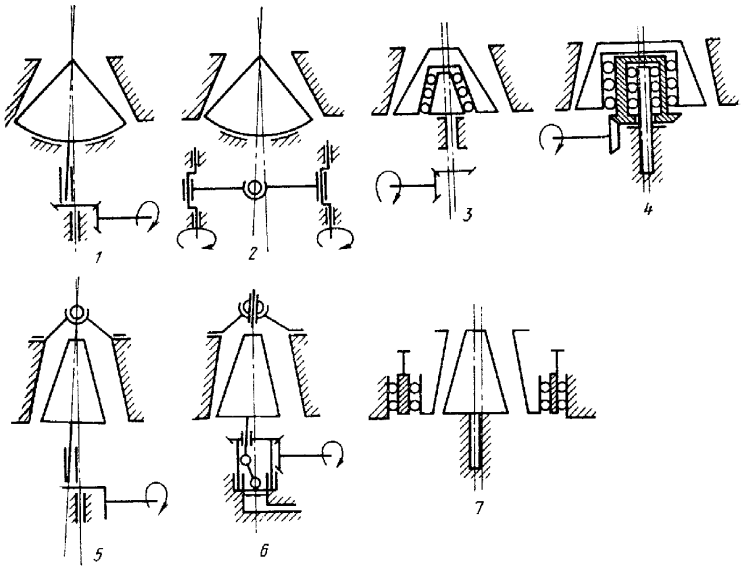
Ponadto wyróżniamy zestawy z napędami hydraulicznymi (pompa hydrauliczna, napęd i siłowniki dla napędu przesiewaczy, kruszarek, podajników, układu jezdnego…). Drugi rodzaj to zestawy z napędami elektrycznymi i to zarówno z zasilaniem autonomicznym, jak i przewodowym.

Kruszarki szczękowe stosowane w zestawach pokazano schematycznie na rysunku 1, natomiast na rysunku 2 przedstawiono mnogość znanych rozwiązań konstrukcyjnych kruszarek szczękowych. Innym rodzajem kruszarek, stosowanych w zestawach mobilnych są kruszarki stożkowe. Różnorakie schematy tych maszyn pokazano na rysunku 3. Najrzadziej w zestawach mobilnych stosowane są kruszarki odśrodkowe (udarowe) i niektóre z nich schematycznie pokazano na rysunku 4.

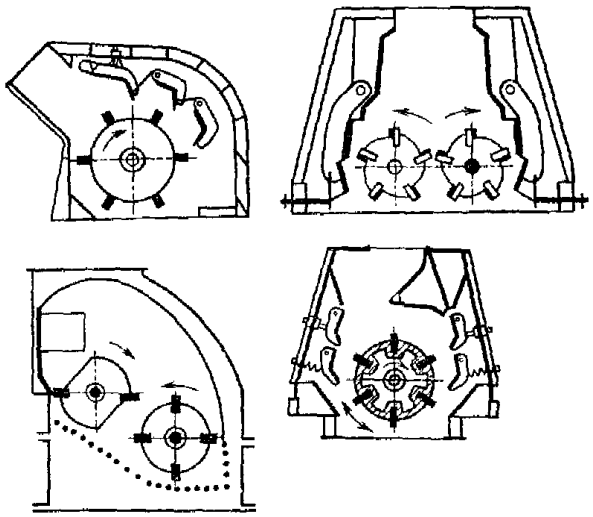
Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



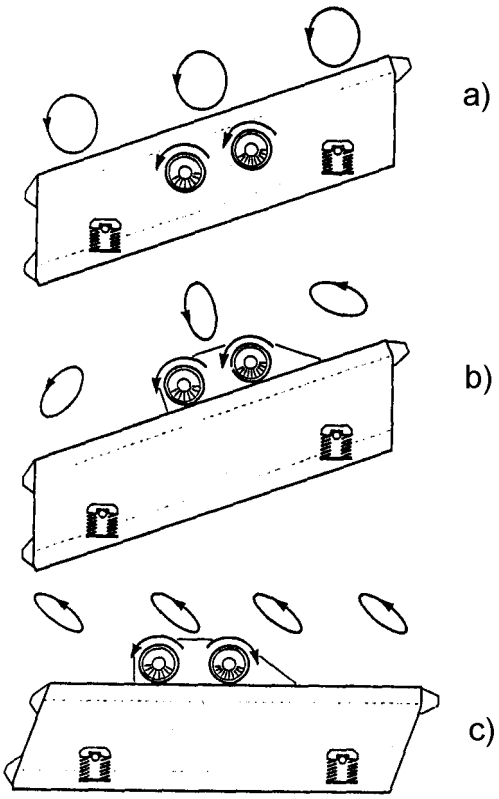
Rys.2. Mnogość rozwiązań konstrukcyjnych kruszarek szczękowych



Rys.3. Kruszarki stożkowe – schematy podstawowe



Rys.4. Kruszarki udarowe – schematy podstawowe

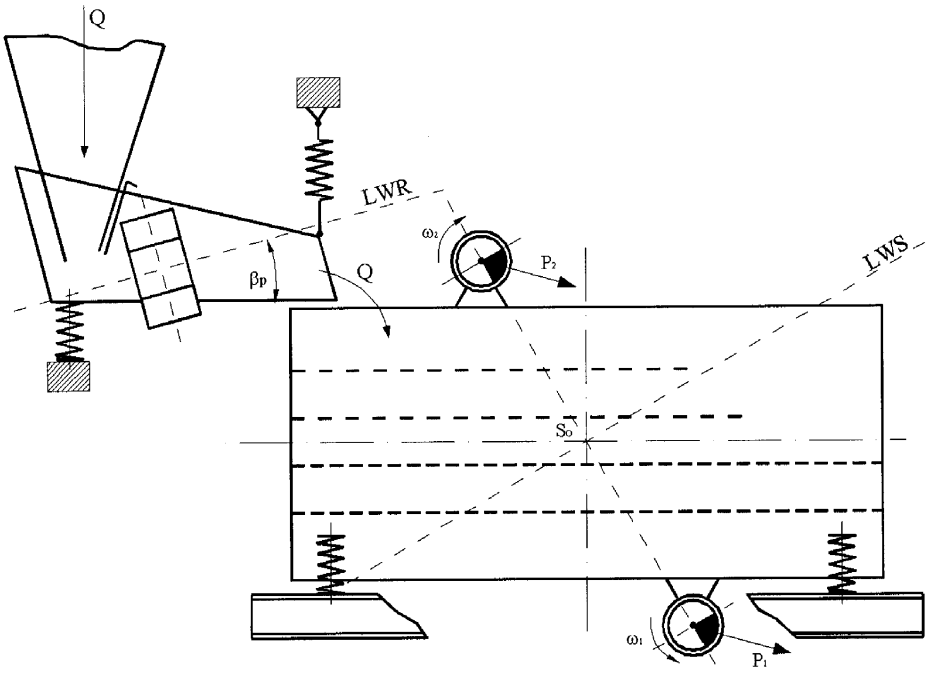


Rys.5. Przesiewacze z dwoma wibratorami rotacyjnymi

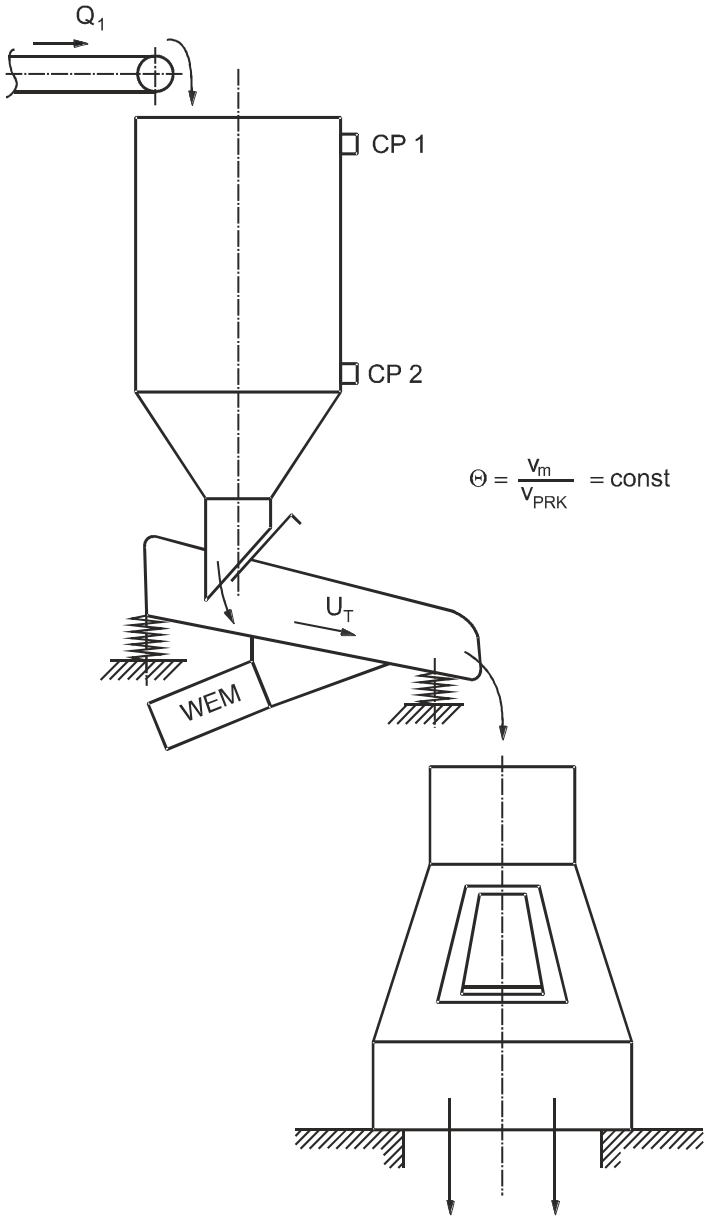
W zakresie techniki przesiewania stosowane są przesiewacze wibracyjne napędzane jednym lub dwoma wibratorami rotacyjnymi [1, 2]. Pierwsze z nich są powszechnie znane i nie będą tutaj omawiane. Przesiewacze z dwoma wibratorami rotacyjnymi pokazano na rysunku 5. W maszynach tych wykorzystuje się efekt wzajemnej samosynchronizacji wałów napędowych. Przedstawiono trzy najczęściej spotykane układy napędowe z zaznaczeniem torów ruchu drażniącego tych maszyn.

2. Zasilanie przesiewaczy i kruszarek nadawą

Niezwykle ważnym zagadnieniem jest sposób zasilania nadawą kruszarek i przesiewaczy. Na rysunku 6 pokazano zasilanie maszyny przesiewającej za pomocą podajnika wibracyjnego. Zadaniem ostatniego jest doprowadzenie nadawy do przesiewacza od razu na całą szerokość sita i podanie jej z możliwie najmniejszej wysokości. W przypadku kruszarek zasilanie ich ma zasadnicze znaczenie dla przebiegu procesu rozdrabniania i jego efektów. Prawidłowy schemat zasilania kruszarki pokazano na rysunku 7. Nadawa doprowadzona jest do zasobnika buforowego, a z niego pokierowana jest podajnikiem wibracyjnym, zamykającego hydraulicznie wysyp z tego zasobnika. Dopiero podajnik-dozownik podaje nadawę do kruszarki ze ściśle określonym masowym lub objętościowym natężeniem dopływu nadawy do kruszenia.

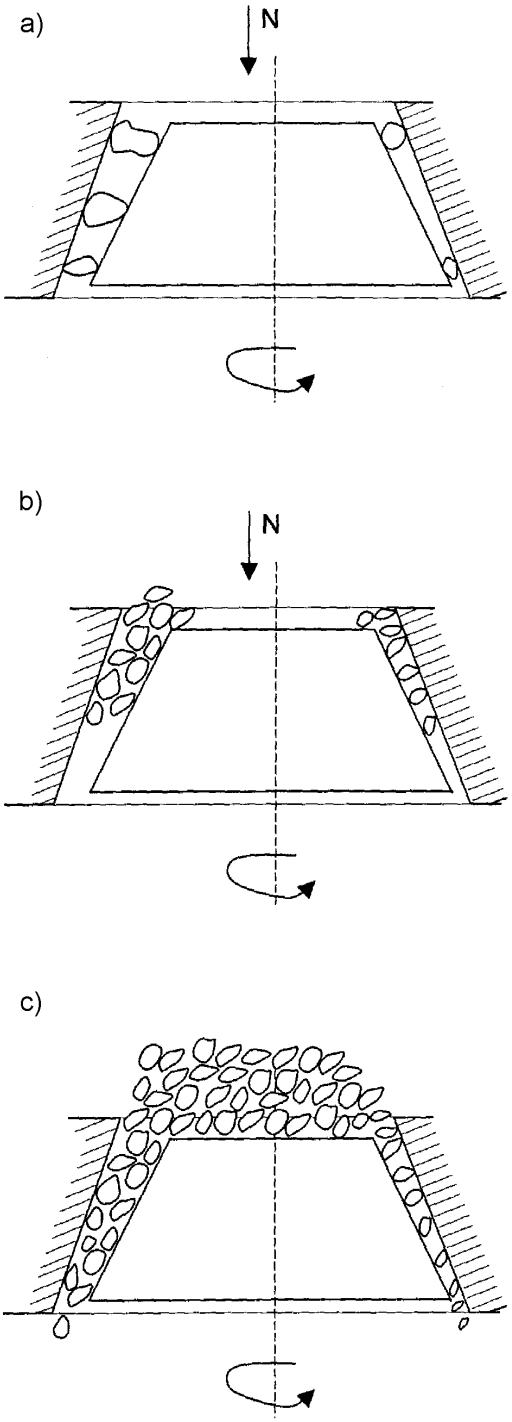


Rys.6. Przesiewacze z podajnikiem zasilającym



Rys.7. Zasilanie kruszarki nadawą

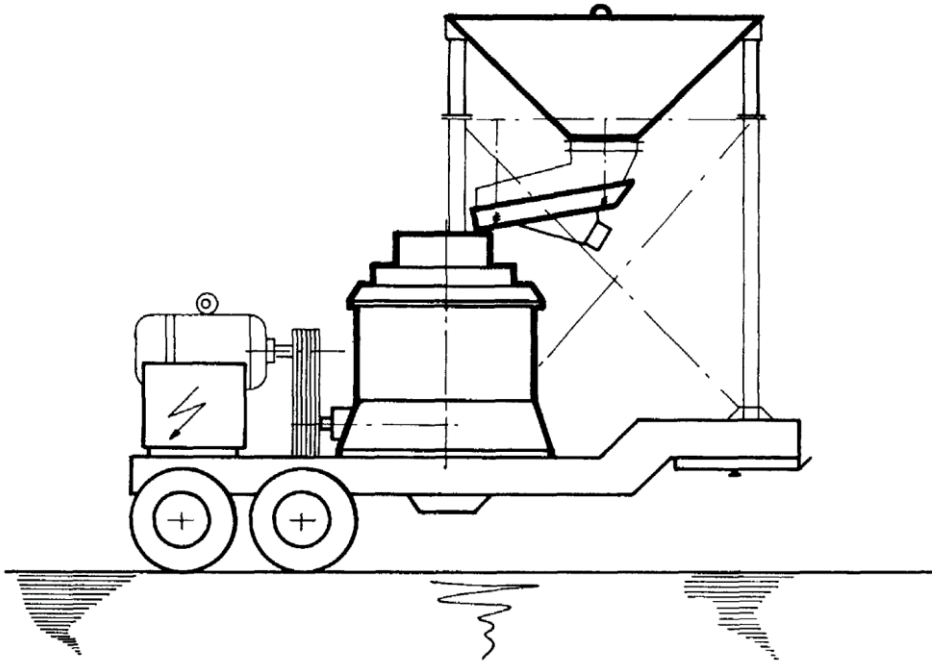
Na rysunku 8 pokazano kruszarkę stożkową o różnych wartościach współczynnika wypełnienia komory roboczej maszyny φ. Dla każdej kopaliny i każdej kruszarki mamy optymalny współczynnik wypełnienia φ. Przy zachowaniu (utrzymaniu) tej wartości mamy właściwe warunki rozdrobnienia, następującego na skutek oddziaływania na materiał powierzchni roboczych maszyny, a także ziaren pomiędzy sobą.



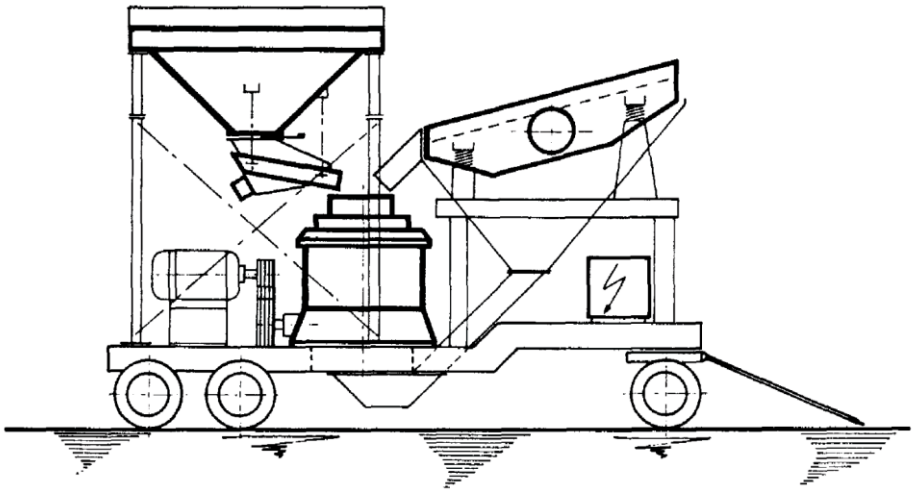
Rys.8. Mechanizm rozdrabniania kruszyw w kruszarce stożkowej

Na rysunku 9 pokazano przykładowe rozwiązania zestawów mobilnych, zapewniające prawidłowe dozowania nadawy do rozdrobnienia. Równie ważne jest aby do kruszarek nie kierować ziaren drobnych (już rozdrobnionych), ponieważ nie należy mleć tego co już zmielone.

a) Dozowanie z podajnika buforowego za pomocą rynny wibracyjnej

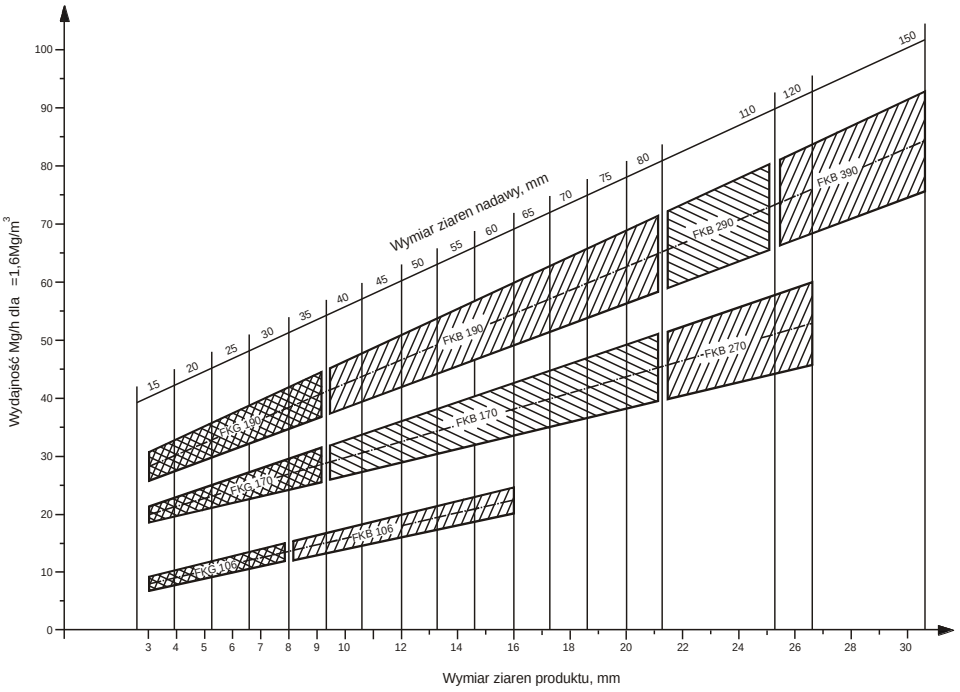


b) Dozowanie z podajnika buforowego oraz przesiewacza

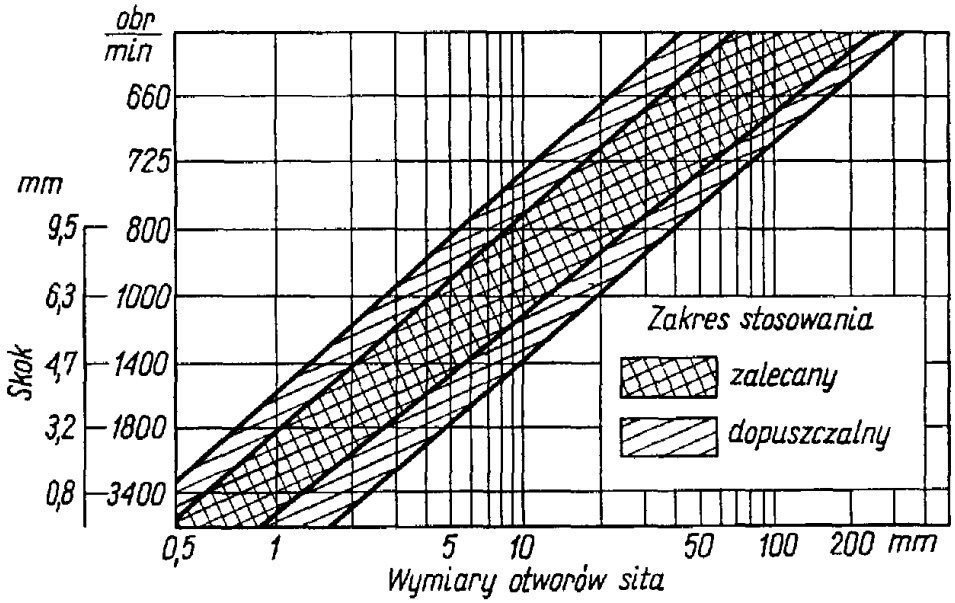


Rys.9. Kruszarki stożkowe w zestawach mobilnych

3. Wydajność kruszarek i przesiewaczy



Rys.10. Wydajność kruszarek stożkowych



Rys.11. Zakres stosowania skoku i drgań rzeszota w zależności od otworów sita

Parametry procesowe maszyn przeróbczych – kruszarek i przesiewaczy

Tabela 1

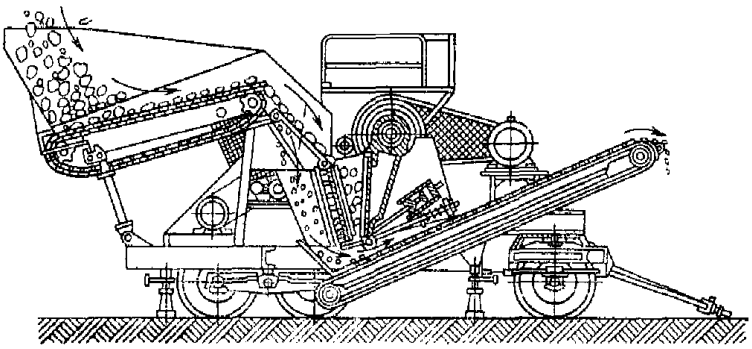
Dane kruszarek					Wydajność m^3/h dla wymiarów ziaren produktu														
Wymiary szczęk roboczych	Wymiary max. ziaren nadawy	Liczba cykli pracy; [min]	Moc silnika [kW]	Ciężar maszyny [kg]	15	20	25	35	50	65	85	110	135	160	190	220	260	300	350
500×350	450×320	280	22	6000					18	24	30								
600×425	550×400	270	30	9600					24	28	36	45							
800×570	750×550	250	55	18500							45	50	70						
1000×200	180×180	290	30	8600	8	10	12	16	22										
1000×350	320×320	260	45	13300				25	37	47	60								
1000×800	950×750	240	75	34000								80	90	105					
1250×450	420×420	265	75	26500					50	65	80	100							
1250×900	1150×800	210	132	55000								105	130	150	175				
1250×1000	1150×900	210	132	66000									140	165	190	220			
1500×1200	1400×1100	180	160	110000										190	215	245	270	300	
1800×140	1700×1300	160	200	156000											260	300	340	400	460

Najważniejsze parametry procesowe kruszarek i przesiewaczy zostały pokazane w tabeli 1 i na rysunkach 10 i 11. W tabeli wydajności kruszarek szczękowych, przedstawiono czynniki dla przypadku rozdrobnienia odpadów mineralnych o średniej masie właściwej nadawy ≈1,5 Mg/m^3. Natomiast podobne charakterystyki kruszarek stożkowych pokazano na wykresie rysunku 10 (oznaczenia dotyczące różnych typów kruszarek). Rysunek 11 przedstawia zakresy stosowania podstawowych parametrów przesiewaczy, w zestawieniu z wielkością kwadratowych otworów sit, użytych do klasyfikacji rozdrobnionych kopalin. Zamieszczone dane traktować należy jako wielkości orientacyjne, albowiem zależą one od wielu czynników procesowych, a od samej konstrukcji maszyny.

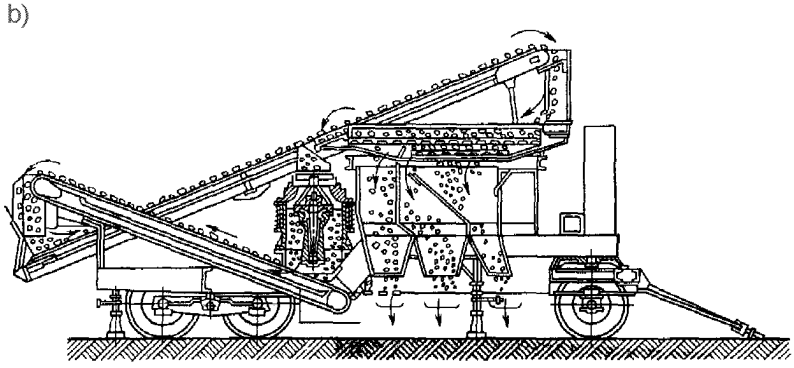
4. Maszyny i zestawy do przeróbki kopalin

Pierwszymi elementami zestawu przeróbczego są na ogół transportery załadowcze i komunikacyjne. Mogą to być mobilne przenośniki taśmowe oraz ślimakowe (dla materiałów średnio o drobno uziarnionych).

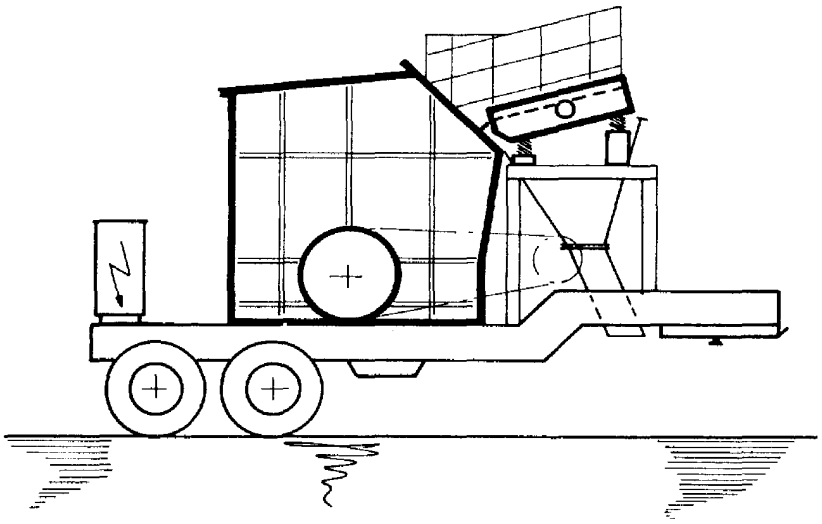
a)



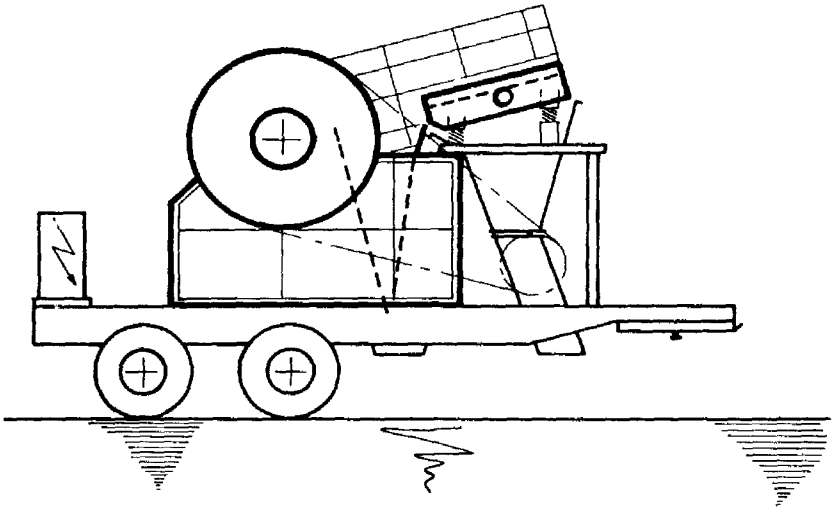
b)



Rys.12. Zestawy mobilne do przerobu – recyklingu surowców wtórnych

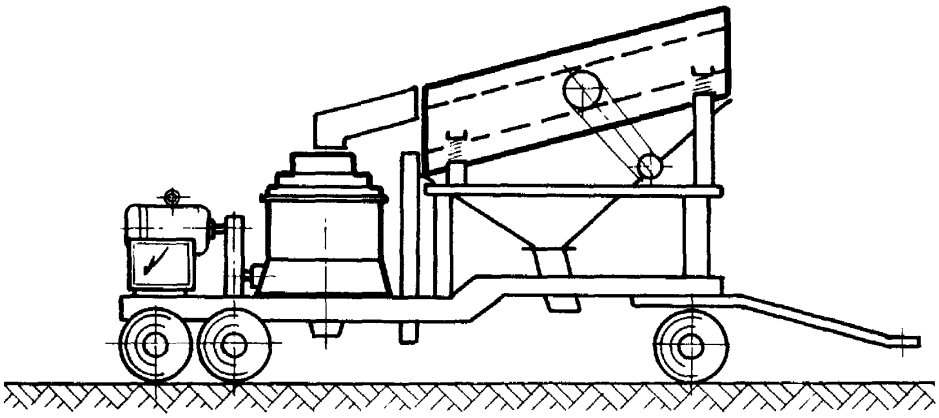


Rys.13. Kruszarka udarowa

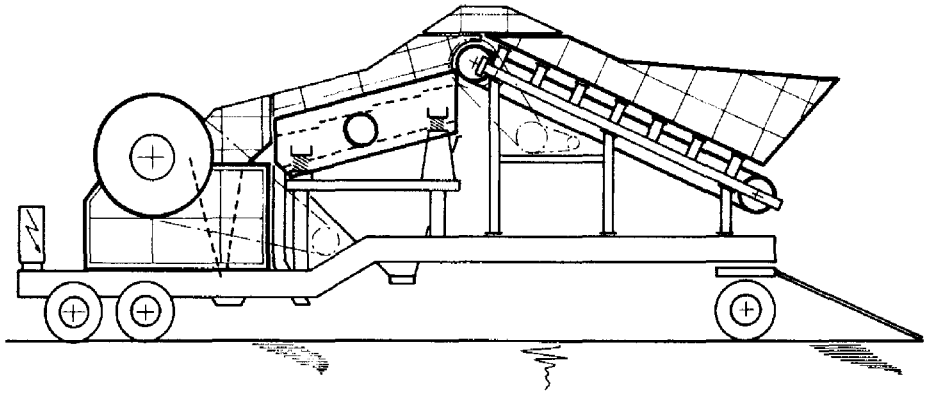


Rys.14. Kruszarka szczękowa

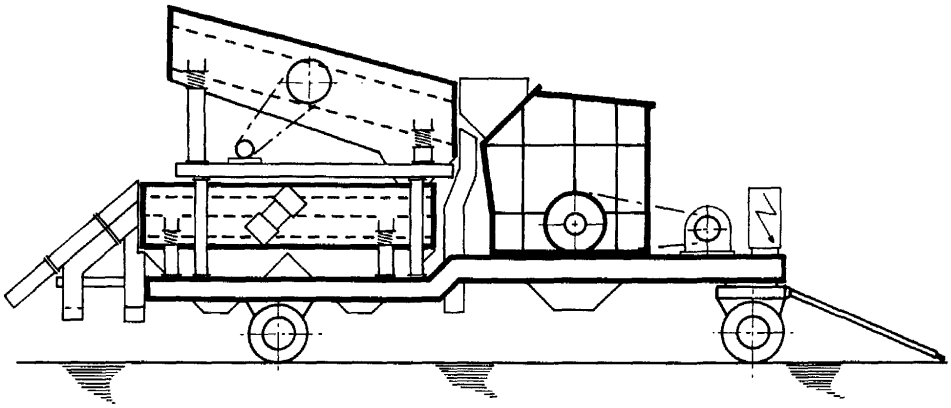
Na rysunku 13 pokazano kruszarkę udarową zasilaną z przesiewacza, a na rysunku 14 podobny układ z kruszarka szczękową. Bardziej skomplikowany układ pokazano na rysunku 15, gdzie obok kruszarki stożkowej wykorzystano przesiewacz dwupokładowy, dający trzy produkty przesiewania, przy czym frakcja najgrubsza kierowana jest do kruszenia. Jeszcze bardziej rozbudowany układ pokazano na rysunku 16, gdzie wykorzystano kruszarkę szczękową, przesiewacz dwupokładowy i transporter załadowczy. Zdecydowanie bardziej powiększony zestaw mobilny przedstawiono na rysunku 17. W nim znajdujemy kruszarkę udarową i dwa przesiewacze wibracyjne: jeden dwupokładowy (trójproduktowy) i jeden trójpokładowy (czteroproduktowy).



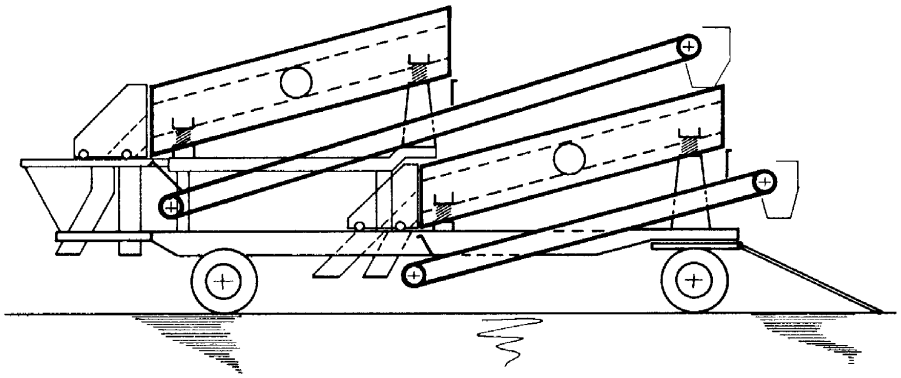
Rys.15. Kruszarka stożkowa z przesiewaczem



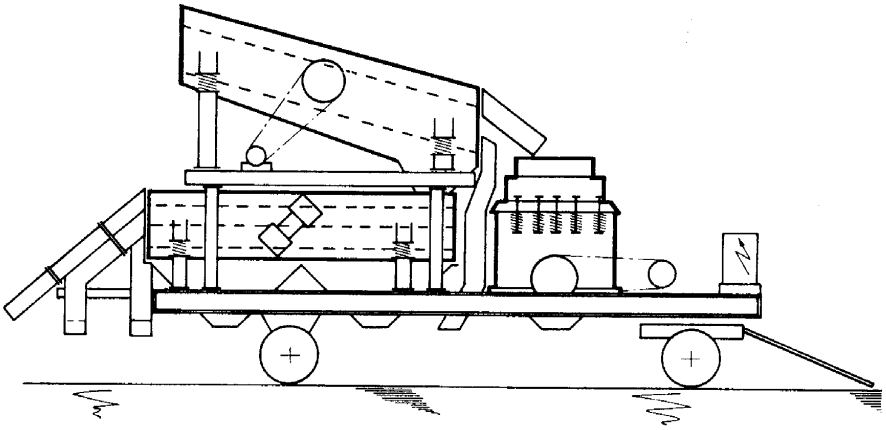
Rys.16. Kruszarka szczękowa z przesiewaczem



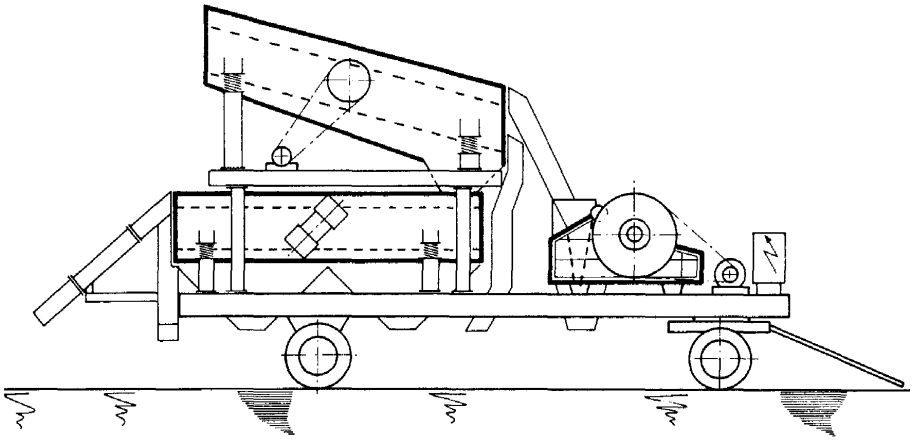
Rys.17. Kruszarka udarowa z dwoma przesiewaczami



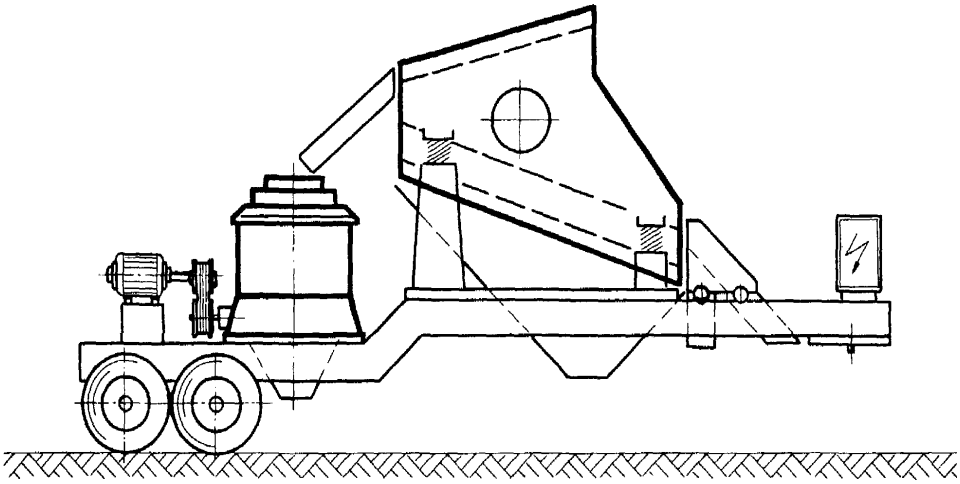
Rys.18. Zestaw przesiewaczy



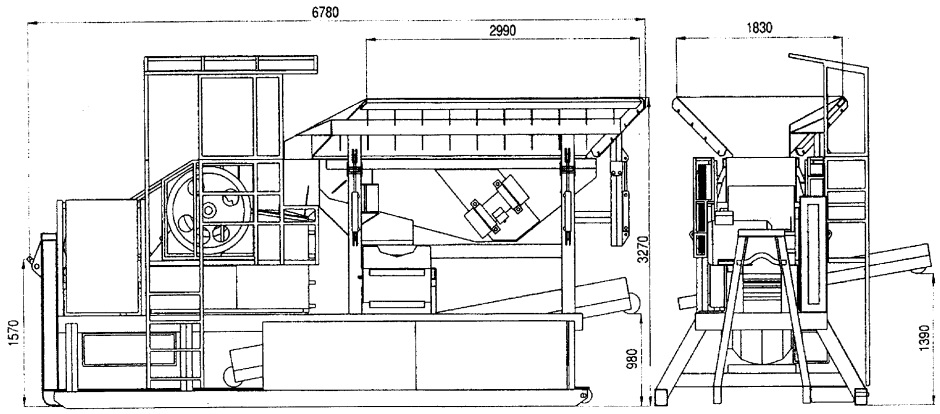
Rys.19. Zestaw przesiewaczy i kruszarki stożkowej



Rys.20. Zestaw z kruszarką szczękową i przesiewaczami



Rys.21. Przesiewacz złożony i kruszarka stożkowa



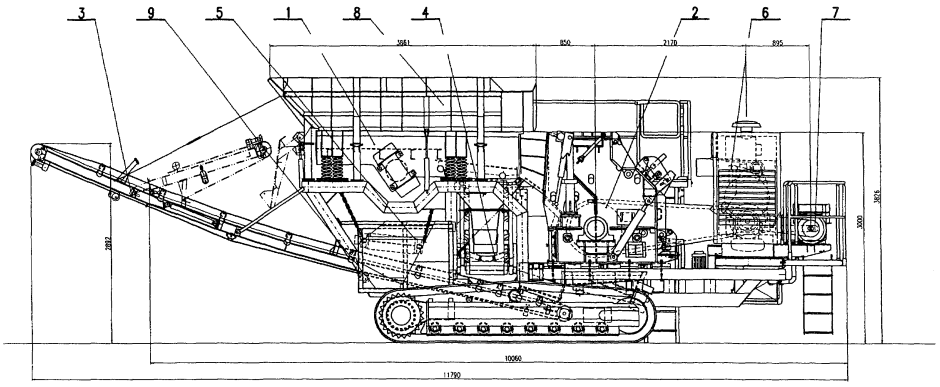
Rys.22. Stacjonarny zestaw przeróbczy

Na rysunku 18 został przedstawiony zestaw przeróbczy, złożony z dwóch przesiewaczy i towarzyszącym im przenośników i rynien przesypowych. Układ taki jest stosowany do złożonej klasyfikacji mechanicznej odpadów. Również dwie maszyny przesiewające znajdują się w układzie pokazanym na rysunku 19, ale oprócz nich znajduje się tam kruszarka stożkowa, zasilana najgrubszą klasą ziarnową. Podobny układ pokazano na rysunku 20 z tym, że zastosowano kruszarkę szczękową, a dalszy przesiewacz jest napędzany doczepnymi wibratorami rotacyjnymi (jest poziomy).

Natomiast na rysunku 21 pokazano oryginalny przesiewacz 3 pokładowy, sprzęgnięty z kruszarką stożkową. Wszystkie omówione zestawy mobilne posiadają napęd elektryczny, co oznacza, że musi być do nich doprowadzona energia elektryczna, za pomocą przekładanej instalacji zasilającej.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Na rysunku 22 przedstawiono stacjonarny zestaw przeróbczy złożony z przesiewacza poziomego wydzielającego z nadawy frakcję najgrubszą, która następnie kierowana jest do kruszarki. Zestaw taki ustawia się na betonowym (utwardzonym) podłożu i zasila z sieci energetycznej. Natomiast na rysunku 23 przedstawiono najbardziej rozpowszechniony dzisiaj zestaw mobilny z napędem autonomicznym spalinowo-elektrycznym. Zestaw taki działa podobnie jak omówiony poprzednio. Zawiera on w sobie przesiewacz wstępnego odsiewu nadgabarytów i kruszarkę. Ponadto zestaw taki jest zaopatrzony w transportery taśmowe do odprowadzenia produktów i mechanizm jezdny (gąsienicowy).



Rys.23. Przejezdny zestaw przeróbczy

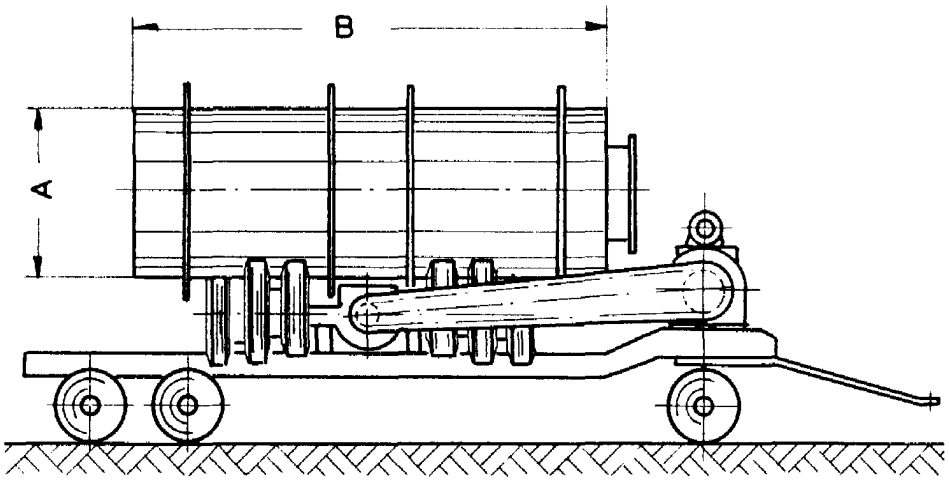
5. Podsumowanie

Omówione w niniejszym rozdziale maszyny i całe zestawy służą do przerobu wszelkich kopalin mineralnych. Praca zawiera jedynie omówienie podstawowych tendencji w budowie maszyn, przeznaczonych do przesiewania i rozdrabniania mineralnych materiałów uziarnionych. Praca nie jest reklamą producentów tych maszyn, aktualnie obecnych na rynku europejskim.

Oddzielnym zagadnieniem jest zastosowanie do przerobu materiałów mineralnych aparatów bębnowych (przesiewaczy, mieszalników, młynów, granulatorów i wreszcie maszyn płuczących). Na rysunku 24 pokazano przykładowy taki aparat, umieszczony na podwoziu, zapewniającym jego mobilność.

Wprawdzie aparaty bębnowe (przesiewacze bębnowe) są maszynami znanymi od bardzo dawna, a są one uznawane za najstarsze przesiewacze mechaniczne, to ostatnio przeżywają one „drugą młodość". Powstało szereg nowych propozycji konstrukcyjnych tych maszyn (np. sita kaskadowe, sita stożkowe etc.). Sita bębnowe są ponadto powszechnie stosowane przy przerobie (segregacji) odpadów bytowych.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)



Rys.24. Przesiewacz bębnowy

Literatura

1. Wodziński P.: Przesiewanie i przesiewacze, Łódź, 1997.
2. Sztaba K.: Przesiewanie, Śląsk, Katowice 1993.
3. Projekty firm: IBAG; Mogensem; Allgaier; IFE Aufbereitungstechnik; PSP Prerov; DSP Prerov; Metso.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Ocena pracy układu jedno i dwustopniowej konwersji SO_2 w aspekcie ochrony środowiska

Andrzej Jarosiński – Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią, PAN, **Sylwester Żelazny, Lucyna Madejska** – Instytut Chemii i Technologii Nieorganicznej, Politechnika Krakowska

1. Wstęp

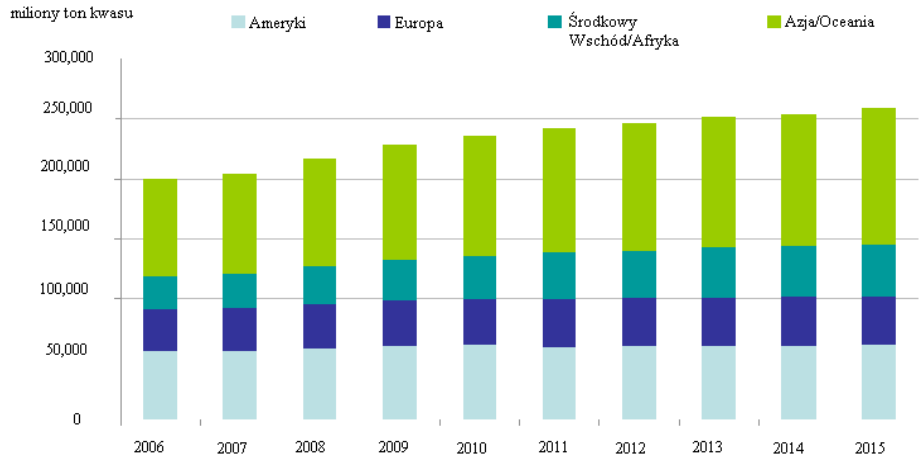
Produkcja kwasu siarkowego należy do grupy największych tonażowo produkcji przemysłu chemicznego. Ciągle wzrasta światowe zapotrzebowanie na kwas siarkowy, co wymusza coraz większą produkcję oraz wiążące się z nią modernizacja i rozbudowa instalacji do produkcji kwasu siarkowego [1]. Wielkość produkcji kwasu siarkowego i oleum na terenie Polski przedstawiono w tabeli 1.

Wielkość produkcji kwasu siarkowego i oleum w Polsce, w latach 2000 - 2011 [2]

Tabela 1

		2000	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
Kwas siarkowy (w przelicze-niu na 100%)	Tys. ton	1763	1807	1907	2010	1813	1243	1686	1889
Oleum	Tys. ton	212	222	224	214	207	217	215	219

Światowa produkcja kwasu siarkowego wyniosła około 200 milionów ton/rok kwasu siarkowego w 2006 r. i wykazuje ciągłą tendencję wzrostową, aż do około 258 milionów ton/rok kwasu w 2015 roku [3]. Przewidywany wzrost światowego zapotrzebowania na kwas siarkowy przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Światowe zapotrzebowanie na kwas siarkowy w latach 2006 - 2015 [3]

2. Fizykochemiczne podstawy metody kontaktowej

Podstawową reakcją procesu kontaktowego jest utlenianie tlenku siarki (IV) tlenem z powietrza przebiegające według równania:

$$2SO_2 + O_2 \leftrightarrow 2SO_3 \quad \Delta H = -180{,}6kJ$$

Jest to reakcja równowagowa, egzotermiczna, przebiegająca ze zmniejszeniem objętości mieszaniny reakcyjnej [1, 4]. Zgodnie z regułą Le Chatelier'a korzystny wpływ na przebieg reakcji (uzyskanie jak największego ułamka SO_3 w składzie równowagowym) ma niska temperatura procesu, oraz podwyższone ciśnienie [4].

Kolejnym czynnikiem zwiększającym stopień przemiany SO_2 jest nadmiar tlenu w stosunku do stechiometrii reakcji. W praktyce przemysłowej ustalono, że aby zachować odpowiednio wysoki stopień przemiany, stosunek tlenu do tlenku siarki (IV) w gazie kierowanym na katalizator kontaktowy powinien mieścić się w przedziale 1,6 - 1,8 [4]. Wpływ temperatury i ciśnienia na równowagowy stopień przemiany SO_2 do SO_3 zamieszczono w tabeli 2.

Stopień przemiany tlenku siarki (IV) w zależności od temperatury i ciśnienia [4]

Tabela 2

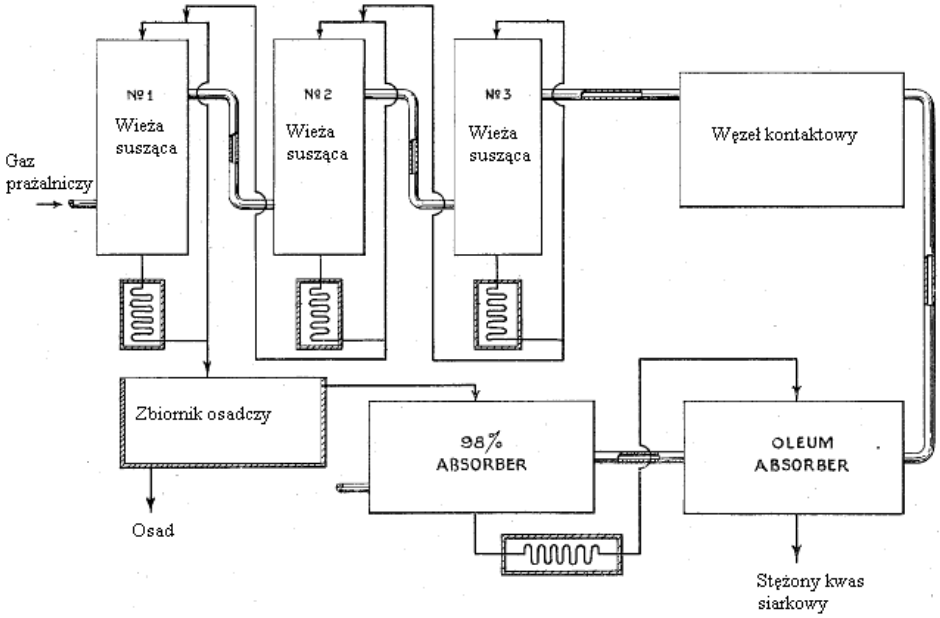
Temperatura [°C]	Ciśnienie [atm]				
	1	5	10	25	50
	Stopień przemiany [%]				
400	99,25	99,67	99,76	99,85	99,90
500	93,80	97,17	97,90	98,69	99,06
600	73,85	86,15	89,70	93,30	95,05

Dokonując analizy danych zamieszczonych w powyższej tabeli można zauważyć, że podwyższone ciśnienie zwiększa równowagowy stopień przemiany, lecz tylko w nieznacznym stopniu. Przy pięćdziesięciokrotnym zwiększeniu ciśnienia uzyskuje się wzrost stopnia przemiany o 21,2% dla temperatury konwersji wynoszącej 600°C i zaledwie 0,65% dla temperatury 400°C. Znacznie większy wpływ na równowagowy stopień przemiany w procesie kontaktowym utleniania SO_2 ma temperatura i skład gazów kierowanych do konwersji. W przemyśle proces konwersji SO_2 prowadzi się przeważnie w przedziale temperatur 420 - 520°C.

3. Metoda kontaktowa produkcji kwasu siarkowego z jednostopniową konwersją SO_2

Opis budowy instalacji PK/PA.

Jednymi z pierwszych instalacji kontaktowych były proste instalacje jednostopniowej konwersji SO_2 i jednostopniowej absorpcji SO_3 (PK/PA), schemat takiej instalacji przedstawiono na rysunku 2.



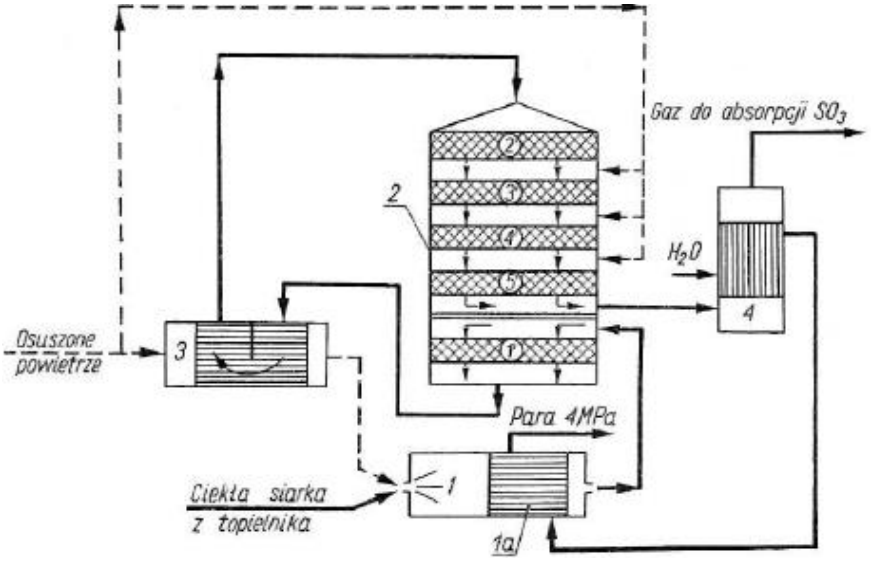
Rys.2. Schemat instalacji PK/PA do produkcji kwasu siarkowego [5]

Gaz prażalniczy, lub pochodzący ze spalania siarki, bogaty w SO_2 kierowany jest kolejno do trzech wież suszących. Wieże te zraszane są stężonym kwasem siarkowym i mają na celu wychwycenie pary wodnej znajdującej się w gazach kierowanych do konwersji [5]. Para wodna w kontakcie z tlenkiem siarki (VI) tworzy mgłę kwasu siarkowego, która jest trudna do usunięcia i może prowadzić do uszkodzenia katalizatora i korozji aparatury [4, 6]. Osuszony gaz kierowany jest do węzła kontaktowego, w którym zachodzi właściwy proces konwersji SO_2 do SO_3. Gazy po węźle kontaktowym kierowane są do wież absorpcyjnych, w których następuje absorpcja SO_3 w stężonym kwasie siarkowym, w wyniku czego otrzymywane jest oleum. Oleum rozcieńczane jest kwasem pochodzącym z wież suszących, a otrzymywany w ten sposób stężony kwas siarkowy około 98% odprowadzany jest z instalacji jako gotowy produkt [5].

Kluczowym elementem całej instalacji jest węzeł kontaktowy. Budowa aparatu kontaktowego składającego się z pięciu półek z katalizatorem przedstawia rysunek 3.

Gazy kierowane na pierwszą półkę są najbogatsze w SO_2 i nie zawierają SO_3, przez co układ jest maksymalnie oddalony od stanu równowagi, w wyniku czego reakcja utleniania zachodzi z dużą szybkością oraz wydzieleniem dużych ilości ciepła. Aby zapobiec przegrzaniu katalizatora gazy przed wprowadzeniem na kolejne półki kierowane są do wymiennika ciepła. Po ochłodzeniu w wymienniku ciepła gazy kierowane są kolejno na pozostałe półki aparatu kontak-

towego. Przed półkami 3', 4' oraz 5' wprowadzana jest dodatkowa porcja powietrza mająca na celu ochłodzenie gazów i dostarczenie dodatkowej porcji tlenu do procesu. Po przejściu ostatniej półki gazy chłodzone są w kolejnym wymienniku ciepła (4) i kierowane do węzła absorpcji SO_3 [1].



Rys.3. Zasada działania węzła kontaktowego przy produkcji kwasu siarkowego z siarki [1]

Wieża, w której zachodzi absorpcja SO_3 w stężonym kwasie siarkowym, powinna cechować się jak największą sprawnością i możliwie niskimi oporami przepływu. Typowa wieża absorpcyjna składa się z powłoki ze stali węglowej, której wewnętrzną warstwę stanowią cegły i wsparcie dla wypełnienia strefy absorpcyjnej wieży, wykonane z ceramicznego materiału kwasoodpornego. W strefie absorpcji SO_3 znajduje się wypełnienie ceramiczne w kształcie siodełek lub pierścieni, przez które może przenikać zarówno kwas, jak i gaz zawierający SO_3. Wypełnienie wieży ma na celu zwiększenie powierzchni kontaktu obu tych faz, co sprzyja procesowi absorpcji. Stężony kwas siarkowy jest rozprowadzany przez dysze znajdujące się nad strefą absorpcji. Demistery wykonane z włókna szklanego w obudowie ze stali nierdzewnej umieszczone są w górnej części wieży nad strefą absorpcyjną [7].

4. Metoda kontaktowa produkcji kwasu siarkowego z dwustopniową konwersją SO_2

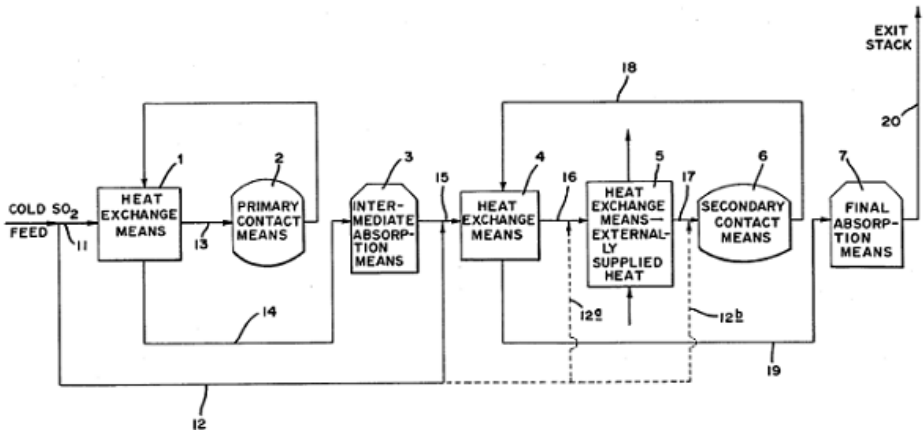
Opis budowy instalacji DK/DA.

Wzrost świadomości ekologicznej spowodował wdrożenie na przełomie lat 90. licznych procedur mających na celu ograniczenie emisji SO_2, szacowana

przez GUS krajowa emisja dwutlenku siarki do atmosfery w 1989 roku wyniosła 3905 tys. ton [8].

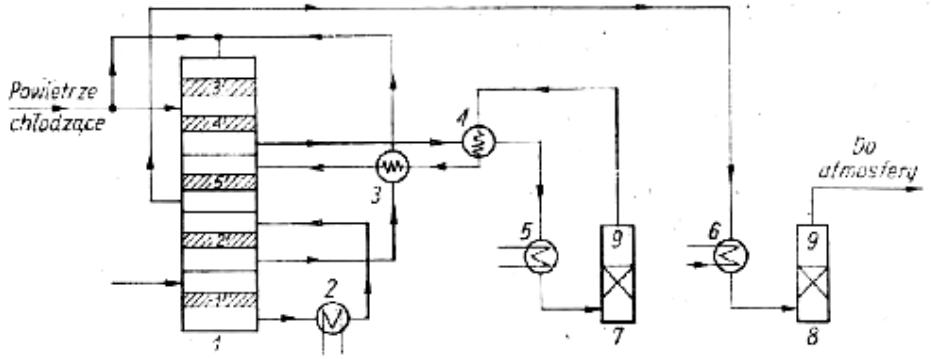
W celu ograniczenia emisji konieczne stało się dodatkowe oczyszczanie gazów resztkowych pochodzących z instalacji PK/PA, lub przejście na nowsze instalacje dwustopniowej konwersji SO_2 i dwustopniowej absorpcji SO_3 (DK/DA) [9].

Schemat ideowy instalacji DK/DA przedstawiono na rysunku 4. Gaz bogaty w SO_2 wprowadzany jest do pierwszego wymiennika ciepła (1) strumieniem 11, część tego gazu jest bezpośrednio odprowadzana na drugi stopień konwersji strumieniami 12, 12a i 12b. Po uzyskaniu odpowiedniej temperatury gaz wprowadzany jest strumieniem 13 do aparatu kontaktowego (2) stanowiącego pierwszy stopień konwersji, następnie gaz jest ponownie kierowany do wymiennika ciepła (1) w celu odzyskania ciepła reakcji do podgrzania. Strumieniem 14 ochłodzony gaz po pierwszym stopniu konwersji doprowadzany jest do międzystopniowej wieży absorpcyjnej (3), gdzie zostaje zaabsorbowany w stężonym kwasie siarkowym wytworzony w pierwszym stopniu konwersji SO_3. Następnie gaz jest kierowany strumieniem 15 do wymiennika ciepła (4) i dalej strumieniem 16 do kolejnego wymiennika ciepła (5) celem podgrzania gazu przed drugim stopniem absorpcji. Strumień 17 doprowadza ogrzany gaz do aparatu kontaktowego (6) stanowiącego drugi stopień konwersji, a następnie strumieniem 18 gaz kierowany jest ponownie do wymiennika ciepła (4). Po ochłodzeniu w wymienniku ciepła (4) gaz jest kierowany strumieniem 19 do końcowej wieży absorpcyjnej (7), gdzie zostaje zaabsorbowany SO_3 powstały w drugim stopniu konwersji. Gazy resztkowe odprowadzane są strumieniem 20 [10].



Rys.4. Schemat instalacji DK/DA do produkcji kwasu siarkowego [10]; *1) wymiennik ciepła, 2) pierwszy stopień konwersji, 3) międzystopniowa wieża absorpcyjna, 4) wymiennik ciepła, 5) wymiennik ciepła z zewnętrznym dostarczaniem ciepła, 6) drugi stopień konwersji, 7) końcowa wieża absorpcyjna*

Schemat obiegu gazów w instalacje DK/DA według systemu Rhöne Poulenc Industries przedstawia rysunek 5.



Rys. 5. Schemat metody podwójnej katalizy według systemu Rhöne Poulenc Industries [11]; *1- aparat kontaktowy, 1', 2', 3', 4', 5'- półki, 2 - przegrzewacz pary, 3 - wymiennik ciepła, 4 - wymiennik ciepła, 5 - ekonomizer nr 1, 6 - ekonomizer nr 2, 7, 8 - międzystopniowa wieża absorpcyjna, 9 – wymiennik ciepła*

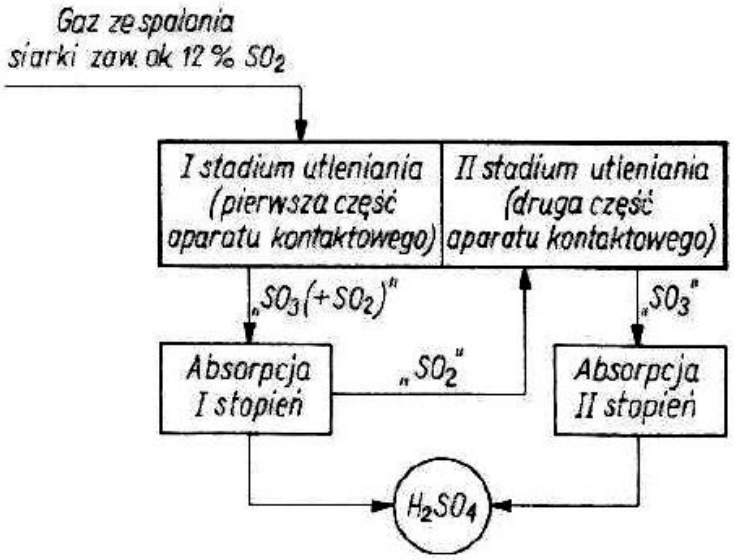
W najnowszych instalacjach możliwe jest uzyskanie stopnia konwersji SO_2 przekraczającej 99,7% przy korzystnych warunkach procesowych, głównie dzięki zastosowaniu katalizatorów, które mogą pracować z gazami o temperaturze 410 - 420°C (uzyskanie tak niskich temperatur zapłonu katalizatora nie było możliwe w starszej generacji mas kontaktowych). Około 90% dwutlenku siarki zostaje utlenione już w pierwszym stopniu konwersji, po usunięciu SO_3 w międzystopniowej wieży absorpcyjnej na drugi stopień konwersji kierowane jest tylko 10% całkowitej ilości SO_2 [12].

5. Opis działania instalacji DK/DA

Głównym celem metody DK/DA jest uzyskanie maksymalnego oddalenia układu od stanu równowagi w drugim stopniu konwersji. Jest to możliwe dzięki zaabsorbowaniu SO_3 powstałego po pierwszym stopniu konwersji, z układu zostaje usunięty produkt reakcji, co sprzyja zachodzeniu reakcji utlenia SO_2 celem wytworzenia nowej porcji produktu w układzie [1, 13]. Ogólną zasadę działania metody DK/DA do produkcji kwasu siarkowego przedstawia rysunek 6.

Jednym z zakładów produkujących kwas siarkowy w Polsce są Zakłady Górniczo-Hutnicze "Bolesław" S.A. Zakłady te produkują kwas siarkowy z gazu prażalniczego z przeróbki blendy cynkowej (ZnS) metodą DK/DA z aparatem kontaktowym posiadającym cztery półki ze złożem katalizatora wanadowego [14, 15]. Praca instalacji w układzie DK/DA zapewnia maksymalną przemianę dwutlenku siarki (SO_2) w trójtlenek siarki (SO_3), a tym samym zminimalizowanie emisji kominowej nieprzereagowanego dwutlenku siarki. Dwutlenek siarki zawarty w gazie procesowym ulega utlenieniu (konwersji) do

SO_3 kolejno na I, II i III półce aparatu kontaktowego. Gaz procesowy po opuszczeniu III półki przesyłany jest do wieży absorpcji wstępnej, gdzie następuje absorpcja SO_3. Po przejściu przez demister wieży absorpcji wstępnej gaz procesowy kierowany jest na IV półkę aparatu kontaktowego. Na IV półce następuje końcowa konwersja nieprzereagowanego SO_2. Gaz procesowy kierowany jest następnie do wieży absorpcji końcowej, gdzie następuje absorpcja SO_3. Po przejściu przez demister wieży absorpcji końcowej gaz kierowany jest do komina [15]. Typowe warunki pracy instalacji DK/DA należącej do ZGH przedstawiono w tabeli 3.



Rys.6. Zasada metody DK/DA [1]

Parametry instalacji DK/DA ZGH „Bolesław" S.A. [15]

Tabela 3

Lp.	Parametr	Wielkość	Jednostka
1	Natężenie przepływu gazu – nominalne	25 000	[Nm^3/h]
2	Natężenie przepływu gazu – maksymalne	32 143	[Nm^3/h]
3	Zawartość SO_2 w gazie procesowym	8,4	[% obj]
4	Stopień przemiany SO_2 do SO_3	99,5	[% obj]
5	Ilość katalizatora w aparacie	52	[m^3]
6	Masa katalizatora w aparacie	34 320	[kg]

Węzeł kontaktowy składa się z aparatu kontaktowego, sześciu zewnętrznych wymienników ciepła płaszczowo-rurowych, podgrzewacza rozruchowego opalanego gazem, gazociągów z armaturą oraz aparatury kontrolno-pomiarowej [15]. Parametry pracy aparatu kontaktowego przedstawiono w tabeli 4.

Parametry aparatu kontaktowego ZGH „Bolesław" S.A. [15]

Tabela 4

Lp.	Numer półki	Ilość katalizatora [dm^3]	Temperatura gazu na wlocie [°C]	Temperatura gazu na wylocie [°C]	Temperatura masy katalitycznej [°C]
1	I	10 400	440	580	590
2	II	11 600	480	524	520
3	III	16 400	440	467	470
4	IV	18 400	420	437	440

Dodatkowym atutem instalacji DK/DA ZGH jest możliwość przejścia w tryb pracy PK/PA przez pewien okres czasu w przypadku awarii któregoś ze stopni, bez konieczności zatrzymywania pracy całej instalacji [15].

6. Porównanie instalacji PK/PA i DK/DA

Straty SO_2 oraz emisja SO_2 i SO_3 do atmosfery.

Emisja substancji szkodliwych do atmosfery, w tym SO_2, podlega kontroli i jest monitorowana. Bardzo istotną kwestią jest spełnianie norm emisji w celu uniknięcia kar za zbyt wysoką emisję substancji szkodliwych do środowiska [16,17]. W tabeli 5 zamieszczono główne źródła emisji dwutlenku siarki, oraz wielkość emisji w latach 2009-2010.

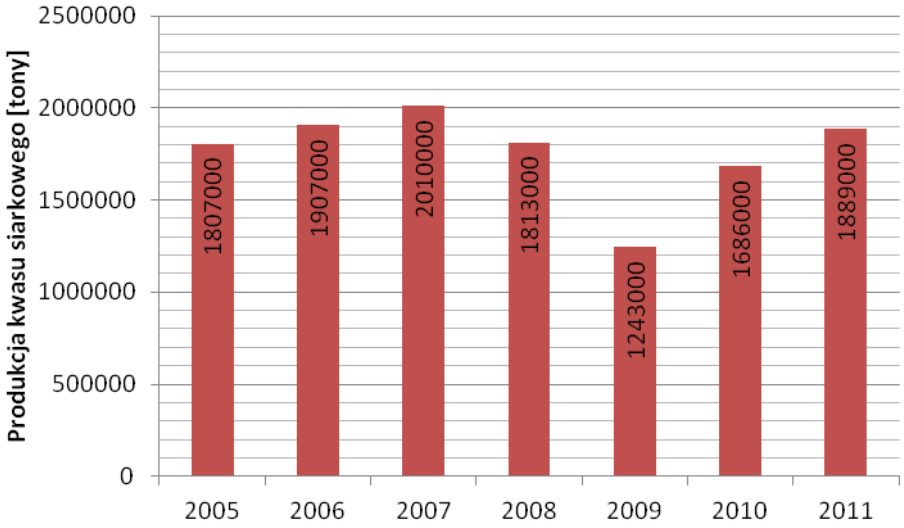
Źródła i wielkość emisji SO_2 do atmosfery za lata 2009-2010 [16]

Tabela 5

Źródło emisji	Emisja SO_2 [tony]	
	2009	2010
Ogółem	861 682,310	973 586,864
01. Procesy spalania w sektorze produkcji i transformacji energii	449 095,550	509 847,981
02. Procesy spalania poza przemysłem	241 462,600	268 987,066
03. Procesy spalania w przemyśle	165 840,261	188 470,023
04. Procesy produkcyjne	3 287,301	4 327,148
07. Transport drogowy	1 254,830	1 305,260
08. Inne pojazdy i urządzenia	664,806	572,126
09. Zagospodarowanie odpadów	76,962	77,259

W dalszej części przedstawiono emisję SO_2 do atmosfery, jaka ma miejsce przy produkcji kwasu siarkowego. Uwzględniono roczną produkcje kwasu siarkowego na terenie Polski w latach 2005 - 2011 na podstawie danych GUS

[2] i przedstawiono ją na rysunku 7. W celach porównawczych metod PK/PA i DK/DA policzono wielkość emisji SO_2 (oraz SO_3), gdyby cała produkcja kwasu siarkowego terenie Polski odbywała się za pomocą jednej z wyżej wymienionych metod. Stopień przemiany SO_2 w instalacjach PK/PA i DK/DA do produkcji kwasu siarkowego przyjęto na podstawie wytycznych BAT dla branży chemicznej przedstawionych w tabeli 6 [9].



Rys.7. Produkcja kwasu siarkowego na terenie Polski w latach 2005-2011 [7]

Stopień przemiany SO_2 w różnych metodach produkcji kwasu siarkowego [9]

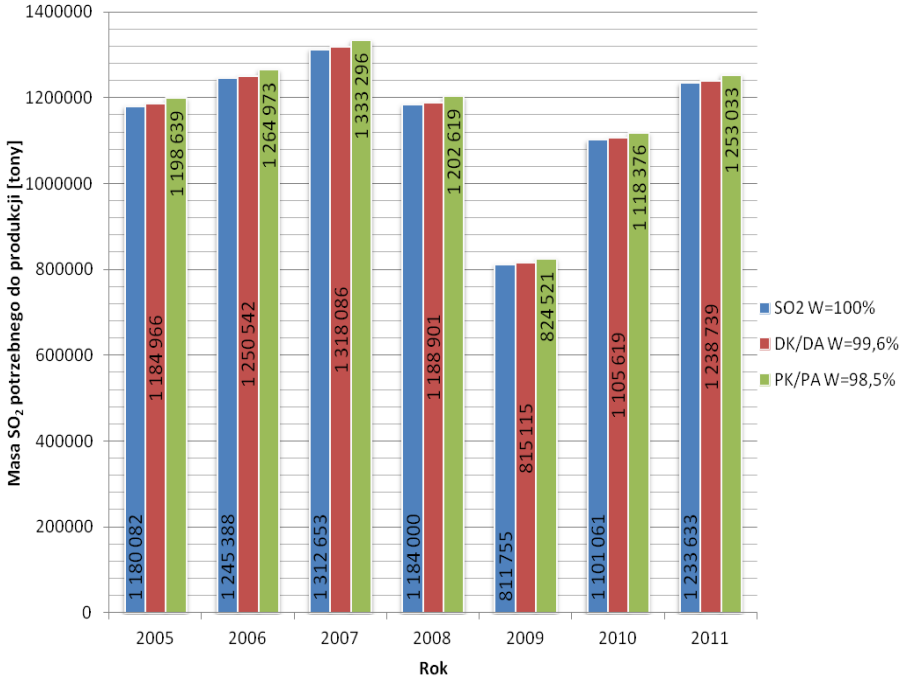
Tabela 6

Proces	Stężenie SO_2 w gazach surowych [%]	Wydajność przemiany [%]	Stan emisji SO_3 [2)]
PK/PA	6 ÷ 10 3 ÷ 6	98,5% [4)] 97,5% ÷ 98,5%	0,4 kg/t MH *
DK/DA	6 ÷ 12	99,6% [1)]	0,1 kg/t MH *
Zmodyfikowany proces komorowy	0,05 ÷ 7	98,0%	<10 ppmv SO_3
Proces oparty na NO_x	0,05 ÷ 8	blisko 100% [3)]	brak danych
Proces H_2O_2		>99,0%	bardzo niskie

1) - przy spalaniu siarki
2) - SO_3 + H_2SO_4 wyrażone jako SO_3
3) – ewentualna emisja NO_x
4) – dla istniejących fabryk stopień przemiany wynosi 98%
** - monohydrat (100%H_2SO_4)*

W produkcji dominuje siarka (55 ÷ 60%). Pozostała ilość kwasu jest produkowana z gazów powstałych po wyprażeniu rud metali nieżelaznych, oraz z siarkowodoru [10].

Ilość dwutlenku siarki potrzebną do produkcji kwasu siarkowego na terenie Polski w latach 2005 - 2011 została przedstawiona na rysunku 8. Pierwszy słupek na wykresie określa potrzebną ilość SO_2 w przypadku, gdyby zarówno konwersja, jak i absorpcja zachodziła w 100%. W przypadku metod PK/PA i DK/DA uwzględniono niecałkowitą absorpcję SO_3 [9].



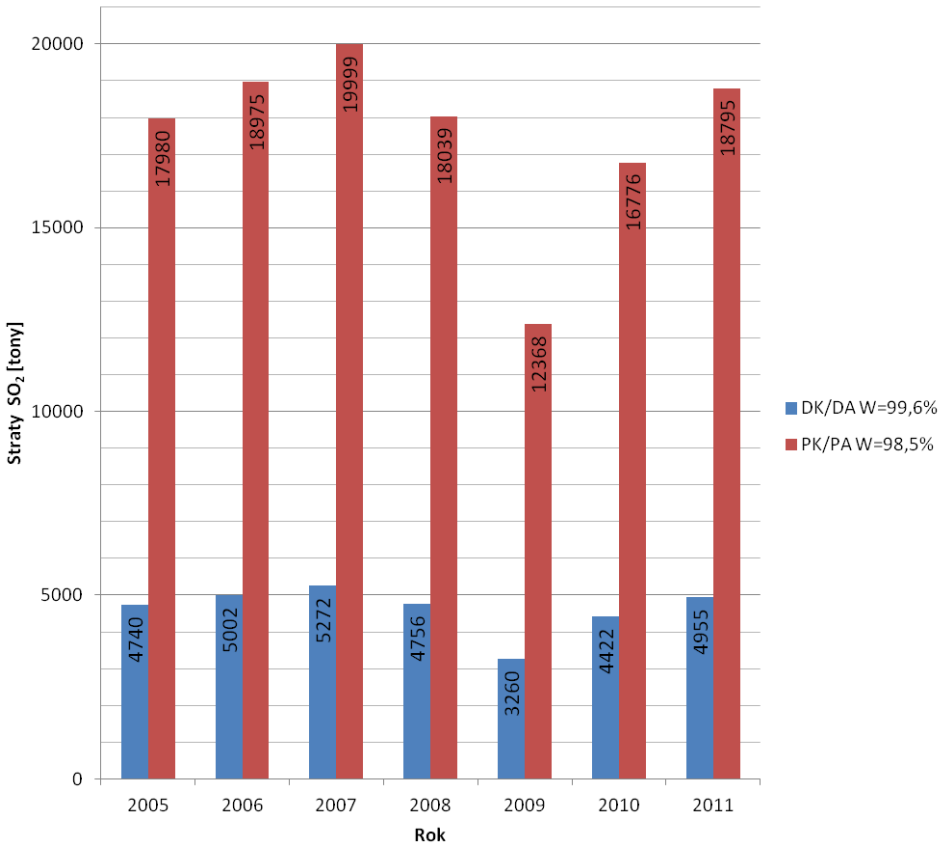
Rys.8. Ilość dwutlenku siarki potrzebnego do produkcji kwasu siarkowego na terenie Polski w latach 2005-2011

Straty SO_2 w metodach PK/PA i DK/DA wynikające z charakterystycznego stopnia przemiany oraz niecałkowitej absorpcji SO_3 dla tych metod zostały przedstawione na rysunku 9. Jak można zauważyć w przypadku metody pojedynczej konwersji straty dwutlenku siarki są około 3,7 razy większe niż w metodzie podwójnej konwersji, co bezpośrednio przekłada się na skład gazów poprocesowych.

Techniki powodujące zmniejszenie emisji SO_2 w procesie produkcji kwasu siarkowego według BAT przedstawiono w tabeli 7 [9].

Na rysunku 10 zamieszczono wyniki obliczeń dotyczące wielkości emisji SO_2 do atmosfery w przypadku, gdyby cały kwas siarkowy produkowany na terenie Polski w latach 2005 - 2011 byłby wytwarzany za pomocą unowocześnionej metody PK/PA z katalizatorem cezowym na ostatniej półce. Dla porównania została również policzona wielkość emisji SO_2 w przypadku, gdyby wszystkie instalacje PK/PA zostały zmodernizowane w instalacje typu DK/DA.

Typową wielkość emisji SO_2/tMH przyjęto na podstawie standardów podawanych przez BAT [9].



Rys.9. Straty dwutlenku siarki wynikające z niecałkowitego stopnia przemiany, *W – stopień przemiany*

Jak można zauważyć po przejściu z metody PK/PA, gdzie zastosowano katalizator cezowy na ostatniej półce w celu ograniczenia emisji SO_2 na metodę DK/DA emisja dwutlenku siarki do atmosfery jest ponad trzykrotnie niższa.

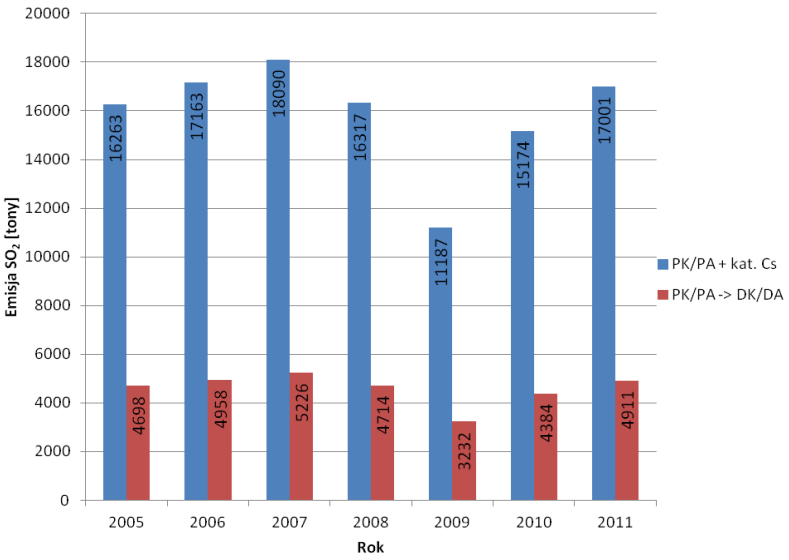
Wyniki obliczeń dotyczących emisji SO_3 do atmosfery przedstawiono na rysunku 11. W obliczeniach wielkości emisji SO_3 również posłużono się wielkością produkcji kwasu siarkowego na terenie Polski w latach 2005 - 2011 podawaną przez GUS [2], oraz wydajnością absorpcji według standardów BAT [9].

W obu powyższych metodach absorpcja SO_3 nie zachodzi ze 100% wydajnością, jednak w przypadku metody DK/DA, gdzie stosowane są dwie wieże absorpcyjne emisja jest czterokrotnie niższa.

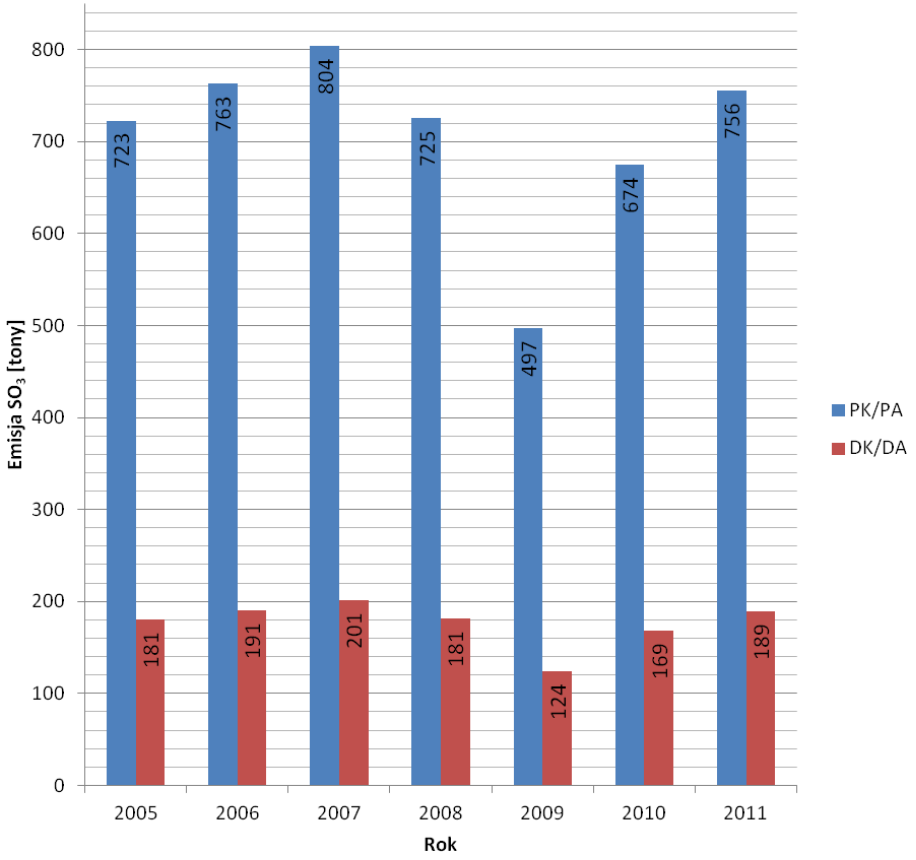
Wielkość emisji po zastosowaniu technik ograniczających ilość emitowanego SO_2 według BAT [9]

Tabela 7

Techniki	Emisja		Efekt dodatków
	$mgSO_2/Nm^3$	$kgSO_2/tMH$	
PK/PA + 5 półka AK	< 5000	< 10	
DK/DA + 5 półka AK	< 1000	< 2,5	
PK/PA + katalizator Cs na ostatniej półce	< 4500	< 9	
PK/PA + katalizator Cs na ostatniej półce	< 900	< 2,3	
PK/PA → DK/DA	< 1000	2,6	
Techniki dodatkowe			
NaOH	< 200	< 2	Sole sodowe – sprzedaż
NH_4OH	< 200	< 2	Sole amonowe – sprzedaż
$Ca(OH)_2$	< 200	< 2	Gips – sprzedaż
Węgiel aktywny	< 1000	< 2	Rozcieńczony kwas siarkowy
H_2O_2	< 200	< 2	Rozcieńczony kwas siarkowy



Rys 10. Wielkość emisji SO_2 w metodzie PK/PA z katalizatorem cezowym oraz po modernizacji instalacji PK/PA w DK/DA



Rys.11. Wielkość emisji trójtlenku siarki

7. Wnioski

Kwas siarkowy należy do grupy najważniejszych i najszerzej stosowanych substancji w przemyśle chemicznym. W roku 2010 światowa wielkość produkcji przekroczyła 225 milionów ton kwasu i wykazuje ciągłą tendencję wzrostową. Mając to na uwadze istotną kwestią staje się dążenie do unowocześniania i modernizacji tej gałęzi przemysłu.

Instalacje pojedynczej konwersji i pojedynczej absorpcji, które wyparły instalacje oparte na starej metodzie nitrozowej nie osiągają zadowalającego stopnia przemiany SO_2, jak na obecne standardy. Jak wykazały obliczenia, których wyniki zostały zamieszczone na rysunku 9, ilość nieprzereagowanego dwutlenku siarki w metodzie PK/PA jest ponad 3,7 razy większa niż w metodzie DK/DA. W dużej mierze pociąga to za sobą koszty wynikające ze strat surowca i konieczności dodatkowego oczyszczania gazów poprocesowych emitowanych do atmosfery. Dodatkowe straty w procesie PK/PA wynikają

z niecałkowitej absorpcji trójtlenku siarki. Ilość niezaabsorbowanego SO_3 w metodzie PK/PA jest około cztery razy większa niż w metodzie z dwustopniową konwersją i absorpcją (rysunek 11). Również emisja mgły kwasu siarkowego (rysunek 18) jest niższa w metodzie DK/DA.

Budowa instalacji z dwustopniową konwersją i międzystopniową absorpcją wymaga większych nakładów inwestycyjnych, które wynikają z konieczności budowy dodatkowej wieży absorpcyjnej, większej ilości rurociągów i dodatkowych wymienników ciepła. Jednak w dłuższej perspektywie czasu większe nakłady inwestycyjne rekompensowane są wyższą wydajnością produkcji kwasu siarkowego oraz mniejszymi opłatami związanymi z emisją do atmosfery.

Zastosowanie drugiego stopnia konwersji i międzystopniowej absorpcji ma również dodatkowe zalety wynikające bezpośrednio z termodynamiki oraz kinetyki reakcji utleniania SO_2 tlenem z powietrza. W pierwszym stopniu konwersji można utrzymywać wyższą temperaturę katalizatora (nie przekraczającą jednak temperatury spiekania masy kontaktowej) niż w metodzie PK/PA. Wyższa temperatura zapewnia większą szybkość reakcji oraz umożliwia stosowanie większych natężeń przepływu gazów procesowych. Wyższa temperatura katalizatora w pierwszym etapie konwersji obniża stopień przemiany, co wynika z termodynamiki procesu, jednak nieprzereagowany SO_2 w metodzie DK/DA oddzielany jest od produktu reakcji (SO_3) w międzystopniowej wieży absorpcyjnej i kierowany jest później na drugi stopień konwersji. W metodzie PK/PA nie ma możliwości późniejszej konwersji nieprzereagowanego SO_2, dlatego konieczne jest stosowanie niższej temperatury procesu oraz niższych natężeń przepływu w celu uzyskania wysokiego stopnia przemiany przy jednokrotnym przejściu gazów przez aparat kontaktowy. Dzięki podzieleniu procesu na dwa etapy w metodzie DK/DA, możliwe jest zapewnienie warunków sprzyjających szybkości reakcji (warunki sprzyjające kinetyce reakcji) na pierwszym etapie oraz warunków sprzyjających uzyskaniu wysokiego stopnia przemiany w drugim etapie (warunki korzystne termodynamicznie). Metoda PK/PA nie umożliwia takiej manipulacji parametrami procesu i wymusza uzyskanie kompromisu pomiędzy szybkością reakcji, a stopniem przemiany. Niższa emisja związków siarki wynikająca z wyższego stopnia przemiany oraz wydajniejszej absorpcji SO_3 w procesie dwustopniowej konwersji umożliwia produkcję na większą skalę niż w metodzie jednostopniowej konwersji, bez przekraczania norm emisji związków siarki do atmosfery.

Nowe metody, takie jak wielostopniowa konwersja i wielostopniowa absorpcja (TK/TA) umożliwiają uzyskanie jeszcze wyższego stopnia przemiany SO_2 niż metoda DK/DA, jednak wysokie nakłady inwestycyjne w budowę takiej instalacji są istotną wadą tej technologii produkcji kwasu.

Aby dostosować się do obecnie obowiązujących standardów BAT dla istniejących instalacji PK/PA zaleca się stosowanie nowego typu katalizatorów na bazie cezu z dodatkami metali ziem rzadkich, optymalizację procesu oraz stosowanie wydajnych technik oczyszczania gazów poprocesowych, lub modernizację instalacji i przejście na nowszą metodę DK/DA.

Nowe instalacje do produkcji kwasu siarkowego powinny być konstruowane w standardzie DK/DA, lub według najnowszej metody TK/TA w celu uzyskania maksymalnego stopnia przemiany SO_2 oraz minimalizacji emisji substancji szkodliwych do atmosfery.

Literatura

1. Molenda J.: Technologia Chemiczna, Wyd. WSiP, Warszawa 1997.
2. Produkcja wyrobów przemysłowych w 2011 r., GUS, Dostępny w Internecie: http://www.stat.gov.pl/gus/5840_792_PLK_HTML.htm
3. British Sulphur Consultants: Sulphuric Acid: Global Supply and Demand In the next Decade, Denmark, August 2007.
4. Praca zbiorowa pod redakcją Bobrownickiego W., Justata A., Pawlikowskiego S.: Technologia Chemiczna Nieorganiczna, Rozdz. VI. Siarka i kwas siarkowy, Kowalski W., Wyd. WNT, Warszawa 1965.
5. Herrmann C.V.: Manufacture of sulphuric acid by the contact process, USA, Opis patentowy 2364213, Opubl. Dec. 5, 1944.
6. Kępiński J.: Technologia Chemiczna, Wyd. PWN, Warszawa 1975.
7. Cameron G.M.: Sulphur trioxide absorption tower and process, Pat. EU Opis patentowy EP0224340 A1, Opubl. 3 Czerwca 1987.
8. Sobolewski M.: Emisja dwutlenku siarki w Polsce, Kancelaria Sejmu Biuro Studiów i Ekspertyz, Informacja nr 19, Opubl. Luty 1992.
9. Najlepsze Dostępne Techniki (BAT) Wytyczne dla Branży Chemicznej w Polsce: Przemysł Wielkotonażowych Chemikaliów Nieorganicznych, Amoniaku, Kwasów i Nawozów Sztucznych, Wersja II, Ministerstwo Środowiska, Warszawa 2005.
10. Homme Jr. A.C., Ridge B.: Contact sulfuric acid process employing double conversion/double absorption, USA, Opis patentowy 4088742, Opubl. May 9, 1977.
11. Kowalski W.: Nowe kierunki w technologii kwasu siarkowego, Wyd. WNT, Warszawa 1980.
12. Menon A.V.: Method for making sulfur trioxide, sulfuric acid, and oleum from sulfur dioxide, Pat. EU, Opis patentowy EP1230150 A1, Opubl. 14 sierpnia 2002.
13. Pigoń K., Ruziewicz Z.: Chemia fizyczna, Wyd. PWN, Warszawa 1980.

14. Strona internetowa: Zakłady Górniczo-Hutnicze "Bolesław" S.A. http://www.zgh.com.pl/
15. Materiały nie publikowane: Instrukcja technologiczna działu prażalni i fabryki kwasu siarkowego, Zakłady Górniczo-Hutnicze "Bolesław" S.A.
16. Zespół Bilansowania i Raportowania Emisji: Krajowy bilans emisji SO_2, NO_x, CO, NH_3, NMLZO, pyłów, metali ciężkich i TZO za lata 2009-2010, Raport syntetyczny, Krajowy Ośrodek Bilansowania i Zarządzania Emisjami, Opubl. 15 stycznia 2012.
17. Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 23 stycznia 2008 r. w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy - Prawo ochrony środowiska, Dz.U. 2008 nr 25 poz. 150, Dostępny w Internecie: http://isap.sejm.gov.pl/DetailsServlet?id=WDU20080250150.

Oznaczanie stężeń substancji smolistych oraz LZO w strumieniu gazu procesowego uzyskiwanego z procesów zgazowania i pirolizy biomasy

Maciej Chrubasik, Roksana Muzyka, Justyna Tarnowska, Sławomir Stelmach - Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla

1. Wprowadzenie

Badania nad zgazowaniem paliw stałych wymagają sprawnie działającego zaplecza analitycznego. Dotyczy to szczególnie oznaczeń substancji smolistych, pyłu, wody oraz lotnych związków organicznych występujących w surowym gazie procesowym opuszczającym reaktor. Analizy te są niezbędne dla projektowania oraz oceny instalacji oczyszczania i separacji gazu. Prace nad układami służącymi do pobierania próbek zawierających duże ilości par oraz aerozoli są tematem prowadzonych na świecie badań. Przykładem może być tutaj propozycja normy dotyczącej pobierania oraz analizy związków organicznych zawartych w gazie: CEN/TS 15439 ” *Biomass gasification – Tar and particles in product gases – Sampling and analysis*” [1]. Wiele zespołów badawczych pracujących na instalacjach konwersji biomasy wykorzystuje tę procedurę lub korzysta z rozwiązań w niej zawartych [2 - 9]. Na jej podstawie opracowano również uproszczoną procedurę, którą wykorzystano w badaniach zgazowania oraz pirolizy paliw stałych prowadzonych w IChPW, przy czym główny nacisk położono na zredukowanie do koniecznego minimum ilości sprzętu oraz operacji wymaganych podczas pracy na instalacji.

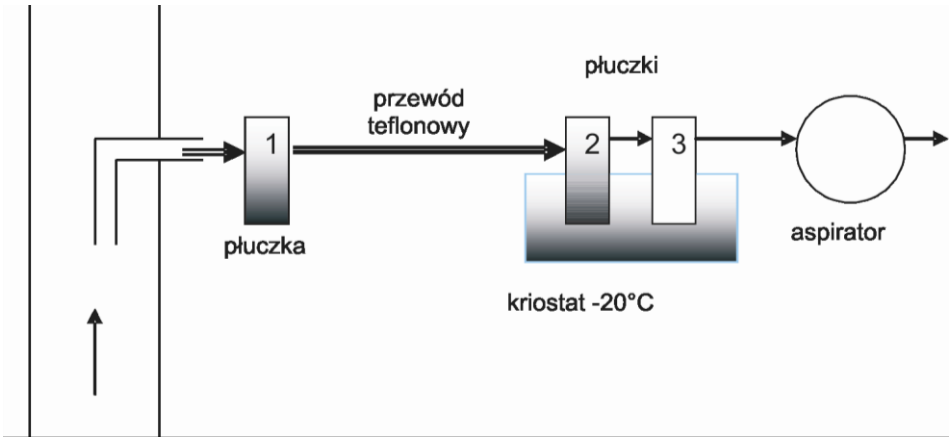
Idea metody polega na zaabsorbowaniu oznaczanych substancji w izopropanolu, poprzez przepuszczanie analizowanego gazu przez układ płuczek. Po przeniesieniu do laboratorium uzyskane roztwory poddaje się analizom chromatograficznym (LZO, kwasy karboksylowe, amoniak), miareczkowym (zawartość wody metodą Karla-Fiscera) oraz grawimetrycznym (pył, ciężkie substancje smoliste). Dwoma najważniejszymi kryteriami oceny procedury analitycznej są jej odzysk oraz powtarzalność. Pierwszy z tych parametrów wyznaczono na podstawie badań przeprowadzonych dla modelowych mieszanin zawierających pary lotnych związków organicznych (LZO). Drugi wyznaczono na podstawie wyników uzyskiwanych dla procesów zgazowania biomasy parą wodną w piecu obrotowym (skala 0,5 kg/h) oraz zgazowania powietrzem w reaktorze GazEla (skala 20 kg/h).

W literaturze można znaleźć wiele nawiązań do CEN/TS 15439 lub do rozwiązań, które w niej zaproponowano [2 - 8], z których korzysta wiele zespołów badawczych pracujących na instalacjach konwersji biomasy.

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

2. Opis układu służącego do pobierania substancji smolistych oraz LZO z gazu procesowego

Oryginalne układ stosowany w CEN/TS 15439 składa się aż z sześciu płuczek znajdujących się w dwóch termostatowanych łaźniach. Praca w warunkach instalacji pilotowej z tak dużą ilością szkła laboratoryjnego jest mocno kłopotliwa, wymaga dużej wprawy oraz jest dosyć czasochłonna. Proponowany w tej pracy układ został zredukowany do trzech płuczek oraz jednego kriostatu. Jego schemat przedstawiono na rysunku 1. Składa się on z trzech szeregowo połączonych płuczek, z których dwie pierwsze wypełnione są izopropanolem. Dwie ostatnie są dodatkowo umieszczone w kriostacie zapewniającym utrzymanie temperatury -20°C. Natężenie przepływu gazu procesowego przez układ regulowane jest za pomocą aspiratora. Zapewnia on stabilny i jednostajny przepływ oraz pomiar objętości pobranego gazu.



Rys.1. Schemat układu służącego do pobierania substancji smolistych oraz LZO z gazu procesowego

Zastosowanie izopropanolu posiada sporo zalet, ale również kilka wad.

Do zalet należą:

- wymiana ciepła pomiędzy gazem i ciekłym medium jest znacznie lepsza niż w przypadku chłodzenia przeponowego,
- izopropanol charakteryzuje się bardzo dobrą mieszalnością z większością rozpuszczalników organicznych (szczególnie skrajnych jak metanol i heksan) oraz nieograniczoną mieszalnością z wodą, z tego powodu uzyskuje się najczęściej dość dobrze zhomogenizowane próbki,
- rozcieńczenie próbki kondensatu wodno-smołowego w inertnym rozpuszczalniku powoduje ograniczenie reakcji następczych pomiędzy cząsteczkami badanych związków,
- niska prężność par izopropanolu w porównaniu z innymi rozpuszczalnikami organicznymi znacznie ułatwia pracę z tym rozpuszczalnikiem.

Wady:

- izopropanol nie jest całkowicie inertnym rozpuszczalnikiem. Między innymi istnieje ryzyko jego reakcji z kwasami karboksylowymi (estryfikacja) oraz aldehydami (acetalizacja), może to być źródłem poważnego dużego błędu w przeprowadzanych oznaczeniach,
- ze względu na mocno zbliżone właściwości fizykochemiczne izopropanolu do innych niskocząsteczkowych alkoholi, oznaczenie tych ostatnich za pomocą technik chromatograficznych jest mocno utrudnione, a w niektórych przypadkach całkowicie niemożliwe.

Dzięki prezentowanemu układowi możliwe jest wykonanie następujących oznaczeń:

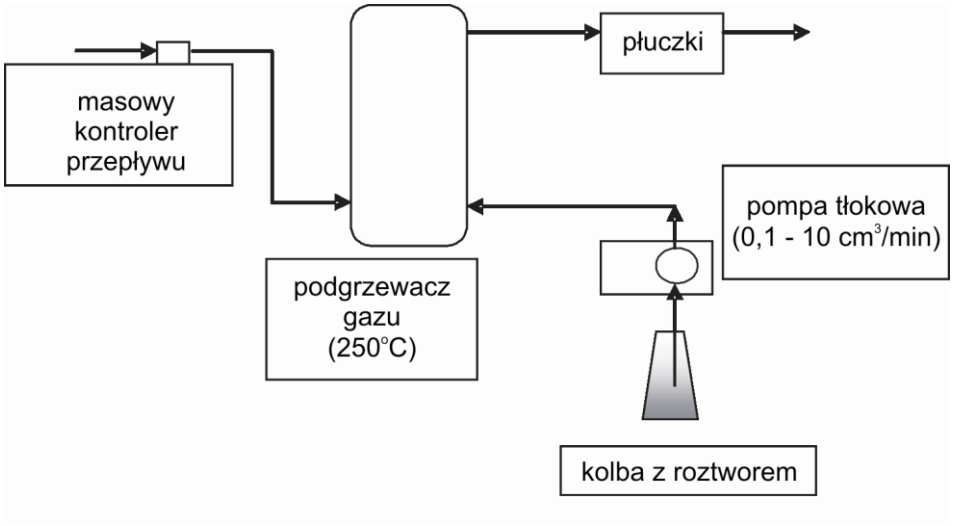
- stężenia wody na podstawie pomiaru zawartości wody zaabsorbowanej w płuczkach, oznaczenie wykonywane jest metodą Karla-Fischera,
- stężenia oraz specjacji chemicznej do lekkich związków organicznych (od małocząsteczkowych alkoholi i kwasów karboksylowych aż po pochodne fenoli) na podstawie analiz wykonanych technikami chromatografii gazowej oraz jonowej,
- stężenia pyłu w gazie na podstawie grawimetrycznego pomiaru substancji stałej uzyskanej po przefiltrowaniu roztworów z płuczek,
- stężenia ciężkich substancji smolistych w gazie (związki o temperaturze wrzenia powyżej 350°C) na podstawie grawimetrycznego pomiaru pozostałości po odparowaniu izopropanolu.

3. Weryfikacja układu służącego do pobierania substancji smolistych oraz LZO

Przeprowadzono trzy eksperymenty aby potwierdzić, że układ trzech płuczek jest wystarczający dla pobrania kondensatu wodno-smołowego transportowanego przez gaz procesowy. W tabelach 1 i 2 zestawiono warunki eksperymentów oraz otrzymane wyniki. Na rysunku 2 przedstawiono schemat instalacji do symulacji gazów procesowych zawierających pary związków organicznych.

Centralnym elementem tego układu jest podgrzewacz gazu, w którym następuje wymieszanie gazu podawanego przez masowe kontrolery przepływu z cieczą podawaną przez pompę tłokową. Układ ten pozwala na sporządzenie roztworu gazowego o praktycznie dowolnym składzie.

Do testów weryfikacyjnych wybrano związki charakteryzujące się różną lotnością (wysoką: etanol, benzen, toluen, kwas octowy; niską: fenol, naftalen, 1-metylonaftalen) oraz należące do trzech różnych klas związków organicznych: alkoholi, kwasów karboksylowych, węglowodorów aromatycznych oraz fenoli.



Rys.2. Stanowisko do symulacji gazu procesowego

Warunki eksperymentów weryfikacyjnych

Tabela 1

Nr	Natężenie przepływu gazu [dm^3/min]	Objętość pobranego gazu [dm^3]	Skład gazu
1	5,0	115	N_2
2	4,9	157	N_2
3	10,5	156	50 % CO_2 50 % N_2

Z wyników przedstawionych w tabeli 2 wynika, że zaproponowany uproszczony układ do absorpcji par rozpuszczalników charakteryzuje się wysokimi wartościami odzysku > 96%.

W pierwszej płuczce zachodzą dwa konkurencyjne procesy: absorpcji, który jest odpowiedzialny za wzrost masy znajdującego się w niej roztworu oraz porywania kropel rozpuszczalnika, który tę masę obniża. W pierwszej płuczce zatrzymaniu ulegają związki o małej lotności, natomiast związki o dużej lotności zatrzymywane są dopiero w drugiej, w temperaturze około -20°C.

Trzecia płuczka zatrzymuje porwane przez gaz krople roztworu rozpuszczalnika, dlatego skład znajdującego się w niej roztworu jest bardzo zbliżony do składu roztworu w drugiej płuczce. Po pobraniu próbek z natężeniem przepływu 5 dm^3/min (eksperymenty 1 i 2) nie zaobserwowano ubytku masy izopropanolu, stąd wniosek, że zastosowanie tylko jednej płuczki do wychwytywania kropel jest całkowicie wystarczające.

Wyniki eksperymentów weryfikacyjnych

Tabela 2

Nr		Wejście	Płuczka 1	Płuczka 2	Płuczka 3	Odzysk
1	Masa początkowa płuczek		52,62 g	55,49 g	0,00 g	
	Zmiana masy płuczek po poborze		1,53 g	11,87 g	0,78 g	101 %
	etanol	0,174 g	0,143 g	0,029 g	0,0003 g	99 %
	benzen	13,488 g	6,753 g	6,277 g	0,054 g	97 %
	kwas octowy	0,140 g	0,131 g	0,004 g		96 %
	1-metylonaftalen	0,088 g	0,082 g	0,003 g	0,0005 g	96 %
	fenol	0,10 g	0,093 g	0,004 g	0,0001 g	97 %
2	Masa początkowa płuczek		45,75 g	45,98 g	0,00 g	
	Zmiana masy płuczek po poborze		-3,40 g	4,29 g	0,62 g	104 %
	etanol	0,012 g	0,012			100 %
	benzen	1,329 g	0,755	0,538	0,001	97 %
	kwas octowy	0,013 g	0,013			100 %
	1-metylonaftalen	0,065 g	0,061	0,003	0,00004	98 %
	fenol	0,027 g	0,025	0,001	0,0001	97 %
3	toluen	0,209 g	0,065 g	0,137 g	0,003 g	98 %
	naftalen	0,074 g	0,070 g	0,002 g	0,0002 g	97 %
	1-metylonaftalen	0,165 g	0,154 g	0,006 g	0,0002 g	97 %

4. Pomiary na obiektach rzeczywistych

Przedstawiony układ wykorzystano w pomiarach przeprowadzanych dla procesów zgazowania odpadowej biomasy drzewnej:

- w instalacji pieca obrotowego, zgazowanie wodą zawartą w spalinach,
- w instalacji GazEla, zgazowanie powietrzem [9].

Po ustabilizowaniu się warunków panujących wewnątrz reaktora, pobrano dwie próbki o objętości 20 Ndm^3. Uzyskane roztwory izopropanolowe połączono i przeniesiono do laboratorium w celu przeprowadzenia analiz. Wyniki zestawione w tabelach 3 oraz 4 mają na celu pokazanie powtarzalności uzyskiwanych wyników. Ponownie, na potrzeby ilustracji, wybrano związki charakteryzujące się różnymi lotnościami oraz właściwościami chemicznymi. Względne rozrzuty wyników wskazują na dobrą powtarzalność zastosowanej metody. Należy przy tym zauważyć, że za powtarzalność wyników poza poprawnym funkcjonowaniem układu służącego do poboru, odpowiedzialne są również powtarzalności wykorzystanych metod analitycznych (chromatografia gazowa i jonowa, miareczkowa metoda oznaczania wody) oraz stabilność samego procesu.

Wyniki pomiarów przeprowadzonych dla zgazowania biomasy parą wodną w instalacji pieca obrotowego

Tabela 3

Związek	Pomiar 1	Pomiar 2	Względny rozrzut wyników*
	[mg/Ndm^3]		
Butanon	0,157	0,163	2,0 %
Toluen	2,94	2,47	8,8 %
Fenol	1,60	1,61	0,5 %
naftalen	2,61	2,36	5,0 %
Kwas octowy	7,88	6,74	7,8 %
Woda	303	333	4,7 %

* $\frac{|C_1 - C_2|}{C_1 + C_2}$ – *gdzie C_i jest stężeniem uzyskanym z i-tego pomiaru*

Wyniki pomiarów przeprowadzonych dla zgazowania biomasy powietrzem w reaktorze GazEla

Tabela 4

Związek	Pomiar 1	Pomiar 2	Względny rozrzut wyników*
	[mg/Ndm^3]		
Butanon	0,319	0,306	1,5 %
Toluen	0,550	0,556	0,43 %
Fenol	0,358	0,385	2,6 %
naftalen	0,146	0,155	2,1 %
Kwas octowy	5,46	5,99	3,4 %
Woda	352	342	1,4 %

* *patrz tabela 3*

5. Wnioski

Przedstawione wyniki są jedynie małym wycinkiem z wszystkich informacji, które można uzyskać za pomocą omawianej metody. Termiczna konwersja biomasy prowadzi do uzyskania bogatej mieszaniny związków chemicznych. Dodatkowo różnorodność surowców nazywanych wspólnym imieniem „biomasy", jak i różne technologie proponowane do ich przetwórstwa, sprawiają że zakres badanych substancji ciągle się powiększa. Wydaje się, że procedura CEN/TS 15439 oraz procedury na niej oparte charakteryzują się wystarczającą elastycznością oraz uniwersalnością aby sprostać potrzebom stawianym przez technologów.

Istnieje jednak jedno poważne ograniczenie ich stosowalności – wykonanie serii pełnych oznaczeń jest niezwykle czasochłonne. Uzyskanie pełnej puli wyników zajmuje najczęściej kilka dni roboczych. Stąd na ich podstawie nie jest możliwa ocena pracy instalacji w trackie trwania procesu. Procedurę CEN/TS 15439 oraz pokrewne należy więc traktować jako wstęp do bardziej zaawansowanych analiz, ukierunkowanych przez rzeczywiste potrzeby operatorów instalacji pilotowych oraz przemysłowych.

Literatura

1. Norma PKN-CEN/TS 15439: Biomass gasification – Tar and particles in product gases – Sampling and analysis.
2. Pekka Simell, Pekka Ståhlberg, Esa Kurkela, Johannes Albrecht, Steven Deutsch, Krister Sjöström: Provisional protocol for the sampling and analysis of tar and particulates in the gas from large-scale biomass gasifiers, Biomass and Bioenergy 18 (2000) 19-38.
3. Dufour A., Girods P., Masson E., Normand S., Rogaume Y., Zoulalian A.: Comparison of two methods of measuring wood pyrolysis tar. Journal of Chromatography A 1164 (2007) 240–247.
4. Fassinou W.F., Van de Steene L., Toure S., Volle G., Girard P.: Pyrolysis of Pinus pinaster in a two-stage gasifier: Influence of processing parameters and thermal cracking of tar, Fuel Processing Technology, 90 (2009) 75-90.
5. Hasler P., Nussbaumer T.: Biomass and Bioenergy,18 (2000) 61-66.
6. Rapagna S., Gallucci K., Di Marcello M., Matt M., Nacken M., Heidenreich S., Foscolo P.U.: Gas cleaning, gas conditioning and tar abatement by means of a catalytic filter candle in a biomass fluidized-bed gasifier, Bioresource Technology ,101 (2010) 7134–7141.
7. Michel R., Rapagna S., Burg P., di Celso G.M., Courson C., Zimny T., Gruber R.: Steam gasification of Miscanthus X Giganteus with olivine as catalyst production of syngas and analysis of tars (IR, NMR and GC/MS), Biomass and Bioenergy, 35 (2011) 2650-2658.

8. Chunshan Li, Kenzi Suzuki: Resources, properties and utilization of tar Renewable and Sustainable Energy Reviews 13 (2009) 594–604.
9. Kotowicz J., Sobolewski A., Iluk T.: Parametric analysis of biomass gasification installation integrated with a combustion engine. Proceedings of the 24th International Conference ECOS 2011, Novi Sad, Serbia, 3658-3667.

Usuwanie emulsji olejowych z mieszaniny ścieków przemysłowych metodami fizykochemicznymi

Agnieszka Bożęcka, Piotr Bożęcki, Piotr Kasprzyk, Stanisława Sanak-Rydlewska – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

1. Wprowadzenie

Odolejenie ścieków sprowadza się zwykle do regeneracji lub unieszkodliwiania usuwanych olejów ze ścieków. Konieczność usuwania nieprzydatnych do regeneracji olejów jest zwykle powodowana ich dużą szkodliwością w środowisku naturalnym. Oleje, tłuszcze i smary należą do ważnych produktów, a ich zużycie we współczesnej gospodarce stale wzrasta. Równocześnie produkty te trafiają do wszystkich sfer środowiska naturalnego. Wszędzie tam, gdzie substancje te są wytwarzane, transportowane, używane i magazynowane może dojść do skażenia środowiska. Ich obecność w ściekach, czy osadach ściekowych znacznie utrudnia zastosowanie metod mechanicznych, a zwłaszcza biologicznych [5, 17] oraz ujemnie wpływają na kanalizację [6, 16]. Obecność zanieczyszczeń organicznych w wodach hamuje proces samooczyszczania i niekorzystnie wpływa na właściwości fizykochemiczne i organoleptyczne wody [10], ponadto znacznie utrudniają procesy uzdatniania wód [14, 18]. Zanieczyszczenia organiczne (np. ropopochodne) wykazują właściwości rakotwórcze [10, 27]. Dopuszczalną zawartość olejów i tłuszczów w wodach i w ściekach regulują w RP odpowiednie przepisy [21, 22, 23].

Regeneracja olejów polega na powtórnym ich wykorzystaniu zgodnie z ich przeznaczeniem. Unieszkodliwianie olejów polega na ich doprowadzeniu do produktów obojętnych dla środowiska naturalnego. Temu zabiegowi poddaje się te zanieczyszczenia organiczne, które nie nadają się do regeneracji. Zwykle są to te mieszaniny olejów, które trafiają do wód odpadowych (ścieków) i posiadają bardzo zróżnicowany skład ilościowy i jakościowy. Dodatkowo mieszaniny olejów mają wysokie ciepła spalania i dlatego najczęstszym sposobem ich unieszkodliwiania jest spalanie lub zgazowanie, bądź odgazowanie razem z węglem kamiennym [1, 13, 20]. Takie postępowanie jest zarezerwowane do mieszanin zawierających ropopochodne i smołopochodne.

Jedną z zasadniczych trudności w doborze metody postępowania z odpadami zawierającymi zanieczyszczenia organiczne jest forma ich występowania w roztworze wodnym. W zależności od stężenia i składu zanieczyszczenia te mogą występować jako rozpuszczone, zemulgowane i niezemulgowane. Rozpuszczalność większości substancji oleistych jest rzędu kilku g/m^3, a więc większość z nich może występować w wodach w postaci nie rozpuszczonej, czyli niezemulgowanej lub zemulgowanej [9, 14]. Zanieczyszczenia (oleje) niezemulgowane tworzą na powierzchni fazy wodnej warstwę swobodnie

pływającej fazy organicznej lub skupiska z fazą stałą (jeśli w wodzie występuje zawiesina). Natomiast oleje zemulgowane tworzą tzw. emulsje olejowe. Wyróżnia się dwa rodzaje emulsji:

- olej w wodzie (tzw. emulsja hydrofilowa), w której cząstki oleju tworzą fazę zdyspergowaną w ośrodku wodnym,
- wodę w oleju (tzw. emulsja hydrofobowa), która powstaje przez rozproszenie wody w ośrodku olejowym [9, 26].

Trwałość emulsji jest zależna od szeregu czynników, do których m. in. należą: właściwości fizykochemiczne oleju, stopień dyspersji, temperatura, zawartość zawiesin i inne.

2. Metody usuwania olejów ze ścieków

Usuwanie olejów ze ścieków jest trudnym zagadnieniem do rozwiązania. Przyczyna tkwi w składzie fizykochemicznym ścieków, w różnorodnym składzie olejów, stopniu dyspersji olejów, obecności: substancji powierzchniowo-czynnych, emulgatorów i stabilizatorów. Dlatego każda próbka ścieków zaolejonych wymaga indywidualnego potraktowania. Stosowane metody, urządzenia i procesy sprawdzają się w konkretnych warunkach. Jeżeli oleje występują w ściekach w postaci swobodnie pływających kropel, to odolejanie polega na grawitacyjnym (mechanicznym) oddzieleniu nie mieszających się faz ciekłych i usunięciu fazy olejowej. Metoda grawitacyjna jest mało skuteczna dla ścieków zawierających oleje w postaci trwałej emulsji i z uwagi na to jest traktowana jako wstępne usunięcie olejów. Dlatego ścieki muszą być poddane metodom destabilizacji, która odbywa się z wykorzystaniem sposobów chemicznych, termicznych, elektrycznych lub biologicznych [2, 7, 8, 12, 19, 24]. Jednym z chemicznych sposobów jest wykorzystanie destabilizujących właściwości związków powierzchniowo-czynnych. Destabilizacja emulsji za pomocą tych odczynników może zachodzić w wyniku adsorpcji emulgatora przez substancje o większej aktywności powierzchniowej i mniejszej trwałości warstewki adsorpcyjnej. Destabilizacja emulsji zachodzi także w wyniku inwersji faz. Inny mechanizm destabilizacji może odbywać się w wyniku rozpuszczania warstwy adsorpcyjnej w reakcji chemicznej z wprowadzonym do ścieków deemulgatorem [9, 15]. Deemulgator powinien wydajnie destabilizować emulsję przy jednocześnie małym zużyciu, być nieszkodliwy dla środowiska i łatwo usuwalny z wód i ze ścieków.

Destabilizacja olejów w ściekach może być wywołana procesami biochemicznymi. Proces ten polega na wykorzystaniu przez bakterie cząstek emulgatora zaadsorbowanego na kropelkach oleju w wodzie, który jest źródłem węgla i w miarę upływu czasu dochodzi do rozkładu tego emulgatora. To stwarza warunki niestabilności emulsji z powodu łączenia się cząstek oleju na

skutek ubytku emulgatora. W końcowej fazie procesu następuje rozkład węglowodorów wchodzących w skład oleju, które są pozbawione warstw emulgatora. Obserwowany jest wtedy w ściekach wzrost średnicy kropelek oleju i występuje całkowita niestabilność emulsji. Biodegradacja zachodzi więc i na powierzchni fazy olejowej i fazy wodnej, czyli szybkość procesu zależy od wielkości powierzchni międzyfazowej. Dla osiągnięcia odpowiedniej szybkości procesu korzystne jest rozproszenie oleju w wodzie, co osiąga się przez dobór odpowiednich dyspergatorów. Proces biologicznego rozkładu olejów w ściekach jest zależny od składu jakościowego i budowy chemicznej składników, od obecności w ściekach substancji pożywkowych (azotu, fosforu, tlenu, potasu) oraz od temperatury. Degradacja zanieczyszczeń organicznych może być prowadzona w obecności bakterii tlenowych, jak i beztlenowych. Zwykle w procesie tym biorą udział takie bakterie, jak: *Pseudomonas, Aerobacter, Proteus, Desulfovibrio, Clebsiella* oraz promieniowce i grzyby [1, 5, 6].

Do destabilizacji trwałych emulsji olejów w ściekach stosuje się w praktyce procesy fizykochemiczne, takie jak: koagulacja, sorpcja, koalescencja, filtracja, ultrafiltracja, odwrócona osmoza i in. [4, 25]. Często w tym celu wykorzystuje się koagulację solami żelaza i glinu [19, 26]. Koloidalny wytrącony osad wodorotlenku żelaza (glinu) sorbuje na swojej powierzchni cząstki oleju. Osad oddziela się poprzez filtrację i najczęściej kieruje do spalania. W środowisku zasadowym proces koagulacji można wykonać z użyciem soli magnezu. Efektywność procesu zwiększa się w procesie elektrokoagulacji. Ten sposób polega na elektrolitycznym roztworzeniu elektrod żelaznych (lub glinowych), w wyniku czego powstają w roztworze wodnym wodorotlenki oraz tlen i wodór. W następnym etapie występuje koagulacja zdyspergowanego oleju na kłaczkach wodorotlenku żelaza (lub glinu). W końcowym etapie prowadzi się flotację zaglomerowanych cząstek oleju, która jest wspomagana przez powstałe w początkowym etapie pęcherzyki wodoru i tlenu.

Praktyczne znaczenie ma metoda sorpcyjnego odolejania ścieków. Polega ona na kontakcie ścieków z sorbentem (ciałem stałym). W wyniku zetknięcia z ciałem stałym o charakterze hydrofobowym lub oleofilnym zachodzą procesy adsorpcji i absorpcji. Efektywność tych procesów zależy od: wielkości rozwiniętej powierzchni, wymiaru i kształtu cząstek. Szybkość penetracji oleju w głąb sorbenta zależy od napięcia międzyfazowego cieczy i ciała stałego, lepkości oleju i wymiarów porów. Czas sorpcji jest dłuższy dla większych porów i większej lepkości oleju. Proces sorpcji można wykonywać w warunkach statycznych i dynamicznych. W warunkach dynamicznych ścieki olejowe przepuszcza się przez stałe złoże. W warunkach statycznych miesza się ścieki z sorbentem w reaktorach zaopatrzonych w mieszadła, a następnie sorbent z olejem usuwa się w osadnikach lub na filtrach. Sorbenty w zależności od ciężaru właściwego mogą sorbować oleje i następnie tonąć, opadając na dno reaktora (np. piasek, diatomit) lub utrzymywać się na powierzchni ścieku

(sorbenty porowate i ziarniste) (np. słoma, pianka poliuretanowa i in.). Sorbent po wysyceniu jego zdolności sorpcyjnych należy wymienić lub zregenerować do ponownego użycia. O sposobie postępowania decyduje m. in. koszt regeneracji, cena sorbenta, wartość użytkowa zregenerowanych olejów. Jednym z dość często stosowanych sposobów unieszkodliwiania zużytych sorbentów jest ich spalanie (o tym decyduje m. in. ciepło spalania).

Drogie sorbenty po ich wykorzystaniu powinny być poddane regeneracji i ponownie skierowane do usuwania olejów. Takimi materiałami są np. pianki poliuretanowe [11, 12].

O ich skuteczności w oczyszczaniu ścieków z olejów decyduje budowa chemiczna, a więc ilość grup poliolu, głównie grup –NCO i –OH, grup alkilowych, wbudowanych pierścieni heterocyklicznych, grup eterowych itd. Kształtowanie właściwości mechanicznych i termicznych zależy od warunków ich syntezy, tzn. temperatury, katalizatorów itp. Warunki syntezy sorbentów wpływają na polepszenie zdolności do otrzymania jak największego ich zwilżania przez olej. O tym decyduje kąt zwilżania, który powinien być zawarty między 0 a 45^{o}. W odniesieniu do wodnych emulsji olejowych sorbent (materiał sorpcyjny) powinien być dobrze zwilżalny przez oleje. Jest to tzw. sorbent olejofilny, który daje małe wartości kątów zwilżania przez oleje, a duże wartości kątów zwilżania przez wodę. Oleje więc wypierają wodę z powierzchni ciała stałego (sorbentu) o właściwościach olejofilnych. Jeżeli więc na powierzchni sorbentów są obecne składniki hydrofilne, to sprzyjają one zatrzymaniu cząstek olejów.

Odolejanie ścieków można wykonać stosując filtrację na odpowiednich złożach. Do tego celu stosuje się materiały ogólnie dostępne, stosunkowo tanie, takie jak: żwir, koks, ziemię okrzemkową, piasek kwarcowy, odpady drewniane itp. [1, 12]. Materiał filtracyjny ma za zadanie zatrzymanie cząstek oleju aż do momentu zatkania się jego porów, a więc do momentu ograniczenia skuteczności procesu filtrowania. Wtedy powinna wystąpić wymiana złoża filtracyjnego. Poza oddzieleniem olejów ze ścieków, na złożu następuje zatrzymanie cząstek zawiesiny stałej, co przyczynia się do ochrony urządzeń kanalizacyjnych przed zatykaniem i wypłycaniem ich przestrzeni.

Można także usuwać oleje wykorzystując proces ultrafiltracji [4, 25]. Dotyczy to zwłaszcza ścieków zaolejonych z przemysłu hutniczego i maszynowego zawierające zużyte emulsje chłodzące oraz chłodząco-smarujące [1]. Ścieki kierowane do ultrafiltracji muszą być wstępnie oczyszczone na wirówkach lub filtrach z zawiesin oraz niezemulgowanych olejów. Z procesu ultrafiltracji otrzymuje się emulsje olejowe oraz ultrafiltrat zawierający rozpuszczone związki organiczne o niskich masach molowych oraz rozpuszczone substancje nieorganiczne. Koncentrat emulsji olejowej poddaje się termicznemu przetwarzaniu. Metoda ta w porównaniu z innymi konwencjo-

nalnymi sposobami oczyszczania jest łatwa do wykonania i ekonomicznie opłacalna [4, 3].

Prostą metodą usuwania olejów jest koalescencja. Polega ona na łączeniu się kropelek oleju w wodzie w większe agregaty wskutek wzajemnych zderzeń. To prowadzi do powstania makrofazy o małym stopniu rozproszonego oleju, którą daje się wydzielić metodami mechanicznymi. Przyspieszeniu tworzenia się makrofazy sprzyja obecność ciała stałego w ścieku. Jego powierzchnię może pokrywać olej, co powoduje jego rozdział od fazy wodnej. Krople oleju łączą się w większe agregaty i wypływają na powierzchnię ścieków. Jako materiały koalescencyjne można użyć: szkło, tlenki metali, piasek, węgiel, koks, odpady tworzyw sztucznych, papier, odpady ceramiczne. Substancje te mogą stanowić wypełnienia w różnej postaci w tzw. filtrach koalescencyjnych. Najkorzystniej jest je zastosować w miejscu powstawania ścieków, bezpośrednio na halach produkcyjnych.

Z uwagi na to, że oleje w ściekach są zwykle związkami organicznymi o właściwościach hydrofobizujących powierzchnie ciał stałych, do ich usuwania ze ścieków można wykorzystać proces flotacji trójfazowej, tzw. „froth flotation". Proces ten polega na usuwaniu zawiesin mineralnych poddanych działaniu odczynników organicznych, które różnicują w sposób selektywny powierzchnię minerałów pod względem ich zwilżalności przez wodę. W tym przypadku do ścieków zaolejonych należy wprowadzić ciało stałe, na którym nastąpi adsorpcja olejów z fazy wodnej. Następnie napowietrzając taką zawiesinę, na pęcherzykach powietrza zostanie wydzielona ze ścieków wprowadzona faza stała z zaadsorbowanym olejem. Jeżeli jako fazy stałej użyje się np. mułów węglowych, to wskutek adsorpcji na nich olejów wzrośnie ich wartość kaloryczna, w stosunku do materiału „surowego". Natomiast faza ciekła będzie pozbawiona związków organicznych. Z ekologicznego punktu widzenia takie postępowanie będzie korzystne, o ile oleje stanowią mieszaninę związków alifatycznych o niezbyt wysokich temperaturach rozkładu.

3. Przedmiot i metodyka badań

Badaniom laboratoryjnym poddano próbki ścieków zawierających substancje organiczne, pochodzące z jednego z zakładów zajmujących się ich utylizacją. Próbki „surowe" oznaczono symbolem A i B, natomiast próbkę C stanowiła próbka „surowa" B po przesączeniu przez filtr bibułowy twardy. Dostarczane próbki ścieków w formie emulsji podlegają rozdziałowi na fazę organiczną i fazę wodną w wyniku obróbki za pomocą odpadowego stężonego kwasu siarkowego, kwasu solnego z zawartością żelaza i odpadowych alkaliów. Skład badanych ścieków charakteryzował się dużą zmiennością, ponieważ uzależniony jest od dostawców odpadów ciekłych do zbiorczego punktu

gromadzenia tego typu odpadów. Przykład składu chemicznego próbki po oddzieleniu grubo zdyspergowanej emulsji przedstawia się następująco: ChZT od 10 do 40 g O_2/dm^3; pH = 4,0 – 6,5; SO_4^{2-} = 4,5 – 6,5 g/dm^3; Cl^- = 20,0 – 30,0 g/dm^3; $Fe_{całk.}$ = 8,0 – 15,0 g/dm^3.

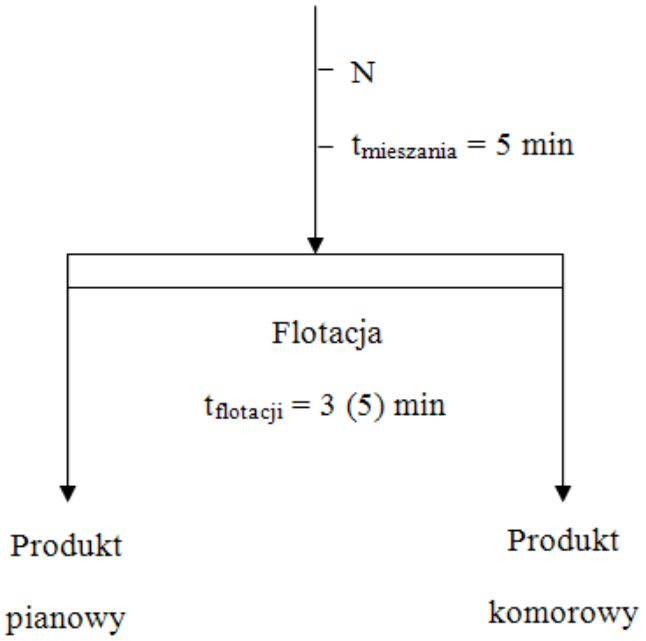
Z uwagi na to, że w składzie ścieków obecne są substancje organiczne trudno rozpuszczalne w fazie wodnej zdecydowano o możliwości ich zastosowania do flotacji materiału wykazującego dużą naturalną hydrofobowość powierzchniową. Zdolność do adsorpcji zanieczyszczeń organicznych wykazuje węgiel oraz odpady po jego flotacji. W tym celu zastosowano wybrane typy węgla, takie jak: typ 33 – węgiel gazowy (próbka I), typ 35 – węgiel ortokoksowy (próbka II), typ 37 – węgiel semikoksowy (próbka III), oraz odpady węglowe pochodzące z flotacji w jednej z kopalń (próbka IV). Wartość opałowa zastosowanych w badaniach typów węgli odpowiednio wynosiła ok.: 5800, 6250 i 6350 kcal/kg.

Doświadczenia flotacji wykonywano w maszynce flotacyjnej mechanicznej o pojemności 0,30 dm^3, przy ustalonym pH około 6,0, gęstości mętów flotacyjnych 150 g/dm^3. Nadawę próbki węgla (N - nadawa) kondycjonowano przez 30 minut w roztworze ścieków – próbka A (emulsja), a następnie poddano aeracji i flotacji w czasie 3-ech minut (do powstania tzw. pustej piany) – we flotacji I-III oraz w czasie 5-ciu minut w przypadku flotacji IV – tabela 1. Sposób wykonywania doświadczeń podano na rysunku 1 (schemat). W fazie wodnej (produkt komorowy) po flotacji oznaczano pH, parametr ChZT chromianowe oraz wartość napięcia powierzchniowego. W wybranych produktach pianowych (w fazie stałej) oznaczono parametr tzw. wartość opałową. W identycznych warunkach wykonano flotacje stosując jako fazę stałą odpady węgla o zawartości 16,81% popiołu (oznaczone jako OW). Odpady te flotowano w próbce ścieków oznaczonych jako próbka B (tzw. odciek po oddzieleniu emulsji grubo zdyspergowanej). Wyniki oznaczeń ChZT chromianowego dla tych doświadczeń podano w tabeli 2.

Próbki ścieków o określonej objętości były poddane także procesom obróbki chemicznej za pomocą reagentów powodujących utlenianie zanieczyszczeń organicznych. W tym celu zastosowano roztwór dichromianu(VI) potasu w stężonym kwasie siarkowym(VI) (tzw. chromiankę) oraz 30% H_2O_2 ditlenk diwodoru (tzw. perhydrol). Zastosowane objętości badanych próbek i odczynników utleniających oraz uzyskane wyniki oznaczeń podano w tabeli 3.

W celu identyfikacji połączeń organicznych w próbkach A, B i C oraz sprawdzenia skuteczności zastosowanej obróbki chemicznej, badane ścieki poddano analizie spektralnej wykorzystując metodę spektroskopii w podczerwieni z transformacją Fouriera. Dzięki temu określono zawartości węglowodorów alifatycznych i aromatycznych w badanych próbkach. Uzyskane

wyniki badań zestawiono w tabeli 4. Widma IR dla wybranych próbek przedstawiono na rysunkach 2 i 3.



Rys.1. Schemat wykonywania doświadczeń flotacyjnych [Źródło: opracowanie własne]

4. Omówienie wyników doświadczeń

Wyniki wykonanych doświadczeń flotacji wybranych typów węgla w roztworze ścieków zaolejonych (próbka A) podano w tabeli 1.

Flotacja wykazała, że w przypadku próbek węgli, do produktu pianowego przechodzi średnio ok 60% fazy stałej, i ok 35% gdy fazą stałą są odpady poflotacyjne jednej z kopalń węgla. Jest to prawdopodobnie związane ze składem chemicznym próbek. Odpady powęglowe zawierały około 60% popiołu, więc hydrofobowość ich powierzchni jest mała. Składniki popiołu o charakterze nieorganicznych połączeń powodują podwyższoną zwilżalność powierzchni, w ten sposób ograniczając adsorpcję olejów na ich powierzchni. We wszystkich przypadkach oszacowana wartość opałowa próbek po flotacji wzrosła. Badane typy węgli wykazały wzrost wartości opałowej o około 150 - 200 kcal/kg, natomiast odpady węglowe jedynie o około 75 - 100 kcal/kg. Problemem może okazać się w tym przypadku skład chemiczny ścieków, w których zawartość organicznych połączeń alifatycznych, jak i aromatycznych (a skład ich jest bardzo nieprzewidywalny) może wpływać niekorzystnie na środowisko. Dlatego też, nie każdy odpad ścieków olejowych może być wykorzystany w opisanym sposobie ich wykorzystania.

Wyniki doświadczeń flotacji próbek węgli w ściekach próbka A wykonane według schematu nr 1 [źródło: badania własne]

Tabela 1

Warunki flotacji	% wychód fazy stałej (produkt pianowy)	ChZTchrom. ścieku [mg O_2/dm^3]	Napięcie powierzchniowe ścieku [mN/m]
Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, węgiel typ 33 (Próbka I), $t_{flot.}$= 3 min, pH_0 = 6,09, pH_k = 6,29,	55,5	105,07	45,0
Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, węgiel typ 35 (Próbka II), $t_{flot.}$= 3 min, pH_0 = 6,09, pH_k = 6,18,	58,3	88,16	47,3
Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, węgiel typ 37 (Próbka III), $t_{flot.}$= 3 min, pH_0 = 6,09, pH_k = 6,10,	60,0	109,90	46,8
Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, odpad po flotacji węgla (Próbka IV), $t_{flot.}$= 5 min, pH_0 = 6,02, pH_k = 5,00,	35,0	101,45	49,5
Objętość ścieków (A) 0,3 dm^3, pH_0 = 6,28	0.2	114,73	31,8

Wyniki doświadczeń flotacji próbek węgli w ściekach próbka B wykonane według schematu nr 1 [źródło: badania własne]

Tabela 2

Lp.	Warunki flotacji	ChZTchrom. ścieku [mg O_2/dm^3]
Próbka B ścieków	Objętość ścieków (B) 0,3 dm3, pH_0 = 5,36	16,91
Flotacja 1	Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, odpad węglowy (OW), $t_{flot.}$= 6 min, pH_0 = 5,36 pH_k = 4,81,	13,99
Flotacja 2	Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, odpad węglowy (OW),, $t_{flot.}$= 7 min, pH_0 = 5,36, pH_k = 4,71,	13,30
Flotacja 3	Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, odpad węglowy (OW), $t_{flot.}$= 6 min, pH_0 = 5,36, pH_k = 4,81,	12,39
Flotacja 4	Gęstość zawiesiny–150 g/dm^3, odpad węglowy (OW), $t_{flot.}$= 6 min, pH_0 = 5,36, pH_k = 4,81,	11,47

Równocześnie należy zwrócić uwagę, że faza ciekła po tym procesie ulega znacznemu oczyszczeniu. Świadczy o tym obniżenie wartości $ChZT_{chrom.}$, które maleje z ok. 115 mg O_2/dm^3 do 89 mg O_2/dm^3 (tab. 1) oraz z około 17 mg O_2/dm^3 do 11 mg O_2/dm^3 (tabela 2).

O zachodzeniu hydrofobizacji powierzchni węgli przez zaolejone ścieki świadczy także wartość napięcia powierzchniowego fazy ciekłej przed flotacją i po flotacji (tzw. produkt komorowy). Napięcie powierzchniowe fazy ciekłej ścieków wynosi 32 mN/m i wzrasta po flotacji do ok. 50 mN/m (tabela 1). Ten wzrost wartości napięcia powierzchniowego ścieków po ich wykorzystaniu we flotacji świadczy o ich oczyszczeniu z substancji organicznych. Należy przypomnieć, że czysta woda w warunkach STP wykazuje napięcie powierzchniowe równe 72,5 d0 72,8 mN/m. A więc należy sądzić, że ciecz która z powierzchnią ciała stałego tworzy mniejszy kąt zwilżania i wykazuje mniejszą wartość napięcia powierzchniowego, będzie wypierała z tej powierzchni ciecz o większym kącie zwilżania, czyli przez wodę. Jednocześnie następuje obniżenie stężenia olejów w fazie wodnej, co miało miejsce w naszych doświadczeniach (tabela 1 i tabela 2).

W następnej serii badań wykonano doświadczenia rozkładu związków organicznych w ściekach za pomocą silnych utleniaczy. W tym celu zastosowano perhydrol oraz roztwór chromianki (tabela 3).

Wyniki oznaczeń w próbach ścieków poddanych obróbce chemicznej za pomocą roztworu chromianki oraz perhydrolu [źródło: badania własne]

Tabela 3

Nr	Warunki obróbki	$ChZT_{chrom.}$ wyjściowe [mg O_2/dm^3]	$ChZT_{chrom.}$ końcowe [mg O_2/dm^3]
1	próbka A, $V_A = 150\ cm^3$, $V_{H2O2} = 20cm^3$, pH = 3,0,	114,73	110,0
2	próbka A, $V_A = 150\ cm^3$, $V_{chromianka} = 20cm^3$, pH = 1,0,	114,73	89,0
3	próbka B, zawartość Fe = 8,99 g/dm^3, $V_B = 150\ cm^3$, $V_{chromianka} = 20cm^3$, pH = 1,0,	16,91	7,14
4	próbka B, zawartość Fe = 8,99 g/dm^3, $V_B = 150\ cm^3$, $V_{H2O2} = 20cm^3$, pH = 2,0,	16,91	5,95
5	próbka C, zawartość Fe = 4,29 g/dm^3, $V_C = 100\ cm^3$, $V_{H2O2} = 20cm^3$, pH = 2,5	-	3,61
6	próbka C, zawartość Fe = 4,29 g/dm^3 $V_C = 100\ cm^3$, $V_{chromianka} = 20cm^3$, pH = 6,5	-	4,29

W próbce ścieków zawierających grubo zdyspergowane oleje redukcja ChZT (tabela 3, próbka A) obniża się z wartości około 115 mg O_2/dm^3 do ok.

89 mg O_2/dm^3, po utlenieniu chromianką. Proces utlenienia przebiega intensywniej w przypadku próbki B oraz dla próbki C. O tym świadczy obniżenie się wartości parametru $ChZT_{chrom.}$ z około 17 mg O_2/dm^3 do 3,5-4 mg O_2/ dm^3 (tabela 3, próbka B i C), przy czym na wartość tego parametru może mieć wpływ zawartość żelaza, która obniżyła się prawie dwukrotnie po procesie sączenia próbki B.

Wykonane oznaczenia zawartości związków organicznych (tabela 4) potwierdzają znaczną skuteczność zastosowanych procesów utleniania w usuwaniu związków aromatycznych (rys. 3). Stopień ich redukcji mieści się w granicach od 68% do prawie 90% dla chromianki oraz od 60% do 74% dla perhydrolu - co wskazuje, na większą skuteczność roztworu chromianki w porównaniu z perhydrolem. W próbce A oraz B nie obserwuje się zauważalnej redukcji stężenia związków alifatycznych. Natomiast w próbce C uzyskano ok. 71% spadek ich zawartości. Przypuszczalnie związane jest to z nieobecnością związków żelaza usuniętych wcześniej w procesie sączenia.

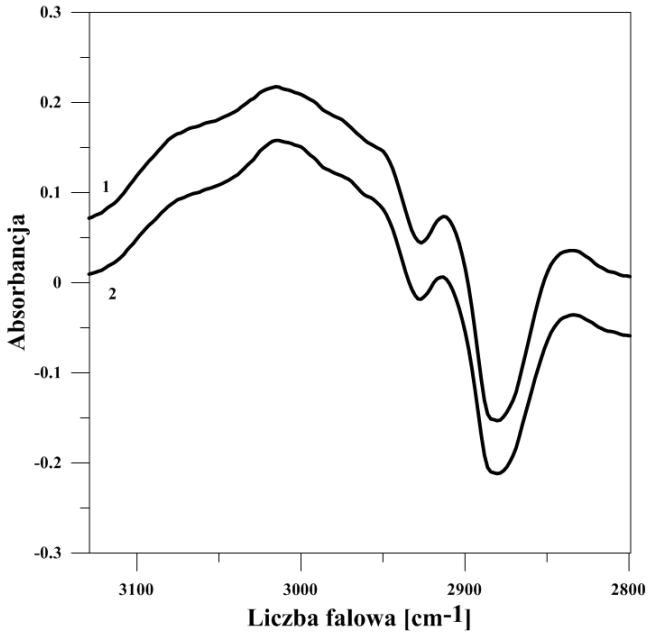
Wyniki analizy spektralnej badanych próbek ścieków metodą FTIR [źródło: badania własne]

Tabela 4

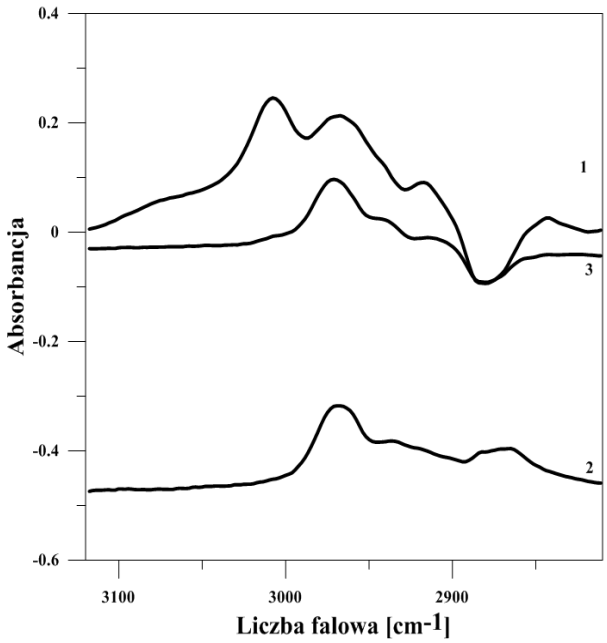
Próbka		Suma węglowodorów	Węglowodory alifatyczne	Węglowodory aromatyczne
		[mg/dm^3]		
A		3068,7	446,4	2622,3
B		2536,0	294,5	2241,5
C		2528,0	284,1	2243,9
A	Perhydrol	491,4	377,5	113,9
	Chromianka	351,0	263,7	87,3
B	Perhydrol	833,1	243,8	589,3
	Chromianka	533,2	294,2	238,9
C	Perhydrol	996,3	81,2	915,0
	Chromianka	998,8	283,4	715,4

Uzyskane wyniki pokazują również, że oddzielenie fazy stałej znajdującej się w próbce ścieków B, nie wpływa w istotny sposób za zawartość badanych związków organicznych (rys. 2). Suma węglowodorów przed i po sączeniu jest praktycznie identyczna. To znaczy, że oddzielony osad prawdopodobnie nie zawierał grubo zdyspergowanych olejów. Przypuszcza się, że w skład osadu wchodziły tylko kolomorficzne związki żelaza.

W ściekach zaolejonych, które mogą być odprowadzane do kanalizacji miejskiej $ChZT_{chrom}$ powinno być nie wyższe niż 1 mg O_2/dm^3. Wykonane doświadczenia nie umożliwiły obniżenia wartości ChZT do wymaganego poziomu. Problem ten wymaga dalszych badań celem opracowania zhybrydyzowanej technologii skutecznego ich odolejenia.



Rys.2. Porównanie widma próbki B (widmo 1) oraz próbki C (widmo 2)
[Źródło: badania własne]



Rys.3. Porównanie zastosowanych metod utleniania dla próbki A,
1 – widmo dla próbki „surowej", 2 – widmo dla próbki po obróbce perhydrolem, 3 – widmo dla próbki po obróbce chromianką
[Źródło: badania własne]

5. Wnioski

Ścieki zaolejone stanowią bardzo trudny materiał badawczy. Mimo istnienia wielu metod ich utylizacji, przy doborze skutecznej metody ich oczyszczania napotyka się na duże trudności. Jest to spowodowane ich różnorodnym składem, często mało przewidywalnym. W przypadku badanych ścieków zastosowano je jako ośrodek, w którym flotowano próbki węgla, bez dodatku odczynników flotacyjnych. Jak wykazano w tabeli 2 nastąpiło obniżenie wartości $ChZT_{Chrom.}$, co świadczy o adsorpcji substancji organicznych zawartych w tych ściekach na powierzchni węgli. Podobnie wprowadzenie silnych utleniaczy do próbek ścieków powoduje obniżenia zawartości zanieczyszczeń organicznych, co z kolei zostało potwierdzone widmami IR oraz wartością napięcia powierzchniowego fazy ciekłej. Na tym etapie pracy otrzymana wartość $ChZT_{Chrom.}$ nie jest zadawalająca i zgodnie z wymaganiami Rozporządzenia [21] przekracza nieco wartość dopuszczalną, by móc odprowadzić ścieki do kanalizacji. Problem ten wymaga dalszych badań.

Literatura

1. Bartkiewicz B.: Oczyszczanie ścieków przemysłowych. Wydawnictwo naukowe PWN, Warszawa 2006.
2. Bartkiewicz B.: Badania nad zastosowaniem elektroflotacji do oczyszczania ścieków o charakterze emulsji olejowych. Gospodarka Wodna i Technika Sanitarna, 1976, 8, s. 227.
3. Bodzek M., K. Konieczny K.: Oczyszczanie ścieków emulsyjnych za pomocą ultrafiltracyjnych membran z poliakrylonitrylu. Gaz, Woda i technika Sanitarna, t. 65, nr 4, 1991, s. 74-78.
4. Bodzek M., Bohdziewicz J., Konieczny K.: Techniki membranowe w ochronie środowiska. Wyd 1, Gliwice, Wydawnictwa Politechniki Śląskiej 1997, ISBN 83-85718-97-4.
5. Buraczewski G.: Biotechnologia osadu czynnego. Państwowe Wydawnictwo Naukowe, Warszawa 1994.
6. Chojnacki A.: Technologia wody i ścieków. Wyd. PWN, Warszawa 1972.
7. Chojnacki A., Bartkiewicz B.: Problem usuwania olejów i substancji powierzchniowo-czynnych na przykładzie ścieków zawierających emulsje. Gospodarka Wodna i Technika Sanitarna, 1972, 8.

8. Chojnacki A.: Aspekt fizyczno-chemiczny powstawania i rozbijania emulsji olejowo-wodnej. Gospodarka Wodna, nr 2, 1974, s. 54, ISSN 0016-5352.
9. Gilewicz J.: Emulsje. Wyd. PWN, Warszawa 1974.
10. Gomółka E., Szaynok A.: Chemia wody i powietrza. Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1982.
11. Gomółka E.: Usuwanie olejów ze ścieków. Ochrona Środowiska, Nr 463/1(23), 1985, s. 39.
12. Gomółka E.: Usuwanie i unieszkodliwianie zanieczyszczeń olejowych zawartych w ściekach. Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1987.
13. Gomółka E.: Wykorzystanie usuwanych ze ścieków olejów do produkcji gazu miejskiego. Materiały Konferencji Naukowo-Technicznej „Wykorzystanie niekonwencjonalnych źródeł energii", Częstochowa, wrzesień 1981.
14. Hermanowicz W.: Chemia sanitarna. Wyd. Arkady, Warszawa 1984.
15. Hupka J., Mydlarczyk S., Ostrowska G.: Odolejanie ścieków przemysłowych. Przem. Chem., 1980, 59/1, s. 10-13.
16. Koziorowski B.: Oczyszczanie ścieków przemysłowych. Wyd. WNT, Warszawa 1980.
17. Łomotowski J., Szpinder A.: Nowoczesne systemy oczyszczania ścieków. Wyd. Arkady, Warszawa 1999, ISBN 83-213-4139-X.
18. Magrel L.: Uzdatnianie wody i oczyszczanie ścieków. Wyd. Ekonomia i Środowisko, Białystok 2000, ISBN 83-85792-75-9.
19. Meinbaum Z., Stasch J.: Usuwanie zemulgowanych olejów ze ścieków metodą elektrokoagulacji. Przem.Chem., 1978, 8, 407.
20. Roga B., Tomków K.: Chemiczna technologia węgla. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne , Warszawa 1971.
21. Rozporządzenie Ministra Ochrony Środowiska z dnia 27 lipca 2004 roku w sprawie dopuszczalnych mas substancji , które mogą być odprowadzane w ściekach przemysłowych (Dz. U. Nr 180, poz. 1867).
22. Rozporządzenie Ministra Zdrowia z dnia 29 marca 2007 roku w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi Dz. U. 07.61.417.
23. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 13 maja 2009 roku w sprawie form i sposobu prowadzenia monitoringu jednolitych części wód powierzchniowych i podziemnych (Dz. U. Nr 81, poz. 685).

24. Sanak-Rydlewska S.: Technologia oczyszczania ścieków przemysłowych. Kraków, Wydawnictwa AGH, Skrypty Uczelniane, nr 1259, 1991, ISSN 0239-6114.
25. Sanak-Rydlewska S.: Metody permeacyne oczyszczania ścieków, Część I, Kraków, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH 2005, ISBN 83-7464-001-4.
26. Sanak-Rydlewska S.: Metody oczyszczania ścieków miejskich. Wydanie drugie poprawione i uzupełnione. AGH, Wydawnictwa AGH, Kraków 2011, ISBN 978-83-7464-400-6.
27. Seńczuk W.: Toksykologia. Państwowy Zakład Wydawnictw Lekarskich, Warszawa 1979.

Praca wykonana w ramach badań statutowych, zarejestrowanych w AGH pod numerem 11.11.100.196.

Zastosowanie pieca obrotowego w badaniach nad wytwarzaniem paliw wtórnych z biomasy

Krzysztof Słowik, Sławomir Stelmach, Maciej Chrubasik – Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla, **Sylwester Kalisz** – Politechnika Śląska

1. Wprowadzenie

Wzrost gospodarczy oraz powiększająca się liczba ludności powodują ciągły wzrost zapotrzebowania na energię, konieczny jest więc systematyczny rozwój nowych technologii jej pozyskiwania. Równocześnie wiele krajów, w tym kraje Unii Europejskiej, rozpoczęło wdrażanie programów ograniczania emisji gazów cieplarnianych do atmosfery. Wydaje się, że zwiększenie udziału biomasy jako paliwa dla sektora energetycznego może być częściowym rozwiązaniem powyższych problemów. Zasoby biomasy w przeciwieństwie do konwencjonalnych paliw są odnawialne, a ich spalanie nie jest uważane za źródło dwutlenku węgla, ponieważ jego ilość wytwarzana podczas termicznej konwersji biomasy jest równoważona przez CO_2 pochłaniany przez rośliny w procesie fotosyntezy.

Bezpośrednie wykorzystanie biomasy jako paliwa stwarza jednak wiele problemów [1]. Ze względu na jej specyficzne właściwości fizykochemiczne, zwykle nie jest możliwe bezpośrednie jej wykorzystanie w istniejących instalacjach przeznaczonych do produkcji energii z paliw kopalnych. Prawie dwukrotnie niższa wartość ciepła spalania biomasy w porównaniu z węglem kamiennym sprawia, że energetyka węglowa nie może się całkowicie na niej oprzeć. Sezonowość upraw, rozproszony system pozyskiwania, problemy z transportem, magazynowaniem i składowaniem sprawiają, że technologia mająca wykorzystywać biomasę jako paliwo musi być niezwykle elastyczna, ponieważ nie jest możliwe zapewnienie dostaw biomasy o tych samych właściwościach w ciągu całego roku. Powyższe komplikacje sprawiają, że coraz większym zainteresowaniem cieszy się koncepcja wstępnego przetwarzania biomasy w paliwa wtórne, które mogłyby być współspalane z paliwami kopalnymi [2, 3].

Badania prowadzone w skali laboratoryjnej, a więc zazwyczaj w skali do kilku gramów, prowadzone są praktycznie wyłącznie w układach o pracy nieciągłej (okresowych). Głównym ich celem jest wyznaczenie podstawowych zależności dotyczących termodynamiki oraz kinetyki procesu. Nie sposób jednak jedynie na ich podstawie projektować instalacje pilotowe. Stąd pojawia się zapotrzebowanie na instalacje wielkolaboratoryjne, działające w sposób ciągły, które umożliwiałyby zarówno potwierdzenie wniosków wyciągniętych z eksperymentów prowadzonych w laboratorium, jak i poznanie utrudnień jakie niesie dalsze powiększanie skali procesu [4, 5].

Open Access (CC BY-NC 3.0 PL)

Z technologicznego punktu widzenia do najważniejszych parametrów badanego procesu należą:

- temperatura,
- czas przebywania paliwa w strefie reakcyjnej,
- atmosfera reakcyjna: utleniająca, inertna, redukująca,
- kierunek przepływu reagentów: współprąd i przeciwprąd.

Instalacja z rurowym piecem obrotowym umożliwia zbadanie wpływu wszystkich powyższych parametrów na jakość uzyskiwanych produktów. Trzy strefy grzejne pozwalają na prowadzenie procesów termicznej konwersji paliw w zakresie od 200÷1000^{o}C w gradiencie temperaturowym (jeśli taki jest wymagany). Poprzez zmianę kąta nachylenia pieca oraz prędkości obrotowej reaktora możliwa jest regulacja czasu przebywania surowca w strefie reakcyjnej. Hermetyczność układu pozwala na prowadzenie procesów w atmosferze gazu obojętnego, jak i z udziałem gazowych czynników zgazowujących (np. para wodna, dwutlenek węgla). Możliwe jest również wymuszenie kierunku przepływu gazu procesowego zarówno zgodnie, jak i przeciwnie do kierunku przemieszczania się paliwa. System odbioru karbonizatu umożliwia jego okresowe odbieranie, bez naruszania szczelności układu.

W niniejszej monografii przedstawiono zastosowanie instalacji z piecem obrotowym jako narzędzia do badań procesów termicznego przetwarzania biomasy w paliwa wtórne. Prezentowana konstrukcja pozwala na regulację temperatury procesu, czasu przebywania surowca oraz na pracę zarówno w warunkach współprądowego, jak i przeciwprądowego przepływu reagentów. Pracę instalacji zaprezentowano na przykładach pirolizy/zgazowania odpadowej biomasy drzewnej parą wodną. W obu przypadkach jako produkty uzyskano gaz procesowy oraz karbonizat, których właściwości pozwalały na ich bezpośrednie wykorzystanie w procesach współspalania.

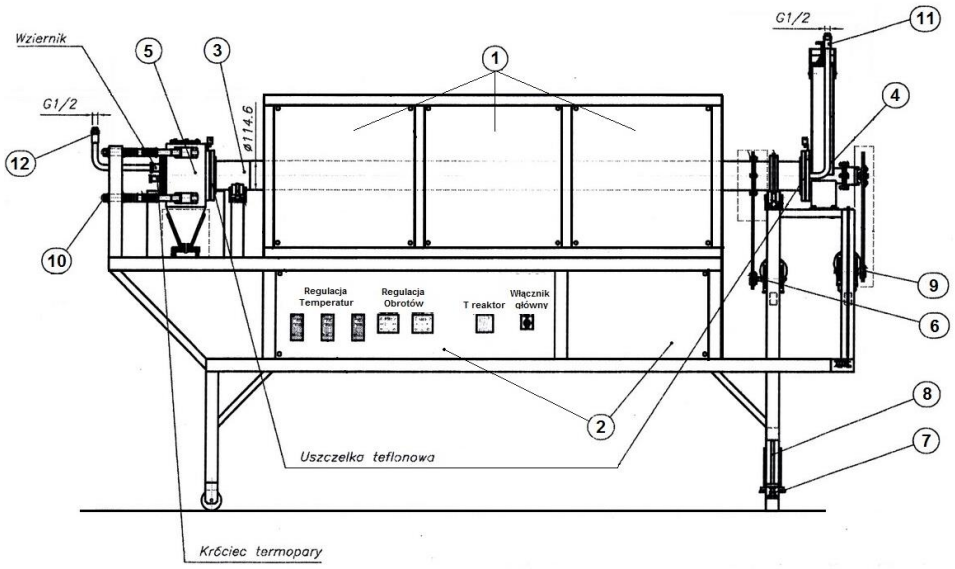
2. Opis instalacji z piecem obrotowym

Instalacja z piecem obrotowym składa się z następujących podstawowych elementów konstrukcyjnych (rys. 1):

- część grzejna (piec) (1),
- podstawa z zespołem zasilająco – sterującym (2),
- reaktor stalowy (3),
- zespół podajnika (4),
- zespół skrzynki odbioru produktów stałych (5).

Część grzejną (piec) stanowi umieszczony w konstrukcji z profili stalowych, poziomy, trzystrefowy grzejnik (1), przeznaczony do ogrzewania pozio-

mo osadzonej rury reaktora do maksymalnej temperatury pracy 1100°C. Gazoszczelny reaktor stanowi obustronnie nagwintowana żaroodporna rura stalowa (3) o średnicy 114,6×6,3 mm, z wbudowanymi przegrodami przesypowymi. Ruch obrotowy przenoszony jest za pomocą motoreduktora (6). Regulacja kąta nachylenia pieca odbywa się za pomocą podnośnika hydraulicznego umieszczonego po prawej stronie konstrukcji podstawy (7). Stopień nachylenia całej konstrukcji podstawy jest odczytywany na zamocowanym z przodu nad podnośnikiem wskaźniku stopnia nachylenia, a zakres jego regulacji wynosi od 0 do 4°. Po obu stronach układu hydraulicznego znajdują się regulowane śruby podporowe, odciążające podnośnik hydrauliczny (8).



Rys.1. Główne elementy konstrukcyjne pieca obrotowego [źródło: opracowanie własne]

Wszystkie elementy kontrolno–pomiarowe umieszczone są na płycie czołowej skrzynki zespołu zasilająco-sterującego (2). Umożliwiają one regulację oraz odczyt temperatur wszystkich trzech sekcji grzejnych, regulację prędkości obrotowej rury reaktora oraz podajnika ślimakowego.

Zespół podajnika stanowi komora o pojemności ok. 5 dm^3 wykonana ze stali nierdzewnej (4), do której wspawana jest żaroodporna obudowa ślimaka przenoszącego badany materiał do reaktora. Ślimak napędzany jest motoreduktorem (9).

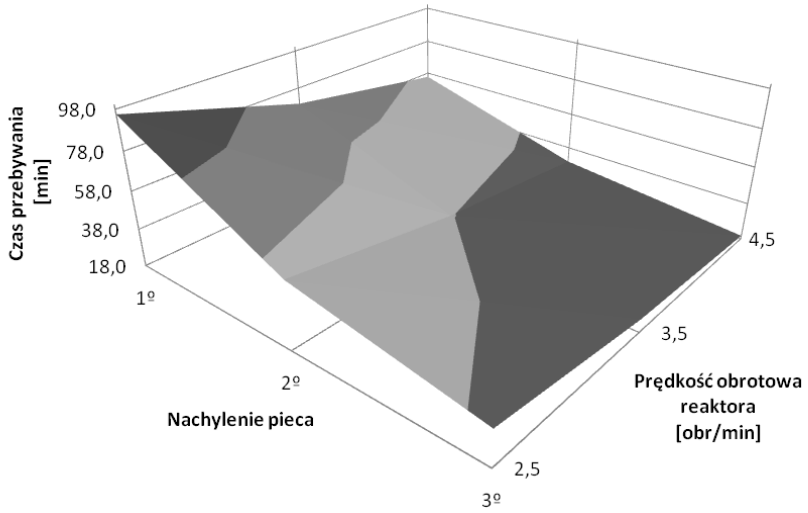
Odbieranie otrzymywanych stałych produktów konwersji następuje w zespole skrzynki odbioru produktów stałych (5), który stanowi komora wykonana ze stali nierdzewnej, podwieszona na szpilkach o średnicy 20 mm, przykręconych do konstrukcji podstawy (10). Znajdujące się na każdej szpilce sprężyny

stanowią układ kompensacyjny, który zapewnia dobre dopasowanie i utrzymanie gazoszczelności całego układu podczas przeprowadzania procesu. Układ doposażono w dodatkowy zbiornik pośredni, oddzielony śluzą, który umożliwia schłodzenie oraz odbiór karbonizatu przy zachowaniu hermetyczności instalacji.

Dodatkowo instalację doposażono w układ oczyszczania gazu procesowego, składający się z szeregu chłodnic powietrznych oraz wodnych (temperatura 5°C). Wylot gazu procesowego znajduje się albo po stronie podawania surowca (11), gdy pożądane są warunki przeciwprądowe, albo po stronie odbioru karbonizatu (12), dla warunków współprądowych.

3. Możliwości zmiany parametrów procesowych

Podzielenie pieca na trzy niezależne sekcje grzejne pozwala zarówno na prowadzenie eksperymentów w gradiencie temperatury, jak i na lepszą stabilizację warunków wewnątrz reaktora. Między innymi, w przypadku paliwa o dużej zawartości wilgoci, możliwe jest dostarczenie większej ilości energii do pierwszej sekcji w celu skompensowania energii zużywanej na odparowanie wody.

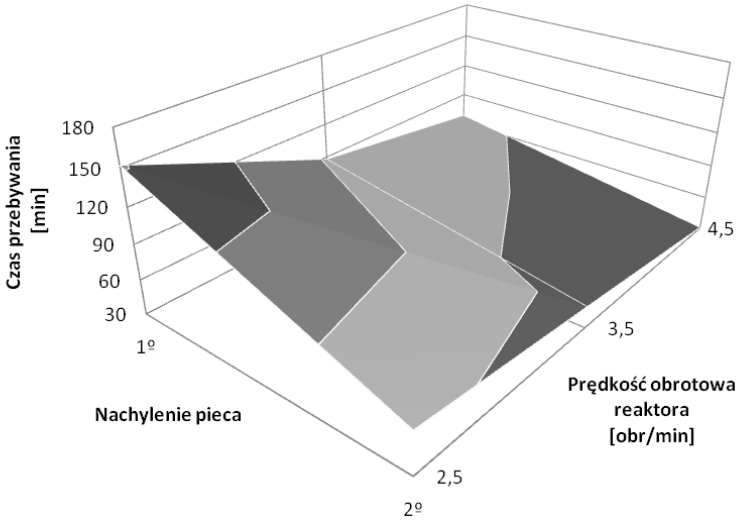


Rys.2. Zależność czasu przebywania antracytu od prędkości obrotowej reaktora oraz kąta nachylenia pieca [źródło: opracowanie własne]

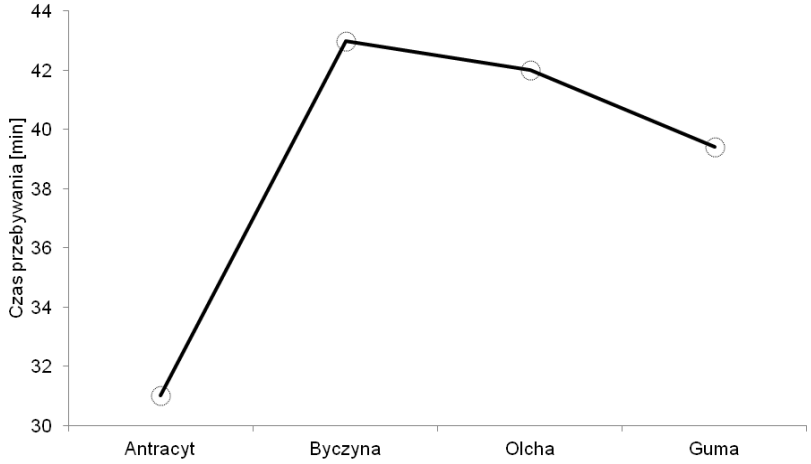
Poza temperaturą prowadzenia procesu, można też zmieniać kąt nachylenia reaktora, prędkość obrotową reaktora i strumień paliwa wchodzącego do reaktora. Parametry te mają wpływ na czas przebywania paliwa oraz stopień wypełnienia reaktora (całkowita masa surowca wewnątrz reaktora). Aby wyznaczyć odpowiednie korelacje przeprowadzono serię testów przy wyłączonych sekcjach grzejnych, a więc przy braku przemian chemicznych. Do badań

wybrano cztery surowce: antracyt, odpad gumowy ze zużytych opon samochodowych, zrębki drewna wędzarniczego „Olcha" oraz mieszaninę odpadowych zrębków tartacznych „Byczyna".

Czas przebywania jest w głównej mierze zależny od kąta nachylenia oraz od prędkości obrotowej reaktora (rys. 2 i 3), a praktycznie niezależny od natężenia strumienia podawanego paliwa. Zwiększenie strumienia paliwa wprowadzanego do pieca powoduje zwiększenie stopnia wypełnienia reaktora, co ma duże znaczenie dla transportu ciepła oraz masy wewnątrz reaktora rurowego.



Rys.3. Zależność czasu przebywania odpadu gumowego od prędkości obrotowej reaktora oraz kąta nachylenia pieca [źródło: opracowanie własne]



Rys.4. Zależność czasu przebywania od rodzaju surowca: kąt nachylenia pieca – 3°, prędkość obrotowa reaktora – 3 obr/min [źródło: opracowanie własne]

Czas przebywania jest również silnie zależny od rodzaju zastosowanego surowca. Paliwa odpadowe, takie jak biomasa czy guma, wypełniają reaktor w większym stopniu niż paliwa o dużej sypkości (antracyt), stąd obserwowane wydłużenie czasów ich przebywania (rys. 4).

4. Procesy zgazowania biomasy parą wodną

Aby przedstawić działanie instalacji z piecem obrotowym, poniżej zaprezentowano dane uzyskane w trzech eksperymentach zgazowania biomasy utleniaczem zawierającym parę wodną. Warunki procesów zestawiono w tabeli 1.

Jako materiał do badań wybrano dwa rodzaje odpadowej biomasy drzewnej:

- odpad drewna olchowego pochodzący z produkcji drewna wędzarniczego, w dalszej części artykułu nazywany „Olcha”,
- zrębki drzewne będące odpadem z wycinki lasu oraz obróbki tartacznej, „Byczyna”.

Para wodna w mieszaninie gazów stanowiących utleniacz wprowadzana była w przeciwprądzie (króciec 12 na rys. 1) w stosunku do strumienia paliwa. Punkt poboru próbek gazu procesowego umieszczono zaraz za wylotem z reaktora (króciec 11 na rys. 1), przed układem kondensacji smół i wody.

W wyniku procesu uzyskano produkty w postaci:

- gazu procesowego,
- kondensatu wodno-smołowego,
- karbonizatu.

Zarówno gaz procesowy, jak i karbonizat są perspektywicznymi paliwami wtórnymi. Ich wartości opałowe wynoszą odpowiednio: 8,6 MJ/Nm^3 oraz 31 MJ/kg. Kondensat, ze względu na bardzo dużą zawartość wody (około 90 %) nie może zostać wykorzystany jako paliwo i jest traktowany jako odpad poprocesowy.

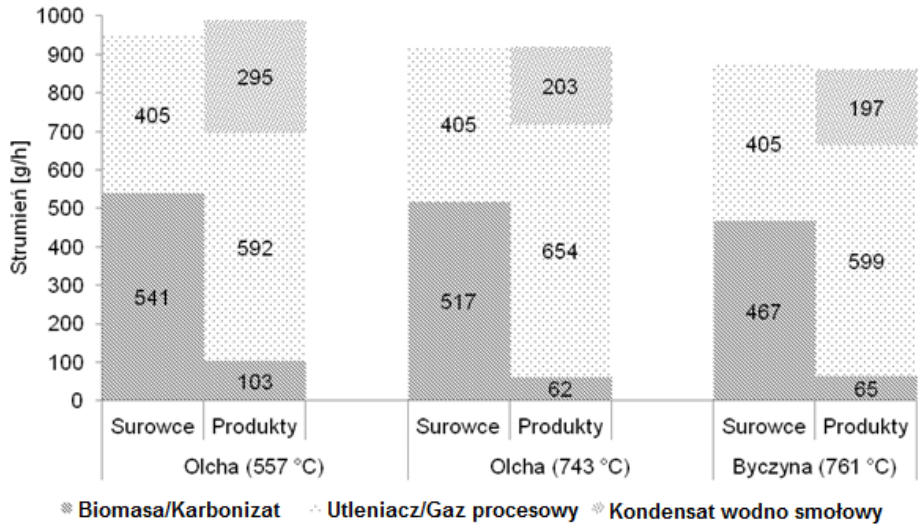
Jedną z metod oceny jakości uzyskanych wyników jest sprawdzenie bilansów masowych oraz pierwiastkowych. Uzyskanie dużych różnic pomiędzy strumieniami wejściowymi a wyjściowymi świadczy o nieszczelności układu oraz małej stabilności jego pracy. Na rysunku 5 zamieszczono strumienie masowe dla prezentowanych procesów zgazowania. W eksperymentach, w których paliwem była „Olcha”, różnica pomiędzy strumieniami substratów a strumieniami produktów wynosiła odpowiednio 44 i 2 g/h, co stanowi 4,6% oraz 0,2% całkowitego strumienia wprowadzonego do reaktora. W przypadku „Byczyny” różnica ta wynosiła 11 g/h, co stanowi 1,2% strumienia wlotowego.

Warunki prowadzenia procesów zgazowania biomasy [źródło: opracowanie własne]

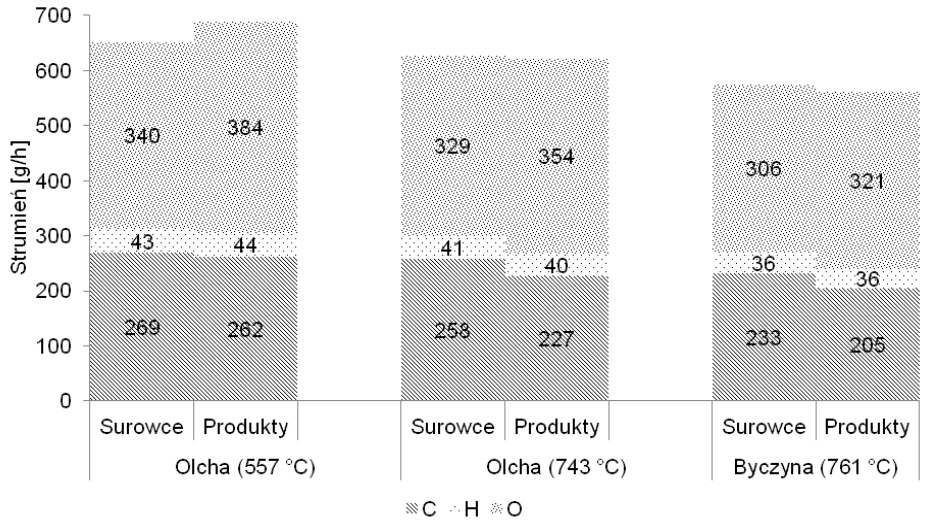
Tabela 1

	Eksperyment 1	Eksperyment 2	Eksperyment 3
ŚREDNIE TEMPERATURY SEKCJI GRZEJNYCH [°C]			
T_1	660	865	865
T_2	660	865	865
T_3	660	865	865
ŚREDNIE TEMPERATURY GAZÓW [°C]			
Wlot do reaktora	125	143	152
Wewnątrz reaktora	557	743	761
Wylot z reaktora	140	175	175
STRUMIENIE WLOTOWE [g/h]			
Utleniacz	405	405	405
CO_2	59	59	59
N_2	291	291	291
O_2	7	7	7
H_2O	48	48	48
Biomasa	541	517	4,8
Sucha biomasa	508	485	420
Wilogoć	33	31	47

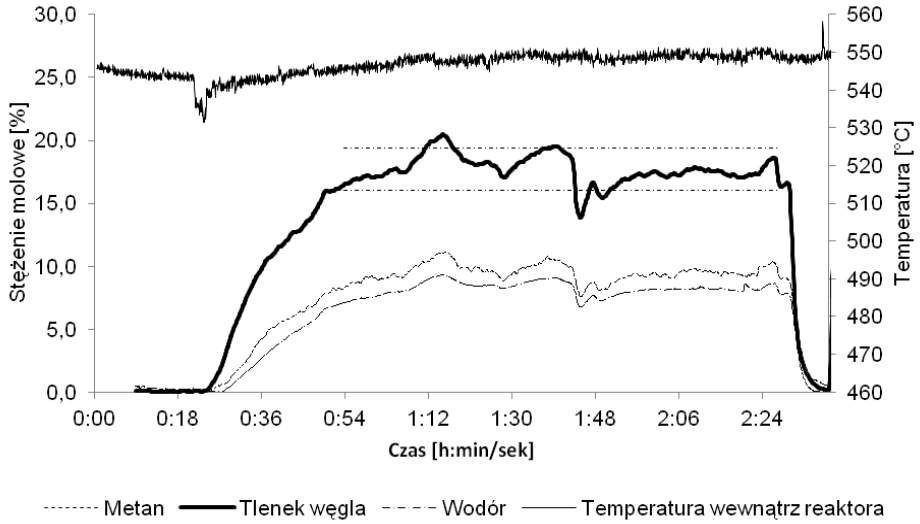
Bilanse pierwiastkowe również charakteryzowała bardzo dobra zgodność. Średnia różnica pomiędzy surowcami a produktami wynosiła 9% całkowitej ilości pierwiastka wprowadzonej do reaktora (rys. 6).



Rys.5. Bilanse masowe procesów zgazowania biomasy [źródło: opracowanie własne]



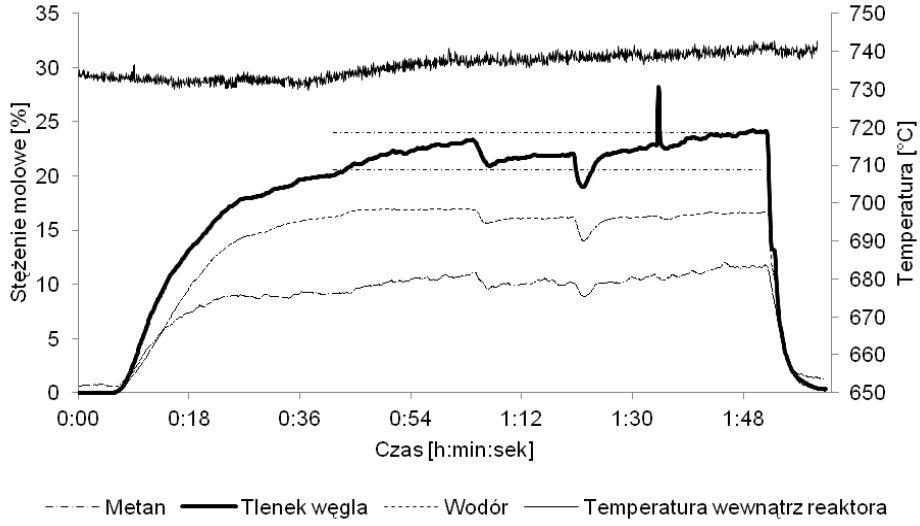
Rys.6. Bilanse pierwiastkowe procesów zgazowania biomasy
[źródło: opracowanie własne]



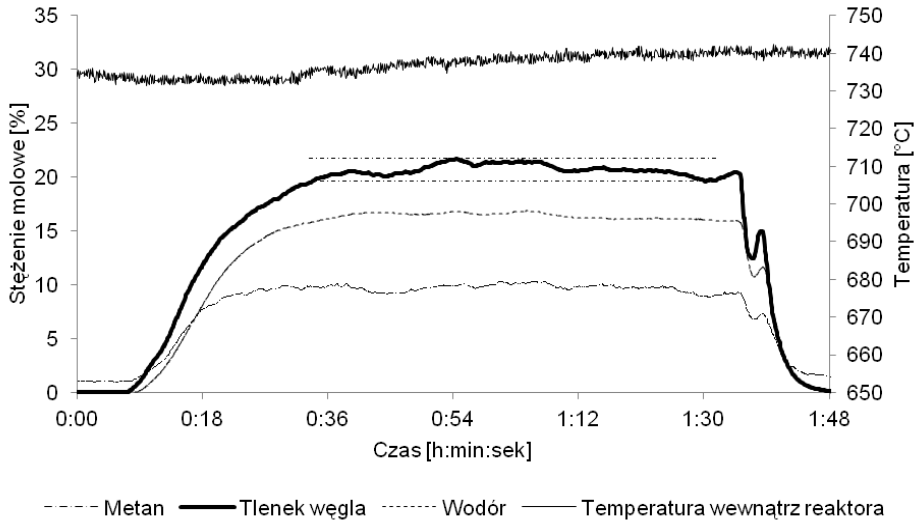
Rys.7. Przebieg procesu zgazowania „Olchy" - eksperyment 1
[źródło: opracowanie własne]

Badania procesów ciągłych bazują na założeniu stabilnej pracy instalacji. W ciągu całego eksperymentu monitorowano więc temperatury sekcji grzejnych, temperaturę gazów wewnątrz pieca, pracę podajnika ślimakowego, jak i stężenia gazów permanentnych opuszczających reaktor (analizatory on-line firmy Sick). Aby zaprezentować stabilność pracy pieca rurowego, jako znacznik wybrano tlenek węgla. Związek ten jest produktem zarówno reakcji pirolitycznych, jak i zgazowania parą wodną, stąd zmiany jego stężenia odzwier-

ciedlają całość przemian chemicznych zachodzących podczas konwersji biomasy. Na rysunkach 7÷9 przedstawiono zmiany stężenia CO, H_2, CH_4 oraz temperatury wewnątrz reaktora podczas trwania procesów. Zaznaczono również wahania stężenia tlenku węgla w gazie procesowym, obliczone jako podwojone odchylenie standardowe. Dla testów, w których paliwem była „Olcha", wahania te wynosiły odpowiednio 9,7% i 7,6% mierzonej wartości, natomiast dla testu z zastosowaniem „Byczyny" - 5,1%.



Rys.8. Przebieg procesu zgazowania „Olchy" - eksperyment 2
[źródło: opracowanie własne]



Rys.9. Przebieg procesu zgazowania „Byczyny" - eksperyment 3
[źródło: opracowanie własne]

5. Wnioski

Uzyskane dane pokazują jednoznacznie, że piec obrotowy z reaktorem rurowym wraz z zastosowanymi procedurami, spełniają wymagania dotyczące prowadzenia i monitorowania procesów ciągłych w skali wielkolaboratoryjnej. Bardzo dobra stabilność pracy instalacji z tak problematycznym surowcem jakim jest biomasa wskazuje, że przedstawiona konstrukcja jest uniwersalnym narzędziem w badaniach termicznej konwersji paliw stałych.

Produkty zaprezentowanych procesów zgazowania biomasy - gaz procesowy oraz karbonizat, są pełnowartościowymi paliwami wtórnymi. Skala procesu pozwala na uzyskanie próbek w wielkościach pozwalających na przeprowadzenie pełnego zakresu badań odnośnie ich właściwości mechanicznych, energetycznych oraz chemicznych. Procesy konwersji termicznej paliw prowadzone w piecu obrotowym mogą być źródłem niezbędnych informacji wymaganych dla projektowania instalacji w skali pilotowej oraz przemysłowej.

Literatura

1. Bridgewater A.: Thermal biomass conversion and utilization – Biomass information system. Luxembourg: Office for Official Publications of the European Communities, 1996.
2. Kalisz S.: Compensation of efficiency loss in pulverized coal boiler cofiring biomass derived low calorific gases. Rynek Energii 5 (96) 2011: 132-138.
3. Kotowicz J, Sobolewski A, Iluk T.: Parametric analysis of biomass gasification installation integrated with a combustion engine. Proceedings of the 24th International Conference ECOS 2011, Novi Sad, Serbia, 3658-3667.
4. Kern S., Halwachs M., Kampichler G., Pfeifer Ch., Proll T., Hofbauer H.: Rotary kiln pyrolysis of straw and fermentation residues in a 3 MW pilot plant –Influence of pyrolysis temperature on pyrolysis product performance. Journal of Analytical and Applied Pyrolysis 97 (2012) 1–10.
5. Fassinou W.F., Van de Steene L., Toure S., Volle G., Girard P.: Pyrolysis of Pinus pinaster in a two-stage gasifier: Influence of processing parameters and thermal cracking of tar. Fuel Processing Technology 90 (2009) 75-90.

INDEKS AUTORÓW

Baic I. 35, 99
Bal M. 213
Biel K. 7
Biegańska J. 21, 89
Blaschke W. 7, 99
Bożęcka A. 321
Bożęcki P. 321
Chrubasik M. 313, 335
Chyła P. 213
Cierpisz S. 189
Gawliński A. 179
Głowiak S. 143
Gondek H. 67
Góralczyk S. 99
Grujić M. 57
Grujić M. 57
Jarosiński A. 297
Jendrysik S. 179
Jovanović Ž. 57
Kalisz S. 335
Kasprzyk P. 321
Konieczny A. 127
Kowol D. 159, 167, 199, 257
Krzemińska M. 127
Krzon A. 109
Kubín M. 47
Kubín T. 67
Kwaśny K. 213, 225, 235
Lenartowicz M. 257
Lutyński A. 35
Łagódka M. 159, 167, 199
Łopata M. 109

Madejska L. 297
Matusiak P. 159, 167, 199, 213, 225, 235
Michałkowski M. 47
Muzyka R. 313
Myszkowski P. 245
Neruda J. 67
Nowakowski M. 109
Okarmus P. 159
Oleś B. 245
Pala A. 89
Pawlos W. 127
Piątkowska E. 89
Pyc A. 257
Rakwic B. 73
Sanak-Rydlewska S. 321
Sidor J. 267
Słowik K. 335
Sobierajski W. 189
Sobko W. 99
Stankiewicz K. 179
Stelmach S. 313, 335
Szafarczyk J. 99
Tarnowska J. 313
Tomas A. 213, 225, 235
Tora B. 47
Wenglorz R. 245
Wilk P. 109
Witkowska-Kita B. 7
Wodziński P. 281
Woszczyński M. 179
Ziomber S. 159
Żelazny S. 297

STRESZCZENIA

Surowce krytyczne – studium pozyskiwania w Polsce

Katarzyna Biel, Wiesław Blaschke, Beata Witkowska-Kita

Surowce, tj.: antymon, beryl, kobalt, fluoryt, gal, german, grafit, ind, magnez metaliczny, niob, platynowce, pierwiastki ziem rzadkich, tantal i wolfram uznane są za krytyczne dla gospodarki Unii Europejskiej. Mają one ważne znaczenie ekonomiczne i charakteryzują się wysokim ryzykiem niedoboru lub braku podaży. Sytuacja ta jest wynikiem ograniczonej ilości źródeł ich pozyskiwania. Niniejszy rozdział prezentuje podsumowanie pracy przeglądowej IMBiGS dotyczącej surowców krytycznych. Praca ta zawierała m. in. informacje o: kopalinach/surowcach krytycznych i ich właściwościach fizykochemicznych oraz ich występowaniu i wydobyciu w Polsce, stosowanych technologiach wzbogacania rud i przetwórstwie koncentratów w celu pozyskania surowców krytycznych a także gospodarce surowcami krytycznymi w Polsce oraz o obszarach ich zastosowania.

Surowce mineralne – nowe możliwości pozyskiwania

Jolanta Biegańska

Rozwój gospodarczy powoduje systematyczne zmniejszanie dostępnych złóż. Od niedawna technologia umożliwia rozpoznawanie oraz eksploatację złóż zalegających na dużych głębokościach w największych zbiornikach wodnych – oceanach. Najbardziej perspektywiczne złoża konkrecji polimetalicznych i naskorupień kobaltonośnych występują na Pacyfiku i Oceanie Indyjskim a masywnych siarczków na Pacyfiku, Oceanie Indyjskim i Atlantyckim. Stwierdzono wysokie zawartości metali deficytowych dla krajów Unii

SUMMARY

Critical raw materials – sourcing study in Poland

Katarzyna Biel, Wiesław Blaschke, Beata Witkowska-Kita

Raw materials, such as: antimony, beryllium, cobalt, fluorspar, gallium, germanium, graphite, indium, metal magnesium, niobium, platinum metals, rare earth elements, tantalum and tungsten are considered critical to the economy of the European Union. They have economic importance and have a high risk of deficiency or lack of supply. Such situation is the result of a limited number of sources of acquisition. This paper is a summary of the review work performed by IMBiGS for critical raw materials. This work contains information on: fuels / raw materials and their physico-chemical properties, occurrence and production in Poland, enrichment of ores and processing concentrates, raw materials management in Poland and the fields of application of these materials.

Natural resources – new opportunities of recruiting

Jolanta Biegańska

Economic development causes systematic decrease of available deposits. Recently, technology allows to prospect and exploit deposits from the deep seabed of oceans. Most perspective deposits of polymetallic nodules and cobalt crusts are located in Pacific and Indian Oceans and massive sulphides in Pacific, Indian and Atlantic Oceans. There is very high content of metals recognized as deficient in European countries (Mn, Co, Ni, Ti, Pt). Poland, thanks to its membership in the Interoceanmetal Joint Organization, which has

Europejskiej (Mn, Co, Ni, Ti, Pt). Polska, dzięki członkostwu w organizacji Interoceanmetal Joint Organization, która posiada działkę w strefie Clarion-Clipperton, ma możliwość eksploatacji konkrecji z dna Oceanu Spokojnego. W rozdziale omówiono skład, zasoby i znaczenie gospodarcze konkrecji oceanicznych.

rights to use parcel in the Clarion-Clipperton Fracture Zone, has a possibility to exploit nodules from the seabed of Pacific Ocean. The paper presents the resource and economical meaning are described of ocean polymetallic nodules.

Elementy strategii wykorzystania depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju

Aleksander Lutyński, Ireneusz Baic

W rozdziale opisano ogólnie badania wykonane w ramach projektu rozwojowego Nr N R09 0006 06/2009 pt: „Identyfikacja potencjału energetycznego depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju oraz strategia rozwoju technologicznego w zakresie ich wykorzystania". Projekt ten realizowany był przez Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego we współpracy z Katedrą Przeróbki Kopalin i Utylizacji Odpadów Politechniki Śląskiej. Szczegółowo opisano cele projektu oraz planowane działania długo i krótkoterminowe, które powinny zostać podjęte aby zrealizować strategiczne cele projektu.

Elements of policy as regards use of deposits of coal slurries in the national fuel balance

Aleksander Lutyński, Ireneusz Baic

The Chapter presents research performed under the development project nr N R09 0006 06/2009 titled: "Identification of energetic potential of coal slurries in the national fuel balance and technological development strategy of their usage". The project is implemented by the Institute of Mechanized Construction & Rock Mining in Warsaw in cooperation with the Department of Mineral Processing and Waste Utilization of the Silesian University of Technology. Specific goals and planned short and long term milestones were described in details.

Jakość paliwa energetycznego czynnikiem ograniczenia emisji zanieczyszczeń do środowiska na przykładzie Elektrowni Siersza

Barbara Tora, Maciej Michałowski, Maciej Kubin

Główną bazę paliwową w sektorze energetycznym stanowi węgiel kamienny i brunatny, z którego pochodzi 95% energii elektrycznej. Uzupełnieniem jest gaz ziemny, ropa naftowa oraz paliwo odnawialne. Paliwem podstawowym w Elektrowni Siersza jest węgiel kamienny. Dzięki wybudowaniu nowoczes-

Quality of energetic fuel as a factor limiting the emission of pollutants to the environment on the example of Siersza Power Plant

Barbara Tora, Maciej Michałowski, Maciej Kubin

Hard coal and lignite, from which 95% of electrical power is produced, are the main fuel used in the power sector. Natural gas, oil and renewable fuel are additions. Hard coal is the basic fuel in Siersza Power Plant. Co-incineration of biomass with conventional fuel is possible due to building the state-of-the-art fluidised bed

nych kotłów fluidalnych możliwe jest wspólne spalanie biomasy z paliwem konwencjonalnym. Kontrolę i monitoring paliwa prowadzi Wydział Analiz Chemicznych, który przy zastosowaniu nowoczesnych przyrządów pomiarowych, analizuje jakość dostarczanego węgla i biomasy. Z eksploatacją elektrowni węglowej wiąże się poważny rodzaj oddziaływania na środowisko – emisja zanieczyszczeń gazowo-pyłowych do powietrza atmosferycznego. Zgodnie z rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 20 grudnia 2005 roku w sprawie standardów emisyjnych z instalacji Elektrownia Siersza ma obowiązek dotrzymania ustalonych dopuszczalnych norm emitowanych do środowiska dwutlenku siarki, tlenków azotu i pyłu. Monitoring zanieczyszczeń prowadzony jest przy pomocy stałej aparatury do ciągłego pomiaru emisji, która pozwala na bieżący nadzór i pełną kontrolę emitowanych zanieczyszczeń.

Zastosowanie metod wielokryterialnego podejmowania decyzji w rozwiązywaniu problemów środowiska w przedsiębiorstwach energetycznych i kopalniach węgla kamiennego

Miloš Grujić, Žika Jovanović, Miodrag Grujić

W przedsiębiorstwach energetycznych i górnictwie węglowym pojawiają się problemy związane z ochroną środowiska. Problemy te mogą być rozwiązywane w różny sposób, w związku z czym ważne jest ustalenie priorytetów. W opracowaniu zaprezentowano metodę służącą do ustalenia ważności rozwiązywanych problemów środowiskowych w przedsiębiorstwach energetycznych i kopalniach.

boilers. Control and monitoring of fuel are performed at the Department for Chemical Analyses, where the quality of delivered coal and biomass is analyzed with use of state-of-the-art measuring tools. Significant impact on the environment – emission of gas-and-dust pollutants to atmospheric air – is associated with operation of coal power plant. According to the Regulation of the Minister of Environment of 20 December 2005 on the standards of emission from installation, Siersza Power Plant is obliged to keep agreed permissible emission of sulphur dioxide, nitrogen oxides and dust to the environment. Monitoring of pollutants is conducted with use of equipment for continuous measurement of emission, enabling routine inspection and full control of emitted pollutants.

Application multicriteria decision making methods in identifying priorities solve the problems of the environment in energy companies and coal mines

Miloš Grujić, Žika Jovanović, Miodrag Grujić

In energy companies and coal mining occurring major problems related to environmental protection. These problems should be solved by some order. It is therefore necessary to establish priorities to address. This paper presents a methodology to prioritize solving environmental problems at energy companies and coal mines.

Polityka środowiskowa Spółki OKD na przykładzie Kopalni Łazy

Horst Gondek, Tomáš Kubín, Jiří Neruda

Dokonano przeglądu rozwiązań problemów ochrony środowiska na przykładzie kopalni „Łazy". Opisano pierwsze kroki rozwiązywania problemów środowiskowych, począwszy od analizy poszczególnych źródeł zanieczyszczeń po odpowiednie rozwiązanie problemu. Na całkowite rozwiązanie składają się część organizacyjna i odpowiednie wykonanie techniczne. Działania na korzyść środowiska odnoszą się zarówno do kopalni jak i jej otoczenia. Uzyskane wyniki we wspomnianej kopalni, łącznie z kosztami realizacji założeń, przedstawiono we wnioskach.

Environmental policy in OKD, a.s., Mine Lazy

Horst Gondek, Tomáš Kubín, Jiří Neruda

The chapter gives review about solving environmental problems in deep mine Lazy, OKD a.s., basing on analysis of individual sources of pollution upon proper solution of problem. Total solution is divided to organizational part as well as proper technical realisation. The improvement of the environment relates to both own mine and close surroundings. The obtained results in mentioned mine including cost for their realisation are shown in the conclusion.

Ocena odpadów górnictwa węgla kamiennego w świetle wymagań formalnoprawnych dotyczących zawartości i wymywalności metali ciężkich

Bożena Rakwic

W rozdziale przedstawiono wymagania formalno – prawne dotyczące dopuszczalnych zawartości metali ciężkich w odpadach wydobywczych, obowiązujące przy kwalifikacji do odpadów obojętnych, w tym mogące stanowić podstawę oceny wyników badań wymywalności wymienionych substancji z odpadów pod kątem identyfikacji zagrożeń środowiska gruntowo – wodnego. Zaprezentowano wyniki pracy badawczej dotyczącej odpadów z procesu przeróbki i wzbogacania węgla oraz ze zwałowiska, obejmującej wymywanie metodą wg norm PN-EN 12457 oraz przy użyciu syntetycznej wody opadowej. Uzyskane z badań zawartości i ilości wybranych metali ciężkich wymywanych z odpadów przeanalizowano w świetle wyspecyfikowanych wymagań prawnych.

Assessment of wastes from hard coal mining industry in the light of formal-and-legal requirements as regards content and washability of heavy metals

Bożena Rakwic

Formal-and-legal requirements as regards permissible content of heavy metals in mining wastes, which are in force during classification of wastes as the neutral wastes, including the requirements that can be the basis for assessment of results of tests of washability of mentioned substances from wastes as regards identification of hazards of ground-and-water environment, are presented. Results of research work on wastes from coal processing and beneficiation as well as wastes from dump site, including washing by the method acc. to PN-EN 12457 Standard and with use of synthetic rain water, are given. Concentration and amount of selected heavy metals washed from wastes obtained during the tests were analyzed in the light specified legal requirements.

Technologie zagospodarowania odpadów z procesów przeróbki surowców fosforowych

Jolanta Biegańska, Ewelina Piątkowska, Aleksandra Pala

Rudy fosforowe bogate w minerały fosforonośne eksploatowane są na cele przemysłu chemicznego - głównie do produkcji kwasu ortofosforowego, a następnie nawozów fosforowych. Technologie przeróbki surowców fosforowych wymagają materiałów wysokiej czystości, co przyczynia się do regularnego pomniejszania ich nieodnawialnych zasobów. Nieustanne zwiększanie skali wydobycia oraz rosnące wymagania ochrony środowiska skłaniają do poszukiwania nowych rozwiązań technologicznych dotyczących zarówno przetwarzania surowców fosforowych, jak i zagospodarowania powstających w wyniku tych procesów odpadów. Rozdział ma na celu przedstawienie problematyki związanej z zagospodarowaniem fosfogipsu - produktu ubocznego, powstającego podczas produkcji ekstrakcyjnego kwasu fosforowego.

Odkamienianie urobku węglowego metodą suchej separacji

Ireneusz Baic, Wiesław Blaschke, Stefan Góralczyk, Wojciech Sobko, Józef Szafarczyk

Rozdział dotyczy możliwości zastosowania w warunkach krajowych metody suchej separacji urobku węglowego na powietrznych stołach koncentracyjnych. Urządzenie to zostało zakupione w Chinach przez firmę WARKOP Sp. z o.o. dla Centrum Gospodarki Odpadami i Zarządzania Środowiskowego Oddziału Zamiejscowego Instytutu Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego. W niniejszym rozdziale opisano zasadę działania powietrznego stołu koncentracyjnego oraz utworzonego na terenie

Technologies for utilization of wastes from phosphoric minerals processing

Jolanta Biegańska, Ewelina Piątkowska, Aleksandra Pala

Phosphate ore rich in phosphate minerals are mined for the purposes of the chemical industry mainly for the production of phosphoric acid and phosphate fertilizers. Phosphate mineral processing technologies require high purity material, which contributes to the regular deductions from their non-renewable resources. The constant increase in the scale of production and the growing environmental requirements tend to seek new technological solutions for the treatment of phosphorus raw materials and for the management of resulting from phosphatic fertilizer generation process waste. The paper is to present the issues related with the development of phosphogypsum management - a by-product, resulting in the production of phosphoric acid extraction.

Deshaling of excavated coal with a dry separation method

Ireneusz Baic, Wiesław Blaschke, Stefan Góralczyk, Wojciech Sobko, Józef Szafarczyk

The chapter refers to the application of a dry separation method of excavated coal on the air concentrating tables. This equipment has been purchased in China by a WARKOP Sp. z o.o. company for the Centre of Waste Management and Environmental Management, a branch of the Institute of Mechanised Construction and Rock Mining. This chapter describes the operation technique of the table and research stand created in one of the mines. The technical and technological parameters influencing the separation

jednego z zakładów górniczych stanowiska badawczego. Zaprezentowano parametry techniczne i technologiczne wpływające na proces rozdziału. Przytoczono także przykładowe wyniki wzbogacania węgla metodą suchej separacji.

process are presented. The example results of using coal dry separation method are also provided.

Automatyzacja i informatyzacja wyzwaniem Zakładów Przeróbki Mechanicznej Węgla

Marek Nowakowski, Andrzej Krzon, Piotr Wilk, Michał Łopata

Celem rozdziału jest przedstawienie najnowszych rozwiązań z zakresu automatyzacji oraz informatyzacji produkcji na przykładzie wdrożeń w Zakładach Przeróbki Mechanicznej Węgla. Omówione zostaną nowoczesne systemy rezerwacji sterowania, wizualizacji oraz ścieżki obiegu informacji w procesie produkcji.

Automation and computerization as a challenge for Coal Mechanical Processing Plants

Marek Nowakowski, Andrzej Krzon, Piotr Wilk, Michał Łopata

The aim of this chapter is presentation of the newest solutions in automation and computerization of production on the example of implementations in the Coal Dressing Plants. The modern control reservation systems, visualization systems and paths of circulation of the information in the production process will be discussed.

Rozwój i modernizacja Oddziału Zakłady Wzbogacania Rud w oparciu o najnowsze trendy światowe

Andrzej Konieczny, Witold Pawlos, Małgorzata Krzemińska

W artykule omówiono aktualne kierunki doskonalenia technologii O/ZWR. Przybliżono rezultaty zastosowania niektórych światowych trendów w technologii przeróbki rud metali nieżelaznych, jak również własne rozwiązania technologiczne, mające bezpośredni wpływ na poprawę wskaźników technologiczno-ekonomicznych. Wskazano, że elementem doskonalenia technologii są nie tylko modernizacje polegające na wymianie zużytych maszyn i urządzeń i zastępowanie ich nowymi, ale przede wszystkim stosowanie nowych rozwiązań, które są rezultatem działalności badawczo-rozwojowej.

Development and modernization of Division of Concentrators on the basis of the latest world trends

Andrzej Konieczny, Witold Pawlos, Małgorzata Krzemińska

In this paper present directions in Division of Concentrators technology development have been described. The paper is focused on results after implementation some global solutions of mineral processing in base metals production as well as Division of Concentrators own technology improvements which have positive influence on increasing some technology and economic indexes. It has been proven that technology development depends not only on modernization and exchanging machinery but, even more, on implementation new solutions which arise from research and development activity.

O ograniczeniach możliwości poprawy efektywności wzbogacania w wodnych osadzarkach pulsacyjnych

Stanisław Głowiak

Istnieją trzy zasadniczo różne grupy powodów dla których użytkownicy osadzarek nie mogą oczekiwać, że będą one pracować ze spodziewaną przez nich wysoką sprawnością wzbogacania. Oprócz przyczyn obiektywnych wynikających z fizycznej natury procesu osadzania istnieją przyczyny związane strukturalnie z organizacją badań naukowych oraz organizacyjną formą działania górnictwa węglowego. W pracy zostały przestawione najważniejsze z tych powodów wraz z przyczynami ich powstania.

Zwiększenie skuteczności wzbogacania węgli koksowych poprzez modernizacje węzłów osadzarkowego wzbogacania

Paweł Okarmus, Daniel Kowol, Piotr Matusiak, Michał Łagódka, Stanisław Ziomber

Wysoki popyt na koks, a co za tym idzie na węgle typu 35, będące podstawą koksowniczych mieszanek wsadowych używanych do produkcji koksu oraz niedobór wysokojakościowych węgli koksowych, powoduje konieczność prowadzenia prac zwiększających produkcję koncentratów węglowych o korzystnych właściwościach koksotwórczych. W rozdziale zaprezentowano wyniki badań dokładności wzbogacania węgla koksowego w osadzarkach pulsacyjnych, wykonane w ramach projektu „Inteligentna koksownia spełniająca wymagania najlepszej dostępnej techniki". Poddano analizie parametry produktów uzyskane z „wyeksploatowanej" osadzarki dwukorytowej OM24D3E oraz nowej osadzarki jednokorytowej OM20-P3E. Porównano podstawowe wskaźniki dokładności rozdziału uzyskane dla obydwu osadzarek. Wskazano możliwości dalszej poprawy dokładności wzbogacania węgli koksowych w pulsacyjnych osadzarkach miałowych.

About limits in improvement of beneficiation effectiveness in water pulsatory jigs

Stanisław Głowiak

There are three fundamentally different sets of reasons for which the jigs users cannot expect the operation of the jig with high efficiency of processing. In addition to objective reasons arising from the physical nature of jigging are also some reasons structurally related to scientific research organization and the organizational form of coal mining action. In this paper the most important of these phenomena are presented along with the reasons for their origin.

Increasing the effectiveness of coking coal beneficiation by modernization of jig beneficiation nodes

Paweł Okarmus, Daniel Kowol, Piotr Matusiak, Michał Łagódka, Stanisław Ziomber

High demand for coke, and thus for coal of type 35, which are the basis of batch coke mixtures used for production of coke, and lack of high-quality coking coal cause that it is necessary to increase production of coal concentrates of advantageous coking properties. Results of testing the ratio of coking coal beneficiation in pulsatory jigs within the project "Intelligent coking plant meeting the requirements of the best available technology" are presented. Parameters of products obtained from "used up" OM24D3E two-trough jig and new OM20-P3E one-trough jig are analyzed. Basic indices of separation ratio obtained for both jigs are compared. Possibilities of further increase of ratio of coking coal beneficiation in pulsatory fine coal jigs are given.

Badania parametrów procesu odprowadzania produktów ciężkich w osadzarce pulsacyjnej

Piotr Matusiak, Michał Łagódka, Daniel Kowol

W rozdziale opisano wyniki badań rozdziału produktów ciężkich, uzyskane w warunkach laboratoryjnych, w procesie wzbogacania nadawy w klasie ziarnowej 20–0,5 mm. Analizy produktów ciężkich odprowadzanych przepadem przez pokład sitowy oraz przez przepust produktu ciężkiego pozwoliły na określenie wpływu tej części procesu technologicznego na możliwości osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych. Przeprowadzone badania potwierdziły istotny wpływ doboru parametrów sit, utrzymywania drożności ich otworów oraz parametrów nadawy na skuteczność rozdziału produktów.

Układ sterowania węzłem osadzarkowym

Sebastian Jendrysik, Mariusz Woszczyński, Krzysztof Stankiewicz, Andrzej Gawliński

W rozdziale przedstawiono dotychczasowe doświadczenia z automatyzacji węzła osadzarkowego wynikające z zastąpienia tradycyjnego układu sterowania osadzarką przez układ zintegrowanego sterowania grupą maszyn i urządzeń ciągu technologicznego. Zaprezentowano doświadczenia z wdrożenia systemu sterowania i wizualizacji pracy węzła osadzarkowego w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla w KWK „Budryk". Przedstawiono podstawy opracowania wyżej wymienionego układu.

Testing the parameters of discharge of heavy products in a pulsatory jig

Piotr Matusiak, Michał Łagódka, Daniel Kowol

Results of tests of separation of heavy products obtained in laboratory conditions during beneficiation of feed of 20–0,5 mm class are described. Analysis of heavy products discharged through overflow through sieve deck and through passage of heavy product enabled to determine the impact of this part of technological process on the possibilities of jig beneficiation of coal feeds. The tests confirmed significant impact of selection of sieves parameters, maintaining patency of sieves holes and feed parameters on ratio of products separation.

Control system for jig node

Sebastian Jendrysik, Mariusz Woszczyński, Krzysztof Stankiewicz, Andrzej Gawliński

Experience from automation of jig node resulting from replacement of traditional jig control system by integrated control system for a group of machines and equipment of technological line is presented. Experience from implementation of control system and visualization of jig node operation in Coal Mechanical Processing Plant in "Budryk" Colliery is discussed. The fundaments for development of the above mentioned system are presented.

Własności pływaka w układzie sterowania odbiorem produktów węgla w osadzarce

Stanisław Cierpisz, Waldemar Sobierajski

Przedstawiono analizę własności pływaka jako urządzenia pomiarowego w układzie sterowania osadzarki pulsacyjnej dla węgla. Wskazania położenia wybranej warstwy węgla w osadzarce przez pływak zestawiono ze wskazaniami gęstościomierza radiometrycznego zainstalowanego w łożu osadzarki. Na podstawie tych pomiarów oszacowano błędy pomiaru gęstości rozdziału przez pływak i wpływ tych błędów na efekty stabilizacji procesu wzbogacania węgla w osadzarce.

Wpływ uziarnienia oraz składu grawimetrycznego klas ziarnowych na wyniki procesu osadzarkowego wzbogacania nadaw węglowych

Daniel Kowol, Michał Łagódka, Piotr Matusiak

Powszechnie stosowanymi urządzeniami do wzbogacania węgla w polskich zakładach przeróbczych, zwłaszcza nadaw miałowych, są osadzarki pulsacyjne. Jednym z istotnych czynników, mających istotny na skuteczność rozdziału w osadzarkach, są: skład ziarnowy nadawy, a także rozkład gęstościowy w poszczególnych klasach ziarnowych. W rozdziale przedstawiono i porównano wyniki badań laboratoryjnych oraz przemysłowych wzbogacania nadaw węglowych w klasie ziarnowej 20–0,5 mm. Wykazano wpływ różnic parametrów rozdziału w poszczególnych klasofrakcjach na skuteczność procesu wzbogacania. Stwierdzono, że warunkiem poprawy skuteczności rozdziału w osadzarce przemysłowej jest zapewnienie odpowiedniego zakresu ziarnowego nadawy oraz dostosowanie parametrów procesowych do charakterystyki wzbogacanego materiału.

Properties of float in the system for control of discharge of coal products in a jig

Stanisław Cierpisz, Waldemar Sobierajski

Properties of the float as a measuring device in control system of pulsatory jig for coal are analyzed. Position of the selected coal layer in a jig indicated by the float is compared with position indicated by radiometric densimeter installed in a jig bed. Errors in measurement of separation density taken by the float and impact of these errors on effects of stabilization of coal beneficiation in a jig are estimated on the basis of these measurements.

Impact of grain size and gravimetric composition of grain classes on the results of jig beneficiation of coal feed

Daniel Kowol, Michał Łagódka, Piotr Matusiak

Pulsating jigs are the machines commonly used for coal beneficiation, especially for beneficiation of fine coal feeds, in Polish processing plants. Grain size of feed and density distribution in each grain size are one of factors, which have significant impact on separation ratio in the jigs. Results of laboratory and industrial tests of beneficiation of coal feeds of 20-0,5 mm class are presented and compared. Impact of differences between separation parameters in each classifier on beneficiation effectiveness is showed. It was found that ensuring suitable grain size range of feed and adaptation of process parameters to characteristics of beneficiated material are the conditions of improving the effectiveness of separation in an industrial jig.

Wybrane problemy eksploatacyjne przesiewaczy o falującej powierzchni roboczej sita typu „flip-flow"

Krzysztof Kwaśny, Piotr Matusiak, Arkadiusz Tomas, Mariusz Bal, Piotr Chyła

W rozdziale przedstawiono konstrukcję oraz zasadę działania przesiewaczy typu „flip-flow". Opisano najczęściej spotykane rozwiązania przesiewaczy oraz ich cechy. Na podstawie doświadczeń eksploatacyjnych, wyszczególniono elementy konstrukcji przesiewaczy stanowiące ich „słabe punkty". Opisano najczęściej występujące awarie oraz przeanalizowano ich przyczyny. Przedstawiono propozycje rozwiązań konstrukcyjnych zmierzających do zmniejszenia awaryjności przesiewaczy.

Selected operational problems of "flip-flow" screens of wavy operational surface

Krzysztof Kwaśny, Piotr Matusiak, Arkadiusz Tomas, Mariusz Bal, Piotr Chyła

Design and operational principles of "flip-flow" screens are presented. Common designs of screens as well as their characteristics are described. "Weak points" of screens design were indicated basing on the operational experience. Most frequent failures are presented and their reasons are analyzed. Design solutions of screens aiming at reduction of failure frequency are suggested.

Modelowanie oraz analizy mechaniczne i wytrzymałościowe w procesie projektowania prasy filtracyjnej PFK 570N

Krzysztof Kwaśny, Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak

W rozdziale przedstawiono proces modelowania oraz wyniki analiz wykonanych podczas projektowania prasy filtracyjnej PFK 570N. Szczególną uwagę zwrócono na nowoczesne metody wykonywania analiz komputerowych z wykorzystaniem modelowania i MES. Omówiono przygotowanie modelu do analiz, ich przebieg oraz wyniki. Przedstawiono wnioski, jakie wyciągnięto na ich podstawie. Dokonano porównania wyników uzyskanych na podstawie analiz komputerowych z wynikami klasycznych obliczeń.

Modelling as well as mechanical and strength analyses in designing the PFK 570N filtration press

Krzysztof Kwaśny, Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak

Modelling process and strength analyses made during modernization of PFK 570N filtration press, designed at KOMAG, are presented in the paper. The project aimed at increasing its output by increase of pressure of feed delivery. Strength of the filtration press structure was verified using FEM analyses of its model created in Autodesk Inventor program. At the beginning the analyses of single main components of the press were made, then analyses were extended to subassemblies and finally to the entire structure.

Zmodernizowana prasa filtracyjna PFK 570N

Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak, Krzysztof Kwaśny

W rozdziale przedstawiono konstrukcję zmodernizowanej prasy filtracyjnej PFK 570N przeznaczonej do odwadniania

Modernized PFK 570N filtration press

Arkadiusz Tomas, Piotr Matusiak, Krzysztof Kwaśny

A design of PFK 570N modernized filtration press for dewatering the fine beneficiation products in processing

drobnoziarnistych produktów wzbogacania w zakładach przeróbczych kopalń węgla kamiennego. Scharakteryzowano parametry prasy i opisano wprowadzone zmiany. Opisano metodykę i narzędzia wykorzystane w procesie projektowania prasy (modelowanie 3D CAD i MES).

plants of hard coal mines is presented. Parameters of the press are characterized and introduced changes are described. Methodology and tools used during designing the press (3D CAD modelling and FEM) are described.

Zasilanie pras filtracyjnych pompą membranową na przykładzie ZPMW KWK „Pniówek”

Roman Wenglorz, Bogdan Oleś, Piotr Myszkowski

W niniejszym rozdziale omówiono nowatorski sposób zasilania zestawu pras filtracyjnych przy wykorzystaniu membranowej pompy firmy ABEL oraz zaworów zaciskowych firmy FLOWROX. Układ został zabudowany oraz uruchomiony w ZPMW KWK „Pniówek” w lutym 2013 r. jako modernizacja istniejącego układu, opartego na jednej pompie wirowej. Głównymi powodami wykonania modernizacji układu, był zamiar znacznego wydłużenia okresu międzyremontowego układu zasilania pras, ograniczenie zużycia energii elektrycznej podczas procesu filtracji oraz przystosowanie układu zasilania pras filtracyjnych do planowanej wymiany pras i pracy przy ciśnieniu filtracji 1,5 MPa. Po uruchomieniu i wykonaniu szeregu testów nowego układu, okazało się, że spełnił on z nadmiarem wszystkie wymagania postawione przez inwestora. Układ pracuje w sposób pewny, bezobsługowo, cicho, nie zużywa w ogóle wody dławnicowej, a konstrukcja pompy membranowej gwarantuje długą żywotność podzespołów wewnętrznych. Jednak największą korzyścią z zastosowania tej pompy jest kilkukrotne zmniejszenie zużycia energii elektrycznej podczas procesu filtracji.

Supplying the filtration presses by a membrane pump on the example of “Pniowek” Colliery Coal Processing Plant

Roman Wenglorz, Bogdan Oleś, Piotr Myszkowski

In this chapter, an innovative way of feeding a set of filter presses using ABEL's membrane pump as well as FLOWROX\ pinch valves are described. The system has been installed and running in the Coal Mine "Pniówek" in February 2013 as the modernization of the existing system, based on a single centrifugal pump. The main reasons for the upgrade of the system, there were to extend the feed pump maintenance period, reducing electricity consumption during the filtration process and adjust the feed supply to the filter presses the planned replacement work at 15bar pressure filtration. After the start-up and execution of a series of tests of the new system, it turned out that it has fulfilled all the requirements posed excess of the investor. System operates safely, maintenance-free, quiet, does not use any gland water at all, membrane pump design ensures a long service life of internal components. However, the greatest benefit from the use of this pump is several times to reduce the amount of electricity consumed during the filtration process.

Wpływ kształtu wirnika na przebieg procesu flotacji w zależności od prędkości obrotowej wirnika i natężenia dopływu powietrza

Lenartowicz Marek, Pyc Andrzej, Kowol Daniel

Bardzo drobne ziarna węgla surowego poniżej 0,5 mm wzbogaca się głównie metodą flotacji pianowej [7, 11]. Proces flotacji pianowej w polskich zakładach przeróbczych prowadzi się głównie w pneumomechanicznych maszynach flotacyjnych [6, 7, 11]. Elementem wpływającym na pracę ww. maszyn jest zespół aeracyjno – dyspersyjny składający się z wirnika i statora, który zasysa i agituje zawiesinę flotacyjną oraz dysperguje w niej powietrze [1, 2, 3, 4, 11]. Kształt wirnika może mieć zasadniczy wpływ na poprawę skuteczności procesu flotacji prowadzonego w maszynie pneumomechanicznej. W niniejszym rozdziale przedstawiono wyniki laboratoryjnych badań wpływu prędkości obrotowej i ilości powietrza na skuteczność procesu flotacji w zależności od kształtu wirnika.

Impact of rotor shape on flotation process depending on rotary speed of the rotor and airflow

Lenartowicz Marek, Pyc Andrzej, Kowol Daniel

Very fine particles of raw coal below 0,5 mm are mainly washed by the use of the froth flotation method [7, 11]. This process is carried out in Polish preparation plants mainly in the pneumo-mechanical flotation machines [6, 7, 11]. The element which influences the work of the mentioned machines is aeration and dispersion set consisting of a rotor and a stator which sucks in and agitates flotation suspension and also disperses air in it [1, 2, 3, 4, 11]. The rotor shape can have a decisive influence on the flotation efficiency improvement carried out in the pneumo-mechanical flotation machine. The present article shows the laboratory outcomes of the influence of rotary speed and air quantity on the flotation efficiency depending on the shape of the rotor.

Nowe młyny i układy mielenia w technologii rozdrabniania rud i surowców mineralnych

Jan Sidor

Omówiono budowę i podstawowe parametry techniczne młynów wprowadzanych obecnie do praktyki przemysłowej w procesach rozdrabniania rud, surowców mineralnych oraz produktów finalnych. Są to młyny: walcowo-złożowe, wibracyjne i mieszadłowe. Podano także możliwości technologiczne tych młynów oraz porównanie ich rezultatów technologicznych z rezultatami uzyskiwanymi w młynach grawitacyjnych zwanych kulowymi. Praca zawiera także budowę układów mielących tych młynów pracujących w cyklach otwartym i zamkniętym

New mills and mill systems in grinding technology for ores and minerals

Jan Sidor

Design and basic technical parameters of mills, which are implemented in processes of grinding the ores, minerals and final products at present, are discussed. These are cylinder-and-bed, vibratory and mixing mills. Technological possibilities of these mills are given and their technological results are compared with results obtained in gravitational mills called ball mills. Design of milling systems of mills operating in open and closed cycles is described and these milling systems are compared with milling systems based on small gravi-

oraz ich porównanie z użytkowanymi obecnie układami mielącymi bazującymi na młynach grawitacyjnych. Nowe młyny i układy mielenia cechują mniejsze koszty eksploatacyjne - głównie mniejsze jednostkowe zapotrzebowanie na energię, większe możliwości technologiczne, a także często niższe koszty inwestycyjne oraz poprawa warunków pracy ich obsługi.

tational mills used at present. New mills and milling systems have lower operational costs – lower demand for energy, higher technological possibilities, often the lower investment costs and better operational conditions.

Przeróbka kopalin w zestawach mobilnych

Piotr Wodziński

Niniejsza praca traktuje o przerobie użytecznych ciał kopalnych w zestawach przejezdnych. Wyodrębnić można dwie główne konstrukcje zestawów mobilnych: z napędem autonomicznym (spalinowym) oraz z zasilaniem przewodowym. W zestawach takich mamy do czynienia z realizacją dwóch podstawowych operacji technologicznych: rozdrabniania i przesiewania materiałów ziarnistych. Oznacza to, iż w skład takich zestawów wchodzić będą przesiewacze i kruszarki.

Processing of fossils in mobile equipment

Piotr Wodziński

The project objective was to process the useful fossils in mobile equipment. Two main designs of mobile equipment can be distinguished: with autonomous drive (diesel drive) and with traction supply drive. Two basic technological operations have to be realized: breaking and screening of grain materials. Thus, such equipment has screens and crushers.

Ocena pracy układu jedno i dwustopniowej konwersji SO_2 w aspekcie ochrony środowiska

Andrzej Jarosiński, Sylwester Żelazny, Lucyna Madejska

Ze względu na duże zapotrzebowanie i produkcję kwasu siarkowego w skali całego świata, istotne staje się ograniczenie wielkość emisji do atmosfery związków siarki powstających tym procesie. W celu ograniczenia emisji istniejące technologie są ciągle modernizowane. W rozdziale dokonano porównania najczęściej stosowanych w przemyśle metod wytwarzania kwasu siarkowego tj. metody PK/PA i DK/DA. Porównania dokonano obliczając zapotrzebowanie na SO_2 do produkcji kwasu siarkowego na terenie Polski w latach 2005 - 2011, straty SO_2 wynikające z

Assessment of operation of one or two-stage conversion of SO_2 in the aspect of environmental protection

Andrzej Jarosiński, Sylwester Żelazny, Lucyna Madejska

Due to high demand for sulphuric acid and increase of its production in the world, the control of emission of sulphur compounds generated in the process to atmosphere is very important. To reduce emission of such compounds the existing technologies are permanently modernized. The most popular technologies of sulphuric acid production i.e. PK/PA and DK/DA methods were compared. The comparison was made by calculating SO_2 demand for sulphuric acid production in Poland within years 2005 – 2011, SO_2 losses resulting from not complete conversion as well as emission of SO_3 and

niecałkowitej konwersji, oraz wielkość emisji SO_3 i mgły kwasu siarkowego według wytycznych BAT dla branży chemicznej w Polsce.

Oznaczanie stężeń substancji smolistych oraz LZO w strumieniu gazu procesowego uzyskiwanego z procesów zgazowania i pirolizy biomasy

Maciej Chrubasik, Roksana Muzyka, Justyna Tarnowska, Sławomir Stelmach

Badania nad zgazowaniem paliw stałych wymagają sprawnie działającego zaplecza analitycznego. Dotyczy to szczególnie oznaczeń substancji smolistych, pyłu, wody oraz lotnych związków organicznych występujących w surowym gazie procesowym opuszczającym reaktor. Analizy te są niezbędne dla projektowania oraz oceny instalacji oczyszczania i separacji gazu. Prace nad układami służącymi do pobierania próbek zawierających duże ilości par oraz aerozoli są tematem prowadzonych na świecie badań. Przykładem może być tutaj propozycja normy dotyczącej pobierania oraz analizy związków organicznych zawartych w gazie: CEN/TS 15439 *"Biomass gasification – Tar and particles in product gases – Sampling and analysis"*. Na jej podstawie opracowano uproszczoną procedurę, którą wykorzystano w badaniach zgazowania oraz pirolizy paliw stałych prowadzonych w IChPW, przy czym główny nacisk położono na zredukowanie do koniecznego minimum ilości sprzętu oraz operacji wymaganych podczas pracy na instalacji. Idea metody polega na zaabsorbowaniu oznaczanych substancji w izopropanolu, poprzez przepuszczanie analizowanego gazu przez układ płuczek. Po przeniesieniu do laboratorium uzyskane roztwory poddaje się analizom chromatograficznym (LZO, kwasy karboksylowe, amoniak), miareczkowym (zawartość wody metodą Karla-

sulphuric acid mist, according to BAT guidelines for the chemical industry in Poland.

Determination of tar substances and VOC in a stream of process gas from gasification and biomass pyrolisis

Maciej Chrubasik, Roksana Muzyka, Justyna Tarnowska, Sławomir Stelmach

Studies on gasification of fossil fuels require efficient analytical. It is especially important in determination of content of tar substances, dust, water and volatile compounds in a raw process gas leaving the reactor. The analyses are indispensable in designing and assessment of installation for gas cleaning and separation. Studies on the systems for taking samples of vapours and aerosols are the subject of many research project realized in the world. The draft standard CEN/TS 15439 *"Biomass gasification – Tar and particles in product gases – Sampling and analysis"* can be an example. On the basis of this standard, the simplified procedure to be used in studies on gasification and pyrolisis of solid fuels was developed in IChPW institute. The main assumption of the procedure was to minimize number of equipment as well as number of operations required on the installation. The idea consists in absorption of analyzed substances in isopropanol, by passing the gas through washers system. Obtained solutions are analyzed in chromatograph (VOC, carboxylic acids, ammonia), are titrate (water content Karl-Fiscer method) and measured gravimetrically (dust, heavy tar substances). Recovery and repeatability are two most important criteria for assessment of analytical method. First of these parameters was determined on the basis tests carried out on model mixtures

Fiscera) oraz grawimetrycznym (pył, ciężkie substancje smoliste). Dwoma najważniejszymi kryteriami oceny procedury analitycznej są jej odzysk oraz powtarzalność. Pierwszy z tych parametrów wyznaczono na podstawie badań przeprowadzonych dla modelowych mieszanin zawierających pary lotnych związków organicznych (LZO). Drugi wyznaczono na podstawie wyników uzyskiwanych dla procesów zgazowania biomasy parą wodną w piecu obrotowym (skala 0,5 kg/h) oraz zgazowania powietrzem w reaktorze GazEla (skala 20 kg/h).

containing vapours of volatile organic compounds (VOC). The second one was determined basing on the results obtained in the case of gasification of biomass with steam in a rotary kiln (scale 0.5 kg/h) and gasification with air in GazEla reactor (scale 20 kg/h).

Usuwanie emulsji olejowych z mieszaniny ścieków przemysłowych metodami fizykochemicznymi

Agnieszka Bożęcka, Piotr Bożęcki, Piotr Kasprzyk, Stanisława Sanak-Rydlewska

Omówiono metody eliminacji olejów ze ścieków. W większości przypadków oleje te tworzą emulsje o zróżnicowanym stopniu dyspersji, dlatego stosuje się metody destabilizujące fazę organiczną. W tym celu wykorzystuje się metody grawitacyjne, biologiczne oraz fizykochemiczne, takie jak: koagulacja, sorpcja, koalescencja, ultrafiltracja, flotacja trójfazowa i odwrócona osmoza. Przedstawiono wyniki redukcji ChZT chromianowego po zastosowaniu metody flotacji trójfazowej oraz chemicznego utleniania. W wytypowanych próbkach określono rodzaj i zawartość produktów organicznych. Zastosowane metody umożliwiają redukcję zawartości organicznych zanieczyszczeń (ChZT), ale osiągnięte ich zawartości nie spełniają wymaganego poziomu określonego przez ustawodawstwo obowiązujące w Polsce.

Removal of Oil emulsions from mixture of industrial waste water using physico-chemical methods

Agnieszka Bożęcka, Piotr Bożęcki, Piotr Kasprzyk, Stanisława Sanak-Rydlewska

This article discusses methods of removing oil emulsions from waste water. In most cases oils make an emulsions, which have different dispersion degree, for that reason methods of organic phase destabilization are applied. For this purpose, we could use gravity methods and biological or physico-chemical methods like: coagulation, ultrafiltration, three-phase flotation and reverse osmosis. The article presents the results of Chromate COD reduction after use of three-phase flotation and chemical oxidation. In selected samples, the nature and content of organic phase was measured. The method, which was used in experiment, give an opportunity to reduce content of organic phase (COD), however reached values do not meet the standards specified by Polish legislation.

Zastosowanie pieca obrotowego w badaniach nad wytwarzaniem paliw wtórnych z biomasy

Krzysztof Słowik, Sylwester Kalisz, Sławomir Stelmach, Maciej Chrubasik

Wzrost gospodarczy, oraz powiększająca się ilość ludności powoduje ciągły wzrost zapotrzebowania na energię, a co za tym idzie rozwój nowych technologii jej pozyskiwania. Równolegle wiele krajów, w tym kraje Unii Europejskiej, rozpoczęły programy ograniczania emisji gazów cieplarnianych do atmosfery. Wydaje się, że zwiększenie udziału biomasy jako surowca dla sektora energetycznego może być częściowym rozwiązaniem powyższych problemów. Zasoby biomasy w przeciwieństwie do konwencjonalnych paliw są odnawialne, a ich spalanie nie jest uważane za źródło dwutlenku węgla, ponieważ jego ilość jest równoważona przez CO_2 pochłaniany przez rośliny w procesie fotosyntezy. Bezpośrednie wykorzystanie biomasy napotyka jednak wiele problemów. Ze względu na jej specyficzne właściwości fizykochemiczne nie jest możliwe zastosowanie istniejących instalacji przeznaczonych do produkcji energii z paliw kopalnych. Prawie dwukrotnie niższa wartość ciepła spalania oraz gęstość nasypowa w porównaniu z węglem kamiennym sprawia, że energetyka nie może się całkowicie na niej oprzeć. Sezonowość upraw, rozproszony system pozyskiwania, problemy z transportem, magazynowaniem i składowaniem sprawiają, że technologia mająca wykorzystywać biomasę jako surowiec musi być niezwykle elastyczna, ponieważ nie jest możliwe zapewnienie dostaw paliwa o tych samych właściwościach w ciągu całego roku. Powyższe uwarunkowania sprawiają, że coraz większym zainteresowaniem cieszy się idea przetwarzania biomasy w paliwa wtórne, które mogłoby być współspalane z paliwami kopalnymi.

Use of rotary furnace in studies on production of secondary fuel from biomass

Krzysztof Słowik, Sylwester Kalisz, Sławomir Stelmach, Maciej Chrubasik

Growth of economy and increasing number of population cause increase of energy demand, what means development of new technologies of energy recovery. Many countries, including EU countries, started at the same time the projects for limitation of emission of greenhouse gases. Increase of using the biomass as raw material for power industry can partially solve the abovementioned problem. Biomass unlike the traditional fossil fuels is renewable and its incineration is not considered as a source of carbon dioxide as it is absorbed by plant in photosynthesis reaction. However, direct utilization of biomass faces many obstacles. Due to its specific physical and chemical properties, it cannot be used in the installations designed for production of energy from fossil fuels. Almost two times lower heating value of biomass and it lower bulk density comparing to hard coal causes that biomass cannot be main fuel in the power industry. Seasonal planting, dispersed system of collection, transportation problems, storage problems cause that technology of using the biomass should be as versatile as possible as it is not possible to deliver the material of similar properties in the whole season. This is why the idea of transformation of biomass into a secondary fuels for co-incineration with fossil fuels became popular.