



**Komeko 2020**



**Instytut Techniki Górniczej**

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

**BEZPIECZEŃSTWO - JAKOŚĆ - EFEKTYWNOŚĆ**





KOMEKO 2020



INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ

Praca zbiorowa

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

**BEZPIECZEŃSTWO – JAKOŚĆ – EFEKTYWNOŚĆ**

**Monografia**

**Redakcja naukowa:**

Dr inż. Andrzej Drwięga

Dr hab. inż. Dariusz Prostański, prof. ITG KOMAG

**Recenzenci:**

Prof. dr hab. inż. Jolanta Biegańska

Dr inż. Daniel Kowol

Prof. dr hab. inż. Aleksander Lutyński

Dr inż. Piotr Matusiak

Dr hab. inż. Tomasz Suponik, prof. PŚ

Dr hab. inż. Stanisław Szweda, prof. ITG KOMAG

**Redaktorzy techniczni:**

Mgr inż. Bogna Kolasińska

Mgr inż. Marzena Pabian-Macina



Wydawca: Instytut Techniki Górniczej KOMAG

ul. Pszczyńska 37, 44-101 Gliwice, tel.: 32 2374100, 2374612

**ISBN 978-83-65593-21-4**

Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

## WPROWADZENIE

Szanowni Państwo,

W monografii z serii KOMEKO 2020 Innowacyjne i Przyjazne dla Środowiska Techniki i Technologie Przeróbki Surowców Mineralnych Bezpieczeństwo-Jakość-Efektywność dokonano przeglądu kierunków rozwoju systemów przerobczych surowców mineralnych z uwzględnieniem relacji człowiek – maszyna – środowisko.

W poszczególnych rozdziałach zaprezentowano wyniki prac analitycznych, naukowych, badawczo-rozwojowych i wdrożeniowych, zrealizowanych w ośrodkach naukowych oraz w jednostkach przemysłowych. Główny zakres tematyczny monografii poświęcono zagadnieniom nowoczesnych metod i technologii stosowanych w gospodarce odpadami, jak również nowym rozwiązaniom maszyn przerobczych.

Przybliżono, między innymi, wyniki prac nad zastosowaniem młynów wysokoenergetycznych w wielu technologiach mielenia materiałów o zróżnicowanych właściwościach fizycznych.

Przedstawiono analizę zmian jakości węgla kamiennego między początkowym, a końcowym etapem jego procesu produkcyjnego.

Zaprezentowano nowoczesne techniki mineralogii procesowej, wykorzystywane w przeróbce surowców mineralnych na etapie projektowania technologii, jej optymalizacji oraz diagnozowania problemów technologicznych w procesie wzbogacania.

W monografii zaprezentowano także wyniki prac nad możliwościami zastosowania klasyfikacji sitowej nietypowych niegórnicznych odpadów oraz idei flotacji będącej podstawową metodą wzbogacania rud miedzi.

Omówiono również wyniki analizy ilości wyemitowanych do środowiska gazów cieplarnianych, która została wykonana na podstawie nowej metody badawczej śladu węglowego.

Składając podziękowania autorom publikacji oraz recenzentom, redaktorzy naukowci monografii wyrażają nadzieję, że treści w niej zawarte znajdą szeroki odbiór wśród czytelników.

dr inż. Andrzej Drwięga  
dr hab. inż. Dariusz Prostański, prof. ITG KOMAG  
Redaktorzy naukowci monografii

Gliwice, kwiecień 2020 r.

**SPIS TREŚCI**

Oryginalne młyny wysokoenergetyczne ze swobodnymi mielnikami.....	5
Poprawa bezpieczeństwa użytkowania i obsługi przenośników taśmowych.....	20
Zmiany jakości węgla w procesie produkcyjnym na etapie złoża i węgla handlowego.....	27
Nowoczesne narzędzia kontroli stosowane w inżynierii mineralnej .....	37
Badanie możliwości klasyfikacji sitowej odpadów z przemysłu skórzanego .....	53
Wpływ pH na efektywność flotacji polskich rud miedzi .....	66
Analiza śladu węglowego produkcji energii elektrycznej w elektrowni węglowej z uwzględnieniem technologii usuwania CO <sub>2</sub> .....	78
Indeks autorów.....	88

## Oryginalne młyny wysokoenergetyczne ze swobodnymi mielnikami

Jan Sidor - AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

**Streszczenie:** Klasyczne młyny z mielnikami swobodnymi to młyny grawitacyjne – kulowe, wibracyjne, mieszadłowe oraz planetarne. W tych młynach swobodne mielniki uzyskują energię od ruchomej komory lub ruchomego wirnika. W oryginalnych młynach wysokoenergetycznych swobodne mielniki otrzymują energię od pola elektromagnetycznego, magnetycznego oraz wirnika o dużej prędkości obwodowej. Młyny te dzięki wysokiej energii swobodnych mielników zastosowano w wielu technologiach mielenia materiałów o zróżnicowanych właściwościach fizycznych, wytwarzania proszków metalicznych, w tym amorficznych. W monografii podano przykłady budowy tego typu młynów, ich podstawowe parametry, elementy rozwoju ich konstrukcji oraz możliwości technologiczne. Podano także przykłady budowy ich układów mielenia oraz zastosowań.

### Original types of high energy mills with free grinding media

**Summary:** Classic types mills with free grinding media, are divided into: gravitational (ball, tumbling), vibrating, stirred, and planetary mills. In these machines, free grinding media obtain energy from a moving chamber or a rotor. This new group of high energy mills is characterized by the fact that, free grinding media receive energy from electromagnetic and magnetic fields as well as the high-speed rotor. These mills, thanks high energy of free grinders, are used in many technologies of grinding materials with different physical properties, including production of metallic powders, e.g., amorphous ones. This work presents examples of the construction of this type of mills, their basic parameters, elements of development of their construction and technological capabilities. Examples of their applications in grinding systems are also presented.

## 1. Wprowadzenie

W znanych, klasycznych młynach z mielnikami swobodnymi (w formie kul, cylpepsów, prętów), mielniki otrzymują energię kinetyczną (ruchu postępowego i obrotowego) do rozdrabniania ziaren rozdrabnianego materiału od ruchomej komory lub wirnika. Są to młyny:

- grawitacyjne – od obracającej się komory [1, 2, 3, 4],
- wibracyjne – od drgającej komory [3, 4, 5],
- obrotowo-wibracyjne – od obracającej się i drgającej komory [4, 5],
- planetarne – od komory wykonującej ruch złożony [4, 6],
- mieszadłowe, w których stosuje się mielniki (tylko kule) od obracającego się wirnika - usytuowanego w komorze [1, 4, 7].

Natomiast oryginalne młyny wysokoenergetyczne cechują inne i bardziej zróżnicowane mechanizmy przekazywania energii swobodnym mielnikom.

W młynach elektromagnetycznych mielniki otrzymują energię kinetyczną ruchu postępowego od wirującego pola elektromagnetycznego generowanego przez układ elektromagnesów [4, 8, 9], w młynach obrotowo-magnetycznych dominującą część energii mielniki otrzymują od pola magnetycznego jednego lub dwóch magnesów trwałych [4, 10], a w młynach wirnikowo-udarowych, od obracającego się z dużą prędkością obwodową wirnika [4, 11].

Od wielu lat prowadzone są również prace teoretyczne i eksperymentalne nad innymi oryginalnymi technologiami rozdrabniania, w których nie są stosowane swobodne mielniki.

Są to technologie eksperymentalne o dużych możliwościach technologicznych [4], a mianowicie:

- rozdrabnianie z udziałem mikrofal,
- rozdrabnianie metodą pneumatyczną z wysokimi prędkościami,
- rozdrabnianie metodą hydrauliczną z wysokimi prędkościami,
- rozdrabnianie elektrohydrauliczne – głównie w procesach kruszenia.

Praca zawiera przykłady rozwiązań konstrukcyjnych, sposobów działania, podstawowe parametry trzech najbardziej znanych oryginalnych młynów z mielnikami swobodnymi, które znalazły zastosowanie w praktyce przemysłowej i laboratoryjnej oraz stanowią przedmiot badań rozwojowych.

## 2. Młyny elektromagnetyczne

Młyn elektromagnetyczny jest wynalazkiem, który pojawił się w USA w 1965 roku. Wynalazł go Gruzin P. Khomeriki, który uzyskał na ten młyn w 1968 roku patent amerykański (US 3398902). W Polsce młyn elektromagnetyczny jest przedmiotem prac badawczych w kilku ośrodkach: Politechnice Częstochowskiej, Politechnice Śląskiej, Politechnice Lubelskiej, Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie – głównie od strony technologicznej oraz w Instytucie Metali Nieżelaznych w Gliwicach. Oferowany jest również przez dwie firmy.

Są to różniące się budową konstrukcje o zróżnicowanej wydajności, przeznaczone do mielenia, domielania na mokro i sucho oraz domielania z podsuszaniem materiałów o różnych własnościach fizycznych, o wydajności od kilkudziesięciu kg/h w młynach doświadczalnych, do kilku Mg/h – w młynach przemysłowych.

Proces mielenia materiału w młynach elektromagnetycznych zachodzi tak samo, jak w innych młynach z mielnikami swobodnymi, czyli w sposób mechaniczny pomiędzy mielnikami. Natomiast znacząco różny jest w nich mechanizm uzyskiwania energii przez swobodne mielniki. W tych młynach mielniki uzyskują energię kinetyczną – głównie ruchu postępowego, od zmiennego – wirującego pola elektromagnetycznego przechodzącego przez nieruchomą komorę, wykonaną ze stali niemagnetycznej.

Zalety młyna elektromagnetycznego to:

- przekazywanie energii swobodnym mielnikom bezpośrednio przez poruszające się pole elektromagnetyczne, generowane przez układ elektromagnesów,
- brak innych ruchomych mechanicznych elementów, takich jak: komora, wirnik, wykonujących ruch: obrotowy, drgający lub złożony, które podlegają dużym obciążeniom dynamicznym,
- możliwość zwiększania energii mielników przez zwiększanie natężenia prądu w elektromagnesach,
- możliwość jednoczesnego suszenia mielonego materiału,
- możliwość intensywnego mieszania,
- duża szybkość procesu mielenia,
- cicha praca – poziom ciśnienia akustycznego generowany podczas ich pracy nie przekracza 60 dB.

Wady tego młyna to:

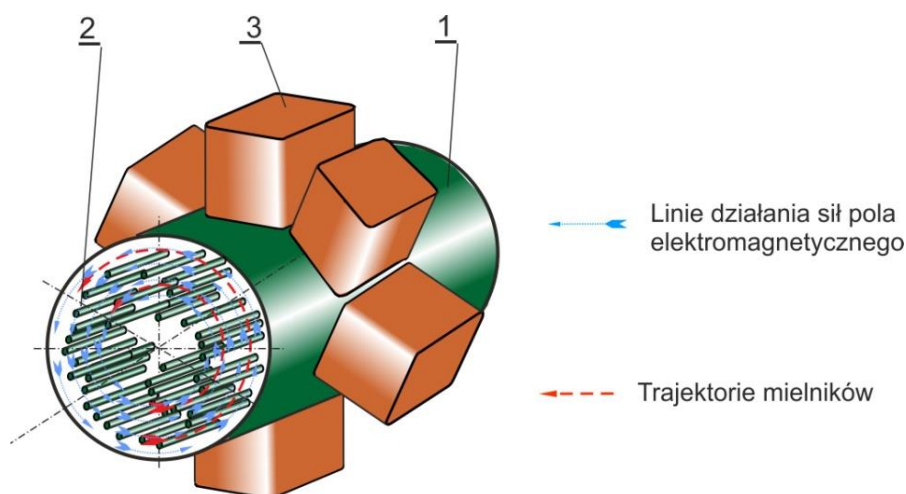
- możliwość rozdrabniania nadawy o maksymalnym wymiarze ziaren kilku milimetrów.
- generowanie dużej mocy biernej, którą należy kompensować,
- spadek działania sił elektromagnetycznych w kierunku osi komory, dlatego średnice badanych i produkowanych młynów nie przekraczają obecnie 150 mm,
- trudności wynikające z ww. zjawiska z uzyskaniem dużych wydajności,
- brak możliwości stosowania mielników ceramicznych oraz metalicznych wykonanych z materiałów innych niż ferromagnetyczne,
- generowanie wokół młyna pola elektromagnetycznego o dużym natężeniu.

W młynie elektromagnetycznym mielnikami są zwykle krótkie pręty, a wirujące pole elektromagnetyczne generowane jest przez układ elektromagnesów usytuowanych wokół walcowej komory w jednej płaszczyźnie [4, 8, 9].

Schemat budowy i działania przemysłowego młyna elektromagnetycznego przedstawiono na rysunku 1. Część robocza młyna składa się z komory mielącej, którą zwykle stanowi rura 1 – pełniąca funkcję komory mielącej, wykonana z niemagnetycznej stali austenitycznej lub tytanu i swobodnych mielników 2, którymi są pręty stalowe o średnicy kilku mm i długości kilkudziesięciu mm oraz układu wzbudników - elektromagnesów 3. Przy prądzie trójfazowym, jaki występuje w sieci, na jedną fazę przypadają dwa elektromagnesy.

Uzwojenia elektromagnesów usytuowane na przeciwległych nabiegunnikach, mogą być połączone szeregowo lub równoległe. Uzwojenia mogą być zasilane z tej samej fazy i łączone w gwiazdę lub w trójkąt. Sinusoidalnie zmienne fazy prądu przesunięte są względem siebie o  $120^\circ$ , a przepływy prądów generują odpowiednio sinusoidalnie zmienne pole magnetyczne w elektromagnesach. W ten sposób generowany jest wypadkowy wektor pola magnetycznego, wirujący z częstotliwością przebiegu sinusoidalnego napięcia zasilającej sieci elektrycznej, która w Polsce wynosi 50 Hz. Wektor ten powoduje w przybliżeniu taką samą prędkość obrotową ferromagnetycznych mielników znajdujących się w komorze.





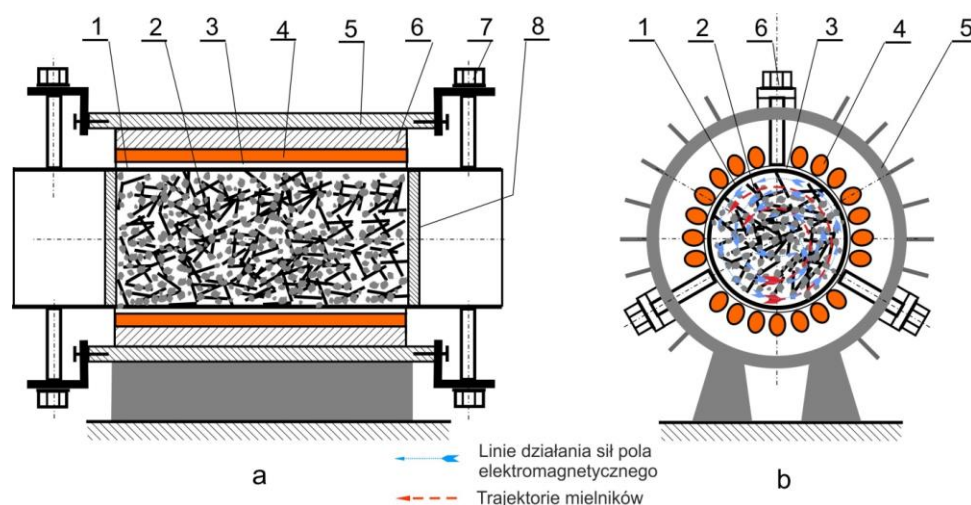
Rys. 1. Schemat budowy i działania młyna elektromagnetycznego: 1 – komora, 2 – swobodne mielniki, 3 - elektromagnesy – wzбудniki [opracowanie własne]

Elektromagnesy zasilane są z urządzenia zasilającego, które wymaga kompensacji mocy biernej. W tym młynie komora mieląca stanowi masowo, a także objętościowo, zaledwie około kilka, kilkanaście procent całej instalacji, nawet przy otwartym cyklu mielenia. Komora może być usytuowana w młynie poziomo, pionowo, lub pod kątem regulowanym do pionu.

Rozwiązania konstrukcyjne młynów elektromagnetycznych podano w pracach [4, 9, 12, 13]. Przykład budowy eksperymentalnego młyna elektromagnetycznego przedstawiono na rysunku 2. Młyn ten zbudowany jest z poziomej komory 1, wypełnionej mielnikami i mielonym materiałem 2, ustalanej w korpusie młyna 5 za pomocą wsporników ze złączami śrubowymi 7. Wokół komory znajduje się szczelina powietrzna, a na jej zewnętrznej powierzchni znajduje się uzwojenie generujące wirujące pole elektromagnetyczne. Korpus 5 pełni jednocześnie funkcję radiatora – odprowadzającego ciepło powstałe w komorze młyna podczas prowadzenia procesu mielenia. Młyn charakteryzuje się okresowym działaniem, co zapewniają pokrywy 8 zamykające komorę mielącą z obu stron.

W większości młynów elektromagnetycznych walcowa komora posiada w środkowej części dwa czopy umieszczone w tulejach w konstrukcji wsporczej, tworząc dwa przeguby. Przeguby te zapewniają możliwość ustawienia dowolnego kąta nachylenia osi geometrycznej komory do poziomu w zakresie  $0\div 90^\circ$ .

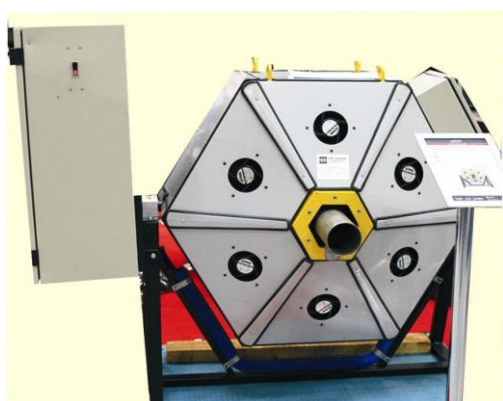




Rys. 2. Schemat budowy eksperymentalnego młyna elektromagnetycznego (opracowanie własne na podstawie [9]): a – przekrój wzdłuż komory, b – przekrój prostopadły komory, 1 – komora mieląca, 2 – ładunek (mielniki z mielonym materiałem), 3 – komora powietrzna, 4 – uzwojenie cewki, 5 – korpus z radiatorem, 6 – rdzeń, 7 – mechanizm mocowania komory, 8 – pokrywa

W Polsce młyny elektromagnetyczne oferowane są przez firmę Grupa Wolff. Na rysunku 3 przedstawiono rozwiązanie młyna prezentowane na wystawie SYMAS 2014 [13]. Niestety w swojej ofercie Grupa Wolff nie zamieszcza żadnych parametrów technologicznych i technicznych tego młyna. Podano tylko informację, że młyn charakteryzuje się o 90% niższym jednostkowym poborem energii – bez podania informacji w porównaniu z jakim młynem, rodzajem mielonego materiału oraz w jakich warunkach technologicznych można otrzymać ten rezultat. Tego rodzaju informacje o tym młynie znajdują się obecnie na stronie internetowej Grupy Wolff [15].

a)



b)

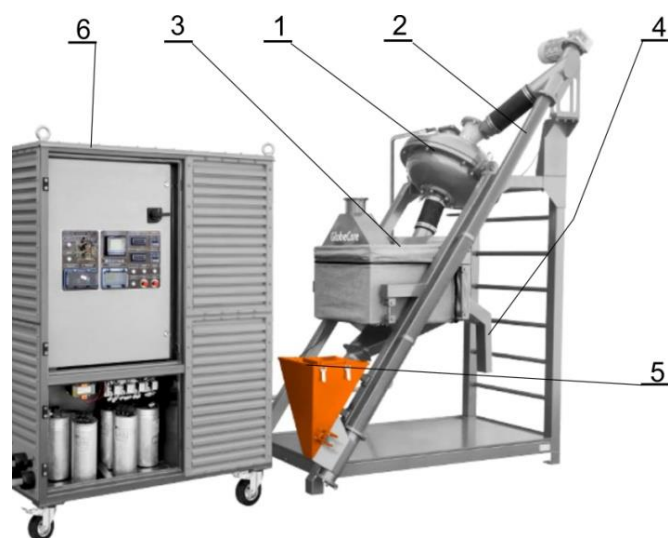


Rys. 3. Młyn elektromagnetyczny oferowany przez firmę Wolff:  
a – widok od strony wylotu, b – od strony wlotu materiału mielonego [14]

W Europie młyny elektromagnetyczne oferuje firma GlobeCore [16, 17]. Firma ta oferuje dwa podstawowe typy tego młyna: typ AVS 100 oraz AVS 150 (rys. 4). Młyny te oferowane są jako instalacje pracujące w cyklu otwartym oraz jako kompletne instalacje pracujące w cyklu zamkniętym z przesiewaczem jako klasyfikatorem ziarnowym (rys. 5) [18].



Rys. 4. Młyn elektromagnetyczny oferowany przez firmę GlobeCore:  
a – młyn AVS 100 [16], b - młyn AVS 150 [17]



Rys. 5. Układ mielenia w cyklu zamkniętym z młynem elektromagnetycznym:  
1 – młyn elektromagnetyczny AVS 150, 2 – przenośnik ślimakowy, 3 – przesiewacz,  
4 – odbiór produktu mielenia, 5 – zbiornik nadziarna, 6 – zasilacz młyna [18]

Podstawowe parametry techniczne młynów AVS podano w tabeli 1 [16, 17].

### Dane techniczne młynów AVS

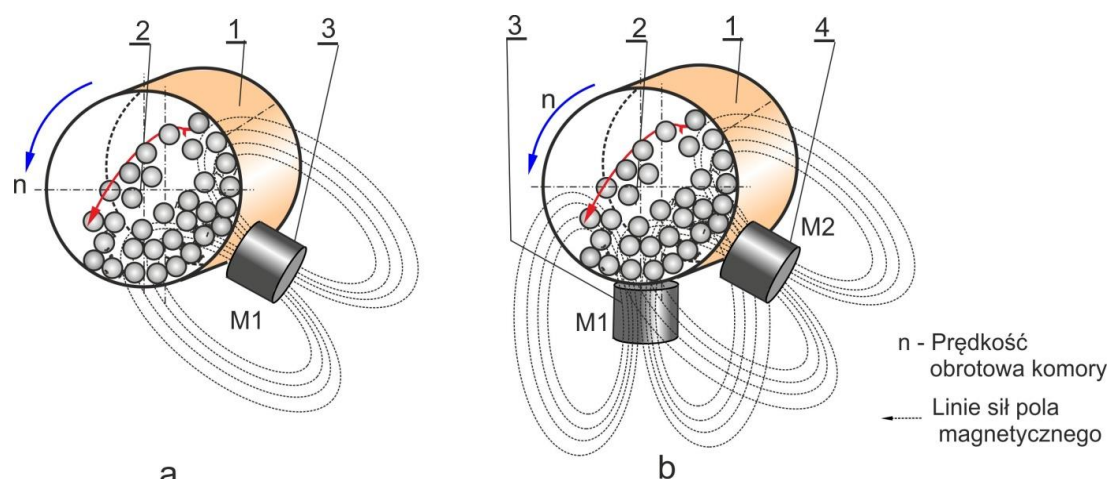
Tabela 1

Parametr	Jednostka	Typ młyna	
		AVS 100	AVS 150
Średnica komory	mm	90	136
Wymiary mielników, $\Phi \times l$	mm	$\Phi = 0,3 \div 5, l = 5 \div 60$	$\Phi = 0,3 \div 5, l = 5 \div 60$
Wydatek wody	m <sup>3</sup> /h	12	30
Ciśnienie robocze	MPa	0,25	0,25
Moc	kW	4,5	9,5
Napięcie zasilania	V	400	400
Indukcja w strefie pracy	T	0,15	0,15
Masa	kg	520	950
Wymiary młyna	mm	1200×900×1610	1300×1100×1 690
Wymiary zasilacza	mm	Nie podano	1 060×1030×1 900

### 3. Młyny obrotowo-magnetyczne

Pierwsze eksperymentalne konstrukcje młynów obrotowo-magnetycznych opracowano w Australii pod koniec XX wieku. Do ich opracowania znacząco się przyczynił Polak dr Andrzej Całka. Impulsem do ich powstania było zapotrzebowanie na nowe materiały o wysokich wymaganiach jakościowych, zwłaszcza doskonalszych własnościach fizycznych w porównaniu ze znanymi i stosowanymi materiałami. Są to: znacznie większa wytrzymałość mechaniczna, większa twardość, plastyczność, odporność na: korozję, ścieranie i pełzanie oraz znacznie doskonalsze własności magnetyczne. Tego rodzaju materiałami są metale o bardzo wysokiej czystości, materiały amorficzne i krystaliczne, stopy metaliczne i metaloceramiczne, które można wytwarzać tylko metodami mechanicznymi, a dostępne wówczas młyny nie były do tego celu w pełni przydatne.

W młynach obrotowo-magnetycznych mielniki ferromagnetyczne – kule, dominujący udział energii otrzymują od silnych magnesów trwałych, a ruch obrotowy zapewnia tylko bardziej intensywne mieszanie mielników. Opracowano dwa rozwiązania tych młynów z jednym lub z dwoma magnesami z możliwością zmiany ich położenia na obwodzie walcowej komory. Młyny mogą pracować w trybie wysokoenergetycznym (rys. 6) oraz niskoenergetycznym – przy usytuowaniu magnesów w najniższym dolnym położeniu. Na rysunku 6 przedstawiono schematy budowy i działania młynów obrotowo-magnetycznych.



Rys. 6. Schemat budowy i sposoby działania młyna obrotowo-magnetycznego w trybie wysokoenergetycznego działania: a – w wersji z jednym magnesem, b – w wersji z dwoma magnesami, 1 – komora, 2 – ładunek (mielniki z mielonym materiałem), 3, 4 – M1, M2 magnesy trwałe

Młyny te znalazły zastosowanie głównie w skali laboratoryjnej w wysokich technologiach, zwłaszcza w procesach [4, 10, 11, 20]:

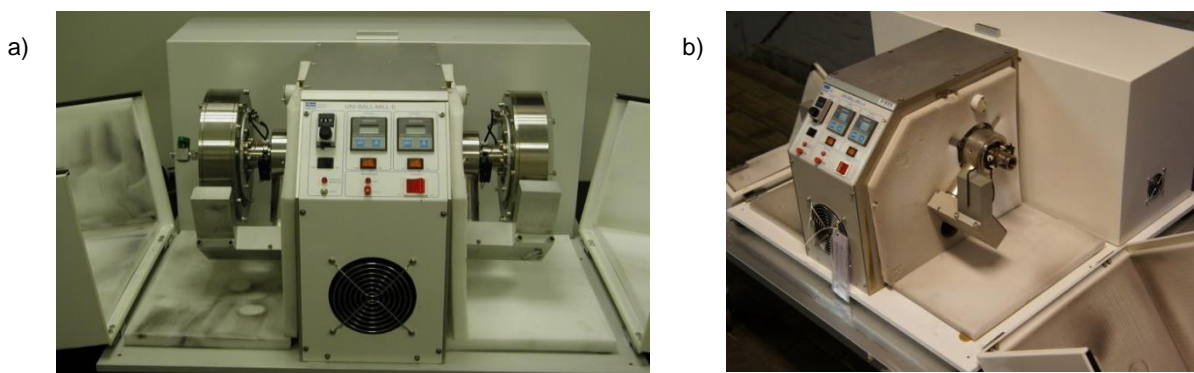
- mechanicznego stapiania (MA - *mechanical alloying*),
- wysokoenergetycznego mielenia (HEBM - *high energy ball milling*),
- reaktywnego mielenia (RM - *reactive milling*), zwanego też mechaniczną syntezą (mechanosynthesis) lub syntezą mechaniczno-chemiczną (MCAS *mechano-chemical activation synthesis*).

W procesach mechanicznego stapiania z materiałów o wysokiej czystości oraz bardzo zróżnicowanych temperaturach topnienia, otrzymuje się stopy metali o bardzo dobrych właściwościach fizycznych o strukturach krystalicznych i wymiarach rzędu nano oraz stopy amorficzne [21].

W procesach wysokoenergetycznego mielenia wytwarza się również materiały kompozytowe o strukturach krystalicznych z krystalitami wymiarach około 30 nm, w tym materiały do odwracalnej absorpcji wodoru, czyli szczególnie przydatne do magazynowania tego najbardziej czystego paliwa do silników spalinowych.

Natomiast poprzez reaktywne mielenie otrzymuje się metale o największej czystości, które nie można otrzymać metodami metalurgicznymi.

Młyny te oferowane są pod handlową nazwą Uniball [4, 10, 19, 20]. Objętości komór laboratoryjnych młynów mieszczą się w zakresie 0,3÷0,5 dm<sup>3</sup>. Według informacji niepublikowanych opracowano młyn o największej objętości komory 5 dm<sup>3</sup>. Młyny te budowane są w kilku wersjach. Z jednym magnesem lub z dwoma magnesami trwałymi, jednokomorowe oraz dwukomorowe. Dwukomorowe młyny obrotowo-magnetyczne zamieszczono na rysunku 7. Do praktyki laboratoryjnej oferowane są dwa typy tego młyna: Uniball 2 oraz Uniball 5. W komorach tego młyna łatwo jest uzyskać atmosferę obojętną. W literaturze brak jest informacji o zastosowaniach tych młynów w praktyce przemysłowej.



Rys. 7. Młyny obrotowo-magnetyczne: a - Uniball-Mill 5 [10], b - Uniball-Mill 2 [22]

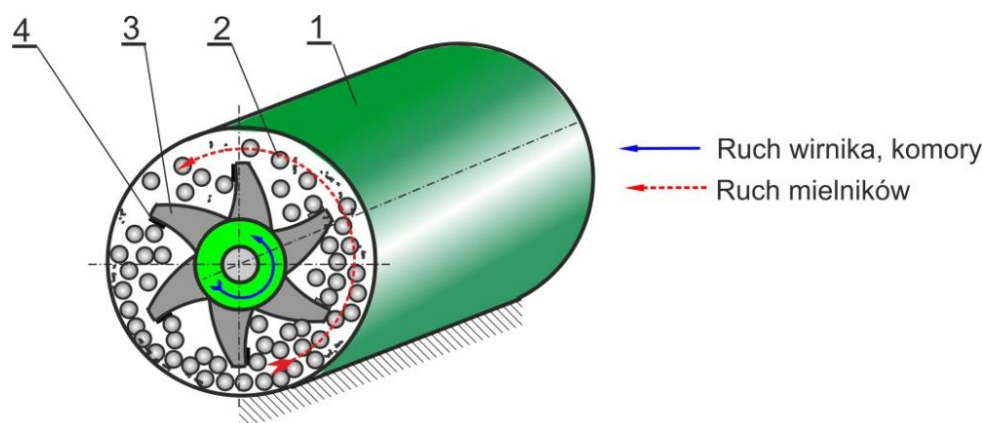
#### 4. Młyny wirnikowe-udarowe

Młyny wirnikowe-udarowe pod względem budowy podobne są do młynów mieszadłowych z poziomą komorą [1, 2, 4]. Ogólny sposób przekazywania energii mielnikom jest również podobny jak w młynach mieszadłowych. Jednak warunki przekazywania energii swobodnym mielnikom oraz warunki technologiczne występujące w tych młynach są znacząco różne niż w młynach mieszadłowych, dlatego młyny te wymagają odrębnego potraktowania. Wynika to z kilku względów, mianowicie:

- w młynach mieszadłowych, w których większość wirników wyposażona jest w elementy robocze tarczowe, ślimakowe (pojedyncze, lub podwójne), kształtowe. Swobodne mielniki kulki otrzymują w nich energię kinetyczną w kierunku stycznym do ich powierzchni od całej powierzchni wirnika, a dominującą jej część stanowi energia ruchu obrotowego. Proces mielenia zachodzi w nich przez tarcie, a dokładnie ścieranie powierzchniowe ziaren materiału. Tego rodzaju sposób rozdrabniania powoduje, że w największym stopniu proces mielenia zachodzi pomiędzy mielnikami. Młyny cechuje bardzo wysoki stopień napełnienia komory, który wynosi około 0,9,
- w młynach wirnikowych-udarowych swobodne mielniki – kulki, otrzymują energię kinetyczną w kierunku normalnym do ich powierzchni, tylko od bijaków 4 zamocowanych na kształtowym wirniku 2 (rys. 8), a dominującą jej część stanowi energia ruchu postępowego. Dzięki temu proces mielenia zachodzi w nich w dominującym udziale przez dynamiczne uderzanie mielników w ziarna materiału, a największy udział w procesie mielenia ma rozdrabnianie ziaren materiału na wewnętrznej powierzchni komory. Młyny te charakteryzuje znacznie niższy stopień napełnienia komory, który zalecany jest w zakresie  $0,2 \div 0,4$  oraz znacznie większy - około 3÷4 razy, wskaźnik mocy jednostkowej od młynów mieszadłowych [4].

Schemat budowy i działania młyna wirnikowego – udarowego zamieszczono na rysunku 8.





Rys. 8. Schemat budowy i działania młynów wirnikowych – udarowych  
1 – komora, 2 – ładunek (mielniki i mielony materiał), 3 – wirnik, 4 - bijak

Ze względu na wysokie energie mielników, największe zastosowanie młyny te znalazły w procesach wytwarzania proszków metalicznych oraz proszków materiałów wymagających tak wysokiej energii oraz specjalnych warunków technologicznych, w których zachodzi proces mielenia. Wynika to z konieczności wyeliminowania podczas mielenia możliwości powierzchniowego utleniania się proszku oraz stabilizacji warunków środowiska mielenia dostosowanej do właściwości rozdrabnianego materiału. Dlatego proces mielenia w tych młynach zachodzi zwykle w atmosferze gazu obojętnego, przy obniżonym ciśnieniu w zakresie od 0,1 hPa podciśnienia, lub nadciśnieniu do 0,05 MPa oraz stabilizowanej temperaturze w zakresie od  $-20^{\circ}\text{C}$  do  $80^{\circ}\text{C}$ .

Ze względu na warunki technologiczne młyny wirnikowe-udarowe użytkowane są w skomplikowanych i zautomatyzowanych instalacjach z monitoringiem, stabilizacją ciśnienia i temperatury w komorze młynowej oraz poboru mocy przez silnik młynowy. Niewątpliwie zalety tego młynowego to brak ruchu komory roboczej oraz możliwość stosowania mielników ceramicznych, których nie można używać w młynach elektromagnetycznych i obrotowo-magnetycznych. Stosowanie tych mielników jest konieczne przy wytwarzaniu wielu proszków ceramicznych i chemicznych. Natomiast sposób działania młynów, wymaga stosowania w nich mielników i pozostałych elementów roboczych (wirnika i wykładziny komory), wykonanych z materiałów o wysokiej wytrzymałości mechanicznej, zwłaszcza udarowości.

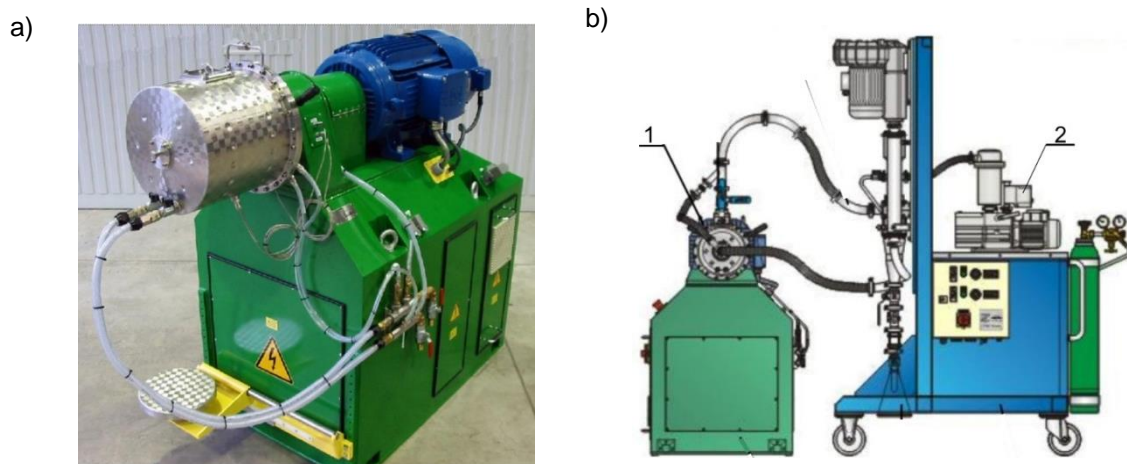
Przeznaczone są głównie do mielenia proszków metali w atmosferze gazu obojętnego, ale można w nich wytwarzać proszki ceramiczne i chemiczne, w tym proszki i struktury o skali nano oraz materiałów kompozytowych. W tych młynach wytwarzane są proszki stosowane w produkcji magnesów trwałych o bardzo dużych natężeniach pola magnetycznego [11, 20, 23].

Sposób działania tych młynów powoduje generowanie wysokiego poziomu ciśnienia akustycznego, który znacząco obniża budowa komory mielącej. Komora standardowo wyposażona jest dodatkowo w obudowę stanowiącą płaszcz wodny, przez który przepływa ciecz stabilizująca temperaturę w komorze młynowej. Według informacji głównego producenta tych młynów - firmy ZOZ GmbH, poziom ten – nawet przy największym młynie o pojemności

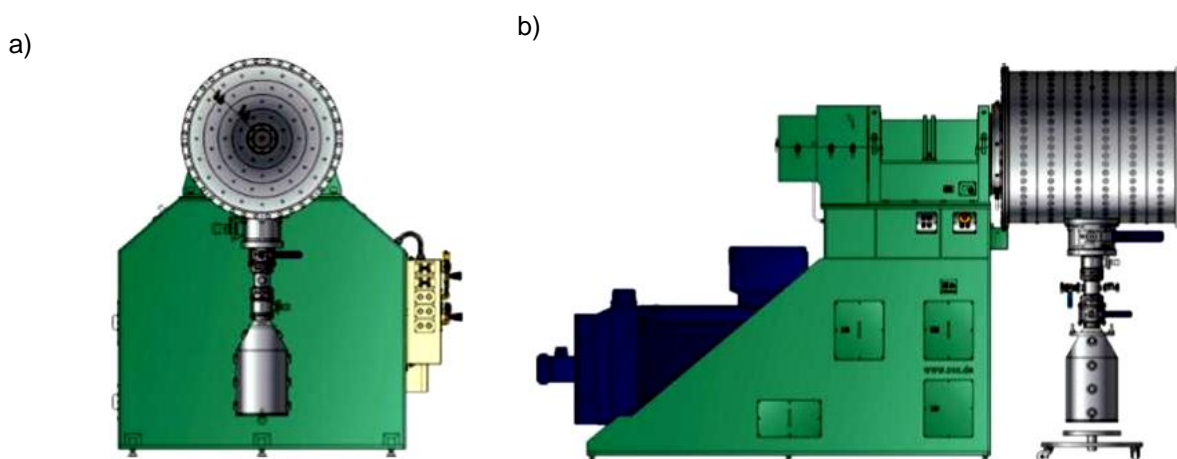
komory 900 dm<sup>3</sup>, nie przekracza 92 dBA [24], co dla tego rodzaju młynów jest bardzo dobrym rezultatem.

Firma ZOZ GmbH oferuje sześć typów tego młyna o handlowej nazwie Simoloyer CM, pojemności komory mielącej 1; 2; 5; 8; 20; 100; 400 oraz 900 dm<sup>3</sup> i zainstalowanej mocy w zakresie od 2 do 800 kW [24].

Młyny o pojemności komory do 100 dm<sup>3</sup> mają różne możliwości pracy, to jest: w sposób okresowy, okresowy z cyrkulacją mielonego materiału lub ciągły. Na rysunku 9 zamieszczono oba warianty instalacji tego młyna, a na rysunku 10 największy młyn CM 900.



Rys. 9. Młyn wirnikowy-udarowy Simoloyer CM 100: a – o działaniu okresowym, b – instalacja młyna o działaniu ciągłym, 1 – młyn, 2 – instalacja młyna (układy: dozowania proszku, cyrkulacji cieczy stabilizującej temperaturę, dozowania gazu obojętnego, monitorowania parametrów procesu mielenia) [26]



Rys. 10. Młyn wirnikowy-udarowy Simoloyer CM 900: a – widok z przodu, b – widok z boku [28]



Podstawowe informacje dotyczące projektowania, parametrów pracy, doboru oraz zastosowania młynów wirnikowych – udarowych podano w pracy [11]. Praca ta zawiera również szereg wyników badań mielenia materiałów przeprowadzonych w tych młynach. Natomiast ich zastosowanie do reaktywnego mielenia materiałów specjalnych podano w pracy [20].

Wysoką energię mielników uzyskuje się w tych młynach dzięki dużej zainstalowanej mocy oraz możliwości młyna absorpcji tej mocy do realizacji procesu rozdrabniania. Dlatego młyny te charakteryzuje bardzo wysoki wskaźnik mocy jednostkowej, czyli mocy przypadającej na jednostkę objętości roboczej komory, który wynosi dla największych młynów od 1100 kW/m<sup>3</sup> – dla młyna CM 100 oraz 889 kW/m<sup>3</sup> dla młyna CM 900.

Dla innych młynów z mielnikami swobodnymi ten wskaźnik porównawczy przyjmuje znacznie mniejsze wartości, to jest: 15÷17 kW/m<sup>3</sup> dla młynów grawitacyjnych, 45÷70 kW/m<sup>3</sup> dla wibracyjnych oraz 150÷300 kW/m<sup>3</sup> dla mieszadłowych. Większymi wartościami tego wskaźnika cechują się tylko młyny planetarne [4, 25]. Podstawowe parametry techniczne i technologiczne wybranych młynów CM o pojemności komory powyżej 5 dm<sup>3</sup> podano w tabeli 2 [24, 26, 27, 28].

#### Dane techniczne i technologiczne młynów CM

Tabela 2

Typ młyna	Moc silnika kW	Pojemność komory dm <sup>3</sup>	Masa młyna /instalacji kg	Prędkość obrotowa wirnika obr/min	Sposób pracy	Masa materiału/kul kg
CM 08	16,6	5; 8	250 komplet	500 - 1000	Okres./ciągły	0,8/8÷15
CM 20	22	10; 20	560 komplet	370 - 715	Okres./ciągły	1; 2/9,2÷37
CM 100	110	100	500/3000	maks. 500	Okres./ciągły	20/92÷184
CM 400	400	400	1100/6500	maks. 375	Ciągły	100/370÷550
CM 900	800	900	1850/11500	maks. 325	Ciągły	250/840÷1250

W młynach podanych w tabeli 2 otrzymuje się wysokiej czystości proszki wielu metali, na przykład: żelaza, aluminium, miedzi, złota, srebra, tytanu, cynku i mosiądzu [29].

## 5. Podsumowanie

Rozwój wielu dziedzin nauki i techniki, a zwłaszcza zaawansowanych technologii: lotniczych, informatycznych, elektronicznych, chemicznych oraz kosmicznych, związany jest z zastosowaniem różnego rodzaju proszków: metalicznych, ceramicznych, chemicznych, farmaceutycznych, a także organicznych w formie monomateriałów, stopów, kompozytów, mikroproszków, nanoproszków (krystalicznych i amorficznych) oraz nanostruktur. Wytwarzanie tego rodzaju materiałów w klasycznych młynach z mielnikami swobodnymi

(grawitacyjnych, wibracyjnych, planetarnych czy mieszadłowych) jest często niemożliwe technicznie lub nieekonomiczne.

Dlatego do wytwarzania proszków tych materiałów opracowano i zastosowano, oryginalne wysokoenergetyczne młyny z mielnikami swobodnymi: elektromagnetyczne, obrotowo-magnetyczne oraz wirnikowe-udarowe. Ponadto procesy wytwarzania ww. proszków wymagają zastosowania odpowiedniego środowiska mielenia: cieczy o wymaganych właściwościach, gazu obojętnego, temperatury, ciśnienia, a w szczególności wysokiej energii mielników, co w klasycznych młynach jest często trudne lub niemożliwe do uzyskania.

Każdy z oryginalnych młynów ma nieco inny zakres zastosowania oraz pewne ograniczenia techniczne i środowiskowe. Młyny elektromagnetyczne przydatne są szczególnie do mielenia i domielania, a także suszenia materiałów przy wydajności do kilku Mg/h, ale tylko mielnikami ferromagnetycznymi, co eliminuje je z zastosowania w technologiach wytwarzania proszków bez zanieczyszczeń metalicznych. Ich zaletą jest nieskomplikowana budowa części mechanicznej, zwłaszcza nieruchoma komora, natomiast wadą rozbudowana część elektryczna, a zasilanie wymaga kompensacji mocy biernej.

Wymiary mielników determinują maksymalny wymiar ziaren nadawy, który nie powinien przekraczać kilku mm. Proces mielenia zachodzi w nich poprzez ścieranie powierzchniowe ziaren materiału, co minimalizuje ich powierzchnię właściwą bardzo potrzebną w procesach adsorpcyjnych.

Młyny obrotowo-magnetyczne szczególnie przydatne są w praktyce laboratoryjnej i mikrotechnologiach, w których wytwarzane proszki mogą mieć zanieczyszczenia metaliczne. Młyny te mają szerokie możliwości regulacji energii kinetycznej mielników, dlatego proces mielenia może być realizowany przez dynamiczne uderzanie, ścieranie powierzchniowe lub zróżnicowany udział obu tych czynników.

Najbardziej uniwersalne, o szerokim spektrum zastosowania, są młyny wirnikowe-udarowe. Można w nich stosować również mielniki ceramiczne. Młyny te dzięki dużej energii mielników, standardowej możliwości regulacji parametrów środowiska mielenia są szczególnie przydatne do wytwarzania mono- i wielomateriałowych proszków metalicznych, stopów metalicznych, metaloceramicznych (krystalicznych i amorficznych), a także proszków mikroproszków, nanoproszków i nanostruktur krystalicznych oraz materiałów niemetalicznych i kompozytowych. Sposób rozdrabniania w tych młynach powoduje, że powstałe w nich ziarna materiału mają najbardziej rozwiniętą powierzchnię, o największej podatności na formowanie oraz procesy adsorpcyjne. Duży zakres pojemności komór mielących w tych młynach,  $1\div 900\text{ dm}^3$ , czyni je bardzo przydatnymi w praktyce laboratoryjnej oraz jako maszyny technologiczne w praktyce przemysłowej.

## Literatura

1. Höffl K.: Zerkleinerungs-und Klassiermaschinen. Leipzig, VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie 1985
2. Pasher C.I. Crushing and Grinding Process Handbook Ed. J. Wiley, Chichester 1987
3. Grzelak E.: Maszyny i urządzenia do przeróbki mechanicznej surowców mineralnych WNT Warszawa 1975
4. Sidor J., Klich A.: Współczesne maszyny do rozdrabniania – Kruszarki i młyny. Wyd. Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2018
5. Sidor J.: Badania, modele i metody projektowania młynów wibracyjnych, Rozprawy Monografie nr 150, UWND AGH, Kraków 2005
6. Sidor J.: Rozwój konstrukcji młynów planetarnych: KOMEKO 2019, Innowacyjne i Przyjazne dla Środowiska Techniki i Technologie Przeróbki Surowców Mineralnych, Bezpieczeństwo – Jakość – Efektywność, Praca zb., Monografia, redakcja naukowa A. Lutyński, D. Prostański. Gliwice, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, 2019, s. 23–39
7. Rule C. M.: Stirred Milling – New Comminution Technology In Pgm Industry. The Journal Of The Southern African Institute Of Mining And Metallurgy, 2011, Vol. 111, Pp. 101-107
8. Micorek T., Rejda M., Robak J., Różycki G.: Badania Mikronizacji Węgla Kamiennego w Młynie Elektromagnetycznym. Energetyka. Piece Przemysłowe & Kotły 2016 Nr 4 s. 21-33
9. Styła S.: A New Grinding Technology Using An Electromagnetic Mill – Testing The Efficiency Of The Process. Econtechmod An International Quarterly Journal – 2017, Vol. 06, No. 1, 81–88
10. Calka A., and Radlinski A. P.: Universal High Performance Ball-Milling Device And Its Application For Mechanical Alloying, Materials Science And Engineering A, 1991. 134, 1350–1353
11. Zoz H., Ren H., Rehardt R., Benz H.U.: High Energy Milling, Mechanical Alloying Reactive Milling. Zoz GmbH, D-57482 Wenden, Germany, Part I Zoz GmbH. pp. 1-65
12. Sławiński K., Knaś K., Gandor M., Nowak W.: Suszenie węgla brunatnego w energetyce – możliwości zastosowania młyna elektromagnetycznego. Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej 290, Mechanika 86, RUTMech, t. XXXI, Z. 86 (3/14), Lipiec-wrzesień 2014, s. 453-460
13. Szczepaniak K., Skorupska B., Kubacz N.: Badania procesu domielania półproduktów miedziowych w młynie elektromagnetycznym. CUPRUM – Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud nr 2 (75) 2015, s. 47-43
14. Młyn elektromagnetyczny. Wystawa SYMAS 2014 Kraków – oferta firmy Wolff
15. <https://www.grupa-wolff.eu/cp/art/mlyn-elektromagnetyczny/mlyn-elektromagnetyczny.pdf>
16. <https://avs.globecore.com/products/avs-100>
17. <https://avs.globecore.com/products/avs-150>

18. <https://www.slideshare.net/OleksandrGolovachuk/avs-electromagnetic-vortex-system>
19. Calka A., Wexler D., Oleszak D., Bystrzycki J.: Formation of Amorphous and Nanostructural Powder Particles from Amorphous Metallic Glass Ribbons using Ball Milling and Electrical Discharge Milling. *Solid State Phenomena Vols. 101-102* (2005) pp. 111-116. <http://www.scientific.net>
20. Varin R.A., Czujko T., Chiu Ch., Wronski Z.: Particle size effects on the desorption properties of nanostructured magnesium dihydride (MgH<sub>2</sub>) synthesized by controlled reactive mechanical milling (CRMM). *Journal of Alloys and Compounds* 424 (2006) 356-364. [www.elsevier.com/locate/jallcom](http://www.elsevier.com/locate/jallcom)
21. Sidor J.: Mechanical devices used for production of metallic, ceramic-metallic alloys or nanomaterials, *Archives of Metallurgy and Materials*, vol. 52, 2007, pp.407-414
22. <http://www.iveindhoven.com/en/article/laboratory-ball-mill-2/>
23. Kaupp G., Naimi-Jamal M R., Ren H., Zoz H.: Reactive Dry-Milling for Environmental Protection-encouraging industrial applications for High Kinetic Processing. *Worldwide Process, Germany*, M5-923-28-002.qxd, pp. 24-27 [04-2003]
24. [www.gmbh.zoz.de](http://www.gmbh.zoz.de)
25. Sidor J.: Rozwój konstrukcji młynów planetarnych. KOMEKO 2019 Innowacyjne i Przyjazne dla Środowiska Techniki i Technologie Przeróbki Surowców Mineralnych. Bezpieczeństwo – Jakość – Efektywność, Praca zb., Monografia, redakcja naukowa A. Lutyński, D. Prostański. Gliwice: Instytut Techniki Górniczej KOMAG, 2019, dysk Flash. s. 23–39.
26. Simoloyer CM 100 Industrial Simoloyer. [www.zoz.de](http://www.zoz.de)
27. Simoloyer CM 400 Industrial Simoloyer. [www.zoz.de](http://www.zoz.de)
28. Simoloyer CM 900 Industrial Simoloyer. [www.zoz.de](http://www.zoz.de)
29. Zoz H., Ren H., Reinhard R., Benz H.H., Nadkarni H., Wagner G.: Ductile Metal Flakes based on Au, Ag, Al, Cu, Ti, Zn, and Fe Materials by High Energy Milling Part 1. *Simo 17*, paper 02 doc. Page 1/15 [www.zoz.de](http://www.zoz.de)

## Poprawa bezpieczeństwa użytkowania i obsługi przenośników taśmowych

**Horst Gondek** - Vysoká škola báňská – TU Ostrava

**Daniela Marasová** - CSc., Technická univerzita Košice

**Daniel Boháč** - DvB – AF, s.r.o. Meleček 227, Žimrovice

**Streszczenie:** W rozdziale poruszono kwestię bezpieczeństwa operatorów przenośników taśmowych w oparciu o ich doświadczenie zdobyte w trakcie wieloletniej obsługi i monitorowania pracy tych urządzeń. Przedstawiono kilka przykładów wypadków spowodowanych nieprzestrzeganiem przepisów bezpieczeństwa, jak również propozycję działań i środków służących ich eliminacji.

### Improvement in safety of using and maintenance of belt conveyors

**Abstract:** The problem of safety of belt conveyor operators is discussed basing on experience gained by them during many years of servicing and monitoring the operation of these machines. Some examples of accidents caused by not obeying the safety regulations as well as suggestions regarding the actions and measures for their elimination are presented.

#### 1. Wprowadzenie

Użytkowanie przenośników taśmowych wiąże się z szeregiem problemów związanych z zapewnieniem ich możliwości transportowych. Nadal w ich następstwie występuje zwiększona liczba wypadków, która dotyczy głównie wypadków najcięższych, czyli śmiertelnych. Celem, chociażby orientacyjnego przedstawienia tego problemu, należy stwierdzić, że w Republice Czeskiej od dłuższego czasu wypadki śmiertelne w transporcie przenośnikowym stanowią od 1,5% do 3,9% ogólnej liczby wypadków śmiertelnych przy pracy. Ponad 58% omawianych wypadków dotyczy pracy przy przenośnikach taśmowych. Problematyka bezpieczeństwa transportu przenośnikowego jest bardzo istotna, ponieważ w czeskich kopalniach odkrywkowych jest około 300 km tras przenośników taśmowych.

#### 2. Analiza wad przenośników taśmowych w aspekcie najczęściej występującego zagrożenia dla człowieka

Przedmiotem rozważań jest ocena zagrożenia dla człowieka, a nie ocena zagrożenia funkcjonowania przenośnika (szkody materialne).

## **2.1. Utrata zdolności transportowych przenośnika taśmowego - podstawowy problem bezpieczeństwa ich użytkowania**

Od dłuższego czasu podstawowe zdarzenie wypadkowe w przenośnikach taśmowych związane jest z próbą likwidacji poślizgu na bębnie przenośnika. Z powodu nieostrożności i nieznajomości metod bezpiecznej likwidacji poślizgu dochodzi do wciągnięcia całego ciała, bądź jego części (przede wszystkim ręki). Te zdarzenia stanowią przyczynę około 51% wypadków śmiertelnych zaistniałych w trakcie eksploatacji przenośnika taśmowego.

Co trzeci śmiertelny wypadek w całej grupie przenośników jest spowodowany wciągnięciem części ciała pracownika w miejsce nabiegania taśmy na bęben przenośnika. Jest to poważny problem pod względem bezpieczeństwa pracy i zapobiegania wypadkom.

Z praktyki wiadomo, że do wciągnięcia (szczególnie ręki, a w skrajnych przypadkach całej osoby) w miejsce nabiegania taśmy dochodzi najczęściej podczas czyszczenia bębna, poprzecznie do taśmy przenośnikowej, zwłaszcza w warunkach poślizgu taśmy, kiedy następuje względne przemieszczenie taśmy spowodowane różnicą prędkości taśmy i prędkości obwodowej bębna napędowego. W skrajnych przypadkach taśma przenośnika może się również zatrzymać. Oznacza to, że główny kierunek zapobiegania wypadkom, skutkujący zapewnieniem bezpieczeństwa przenośników taśmowych, polega na rozwiązaniu problemu zapewnienia zdolności transportowej przenośnika, i to we wszystkich przypadkach, które mogą wystąpić podczas pracy. Przyczyną poślizgu taśmy jest najczęściej przyklepanie się, szczególnie śliskiego i mokrego materiału do powierzchni bębna lub do wewnętrznej - dolnej warstwy taśmy przenośnikowej albo oblodzenie w miesiącach zimowych.

## **2.2. Ruch taśmy i obrót krążników na trasie przenośnika taśmowego**

Krytycznym punktem w aspekcie możliwości powstania urazu podczas pracy przenośnika taśmowego jest ruch taśmy powodujący obrót krążników na całej trasie w odniesieniu, zarówno do górnej, jak i dolnej gałęzi. Z reguły krążnik wystaje poza krawędź taśmy i obracając się może w ten sposób nawinać części odzieży lub ciało ludzkie.

## **2.3. Zatrzymanie bębna zwrotnego**

Podobne problemy mogą wystąpić, jak w przypadku bębna napędowego (poślizg taśmy spowodowany zatartym łożyskiem). Jeżeli taśma nie zatrzyma się, to wskutek jej tarcia po nieruchomym bębnie, może wystąpić zapłon taśmy, w następstwie jej zerwanie i niekontrolowane przemieszczenie taśmy poza wyznaczony obszar, co stworzy zagrożenie dla osób przebywających w pobliżu przenośnika.

## **2.4. Stacja napinająca**

W tym przypadku występują podobne problemy, jak z bębniem napędowym lub bębniem zwrotnym. W ubiegłym roku zidentyfikowano, jak dotąd nie odnotowane zjawisko, kiedy wskutek nadmiernego zmniejszenia napięcia taśmy do zera lub jej całkowitego zluźnienia nastąpiła rotacja taśmy, powodująca, w wyniku całkowicie nieskoordynowanego ruchu, jej zwinięcie się w rurkę na całej trasie (rys. 1). Zdziwieni producenci taśm przyznali, że istnieje

możliwość wystąpienia takiego problemu w przypadku nadmiernego zużycia rdzenia taśmy (innymi słowy – taśmą nie nadającą się do dalszego użytkowania).



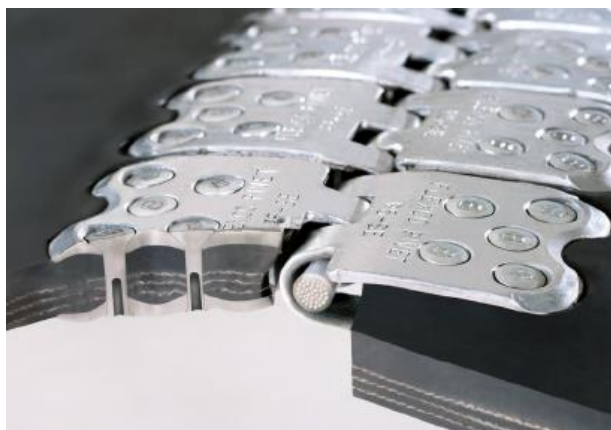
Rys. 1. Nadmiernie zużyta taśma po zluźnieniu zwinięta w rurkę [1]

## 2.5. Taśma przenośnikowa [4]

Potencjalne zagrożenie bezpieczeństwa, stwarzane przez taśmę dla osoby wynika z następujących czynników:

- budowa taśmy – występują przypadki zastosowania taśmy o niewłaściwej budowie, z uwagi na jej sprężyste przeginięcie na średnicy wszystkich bębnow zainstalowanych na trasie; w przypadku małych średnic następuje łamanie przekładek, dochodzi do przeciążenia całej struktury taśmy, poślizgu ze względu na zainstalowaną moc; stosowane są też niewłaściwe środki zaradcze,
- stan zużycia taśmy – patrz pkt. 2.4 Stacja napinająca,
- naruszenie stabilności i wytrzymałości przekładek taśmy,
- częste przypadki zerwania taśmy,
- częste uszkodzenia krawędzi,
- zużycie – tzw. wykorzystanie taśmy również po zużyciu górnej okładki,
- wykonanie połączeń taśmy (rys. 2 i 3) – połączenia usytuowane niesymetrycznie względem osi podłużnej taśmy powodujące niewłaściwe prowadzenie taśmy wzdłuż trasy, co skutkuje naderwaniem boku taśmy, powstaniem tzw. mankietów, kiedy bok taśmy się roluje a w miejscu połączenia taśmy następuje jej naderwanie,
- sposób prowadzenia taśmy wzdłuż trasy i jej naprowadzania na bębny; z tego powodu powstaje niebezpieczeństwo zapłonu bocznych krawędzi taśmy, zsunięcia z krążników, a nawet wysypania nosiwa na konstrukcję nośną trasy przenośnika.





Rys. 2. Mechaniczne połączenie taśmy [1]



Rys. 3. Zużyte połączenie taśmy [1]

Powyżej przedstawiono zgrubny wykaz podstawowych zagrożeń występujących przy użytkowaniu przenośników taśmowych, nie uwzględniający zagrożeń związanych z prądem elektrycznym. Oczywiście projektanci we współpracy z użytkownikami, korzystając z norm europejskich oraz innych przepisów i zarządzeń, poszukują sposobów przeciwdziałania wystąpieniu wymienionych zagrożeń. Nieustanna analiza ryzyka i zapoznawanie się z występującymi nadzwyczajnymi zdarzeniami wywierają na nich presję aby doskonalić konstrukcję przenośnika. Prowadzone działania niejednokrotnie nie idą w parze z opłacalnością ekonomiczną, ale koszty doznanego urazu lub śmierci (w przyszłości będą się one zwiększały) są tak wysokie, że kilkakrotnie przewyższają koszty zabezpieczeń służących bezpieczeństwu. Jest prawdą, że wiele organizacji a zwłaszcza drobnych przedsiębiorców w Czechach nie uświadamia sobie tych kosztów i nawet ponoszą ryzyko upadłości. Wiele osób na stanowiskach kierowniczych nie zdaje sobie sprawy z konsekwencji urazu, bądź śmierci swoich podwładnych.

### 3. Sposoby przeciwdziałania ryzyku stosowane w praktyce

W praktyce są już powszechnie dostępne urządzenia zabezpieczające funkcjonowanie przenośników, które wskutek zaniedbań obsługi, często nie działają właściwie lub nawet nie są instalowane. Należą do nich:

- urządzenia monitorujące temperaturę bębnow napędowych,
- wykładziny bębnow napędowych,
- wyłączniki awaryjne na całej długości przenośnika taśmowego,
- pokrywy górnej gałęzi,
- ogrodzenie całej trasy przenośnika,
- czujniki napięcia wstępnego taśmy,
- czujniki zabezpieczające taśmę przed przeciążeniem ciężarem nosiwa,
- bezpieczniki elektryczne,
- softstarty – umożliwiające płynny rozruch taśmy przenośnika,
- urządzenia monitorujące stan połączeń taśmy (skanery, elektronika).

Działają już firmy specjalizujące się w produkcji elementów zwiększających bezpieczeństwo użytkowania poszczególnych części przenośników taśmowych. Oferują one zabezpieczenia przed wystąpieniem wielu urazów.

Rodzaje wykładzin bębnow napędowych – gumowa, gumowo-ceramiczna i ceramiczna (rys. 4) – ich zastosowanie i zalety opisano już w literaturze specjalistycznej.



Rys. 4. Ceramiczna okładzina bębna [1]

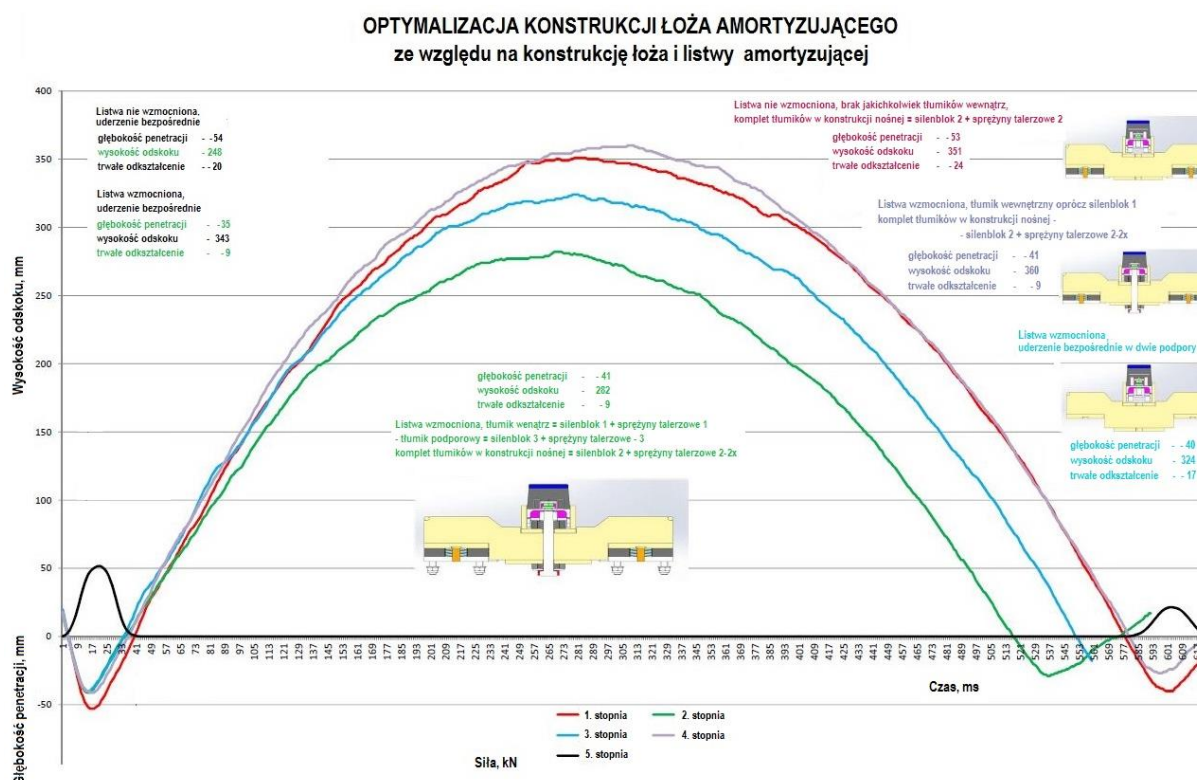
Kolejnym elementem dość skutecznie wdrażanym, szczególnie w kopalniach głębinowych, są łożyska jednokierunkowe, które praktycznie eliminują hamulce elektromagnetyczne. Łożyska te, wyłącznie na zasadzie mechanicznej bez możliwości jakiegokolwiek interwencji człowieka, zapobiegają spontanicznemu wstecznemu ruchowi taśmy. Są one stosowane zwłaszcza w przenośnikach podwieszanych.

Elementem doskonalonym ostatnio są listwy amortyzujące, służące poprawie żywotności taśmy przenośnikowej, większej eliminacji zapylenia, zmniejszeniu liczby przecięć taśmy, ograniczeniu przemieszczeń obrotowych w przenośniku taśmowym. Listwy te wykorzystywane są do budowy łoża amortyzującego stosowanego w przesypach lub są używane zamiast krążników do bocznego prowadzenia taśmy.

Ze względu na liczbę zastosowanych systemów sprężystych wyróżnia się następujące rodzaje łoża amortyzującego:

- trzestopniowy system sprężysty łoża amortyzującego,
- czterestopniowy system sprężysty łoża amortyzującego,
- pięciestopniowy system łoża amortyzującego,
- sześciestopniowy system łoża amortyzującego z wymuszeniem sił tłumiących i jednym stopniem do tłumienia odbicia,
- siedmiestopniowy system łoża amortyzującego z wymuszeniem sił tłumiących i dwoma stopniami do tłumienia odbicia.

Na podstawie pomiarów energii uderzenia i odbicia tłumików zaprojektowanych listw amortyzujących opracowano wykres wyraźnie ilustrujący, które łożo amortyzujące jest najlepsze (rys. 5).



Rys. 5. Przebieg czasowy uderzenia i odbicia tłumików zaprojektowanych listw amortyzujących [2]

#### 4. Aktualny stan prac nad konstrukcją tzw. „pływającego łoża amortyzującego”

Projekt konstrukcji łoża amortyzującego DvB [3] wynika z założenia, że miejsce upadku nosiwa na taśmę nie jest sztywno zakotwione, natomiast cała konstrukcja łoża amortyzującego „pływa” w strukturze nośnej trasy przenośnika. Optymalizując konstrukcję listwy amortyzującej i amortyzując wszystkie możliwe oddziaływania siły upadającego nosiwa, łącznie z siłami reakcji wywołanymi tym upadkiem, w pełni wykorzystano zalety wszystkich dotychczasowych konstrukcji łoża udarowego, eliminując ich wady. W ten sposób uniknie się częstych uszkodzeń i nie realizowania funkcji transportowej przenośnika taśmowego.

Omawiane łoże amortyzujące przyczynia się w ten sposób do istotnej poprawy żywotności taśm przenośnikowych, bez potrzeby stosowania taśm specjalnej konstrukcji (karkas itp.), a tym samym do uzyskania zasadniczych oszczędności ekonomicznych bez konieczności modyfikacji istniejącej konstrukcji trasy i przesypów.

Liczba zastosowanych stopni tłumienia jest uzależniona od: rodzaju transportowanego materiału, wysokości z jakiej upada na taśmę, prędkości taśmy, granulacji materiału itd. Wymienione czynniki mają wpływ na wysokość ceny zakupu łoża amortyzującego DvB.

#### 5. Wniosek

Zastosowanie odpowiedniej konstrukcji i prawidłowego montażu wszystkich elementów przenośnika taśmowego przyczyni się do zminimalizowania interwencji obsługi w trakcie eksploatacji przenośnika. Działania te doprowadzą do znacznego zmniejszenia wypadkowości w obszarze transportu przenośnikami taśmowymi.

#### Literatura

1. Boháč L.: Impaktní přesypová stolice. (Łoże amortyzujące) Národní konference Nové poznatky pro dobývání hnědého uhlí. Sloup 2009. VÚHU Most, s.r.o.
2. Gondek H., Neruda J., Pokorný J.: The Boom Bucket Wheel Excavators. Technická univerzita Košice, Fakulta BERG, Ústav logistiky a priemyslu a dopravy. Applied Mechanics and Materials Vol. 683 (2014) pp 213-218 Submitted: 27.06.2014© (2014) Trans Tech Publications, Switzerland.
3. Boháč L.: Patentová přihláška (zgłoszenie patentowe) č. PV 2016 – 314., Úřad průmyslového vlastnictví (Urząd ds. Własności Przemysłowej), 30.5.2016, Praha.
4. Marasová D.: Pásová doprava (Transport przenośnikami taśmowymi) Košice: TU, 2006, 274 s. ISBN 80-8073-628-6.

#### Podziękowania

*Rozdział został opracowany w ramach projektu VEGA nr 1/0577/17 zatytułowanego „Transfer wiedzy z eksperymentów laboratoryjnych i modeli matematycznych do opracowania systemu wiedzy dla oceny jakości taśm przenośnikowych przyjaznych dla środowiska”.*

## Zmiany jakości węgla w procesie produkcyjnym na etapie złoża i węgla handlowego

Adam Wasilczyk - Politechnika Śląska

**Streszczenie:** Przedstawiono analizę zmian jakości węgla kamiennego między początkowym (złoże), a końcowym (węgiel handlowy) etapem jego procesu produkcyjnego jednej z kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW). Analizę tę, dokonano na podstawie porównania wartości wybranych parametrów chemiczno-technologicznych węgla w eksploatowanych pokładach, z wartościami tych parametrów dla węgla handlowych (koncentratów węgla klasy miałowej). W pierwszej kolejności zestawiono wyniki badań wartości parametrów jakości węgla handlowych z próbkami bruzdowymi zawierającymi wkładki utworów niewęglowych (furta eksploatacyjna), a w następnej kolejności z próbkami bruzdowymi bez wkładek skał płonnych („czysty” węgiel). Celem badań było wykazanie różnic między jakością węgla w eksploatowanych pokładach, a jakością węgla handlowych. Wykonane analizy pozwoliły wykazać, że nie zawsze jakość węgla w pokładzie jest gorsza aniżeli węgla handlowego. Wskazane jest bowiem nie mieszanie ze sobą urobku o różnej jakości z poszczególnych pokładów, a raczej stosowanie selektywnej eksploatacji pokładów i kierowanie urobku, o dobrych parametrach jakościowych, bezpośrednio do odbiorcy, co obniży koszty zakładu przeróbki. Sposób eksploatacji pokładów powinien być tak projektowany, aby zminimalizować przeróbkę skał stropowych i/lub spągowych.

### Changes of coal quality in the production process at the stage of deposit and commercial coal

**Abstract:** The paper present analyses of coal quality changes between the initial (deposit) and final (commercial coal) stage of production process one of the coal mine of the Upper Silesian Coal Basin (USCB). Chosen chemical and technological parameters of coal seam and commercial coal were compared. Firstly, the quality analyses of commercial coal and coal seam with interlayers were correlated. Secondly, comparison of commercial coal to coal seam without interlayers were made. The aim of the examination was to show the difference between quality of coal seams and commercial coals. The analyses show that the quality of coal seam isn't always worse than quality of commercial coal. It was found that coal seams, which are characterized by different quality, should be exploit selectively. Raw coal which are characterized by good quality should be sent directly to recipient, it allows for decrease of coal preparation plant's costs. Exploitation of coal seams should be designed in such a way as to minimize the processing of roof and/or floor rocks.

## 1. Wprowadzenie

Badania wchodzące w zakres niniejszej pracy wykonano dla węgla jednej z kopalń GZW. Analizowana kopalnia, dysponuje znaczną i perspektywiczną bazą zasobową węgla ortokoksowego, będącego podstawowym i niezbędnym składnikiem mieszanek węglowych, stosowanych do produkcji koksu hutniczego w koksowniach. Z uwagi na jego jakość, jest on wysoko ceniony i wykorzystywany zarówno w kraju, jak i zagranicą [1, 2, 3].

Na przykładzie jednej z kopalń GZW przeprowadzono analizy zmian jakości węgla kamiennego między początkowym (złoże), a końcowym (węgiel handlowy) etapem procesu produkcyjnego.

Celem badań było wykazanie różnic między jakością węgla w eksploatowanych pokładach, a jakością węgla handlowych (klasa miałowa, tj. 0-20 mm).

Konieczność takich badań wynika ze stwierdzenia, że dokładność oszacowania jakości węgla na drodze od złoża (pokładu) do produktu handlowego ulega zmianom, które uzależnione są zarówno od czynników przyrodniczych, np. od sposobu występowania węgla w pokładzie (m. in. przerosty, czyli budowa makropetrograficzna pokładu), jak i technologicznych (np. sposób eksploatacji) [16, 17, 18]. Niewykluczony jest również wpływ sposobu opróbowania pokładu. Potrzeba przeprowadzenia takich badań wynika dodatkowo z faktu, że urobek z wielu kopalń, w tym również węgla analizowanej kopalni, podlega w całości wzbogacaniu, a to bezpośrednio wpływa na koszty uzyskania węgla handlowego [1]. Może się zatem zdarzyć, że pomimo dużych nakładów finansowych m. in. z przeróbką węgla, jakość węgla w produkcie handlowym nie jest lepsza od jego jakości stwierdzonej w urobku z któregoś pokładu przed procesem przeróbki. Wskazane jest bowiem nie mieszanie ze sobą urobku o różnej jakości z poszczególnych pokładów, a raczej stosowanie selektywnej eksploatacji pokładów i kierowanie urobku, o dobrych parametrach jakościowych bezpośrednio do odbiorcy, co obniży koszty zakładu przeróbki.

## 2. Metodyka badań

Na podstawie danych, uzyskanych w Dziale Projektowania Produkcji oraz w Dziale Mierniczo-Geologicznym kopalni, wybrano reprezentatywne pokłady do badań. Kryteriami wyboru pokładów były m.in.: możliwość pobrania reprezentatywnych próbek bruzdowych węgla z pokładu, liczący się udział urobku z pokładu w cyklu produkcyjnym, a także możliwość prześledzenia zmian wartości parametrów jakościowych węgla w procesie produkcyjnym kopalni na etapie złoża (pokładów węgla) i węgla handlowych. Takimi pokładami, spełniającymi wymienione kryteria, były 4 pokłady o symbolach: P1, P2, P3 i P4. W celu zapewnienia anonimowości, w pracy nie podano nazwy kopalni oraz numerów pokładów i ścian.

Każdy pokład reprezentowany był przez jedną ścianę eksploatacyjną, tj.: ścianę S1 w pokładzie P1, ścianę S2 w pokładzie P2, ścianę S3 w pokładzie P3 i ścianę S4 w pokładzie P4. Urobek z tych czterech ścian, mieszany ze sobą na etapie transportu dołowego, podlegał jednoczesnemu i wspólnemu procesowi wzbogacania w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW).

Wybrano zatem odpowiedni moment czasowy, umożliwiający prześledzenie zmian jakości węgla między złożem (pokładami węgla) a produktami handlowymi. Proces produkcyjny opróbowano za pomocą serii 20 próbek, tj. z pokładów pobrano 16 próbek bruzdowych węgla, natomiast z zakładu przeróbki pobrano 4 próbki węgla handlowych.

Z każdej ze ścian eksploatacyjnych pobrano po cztery próbki – dwie próbki z chodnika nadścianowego i dwie z chodnika podścianowego, w miejscu skrzyżowania się tych chodników



ze ścianą eksploatacyjną. Każda para próbek to sąsiadujące ze sobą próbki: A – przedstawiająca tzw. furkę eksploatacyjną, czyli profil pokładu od stropu do spągu, wraz ze wszystkimi występującymi w pokładzie wkładkami skał płonnych, niezależnie od ich grubości; B – próbka „czystego” węgla bez jakichkolwiek wkładek skał płonnych (tabela 1). Próbki „czystego” węgla traktowane są jako próbki kontrolne – odpowiadające idealnemu przypadkowi występowania pokładu węgla bez wkładek skał płonnych, idealnemu, czystemu sposobowi urabiania, bez strat i zanieczyszczeń skałą płonną oraz idealnemu procesowi wzbogacania węgla z uzyskaniem czystych koncentratów węglowych.

W zakładzie przeróbczym skoncentrowano się na węglach drobniejszej klasy ziarnowej (klasa 0-20 mm), których nadawa, czyli miał surowy klasy 0–20 mm, z reguły stanowią około 70 – 75% całości nadawy na ZPMW. Stąd pobrano 4 próbki koncentratów węgla, stanowiące oddzielne produkty handlowe (tabela 1).

Pierwszy produkt handlowy stanowi odwodniony koncentrat węgla z sita OSO, uzyskany po wzbogaceniu w osadzarkach miałowych, klasy ziarnowej 2 (0)–20 mm (próbka nr I). Drugi produkt handlowy stanowi koncentrat węgla po hydrocyklonach Krebsa, uzyskany po wzbogacaniu w osadzarkach miałowych oraz po sitach OSO (przesącz), klasy ziarnowej 0–2 mm (próbka nr II). Przesącz z sit OSO (po osadzarkach miałowych), łączony z przesączami z wirówek odwadniających oraz po hydrocyklonach, kierowany jest do wirówek sedymentacyjnych Birda, skąd uzyskiwany jest kolejny produkt handlowy (koncentrat węgla), klasy ziarnowej 0-2 mm (próbka nr III). Najdrobniejsze ziarna, wydzielane na urządzeniach przeróbczych, po procesie wzbogacenia w osadzarkach miałowych, kierowane są do flotowników IZ, skąd uzyskiwany jest ostatni produkt handlowy (flotokoncentrat), klasy ziarnowej 0-0,5 mm (próbka nr IV).

Wszystkie pobrane próbki, zarówno bruzdowe z eksploatowanych pokładów, jak i próbki produktów handlowych z poszczególnych operacji przeróbczych, poddano szczegółowym analizom chemiczno-technologicznym, zgodnie z krajowymi standardami [4, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15].

Spośród parametrów jakościowych węgla, szczegółowo przeanalizowano zawartości wilgoci ( $W^e$ ), popiołu ( $A^d$ ), części lotnych ( $V^{daf}$ ), siarki całkowitej ( $S_t^d$ ), wartości ciepła spalania ( $Q_s^{daf}$ ) oraz wartości wskaźnika wolnego wydymania ( $S$ ).

Analizy zmian jakości węgla w procesie produkcyjnym dokonano na podstawie porównania wartości wybranych parametrów chemiczno-technologicznych węgli w eksploatowanych pokładach, z wartościami tych parametrów dla węgli handlowych (koncentratów węgla klasy miałowej). W pierwszej kolejności porównano wyniki badań wartości wybranych parametrów jakości węgli handlowych z próbkami bruzdowymi zawierającymi wkładki utworów niewęglowych (furka eksploatacyjna), a w następnej kolejności z próbkami bruzdowymi bez wkładek skał płonnych („czysty” węgiel). Zdarzało się bowiem, iż próbki pobrane z furki eksploatacyjnej, obejmowały swoim zasięgiem nie tylko pokład węgla (wraz z wkładkami skały płonnej), lecz również skały stropowe lub/i spągowe, „przybierane” przez kombajn podczas eksploatacji.



**Opis próbek węgla z pokładów (furta eksploatacyjna, „czysty” węgiel)  
oraz koncentratów węgla klasy miałowej (0-20 mm)**

Tabela 1

Lp.	Nr próbki	Opis próbki		
1.	1A	Furta eksploatacyjna	Pokład P1, ściana S1	chodnik nadścianowy
2.	2A			chodnik podścianowy
3.	3A		Pokład P2, ściana S2	chodnik nadścianowy
4.	4A			chodnik podścianowy
5.	5A		Pokład P3, ściana S3	chodnik nadścianowy
6.	6A			chodnik podścianowy
7.	7A		Pokład P4, ściana S4	chodnik nadścianowy
8.	8A			chodnik podścianowy
9.	1B	„Czysty” węgiel	Pokład P1, ściana S1	chodnik nadścianowy
10.	2B			chodnik podścianowy
11.	3B		Pokład P2, ściana S2	chodnik nadścianowy
12.	4B			chodnik podścianowy
13.	5B		Pokład P3, ściana S3	chodnik nadścianowy
14.	6B			chodnik podścianowy
15.	7B		Pokład P4, ściana S4	chodnik nadścianowy
16.	8B			chodnik podścianowy
17.	I	Koncentraty węgla klasy miałowej	Produkt odwodniony z sita OSO, kl. 2 (0) –20 mm	
18.	II		Wylew z hydrocyklonów Krebsa, kl. 0–2 mm	
19.	III		Odwodniony koncentrat po wirówkach sedymentacyjnych Birda, kl. 0–2 mm	
20.	IV		Koncentrat po bateriach flotowników IZ, kl. 0–0,5 mm	

### 3. Omówienie wyników badań

Wyniki analiz wartości parametrów jakości węgla próbek z pokładów oraz koncentratów węgla klasy miałowej (0-20 mm), zestawiono na rysunku 1.

Zawartość wilgoci  $W^a$  (rys. 1a) w próbkach węgla z furty eksploatacyjnej waha się w przedziale  $W^a = 0,3\text{--}0,7\%$  (śr. 0,4%), natomiast w próbkach „czystego” węgla  $W^a = 0,2\text{--}0,6\%$  (śr. 0,4%). Najwyższymi wartościami tego parametru charakteryzuje się pokład P1 (furta eksploatacyjna,  $W^a = 0,4\text{--}0,7\%$ ), natomiast najniższymi pokład P4 („czysty” węgiel,  $W^a = 0,2\text{--}0,3\%$ ). Węgłe handlowe charakteryzują się zawartością wilgoci w granicach od 0,7 (produkty handlowe I i III) do 0,9 % (produkty handlowe II i IV).

Porównując zawartości wilgoci próbek węgla z furty eksploatacyjnej i produktów handlowych, można stwierdzić wyraźnie niższą ich zawartość w furcie eksploatacyjnej, aniżeli w koncentraty węgla. Podobną sytuację obserwuje się w przypadku „czystego” węgla, zawartości wilgoci tych próbek są wyraźnie niższe, aniżeli koncentratów węgla.

Zawartość popiołu  $A^d$  (rys. 1b) w próbkach węgla z furty eksploatacyjnej waha się w przedziale  $A^d = 11,8\text{--}37,5\%$  (śr. 21,2%) i jest wyraźnie wyższa, aniżeli w próbkach „czystego” węgla  $A^d = 3,0\text{--}12,6\%$  (śr. 7,9%). Najwyższymi wartościami tego parametru charakteryzuje się pokład P2 (furta eksploatacyjna,  $A^d = 20,9\text{--}37,5\%$ ), natomiast najniższymi pokład P4 („czysty węgiel”,  $A^d = 3,0\text{--}5,2\%$ ). Węgłe handlowe charakteryzują się zawartością popiołu w granicach od 6,0 (produkt handlowy III) do 10,7% (produkt handlowy II).

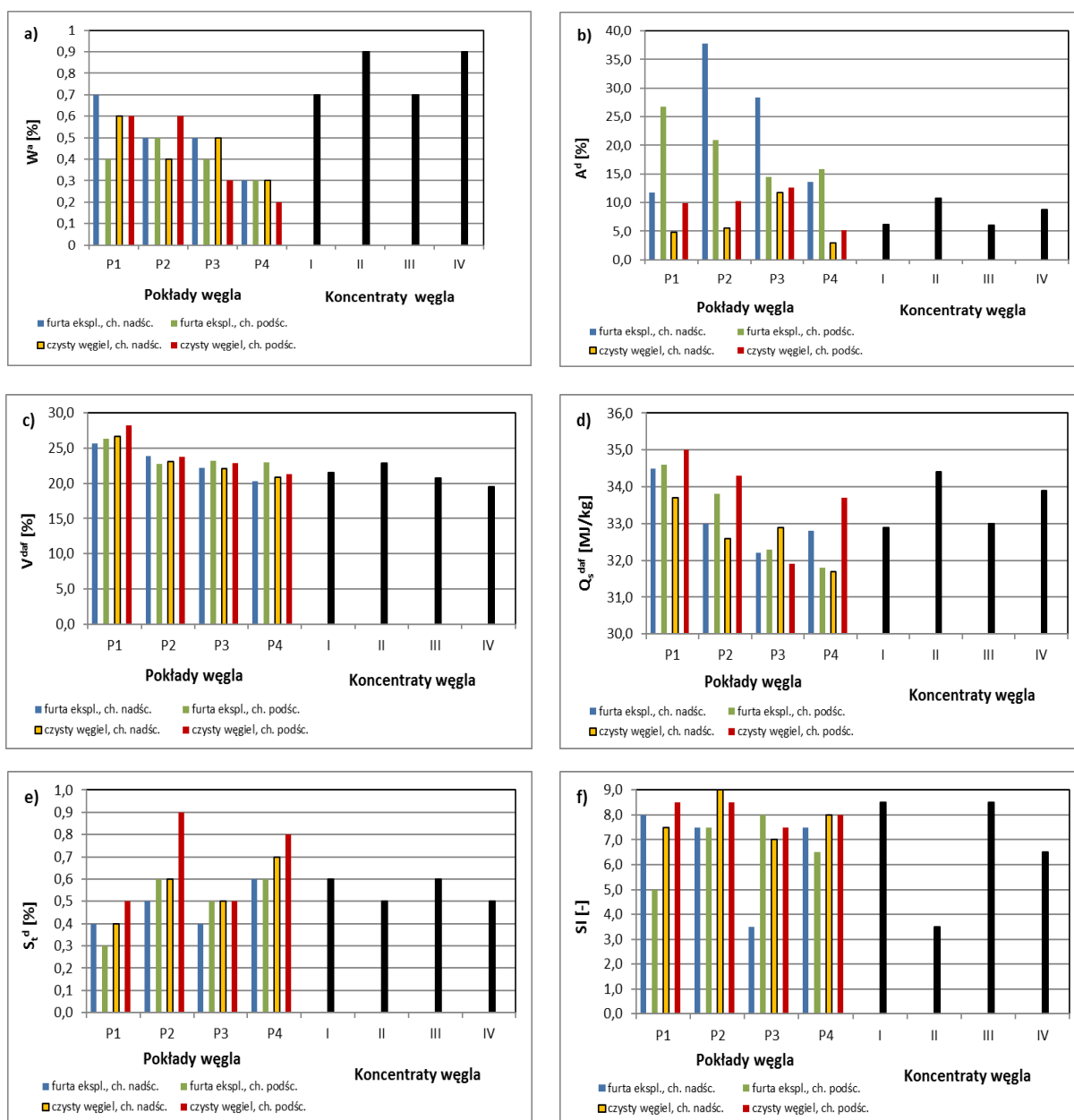
Porównując zawartości popiołu furty eksploatacyjnej i produktów handlowych, można stwierdzić wyraźnie niższą zawartość tego parametru w koncentraty węgla, aniżeli w furcie. Wyjątek stanowi próbka 1A (pokład P1, furta eksploatacyjna: chodnik nadścianowy) oraz próbki II (wylew z hydrocyklonów Krebsa) i IV (flotokoncentrat), których zawartości popiołu nie wykazują znaczących zmian (uwzględniając błędy pomiarowe według PN).

Porównując „czysty” węgiel z produktami handlowymi, obserwuje się, dla większości próbek, podobną lub niższą zawartość popiołu (uwzględniając błędy pomiarowe według PN).

Zawartość części lotnych  $V^{daf}$  (rys. 1c) w próbkach węgla z furty eksploatacyjnej waha się w przedziale  $V^{daf} = 20,3\text{--}26,3\%$  (śr. 23,4%), natomiast w próbkach „czystego” węgla  $V^{daf} = 20,8\text{--}28,2\%$  (śr. 23,6%). Najwyższymi wartościami tego parametru charakteryzuje się pokład P1 („czysty” węgiel,  $V^{daf} = 26,7\text{--}28,2\%$ ), a najniższymi pokład P4 („czysty” węgiel,  $V^{daf} = 20,8\text{--}21,3\%$ ). Węgłe handlowe charakteryzują się zawartością części lotnych w granicach od 19,5 (produkt handlowy IV) do 22,8% (produkt handlowy II).

Porównując zawartości  $V^{daf}$  furty eksploatacyjnej i produktów handlowych, można stwierdzić, że dla większości próbek nie stwierdzono wyraźnych różnic (uwzględniając błędy pomiarowe według PN). Uwaga ta dotyczy szczególnie pokładów P2, P3 i P4 oraz węgli handlowych I i II.

Podobnie jest w przypadku porównania „czystych” węgli z produktami handlowymi, dla większości analizowanych próbek nie stwierdzono wyraźnych różnic (uwzględniając błędy pomiarowe według PN). Uwaga ta dotyczy szczególnie pokładów P3 i P4 oraz węgli handlowych I i II.



Rys. 1. Wartości parametrów jakościowych węgla w próbkach z pokładów oraz węgla handlowych: a – zawartość wilgoci (stan analityczny), b – zawartość popiołu (stan suchy), c – zawartość części lotnych (stan suchy i bezpopiołowy), d – wartość ciepła spalania (stan suchy i bezpopiołowy), e – zawartość siarki całkowitej (stan suchy), f – wskaźnik wolnego wydymania.

Wartości ciepła spalania  $Q_s^{daf}$  (rys. 1d) w próbkach węgla z furty eksploatacyjnej zmieniają się w przedziale  $Q_s^{daf} = 31,8\text{--}34,6$  MJ/kg (śr. 33,1 MJ/kg), natomiast w próbkach „czystego” węgla  $Q_s^{daf} = 31,7\text{--}35,0$  MJ/kg (śr. 33,2 MJ/kg). Najwyższymi wartościami tego parametru charakteryzuje się pokład P1 („czysty” węgiel,  $Q_s^{daf} = 33,7\text{--}35,0$  MJ/kg), natomiast najniższymi

pokład P4 (furta,  $Q_s^{daf} = 31,8\text{--}32,8$  MJ/kg). Węgłe handlowe charakteryzują się wartościami ciepła spalania w granicach od 32,9 (produkt handlowy I) do 34,4 MJ/kg (produkt handlowy II).

Analizując wartości  $Q_s^{daf}$  furty eksploatacyjnej i produktów handlowych, można stwierdzić, że dla większości próbek bruzdowych stwierdzono porównywalne lub wyższe wartości tego parametru aniżeli dla węgla handlowych. Uwaga ta dotyczy szczególnie pokładów P1 i P2 oraz węgla handlowych II, III i IV.

Porównanie wartości ciepła spalania „czystych” węgla i węgla handlowych wykazało również, że dla większości analizowanych próbek z pokładów uzyskuje się podobne lub wyższe wartości tego parametru aniżeli dla węgla handlowych. Uwaga ta dotyczy szczególnie pokładów P1, P2 oraz węgla handlowych II i III.

Zawartość siarki  $S_t^d$  (rys. 1e) w próbkach węgla z furty eksploatacyjnej waha się w przedziale  $S_t^d = 0,3\text{--}0,6\%$  (śr. 0,5%) i jest niższa, aniżeli w próbkach „czystego” węgla  $S_t^d = 0,4\text{--}0,9\%$  (śr. 0,6%). Najwyższymi wartościami tego parametru charakteryzuje się pokład P2 (czysty węgiel,  $S_t^d = 0,6\text{--}0,9\%$ ), natomiast najniższymi pokład P1 (furta eksploatacyjna,  $S_t^d = 0,3\text{--}0,4\%$ ). Węgłe handlowe charakteryzują się zawartością siarki w granicach od 0,5 (produkty handlowe II i IV) do 0,6% (produkty handlowe I i III).

Porównując zawartości  $S_t^d$  furty eksploatacyjnej i produktów handlowych nie stwierdzono wyraźnych różnic (uwzględniając błędy pomiarowe według PN).

Porównanie zawartości siarki „czystych” węgla i węgla handlowych wykazało również brak wyraźnych różnic (uwzględniając błędy pomiarowe według PN). Wyjątek stanowią próbki: 4B (pokład P2, „czysty” węgiel: chodnik podścianowy) i 8B (pokład P4, „czysty” węgiel: chodnik podścianowy), których zawartości  $S_t^d$  są wyraźnie wyższe aniżeli koncentratów węgla.

Wartości wskaźnika wolnego wydymania SI (rys. 1f) w próbkach węgla z furty eksploatacyjnej zmieniają się w przedziale  $SI = 3,5\text{--}8,0$  (śr. 7,0), natomiast w próbkach „czystego” węgla  $SI = 7,0\text{--}9,0$  (śr. 8,0). Poza próbkami: 2A (pokład P1, furta, chodnik podścianowy;  $SI = 5,0$ ), 5A (pokład P3, furta, chodnik nadścianowy;  $SI = 3,5$ ) wszystkie próbki z pokładów osiągają wartości  $SI \geq 6,5$ . Węgłe handlowe charakteryzują się wartością SI w granicach od 3,5 (produkt handlowy II) do 8,5 (produkty handlowe I i III).

Porównując wartości wskaźnika wolnego wydymania furty eksploatacyjnej i produktów handlowych, można stwierdzić, że dla większości próbek bruzdowych uzyskuje się podobne lub wyższe wartości tego parametru aniżeli dla węgla handlowych. Uwaga ta dotyczy szczególnie produktów handlowych II i IV.

Porównanie wartości SI „czystych” węgla i węgla handlowych wykazało zbliżone lub wyższe wartości tego parametru dla próbek z pokładów aniżeli dla produktów handlowych.

#### 4. Podsumowanie

Analizy zmian wartości wybranych parametrów chemiczno-technologicznych węgla kamiennego między początkowym (eksploatowane pokłady), a końcowym (węgiel handlowy) etapem jego procesu produkcyjnego pozwoliły wykazać, że nie zawsze jakość węgla w pokładzie jest gorsza aniżeli węgla handlowego.

Różnice między jakością węgla w pokładach, a jakością węgla handlowych obserwuje się głównie w przypadku zawartości wilgoci (wyraźnie niższą ich zawartość stwierdzono w pokładach aniżeli w koncentratkach węgla) i popiołu (wyraźnie wyższą ich zawartość zaobserwowano w furcie eksploatacyjnej aniżeli w koncentratkach węgla). Dla pozostałych analizowanych parametrów, w większości przypadków, ich wartości są porównywalne (uwzględniając dopuszczalne błędy pomiarowe według PN).

Wzrost zawartości wilgoci w produktach handlowych należy wiązać ze wzrostem udziału najdrobniejszych klas węgla i związanym z tym wzrostem zawartości wilgoci higroskopijnej. Ponadto na wzrost zawartości wilgoci w produktach handlowych wpływają procesy przerobcze, obejmujące m. in. wzbogacanie w środowisku wodnym.

Podwyższony udział zawartości popiołu w próbkach bruzdowych z furty eksploatacyjnej, należy wiązać ze sposobem urabiania węgla. Pokład węgla nie jest stały w swoim wykształceniu, ponieważ może posiadać różnego rodzaju zaburzenia jego miąższości. Zdarzało się bowiem, iż kombajn ścianowy, oprócz pokładu węgla, „przybierał” skały stropowe lub/i spągowe.

Porównanie jakości węgla próbek bruzdowych poszczególnych pokładów, z tzw. furty eksploatacyjnej z jakością węgla próbek „czystego” węgla (bez wkładek skał płonnych) wykazały różnice w zawartości popiołu i siarki całkowitej. Wszystkie próbki „czystego węgla” wyraźnie charakteryzują się niższą zawartością popiołu oraz podwyższoną zawartością siarki całkowitej, w odniesieniu do furty eksploatacyjnej.

Wyniki badań wykazały różnice w jakości węgla również wśród samych pokładów. Występują bowiem węgle z pokładów, charakteryzujące się lepszymi wartościami parametrów jakościowych (np. pokład P4) oraz gorszymi (np. pokład P1). Wskazane jest zatem nie mieszanie ze sobą węgla o różnej jakości z poszczególnych pokładów, a raczej stosowanie selektywnej eksploatacji pokładów. To z kolei w szczególnych przypadkach, w połączeniu z kontrolą sposobu (czystości) eksploatacji, stwarzałoby możliwość rezygnacji ze stosowania kosztownych metod przeróbki i kierowanie urobku, o dobrych parametrach jakościowych bezpośrednio do odbiorcy, co obniży koszty ZPMW. Sposób eksploatacji pokładów powinien być tak projektowany, aby przybierka skał stropu i spągu była jak najmniejsza lub wcale nie występowała. Przy eksploatacji pokładów węgla powinna się liczyć jakość wydobywania, z jak najmniejszym udziałem skał stropu i spągu pokładu, a nie ilość wydobytego urobku ze ścian. W związku z tym, iż podczas eksploatacji pokładów węgla często przybierane są skały stropu i spągu, zakłady przeróbki węgla „obciążone” są skałą płonną, która wchodząc w skład mieszanki węglowej jest wydzielana w procesach przeróbki – co stanowi dodatkowy koszt dla kopalni.

## Literatura

1. Baic I., Blaschke W.: Przeróbka węgla kamiennego w Polsce – trendy rozwoju w zakresie zwiększenia efektywności produkcji. Inżynieria Mineralna, lipiec-grudzień 2017, s. 7-14
2. Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.XII.2018 r., Państwowy Instytut Geologiczny PIB, Warszawa 2019
3. Ozga-Blaschke U.: Ceny węgla koksowego na rynku międzynarodowym – sytuacja bieżąca i prognozy. Zeszyty naukowe IGSMiE PAN, nr 105, Kraków 2018, s. 53-62
4. PN-G-04511:1980 Paliwa stałe. Oznaczanie zawartości wilgoci
5. PN-G-04501:1998 Węgiel kamienny i antracyt. Pobieranie próbek pokładowych bruzdowych
6. PN-G-04516:1998 Paliwa stałe. Oznaczanie zawartości części lotnych metodą wagową
7. PN-ISO 351:1999 Paliwa stałe. Oznaczanie zawartości siarki całkowitej. Metoda spalania w wysokiej temperaturze
8. PN-ISO 1170:2001. Węgiel i koks. Przeliczanie wyników analiz na różne stany
9. PN-ISO 1171:2002. Paliwa stałe. Oznaczanie popiołu
10. PN-ISO 1928:2002. Paliwa stałe. Oznaczanie ciepła spalania metodą spalania w bombie kalorymetrycznej i obliczanie wartości opałowej
11. PN-ISO 13909-1:2004. Węgiel kamienny i koks. Mechaniczne pobieranie próbek. Część 1: Wprowadzenie ogólne
12. PN-ISO 13909-4:2005. Węgiel kamienny i koks. Mechaniczne pobieranie próbek. Część 4: Węgiel - Przygotowanie próbek do badań
13. PN-ISO 14180:2005. Paliwa stałe. Metody pobierania próbek z pokładów węgla
14. PN-ISO 501:2007. Węgiel kamienny. Oznaczanie wskaźnika wolnego wydymania
15. PN-ISO 18283:2008. Węgiel kamienny i koks. Ręczne pobieranie próbek
16. Probiez K.: Możliwości petrologii węgla w zachowaniu walorów środowiska w procesach przetwórstwa i użytkowania węgla. Materiały Międzynarodowego Seminarium Naukowego pt.: „Zagadnienia ekologiczne w geologii i petrologii węgla” s. 45-49, Gliwice 1994.

17. Probierz K. et al.: Monitoring jakości węgla kamiennego od złoża poprzez procesy eksploatacji i przeróbki do produktu handlowego. Monografia, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2003
18. Wasilczyk A., Ślaczka A., Nowak J.: Ultra clean coal from Polish coal deposits. Conference proceedings of the 17th International Multidisciplinary Scientific GeoConference. SGEM 2017, 29 June - 5 July 2017, Albena, Bulgaria. Vol. 17, Energy and Clean Technologies. Issue 42, Renewable energy sources and clean technologies. Sofia : STEF92 Technology, 2017, p. 659-666



## Nowoczesne narzędzia kontroli stosowane w inżynierii mineralnej

Damian Krawczykowski – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

**Streszczenie:** Szybki w ostatnich latach rozwój techniki i technologii wymusił zintegrowane i interdyscyplinarne podejście do procesów technologicznych inżynierii mineralnej. Powiązania pomiędzy charakterystyką mineralogiczną surowca a wydajnością i efektywnością procesów jego przetwarzania i wzbogacania stają się kluczowe, szczególnie w kontekście wyboru technologii przerobczych. Mineralogia determinuje energochłonność procesów rozdrabniania, ale również warunki prowadzenia procesu np. flotacji (rodzaj i ilość odczynników, czas flotacji, parametry środowiskowe zawiesiny itp.).

W rozdziale przedstawiono nowoczesne techniki mineralogii procesowej, wykorzystywane w przeróbce surowców mineralnych na etapie projektowania technologii, jej optymalizacji oraz diagnozowania problemów technologicznych w procesie wzbogacania. Omówiono strategie badawcze stosowane przy diagnozowaniu problemów technologicznych zakładów wzbogacania oraz procedury badawcze i techniki testowe, wspomagane nowoczesnymi narzędziami mineralogii procesowej (QEMSCAN, MLA, EPMA, TOF-SIMS), które stanowią nowoczesną inżynierię mineralną charakteryzującą się zintegrowanym i interdyscyplinarnym podejściem do procesów technologicznych.

### State-of-the-art control tools used in mineral engineering

**Abstract:** Rapid development of technology in recent years has forced an integrated and interdisciplinary approach to technological processes of mineral engineering. Links between the mineralogical characteristics of the raw material and the efficiency and effectiveness of its processing and beneficiation processes are becoming key issues, especially in the context of the choice of the processing technologies. Mineralogy determines the energy consumption in grinding processes, but also the process conditions, e.g. flotation (type and amount of reagents, flotation time, suspension environmental parameters, etc.).

The chapter presents state-of-the-art technologies of the process mineralogy used in the processing the raw minerals at the technology designing stage, its optimization and diagnosis of technological problems in the beneficiation processes. Research strategies used to diagnose the technological problems of the processing plants, as well as testing procedures and technologies, supported by state-of-the-art process mineralogy tools (QEMSCAN, MLA, EPMA, TOF-SIMS) are discussed, creating state-of-the-art mineral engineering characterized by an integrated and interdisciplinary approach to technological processes.

## 1. Wstęp

Wyzwania stojące obecnie przed inżynierią mineralną związane są z jednej strony z rosnącym popytem na surowce strategiczne wykorzystywane w nowych technologiach w obliczu rosnącego udziału złóż ubogich, trudno dostępnych i trudno wzbogacalnych, a z drugiej strony z potrzebą skutecznego odzysku tych cennych składników z produktów wysokotechnologicznych o coraz krótszym rynkowym cyklu życia, m.in. z elektroniki, ogniw fotowoltaicznych, akumulatorów itp. Takim nowym wyzwaniem może jedynie sprostać nowoczesna inżynieria mineralna, oparta o interdyscyplinarność różnych dziedzin nauki, wykorzystująca innowacyjne procesy i wydajne narzędzia kontroli i sterowania.

Z początkiem XXI wieku nastąpił przełom w projektowaniu procesów inżynierii mineralnej. Dostrzeżono, że zintegrowane podejście do procesów inżynierii mineralnej wywołuje synergie – współdziałanie różnych czynników procesowych i wzmocnienie efektów ich oddziaływania. Równolegle nastąpił rozwój zautomatyzowanych technik mineralogii procesowej do oceny ilościowej i jakościowej surowców mineralnych, m. in. Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning Electron Microscope (QEMSCAN) oraz *Mineral Liberation Analyser* (MLA), a także rozwój technik kontrolno-pomiarowych realizowanych w czasie rzeczywistym, co umożliwiło postęp w automatyzacji procesów inżynierii mineralnej. Bardzo istotne okazują się powiązania pomiędzy charakterystyką mineralogiczną rudy a wydajnością i efektywnością procesów jej wzbogacania. Rozwój platformy mineralogicznej drugiej generacji QEMSCAN [1, 2], a następnie rozwijanie MLA [3, 4] stworzyło przełomowe narzędzia, które są obecnie podstawą nowoczesnej mineralogii procesowej.

Wykorzystywanie nowoczesnych technik analitycznych dostępnych w mineralogii procesowej identyfikujących m.in. skład chemiczny i mineralogiczny surowca jest niezbędne na różnych etapach cyklu produkcyjnego zakładu górniczego, od poszukiwań do przetwarzania kopaliny. Na etapie poszukiwań oraz planowania potencjalnego miejsca udostępnienia kopaliny najważniejszym jest właściwe rozpoznanie złoża pod względem ilościowym i jakościowym. W trakcie przeróbki kopaliny, zakład musi optymalizować wydajność procesów i minimalizować powstawanie odpadów. Oznaczenia zawartości składników użytecznych oraz właściwości rud w procesie przeróbki mechanicznej czy chemicznej jest ważne dla osiągnięcia optymalnej wydajności procesu, np. rozdrabniania, flotacji czy ekstrakcji. Właściwości i jakość rudy rzutują na zużycie np. energii elektrycznej, odczynników flotacyjnych, kwasu ługującego, a znajomość jej charakterystyki jest niezbędna dla maksymalizacji efektów procesów przetwarzania i wzbogacania [5, 6, 7, 8, 9, 10, 11].

## 2. Techniki analityczne stosowane w mineralogii procesowej

Klasyczna mineralogia wykorzystuje techniki oparte na mikroskopii optycznej. Lata doświadczeń w badaniu surowców mineralnych za pomocą mikroskopu optycznego pozwoliły na szybką identyfikację minerałów użytecznych i płonnych, określanie udziałów minerałów, stopnia uwolnienia, charakteru zrostów minerałów użytecznych ze skałą płoną. Cechy te determinują intensywność procesów mielenia oraz rzutują na wielkość przepływów masowych oraz strat składników użytecznych w procesach wzbogacania rud. Bardziej szczegółowe badania wykorzystujące techniki rentgenowskie czy chemiczne dostarczają dodatkowych informacji ilościowo-jakościowych identyfikujących surowiec w kontekście efektywności jego przetwarzania. Rozwój zautomatyzowanych technik mineralogicznych opartych na mikroskopii skaningowej, skomputeryzowanych technik rentgenowskiej analizy fazowej, programów do komputerowej analizy obrazów itp., zmienił zadania i rolę mineralogów. Rozwój sprzętu analitycznego oraz zwiększający się zakres automatyzacji produkcji wymusza na mineralogach konieczność korzystania z nowoczesnych narzędzi kontroli dostępnych w inżynierii mineralnej. Najistotniejsze z nich krótko scharakteryzowano w niniejszym rozdziale [12].

### **Mikroskopia optyczna**

Mikroskopia optyczna nadal jest ważną techniką stosowaną w mineralogii. Pozwala doświadczonym mineralogom dokonywać ogólnej jakościowej oceny składu mineralogicznego i tekstury oraz umożliwia dokładny wstępny opis badanej próbki. Niektóre mineralogiczne zagadnienia, takie jak: badanie barwy, przezroczystości, morfologii, wielkości ziaren, łupliwości, zrostów, przeobrażeń, itp., można rozwiązać za pomocą mikroskopii optycznej, bez konieczności wykonywania dalszych badań z użyciem innych narzędzi analitycznych.

### **Analiza obrazu**

Komputerowa analiza obrazu stała się bardzo użyteczną techniką w badaniach mineralogicznych. Jest często stosowana jako samodzielne narzędzie (lub w połączeniu z innymi technikami np. SEM, XRD), w celu uzyskania informacji o próbce (np. opisu porowatości, spękań, wielkości i kształtu ziaren, czy zmian fazowych).

### **Dyfraktometria rentgenowska**

Technika XRD jest jedną z najbardziej wydajnych technik w mineralogii. Pozwala precyzyjnie i szybko zidentyfikować minerały w próbce. Metoda generuje szczegółowe informacje o strukturze krystalicznej próbek, które można wykorzystać do wyznaczenia istniejących faz. Technika XRD jest szczególnie przydatna podczas identyfikacji faz drobnoziarnistych, które są trudno identyfikowalne innymi metodami, np. mikroskopią optyczną.

### **SEM-EDX**

Technika ta wykorzystuje współdziałanie spektrometru rentgenowskiego z elektronowym mikroskopem skaningowym. Narzędzie ma bardzo szerokie zastosowanie w badaniach morfologii i topografii powierzchni ciał stałych. Pozwala na uzyskiwanie map rozkładu powierzchniowego pierwiastków w analizowanych obszarach.

### **Mikrosonda elektronowa (EPMA)**

Mikrosonda elektronowa wyposażona w detektory EDS i WDS to jedno z najbardziej dokładnych narzędzi do identyfikacji pierwiastków, umożliwiającą wykrywanie ich śladowych ilości w minerałach. Technika wykorzystuje emisję promieniowania rentgenowskiego wzbudzanego przez intensywny, zogniskowany na małej powierzchni strumień elektronów o dużej energii. Przy użyciu detektora EDS wykonuje się jakościowe i półilościowe analizy chemiczne, natomiast detektor WDS umożliwia wykonanie całościowych analiz jakościowych i ilościowych, co jest spowodowane dokładnością pomiaru otrzymywaną w obu metodach.

### **Zautomatyzowane platformy mineralogiczne (QEMSCAN, MLA)**

Są w ciągu ostatnich dwóch dekad jedną z najbardziej rozwijających się dziedzin w mineralogii procesowej. Instrumenty te, zbudowane na bazie mikroskopu skaningowego, dokonują szybkich i kompleksowych analiz mineralogiczno-chemicznych wraz z interpretacją wyników. Mogą gromadzić ogromne zbiory danych w stosunkowo krótkim czasie, podnosi to ich praktyczną wartość dla zastosowań przemysłowych. Uzyskiwane wyniki są wysoce

reprezentatywne, co umożliwia ich wykorzystanie do budowy np. modelu geometalurgicznego złoża, czy też określania granicznej maksymalnej wzbogacalności surowca. Są to kluczowe działania na etapie planowania produkcji i projektowania zakładu przerobczego, w tym prognozowania wyników oraz opłacalności przerobu.

#### **La-ICP-MS (spektrometria masowa z plazmą wzbudzaną indukcyjnie wraz z układem do mikro-próbkowania ciał stałych za pomocą ablacji laserowej)**

Dzięki wprowadzeniu ablacji laserowej technika *ICP-MS* stała się bardzo cennym narzędziem w mineralogii. Umożliwia określanie składu pierwiastkowego i izotopowego analizowanych próbek. Ablacja laserowa umożliwia pobieranie materii z powierzchni ciała stałego, przy czym ilość materii jest na tyle mała, że w większości przypadków ślad mikro-próbkowania pozostaje niewidoczny gołym okiem. W zależności od sposobu oddziaływania lasera z próbką możliwe jest mapowanie powierzchni ciała stałego lub dotarcie do warstw podpowierzchniowych. Dzięki niewielkiej średnicy wiązki lasera możliwe jest badanie rozmieszczenia pierwiastków na powierzchni ciała stałego lub w kolejnych warstwach z dużą rozdzielczością.

#### **TOF-SIMS (spektrometria masowa jonów wtórnych z analizą czasu ich przelotu)**

Rozwój techniki analizy stanu powierzchni cząstek TOF-SIMS okazał się być przełomowym w zrozumieniu niektórych kluczowych mechanizmów flotacji (np. adsorpcji odczynników, pierwiastków, zanieczyszczeń na powierzchni cząstek) [13, 14, 15, 16, 17]. Metoda SIMS polega na bombardowaniu próbki umieszczonej w komorze ultrawysoko próżniowej wiązką jonową oraz zbieraniu i analizowaniu przez spektrometr mas jonów wtórnych niosących informację o składzie analizowanego materiału. Usuwanie kolejnych warstw atomowych w trakcie jednoczesnej analizy odsłanianej powierzchni (przy zastosowaniu do rozpylania wiązki jonowej o niskiej energii) pozwala na określenie składu chemicznego próbki w funkcji głębokości z wysoką zdolnością rozdzielczą nawet 1 nm. Umożliwia więc wykrywanie obecności i oznaczanie zawartości ilościowej pierwiastków oraz związków chemicznych na powierzchni cząstek.

#### **PIXE (spektralna analiza rentgenowska ze wzbudzeniem cząstek)**

Jest to fluorescencyjna metoda analizy składu pierwiastkowego wykorzystująca zjawisko wzbudzenia promieniowania X pod wpływem padającej wiązki protonów, cząstek alfa lub jonów. Za pomocą metody PIXE można wykrywać śladowe ilości pierwiastków i określać zawartość pierwiastków o liczbie atomowej powyżej 12.

### **3. Przemysłowe analizatory składu chemicznego**

Istnieje szeroka gama dostępnych urządzeń do analizy jakościowej surowców mineralnych w warunkach przemysłowych. Tradycyjna analiza pierwiastkowa polega na wysyłaniu próbek do laboratorium i oczekiwaniu na wyniki. Jednakże istnieje obecnie wiele innych możliwości analiz, np. za pomocą mobilnych spektroskopów, systemów pobierania i analizy próbek bezpośrednio z górotworu, analizatorów działających w sposób ciągły na przenośnikach taśmowych czy rurociągach.

Podstawą działania analizatorów zawartości pierwiastków stosowanych w zakładach przeróbki rud jest spektrometria rentgenofluorescencyjna (XRF). Polega ona na wzbudzeniu przez wiązkę elektronów o odpowiednio wysokiej energii charakterystycznego promieniowania X przez poszczególne pierwiastki będące składnikami badanej próbki. Przykładem nowoczesnych analizatorów XRF są m.in.: Courier 6 firmy Outotec oraz IMACON 100 firmy IMA Engineering.

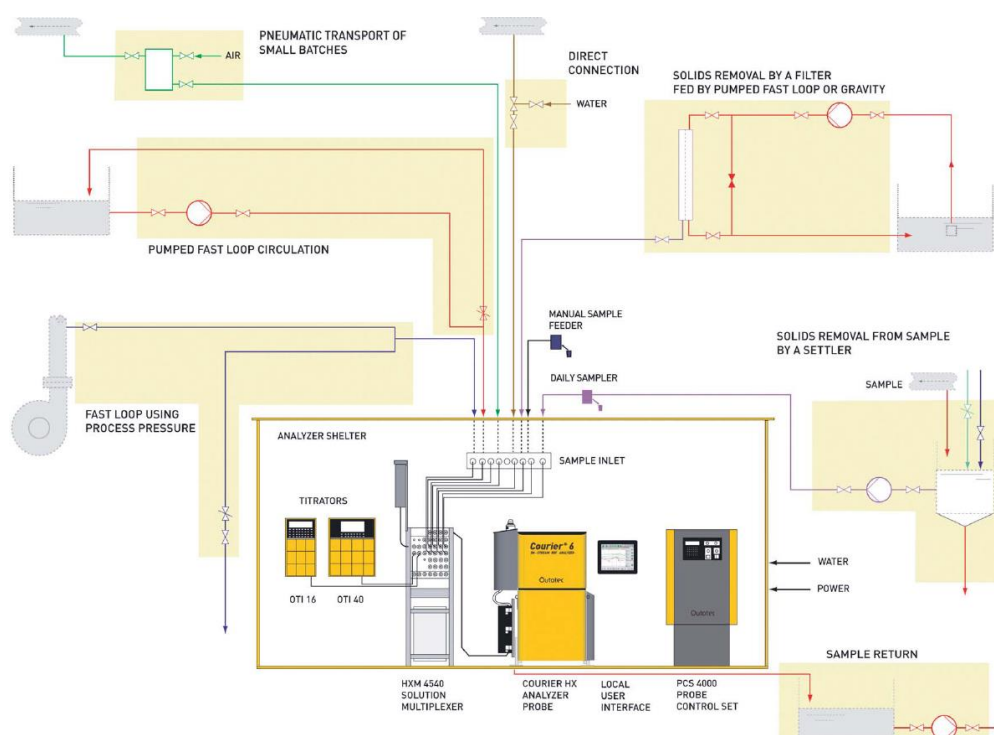
Służą one do ciągłego pomiaru zawartości pierwiastków oraz gęstości zawiesin. Wykorzystywane są do pomiaru stężenia pierwiastków w zawiesinach lub roztworach występujących w procesach przeróbczych lub hydrometalurgicznych, np. do kontroli produktów procesu flotacji. IMACON 100 dodatkowo umożliwia również analizę materiałów suchych (np. cementu, sorbentów mineralnych, itp.)

Podstawowymi elementami budowy analizatorów są:

- sonda pomiarowa,
- multipleksery służące do kierowania próbki do celki pomiarowej,
- system poboru próbki reprezentatywnej ze strumienia procesowego i jej transportu do analizatora,
- terminal konfiguracyjny do ustawiania parametrów pracy.

Reprezentatywna próbka pobierana jest z rurociągu, rząpia lub bezpośrednio z komory flotacyjnej lub innych strumieni (rys. 1), a następnie skierowana do zespołu multipleksera. Próbka trafia do modułu próbnika analizatora skąd przepływa po oknie ochronnym do celi pomiarowej, gdzie poddawana jest działaniu promieni X. Po oznaczeniu zawartości pierwiastków wynik przesyłany jest do stacji centralnej, która stanowi miejsce wizualizacji wyników analiz oraz obsługi bazy danych i kalibracji urządzenia.

Tradycyjne analizy geochemiczne rdzeni wiertniczych wymagają żmudnych operacji przygotowawczych i transportu próbek do laboratorium, co wydłuża czas badań. Aby rozwiązać ten problem, firma Mine On-Line Service (MOLS) opracowała mobilne laboratorium Scanmobile wykorzystujące do badań analizę fluorescencji rentgenowskiej (XRF) w technologii on-line, gdzie wyniki badań próbek polowych w postaci obrazów cyfrowych wysokiej rozdzielczości są przechowywane na serwerze, tworząc bazę danych. Analiza wykonywana jest metodą automatycznego, szybkiego skanowania w terenie. Najnowszym rozwiązaniem firmy jest zintegrowany system pobierania i analizy próbek bezpośrednio z otworów strzałowych wykorzystujący wiertnicę wyposażoną w analizator geochemiczny [19].



Rys. 1. Sposób zabudowy analizatora Courier w ciągu technologicznym [18]

W ostatnich latach obserwuje się szybki rozwój analizatorów nadtaśmowych/przenośnikowych wykorzystujących różne techniki pomiarowe do niedawna stosowane w aparaturze laboratoryjnej, np. techniki: XRF (X-ray fluorescence), XRD (X-ray Diffraction PGNAA (Prompt Gamma Neutron Activation Analysis), PFTNA (Pulsed Fast Thermal Neutron Analysis), LIF (Laser Induced Fluorescence), NIR (Near Infra-Red).

Urządzenia te umożliwiają szybką analizę jakościową surowca w czasie rzeczywistym w trakcie transportu urobku najczęściej na przenośniku taśmowym z kopalni do zakładu przerobczego. Identyfikują surowiec na początku procesu jego przetwarzania określając m.in. typy litologiczne rud, rodzaj minerałów, skład pierwiastkowy, wilgotność. Wykorzystują mierzone wielkości do kontroli i sterowania procesami m.in. rozdrabniania oraz wzbogacania. Poniżej krótko scharakteryzowano tego typu urządzenia.

QuarCon firmy IMA, jest analizatorem pierwiastków i minerałów, wykorzystującym metodę pomiarową XRF do kontroli surowców na przenośnikach taśmowych (rys. 2). Mierzy zawartość metali w rudzie Al, Ti, Cr, Fe, Cu, Ni, Zn, Pb, As) oraz tlenki np.: CaO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.





Rys. 2. Analizator QuarCon 200 firmy IMA [20]

OreSpex firmy IMA, jest systemem wykorzystującym analizę laserową (LIF), przeznaczony do identyfikacji mineralogicznej rudy i jej klasy jakościowej. OreSpex może być zainstalowany bezpośrednio nad przenośnikiem taśmowym lub do stropu chodnika transportującego urobek, w celu identyfikacji i szacowania ilości skały płonnej. OreSpex może pracować razem z analizatorami QuarCon lub IMACON, tworząc kompletny system analizy jakościowej surowca [20].

CB Omni firmy Thermo Scientific, jest analizatorem przenośnikowym wykorzystującym technikę pomiarową PGNAA. Zapewnia ciągłą analizę pierwiastkową całego strumienia surowca na przenośniku taśmowym, co eliminuje potrzebę stałego pobierania próbek i ogranicza tym samym błędy oraz koszty analiz. CB Omni powszechnie stosowany jest w przemyśle cementowym do analizy jakości surowców wsadowych i komponowania z nich mieszanek kierowanych do pieca (rys. 3).



Rys. 3. Przenośnikowy analizator pierwiastków CB Omni firmy Thermo Scientific [21]

CNA Evolution™ firmy SODERN jest najnowocześniejszym na rynku analizatorem składu elementarnego surowców (rys. 4). Wykorzystuje najbardziej zaawansowaną technikę spektralną PFTNA, która zapewnia precyzję i niezawodność pomiarów oraz bezpieczeństwo użytkownika. CNA analizuje skład pierwiastkowy całego materiału poruszającego się na przenośniku taśmowym, w czasie rzeczywistym. To sprawia, że informacja o surowcu jest

reprezentatywna i bezpośrednio trafia do systemu kontroli. Zaawansowane narzędzia do automatyzacji dostępne w CNA zapewniają optymalne korzyści sterowania procesem.



Rys. 4. Przenośnikowy analizator pierwiastków CNA firmy SODERN [22]

QualitySpec ® 7000 firmy ASD to optyczny spektrometr do ciągłej analizy surowców stałych transportowanych na przenośnikach (rys. 5.). Wykorzystuje promieniowanie elektromagnetyczne leżące w zakresie światła widzialnego i bliskiej podczerwieni (VIS/NIR). Składa się z szafy sterowniczej i głowicy optycznej zamontowanej nad przenośnikiem, który jest oświetlany lampą kwarcowo-halogenową. Sygnał odbity przekazywany jest z głowicy optycznej do spektrometru za pomocą kabla światłowodowego. Moduł pomiarowy stanowi spektrometr Goetz'a analizujący widmo w zakresie spektralnym 350-2500nm. Metoda ta umożliwia jakościowe i ilościowe pomiary dowolnych związków chemicznych zawierających w swojej strukturze układ chromoforowy.



Rys. 5. Analizator QualitySpec 7000 firmy ASD's [23]

Najnowszym osiągnięciem techniki optycznej NIR jest laboratoryjny spektrometr SisuCHEMA, wykorzystujący obrazowanie hiperspektralne w bliskiej podczerwieni (NIR HIS). Obrazowanie hiperspektralne to dynamicznie rozwijająca się technika rejestracji obrazu, w której obraz składa się z wielu kanałów będących uogólnieniem kanałów barw podstawowych: R (czerwona), G (zielona) i B (niebieska) na dowolne zakresy spektralne. Charakterystyka materiału obrazowanego hiperspektralnie w bliskiej podczerwieni (NIR HIS) opiera się na charakterystycznych cechach absorpcji analizowanych minerałów. Technikę tą

wyróżnia na tle innych rodzajów obrazowania przede wszystkim ilość kanałów oraz ich ciągłość. Spektrometr bliskiej podczerwieni analizuje promieniowanie elektromagnetyczne po przejściu/odbiciu od próbki. Promieniowanie to jest niskoenergetyczne i nie powoduje żadnych niekorzystnych skutków dla próbki.

SisuCHEMA (rys. 6) jest system obrazowania spektralnego składającym się z detektora, kamery i oprogramowania komputerowego Evince UmBio. Program służy do przetwarzania danych obrazowych, które są następnie analizowane w odniesieniu do uwolnień mineralnych, a także do oceny wpływu rozdzielczości przestrzennej na wynik pomiarów. Technika NIR HSI nie może być jednak stosowana bez uprzedniej kalibracji na podstawie danych mineralogicznych.



Rys. 6. System obrazowania spektralnego SisuCHEMA [24]

Oprócz zastosowań laboratoryjnych, można wyobrazić sobie przyszłe zastosowanie techniki NIR HSI do sterowania procesami w zakładach przeróbki surowców mineralnych. Technika NIR HSI nie jest jeszcze wykorzystywana w czujnikach urządzeń separujących surowce mineralne ze względu na długi czas pomiaru. Dalsza poprawa prędkości przetwarzania danych może tę sytuację szybko zmienić. Podsumowując można stwierdzić, że NIR HSI wydaje się być dobrą alternatywą dla konwencjonalnych metod analitycznych. Technika NIR HSI może stać się głównym narzędziem pomiaru w aplikacjach analitycznych inżynierii mineralnej. W celu oceny pełnego potencjału zastosowania techniki NIR HSI w inżynierii mineralnej niezbędne jest prowadzenie dalszych badań rozwojowych.

Obszary zastosowań dla techniki NIR w inżynierii mineralnej obejmują m.in.: charakterystykę rozkładu cząstek mineralnych na powierzchniach skalnych próbek [25], pomiar form krystalicznych (struktura kryształu, oprócz składu cząsteczkowego próbki, ma znaczny wpływ na mierzone widma, dlatego też tą metodą można odróżnić minerały o identycznym składzie chemicznym, ale różniące się strukturą krystaliczną) oraz analizę on-line wilgoci w strumieniach masowych.

#### 4. Strategie i procedury badawcze stosowane w inżynierii mineralnej

Aktualnie, nowoczesna inżynieria mineralna jest hybrydą różnych dyscyplin. Konieczne jest więc interdyscyplinarne podejście do procesu. Takie podejście najlepiej stosuje w swojej działalności na przykład kanadyjska firma Xstrata Process Support. Na jej przykładzie można przedstawić najlepsze praktyki w dziedzinie mineralnej inżynierii procesowej.

Pierwszym ważnym aspektem badań testowych w trakcie projektowania zakładu wzbogacania jest zapewnienie reprezentatywności próby, przy zachowaniu kryteriów ekonomicznych. Na reprezentatywność próby wpływa bowiem szereg czynników związanych z wyborem metody i sposobu pobierania, rodzaju próbobiornika, wielkości próby, jej przygotowania i pomniejszania do rozmiarów analitycznych. Procedury te szeroko opisywane są w literaturze [26, 27, 28, 29, 30].

Projektowanie technologii przeróbki rud rozpoczyna się od szczegółowej identyfikacji kopaliny. Ruda, na podstawie badań geologicznych, powinna być zakwalifikowana do określonej klasy geometalurgicznej lub grupy klas [31, 32]. Klasa geometalurgiczna może być zdefiniowana jako typ rudy lub grupy rodzajów rud, które posiadają unikatowe właściwości (teksturę, skład mineralogiczno-petrograficzny itp.) sprawiające, że rudy te będą charakteryzowały się podobną wzbogacalnością. Określenie typów rudy oraz jej zmienności pozwala zaprojektować skuteczny układ technologiczny uwzględniający różne jej właściwości. Zakwalifikowanie złoża/rudy do określonej klasy lub klas geometalurgicznych opiera się m.in. na [7]:

- analizie danych geologicznych, w tym struktury i tekstury skał macierzystych, typów litologicznych, charakteru i wielkości wprysnięć oraz uwolnień minerałów użytecznych, przy wykorzystaniu techniki np. QEMSCAN, MLA,
- ilościowej i jakościowej analizie pierwiastkowej z wykorzystaniem techniki EPMA,
- analizie danych geomechanicznych uzyskanych na podstawie testów podatności na rozdrabnianie,
- analizie technologicznych krzywych wzbogacalności przedstawiających relacje zawartości metalu w koncentracji do uzysku metalu w koncentracji.

Zastosowanie analizy statystycznej dla powyższych danych pozwala na zakwalifikowanie rudy do określonej klasy. Takie podejście do projektowania procesów przerobczych inżynierii mineralnej pozwala na wstępne opracowanie koncepcji technologicznych dla węzłów kruszenia, mielenia, klasyfikacji oraz flotacji, wraz z prognozą wskaźnika uzysku metalu.

Weryfikacja rozwiązań projektowych i wytypowanie prawidłowej koncepcji technologicznej zakładu przerobczego realizowana jest natomiast na drodze badań testowych w skali laboratoryjnej. Testy pozwalają zweryfikować prognozowany potencjał wzbogacalności rudy wyznaczony na podstawie badań mineralogiczno-chemicznych oraz porównać go z rzeczywistymi możliwościami wzbogacania rudy. W tym celu wykonuje się następujące badania i testy:

- testy flotacyjne o wysokim poziomie ufności,
- planowanie eksperymentu czynnikowego,

- testy flotacyjne w instalacji mini pilotażowej,
- statystyczne badania porównawcze.

Testy flotacyjne o wysokim poziomie ufności muszą spełniać dwa zasadnicze kryteria: próbki do badań muszą być reprezentatywne, a ilość przetestowanych próbek musi zapewnić powtarzalność danych testowych i zmniejszenie poziomu błędów na poziomie ufności 95% [33, 34]. Jeśli uzysk metalu znajdzie się poza granicami przedziału ufności, wówczas próbę taką odrzuca się, a test flotacyjny powtarza.

Planowanie eksperymentu czynnikowego w laboratoryjnych badaniach flotacyjnych sprowadza się najczęściej do określenia ilości niezbędnych eksperymentów dla trzech czynników zmiennych: stopnia zmielenia oraz rodzaju i ilości odczynnika flotacyjnego. Obliczenia dla danych pozyskanych z testów flotacyjnych o wysokim poziomie ufności wykonuje się za pomocą komputerowych programów statystycznych (np. Mini-Tab, Stat-Ease). Dane są interpretowane w kategoriach efektów głównych i interakcji pomiędzy kluczowymi parametrami technologicznymi: zawartością metalu w odpadzie, koncentracji oraz uzysku metalu w koncentracie flotacyjnym. Główną zaletą tej analizy czynnikowej jest ograniczenie do minimum niezbędnych eksperymentów przy zminimalizowaniu błędów testowania. Umożliwia to prowadzenie testów flotacyjnych w zakresie niewielkich zmian uzysku, czyli umożliwia ustalenie np. najlepszej kombinacji zmian uziarnienia nadawy i dawki odczynników flotacyjnych. Dla tak zoptymalizowanych warunków flotacji wykonuje się ponownie laboratoryjne testy flotacyjne by zwiększyć wiarygodność wyników [35, 36].

Testy flotacyjne w instalacji mini pilotażowej wykonywane są zazwyczaj dla partii rudy w układzie flotacji wstępnej lub otwartych układach flotacji czyszczących. Celem tych badań jest potwierdzenie klas geometalurgicznych rudy (na ogół typów litologicznego) oraz warunków prowadzenia flotacji na podstawie zależności pomiędzy ilościowymi wynikami mineralogicznymi a badaniami wzbogacalności. Po osiągnięciu pozytywnych wyników w instalacji mini pilotażowej, poszczególne klasy geometalurgiczne rudy mogą być następnie badane w zamkniętych układach technologicznych w procesie ciągłym przy użyciu Mini Flotation Pilot Plant (MPP) [37]. W literaturze szczegółowo opisane są przykłady, w których badania w skali MPP zostały wykorzystane do oceny zmian odczynnika flotacyjnego [38], testowania różnych koncepcji schematów [39], lub do określenia projektowych parametrów technologicznych [40].

Badania powinny być prowadzone dla wszystkich strumieni materiałowych (nadawy, koncentratu, odpadów) poszczególnych flotacji (wstępnej, głównej i czyszczącej). Analizie powinna podlegać m.in.: jakość produktów, ich mineralogia, uwolnienia mineralne, uziarnienie, stan powierzchni ziaren oraz właściwości chemiczne i środowiskowe zawiesin (pH, Eh, potencjał Zeta, zawartość tlenu rozpuszczonego), a także roztworów pod kątem stężenia w nich jonów metali. W zakresie analiz chemicznych produktów flotacji należy oznaczać najistotniejsze pierwiastki użyteczne oraz żelazo i siarkę w celu identyfikacji przeobrażeń mineralnych, a także pierwiastki i minerały związane ze skałą płonną oraz pierwiastki niebezpieczne środowiskowo, by zminimalizować ich odzysk. Powiązanie wyników tych

kompleksowych badań pomaga zinterpretować flotowalność ziaren, czyli wyjaśnić mechanizmy zachodzące na granicy trzech faz ciało stałe – powietrze – woda, np. adsorpcję odczynników, pierwiastków, zanieczyszczeń na ziarnach.

Kolejnym etapem jest opracowanie bilansu masowego dla całego testowanego układu flotacji w instalacji MPP, np. przy użyciu programu Matlab i metody Monte Carlo, z dopuszczalnym odchyleniem standardowym 5%. Uzyskane dane mineralogiczne, chemiczne, środowiskowe i bilansowe poddane analizie mogą wskazać, gdzie występują przeciążenia i nieefektywności w układzie technologicznym i określić zakres dodatkowych badań. Dane bilansowe zawartości pierwiastków w produktach można wykorzystać do obliczeń flotowalności minerałów. Ich udziały w poszczególnych strumieniach można obliczyć stechiometrycznie, uwzględniając masy atomowe pierwiastków i skład pierwiastkowy różnych minerałów. Tak wykonany bilans masowy dostarcza więc informacji o zawartościach i uzyskach pierwiastków oraz minerałów. Informuje również o ilości materiału krążącego w obiegach zamkniętych [41].

Statystyczne badania porównawcze polegają na opracowaniu procedury wzorcowej pobierania i badania próbek w skali przemysłowej, zgodnie z którą służby kontroli jakości, według określonego schematu próbkowania, pobierają próbki z procesu technologicznego, w celu zbilansowania strumieni materiałowych na podstawie analiz mineralogicznych wykonywanych techniką np. QEMSCAN w klasach ziarnowych dla pobranych produktów. Test ten znany jest pod nazwą Statistical Benchmark Surveying [42, 43, 44]. Ocenia on wydajność procesu technologicznego wraz z ilościową oceną mineralogiczną jego produktów. Istotą tej procedury jest powiązanie badań reprezentatywności próbkowania z pomiarami jakościowymi rudy tak, aby przyjąć odpowiedni schemat opróbowania układu technologicznego dla celów weryfikacyjnych, gwarantujący 95% poziomu ufności. Okres badań testowych dla opracowania procedury trwa na ogół 3 miesiące. Opracowanie wzorcowej procedury badawczej służy do aktualizacji wydajność technologii oraz identyfikacji w schemacie technologicznym możliwości poprawy wydajności procesu w różnych jego węzłach technologicznych [30, 45].

Przedstawiona powyżej kompleksowa metodyka badań pozwala prawidłowo zaprojektować układu technologiczny wzbogacania surowca, a także zoptymalizować jego schemat. Podobne strategie badawcze stosowane są w diagnozowaniu problemów technologicznych zakładów wzbogacania.

Po zaprojektowaniu optymalnego układu technologicznego w oparciu o przeprowadzone badania i testy laboratoryjne, ostatnim etapem badań jest weryfikacja wskaźników technologicznych w warunkach przemysłowych. W tym celu wykonuje się próby przemysłowe potwierdzające wypracowane założenia projektowe oraz prace optymalizujące wskaźniki technologiczne.

## 5. Wnioski

Umiejętne odnajdywanie i wykorzystywanie związków pomiędzy surowcem, analizą i procesem jest najbardziej właściwą drogą do rozwoju procesów technologicznych i urządzeń oraz poprawy ich efektywności (np. wskaźnika uzysku, selektywność lub stopnia koncentracji składnika użytecznego), przy jednoczesnym utrzymaniu lub zwiększeniu wydajności procesu.

Wykorzystanie nowoczesnej mineralogii procesowej oraz zintegrowanego i interdyscyplinarnego podejścia do projektowania i modernizacji procesów technologicznych przeróbki surowców mineralnych przynosi istotne korzyści finansowe i technologiczne.

Opisane w rozdziale procedury badawcze i techniki testowe wspomagane nowoczesnymi narzędziami mineralogii procesowej (QEMSCAN, MLA, EPMA, TOF-SIMS) i weryfikowane w nowoczesnych mini instalacjach pilotażowych, stanowią nowoczesną inżynierię mineralną charakteryzującą się zintegrowanym i interdyscyplinarnym podejściem do procesów technologicznych. Efektywne wykorzystywanie pozyskiwanych w ten sposób danych laboratoryjnych i przemysłowych na drodze analizy statystycznej, pod kątem oceny poprawy efektywności procesów, jest kluczowym narzędziem transferu technologii do zakładów przeróbki surowców mineralnych.

### Literatura

1. Sutherland D.N.: Image analysis for off-line characterisation of mineral particles and prediction of processing properties. *Particle Particle Syst. Charact.* 10, 1993, 271–274
2. Gottlieb P., Wilkie G., Sutherland D.N., Ho-Tun E., Suthers S., Perera K., Jenkins B., Spencer S., Butcher A., Rayner J.: Using quantitative electron microscopy for process mineralogy applications. *JOM* 52 (4), 2000, 24–25
3. Gu Y.: Automated scanning electron microscope based mineral liberation analysis. *JOM* 2 (1), 2003, 33–41
4. Fandrich R., Gu Y., Burrows D., Moeller K.: Modern SEM-based mineral liberation analysis. *Int. J. Miner. Proc.* 84 (1–4), 2007, 310–320
5. Lotter N.O., Whittaker P.J., Kormos L.J., Stickling J.S., Wilkie G.J.: The development of process mineralogy at Falconbridge Limited, and application to the Raglan mill. *CIM Bull.* 95 (1066), 2002, 85–92.
6. Lotter N.O., Kowal D.L., Tuzun M.A., Whittaker P.J., Kormos L.J.: Sampling and flotation testing of Sudbury Basin drill core for process mineralogy modelling. *Miner. Eng.* 16, 2003, 857–864
7. Fragomeni D., Boyd L.J., Charland A., Kormos L.J., Lotter N.O., Potts G.: The use of end-members for grind-recovery modelling, tonnage prediction and flowsheet



- development at Raglan. In: Proc. Canadian Mineral Processors, Ottawa, January 2005, Paper No. 6, 2005, 75–98
8. Charland A., Kormos L.J., Whittaker P.J., Arrué-Canales C.A., Fragomeni D., Lotter N.O., Mackey P, Anes, J.: A case study for the integrated use of automated mineralogy in plant optimisation: the Montcalm concentrator. In: Proc. Automated Mineralogy, MEI Conference, Brisbane, 2006
  9. Dai Z., Bos J.-A., Lee A., Wells P.: Mass balance and mineralogical analysis of flotation plant survey samples to improve plant metallurgy. In: Minerals Engineering, "Flotation 2007". special 21 ed., 2008, 826–831
  10. McKay N., Wilson S., Lacouture B.: Ore characterisation of the Aqqaluk deposit at Red Dog. In: Proc. Canadian Mineral Processors, Ottawa, January 23– 25, 2007, Paper No. 5, 2007, 55–74
  11. Triffett B., Veloo C., Adair B.J.I., Bradshaw D.J.: An investigation into the recovery of molybdenite in the Kennecott Utah Copper bulk flotation circuit. In: Minerals Engineering, "Flotation 2007". special 21 ed., 2008, 832–840
  12. Schouwstra R.P., Smit A.J.: Developments in mineralogical techniques – What about mineralogists?, Minerals Engineering 24, 2011, 1224–1228
  13. Shackleton N.J., Malysiak V., O' Connor C.T.: The use of amine complexes in managing inadvertent activation of pyroxene in a pentlandite–pyroxene flotation system. Miner. Eng. 16, 2003, 849–856
  14. Malysiak V., Shackleton N.J., O'Connor C.T.: An investigation into the floatability of a pentlandite–pyroxene system. Int. J. Miner. Process. 74, 2004, 251– 262
  15. Martinovic J., Bradshaw D.J., Harris P.J.: Investigation of surface properties of gangue minerals in platinum bearing ores. J. South African Inst. Min. Metall., 2005, 105, 1–7
  16. O'Connor C.T., Malysiak V., Shackleton N.J.: The interaction of xanthates and amines with pyroxene activated by copper and nickel. Miner. Eng. 19, 2006, 799–806
  17. Lotter N.O., Bradshaw D.J., Becker M., Parolis L.A.S., Kormos L.J.: A discussion of the occurrence and undesirable flotation behaviour of orthopyroxene and talc in the processing of mafic deposits. Miner. Eng. 21, 2008, 905–912
  18. [www.outotec.com](http://www.outotec.com)
  19. [www.mols.fi](http://www.mols.fi)
  20. [www.ima.f](http://www.ima.f)
  21. [www.thermoscientific.com](http://www.thermoscientific.com)
  22. [www.sodern.com](http://www.sodern.com)

23. [www.asdi.com](http://www.asdi.com)
24. [www.specim.fi/files/pdf/sisu/datasheets/SisuCHEMA 1 2011.pdf](http://www.specim.fi/files/pdf/sisu/datasheets/SisuCHEMA_1_2011.pdf)
25. Bonifazi G, Cesare D., and Serranti S.: Hyperspectral imaging applied to minerals processing: Procedures, architectures and analytical strategies, in XXVI International Mineral Processing Congress (IMPC 2012), vol. 276, 2012
26. Gy, P.M.: Sampling of Particulate Materials, Theory and Practice. Elsevier, Amsterdam, 1979
27. Middleditch D., Lotter N.O.: Laboratory Quality Standards Manual. Xstrata Process Support Internal Document, May 13, 2008, 14–16
28. Lotter N.O.: Stratified sampling of drill core. In: Proc. Canadian Mineral Processors, Ottawa, January 2010, Paper No 11, 2010, 163–179
29. Bartlett H.E., Hawkins D.: The extractive metallurgy of gold in South Africa. In: Stanley, G., (Ed.), Process Control. SAIMM Monograph, vol. 2 (Chapter 13), 1989
30. Lotter N.O., Fragomeni D.: High-confidence flotation testing at Xstrata Process Support. J. Miner. Metall. Process. 27 (1), 2010, 47–54
31. Lotter N.O., Kowal D.L., Tuzun M.A., Whittaker P.J., Kormos L.J.: Sampling and flotation testing of Sudbury Basin drill core for process mineralogy modelling. Miner. Eng. 16, 2003, 857–864
32. Fragomeni D., Boyd L.J., Charland A., Kormos L.J., Lotter N.O., Potts G.: The use of end-members for grind-recovery modelling, tonnage prediction and flowsheet development at Raglan. In: Proc. Canadian Mineral Processors, Ottawa, January 2005, Paper No. 6, 2005, 75–98
33. Lotter N.O.: A Quality Control Model for the Development of High-Confidence Flotation Test Data. M.Sc. Chem. Eng. Thesis, University of Cape Town, June 1995
34. Fragomeni D., Lotter N.O.: Personal Communication. Falconbridge, 2002
35. Box G.E.P., Hunter W.G., Hunter J.S.: Statistics for Experimenters. Wiley, New York (Chapter 10), 1978
36. Deng T., Yu S., Lotter N.O., Di Feo A.: Laboratory testwork of mixed xanthates for the raglan ore. In: Proc. Canadian Mineral Processors, Ottawa, January 2010, Paper No. 16, 2010, 253–268
37. Fragomeni D., Hoffman M., Kelly A., Yu S., Lotter N.O.: Flotation mini pilot plant experience at Falconbridge Limited. In: Proc. Mineral Process Modelling, Simulation and Control, Laurentian University, Sudbury, Canada, 2006, 329–355
38. DiFeo A.: Mini Pilot Plant Craig Ore – DNBX. Falconbridge Technology Centre, Internal Memo, June 2006

39. Yu S., Fragomeni D.: '06 Nickel Rim South Mini Pilot Flotation Plant Campaign Report. Falconbridge Technology Centre Internal Report, September 2006
40. Ouellet N., Fragomeni D.: Design Basis Summary for the Kabanga Plant. XPS Final Report, November 17, 2007
41. Norman O. Lotter N.O.: Modern Process Mineralogy: An integrated multi-disciplined approach to flowsheeting, *Minerals Engineering* 24, 2011, 1229–1237
42. Lotter N.O.: Statistical Benchmark Surveying of Production Concentrators. Ph.D. Met. Eng. Thesis, McGill University, Montréal, 2005
43. Lotter N.O., Laplante A.R.: Statistical benchmark surveying of production concentrators. *Miner. Eng.* 20, 2007, 793–801
44. Lotter N.O., Laplante A.R.: The campaign survey model – a case study at the Raglan mine, Québec. *Miner. Eng.* 20, 2007, 480–486
45. Xiao Z., Lockhart C., Reynolds J.: Statistical applications in planning and analyzing plant flotation trials of evaluating a collector. *Int. J. Miner. Proc.* 92 (3–4), 2009, 196–200

## Badanie możliwości klasyfikacji sitowej odpadów z przemysłu skórzanego

**Piotr Wodziński** – Państwowa Wyższa Szkoła Zawodowa w Kaliszu

**Remigiusz Modrzewski** – Politechnika Łódzka

**Katarzyna Ławińska** – Instytut Przemysłu Skórzanego, Zakład Garbarstwa NG, Łódź

**Streszczenie:** *Praca przedstawia wyniki badań procesu przesiewania odpadów z przemysłu skórzanego i garbarskiego, jakim są strużyny skór. Odpad ten jest często wykorzystywany do produkcji kompozytów skórzanych, takich jak np. podeszwy butów. Jednak z powodu swoich właściwości fizycznych stwarza szereg problemów w dalszej przeróbce, transporcie oraz w przechowywaniu. Ekonomicznie uzasadniona jest granulacja tych odpadów wraz z dodatkami mineralnymi niezbędnymi w ich dalszym przetwarzaniu. Niestety granulacja surowych, niesortowanych strużyn skórných nie daje pożądaných rezultatów z powodu nietypowych właściwości tego materiału. W niniejszej pracy zbadano zatem możliwości klasyfikacji sitowej tych odpadów, w celu oddzielenia frakcji łatwiejszych do aglomeracji od pozostałych włókien, które mogą być np. poddane rozdrabnianiu.*

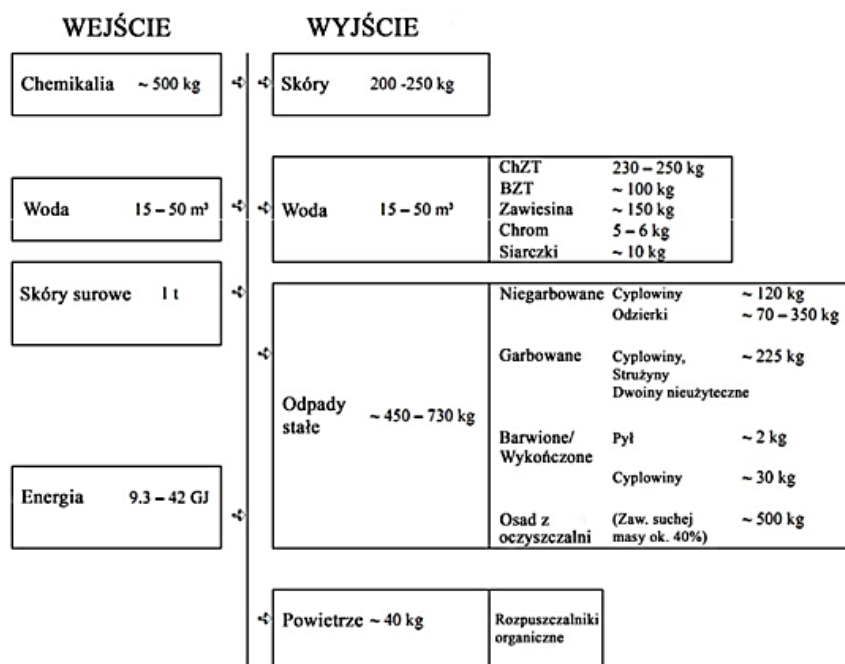
### Examination of the possibilities of sieve classification of waste from the leather industry

**Abstract:** *The work presents the results of research on the process of screening waste from the leather and tanning industries, which are shavings. This waste is often used for the production of leather composites such as shoe soles. However, due to its physical properties, it creates a number of problems in further processing, transport and storage. The solution may be granulation of this waste along with mineral additives needed in their further processing. Unfortunately, granulation of raw, unsorted skin shavings does not give the desired results due to the unusual properties of this material. Therefore, the possibilities of sieve classification of this waste were examined in order to separate fractions easier to agglomerate from other fibers that can be e.g. subjected to comminution.*

## 1. Wprowadzenie

Strużyny są produktem odpadowym technologii wyprawy skór pozostającym po procesie właściwego garbowania, czyniącym je odpadami odpornymi na degradację biologiczną. Jest to, zatem materiał trudno poddający się jakiegokolwiek formie utylizacji. Szacuje się, iż na każde 4 tony skóry surowej poddanej procesom wyprawy powstaje 1 tona odpadów strużyn garbarskich. Stanowi to ponad 2 kg odpadów przypadających na każdy metr kwadratowy skóry gotowej. Rocznie produkcja skór oraz wyrobów skórzanych w Polsce generuje około 46 tys. ton odpadów przemysłowych, których większą część stanowią strużyny garbarskie. Aktualne dane Głównego Urzędu Statystycznego wskazują, że ilość odpadów przemysłu skórzanego składowanych na terenach własnych zakładów wynosi 28 tys. ton. W przyszłości można prognozować dalszy wzrost ilości odpadów generowanych przez przemysł skórzany, spowodowany wzrostem produkcji, jaki obserwujemy od kilku lat w tej gałęzi gospodarki.

Schemat bilansu masowego procesu garbowania skór z zaznaczonymi typowymi ilościami odpadów przedstawiono na rysunku 1. Na szczególną uwagę zasługują ilości powstających w procesach garbowania odpadów. Z jednej tony skór surowych otrzymuje się zaledwie około 200-250 kg skór wyprawionych. Reszta, tj. 75-80% masy skór surowych, stanowi odpad – głównie w postaci stałej. Na rysunku 2 przedstawiono wygląd typowych strużyn garbarskich.



Rys. 1. Schemat bilansu masowego procesu garbowania skór [8]



Rys. 2. Strużyny garbarskie [opracowanie własne]

Całkowita zawartość substancji organicznej w suchej masie strużyn garbarskich jest wysoka i wynosi 85–90%, zaś stała pozostałość po ich spaleniu to około 7,8–8%. Średnia wilgotność strużyn kształtuje się na poziomie 50-60% [1].

Strużyny charakteryzują się wieloma niekorzystnymi właściwościami fizycznymi, np. bardzo małą gęstością nasypową, która dla materiału suchego nie przekracza  $0,1 \text{ g/cm}^3$ . Zajmują one, zatem dużą objętość, co utrudnia ich magazynowanie oraz transport. Posiadają nieregularne, kłaczkowate kształty (rys. 2), co powoduje ich samoczynne formowanie się w większe aglomeraty. To z kolei utrudnia takie operacje, jak przesiewanie, dozowanie, wysypywanie lub załadunek do zasobników. Rozwiązaniem tych problemów jest nadanie strużynom regularnych, sferycznych kształtów i uzyskanie tym samym sypkiego złoza ziarnistego. Można to uzyskać w procesach bezciśnieniowej granulacji talerzowej lub bębnowej. Złoże w postaci granulatu strużyn z dodatkiem odpowiednich substancji mineralnych można następnie wykorzystywać w produkcji materiałów skóropodobnych [2], skóry wtórnej, kompozytów na bazie rozdrobnionych włókien kolagenowych [3], materiałów włóknistych, hydrolizatów białkowych stosowanych m.in. do otaczania ziarna siewnego [4, 5]. Procesy granulacji przesypanej często stosuje się w wypadku aglomeracji odpadów poprodukcyjnych [6, 7] oraz popiołów lotnych np. z spalania węgla kamiennego i brunatnego.

Celem pracy jest określenie możliwości minimalizacji obciążeń środowiskowych związanych z składowaniem oraz transportem strużyn garbarskich, poprzez rozdzielanie tego materiału na klasy ziarnowe, co da możliwości jego skuteczniejszego dalszego przetwarzania w procesach granulacji i rozdrabniania.

## 2. Metody badań procesu przesiewania

W badaniach wykorzystano odpadowe, chromowe strużyny pochodzące z krajowego zakładu garbarskiego. Przeprowadzono kolejno poszczególne próby przesiewania, a następnie granulacji przesianego materiału.

Strużyny garbarskie przesiewano na wstrząsarce laboratoryjnej o średnicy sit 400 mm, częstotliwości drgań sita 50 Hz i amplitudzie drgań 1,0 mm z zestawem tkanych sit kontrolnych z siatki stalowej z otworami kwadratowymi.

Należy zaznaczyć, iż rozdzielanie tak nietypowego dla procesu przesiewania materiału, jakim są strużyny garbarskie, wyklucza możliwość rozdzielenia na wielu sitach równocześnie w układzie jedno sito nad drugim. Albowiem trudność rozdzielenia na pierwszym (górnym) sicie jest tak duża, iż drugie (i każde następne) sito miałoby kilkukrotnie mniejszą sprawność niż poprzednie. Postanowiono zatem prowadzić proces tylko na jednym sicie, uzyskując dwie frakcje, które następnie można poddać oddzielnemu procesowi przesiewania na kolejne frakcje.

Pierwszym etapem badań było przesianie materiału wyjściowego (surowych strużyn) na sicie o rozmiarze otworu 2,5 mm. Miało to na celu odsianie największej frakcji, składającej się z najdłuższych włókien skórzanych, o najbardziej nieregularnych kształtach. Czas przesiewania każdej próbki ustalono na 20 minut. Drugą serią pomiarową było przesiewanie

uzyskanej wcześniej frakcji (0 – 2,5 mm) strużyn drobnych na sicie o wymiarze otworu 1,0 mm. W obu seriach nadawę podawano na sito w takiej ilości, aby grubość początkowa warstwy materiału na sicie nie przekraczała 25 mm, a więc dwukrotnego maksymalnego wymiaru ziaren (długości włókien) w nadawie. Ma to istotny wpływ na sprawność przesiewania, która gwałtownie spada wraz ze wzrostem grubości warstwy na sicie. Określono również przebieg w czasie procesu przesiewania surowych strużyn na sicie 2,5 mm oraz 1,0 mm. W tym celu wyznaczano zmiany masy przesiewu i odsiewu po określonych czasach przesiewania.

### 3. Wyniki badań procesu przesiewania strużyn garbarskich

Materiałem wyjściowym (nadawę) są odpadowe strużyny, z chromowych i bezchromowych procesów garbarskich, o wilgotności do 65% i o uziarnieniu (długości włókien) do 12,5 mm.

Pierwszą serią przesiewania było przesiewanie materiału wyjściowego (surowych strużyn) na sicie 2,5 mm. Celem było odsianie ziaren największych, składających się z najdłuższych włókien kolagenowych, o najbardziej nieregularnych kształtach, które sprawiają trudności w późniejszej przeróbce odpadów skórnych, np. w ich granulacji lub wytwarzaniu kompozytów. Frakcja ta może być kierowana do późniejszego rozdrabniania. Czas siania każdej próbki ustalono na 20 minut. Wyniki przedstawione w tabeli 1 są uśrednieniem z 5 kolejnych prób przesiewania.

**Podział strużyn surowych na sicie 2,5 mm  
[opracowanie własne]**

Tabela 1

Frakcja [mm]	udział masowy [%]
0 – 2,5	59,5
2,5 – 12,5	40,5

Drugą serią pomiarową było przesiewanie uzyskanej wcześniej frakcji (0 - 2,5 mm) strużyn drobnych na sicie o wymiarze otworu 1,0 mm. Czas siania wynosił 15 minut. Wyniki (uśrednione z 5 prób) przedstawia poniższa tabela 2.

**Podział frakcji drobnej strużyn na sicie 1,0 mm  
[opracowanie własne]**

Tabela 2

Frakcja [mm]	udział masowy [%]
0 – 1,0	57
1,0 – 2,5	43

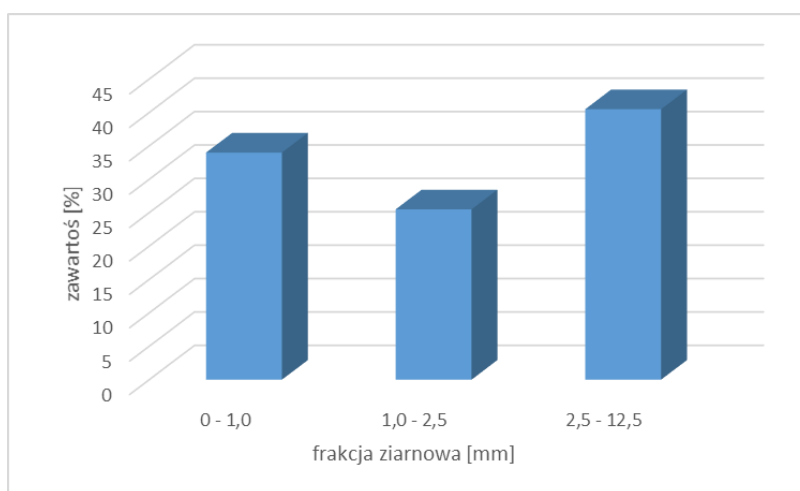


Całkowity, uśredniony skład ziarnowy surowych strużyn garbarskich przedstawia poniższa tabela 3 oraz rysunek 3.

#### Skład ziarnowy strużyn [opracowanie własne]

Tabela 3

Frakcja [mm]	udział masowy [%]
0 – 1,0	34
1,0 – 2,5	25,5
2,5 – 12,5	40,5



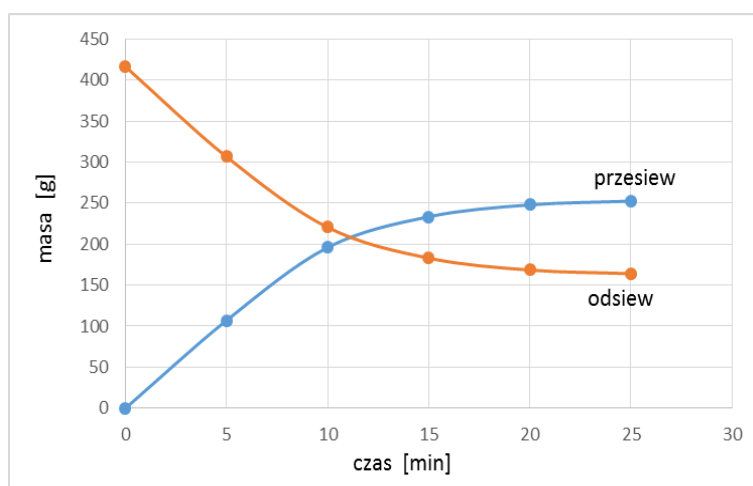
Rys. 3. Skład ziarnowy surowych strużyn garbarskich [źródło: opracowanie własne]

Badany był też przebieg procesu przesiewania surowych strużyn na sicie 2,5 mm. W tym celu wyznaczano zmiany masy przesiewu i odsiewu po określonych czasach przesiewania (tabela 4 i rys. 4).

#### Przebieg przesiewania strużyn surowych [opracowanie własne]

Tabela 4

Czas przesiewania [min]	0	5	10	15	20	25
Masa przesiewu (0 – 2,5 mm) [g]	0	107	196	233,5	248	252,5
Masa odsiewu (2,5 – 12,5 mm) [g]	416,5	309,5	220,5	183	168,5	164



Rys. 4. Przebieg przesiewania surowych strużyn [opracowanie własne]

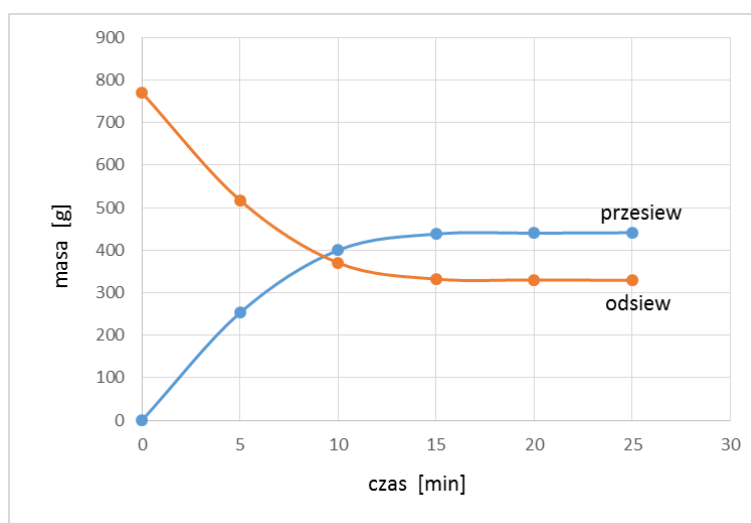
Z wykresu wynika, iż optymalnym i wystarczającym czasem siania surowych strużyn garbarskich jest 20 minut. Po tym czasie zmiana mas przesiewu i odsiewu jest już bardzo mała i wynosi około 1% masy nadawy. Niemniej jednak materiał w postaci strużyn należy uznać za trudny do przesiewania na sitach, gdyż maksymalne czasy przesiewania typowych materiałów ziarnistych (kruszywa mineralne itp.) nie przekraczają zwykle 10 minut.

Badany był też przebieg procesu przesiewania strużyn drobnych (0 – 2,5 mm) na sicie 1,0 mm. W tym celu wyznaczano zmiany masy przesiewu i odsiewu po określonych czasach przesiewania (tabela 5 i rys. 5).

#### Przebieg przesiewania frakcji drobnej strużyn [opracowanie własne]

Tabela 5

Czas przesiewania [min]	0	5	10	15	20	25
Masa przesiewu (0 – 1,0 mm) [g]	0	253	400	438	440	441
Masa odsiewu (1,0 – 2,5 mm) [g]	770	517	370	332	330	329



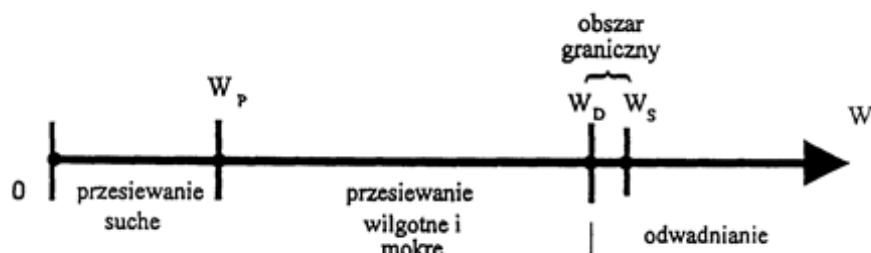
Rys. 5. Przebieg przesiewania frakcji drobnej strużyn [opracowanie własne]

Z wykresu wynika, iż optymalnym i wystarczającym czasem siania drobnych strużyn garbarskich jest 15 minut. Dzięki wcześniejszemu odsianiu ziaren o długich włóknach kolagenowych, strużyny drobne są materiałem zarówno łatwiej przesiewającym się, jak i łatwiejszym w dalszym przetwarzaniu niż surowe strużyny garbarskie.

#### 4. Przygotowanie przesianych strużyn garbarskich do procesu granulacji

Otrzymanie materiału o jak największej wilgotności jest sprawą kluczową w dalszym etapie przetwarzania strużyn, jakim jest proces ich granulacji. Z drugiej jednak strony nadmiar cieczy wiążącej może powodować jej ociekanie na powierzchnię talerza granulatora i zakłócać proces granulacji.

Złoże ziarniste w czasie spoczynku można scharakteryzować statycznym współczynnikiem wilgotności  $W_S$ . Jest to ilość wilgoci (wody) jaką jest zdolne pomieścić złoże ziarniste (warstwa ziarnista) w czasie spoczynku. Natomiast w momencie znalezienia się tego złoża na np. wibrującym (poruszającym się) sicie, następuje szybkie oddzielenie pewnej ilości wody z tego złoża uzyskując tzw. dynamiczny współczynnik wilgotności  $W_D$ , który jest zawsze mniejszy od statycznego. Tak, więc dynamicznym współczynnikiem wilgotności  $W_D$  złoża ziarnistego nazwiemy zawartość wilgoci pozostającej w materiale mimo działania sił bezwładnościowych (sił napędowych procesu) na ten materiał. Powyżej obszaru granicznego  $W_D - W_S$ , określanego poprzez dynamiczny i statyczny współczynnik wilgotności, zaczyna się obszar odwadniania i płukania materiałów ziarnistych (rys. 6).



Rys. 6. Oś wilgotnościowa materiału ziarnistego [opracowanie własne]

Idealnym stopniem wilgotności materiału (pulpy) przed granulacją jest zatem dynamiczny współczynnik wilgotności  $W_D$ . Uzyskiwano go poprzez moczenie strużyn skór w cieczy, a następnie umieszczanie ich na wibrującym sicie w celu odcieku nadmiaru płynu.

## 5. Granulacja surowych oraz przesianych strużyn garbarskich

Dodatkowym atutem przemawiającym za stosowaniem procesu granulacji przy przetwarzaniu odpadów skór jest fakt, że niektóre z dodatków mineralnych stosowane w proponowanych metodach granulacji są również, podobnie jak strużyny, produktami odpadowymi z przemysłu. Jest nim np. gips syntetyczny powstający w procesach odsiarczania spalin w elektrowniach. Jego zastosowanie jako składnik kompozytów skórných był już badany [3].

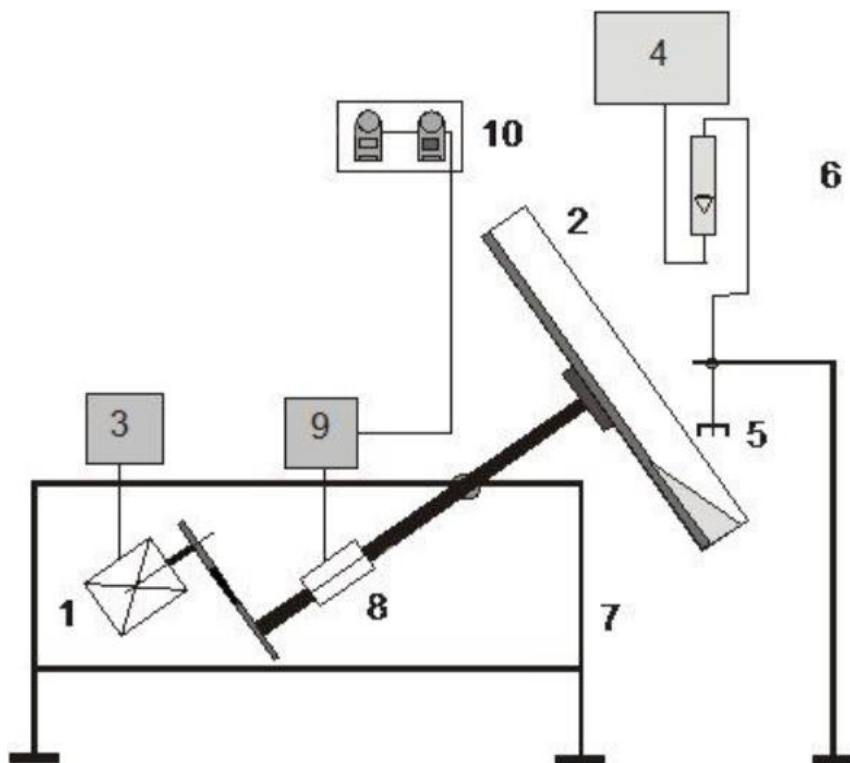
Wilgotną pulpę umieszczano w talerzu i prowadzono granulację z równoczesnym dodawaniem sproszkowanego, suchego składnika mineralnego. Po zakończeniu dozowania dodatku mineralnego prowadzono dalszą granulację przy niezmiennych obrotach talerza przez czas co najmniej 5 minut. Uzyskany aglomerat poddawano suszeniu w temperaturze  $500^{\circ}\text{C}$  przez 24 godziny.

Badania prowadzono w granulatorze talerzowym. W konstrukcji granulatora (rys. 7) wykorzystywanego do opisywanych badań granulacji można wyróżnić 3 podstawowe elementy: talerz granulatora, silnik elektryczny z regulacją prędkości obrotowej oraz układ zwilżania granulowanego złoża.

Ciecz nawilżającą stanowiło szkło wodne, czyli roztwór wodny krzemianów sodu i potasu (tzw. szkło wodne mieszane). Szkło wodne jest lepka ciecżą, a lepkość ta rośnie gwałtownie wraz ze wzrostem stężenia krzemianów w wodzie. W badaniach stosowano 50% roztwór wodny szkła wodnego, gdyż stwierdzono iż ma on optymalną lepkość do prowadzenia procesu granulacji.

Silnik elektryczny (1) o mocy 3 kW za pomocą pasa klinowego jest połączony z wałem napędowym (8). Na zakończeniu wału zamontowany jest talerz (2), we wnętrzu którego umieszcza się granulowany materiał. Regulację prędkości obrotowej realizuje się za pomocą falownika (9) poprzez ustawienie żądanej wartości na sterowniku (10). Ciecz wiążąca

podawana jest bezpośrednio na złożę granulowanego materiału poprzez dysze zraszające (5). Ciecz wypływa grawitacyjnie ze zbiornika cieczy (4) umieszczonego 2 metry powyżej dysz zraszających. Natężenie przepływu cieczy jest kontrolowane za pomocą przepływomierza pływakowego – rotametu (6). Konstrukcja ramy urządzenia (7) pozwala na regulację kąta pochylenia talerza. Schemat całej instalacji przedstawia rysunek 7.

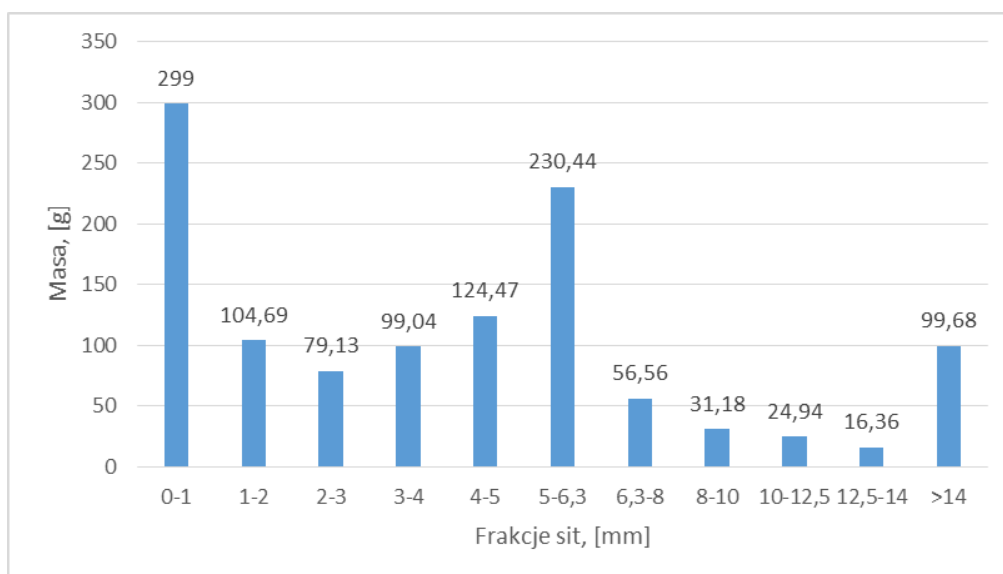


Rys. 7. Schemat aparatury do granulacji strużyn [opracowanie własne]

Przeprowadzona wstępnie granulacja surowych (nie przesiewanych) strużyn skórných, nierozdrobnionych i nieklasyfikowanych pod względem wielkości ziaren okazała się procesem czasochłonnym, a uzyskany materiał po granulacji był nieregularny (rys. 8). Powstałe złożę zawierało ziarna bardzo duże obok materiału w ogóle niezgranulowanego, a poszczególne granule różniły się znacznie między sobą zawartością dodatków mineralnych. Przyczyną są zbyt długie włókna skórzane. Podczas granulacji mają one tendencję do zbijania się w duże aglomeraty, które nie przyjmują w sposób właściwy cieczy wiążącej.



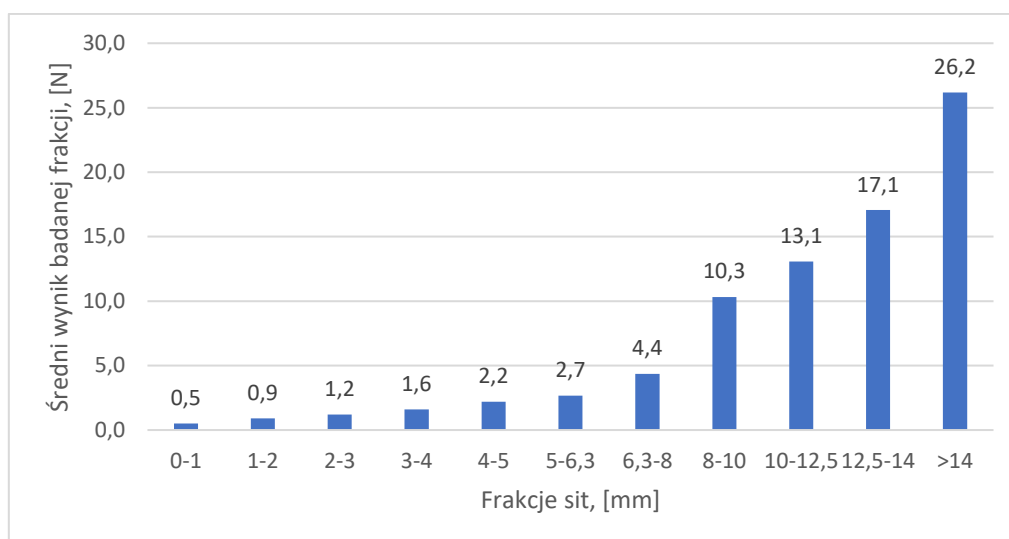
Rys. 8. Efekty granulacji surowych strużyn [opracowanie własne]



Rys. 9. Analiza granulometryczna aglomeratu surowych strużyn [opracowanie własne]

Otrzymany po granulacji materiał poddano analizie granulometrycznej na sitach, a rezultaty przedstawiono graficznie na rysunku 9. Widać dużą ilość materiału nie zgranulowanego (frakcja 0-1 mm), bardzo mało dużych aglomeratów (frakcja >14 mm) oraz bardzo nieregularny rozkład pozostałych frakcji.

Powstały granulat został poddany testom sprawdzającym, które z ziaren ulegają pęknięciom, a które należą do odpornych struktur. Badania ściskającej siły niszczącej dla wytworzonych aglomeratów zostały wykonane na maszynie wytrzymałościowej firmy INSTRON. Urządzenie służy do badania obciążeń statycznych oraz przeprowadzenia symulacji niszczenia materiałów i struktur w warunkach rzeczywistych. Z każdej frakcji ziarnowej aglomeratu pobrano 10 ziaren i poddano je działaniu sił ściskających. Mierzono obciążenie statyczne, które spowoduje zniszczenie (pęknięcie) ziarna aglomeratu. Uśrednione wyniki z 10 prób przedstawiono na rysunku 10. Żadne z ziaren nie wytrzymało siły ściskającej większej niż 30 N.



Rys. 10. Niszczące siły ściskające dla granulatu z surowych strużyn [opracowanie własne]

Wyżej wymienione problemy nie występują, jeżeli granulacji poddaje się przesiane wstępnie, lub rozdrobnione strużyny o odpowiednio krótszych włóknach. Jak wykazały przeprowadzone próby, najlepsze rezultaty można osiągnąć poddając granulacji strużyny przesiane na sicie o rozmiarze otworu 2,5 mm, a więc takie, których włókna mieszczą się w przedziale długości 0 – 2,5 mm. Efekt granulacji takich strużyn przedstawia rysunek 11.

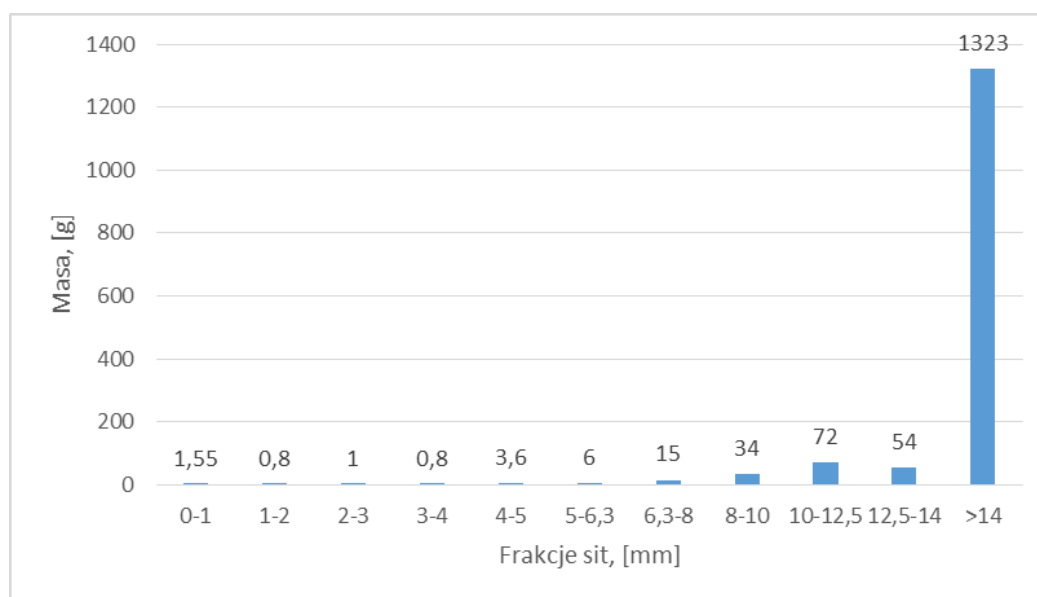


Rys. 11. Efekt granulacji przesianych strużyn [opracowanie własne]

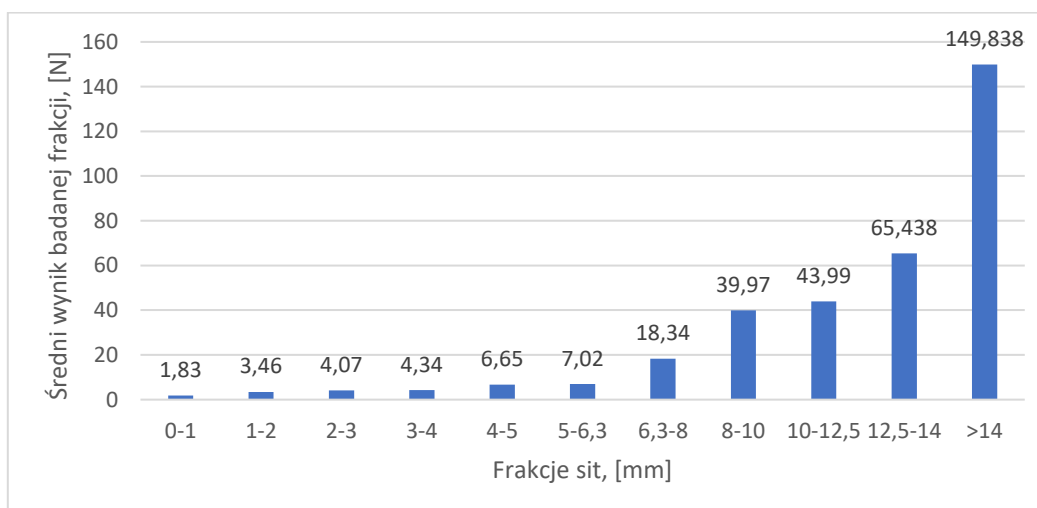
Otrzymany po granulacji materiał poddano analizie granulometrycznej na sitach, a rezultaty przedstawiono graficznie na rysunku 12. Widać, że niemal cały materiał uległ granulacji w postaci dużych aglomeratów (frakcja >14 mm), brak natomiast niemal zupełnie materiału nie zgranulowanego.

Powstały granulat został również poddany testom w celu wyznaczenia statycznych ściskających sił niszczących granulat, a ich rezultaty przedstawia rysunek 13. Największe aglomeraty wykazują trwałość dla sił ściskających do około 150 N.





Rys. 12. Analiza granulometryczna aglomeratu z przesianych strużyn [opracowanie własne]



Rys. 13. Niszczące siły ściskające dla granulatu z przesianych strużyn [opracowanie własne]

## 6. Wnioski

Na podstawie przeprowadzonych badań sformułować można wnioski dotyczące zarówno samego przesiewania, jak też wpływu jaki ma ono na późniejszy proces granulacji. Stwierdzono, że strużyny garbarskie są materiałem trudno poddającym się procesowi przesiewania, jednak po zapewnieniu odpowiednich warunków prowadzenia procesu jest możliwa ich klasyfikacja sitowa. Tymi warunkami są przede wszystkim odpowiednio długi czas przesiewania, oraz podawanie na sito bardzo cienkiej warstwy materiału. Optymalny czas

przesiewania surowych strużyn garbarskich wynosi 20 minut (rys. 4). Można też zauważyć, iż po odsianiu na sicie 2,5 mm frakcji grubej (najdłuższych włókien), dalszy proces przesiewania na sicie 1,0 mm przebiegał już bezproblemowo i wymagał krótszego czasu (rys. 5). Warto też zauważyć, iż zawartość frakcji przeznaczonej do granulacji (0 – 2,5 mm) wynosi łącznie masowo niemal 60%, a więc jedynie około 40% materiału wyjściowego wymaga rozdrabniania lub zagospodarowania w inny sposób.

Na podstawie rezultatów granulacji klasyfikowanych i nie klasyfikowanych strużyn garbarskich stwierdzono celowość prowadzenia wcześniejszego procesu przesiewania tych odpadów. Powstały w granulacji talerzowej aglomerat przesianych strużyn jest trwały (rys. 13), stabilny mechanicznie a zatem łatwy w transporcie i magazynowaniu.

### Literatura

1. Ławińska K., Serweta W., Modrzewski R.: Qualitative Evaluation of the Possible Application of Collagen Fibres: Composite materials with mineral fillers as insoles for healthy footwear. *Fibres & Textiles in Eastern Europe*. Tom 26, 2018.
2. Ławińska K., Modrzewski R., Serweta W.: Tannery shavings and mineral additives as a basis of new composite materials. *Fibres & Textiles in Eastern Europe*. Tom 27, 2019.
3. Ławińska K., Serweta W., Modrzewski R.: Studies on water absorptivity and desorptivity of tannery shavings-based composites with mineral additives. *Przemysł Chemiczny*. Tom 98/1, 2019.
4. Ławińska K., Lason-Rydel M., Gendaszewska D., Grzesiak E., Sieczyńska K., Gaidau C., Epure DG., Obraniak A.: Coating of Seeds with Collagen Hydrolysates from Leather Waste. *Fibres & Textiles in Eastern Europe*. Tom 27, 2019.
5. Ławińska K., Gendaszewska D., Grzesiak E., Lason-Rydel M., Obraniak A.: Coating of leguminosarum seeds with collagen hydrolyzates from tanning waste. *Przemysł Chemiczny*. Tom 96, 2017.
6. Olejnik T.: Selected mineral materials grinding rate and its effect on product granulometric composition. *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. Tom 49, 2013.
7. Olejnik T.: Analysis of the breakage rate function for selected process parameters in quartzite milling. *Chemical and Process Engineering*. Tom 33, 2012.
8. Reference Document on Best Available Techniques for the Tanning of Hides and Skins, European IPPC Bureau, Seville 2013

*Praca wykonana w ramach działalności statutowej 501/9-9-1-933.*

## Wpływ pH na efektywność flotacji polskich rud miedzi

**Aldona Krawczykowska** – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

**Paulina Chełminiak** – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

**Streszczenie:** *Polskie złoża rud miedzi należą do trudnowzbogacalnych, ponadto z czasem stają się coraz to uboższe w minerały miedzionośne, dlatego też istotną rolę odgrywa odpowiednie prowadzenie procesu przeróbki wydobytej kopaliny, dostosowane do aktualnej charakterystyki wzbogacalności rudy. Flotacja, która jest podstawową metodą wzbogacania rud miedzi, jest bardzo złożonym procesem, a jej efektywność, zależy od wielu ściśle ze sobą powiązanych czynników, m.in.: wielkości cząstek, gęstości zawiesiny flotacyjnej, dawki i rodzaju odczynnika, a także pH zawiesiny. Poziom pH jest jednym z istotniejszych parametrów środowiskowych zawiesiny, który powinien być kontrolowany oraz w razie potrzeby modyfikowany w trakcie procesu wzbogacania rudy.*

*W rozdziale przedstawiono wpływ pH zawiesiny na efektywność procesu flotacji rudy miedzi. Dobór odpowiedniego modyfikatora pH ma istotne znaczenie ponieważ minerały poddawane procesowi flotacji wykazują lepszą flotowalność w wyraźnie określonym przedziale pH. Przeprowadzono laboratoryjne testy flotacyjne przy zastosowaniu podstawowych odczynników flotacyjnych: zbierających i pianotwórczych oraz dodatkowo przy użyciu modyfikatorów pH w celu zmiany wartości pH zawiesiny flotacyjnej. Otrzymane wyniki pozwoliły określić wpływ regulatorów pH na efektywność prowadzonego procesu.*

### Impact of pH on the efficiency of Polish copper ores flotation

**Abstract:** *Polish copper ore deposits are difficult to be processed, and over time they become poorer in copper-bearing minerals, that is why proper procedure of processing the extracted mineral, adapted to the current ore processing ability, is important. Flotation, which is the basic method for copper ore processing, is a very complex process, and its effectiveness depends on many closely related factors, including particle size, density of the flotation suspension, dose and type of reagent, as well as the suspension pH. pH level is one of the important suspension parameters, which should be controlled and, if necessary, modified during the ore processing.*

*The chapter presents the impact of suspension pH on the efficiency of the copper ore flotation process. Selection of a suitable pH modifier is important because minerals subjected to the flotation process show better flotation ability within a clearly defined pH range. Laboratory flotation tests were carried out using basic flotation reagents: collectors and frothers, and additionally using pH modifiers to change the pH of the flotation suspension. The obtained results allowed to determine the impact of pH modifiers on the process efficiency.*

## 1. Wstęp

Flotacja jest główną metodą wzbogacania rud metali, szczególnie z drobną i rozproszoną mineralizacją składników użytecznych, charakterystyczną dla polskich rud miedzi. Proces ten polega na separacji ziaren różniących się właściwościami powierzchniowymi, znajdujących się w zawieszynie flotacyjnej. Podczas flotacji zachodzą złożone zjawiska fizyczne i chemiczne związane ze współdziałaniem trzech faz tworzących zawieszinę: stałej, ciekłej i gazowej, które pozostają z sobą w ciągłym kontakcie.

Sam proces, stosowany w inżynierii mineralnej nieprzerwanie od ponad 100 lat, był i jest przedmiotem wielu kompleksowych badań [1, 2, 3, 4] jednak ilość czynników od których zależy przebieg i wynik wzbogacania, jak również wzajemnych ich oddziaływań powodują, że flotacja jest procesem nie w pełni opisanym i przewidywalnym.

W związku ze stopniowym wyczerpywaniem się złóż metali na całym świecie i prowadzeniem eksploatacji na coraz większych głębokościach, mineralogia rud staje się coraz bardziej złożona, a przez to procesy wzbogacania coraz bardziej wymagające. Dotyczy to także polskich rud miedzi, których właściwości, skład i coraz drobniejsza mineralizacja siarczkowa stanowią główne przyczyny pogarszania się ich wzbogacalności flotacyjnej. Uwarunkowania te powinny skłaniać do podejmowania działań zmierzających do badań nad optymalizacją reżimów odczynnikowych wraz z doбором nowych kolektorów i innych odczynników wspomagających selektywność flotacji [5].

Jednym z decydujących czynników wpływających na przebieg procesów flotacji jest pH środowiska. Jony  $H^+$  i  $OH^-$  aktywnie oddziałują z powierzchnią wielu minerałów oraz decydują o możliwości sorpcji kolektorów na tej powierzchni. Poziom pH zawiesziny jest zatem istotnym parametrem środowiskowym, który powinien być kontrolowany oraz w razie potrzeby regulowany w trakcie procesu wzbogacania odpowiednimi odczynnikami chemicznymi. W celu zwiększenia wartości pH najczęściej stosuje się wodorotlenek wapnia i inne wodorotlenki oraz rozpuszczalne węglany, natomiast dla zmniejszenia pH najczęściej wykorzystywany jest kwas siarkowy. Regulowanie wartości pH jest istotne nie tylko do przeprowadzenia flotacji, ale także dla selektywnej flotacji minerałów mających podobne właściwości powierzchniowe [6, 7, 8].

Wprowadzenie regulatorów pH do procesu wzbogacania powoduje zmianę stężenia jonów wodorowych  $H^+$  oraz wodorotlenkowych  $OH^-$  w zawieszynie flotacyjnej. Ich wartość ma decydujący wpływ na:

- **stan powierzchni flotowanych minerałów** – regulatory pH mogą powodować zmiany w stanie chemicznym, energetycznym oraz elektrostatycznym flotowanych powierzchni minerałów, mogą również decydować o stopniu ich utlenienia;
- **skład jonowy zawiesziny flotacyjnej** – w zależności od pH zawieszina flotacyjna posiada różny skład jonowy, który może wpływać negatywnie bądź pozytywnie na dysocjację, adsorpcję oraz rozpuszczalność odczynników flotacyjnych. Ponadto wartość pH w środowisku wodnym może wpływać na rozpuszczanie minerałów zarówno użytecznych, jak i skały płonnej i przechodzić z ich powierzchni do roztworów innych jonów, zakłócając tym samym proces flotacji;

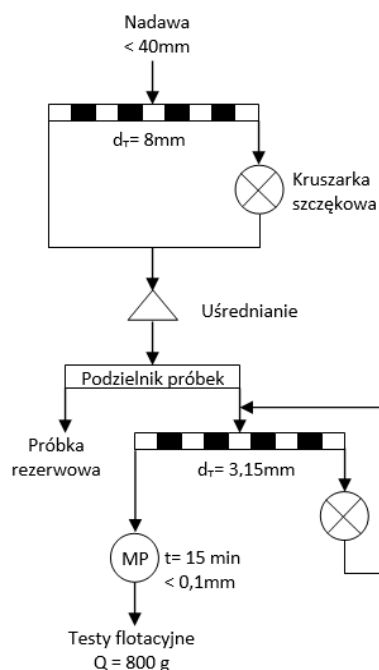
- **adsorpcję odczynników na powierzchni minerałów** – odczynniki zbierające w zależności od pH środowiska mogą wykazywać inne działania. W przypadku ksantogenianu przy  $\text{pH} < 4$  maleje stężenie aktywnych jonów ksantogenianowych, które odpowiedzialne są za hydrofobizację powierzchni minerałów siarczkowych. Natomiast przy  $\text{pH} > 10$  tworzą się wodorotlenki metali, utrudniające adsorpcję zbieracza na flotowanym mineralu i obniżają wyniki flotacji rud siarczkowych;
- **formę występowania odczynników zbierających w roztworze wodnym** – odczynniki zbierające po dodaniu regulatorów pH ulegają dysocjacji. W przedziale pH od 6 do 10 istnieją obok siebie dwie formy – jonowa ( $\text{RNH}_3^+$ ) oraz cząsteczkowa ( $\text{RNH}_2$ ), których udział zależy od stężenia jonów wodorowych w roztworze. Kiedy w trakcie flotacji pH wynosi poniżej 3 to występuje tylko jedna forma – jonowa, natomiast w przypadku, gdy  $\text{pH} > 10$  występuje tylko forma cząsteczkowa. Obecność tylko jednej z form występowania odczynników zbierających powoduje negatywny wpływ na końcowe wyniki procesu flotacji;
- **kinetykę flotacji** – odczyn pH zawiesiny ma istotny wpływ również na kinetykę flotacji. Kinetyka określana jest jako proces oznaczający zmienność ilości substancji ulegającej flotacji wraz z upływem czasu. Na kinetykę wzbogacania wpływa szereg czynników, m.in. wielkość i kształt ziaren nadawy, charakter powierzchni mineralnej ziaren, rodzaj i dawka użytych odczynników flotacyjnych oraz właściwości elektrochemiczne zawiesiny, czyli wartość parametrów takich jak: pH czy potencjał oksydacyjno-redukcyjny (Eh). Dobór odpowiedniego zakresu pH determinuje kinetykę flotacji, a co za tym idzie podstawowe wskaźniki wzbogacania, takie jak uzysk czy zawartość składnika użytecznego w końcowych produktach flotacji;
- **selektywność rozdzielenia minerałów w trakcie procesu flotacji** – kompleksowe rozdzielanie minerałów, zależy w głównej mierze od równowagi między dawką odczynnika, a odczynem pH zawiesiny flotacyjnej. W związku z tym w procesie flotacji siarczków metali nieszlachetnych, dobrane odczynniki oraz pH powinny być zrównoważone, aby osiągnąć optymalny poziom odzysku i jakości koncentratu i odpadu [4, 9, 10, 11, 12].

W literaturze istnieje wiele prac opisujących wpływ pH na efektywność procesu wzbogacania flotacyjnego różnego typu rud [13, 14, 15], jak również tych dotyczących flotacji minerałów siarczkowych pochodzących z Legnicko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego [8, 10, 16, 17, 18]. Z ich przeglądu wynika, że flotacja zachodzi w określonych warunkach pH zawiesiny. Przykładowo dla chalkozynu optymalny zakres pH to 6÷10. Zarówno przy zbyt niskiej, jak i przy zbyt wysokiej wartości pH następuje zanik flotacji poszczególnych minerałów miedzi. Oprócz tego, od pH środowiska zależy prawidłowe działanie odczynników aktywujących oraz depresujących.

## 2. Przedmiot i metodyka badań

W niniejszej pracy wykonano eksperymenty, których celem była ocena wpływu parametru pH na efektywność procesu flotacji. Przedmiotem badań była ruda miedzi pochodząca z jednego z Zakładów O/ZWR KGHM Polska Miedź S.A. Przed przystąpieniem do testów flotacyjnych poddano ją procesom przygotowawczym w laboratorium, zgodnie ze schematem

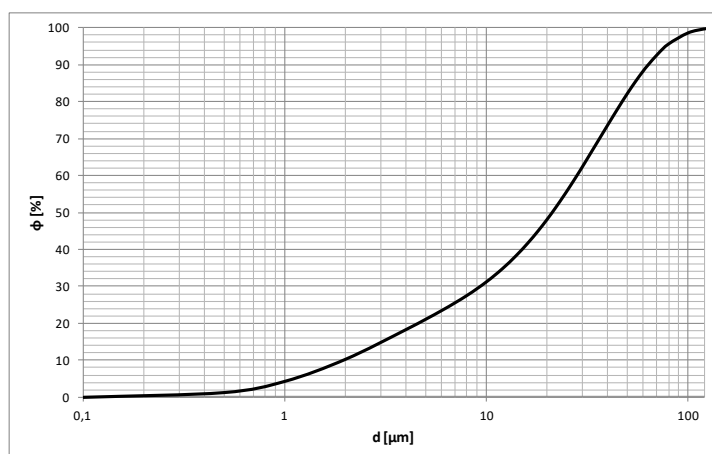
przedstawionym na rysunku 1. Pierwszy etap przygotowania próbki do procesu wzbogacania obejmował procesy na sucho, czyli kruszenie w kruszarce szczękowej w układzie zamkniętym z przesiewaczem wibracyjnym jednopokładowym o średnicy oczka 8 mm. Następnie próbkę rudy miedzi rozdrabniano w układzie zamkniętym składającym się z kruszarki szczękowej oraz przesiewacza jednopokładowego do uziarnienia  $<3,15$  mm i wydzielano reprezentatywne próbki testowe.



Rys. 1. Schemat procesów przygotowawczych badanej próbki miedzi

Ostatni etap przygotowania nadawy obejmował mielenie. Proces mielenia wykonano na mokro w laboratoryjnym młynie prętowym o wymiarach wewnętrznych bębna 305x440 mm. Masa próbki testowej wynosiła 800 g, a masa mielników około 20 kg. Przemiały wykonywano z użyciem wody technologicznej, przy gęstości  $1680\text{ g/dm}^3$  i przy obrotach młyna na poziomie 65% obrotów krytycznych. Czas mielenia ustalono eksperymentalnie i wynosił 15 minut. Warunki mielenia były identyczne dla wszystkich eksperymentów.

Tak przygotowany materiał został poddany analizie składu ziarnowego, którą wykonano metodą dyfrakcji laserowej z dyspersją na mokro przy użyciu granulometru Analysette 22 MicroTec. Uśredniony skład ziarnowy analizowanych próbek do badań flotacyjnych przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Uśredniony skład ziarnowy próbek do badań flotacyjnych

Ponadto wykonano badanie składu litologicznego uśrednionej próbki nadawy, a wyniki przedstawiono w tabeli 1.

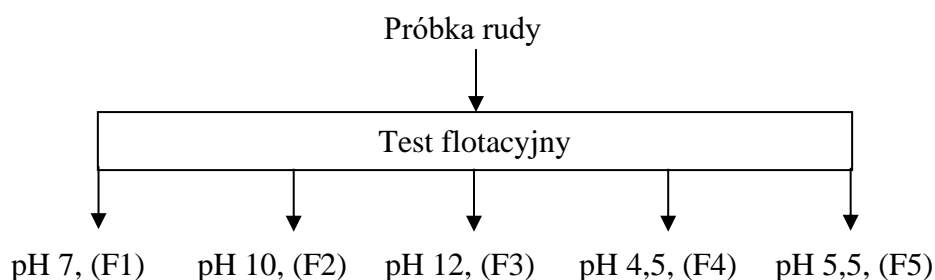
#### Skład litologiczny nadawy do flotacji

Tabela 1

Typ litologiczny	Udział %
piaskowiec	41
dolomit	51
łupek	8

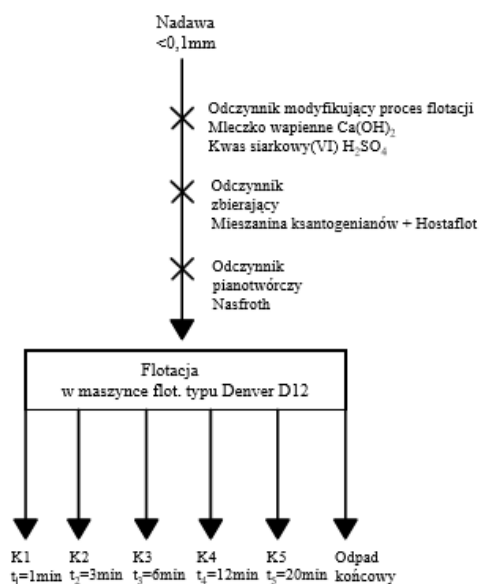
### 2.1. Metodyka flotacji

Wszystkie testy flotacyjne zostały wykonane w laboratoryjnej maszynie flotacyjnej typu Denver D12 firmy Metso o pojemności komory flotacyjnej 2,5 dm<sup>3</sup>. Dodatkowym wyposażeniem był wielofunkcyjny przyrząd pomiarowy parametrów środowiskowych, pozwalający określić m.in. pH oraz Eh zawiesiny. Do każdego z eksperymentów została wykorzystana woda technologiczna pobrana z zakładu wzbogacania. Badania prowadzono w taki sposób, by założone warunki flotacji były utrzymane na takim samym poziomie w testowanych próbkach. Oznacza to, że każdy z realizowanych eksperymentów przeprowadzono przy takiej samej dawce odczynników podstawowych: zbierających i spieniających oraz w takich samych warunkach hydrodynamicznych pracy maszyny flotacyjnej. Jako odczynnik zbierający wykorzystano mieszaninę ksantogenianów z Hostafloem w ilości 100 g/Mg, natomiast odczynnikiem pianotwórczym był Nasfroth podawany w ilości 25 g/Mg. Obroty wirnika wynosiły 1400 obrotów na minutę, a ilość powietrza od 100 do 120 dm<sup>3</sup> na godzinę. Parametrem zmiennym w testach flotacyjnych był odczyn zawiesiny. Wykonano więc pięć testów flotacyjnych przy różnych poziomach pH zawiesiny. Schemat badań w zakresie zmiany parametru pH przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Schemat badań

Pierwszy test flotacyjny F1 został wykonany dla pH równego 7, które było właściwe dla zawiesiny składającej się z badanej rudy z wodą technologiczną bez dodatkowych odczynników modyfikujących. Kolejne dwa testy wykonano dla odczynu zasadowego – przy pH równym 10 (F2) oraz 12 (F3). Modyfikatorem pH dla utrzymania środowiska zasadowego było mleczko wapienne dodawane w niewielkich ilościach już do procesu mielenia, a następnie w trakcie początkowego mieszania zawiesiny w komorze flotacyjnej w ilości niezbędnej do uzyskania oczekiwanego poziomu pH. Ostatnie dwa testy wykonano dla odczynu kwaśnego – przy pH równym 4,5 (F4) oraz 5,5 (F5). W tym przypadku modyfikatorem był kwas siarkowy  $H_2SO_4$  dodawany w niewielkich ilościach w trakcie początkowego mieszania zawiesiny aż do uzyskania założonego pH. W trakcie każdej flotacji zawiesina w komorze flotacyjnej była kontrolowana pod kątem potencjału redukcyjno-utleniającego (redox) Eh oraz wartości pH. Wzbogacanie prowadzono jako flotację frakcjonowaną, zgodnie ze schematem przedstawionym na rysunku 4, a koncentraty zbierano w następujących odstępach czasu: 1, 3, 6, 12 i 20 minut, odpowiednio dla Koncentratów: K1, K2, K3, K4 i K5. Ostatnim produktem był materiał, który pozostał w komorze – Odpad.



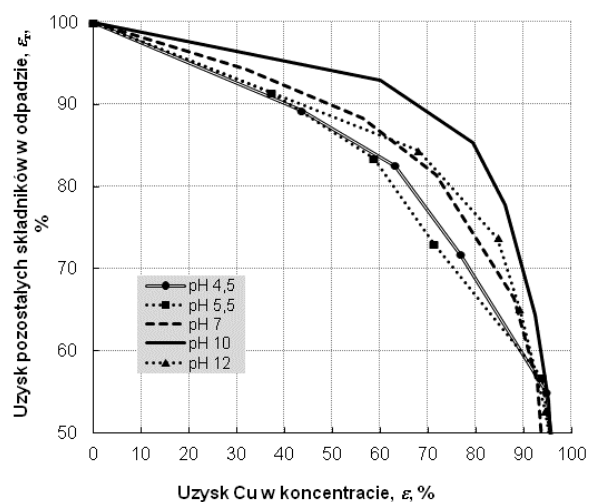
Rys. 4. Schemat testów flotacyjnych



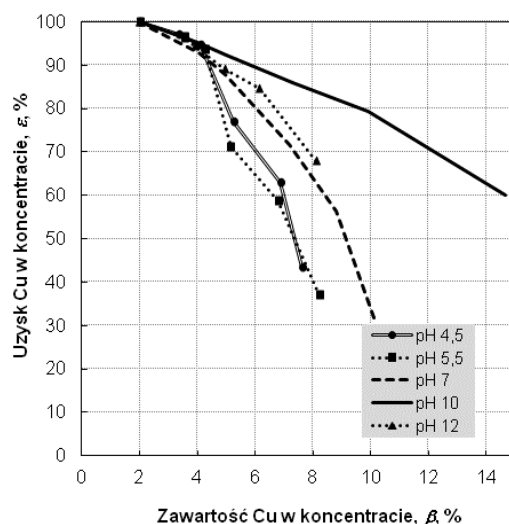
Po zakończeniu eksperymentów, każdy z produktów – pięć koncentratów oraz odpad przesączano i przemywano wodą na sączkach laboratoryjnych, w celu zmniejszenia ilości zanieczyszczeń pochodzących z wody technologicznej w produktach flotacji, a następnie po wysuszeniu poddano je analizie w spektrometrze XRF na zawartość pierwiastka miedzi.

### 3. Omówienie wyników badań

Na podstawie wyników eksperymentów opracowane zostały bilanse, które wykorzystano do opracowania graficznej interpretacji testów flotacyjnych w postaci krzywych wzbogacalności: Halbicha oraz Feuerstenua'a (rys. 5 i 6)



Rys. 5. Krzywe wzbogacania Feuerstenua'a otrzymane z testów w zależności od pH zawiesiny flotacyjnej



Rys. 6. Krzywe wzbogacania Halbicha otrzymane z testów w zależności od pH zawiesiny flotacyjnej

W tabeli 2 zestawiono wybrane parametry zawiesiny i wskaźniki technologiczne uzyskane w poszczególnych testach flotacyjnych w zależności od zmiany wartości pH.

**Wartości wybranych wskaźników uzyskane w testach flotacyjnych  
w zależności od pH zawiesiny flotacyjnej**

Tabela 2

Nr flotacji	Parametr								
	pH	Eh	$\alpha$	$\beta_{K1}$	$\gamma_{K1}$	$\varepsilon_{K1}$	$\beta$	$\nu$	$\varepsilon_0$
	[-]	[V]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]	[%]
F1	7	-430	1,97	10,09	6,20	31,83	4,06	0,26	7,23
F2	10	-230	1,99	14,67	8,16	60,14	4,02	0,18	4,88
F3	12	-195	1,99	8,11	16,64	67,88	3,54	0,16	3,79
F4	4,5	-480	2,00	7,61	11,43	43,50	3,37	0,14	3,01
F5	5,5	-450	2,02	8,22	9,11	37,10	3,57	0,16	3,54

gdzie:

$\alpha$  – zawartość Cu w nadawie obliczona na podstawie bilansu produktów,

$\beta_{K1}$  – zawartość Cu w pierwszej frakcji koncentratu (czas prowadzenia testu – 1 min),

$\gamma_{K1}$  – wychód pierwszej frakcji koncentratu (czas prowadzenia testu – 1 min),

$\varepsilon_{K1}$  – uzysk Cu w pierwszej frakcji koncentratu (czas prowadzenia testu – 1 min),

$\beta$  – zawartość Cu w połączonych wszystkich frakcjach koncentratów (K1÷K5, czas prowadzenia testu – 30 min),

$\nu$  – zawartość Cu w odpadach,

$\varepsilon_0$  – straty Cu w odpadach.

Ruda poddana testom flotacyjnym charakteryzowała się stosunkowo wysoką zawartością miedzi ( $\alpha$ ). Zawartość składnika użytecznego, zarówno oznaczona w próbce rudy przeznaczonej do flotacji, jak i obliczona z bilansu produktów poszczególnych flotacji wynosiła około 2%.

Analizując zestawienie podstawowych wskaźników w tabeli 2 można zauważyć istotny wpływ wartości pH na wyniki prowadzonych testów flotacyjnych. Spośród wszystkich pięciu flotacji najbardziej efektywnym pH dla badanej próbki rudy okazało się pH=10, ponieważ zawartość pierwiastka miedzi w pierwszym koncentracie była wyraźnie najwyższa i wynosiła 14,67%, przy wartości uzysku  $\varepsilon_{K1}=60,14\%$ . Zawartość Cu w odpadach wyniosła jedynie 0,18%. Jest to zdecydowanie najlepszy wynik w porównaniu z pozostałymi flotacjami. Otrzymane wyniki sugerują, że flotacja przeprowadzona w tak przyjętym reżimie odczynnikowym wpłynęła pozytywnie na końcowy efekt technologiczny. Uzyskano wysoką jakość koncentratu przy

stosunkowo dużym jego uzysku, co jest warunkiem koniecznym dla prowadzenia efektywnej flotacji czyszczącej w kolejnych etapach wzbogacania rudy.

W przypadku flotacji prowadzonej tradycyjnie, bez zmiany poziomu pH (pH=7) zawartość miedzi w pierwszym wyflotowanym produkcie wyniosła zaledwie około 10%, natomiast uzysk Cu w tym koncentracie był prawie o połowę niższy niż dla flotacji F2 i wyniósł  $\varepsilon_{K1}=31,83\%$ . Odpady również okazały się jakościowo dużo gorsze, znalazło się w nich o około 0,08% więcej pierwiastka Cu ( $\vartheta=0,26\%$ ). Oznacza to, że w procesie flotacji bez użycia modyfikatora pH, stracono dużą ilość składnika użytecznego w odpadach oraz otrzymano znacznie gorszą jakość koncentratu końcowego.

Porównując odpady flotacyjne z wszystkich testów można stwierdzić, że dla flotacji F1 – bez dodatku odczynników modyfikujących pH, uzyskano odpady o najgorszej jakości. Zarówno obniżenie, jak i podwyższenie poziomu pH przyniosło natomiast efekt w postaci czystszych odpadów (0,14-0,18%).

Testy flotacyjne (F3) dla pH=12, czyli mocno zasadowego oraz pH=4,5 i pH=5,5 – kwaśnego dały bardzo zbliżone wyniki jakościowe. Zawartość miedzi w pierwszym koncentracie znajdowała się na poziomie około 8%, a w odpadach wyniosła około 0,16%. Jakość odpadów była nieznacznie wyższa dla tego zakresu pH, niż dla pH=10. Natomiast zawartość miedzi w koncentraty była dużo niższa. Wartość uzysku Cu dla flotacji F3 w pierwszym koncentracie jest najwyższa, jednak jest to wynikiem wyflotowania w tych warunkach (pH=12) dużej ilości ziaren o niskiej jakości oraz płonnych, co świadczy o pogarszającej się selektywności flotowanych koncentratów. Zastosowanie odczynu mocno zasadowego (pH=12) mogłoby być uzasadnione w przypadku flotacji głównej, w której oczekuje się czystych opadów końcowych.

Najgorsze wyniki zawartości pierwiastka Cu w koncentracie K1 uzyskano dla testu flotacyjnego o najniższym pH zawiesiny – 4,5 (F4), ale w tym przypadku odpady okazały się być najczystszyimi spośród wszystkich przeprowadzonych flotacji ( $\vartheta=0,14\%$ ). Ten rozbieżny wynik w jakości produktów flotacyjnych może być wywołany w warunkach obniżonego pH synergia czynników związanych z ługującym efektem działania kwasu siarkowego na ziarna mineralne oraz degradującym na odczynnik zbierający – ksantogian. Mimo to, spośród badanych trzech odczynów – obojętnego, zasadowego oraz kwaśnego, najefektywniejszym okazał się odczyn zasadowy, który pozwolił na uzyskanie najkorzystniejszych wyników produktów końcowych, zarówno jakościowych jak i ilościowych.

Wraz ze wzrostem wartości pH rośnie potencjał utleniająco-redukcyjny (Eh), co oznacza to, że przy najbardziej kwaśnym odczynie zawiesiny, czyli dla najniższej wartości Eh, flotowalność siarczków miedzi jest najgorsza.

Analizując przebieg krzywych wzbogacania (rys. 5 i 6) najskuteczniej wzbogacała się ruda miedzi przy pH równym 10. Również w tym przypadku najwyższy jest wskaźnik selektywności rozdziału składników surowca. Poniżej krzywej dla pH=10, a więc bliżej prostej braku wzbogacania, znajdują się krzywe dla pH równego 12 oraz 7, które wskazują na gorszy, ale nadal korzystny przebieg i rozdział składników badanej rudy. Najmniej korzystnym

przebiegiem charakteryzują się krzywe dla pH kwaśnego. Ich kształt wskazuje, że surowiec wzbogacał się gorzej w porównaniu do pozostałych testów.

Po przeanalizowaniu wszystkich otrzymanych wyników oraz ich graficznych interpretacji: krzywych wzbogacalności Feuerstenu'a oraz Halbicha można jednoznacznie stwierdzić, że użycie modyfikatorów pH miało istotny wpływ na końcowe wyniki przeprowadzonych testów flotacyjnych. Najkorzystniejsze wyniki wzbogacalność badanej rudy uzyskano dla odczynu zasadowego, a dokładnie dla pH równego 10, natomiast najgorsze rezultaty zarówno pod względem jakościowym, jak i ilościowym, a także selektywności rozdziału uzyskano dla pH kwaśnego (testy F4 i F5).

#### 4. Podsumowanie

Analizie porównawczej poddano wyniki testów flotacyjnych wykonanych dla rudy miedzi pochodzącej z jednego z Zakładów O/ZWR KGHM Polska Miedź S.A. Badanym czynnikiem był odczyn zawiesiny flotacyjnej regulowany za pomocą odpowiednio dobranych modyfikatorów. Otrzymane wyniki doświadczeń pozwoliły na sformułowanie poniższych wniosków:

1. Zmiana wartości pH zawiesiny miała istotny wpływ na jakość oraz ilość otrzymanych koncentratów i odpadów w poszczególnych testach. Ostatecznie najkorzystniejsze wyniki uzyskano dla zawiesiny o wartości pH=10. Koncentrat charakteryzował się najwyższą jakością (14,67% Cu) oraz niską zawartością miedzi w odpadach (0,18%). Związane jest to z efektywnym działaniem odczynnika zbierającego – ksantogenianu w środowisku alkalicznym, ponieważ ich wodne roztwory ulegają dysocjacji, co pozwala na prawidłową hydrofobizację powierzchni minerałów oraz właściwe oddziaływanie z odczynnikiem pianotwórczym.
2. Najgorszą efektywność wykazały testy dla zawiesiny o odczynie kwaśnym (F4 i F5). Zawartość miedzi w koncentratkach K1 z tych flotacji była najniższa. Bardzo niekorzystne wyniki dla koncentratów mogą być spowodowane brakiem dysocjacji odczynnika zbierającego w środowisku kwaśnym, tym samym obniżając jego użyteczność jako zbieracza.
3. W czasie trwania eksperymentów zaobserwowano wpływ pH na obraz piany flotacyjnej. Zauważono, że dla flotacji o odczynie zasadowym barwa powstałej piany była ciemno szara, natomiast w przypadku środowiska kwaśnego odcień był bardziej zbliżony do brązowego. Widoczna była również różnica w wielkości pęcherzyków powietrza powstałych na powierzchni zawiesiny flotacyjnej w komorze. W przypadku odczynu zasadowego piana posiadała duże, trwałe pęcherzyki szczególnie widoczne w trakcie zbierania pierwszych koncentratów, natomiast przy flotacjach o odczynie kwaśnym powstałe pęcherzyki były znacznie mniejsze, a piana uboższa. To potwierdza słuszność wprowadzania wizyjnych systemów rejestracji piany flotacyjnej do sterowania reżimem odczynnikowym procesu flotacji.
4. Porównując jakość odpadów flotacyjnych z poszczególnych testów można stwierdzić, że dla flotacji nr 1 – bez dodatku odczynników modyfikujących pH, uzyskano odpady

o najgorszej jakości ( $\mathcal{D}=0,26\%$ ). Natomiast zarówno w przypadku obniżenia pH zawiesiny do odczynu kwaśnego, jak i podniesienia jego wartości do odczynu zasadowego, jakość odpadów zdecydowanie się poprawia. Zastosowanie modyfikatorów pH przyniosło pozytywny efekt w postaci obniżenia strat składnika użytecznego w odpadach.

5. Wraz ze wzrostem stężenia jonów  $H^+$  (podniesienie pH) wzrasta potencjał utleniająco-redukcyjny (Eh). W środowisku kwaśnym zwiększają się zdolności utleniające, które nie wpływają korzystnie na produkty flotacji o czym świadczą niskiej jakości koncentraty pianowe uzyskiwane w początkowym etapie flotacji.
6. Opracowane krzywe wzbogacalności zarówno Halbicha, jak i Fuerstenaua potwierdziły swój najkorzystniejszy przebieg dla testu flotacyjnego przeprowadzonego w środowisku zasadowym, przy pH równym 10.

Podsumowując, zrealizowane badania wykazały, że zmiana wartości pH z obojętnego na bardziej alkaliczny wpłynęła pozytywnie na jakość produktów końcowych procesu flotacji, dając przy tym równie zadowalające wyniki ilościowe. Ze względu na różnorodność i zmienność mineralogiczną eksploatowanych typów rud miedzi ważnym aspektem powinien być stały i optymalny dobór tego parametru w procesie flotacji, ponieważ jak pokazują badania ma on istotny wpływ na jakość uzyskiwanych produktów.

## Literatura

1. Gaudin A. M.: Flotacja. Tłum. z II wydania oryginału: J. Olszewski, T. Piaseczny. Wyd. Śląsk, Katowice, 1963
2. Laskowski J.: Wzbogacanie flotacyjne. Poradnik górnika. t. V. Katowice, Wyd. Śląsk, 1976
3. Leja J.: Surface Chemistry of Froth Flotation. Plenum Press, New York and London, 1982
4. Drzymała J.: Podstawy mineralurgii. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, 2001
5. Łuszczkiewicz A., Wieniewski A.: Kierunki rozwoju technologii wzbogacania rud w krajowym przemyśle miedziowym. *Górnictwo i Geoinżynieria*, Rok 30, Zeszyt 3/1, 2006, 181-196
6. Wills B.A., Napier-Munn T.J.: Will's Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recover. Elsevier Science & Technology Books, 2006
7. Bulatovic M.S.: Handbook of Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores, Elsevier Science & Technology Book, Kanada, 2007
8. Zarudzka E.: Fizykochemiczne właściwości minerałów siarczkowych. Rozprawa doktorska, Politechnika Wrocławska Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wrocław, 2010

9. Blaschke Z., Brożek M., Ociepa Z., Tumidajski T.: *Górnictwo cz. V. Zarys technologii procesów przerobczych*. Wyd.2, Skrypty uczelniane, Nr 931, Wydawnictwo AGH, Kraków, 1983
10. Bakalarz A., Duchnowska M., Konieczny A., Kasińska-Pilut E., Pawlos W., Kaleta R., Kowalczyk P., Drzymała J., Łuszczkiewicz A.: Kinetyka laboratoryjnej flotacji rudy miedzi z ZWR Polkowice po mieleniu w obecności mielników o różnym składzie chemicznym. *Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud nr 2, Polkowice 2015, 55-70*
11. Kupka N.: Chemistry of scheelite impact of pH modifier and interacion with depressant. Helmholtz Institute Freiberg for Resource Technology, Wisla, 2017
12. Muzenda E., Afolabi A.S., Abdulkareem A.S., Ntuli F.: Effect of pH on the Recovery and Grade of Base Metal Sulphides (PGMs) by Flotation, *Proceedings of the World Congress on Engineering and Computer Science, San Francisco 2011, 19-21*
13. Joseph-Soly S., Quast K., N. Connor J.N.: Effects of Eh and pH on the oleate flotation of iron oxides. *Minerals Engineering 83 (2015) 97–104*
14. Feng Q., Wen S., Zhao W., Liu J., Liu D.: Effect of Ph on Surface Characteristics and Flotation of Sulfidized Cerussite. *Physicochem. Probl. Miner. Process. 52(2), 2016, 676–689*
15. Silin I., Hahn K.M., Gürsel D., Kremer D., Gronen L., Stopič S., Friedrich B., Hermann Wotruba H.: Mineral Processing and Metallurgical Treatment of Lead Vanadate Ores. *Minerals 2020, 10, 197*
16. Potulska A.: Wpływ drobnego mielenia na flotację krajowych rud miedzi. *Rozprawa doktorska, Politechnika Wrocławska Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wrocław, 2008*
17. Pązik P.M., Drzymała J., Kowalczyk P.B.: Flotacja łupka miedzionośnego w zależności od pH w wodzie technologicznej. *Łupek miedzionośny II, WGGG P.Wr., Wrocław, 2016, 118–122*
18. Kiędracha M., Drzymała J.: Flotacja łupka miedzionośnego w zależności od pH regulowanego nietypowymi reagentami. *Łupek miedzionośny II, WGGG P.Wr., Wrocław, 2016, 123–126*

## **Analiza śladu węglowego produkcji energii elektrycznej w elektrowni węglowej z uwzględnieniem technologii usuwania CO<sub>2</sub>**

**Maciej Weiss** - Główny Instytut Górnictwa

**Marcin Lutyński** - Politechnika Śląska

**Streszczenie:** W rozdziale przedstawiono analizę ilości wyemitowanych do środowiska gazów cieplarnianych wytworzonych podczas pozyskiwania paliwa, produkcji i transportu materiałów wykorzystywanych przy produkcji oraz samej produkcji energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej z uwzględnieniem całego łańcucha operacji technologicznych, w tym procesów Carbon Capture and Storage oraz Carbon Capture and Utilization. Analiza ilości wyemitowanych do środowiska gazów cieplarnianych została wykonana na podstawie zaproponowanej metody badawczej śladu węglowego.

### **Analysis of carbon footprint during production of electricity in a coal power plant with use of CO<sub>2</sub> capture technology**

**Abstract:** The chapter presents an analysis of the amount of greenhouse gases emitted into the environment during fuel acquisition, production and transportation of materials used in production of electricity in a conventional pulverized coal power plant taking into account the entire chain of technological operations, including Carbon Capture and Storage as well as Carbon Capture and Utilization processes. The analysis of the amount of greenhouse gases emitted into the environment was made on the basis of the proposed carbon footprint testing method.

#### **1. Wstęp**

Polska produkcja energii elektrycznej w głównej mierze opiera się na węglu kamiennym i węglu brunatnym. Wynika to m.in. z faktu, że Polska posiada własne zasoby tych surowców, co w dużym stopniu uniezależnia ją od importu energii.

Produkcja energii elektrycznej z węgla kamiennego powoduje szereg negatywnych oddziaływań na środowisko m.in. degradację terenu, zanieczyszczenie wód, zużycie złóż kopalin energetycznych, lecz przede wszystkim emisje zanieczyszczeń do atmosfery, w tym gazów cieplarnianych.

Patrząc na przyjęte cele polityki energetycznej oraz statystykę produkcji energii elektrycznej i wydobyć węgla kamiennego w Polsce (w 2018 roku z węgla kamiennego wyprodukowano 83,5 TWh energii elektrycznej, co stanowi 49,1% całej produkcji) [1], chcąc nadal korzystać z węgla jako podstawowego surowca energetycznego, będzie potrzeba wdrożenia odpowiednich metod i technologii redukcji emisji gazów cieplarnianych powstających przy produkcji energii elektrycznej. Zakłada się, że technologie typu Carbon Capture and Storage (zwaną dalej technologią CCS) oraz Carbon Capture and Utilization

(zwaną dalej technologią CCU) są technologiami bezemisyjnymi, gdyż wychwycony gaz cieplarniany ( $\text{CO}_2$ ) może zostać trwale zdeponowany pod ziemią (technologia CCS) lub użyty w innych procesach do produkcji np. paliwa (technologia CCU). Oprócz przeszkód technologicznych w zastosowaniu wyżej wymienionych procesów jest także aspekt dużej chłonności energetycznej, która prowadzi do emisji pośrednich gazów cieplarnianych.

Celem niniejszego rozdziału jest analiza ilości wyemitowanych do środowiska gazów cieplarnianych wytworzonych podczas cyklu produkcji energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej z uwzględnieniem całego łańcucha operacji technologicznych procesów CCS oraz CCU.

Analiza ilości wyemitowanych do środowiska gazów cieplarnianych została przeprowadzona na podstawie zaproponowanej metody badawczej „od kołyski do bramy” obliczania śladu węglowego.

## 2. Analiza śladu węglowego produkcji energii elektrycznej

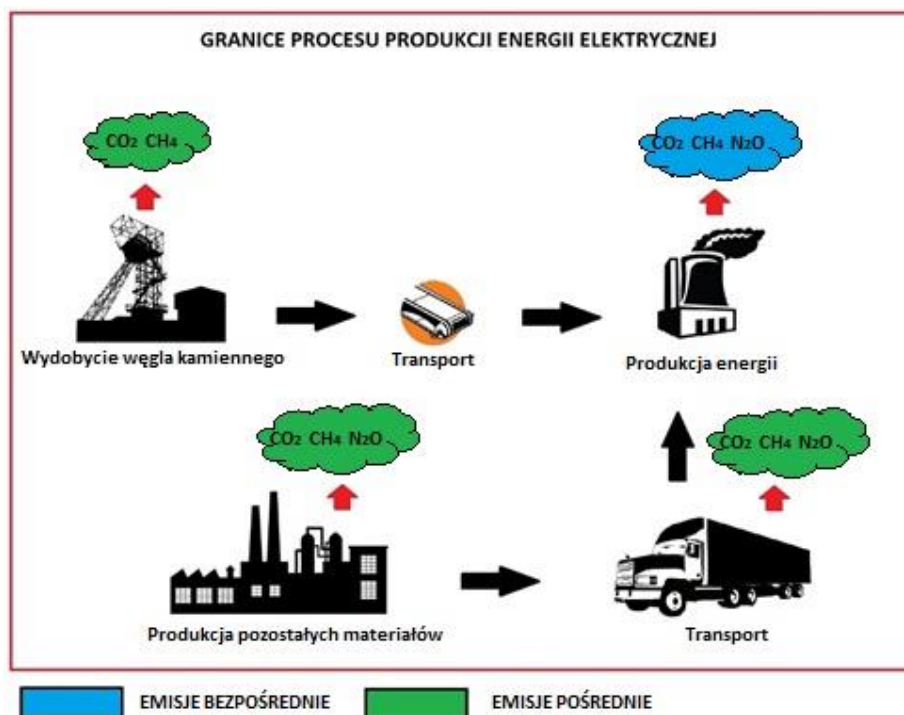
Nazwa ślad węglowy (Carbon Footprint CF) powstała na Konferencji Klimatycznej w Kyoto w 1997 roku i skupia się na wyliczaniu całkowitej emisji gazów cieplarnianych podczas pełnego cyklu życia produktu, usługi, obiektu czy procesu. Obliczona wielkość emisji podawana jest w ekwiwalencie dwutlenku węgla –  $\text{tCO}_2\text{eq}$  (tona ekwiwalentu dwutlenku węgla emisji różnych gazów cieplarnianych) [2, 3].

Obliczono i porównano ślad węglowy wyprodukowania energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej bez/z technologią CCS i CCU. Obliczenia dokonano dla zakresu czasowego wynoszącego jeden rok (2016) oraz dla regionu geograficznego – terytorium Polski. Jednostka funkcjonalna jaka została użyta przy obliczeniach – wyprodukowanie 1 MWh energii elektrycznej. W obliczeniach śladu węglowego produkcji energii elektrycznej, oprócz procesu produkcji energii elektrycznej uwzględniono również wydobywanie i transport węgla kamiennego oraz produkcję i transport pozostałych materiałów niezbędnych przy produkcji energii elektrycznej. Do obliczenia śladu węglowego wytwarzania poszczególnych materiałów użytych w procesie produkcji energii elektrycznej wykorzystano wskaźniki z bazy danych ECOINVENT DATA v2.2. 2010 - lokalizacji Europa 00 oraz lokalizacja Europa 99. Emisję z wydobywania węgla kamiennego obliczono na podstawie wytycznych i wskaźników przedstawionych przez Intergovernmental Panel on Climate Change (IPCC) oraz danych z Kopalni Węgla Kamiennego Bolesław Śmiały. Natomiast emisję z transportu drogowego i kolejowego obliczono na podstawie wytycznych i wskaźników Intergovernmental Panel on Climate Change (IPCC), średniego spalania (zadeklarowanego przez producenta ciągnika siodłowego/lokomotywy) oraz wartości energetycznej oleju napędowego.

Pierwsza analiza śladu węglowego produkcji energii elektrycznej (rys. 1) została przeprowadzona na podstawie konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej TAURON Wytwarzanie Spółka Akcyjna – Oddział Elektrownia Łaziska w Łaziskach Górnych [4]. Do analizy wykorzystano dane od stycznia 2016 roku do grudnia 2016 roku. W tym okresie



elektrownia Łaziska wyprodukowała 3 932 115,3 MWh energii elektrycznej oraz 531 794 GJ energii cieplnej i zużyła do tego celu: 1 867 531,9 Mg węgla kamiennego; 11 034,95 Mg ciężkiego oleju opałowego; 3552,96 Mg wody amoniakalnej; 7617 Mg oleju napędowego; 46 884 Mg sorbentu IOS ( $\text{CaCl}_2$  chlorek wapnia); 11 262,140 Mg sorbentu NID ( $\text{NaOH}$  wodorotlenek sodu).



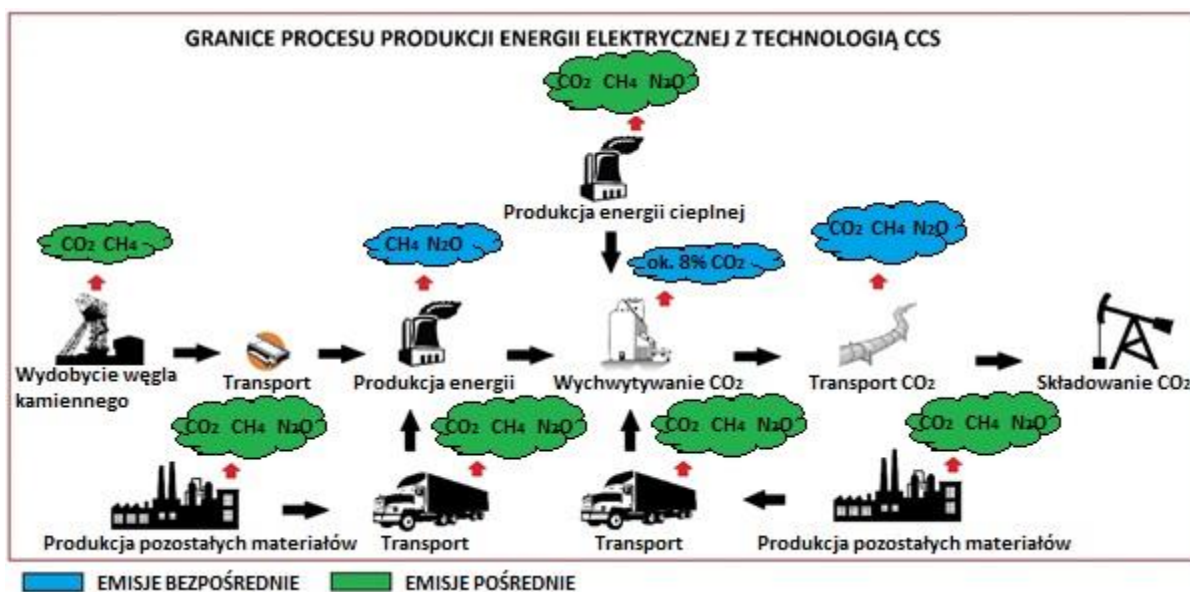
Rys. 1. Graficzne przedstawienie procesu produkcji energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej [opracowanie własne]

Przy obliczeniach przyjęto następujące założenia:

- elektrownia Łaziska zużywa wyłącznie węgiel dostarczony z KWK Bolesław Śmiały,
- węgiel kamienny transportowany jest do elektrowni Łaziska wyłącznie za pomocą przenośnika taśmowego, który łączy KWK Bolesław Śmiały z elektrownią Łaziska [5],
- pozostałe materiały wykorzystywane w procesie produkcji energii elektrycznej dostarczane są do elektrowni transportem drogowym lub transportem kolejowym,
- gazy cieplarniane powstające w procesie wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej oraz w procesach towarzyszących, które zapewniają prawidłowe funkcjonowanie elektrowni emitowane są do środowiska,

- proces produkcji energii elektrycznej, ciepłej i materiałów niezbędnych do produkcji energii elektrycznej w elektrowni Łaziska, przebiega bez późniejszego wykorzystania lub utylizacji odpadów poprodukcyjnych,
- w obliczeniach śladu węglowego nie zostały uwzględnione następujące procesy: budowa, rozbudowa, remont oraz likwidacja infrastruktury elektrowni Łaziska oraz infrastruktury przedsiębiorstw produkujących materiały niezbędne do produkcji energii elektrycznej.

Druga analiza tzn. ślad węglowy konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej wyposażonej w technologię CCS (rys. 2) został obliczony na podstawie danych z TAURON Wytwarzanie Spółka Akcyjna – oddział Łaziska w Łaziskach Górnych, gdzie funkcjonuje pilotowa instalacja do usuwania CO<sub>2</sub> ze spalin metodą absorpcji aminowej [6, 7]. Założono, że instalacja pilotowa będzie usuwać 92% emitowanego CO<sub>2</sub>. Emisje z procesu transportu CO<sub>2</sub> z miejsca wychwytywania do miejsca składowania obliczono na podstawie projektu demonstracyjnego CCS Jämschwalde we wschodnich Niemczech, który realizowany był przez firmę Vattenfall (analogicznie jak w projekcie założono transport CO<sub>2</sub> za pomocą rurociągu o długości 52 km) [8, 9]. Natomiast emisje z procesu składowania CO<sub>2</sub> obliczono na podstawie projektu Recopol, który był prowadzony przez Główny Instytut Górnictwa w Katowicach (założono, że całość wychwyconego CO<sub>2</sub> będzie składowane) [10].



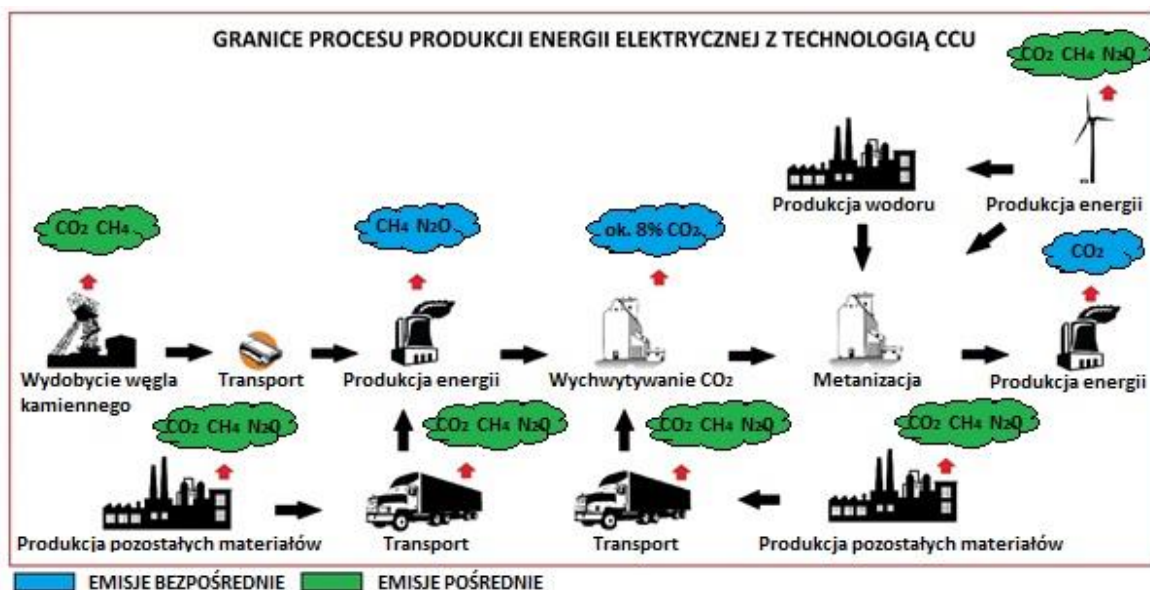
Rys. 2. Graficzne przedstawienie procesu produkcji energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej z technologią CCS [opracowanie własne]

Przy obliczeniach przyjęto następujące założenia:

- do wychwyty wykorzystywany jest sorbent w postaci Amin MEA – monoetanolaminy 30% (etanolaminy) [11],

- założono ubytek sorbentu w ilości 1% masy całkowitej,
- transport drogowy lub kolejowy sorbentu,
- sprężanie CO<sub>2</sub> za pomocą 5-cio stopniowej sprężarki [12],
- w przypadku sprężania CO<sub>2</sub> odzyskujemy dodatkową energię cieplną, a energia elektryczna wykorzystywana do sprężania pochodzi z elektrowni Łaziska [13],
- ze wstępnych obliczeń wynika, iż przy zastosowaniu technologii CCS w elektrowni Łaziska zabraknie energii cieplnej. Przyjęto dostawę niezbędnej energii cieplnej z ciepłowni napędzanej gazem ziemnym. W obliczeniach nie uwzględniono strat ciepła podczas procesu transportu.
- zużycie energii elektrycznej i oleju napędowego w procesie transportu CO<sub>2</sub>. Energia elektryczna służy do zasilania urządzeń pomiarowych i zabezpieczających cały proces (energia elektryczna pochodzi z elektrowni Łaziska), a olej napędowy jest zużywany przez zespoły serwisujące rurociąg,
- zużycie energii elektrycznej w procesie składowania CO<sub>2</sub>. Energia elektryczna pochodzi z elektrowni Łaziska,
- w obliczeniach śladu węglowego nie zostały uwzględnione następujące procesy: budowa, rozbudowa, remont oraz likwidacja infrastruktury elektrowni Łaziska, infrastruktury technologii CCS oraz infrastruktury przedsiębiorstw produkujących materiały niezbędne do produkcji energii elektrycznej.

Trzecia analiza tzn. ślad węglowy konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej z technologią CCU (rys. 3) obejmował proces wychwytywania CO<sub>2</sub>, który został obliczony w taki sam sposób, jak w przypadku technologii CCS. Natomiast proces wykorzystania CO<sub>2</sub> obliczono na podstawie procesu metanizacji CO<sub>2</sub> [14, 15]. Dla celów obliczeniowych założono produkcję wodoru w procesie elektrolizy wody [16, 17]. Założono, że energia elektryczna potrzebna do produkcji wodoru oraz energia elektryczna wykorzystywana przy produkcji metanu w reaktorze metanizacji pochodzi z farm wiatrowych. Z wyprodukowanego metanu obliczono potencjalną produkcję energii elektrycznej oraz energii cieplnej przez spalanie metanu w agregacie kogeneracyjnym [18]. Etap transportu CO<sub>2</sub> został pominięty, ponieważ założono budowę instalacji na terenie elektrowni.



Rys. 3. Graficzne przedstawienie procesu produkcji energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej z technologią CCU [opracowanie własne]

Przy obliczeniach przyjęto następujące założenia:

- technologia wychwytu  $\text{CO}_2$  jak w drugiej analizie,
- produkcja wodoru za pomocą elektrolizy PEM,
- aby proces produkcji wodoru był opłacalny oraz aby jak najmniej oddziaływał na środowisko, założono produkcję energii elektrycznej (niezbędnej w procesie) w elektrowniach wiatrowych,
- produkcja metanu z dwutlenku węgla i wodoru odbywa się za pomocą metody katalitycznej; założono wykorzystanie reaktora ze złożem nieruchomym,
- możliwość sprzedaży nadwyżki wyprodukowanej energii cieplnej (reakcja metanizacji jest reakcją wysoce egzotermiczną),
- energia elektryczna wykorzystywana do produkcji metanu również pochodzi z elektrowni wiatrowych. Pobór energii elektrycznej odbywa się w tych samych godzinach, co w przypadku produkcji wodoru,
- produkcja energii elektrycznej z wyprodukowanego metanu przebiega poprzez spalanie metanu w agregacie kogeneracyjnym. Dodatkowa możliwość sprzedaży nadwyżek energii elektrycznej i cieplnej,

- w obliczeniach śladu węglowego nie zostały uwzględnione następujące procesy: budowa, rozbudowa, remont oraz likwidacja infrastruktury elektrowni Łaziska, infrastruktury technologii CCU oraz infrastruktury przedsiębiorstw produkujących materiały niezbędne do produkcji energii elektrycznej.

We wszystkich trzech analizach nie uwzględniono przerw w produkcji i dodatkowych emisji wywołanych przez naprawy serwisowe oraz awarie.

### 3. Wyniki

Pierwsza analiza wykazała, że ślad węglowy wyprodukowania 3 932 115,3 MWh energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej przy uwzględnieniu produkcji materiałów i transporcie drogowym/transporcie kolejowym wyprodukowanych materiałów do elektrowni wynosi 4 371 246,439/4 371 246,712 tCO<sub>2</sub>eq, co daje nam około 1,1117 tCO<sub>2</sub>eq/MWh. Odejmując zapotrzebowanie na energię elektryczną i ciepłą, która jest niezbędna w procesie produkcji, elektrownia może sprzedać konsumentom indywidualnym 3 482 522,62 MWh energii elektrycznej i 240 042,137 GJ energii cieplnej.

Kolejna analiza wykazała, że ślad węglowy wyprodukowania 3 932 115,3 MWh energii elektrycznej w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej z technologią CCS przy uwzględnieniu produkcji materiałów i transporcie drogowym/transporcie kolejowym wyprodukowanych materiałów do elektrowni wynosi 1 440 039,589/1 440 034,907 tCO<sub>2</sub>eq, co daje nam około 0,3662 tCO<sub>2</sub>eq. Odejmując zapotrzebowanie na energię elektryczną i ciepłą, która jest niezbędna w procesie produkcji, elektrownia może sprzedać konsumentom indywidualnym 1 450 501,262 MWh energii elektrycznej.

Trzecia analiza wykazała, że ślad węglowy wyprodukowania 29 671 692,141 MWh energii elektrycznej (produkcja w elektrowni oraz produkcja w układzie kogeneracyjnym) w konwencjonalnej pyłowej elektrowni węglowej z technologią CCU przy uwzględnieniu produkcji materiałów i transporcie drogowym/transporcie kolejowym wyprodukowanych materiałów do elektrowni wynosi 1 143 131,537/1 143 126,855 tCO<sub>2</sub>eq, co daje nam około 0,0385 tCO<sub>2</sub>eq/MWh. Odejmując zapotrzebowanie na energię elektryczną i ciepłą, która jest niezbędna w procesie produkcji, elektrownia może sprzedać konsumentom indywidualnym 19 308 001,02 MWh energii elektrycznej i 96 947 689,683 GJ energii cieplnej.

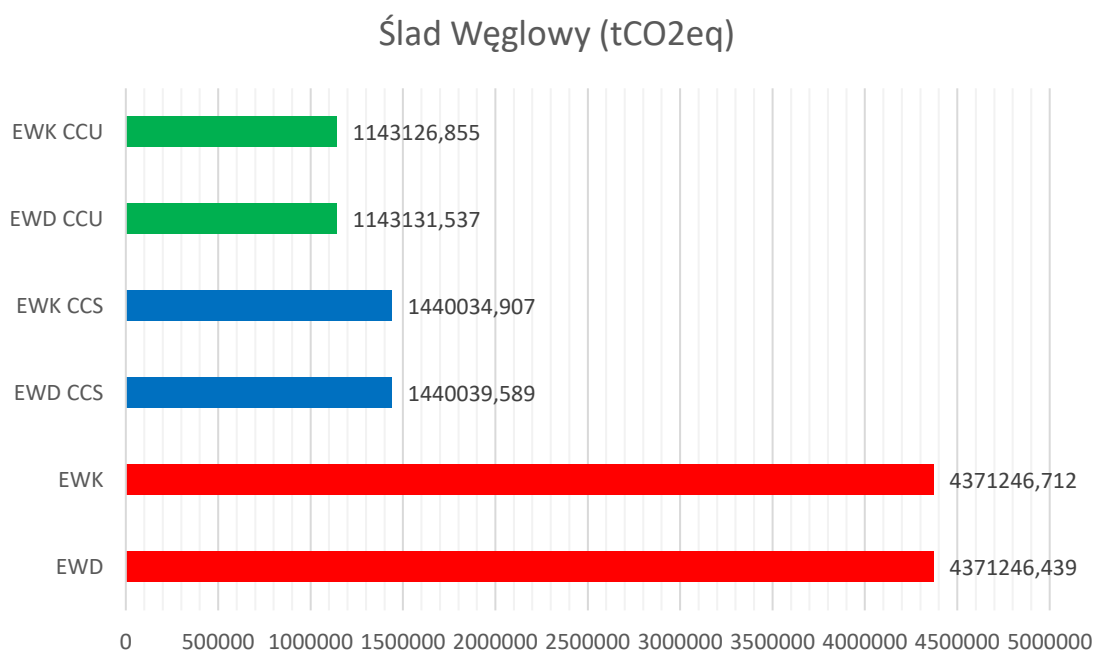
Dodatkowo obliczono niepewność oszacowania wyniku obliczeń emisji gazów cieplarnianych z etapu produkcji materiałów i energii cieplnej wykorzystywanych w procesie produkcji energii elektrycznej według zaleceń [19, 20]. Obliczona niepewność wynosi +/- 5,2%. Zgodnie z przedziałami oceny dokładności danych stosowanych w protokole GHG narzędzie niepewności, dane emisji gazów cieplarnianych użyte do obliczeń śladu węglowego produkcji energii elektrycznej, pod względem jakości traktuje się jako dobre (+/- 15%). Największą niepewność, co do jakości, mają dane obrazujące wydobycie węgla kamiennego (+/- 8,6%).

#### 4. Wnioski

We wszystkich trzech przypadkach najwięcej energii elektrycznej wyprodukowane zostanie w instalacji wyposażonej w technologię CCU, a najmniej w instalacji wyposażonej w technologię CCS. Spowodowane jest to faktem, że w przypadku technologii CCU nie ma możliwości wyprodukowania dodatkowej energii elektrycznej, natomiast w przypadku technologii CCS należy zużyć więcej energii elektrycznej w celu zapewnienia prawidłowego funkcjonowania tej technologii.

Instalacja wyposażona w technologię CCU wyprodukuje najwięcej energii elektrycznej, ale również ta instalacja do prawidłowego funkcjonowania zużyje najwięcej tej energii. Spowodowane jest to produkcją energii elektrycznej i ciepłej z metanu w układzie kogeneracyjnym, w którym prawie 1/5 wyprodukowanej energii elektrycznej jest przeznaczona do pokrycia własnego zapotrzebowania na energię elektryczną.

Oczywiście największy ślad węglowy procesu produkcji energii elektrycznej (rys. 4) obliczony został dla instalacji, która nie została wyposażona w technologię usuwania dwutlenku węgla. Na drugim miejscu pod względem wielkości śladu węglowego jest instalacja wyposażona w technologię CCS. Jest to spowodowane koniecznością zakupu dodatkowej energii ciepłej u zewnętrznych producentów, bowiem moce takiej instalacji nie pozwalają zaspokoić własnych potrzeb. Najmniejszy ślad węglowy jest w instalacji wyposażonej w technologię CCU. W tym przypadku ilość wyprodukowanej energii elektrycznej oraz energii ciepłej wystarcza na potrzeby własne oraz na sprzedaż nadwyżek.



Rys. 4. Całkowity ślad węglowy produkcji energii elektrycznej w analizowanych instalacjach (EW - elektrownia węglowa, D - transport drogowy, K - transport kolejowy) [opracowanie własne]

Również w przypadku śladu węglowego produkcji 1 MWh energii elektrycznej zawsze będzie on najmniejszy w instalacji wyposażonej w technologię CCU, gdyż sumaryczna ilość wyprodukowanej energii jest największa (biorąc pod uwagę wszystkie nośniki). Jednak należy zaznaczyć, że w instalacji z technologią CCU, zawsze konieczne będzie wykorzystanie dodatkowej energii elektrycznej pochodzącej z OZE (do produkcji wodoru i metanu). Produkcja wodoru i metanu w godzinach nocnych pozwoli na wykorzystanie nadwyżek energii elektrycznej o tej porze, a co za tym idzie nie będzie konieczności obniżenia produkcji energii elektrycznej w godzinach, w których zmniejsza się zapotrzebowanie konsumentów na energię elektryczną.

### Literatura

1. Macuk R.: Transformacja energetyczna w Polsce. Forum Energii 2019.
2. Konieczny P., Mroczek E., Kucharska M.: Ślad węglowy w zrównoważonym łańcuchu żywnościowym i jego znaczenie dla konsumenta żywności. *Journal of Agribusiness and Rural Development* 2013. 3(29), pp.51-64.
3. Kulczycka J., Wernicka M.: Zarządzanie śladem węglowym w przedsiębiorstwach sektora energetycznego w Polsce – bariery i korzyści. *Polityka Energetyczna – Energy Policy Journal* 2015. 18(2), pp. 61-72.
4. Deklaracja środowiskowa (EMAS) za rok 2016 – Tauron Wytwarzanie Spółka Akcyjna Oddział Elektrownia Łaziska w Łaziskach Górnych.
5. Gładysiewicz L., Kawalec W.: Długie, energooszczędne przenośniki taśmowe. *Górnictwo i Geoinżynieria* 2009. 33(2), pp. 137-150.
6. Instalacja pilotowa aminowego usuwania CO<sub>2</sub>. <http://www.tauron-wytwarzanie.pl/ccs/Strony/instalacja-pilotowa-aminowego-usuwania-CO2.aspx> – [accessed: 04.12.2018].
7. Jung J., Jeong Y., Lim Y., Lee Ch., Han Ch.: Advanced CO<sub>2</sub> Capture Process Using MEA Scrubbing: Configuration of a Split Flow and Phase Separation Heat Exchanger. *Energy Procedia* 2013. 37, pp. 1778-1784.
8. CO<sub>2</sub> TRANSPORT PIPELINE, VATTENFALL EUROPE CARBON STORAGE GMBH & CO. KG [accessed: 04.12.2018].
9. Zhang Z.X., Wang G.X., Massarotto P., Rudolph V.: Optimization of pipeline transport for CO<sub>2</sub> sequestration. *Energy Convers. Manag.* 2006. 47(6), pp. 702-715.
10. Dubiński J., Wachowicz J., Koterak A.: Podziemne składowanie dwutlenku węgla – możliwości wykorzystania technologii CCS w polskich uwarunkowaniach. *Górnictwo i Geologia* 2010. 5(1), pp. 5-19.
11. Luis P.: Use of monoethanolamine (MEA) for CO<sub>2</sub> capture in a global scenario: Consequences and alternatives. *Desalination* 2016. 380, pp. 93-99.

12. Panowski M., Zarzycki R.: Analiza procesowa przygotowania wyseparowanego ze spalin dwutlenku węgla do transportu i składowania. *Polityka Energetyczna* 2013. 16(4), pp. 243-256.
13. Panowski M., Zarzycki R.: Wykorzystanie ciepła z chłodzenia wielostopniowego układu sprężenia CO<sub>2</sub> w układzie regeneracji bloku parowego. *Polityka Energetyczna – Energy Policy Journal* 2014. 17(4), pp. 351-361.
14. Gallandat N., Mutschler R., Vernay V., Yang H., Zuttel A.: Experimental performance investigation of a 2 kW methanation reactor. *Sustain. Energy Fuels* 2018. 2(5), pp. 1101-1110.
15. Piskowska-Wasiak J.: Doświadczenia i perspektywy procesu Power to Gas. *Nafta-Gaz* 2017. 8, pp. 597-604.
16. Generatory wodoru.  
<http://www.intech.eu/pl/technikawodorowa/produkty/hydrogen-generators> – [accessed: 5.12.2018].
17. Elektrolizery – Odnawialne źródła energii.  
[http://zs9elektronik.pl/inne/karolina/podr\\_4\\_elektrolizery.pdf](http://zs9elektronik.pl/inne/karolina/podr_4_elektrolizery.pdf) - [accessed: 5.12.2018].
18. Gatnar K.: „Energetyczne wykorzystanie metanu z pokładów węgla – doświadczenia JSW S.A. i perspektywy w aspekcie zmian w Prawie Energetycznym. Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energii PAN 2010. 78, pp. 59-73.
19. Lesiv M., Bun A., Jonas M.: Analysis of change in relative uncertainty in GHG emissions from stationary sources for the EU 15. *Climatic Change* 2014. 124(3), pp.505-518.
20. Calculation Tools. <https://ghgprotocol.org/calculation-tools> [accessed:22.08.2019].



## INDEKS AUTORÓW

[Daniel Boháč](#)

[Paulina Chełminiak](#)

[Horst Gondek](#)

[Aldona Krawczykowska](#)

[Damian Krawczykowski](#)

[Marcin Lutyński](#)

[Katarzyna Ławińska](#)

[Daniela Marasová](#)

[Remigiusz Modrzewski](#)

[Jan Sidor](#)

[Adam Wasilczyk](#)

[Maciej Weiss](#)

[Piotr Wodziński](#)