



Komeko 2017



Instytut Techniki Górniczej

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

BEZPIECZEŃSTWO - JAKOŚĆ - EFEKTYWNOŚĆ



KOMEKO 2017



INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ

Praca zbiorowa

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

BEZPIECZEŃSTWO – JAKOŚĆ – EFEKTYWNOŚĆ

Monografia

Redakcja naukowa:

Prof. dr hab. inż. Adam Klich

Dr inż. Antoni Kozieł

Recenzenci:

Prof. dr hab. inż. Jolanta Biegańska

Prof. dr hab. inż. Adam Klich

Prof. dr hab. inż. Piotr Wodziński

Redaktorzy techniczni:

Mgr Anna Okulińska

Mgr inż. Bogna Kolasińska

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

ISBN 978-83-65593-02-3

Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

WPROWADZENIE

Szanowni Państwo,

Wzbogacanie i przeróbka minerałów jest niezbędnym elementem produkcji w przemyśle surowców mineralnych. Wydobywany surowiec przekazywany jest na ogół do zakładu przerobczego, w którym jest on poddawany różnym procesom wzbogacania.

Ponieważ utrzymująca się stale z naturalnych powodów tendencja wyczerpywania się złóż wpływa na rozwój i doskonalenie tych metod, coraz częściej przeróbka wiąże się również z zagospodarowywaniem odpadów poużytkowych i przetwarzaniem ich na surowce wtórne.

Istotnym czynnikiem każdego wspomnianego procesu jest zarówno ochrona środowiska, jak również ciągłe doskonalenie metod przeróbki oraz poszukiwanie innowacyjnych rozwiązań technicznych pozwalających zwiększać ich efektywność.

W niniejszej monografii dokonano przeglądu kierunków rozwoju systemów przerobczych surowców mineralnych z uwzględnieniem relacji człowiek – maszyna – środowisko oraz zaprezentowano innowacyjne techniki i technologie zweryfikowane poprzez badania laboratoryjne oraz badania przemysłowe.

Przedstawiono wyniki prac naukowych, badawczych i wdrożeniowych poświęconych zagadnieniom, gospodarki odpadami i procesom wzbogacania.

Redaktorzy naukowci monografii wyrażają nadzieję, że będzie ona stanowiła kompendium wiedzy pomocnej w realizacji kolejnych prac projektowych, badawczych i wdrożeniowych z obszaru przeróbki surowców mineralnych.

Dziękując wszystkim autorom, recenzentom i osobom, które przyczyniły się do wydania monografii zachęcamy do zapoznania się z jej treścią.

prof. dr hab. inż. Adam Klich
dr inż. Antoni Kozieł
Redaktorzy naukowci monografii

Gliwice, marzec 2017 r.

SPIS TREŚCI

ROZDZIAŁ I

NOWE ROZWIĄZANIA MASZYN I URZĄDZEŃ ZWIĘKSZAJĄCE WYDAJNOŚĆ PROCESÓW PRZERÓBCZYCH

1. Współczesny przesiewacz wibracyjny – technologiczne i ekonomiczne racje istnienia 6
2. Przesiewacz talerzowy z obrotowym sitem do przesiewania kruszyw mineralnych.....15
3. Zastosowanie sit szczelinowych zgrzewanych produkcji Progress Eco w procesach wydobywania i przeróbki węgla kamiennego, ropy naftowej, gazu ziemnego oraz uranu28
4. Współczesne konstrukcje kruszarek - rozdrabniaczy walcowych.....47
5. Zabudowa hydrocyklonów klasyfikujących wraz z węzłem odwadniania w wirówkach.....63
6. Zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych w ZPMW KWK „PNIÓWEK” w wyniku modernizacji układu zasilania pras filtracyjnych przez zastosowanie membranowej pompy ABEL69

ROZDZIAŁ II

BADANIA ORAZ DOSKONALENIE PROCESÓW WZBOGACANIA

1. Badania wytwarzania bardzo drobnych proszków surowców mineralnych w młynie wibracyjnym.....80
2. Metody stabilizacji nadawy w procesie wzbogacania węgla w osadzarce.....96
3. Filtracja parowo-ciśnieniowa najdrobniejszych klas ziarnowych węgla na filtrach Bokela HiBar – nowe kierunki rozwoju i rezultaty.....115
4. Identyfikacja poziomu dźwięku na wybranych stanowiskach pracy w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla126

ROZDZIAŁ III
WYKORZYSTANIE ODPADÓW GÓRNICZYCH
ORAZ NOWE TECHNOLOGIE SPALANIA WĘGLA

1. Wykorzystanie odpadów węglowych w technologiach zgazowania.....	140
2. Technologia przeróbki odpadów cynkowo-ołowiowych.....	157
3. Suspensja węglowo – wodna - ekologiczna alternatywa dla spalania węgla.....	169
4. Wpływ prac rekultywacyjnych na otoczenie terenu pogórniczego.....	177
Indeks autorów.....	195

Współczesny przesiewacz wibracyjny – technologiczne i ekonomiczne racje istnienia

Józef Śmieszek - Innovator Sp. z o.o.

Zygmunt Śmiejek - Innovator Sp. z o.o.

Streszczenie: Współczesne przesiewacze wibracyjne czyli stosowane aktualnie w krajowych i światowych projektach instalacji przerobczych posiadają różne postacie konstrukcyjne oraz sposoby wprawiania w ruch drgający sprężyste podpartych elementów rzeszota.

Niniejszy rozdział dotyczy jedynie maszyn posiadających wielokrotnie łamany pokład sitowy opisany geometrycznie przy wykorzystaniu zasady klasyfikacji na określonych badaniach optymalnych kątach pochylenia poszczególnych jego odcinków. Napędy bezwładnościowe pracują na zasadzie samosynchronizacji a przedstawione rozwiązania przesiewaczy dotyczą jedynie aplikacji i zastosowań na skalę przemysłową.

Modern vibration screens – technological and economical aspects of application

Abstract: Modern vibration screens which are currently used in domestic and foreign processing installations projects, have different structural forms and different ways to set in vibrations the elastically supported elements of the riddle.

This paper concerns only machines with multiple polylined sieve's deck, geometrically described, using the rule of classification on optimal (based on research) angles of inclination of each of its segments. Inertial drives work on the principle of self-synchronization and presented solutions of screens concern applications and industrial scale usage only.

1. Wstęp

Mija 20 lat od momentu kiedy zapoczątkowano działania zmierzające do przedstawienia nowej propozycji przesiewacza, będącego rozwiązaniem kontynuującym polskie dokonania w obszarze klasyfikacji wstępnej, na produkowanych od początku lat 80-tych ubiegłego wieku przesiewaczach typu PZ.

W tym miejscu należy podać fakt, który spowodował zaistnienie na rynku polskim importowanego przesiewacza firmy Siebtechnik – przesiewacze klasyfikacji wstępnej WK2-2,6x7,0 polskiej konstrukcji i produkcji były bardzo awaryjne i ograniczały wydobywanie, zwłaszcza na kopalniach Bielszowice, Piast i Jankowice. Należało więc zastąpić je nowym rozwiązaniem, a takiego w wymaganym czasie nie można było przedstawić ówczesnemu Ministerstwu Górnictwa i Energetyki, więc zdecydowano się na zakup przesiewacza niemieckiego firmy Siebtechnik.

Zakupiony przesiewacz zabudowany i uruchomiony na ZPMW KWK Piast umożliwił metodą częściowego odwzorowania przedstawienia polskiej propozycji, gdzie zmieniono napędy z wymuszoną synchronizacją na pracujące według zasady samosynchronizacji wibratory w burtach napędzane oddzielnie w przeciwnych kierunkach przy zachowaniu kątów pochylenia sit tak, jak w przesiewaczu firmy Siebtechnik [6].

Kolejne przełomowe i ważne zastosowania podobnych maszyn, lecz o trzykrotnie łamanej powierzchni pokładu sitowego to pracujące do dziś przesiewacze na obiektach KWK Pniówek, KWK Borynia, KWK Jankowice, KWK Wesoła oraz w Wietnamie.

Wszystkie te węzły klasyfikacji były znaczącymi dokonaniem realizującymi skuteczne przygotowanie i rozdział nadawy surowej przed procesami wzbogacania tak w ośrodku wodnym, jak i cieczy ciężkiej.

Zdobyte doświadczenia w ośrodkach projektowo-konstrukcyjnych, jak i u kilku producentów tych maszyn, pozwoliły przedstawić trzem odbiorcom zagranicznym, a konkretnie podmiotom projektowym, maszyny o czterokrotnie łamanej linii pokładu sitowego do wymaganych uwarunkowań technologicznych i technicznych, a także aspektów ruchowych całego Zakładu Przeróbczego.

Potrzeba realizacji tematu została określona precyzyjnie - na jednej maszynie należy wydzielić miał surowy dla energetyki lokalnej oraz materiał do średnioziarnowej i ziarnowej płuczki osadzarkowej.

Dodatkowe założenia wejściowe to zastosowanie odkamieniania urobku surowego oraz wzbogacanie frakcji drobnych metodą flotacji przy całkowicie zamkniętym obiegu wodno-mułowym i pełnym zagospodarowaniu wszystkich produktów wzbogacania [4].

Materiał badawczy nadawy kierowanej na węzeł klasyfikacji, a także dodatkowe wytyczne od użytkowników i projektantów instalacji pozwoliły opisać cechy geometryczne oraz parametry techniczno-technologiczne nowego przesiewacza [5].

Analiza ekonomiczna przedsięwzięcia obejmowała tak część inwestycyjną, czyli zakupy, jak i eksploatacyjno-ruchową, przy opisanu kosztów utrzymania w ruchu zaproponowanej maszyny.

Kontynuując stare nazewnictwo maszyna ma symbol i oznaczenie PZ-4/2,5x8,5, gdzie liczba 4 dotyczy ilości łamań pokładu sitowego, a oznaczenie wymiaru szerokości i długości rzeszota podano tak jak we wszystkich poprzednich rozwiązaniach tego typu przesiewaczy.

2. Opis przesiewacza PZ-4/2,5x8,5

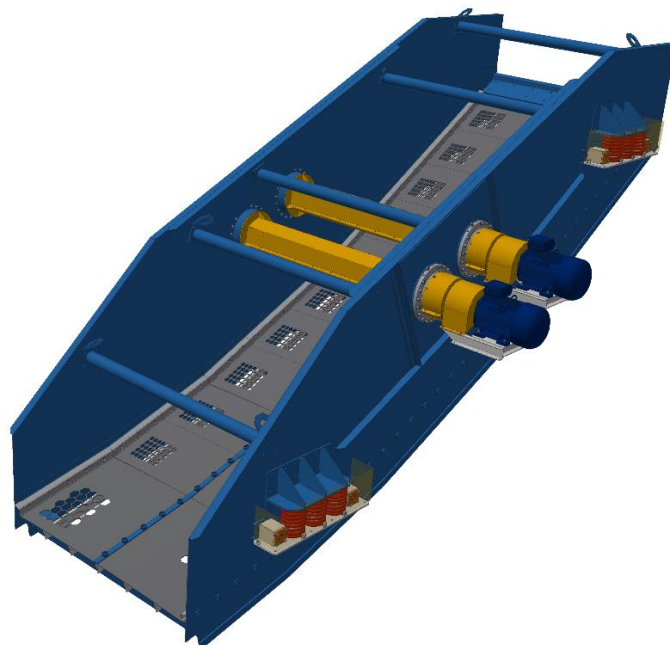
Symbol przesiewacza ujmuje to, że posiada on pokład załamany czterokrotnie, przy szerokości rzeszota 2,5 m i długości pokładu sit 8,5 m.

Maszyna w tym wykonaniu przeznaczona jest do klasyfikacji na sucho materiału przed instalacją wzbogacania węgla z odkrywki, w ośrodku wodnym, przy użyciu osadzarek pulsacyjnych średnioziarnowej i ziarnowej, sterowanych elektronicznie oraz flotacji, wykorzystującej maszyny typu IF.

Charakterystyka techniczna

Tabela 1

Lp.	Wyszczególnienie	Wartość
1.	Granulacja nadawy	0 – 120 [mm]
2.	Wydajność	600±20% [Mg/h]
3.	Oczka sita	#16x60, #50x65, #50x60, #100 [mm]
4.	Szerokość pokładu sitowego	B = 2500 [mm]
5.	Długość pokładu sitowego	L = 8500 [mm]
6.	Powierzchnia pokładów sit	21,25 [m ²]
7.	Kąty pochylenia sit	32, 25, 18, 12 [°]
8.	Skok rzeszota	8-14 [mm]
9.	Częstość drgań	750-1000 [min ⁻¹]
10.	Napęd	Zestaw silnik elektryczny z falownikiem 2x22kW
11.	Masa	14,5 [Mg]



Rys. 1. Przesiewacz wibracyjny PZ-4/2,5x8,5 [4]

Wykorzystując zdobytą wiedzę i doświadczenie w czasie wielu dziesięcioleci działania w obszarze projektowania, badań i prefabrykacji dla będącego przedmiotem rozdziału przesiewacza przyjęto systemowe założenia pracy podane przez profesorów Blechmanna i Dietrycha, korzystając z literaturowych definicji:

„Samosynchronizacja pracy napędów bezwładnościowych, jako proces fizyczny polega na tym, że wirujące przeciwbieżnie masy niewyważone dążą zawsze do brzegowych warunków pracy – sumowania lub redukowania się siły wypadkowej” [2] oraz „optymalna jakościowo i ilościowo klasyfikacja odbywa się przy pochyleniu pokładów sitowych, których wielkość opisana jest badaniami kątów usypowych poszczególnych frakcji granulometrycznych wzdłuż całej długości rzeszota” [3] przy uwzględnieniu pozostałych zasad konstrukcji przesiewacza tak pod względem parametrów dynamicznych, technicznych oraz ruchu materiału na sicie [7].

Uwzględniając powyższe opisano postać konstrukcyjną przesiewacza wykorzystującą zespoły i elementy sprawdzone w wielu aplikacjach przemysłowych wybierając najlepsze z nich [6].

2.1. Rzeszoto

Klasyczna postać konstrukcyjna czyli blachy boczne (burty) powiązane ze sobą belkami nośnymi pokładu sitowego z profili szerokostopowych typu HEB, rurami rozporowymi oraz osadzonym na belkach nośnych pokładem sit. Elementy rzeszota łączone są ze sobą nierozbieralnymi złączami wytrzymałościowymi typu Huck-Bolt, a w przewidzianych do rozbiegania zastosowano system zabezpieczający Nord Lock (rys.1).

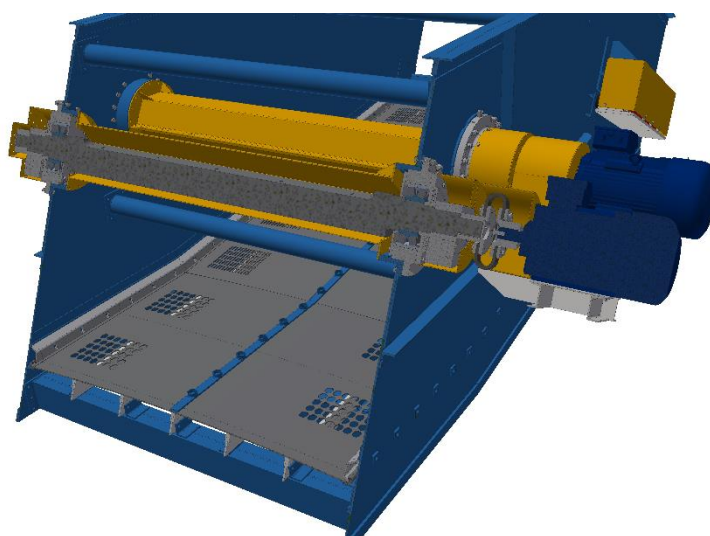
Materiały na elementy rzeszota wykonane są ze stali niskowęglowej, o strukturze drobnoziarnowej w stanie normalizowanym, z ograniczoną zawartością węgla, fosforu i siarki oraz z wymaganą udarnością.

2.2. Napęd bezwładnościowy

Do spełnienia warunków oraz parametrów pracy przesiewacza niezbędne było zastosowanie dwu napędów bezwładnościowych tzw. długowałowych NB170x2500, z których każdy składa się z oprawy mocowanej kołnierzowo do ściany (burty) bocznej rzeszota. W oprawach osadzony jest długi wał niewyważony na dwóch łożyskach baryłkowych o specjalnej, wzmocnionej konstrukcji (rys. 2).

Na czopach wałów na zewnątrz rzeszota osadzone są dodatkowe masy niewyważone, pozwalające na zmianę skoku przesiewacza oraz kierunku trajektorii ruchu sprężyste podpartych mas rzeszota tak w zakresie kształtu i kierunku elipsy, jak i jej wielkości na długości pokładu sit.

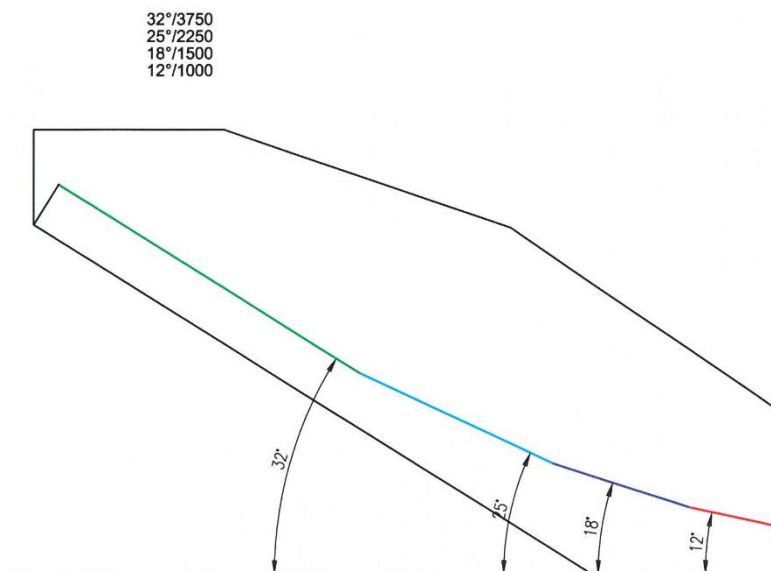
Zagadnienie smarowania łożysk wału niewyważonego rozwiązuje w tym zakresie firma Plastmal, dobierając smar stały o temperaturowym gradiencie pracy 100°C lecz rozpoczynając od konkretnych temperatur minusowych w okolicach -20°C.



Rys. 2. Napęd bezwładnościowy długowałowy NB170x2500 [4]

2.3. Pokład sit blaszanych

Klasyczny dla tego typu przesiewaczy, realizujących cienkowarstwową klasyfikację, pokład sitowy wykonany jest z płyt z blach nierdzewnych, ułożonych z odpowiednimi przewyższeniami na podłużnych listwach, wyłożonych ochronnymi profilami gumowymi. Pokład sitowy ma cztery różne kąty pochylenia z długości odcinków sit (rys.1).



Rys. 3. Kąty pochylenia płyt sitowych [4]

Na wlocie 32° i 3750 mm, dalej 25° i 2250 mm, następnie 18° i 1500 mm, a na wylocie 12° i 1000 mm obszaru perforowanego.

Sita na poszczególnych odcinkach muszą realizować klasyfikację na 13 mm, 50 mm (dwa odcinki) oraz 100 mm, przy założeniu skutecznego usuwania ziaren nadwymiarowych. Ta ostatnia funkcja sit będzie wymagała regulacji parametrów pracy przesiewacza, celem eliminacji klinowania otworów sit ziarnami granicznymi w pobliżu 100 mm.

2.4. Podparcie sprężyste

Zastosowano standard czyli cztery zespoły sprężyn spiralnych, po trzy sprężyny w zespole. Górne gniazda mocowane są do wsporników burt przesiewacza, natomiast dolne do konstrukcji wsporczej. obok dolnych gniazd sprężyn umieszczone są tłumiki wahań poprzecznych i pionowych rzeszota (rys.1).

2.5. Napęd elektryczny

Bezpośredni napęd każdego z wałów bezwładnościowych dla podanych warunków wymusił zastosowanie silników elektrycznych jako zestaw z przemiennikami częstotliwości Sk180LH/4 TF – SK200E-220-340-A, moc 22 kW, 1460 obr/min, gdyż stosowanie pośrednich napędów pasowych nie było brane pod uwagę przez projektantów przesiewacza.

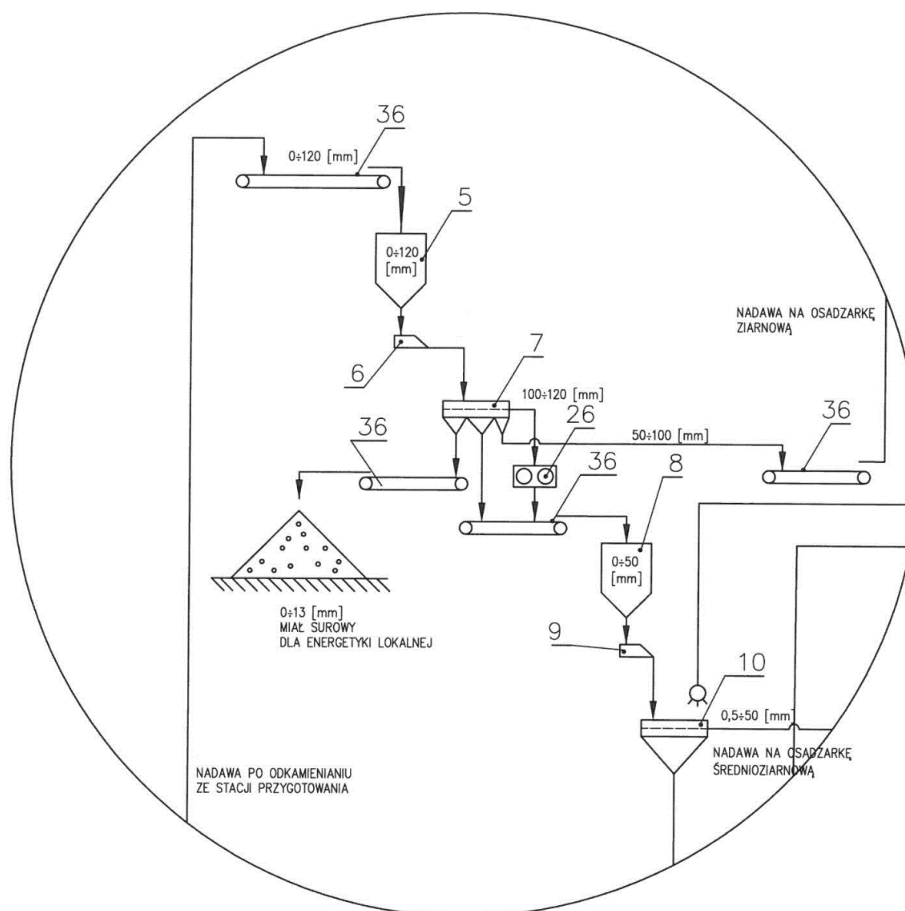
Zastosowany pokład sit dla ziarna podziałowego 13 mm, 50 mm i 100 mm będzie wymagał doboru odpowiedniego, optymalnego skoku od 8 do 14 mm, co przy tej ostatniej wielkości będzie się wiązało ze zmniejszeniem obrotów napędów dla zachowania bezpiecznych parametrów dynamicznych dla sprężyste podpartych mas w ruchu drgającym.

3. Racje technologiczne i ekonomiczne zastosowania przesiewacza o wielokrotnie łamanej powierzchni pokładu sitowego

W przypadku konkretnej propozycji dla Inwestora zagranicznego tak techniczne, jak i ekonomiczne racje jego istnienia w węźle przygotowania nadawy do wzbogacania są ściśle ze sobą powiązane.

Technologia, czyli wydzielanie czterech frakcji na jednym przesiewaczu pozwoliła na opisanie konkretnych efektów ekonomicznych, gdyż nasz przesiewacz zastąpił w jednej wersji propozycji konkurencji trzy przesiewacze jednopokładowe, a w drugiej wersji propozycji konkurencji jeden przesiewacz jednopokładowy z pracującymi za nim posobnie dwupokładowym (rys. 4).

Dodatkowe zalety zaakceptowanego przez klienta takiego rozwiązania uzyskuje się w przypadku kiedy nie produkujemy frakcji miałowej dla lokalnej energetyki, a przesiewacz po zmianie sit na pierwszym odcinku klasyfikuje materiał jedynie dla płuczki osadzarkowej oraz kruszarki nadziarna.



Rys.4. Fragment uproszczonego schematu technologiczno-maszynowego instalacji wzbogacania węgla kamiennego [4]

Pokazany wyżej (rys. 4) fragment uproszczonego schematu technologiczno-maszynowego pozwala umiejscowić nasz przesiewacz w całości instalacji wzbogacania. Zważywszy na rolę tej maszyny w utrzymaniu ruchu Zakładu Przeróbczego, a zwłaszcza w odbiorze nadawy z Zakładu Górniczego w koncepcji programowo-przestrzennej wydano dwa takie przesiewacze, co przy obliczaniu kosztów propozycji wielopresiewaczowych z infrastrukturą branży budowlanej, mechanicznej i elektrycznej okazało się rozwiązaniem tańszym i zdecydowanie pewniejszym ruchowo.

4. Podsumowanie

Celem niniejszego rozdziału jest wskazanie kolejnej raz potrzeby rozwijania postaci konstrukcyjnych przesiewaczy wibracyjnych o wielokrotnie łamanej linii pokładu sitowego opisanego geometrycznie w oparciu o materiał badawczy nadawy kierowanej na maszynę.

Aplikacje przemysłowe tego typu maszyn na rynku krajowym i zagranicznym predysponują nas do stwierdzenia, że postęp zważywszy wpływający czas w zastosowaniach, jest mały.

Wszystkich tego typu maszyn wyprodukowano w polskich fabrykach począwszy od roku 2000 15 sztuk w wielkościach 2,6x7,0 m poprzez 2,6x8,5 m do 2,4x9,0 m. Wszystkie o trzech kątach załamania poszczególnych odcinków pokładu sitowego.

Przyczyn takiej sytuacji jest kilka, a główne to:

- modernizacje istniejących instalacji metodą odtworzeniową, czyli zamianą na nowe maszyny o postaci konstrukcyjnej sprzed wieku,
- brak zainteresowania jednostek badawczych pracami opisującymi dla poszczególnych obiektów, czyli kopalń węgla kamiennego, parametrów nadawy pozwalających dobrze i skutecznie skonstruować przedmiotowy przesiewacz,
- śladowe działania marketingowe na rynkach zagranicznych i krajowych promujące ten typ maszyn.

Pierwsza przyczyna uzasadniana jest tym, że modernizacja ma być wykonana bez ingerencji w branżę budowlaną obiektu bez względu na racje ekonomiczne i techniczne przedsięwzięcia.

Brak prac badawczych w obszarze opisywania cech geometrycznych przesiewaczy i stosowanych w nich sit na podstawie badań nadawy trwa już wiele dziesiątków lat, a tak naprawdę to wykonane przez KOMAG w latach 80-tych ubiegłego wieku badania na nie istniejącej już kopalni Kleofas w Katowicach Załężu to jedyny pozytywny przykład w tym temacie. Materiał badawczy dotyczył sit do przesiewaczy PZ 2675 i pozwolił na uruchomienie produkcji sit perforowanych o oczkach wydłużonych w układzie mijanym metodą tłoczenia.

Praca badawcza uzupełniona działaniami fabryki w Zębcu doprowadziła dodatkowo do możliwości wykonania sit o otworach rozbieżnych, co ograniczyło klinowanie się w nich ziaren granicznych, a także pozyskania wiedzy jak dobierać wielkość otworów sit dla wymaganego ziarna podziałowego.

W tym momencie skorzystano z wytycznej profesora J. Dietrycha „przesiewacz i zastosowane w nim sito muszą mieć takie parametry aby każde ziarno miało szansę wpaść do dziury” [2].

Grono specjalistów wspierające poczynania firmy Innovator Sp. z o.o. korzystając ze zdobytej przez polską przeróbkę wiedzy, liczy na to że nasze przesiewacze wibracyjne zaistnieją tak na planowanych do realizacji nowych obiektach w kraju, jak i na planowanych do uruchomienia w latach 2017 do 2018 obiektach zagranicznych.

Niniejszy rozdział ma cel nadrzędny – wskazanie i podanie polskim producentom i konstruktorom przesiewaczy, że brak działań doprowadzi w szybkim czasie do importu podobnych maszyn, czego przykładem są aktualne zakupy maszyn zagranicznych. Racje istnienia naszych przesiewaczy o wielokrotnie łamanej linii pokładu sitowego są oczywiste, a dodatkową ich zaletą na dziś jest fakt, że są na aktualnym poziomie techniki światowej.

Działania marketingowe w zaawansowanych problemach technicznych i technologicznych wymagają udzielenia odpowiedzi Inwestorowi, jak rozwiązać jego problem, co wymaga posiadania specjalistów mogących temat rozwiązać w trakcie pobytu u klienta.

W tym miejscu mamy odpowiedź na fakt braku efektów w przedmiocie propagowania polskiej nowej myśli przeróbczej. Czas kiedy polska szeroko pojęta myśl i wiedza przeróbcza dominowała w świecie (lata 70. i 80. ubiegłego wieku) już minął, lecz trzeba pracować nad odbudową chociażby części tych dokonań.

Przedstawiony w rozdziale przesiewacz oraz związane z nim rozwiązanie techniczne i technologiczne są tego przykładem.

Literatura

1. Blechmann I.I.: „Synchronizacja dynamicznych systemów” Moskwa, Leningrad 1976 r.
2. Dietrych J.: „Przesiewacze” Politechnika Śląska, 1968 r.
3. Dietrych J.: „Wykłady podstaw konstrukcji maszyn” Politechnika Śląska, Wydział M-E, 1968-1972 r.
4. Dokumentacje projektowe i konstrukcyjne Innovator Sp. z o.o., Gliwice 2016-2017 r.
5. Prace badawcze IMBiGS, Warszawa 2007-2011r.
6. Śmiejek Z.: „Problemy techniczno-technologiczne klasyfikacji przy użyciu przesiewaczy wibracyjnych o łamanej linii pokładu sitowego” KOMEKO 2014 r.
7. Wodziński P.: „Przesiewanie i przesiewacze” Wyd. Politechniki Łódzkiej 1997 r.

Przesiewacz talerzowy z obrotowym sitem do przesiewania kruszyw mineralnych

Piotr Wodziński – Politechnika Łódzka

Remigiusz Modrzewski – Politechnika Łódzka

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

Streszczenie: Rozdział przedstawia wyniki badań procesowych przesiewacza talerzowego o obrotowym sicie. Jest to maszyna przesiewająca, w której sito ma kształt płaskiego stożka i wykonuje ruch obrotowy wokół osi pionowej, lub nieznacznie odchylonej od pionu. Warstwa materiału ziarnistego podawana na sito wykonuje złożony ruch spiralny - zarówno w kierunku promieniowym jak i obwodowym stożka sitowego. Jest wówczas poddawana oddziaływaniu zmieniającej się siły odśrodkowej, przemieszczając się wzdłuż zmieniającego się promienia stożka sitowego. Ten rodzaj ruchu warstwy ziarnistej pozwala na osiągnięcie dobrych właściwości procesowych maszyny przesiewającej. Maszyny tego typu powinny być przeznaczone do przesiewania materiałów drobno i bardzo drobno uziarnionych. Materiały takie są trudne do klasyfikacji w typowych, powszechnie stosowanych maszynach przesiewających.

Platter screen with rotating sieve for screening mineral aggregates

Abstract: The chapter presents the results of the screening process by rotation of a flat disc conical sieve. It is a machine sieve, wherein the sieve has the shape of a cone and is rotating around a vertical axis or slightly inclined from the vertical. The layer of granular material fed to the sieve takes the complex movement of the spiral - both in the radial and circumferential cone sieve. It is then subjected to a changing centrifugal force, moving along the varying radius of the cone sieve. This type of movement allows to achieve good processing properties of the screening machine. Machines of this type should be used for screening materials, fine and very fine grained. Such materials are difficult to classify in a typical, commonly used screening machines.

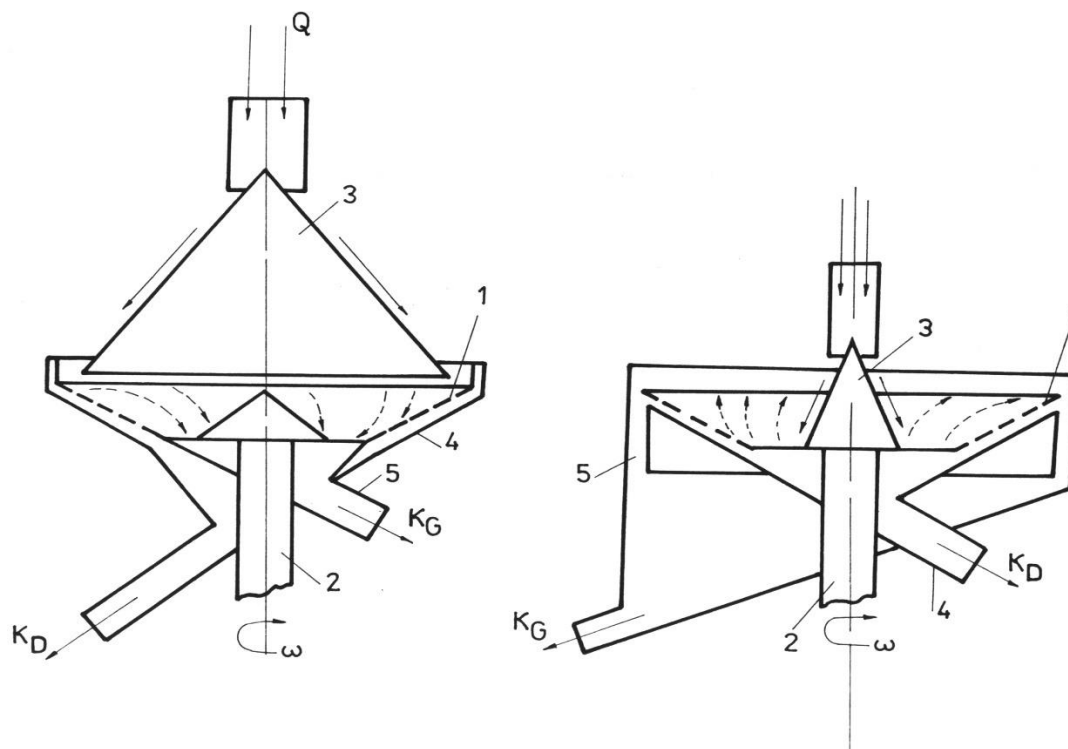
1. Wprowadzenie

Przesiewacze rotacyjne są urządzeniami przesiewającymi, w których stosuje się sita stożkowe ze spiralnym ruchem warstwy materiału na powierzchniach tych sit [7]. Sita te mogą posiadać poziomą oś obrotu [4], lub też jak w badanym przesiewaczu - pionową, lub nieznacznie odchylną od pionu. Przesiewacze tego typu wykorzystują zasadniczo dwie zasady pracy, które przedstawia rysunek 1.

W pierwszym przypadku przedstawiony został ruch dośrodkowy ziarna, wówczas to materiał sypki jest podawany na obrzeże zewnętrzne sita i przemieszcza się ruchem spiralnym

po powierzchni stożka sitowego w kierunku jego osi. Obroty sita muszą być tak dobrane aby siła odśrodkowa nie była zbyt duża, co zatrzymało by ruch promieniowy warstwy na sicie.

Drugi przypadek pokazuje odśrodkowy ruch materiału na sicie, ziarna są podawane osiowo a wskutek działania siły odśrodkowej wędrują ku brzegom sita stożkowego.

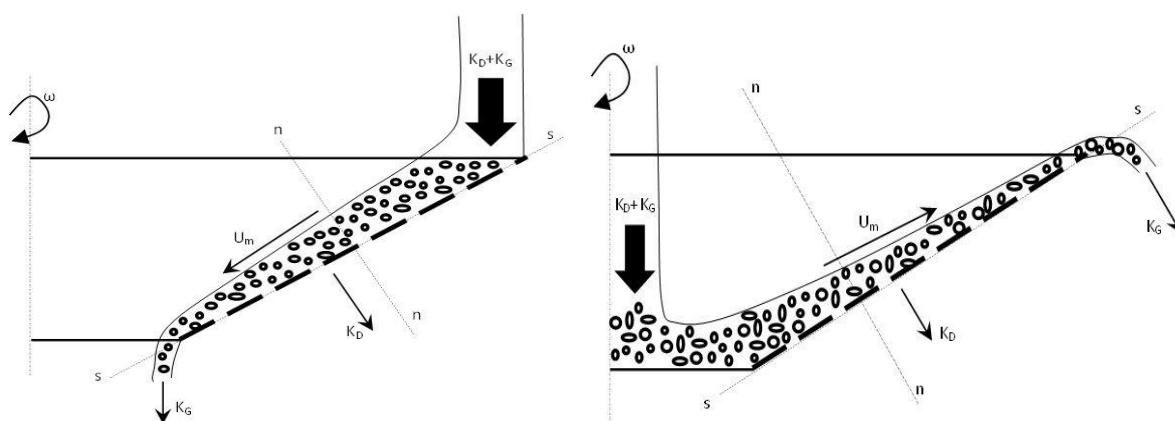


Rys. 1. Przesiewacze rotacyjne

Na rysunku 2 przedstawiono przekrój przez warstwę ziarnistą wzdłuż długości promienia sita stożkowego, przesiewaną na stożkowym sicie obrotowym [9]. Nadawa Q składająca się z ziaren klasy dolnej K_D , oraz ziaren klasy górnej K_G , dopływa do sita od góry i porusza się wzdłuż tworzącej stożka sita, w kierunku promieniowym, tzn. od obrzeża do środka sita (wariant dośrodkowy) lub odwrotnie (wariant odśrodkowy). Jednocześnie ma miejsce ruch obwodowy warstwy ziarnistej, co skutkuje powstaniem złożonego ruchu spiralnego warstwy ziarnistej. Jeżeli założymy, że w nadawie są ziarna duże (klasa górna) i małe (klasa dolna) to z sita spada cała klasa górna i część klasy dolnej, która pozostała w produkcie nadsitowym, co stanowi o sprawności przesiewania. Istotne jest, że w trakcie tego ruchu siła odśrodkowa i związana z nią prędkość ziaren na sicie, zmieniają się proporcjonalnie do odległości od osi obrotu. Podobnie w zależności od tej odległości zmienia się grubość warstwy na sicie (rys. 2), a jak wiadomo grubość ta ma decydujący wpływ na skuteczność przesiewania, gdyż główny opór procesu wiąże się z dochodzeniem ziaren drobnych do powierzchni sita [1]. Ta wzajemna zależność między grubością warstwy, a prędkością ruchu tej warstwy daje nadzieję na

poprawę skuteczności przesiewania i może dawać przewagę przesiewaczom tego typu w porównaniu do konstrukcji tradycyjnych [8].

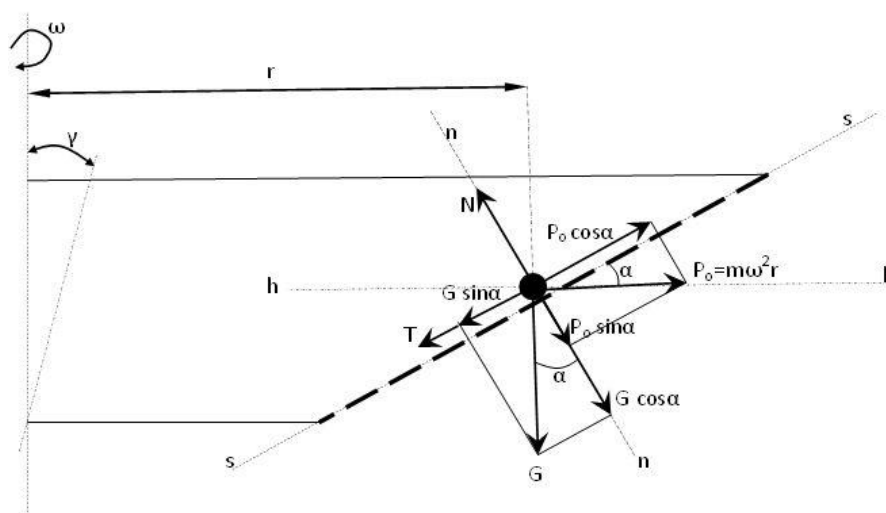
Wydaje się, iż na początku procesu, kiedy mamy do czynienia z grubą warstwą materiału ziarnistego na sicie (rys. 2), na ziarna powinna działać jak największa siła odśrodkowa. Polepsza to dochodzenie ziaren drobnych do powierzchni sitowej [3, 6]. W miarę przebiegu procesu przesiewania, ziaren na sicie ubywa i grubość warstwy zmniejsza się. Wraz z tym powinna maleć siła odśrodkowa.



Rys. 2. Warstwa ziarnista na sicie stożkowym
(po lewej – wariant dośrodkowy, po prawej – odśrodkowy)

Warunki opisane powyżej spełnia jedynie wariant pierwszy – dośrodkowy (rys. 1 i 2), w którym występuje dośrodkowy ruch ziaren. Wówczas to na nadawę podawaną na zewnętrzną część sita działa na początku większa siła odśrodkowa, która następnie maleje. Potwierdzenie, lub obalenie w praktyce tych założeń było jednym z celów prowadzenia badań na tym przesiewaczu.

Rysunek 3 przedstawia rozkład sił działających na pojedyncze ziarno znajdujące się na sicie stożkowym wykonującym ruch obrotowy. Te same siły działają również na warstwę ziarnistą na sicie przesiewacza [5]. Przypadek przedstawiony na rysunku dotyczy wariantu odśrodkowego, kiedy ziarno przemieszcza się w kierunku od osi do krawędzi zewnętrznej sita, a siła tarcia T , jest skierowana przeciwnie. W drugim wariantcie (dośrodkowym) układ sił jest w zasadzie identyczny, z wyjątkiem właśnie siły tarcia, której zwrot jest skierowany wówczas w kierunku przeciwnym niż na rysunku.



Rys. 3. Rozkład sił działających na ziarno na powierzchni sita stożkowego

W kierunku poziomym (h-h) działa na ziarno siła odśrodkowa P_o , która daje odpowiednie składowe na kierunku stycznym do powierzchni sita (s-s), oraz na kierunku prostopadłym do sita (n-n), podobnie jak siła ciężkości G . Siła nacisku sita na ziarno N - działa w kierunku normalnym do sita. W granicznym stanie równowagi, kiedy ziarno na sicie jest nieruchome (nie przemieszcza się ani w górę, ani w dół sita) siła tarcia nie występuje ($T = 0$). Zachodzi wówczas następująca zależność między składowymi sił działającymi na ziarno:

$$G \sin \alpha = P_o \cos \alpha \quad (1)$$

oraz:

$$mg \sin \alpha = m \omega^2 r \cos \alpha \quad (2)$$

Z ostatniej zależności wyznaczyć można graniczną, krytyczną prędkość obrotową ruchu sita stożkowego. Powyżej tej wartości obrotów ziarna poruszają się w górę sita, a poniżej – w dół:

$$\omega = \sqrt{\frac{g}{r} \cdot \tan \alpha} \quad [\text{rad/s}] \quad (3)$$

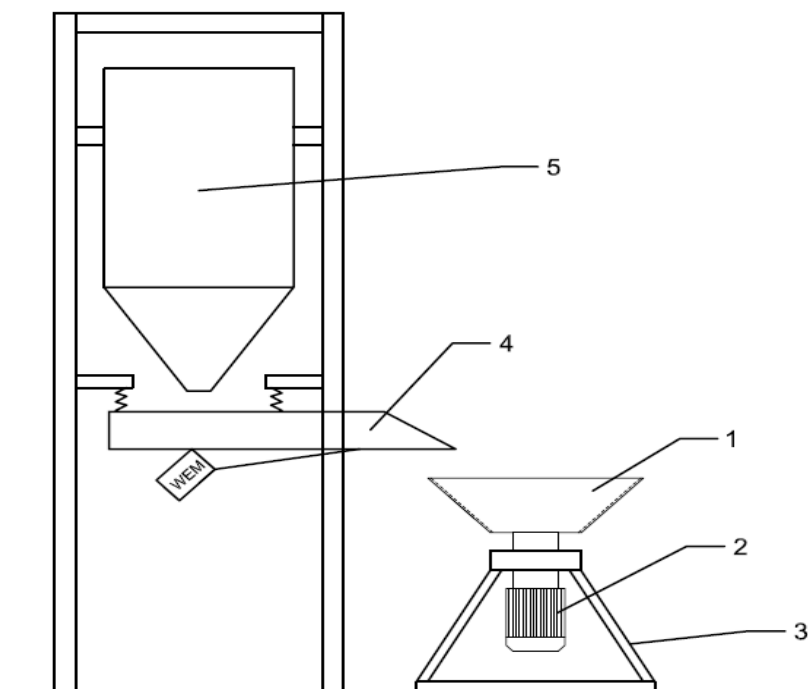
oraz:

$$\omega = \frac{30}{\pi} \sqrt{\frac{g}{r} \cdot \tan \alpha} \quad [1/\text{min}] \quad (4)$$

Przykładowo obliczona krytyczna prędkość obrotowa dla sita stożkowego stosowanego w badaniach (rys. 5), wynosi od 71,2 (dla zewnętrznego promienia sita) do 42,7 (dla wewnętrznego promienia sita) obrotów na minutę. Oznacza to, że sito o tych wymiarach może pracować w wariacie dośrodkowym – wyłącznie w zakresie obrotów: $0 \div 42,7 \text{ } 1/\text{min}$, lub w wariacie odśrodkowym – wyłącznie powyżej prędkości $71,2 \text{ } 1/\text{min}$.

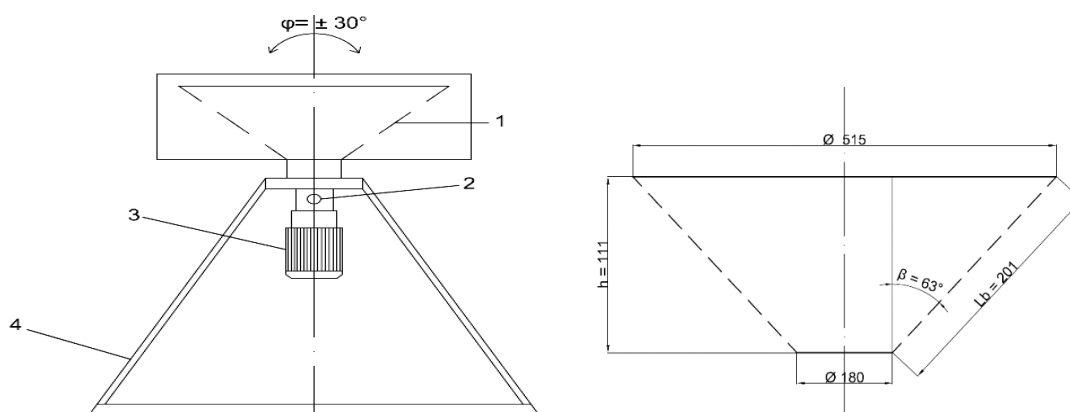
2. Badania procesowe przesiewacza o sicie stożkowym

Aparatura badawcza (rys. 4) składała się z przesiewacza talerzowego (1-sito, 2-silnik, 3-podstawa) ustawionego na stanowisku w skład którego wchodził również zasobnik materiału ziarnistego (5) wraz z podajnikiem (6). Podajnik rynnowy napędzany był silnikiem elektromagnetycznym o regulowanej częstotliwości drgań, co pozwalało bardzo dokładnie regulować masowe obciążenia przesiewacza nadawą (wydajność masową).



Rys. 4. Stanowisko badawcze

Przesiewacz (rys. 5) składa się z sита (1) zamontowanego na obrotowym wale napędzanym za pomocą motoreduktora (3), którego częstotliwość obrotów jest regulowana falownikiem. Motoreduktor jest zamocowany w podstawie (4) za pomocą przegubu (2) dzięki czemu istnieje możliwość odchylenia osi obrotów w zakresie 30° od kierunku pionowego. Na tym samym rysunku przedstawiono również podstawowe wymiary sита stożkowego stosowanego w badaniach. Jest to sito tkane (siatka drucziana), o kwadratowym kształcie oczka sита w rozmiarze 0,63 mm.

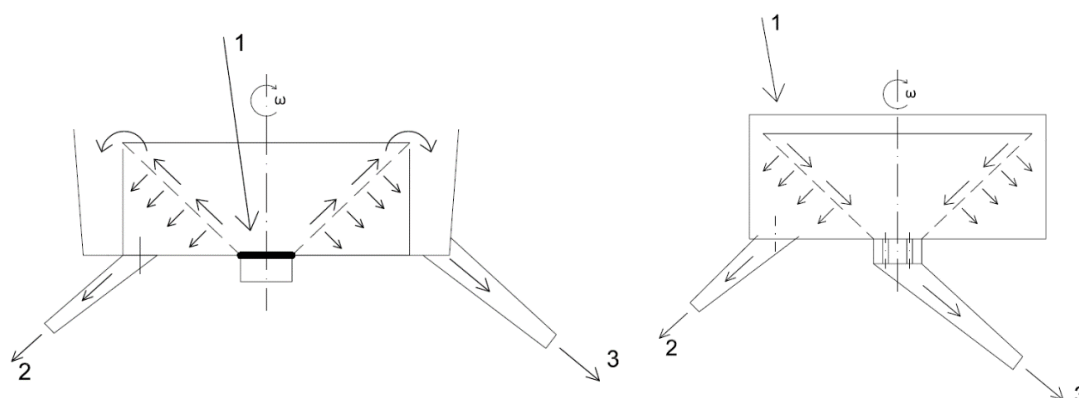


Rys. 5. Przesiewacz talerzowy oraz wymiary sita stożkowego

Do przeprowadzenia badań procesowych wykorzystano piasek o uziarnieniu 0 – 2 mm. Ziarno podziałowe miało wymiar 0,63 mm. Zawartość ziaren trudnoodsiewalnych, a więc najbliższych wymiarowi ziarna podziałowego wynosiła w sumie (w klasie górnej i dolnej) 50% masowych całej nadawy. Materiał ziarnisty stosowany do badań był więc wyjątkowo trudny do klasyfikacji sitowej, łączył bowiem w sobie nieregularny kształt ziaren, drobne uziarnienie nadawy oraz duży udział ziaren trudnych [2]. Materiał ziarnisty był całkowicie suchy i został wstępnie przygotowany na wstrząsarkach laboratoryjnych z odpowiednimi zestawami sit.

Zasadniczy etap badań poprzedzony został badaniami wstępnymi w czasie których określano optymalny sposób zasilania przesiewacza strumieniem nadawy, oraz związany z tym cykl jego pracy – odśrodkowy lub dośrodkowy.

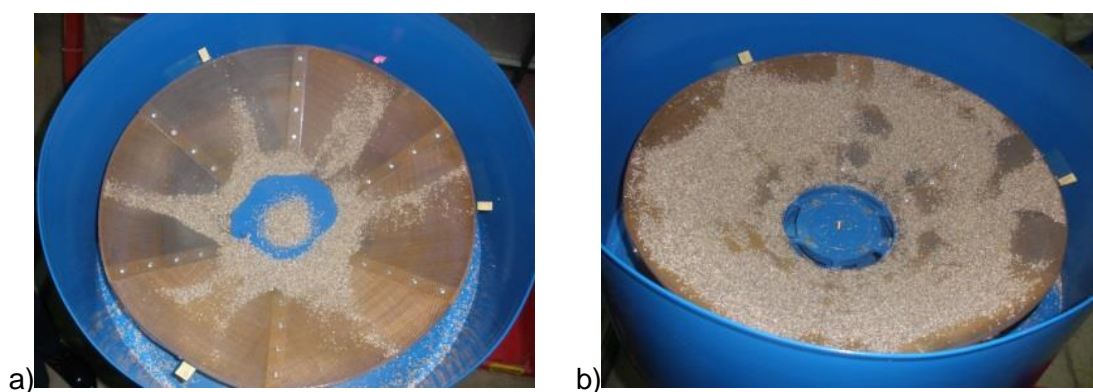
Rozważano więc dwa warianty (rys. 6). W wariantcie pierwszym (rys. 6 – po lewej) nadawę podawano na środek sita (1) – osiowo, a warstwa ziarnista przemieszczała się pod wpływem siły odśrodkowej w górę – ku krawędzi stożka sitowego. Produkt dolny po przejściu przez otwory sita odbierano wysypem (2), a produkt górny po przesypaniu się przez krawędź zewnętrzną sita – wysypem (3). W tym wariantcie przesiewacz pracował jako przesiewacz odśrodkowy.



Rys. 6. Warianty zasilania przesiewacza

Drugim badanym wariantem – dośrodkowym (rys. 6 – po prawej) było podawanie materiału na górną zewnętrzną krawędź sita (1). Warstwa ziarnista zsuwała się wówczas grawitacyjnie w dół stożka sitowego przy jednoczesnym działaniu na nią siły odśrodkowej, wywołanej ruchem obrotowym sita. Produkt dolny odbierany był identycznie jak w wariacie pierwszym – tym samym wysypem (2), natomiast produkt górny (nadsitowy) odbierano wysypem (3) – połączonym z otworami wylotowymi w głowicy wału. Oczywiście w wariacie pierwszym te otwory były zamknięte.

Otrzymano dość jednoznaczne wyniki – wariant pierwszy (odśrodkowy) powodował bardzo niestabilny ruch warstwy materiału na sicie (rys. 7a), brak było składowej obwodowej tego ruchu, materiał był raczej „wyrzucany” z sita na zewnątrz prawie nie przesiewając się, gdyż tylko niewielka część powierzchni sita jest wówczas pokryta warstwą materiału (rys. 7a).



Rys. 7. Ruch warstwy na sicie: a) odśrodkowy, b) dośrodkowy

Potwierdziły to też pomiary sprawności przeprowadzone według zasad opisanych poniżej, w czasie których uzyskano bardzo niskie wartości sprawności rzędu 0,2 – 0,5.

Zupełnie inaczej wyglądał proces przesiewania w wariacie drugim (dośrodkowym). Warstwa ziarnista na sicie wykazywała stabilny ruch, zarówno w kierunku promieniowym, jak i obwodowym sita (rys. 7b), a materiał ziarnisty pokrywał niemal całą powierzchnię sita. Wyniki sprawnościowe przedstawione w kolejnym rozdziale potwierdziły te obserwacje. Za wariant konstrukcyjny przeznaczony do dalszych badań uznano zatem dośrodkowy przesiewacz stożkowy z podawaniem materiału na zewnętrzną część sita stożkowego.

Główny etap badań dotyczył optymalizacji pracy przesiewacza, zależnej przecież od jego parametrów – konstrukcyjnych i dynamicznych. Za najważniejsze z nich uznano te, które w sposób oczywisty powinny decydować o skuteczności (sprawności) procesu przesiewania. Były to:

- nachylenia osi obrotu sita stożkowego względem osi pionowej – γ ,
- częstości obrotowe sita stożkowego – ω ,
- wydajności masowe przesiewacza – Q lub q .

Dla tych konfiguracji prowadzono próby przesiewania piasku i na podstawie wyników procesu (mas produktów dolnego i górnego) obliczano sprawności przesiewania (η). Sprawność przesiewania obliczano jako klasyczną sprawność odsiewu według zależności:

$$\eta = \frac{m_d}{m_n \cdot K_d} \quad (5)$$

gdzie,

m_d – masa produktu dolnego [g],

m_n – masa nadawy [g],

K_d – udział klasy dolnej w nadawie [-].

Jednocześnie mierzono masową wydajność przesiewania zarówno ogólną Q [g/s], jak i jednostkową q [g/s·m²] tzn. przypadającą na jednostkę powierzchni sita.

3. Wyniki badań procesowych

W trakcie prac laboratoryjnych przebadano kilkadziesiąt kombinacji pochylenia sita γ oraz jego częstości obrotowych ω , przy różnych wydajnościach masowych Q procesu (tabela 1). Przedstawione wyniki dotyczą dośrodkowego ruchu warstwy ziarnistej.

Wyniki badań opracowywano w postaci zależności sprawnościowo – wydajnościowych $\eta = f(Q)$ dla różnych parametrów γ i ω . Poniżej (rys. 8 ÷ 11) przedstawiono wybrane, przykładowe zestawienia porównawcze zależności sprawnościowo-wydajnościowych, najbardziej reprezentatywne dla całości otrzymanych wyników.

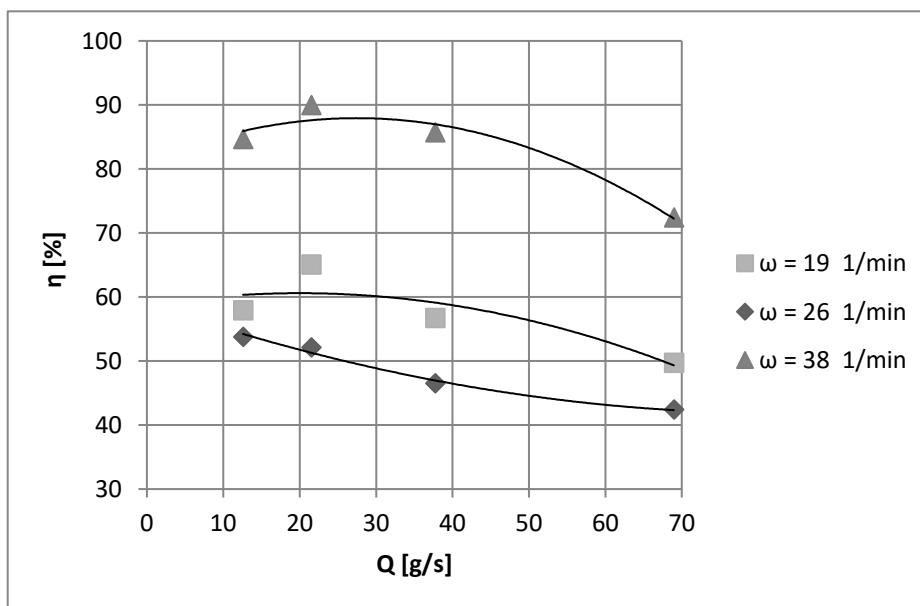
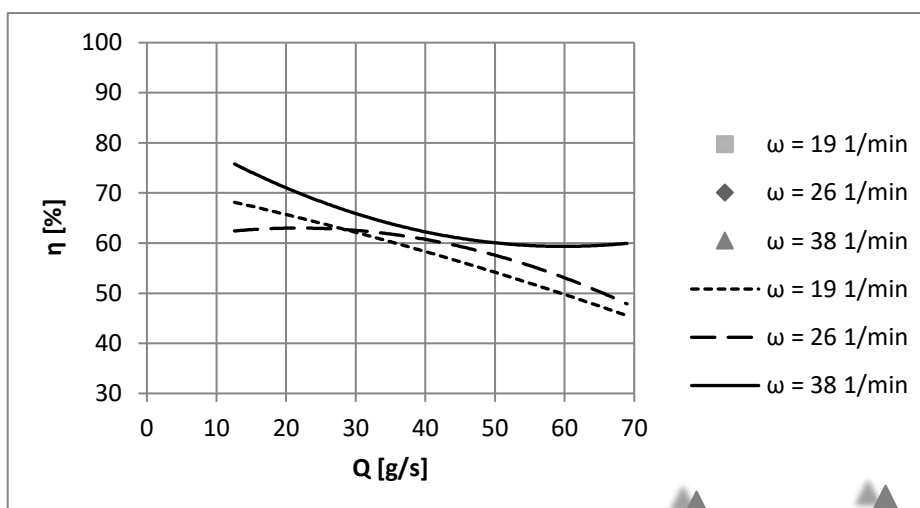
Rysunek 8 prezentuje zestawienie tych zależności dla różnych częstości obrotowych sita (ω) przy stałej wartości odchylenia osi obrotów sita od pionu ($\gamma = 28^\circ$). Było to maksymalne wychylenie jakie udało się uzyskać, biorąc pod uwagę kąt tworzącej stożka sitowego do pionu, który wynosił $\beta = 63^\circ$ (rys. 5). Powyżej tej wartości ($\gamma = 28^\circ$) następuje bowiem grawitacyjne wysypywanie się materiału nadawy z krawędzi sita na zewnątrz, gdyż tworząca stożka sita jest pozioma w miejscu podawania nadawy z podajnika.

Wyniki pomiarów i obliczeń

Tabela 1

Kąt pochylenia sita γ [°]	Prędkość obrotowa ω [1/min]	Wydajność Q [g/s]	Wydajność jednostkowa q [g/m ² ·s]	Sprawność η [%]	
0	26	69,0	153,3	53,3	
		37,7	83,8	52,1	
		21,5	47,8	56,6	
		12,6	28,0	45,2	
5		69,0	153,3	37,5	
		37,7	83,8	38,1	
		21,5	47,8	35,3	
		12,6	28,0	35,0	
10		69,0	153,3	37,8	
		37,7	83,8	50,4	
		21,5	47,8	46,0	
		12,6	28,0	45,0	
20		20	69,0	153,3	45,6
			37,7	83,8	58,4
			21,5	47,8	66,6
			12,6	28,0	67,4
	26	69,0	153,3	47,1	
		37,7	83,8	66,0	
		21,5	47,8	54,3	
		12,6	28,0	67,1	
	38	69,0	153,3	60,3	
		37,7	83,8	60,8	
		21,5	47,8	74,0	
		12,6	28,0	73,7	
28	20	69,0	153,3	49,7	
		37,7	83,8	56,7	
		21,5	47,8	65,1	
		12,6	28,0	57,9	
	26	69,0	153,3	42,4	
		37,7	83,8	46,5	
		21,5	47,8	52,1	
		12,6	28,0	53,8	
	38	69,0	153,3	72,4	
		37,7	83,8	85,7	
		21,5	47,8	90,0	
		12,6	28,0	84,6	

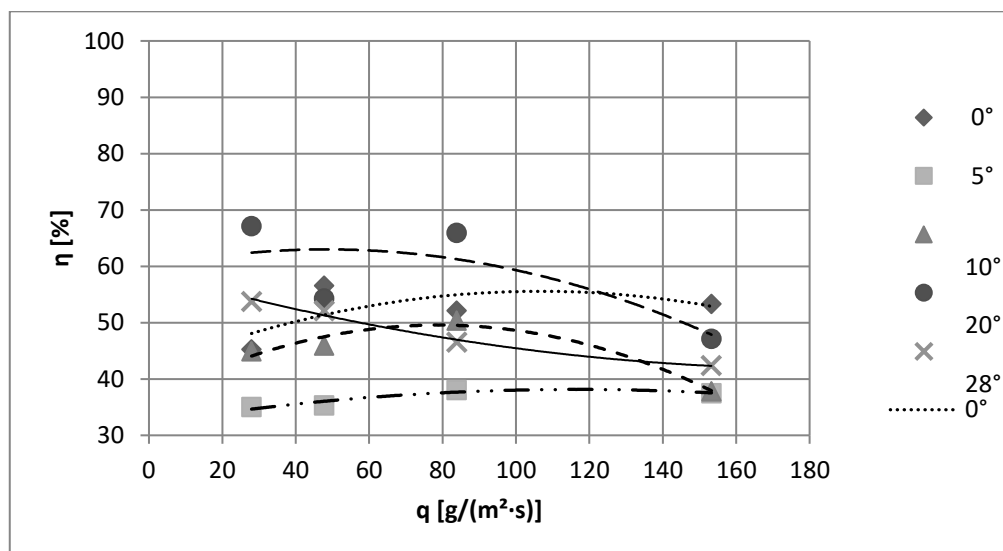
Przedstawione zależności wskazują, iż zbyt mała prędkość obrotowa sita wpływa niekorzystnie na sprawność przesiewania, a najlepsze rezultaty otrzymuje się dla obrotów bliskich wartości krytycznej, powyżej której siła odśrodkowa nie pozwala już na ruch ziaren do środka (osi) sita. Badana jako największa wartość 38 1/min była już bardzo bliska wartości krytycznej i uznać ją można w danych warunkach geometrii sita – za optymalną.

Rys. 8. Wykres sprawności w funkcji wydajności dla kąta $\gamma = 28^\circ$ Rys. 9. Wykres sprawności w funkcji wydajności dla kąta $\gamma = 20^\circ$

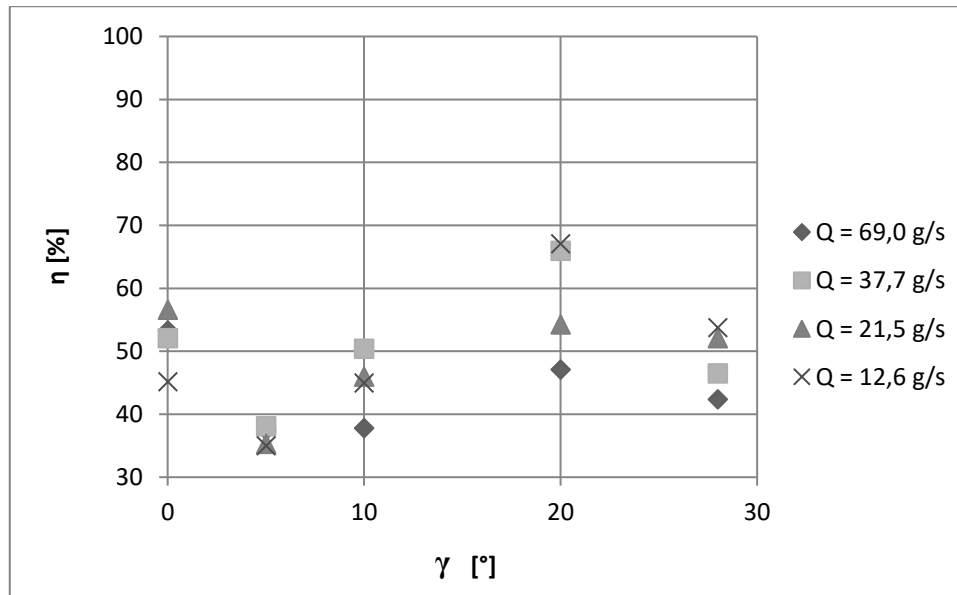
Podobny wykres (rys. 9) sporządzono dla stałej wartości kąta $\gamma = 20^\circ$. Kąt ten można uznać za średnią wartość pochylania osi sita. Przy niższych jego wartościach ($0^\circ - 20^\circ$) nie zaobserwowano istotnych zmian w ruchu warstwy na sicie.

W tym przypadku nie widać tak istotnego jak poprzednio wpływu prędkości obrotowej sita na sprawność, jednak i tutaj najlepsze wyniki uzyskano dla większej prędkości ($38 \text{ } 1/\text{min}$).

Rysunek 10 przedstawia z kolei porównanie na jednym wykresie różnych kątów pochylenia osi obrotów sita stożkowego γ , przy jednej, wybranej częstotliwości obrotów tego sita, w tym przypadku jest to $\omega = 26 \text{ }^1/\text{min}$. W tym konkretnym porównaniu uzależniono sprawność procesu η od wydajności jednostkowej q [$\text{g}/\text{s}\cdot\text{m}^2$], jednocześnie określając jej zakres, możliwy do uzyskania na tego typu przesiewaczu.



Rys. 10. Wykres sprawności w funkcji wydajności jednostkowej dla $\omega=26$ obr/min



Rys. 11. Wykres sprawności przesiewania w zależności od kąta pochylenia sita γ , dla $\omega=26$ [1/min]

Wynosi on jak widzimy 20 – 180 $\text{g}/\text{s}\cdot\text{m}^2$. Niższe wartości nie mają sensu w praktycznym zastosowaniu, gdyż powierzchnia sita jest wówczas nie w pełni wykorzystana, natomiast większe

wartości q skutkują zbyt grubą warstwą ziarnistą na sicie i gwałtownym spadkiem wydajności. Z wykresu tego widzimy, że najlepsze warunki prowadzenia procesu przesiewania zapewnia kąt pochylenia osi obrotów sita stożkowego równy 20° . Potwierdza to również kolejny wykres.

Na rysunku 11 zestawiono porównanie wpływu kąta pochylenia osi obrotów sita stożkowego α na sprawność przesiewania η , dla tej samej co poprzednio częstości obrotów $\omega = 26 \text{ }^1/\text{min}$. Zmiennym parametrem była tutaj wydajność masowa Q . Tu również, tak jak na poprzednim wykresie widzimy, że optymalny z punktu widzenia procesu przesiewania jest kąt pochylenia sita wynoszący 20° .

4. Wnioski z badań procesowych

Na podstawie wyników badań procesowych przesiewania piasku na przesiewaczu talerzowym można stwierdzić, iż maszyna ta może być stosowana do klasyfikacji sitowej szczególnie trudnych do rozdzielania mediów ziarnistych. Warunkiem jest jednak wyeliminowanie niektórych rozwiązań, nie wszystkie bowiem spośród licznych wariantów napędu takiego przesiewacza są korzystne, a przy ich wyborze nie może być mowy o dowolności czy przypadkowości. Wypływające z badań wnioski da się sprowadzić do kilku podstawowych zaleceń do projektowania i eksploatacji przesiewaczy tego typu:

- należy unikać odśrodkowego ruchu warstwy ziarnistej na sicie i związanego z tym podawania materiału nadawy na środek sita,
- większe pochylenie osi sita γ względem pionu jest korzystne, nie może jednak przekraczać pewnych wartości związanych z geometrią sita – wynika to z nachylenia tworzącej stożka sitowego β (suma $\gamma + \beta$ nie powinna być większa niż ok. 90°),
- większa częstość obrotowa sita jest korzystna, nie może jednak przekraczać wartości przy których siła odśrodkowa zaczyna przeważać nad siłą grawitacji – zatrzymując ruch warstwy ziarnistej w dół sita,
- zakres możliwych do stosowania wydajności masowych Q (lub q) w przesiewaczach tego typu jest dość szeroki, jeśli jednak zależy nam na uzyskaniu jak najwyższych sprawności, to należy ograniczyć jednostkowy masowy strumień nadawy q do około $40\div 80 \text{ g/s}\cdot\text{m}^2$,
- przy geometrii sita takiej, jaką stosowano w omawianych badaniach, optymalnym jest kąt pochylenia osi obrotów stożka sitowego γ wynoszący 20° (rys. 10), a optymalną częstością obrotową sita wartość $\omega = 38 \text{ }^1/\text{min}$ (rys. 8 i 9). Parametry takie zapewniają

zarówno stabilny ruch warstwy materiału ziarnistego na sicie, jak i wysokie wartości sprawności przesiewania.

Literatura

1. Beeckmans J.M., Hu E., Germain R., Mcintyre A.: Performance characteristics of a probability screening machine. *Powder Technology*, 43. 1985.
2. Ławińska K., Wodziński P., Modrzewski: Verification of the mathematical model of the screen blocking process. *Powder Technology*, 256. 2014.
3. Li J., Webb C., Pandiella S.S., Campbell G.M., 2003, Particle motion on sieve – a numerical study using the DEN simulation. *Powder Technology*, 133. 2003.
4. Modrzewski R., Wodziński P.: Koncepcja przesiewaczy bębnowo-stożkowych o zróżnicowanych średnicach sit do przesiewania kruszyw. *Powder and bulk*, 1. 2014.
5. Poćwiardowski W., Wodziński P., Kaniewska J.: Investigation of the rolling screen. *Journal of Mining and Geoengineering*, 36. 2012.
6. Sztaba K.: Przesiewanie. Śląskie Wydawnictwo Techniczne 1993.
7. Wodziński P.: Przesiewanie i przesiewacze. Wydawnictwo Politechniki Łódzkiej 1997.
8. Wodziński P.: Przesiewanie kopalin surowych i rozdrobnionych, *Przegląd Górniczy*, 66. 2011.
9. Wodziński P., Modrzewski R.: Motion simulation of industrial screen meshes. *Journal of Mining and Geoengineering*, 36, 2012.

Praca wykonana w ramach działalności statutowej 501/10-34-1-7015.

Zastosowanie sit szczelinowych zgrzewanych produkcji Progress Eco w procesach wydobywania i przeróbki węgla kamiennego, ropy naftowej, gazu ziemnego oraz uranu

Piotr Pasiowiec - Progress Eco Sp. z o.o. Sp. K

Klaudia Bańczyk - Progress Eco Sp. z o.o. Sp. K.

Barbara Tora - AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Józef Brożyna - Progress Eco Sp. z o.o. Sp. K.

Jerzy Wajs - Progress Eco Sp. z o.o. Sp. K.

Streszczenie: Rozdział przedstawia szerokie spektrum zastosowań sit szczelinowych zgrzewanych. Prezentowane są nowe rozwiązania konstrukcyjne oraz nowoczesne sposoby ich montażu. Rozdział charakteryzuje sita szczelinowe zgrzewane, jako kluczowe elementy maszyn klasyfikujących i układów filtracyjnych w procesach przerobczych wzbogacania węgla kamiennego, wydobywania i rafinacji ropy naftowej oraz uranu.

Prezentowano sita, jako element, który podlega ciągłemu procesowi rozwoju, w celu zapewnienia urządzeniom przerobczym maksymalnej skuteczności technologicznej, prostej i łatwej obsługi, bezawaryjnej pracy oraz efektywności ekonomicznej.

Application of welded slotted sieves of Progress Eco Ltd in coal mining and processing as well as of extraction and refining of crude oil and uranium

Abstract: The chapter presents a wide spectrum of application of welded slotted sieves. We present new solutions of sieves design in terms of their construction and modern methods of installation. The chapter presents the welded slotted sieves, as key elements of machines and systems for classifying and filtration processes in coal mining and processing, extraction and refining of crude oil and uranium.

The paper shows a screen as an element that is subject of a continuous process development, in order to ensure maximum effectiveness of the devices in beneficiation technology, simple and easy maintenance, faultless operation and economic efficiency.

1. Wprowadzenie

Definicję sita można ująć następująco – jest to powierzchnia z regularnie rozłożonymi otworami (zwanymi oczkami, szczelinami), o jednakowym wymiarze i kształcie, stosowana w urządzeniach do klasyfikacji i odwadniania. Sito jest najważniejszym elementem roboczym przesiewacza, na którym dokonuje się proces rozdziału ziaren. Dlatego też, od właściwego doboru cech konstrukcyjnych sita, dla określonych warunków technologicznych, zależy w dużym stopniu skuteczność prowadzonego procesu (przesiewania, filtracji).

Skuteczność (dokładność) przesiewania zależy, między innymi, od kształtu i układu otworów sita, ich wymiarów oraz ich liczby na określonej powierzchni. Kształt otworów sita i geometryczne formy bocznych ścianek tych otworów, w znacznym stopniu uzależniają możliwość przejścia przez nie przesiewanego ziarna. Rodzaj tworzywa, z którego wykonane jest sito, wpływa na trwałość form geometrycznych otworów oraz na gładkość powierzchni sita, krawędzi otworów czy szczelin. W przemyśle surowców mineralnych sita obecne są w każdym procesie technologicznym, w którym potrzebne jest wydzielenie produktu bądź odpadu o cechach geometrycznych, określonych wielkością otworu sita z materiału podawanego na urządzenia sortujące.

Sita techniczne znalazły zastosowanie w szeroko pojętych procesach filtracji. Ich zadaniem w tych procesach jest ochrona urządzeń wchodzących w skład instalacji przed zanieczyszczeniami mechanicznymi oraz redukcja ładunku zanieczyszczeń w czynniku.

Celem niniejszego rozdziału jest przedstawienie różnorodnego spektrum stosowania sit szczelinowych zgrzewanych, z naciskiem na nowe rozwiązania w zakresie ich konstrukcji oraz nowoczesne sposoby ich montażu. Przedstawiono sita szczelinowe zgrzewane, jako kluczowe elementy maszyn klasyfikujących i układów filtracyjnych w procesach przerobczych, związanych z wzbogacaniem węgla kamiennego, wydobywaniem i rafinacją ropy naftowej oraz uranu. Pokazano sita, jako element, który podlega ciągłemu procesowi rozwoju, w celu zapewnienia urządzeniom przerobczym maksymalnej skuteczności technologicznej, prostej i łatwej obsługi, bezawaryjnej pracy oraz efektywności ekonomicznej.

Sita szczelinowe są uniwersalnym produktem, który znalazł szerokie zastosowanie w bardzo wielu gałęziach przemysłu: od wzbogacania węgla i uranu, poprzez procesy wydobywcze i przetwórcze ropy naftowej i gazu ziemnego (w tym gazu z łupków), przemysł spożywczy, cukrowniczy, browarniczy, papierniczy, ochrony środowiska, chemiczny aż po elementy stosowane w budownictwie i architekturze. Łatwiej wymienić branże, w których sita szczelinowych się nie stosuje, niż wymienić wszystkie gałęzie przemysłu. Precyzja i powtarzalność wykonania szczelin o minimalnej wartości 30 mikronów (sita z profili Sb6, Sb8 i Sb10), w połączeniu z zastosowaniem drutów profilowych o tolerancji 2 mikronów powodują, że rozwój wielu procesów technologicznych bez zastosowania sit szczelinowych byłby niemożliwy.

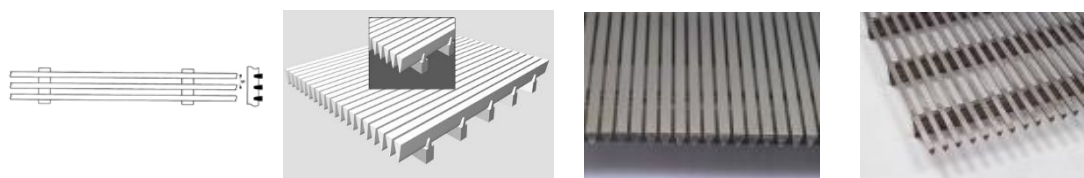
2. Charakterystyka techniczna sit szczelinowych zgrzewanych

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

Sita szczelinowe zgrzewane charakteryzują się:

- zdolnością do przenoszenia dużych obciążeń,
- dużym współczynnikiem powierzchni otwartej,
- niską podatnością na zaślepienie,

- idealnie równą i gładką powierzchnią,
- dużą precyzją wykonania,
- zwiększoną skutecznością i dokładnością separacji i odwodnienia.



Rys. 1. Sito szczelinowe zgrzewane

Druty profilowe dzielimy na dwie zasadnicze grupy. Pierwsza, to profile powierzchniowe tworzące powierzchnię filtracyjną. Wykonuje się je z drutów profilowych typu Sb, Sbb oraz profili specjalnych.

Druga, to druty nośne, poprzeczki, wykonuje się je z drutów profilowych typu Q, Sb oraz profili specjalnych, pokazanych na rysunku 2. Przekrój możliwości stosowanych profili roboczych oraz nośnych przedstawiono w tabelach nr 1, 2 i 3 Najczęściej stosowanym materiałem do wykonywania sit szczelinowych zgrzewanych jest stal nierdzewna i kwasoodporna (chromowa lub chromoniklowa z dodatkami min molibdenu, tytanu i manganu). Zakres szczelin mieści się w przedziale od $0,02 \div 20,0$ mm.

Tabela 1

Wymiary drutów profilowanych typ Sb					
Lp.	Profil	A (mm)	B (mm)	R (mm)	α (°)
1	6 Sb	$0,5 \pm 0,02$	$1,2 \pm 0,1$	0,1 max	15 ± 1
2	8 Sb	$0,6 \pm 0,02$	$1,2 \pm 0,1$	0,1 max	20 ± 1
3	10 Sb	$0,75 \pm 0,02$	$1,4 \pm 0,1$	0,1 max	20 ± 1
4	12 Sb	$1,0 \pm 0,02$	$2,0 \pm 0,1$	0,3 max	23 ± 1
5	18 Sb	$1,5 \pm 0,02$	$2,5 \pm 0,1$	0,3 max	23 ± 1
6	22 Sb	$1,8 \pm 0,02$	$3,7 \pm 0,1$	0,3 max	23 ± 1
7	28 Sb	$2,2 \pm 0,02$	$4,5 \pm 0,1$	0,3 max	23 ± 1
8	34 Sb	$2,8 \pm 0,02$	$5,0 \pm 0,1$	0,3 max	23 ± 1
9	42 Sb	$3,4 \pm 0,02$	$6,5 \pm 0,1$	0,3 max	23 ± 1
10	50 Sb	$3,4 \pm 0,02$	$7,5 \pm 0,1$	0,3 max	23 ± 1

Tabela 2

Wymiary drutów profilowanych typ Sbb i drutów specjalnych									
Lp.	Profil	A (mm)	B (mm)	C (mm)	R (mm)	α (°)	β (°)	Profil Sbb	Profil specjalny
1	34 Sbb	2,2±0,02	5,0±0,01	2,5±0,01	0,2 max	23±1	4		
2	42 Sbb	2,8±0,02	6,5±0,01	3,0±0,01	0,2 max	23±1	4		
3	50 Sbb	4,4±0,02	7,5±0,01	5,0±0,01	0,2 max	23±1	4		
4	2,4x5,0	2,4±0,02	5,0±0,01	0,8±0,01	0,2 max	23±1	0		
5	3,0x6,5	3,0±0,02	6,5±0,01	1,0±0,01	0,2 max	23±1	0		

Tabela 3

Wymiary drutów nośnych							
Lp.	Profil	A (mm)	B (mm)	C (mm)	α (°)	Poprzeczka typ Q	Poprzeczka typ 10x30
1	Q25	2,0±0,03	3,0±0,01	2,0±0,01	50±2		
2	Q35	3,0±0,03	5,0±0,01	3,7±0,01	20±2		
3	Q53	5,0±0,05	3,0±0,01	1,0±0,01	50±2		
4	Q55	4,0±0,06	8,5±0,01	5,0±0,01	30±2		
5	10x3	3,0±0,04	10,0±0,01	8,0±0,01	22±2		
6	34 Sb	2,8±0,02	50±0,01	0	23±1		

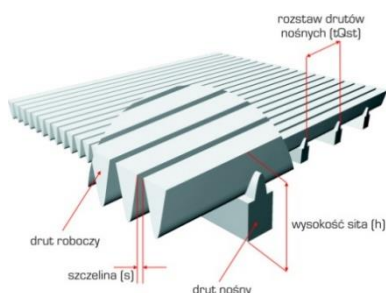


Rys. 2. Przykłady profili drutów nośnych

Sita szczelinowe zgrzewane mogą występować jako:

- płaskie
- rury.

Płaty sit szczelinowych powstają poprzez zgrzewanie specjalnie profilowanych drutów roboczych do drutów nośnych pod kątem 90° . Szczegółowy schemat konstrukcji tych płatów przedstawia rysunek 3.

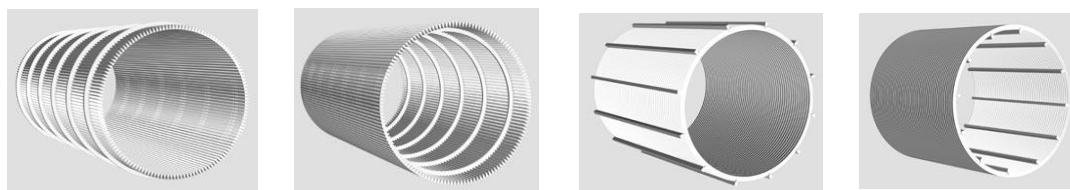


Rys. 3. Konstrukcja płatów sit szczelinowych zgrzewanych

Technologia zgrzewania sit szczelinowych pozwala na: stosowanie różnych drutów roboczych, uzyskanie różnych szczelin w jednym sicie, zastosowanie różnych drutów nośnych oraz różnych odległości między drutami nośnymi w jednym sicie, uzyskanie dużej płaskości sita (brak falistości drutów roboczych pomiędzy drutami nośnymi), dokładną kontrolę jakości wykonanych zgrzein.

Rury szczelinowe powstają poprzez jednoczesne nawijanie po spirali i zgrzewanie do ułożonych wzdłuż rury drutów nośnych specjalnie profilowanych drutów roboczych. Technologia ta pozwala na wykonanie sit szczelinowych do aplikacji, gdzie wymagana jest bardzo duża dokładność szczeliny oraz wysoka wytrzymałość sita. Dzięki zastosowaniu nowoczesnej technologii zgrzewania, można uzyskać dowolne odległości pomiędzy drutami nośnymi i bardzo dokładną i powtarzalną szczelinę. Znajdują swoje zastosowanie głównie w procesach filtracji, jako element filtrujący w przemyśle spożywczym, ochronie środowiska i innych. W ochronie środowiska stosowany jest w oczyszczalniach ścieków do wstępnego podczyszczania ścieków komunalnych i przemysłowych. Rury szczelinowe są wykonywane w czterech odmianach, przedstawionych na rysunku 4:

- szczelina obwodowa, napływ od zewnątrz,
- szczelina obwodowa, napływ od wewnątrz,
- szczelina równoległa do osi, napływ od zewnątrz,
- szczelina równoległa do osi, napływ od wewnątrz.



RW - szczelina równoległa do osi, napływ od wewnątrz

RZ - szczelina równoległa do osi, napływ od zewnątrz

OW - szczelina obwodowa, napływ od wewnątrz

OZ - szczelina obwodowa, napływ od zewnątrz

Rys. 4. Odmiany konstrukcyjne rur szczelinowych

Przykłady rur szczelinowych przedstawia rysunek nr 5.



Rys. 5. Przykłady rur szczelinowych

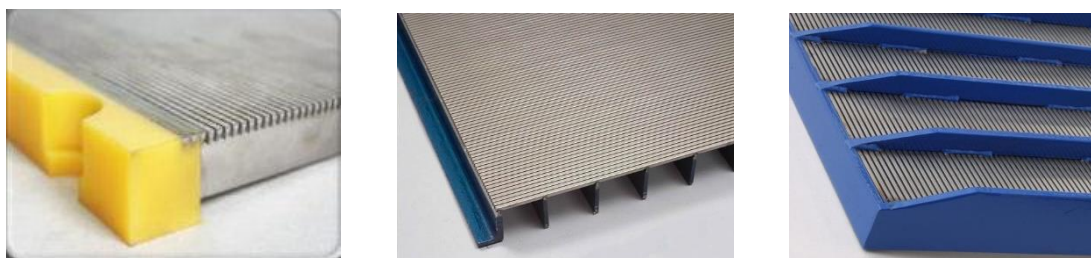
3. Zastosowanie sit szczelinowych zgrzewanych w maszynach przerobczych do wzbogacania węgla kamiennego

3.1. Pokłady sitowe w przesiewaczach wibracyjnych

Sita płaskie przeznaczone do zabudowy na przesiewaczach wibracyjnych wykonuje się w segmentach (modułach), pozwalających na ich szybką wymianę. W zależności od rozwiązania konstrukcyjnego mogą być okute płaskownikami, wykonane w ramie z poliuretanu lub ramie ze specjalnie wyprofilowanego kształtownika. Przykłady rozwiązań ram sit szczelinowych płaskich przedstawia rysunek 6.

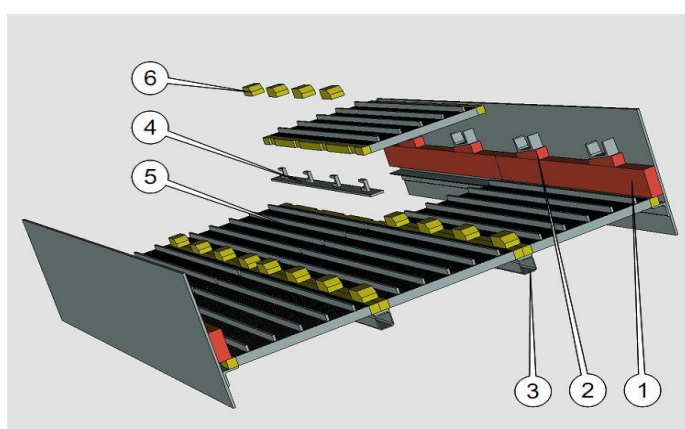
Nowoczesną i bardzo funkcjonalną konstrukcją sit szczelinowych jest ich zabudowa w ramach poliuretanowych w systemie klinowym.

Zalety systemu klinowania: lekka konstrukcja, łatwy i szybki montaż i demontaż, brak złączy śrubowych.



Rys. 6. Przykłady ram sit szczelinowych

Rysunek 7 przedstawia ideę zabudowy pokładu sit szczelinowych zgrzewanych w ramie poliuretanowej w systemie mocowania klinami.



1. Boczna listwa ochronna
2. Klin
3. Profil stalowy
4. Adapter systemu klinowego
5. Segment sita szczelinowego
6. Klin mocujący



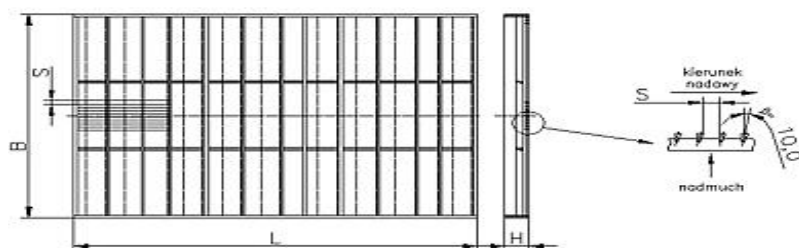
Rys. 7. Idea zabudowy pokładu sit szczelinowych w systemie klinowania

3.2. Łoża sitowe w osadzarkach

Osadzarki wodne pulsacyjne stosuje się głównie do wzbogacania węgla kamiennego surowego oraz pozyskiwania żwiru i piasku, z równoczesnym wydzieleniem zanieczyszczeń organicznych i mineralnych na zasadzie grawitacyjnego rozdziału węgla na frakcje

o określonej gęstości, w pulsującym ośrodku wodnym. Pulsujący ruch wody wywołany jest sprężonym powietrzem, cyklicznie dozowanym przez urządzenia rozrządowe do komór wodno-powietrznych, znajdujących się pod pokładem sitowym osadzarki. Woda do procesu wzbogacania i transportu warstwy węgla doprowadzona jest do każdej sekcji osadzarki w ilości dostosowanej do wielkości i składu nadawy. W zależności od jakości węgla surowego i jego składu densymetrycznego oraz żądanych parametrów produktów wzbogacania stosuje się wzbogacanie dwuproduktowe lub trójproduktowe.

Sita szczelinowe płaskie z drutami profilowymi zgrzanymi pod kątem β względem drutów nośnych (poprzeczek) pracują jako przegrody w łóżach osadzarek. Szybkość przepływu zależy od wielkości szczeliny. Możliwość regulacji kąta β zawiera się w zakresie $\beta=0-12^\circ$ (standard $\beta=10^\circ$). Schemat takiego sita przedstawia rysunek 8.



Rys. 8. Sito płaskie z drutami profilowymi zgrzanymi pod kątem β

3.3. Wkłady do sit łukowych

Wkłady szczelinowe sit łukowych są głównie stosowane przy odwadnianiu cząstek stałych z płynów. Zasada działania sita łukowego, pokazanego na rysunku 9 sprowadza się do odseparowania części stałych od ciekłych na sicie szczelinowym.



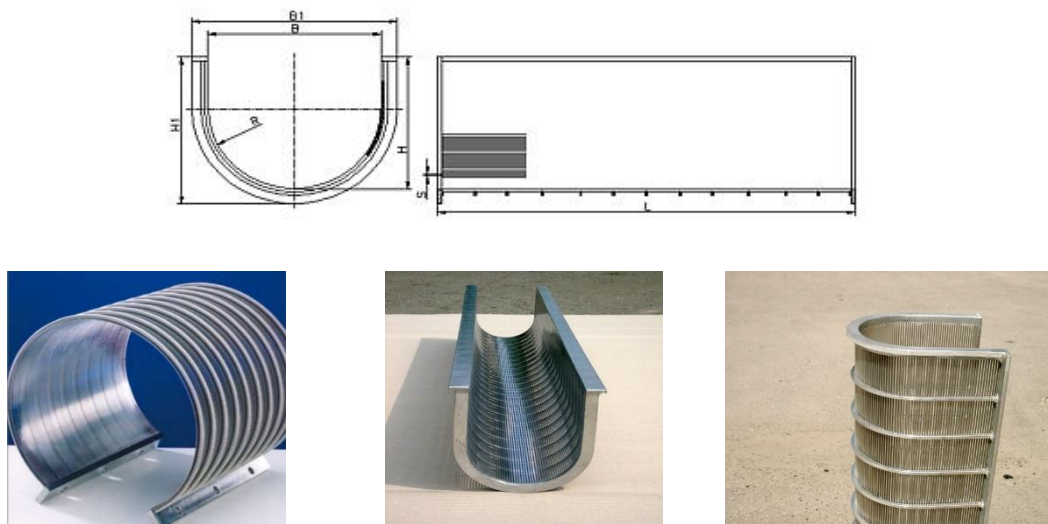
Rys. 9. Sita łukowe

Zależnie od rodzaju pracy możemy je podzielić na sита łukowe z napływem grawitacyjnym i ciśnieniowym. W procesie mechanicznej przeróbki węgla stosowane są do odmulania mialu węglowego oraz kontroli mułów przed flotacją. Jakość separacji urządzenia zależy od

parametrów zawiesiny i rodzaju zastosowanego sita. Zastosowane sita szczelinowe o drutach profilowych w kształcie trójkąta i szczelinie o kształcie klinowym, pozwalają uniknąć blokowania się części stałych w szczelinach i powodują samooczyszczanie się sita. Sito szczelinowe pozwala separować elementy, które są mniejsze niż rozmiar szczeliny tzn. ich wymiar ma ~60% wielkości szczeliny. Żądaną wydajność można uzyskać wielkością wkładu sitowego lub ilością urządzeń. Filtracyjne sito łukowe jest urządzeniem grawitacyjnym nie zużywającym energii elektrycznej. Dla intensywnych procesów z „trudnymi” zawiesinami, w których może następować zalepianie się szczelin, można zastosować system natryskowy do przemywania i oczyszczania powierzchni roboczej sita. Typ dobranego drutu profilowego i szczeliny warunkuje prześwit sita i jego wydajność. Głównymi zaletami sit łukowych są: wysoka skuteczność odwodnienia, niski poziom hałasu i wibracji, wysoka bezawaryjność i niski koszt eksploatacji.

3.4. Sita rynnowe i zsuwnie

Wkłady rynnowe wykonywane są z sita o szczelinie równoległej do osi z napływem filtrowanego medium od wewnątrz (RW) i zewnątrz (RZ). Mogą posiadać również konstrukcję wzmacniającą. Sito wytwarzane jest w technologii zgrzewanych drutów profilowych typu Sb na drucie wsporczym. Sita rynnowe stanowią przeważnie dna zbiorników, zsuwni oraz przenośników ślimakowych, w których oprócz transportu konieczna jest jeszcze dodatkowo funkcja odwadniania bądź separacji. Rysunek 10 przedstawia schemat i przykłady sita rynnowego typu RW okutego.



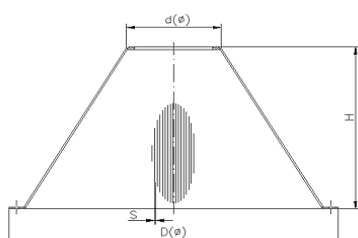
Rys.10. Sito rynnowe typu RW okute

3.5. Wkłady i kosze do wirówek

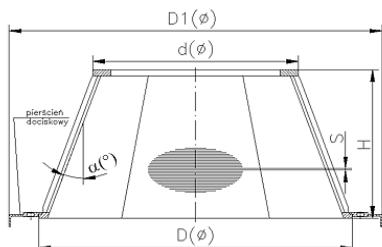
W wirówkach odwadniających są stosowane wkłady w kształcie stożków lub cylindrów. Pracują one w układach dynamicznych i służą do końcowego odwadniania nadawy.

Mogą być wykonane w wersji z konstrukcją wsporczą, samonośną wzmocnioną przez żebra, pierścienie, kołnierze, które stanowią integralną całość konstrukcji sita, lub bez konstrukcji wsporczej, jako wkłady sitowe do stelaży nośnych wielokrotnego użytku. Wymianie w tej sytuacji podlega jedynie kosz sitowy. Przykładowe rodzaje koszy sitowych do wirówek odwadniających przedstawia rysunek 11.

Ze względów wytrzymałościowych w wirówkach o większej wartości obrotów stosuje się kosze szczelinowe, których powierzchnia robocza pokryta jest dodatkową warstwą odporną na ścieranie o grubości do 200 mikrometrów (chrom, węgliki wolframu).



Kosz sitowy wirówki EBW typ 36

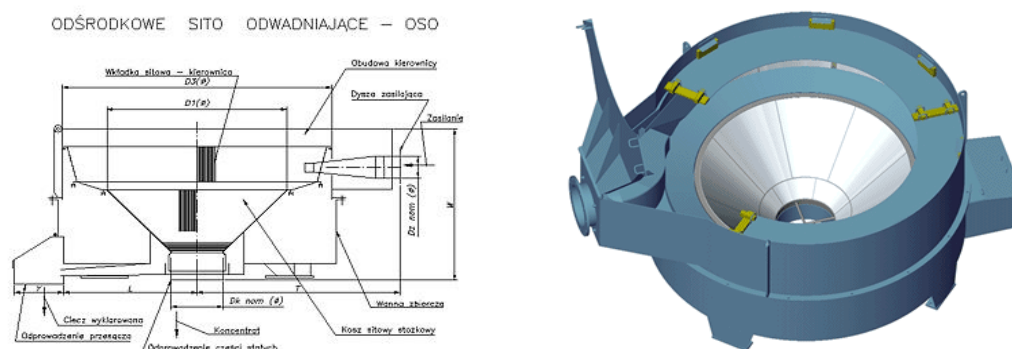


Kosz sitowy wirówki Nael 3a

Rys. 11. Przykładowe rodzaje koszy do wirówek odwadniających

3.6. Odśrodkowe sита odwadniające OSO

Odśrodkowe sита odwadniające pokazane na rysunku 12 należą do grupy statycznych urządzeń przerobczych stosowanych do odmulania i odwadniania mialu węglowego. Są to urządzenia, które pracują bez użycia energii elektrycznej, nie wymagają stałej obsługi oraz nie wytwarzają hałasu. Podstawowymi elementami sита OSO są: dysza zasilająca, obudowa kierownicy, wkładka sitowa - kierownica, kosz sitowy stożkowy, wanna zbiorcza z odbiorem części stałych i odbiorem przesącza.



Rys. 12. Odśrodkowe sito odwadniające (OSO)

W ostatnich latach wkłady sitowe szczelinowe OSO podlegają znaczącym zmianom konstrukcyjnym i budowane są jako elementy segmentowe przykręcane śrubami lub mocowane poprzez nabijane elementy szczelinowo – poliuretanowe. Rozwiązanie takie jest przedstawione na rysunku 13. Pozwala ono na szybką wymianę zużytego segmentu sitowego a nie całego stożka sitowego.



Rys. 13. Wkłady modułowe odśrodkowych sit odwadniających (OSO)

4. Zastosowanie sit szczelinowych zgrzewanych w wydobyciu i rafinacji ropy naftowej i gazu ziemnego

Technologia wydobycia ropy i gazu zakłada stosowanie w odwiertach filtrów, z wykorzystaniem rur szczelinowych zgrzewanych, nazywanych filtrami przeciwpiaśkowymi. Konstrukcja filtra składa się z korpusu z otworami na zewnętrznej powierzchni, do którego zamocowany jest element filtracyjny. Korpus posiada gwintowane końcówki przyłączeniowe. Filtr może być wykonany z korkami, usuwanymi po podłączeniu filtra (montażu w odwiercie) lub bez korków. Elementem filtracyjnym jest rura szczelinowa zgrzewana typu OZ. Szczelinę i ilość otworów w korpusie filtra, na długości jednego metra bieżącego elementu filtracyjnego, dobiera się w zależności od warunków i wymagań eksploatacyjnych. Filtry tego typu są wkładami jednorazowego użytku.

Stosowane są dwa rozwiązania konstrukcyjne filtrów przeciwpiaśkowych:



Rys. 14. Filtr przeciwpiaśkowy z rurą perforowaną wsuwaną w rurę szczelinową

Z zastosowaniem rury perforowanej jako elementu nośnego, którego cechą charakterystyczną jest sposób wykonania – wzdłuż rury perforowanej ułożone są ciasno poprzeczki, do których zgrzewany jest spiralnie profil. Zaletą takiego rozwiązania jest sztywna konstrukcja, wyższa wytrzymałość, zmniejszenie ryzyka rozwijania profilu. Otwory w rurze stanowiącej korpus (rys. 14 i rys. 15) wykonywane są na wiertarkach wielowrzecionowych.



Rys. 15. Filtr przeciwpiaśkowy z rurą perforowaną

Bez rury perforowanej. Cechą charakterystyczną filtra jest brak rury perforowanej jako elementu nośnego. Stąd też wymiary profilu i poprzeczki sita szczelinowego muszą być odpowiednio większe. Rozwiązanie takie wyklucza możliwość tworzenia się martwych stref i zmniejsza straty hydrauliczne przy przepływie medium.



Rys. 16. Filtr przeciwpiaskowy bez rury perforowanej



Rys. 17. Filtr przeciwpiaskowy tzw. snake

Filtr składa się z prostych odcinków połączonych przegubowo. Długość odcinków prostych wynosi od 0,8 do 5 m. Ilość połączeń dobiera się w zależności od promienia krzywizny długości stosowanego filtra. Konstrukcja taka pozwala na zmniejszenie siły tarcia i łatwiejsze umiejscowienie filtra w odwiercie.

Elementy wewnętrzne reaktorów do reformingu. Sita szczelinowe znajdują zastosowanie w elementach reaktora w procesie reformingu (reformingu katalityczny, reformowanie benzyny) wobec lekkich frakcji ropy naftowej lub produktów krakingu w celu

otrzymania paliw o wysokiej liczbie oktanowej. Urządzenia, w większości przypadków, produkowane i dostarczane są jako kompletne. Elementy wewnętrzne reaktorów wykonane z sit szczelinowych dostarczane mogą być też jako części wymieniane w czasie remontów reaktorów. Typowy zestaw elementów wewnętrznych reaktora reformingu zawiera: dozownik, górną pokrywę, centralną rurę, podłogę, scalopy.



Rys. 18. Reaktory do reformingu ropy z zabudowanymi sitami szczelinowymi

5. Wydobycie i wzbogacanie uranu

Uran jest metalem ciężkim, występującym powszechnie w przyrodzie, nie tylko w skałach ale też w wodzie, roślinach, zwierzętach a nawet w ciele człowieka. Dla celów przemysłowych największe znaczenie mają bloki skalne z dużą zawartością minerałów uranowych. Istnieją trzy główne metody wydobywania uranu:

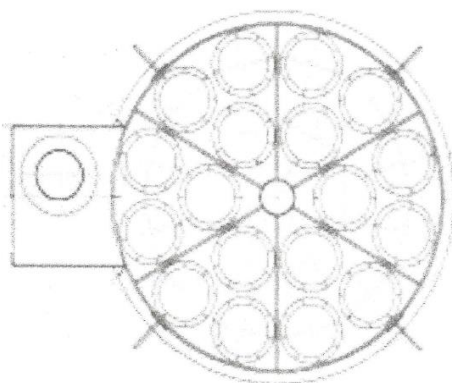
- odkrywkowa,
- głębinowa (system wydobywania podobny do kopalń węglowych),
- otworowa, inaczej trawienia podziemnego (**ISL - In Situ Leaching**) - polega na ługowaniu, upłynnianiu skały i wypompowywaniu jej na powierzchnię.

Ruda wydobyta w kopalniach lub odkrywce musi być poddana wieloetapowej obróbce, zanim zostanie z niej wyprodukowane paliwo jądrowe. Pierwszym etapem obróbki po

wydobyciu jest kruszenie bloków skalnych, mielenie i ługowanie - w rezultacie otrzymujemy tzw. yellowcake, czyli oczyszczony uraninit U_3O_8 . Składa się on w ponad 99% z nierozszczepialnego izotopu U-238 i w mniej niż 1% z rozszczepialnego U-235 (a tylko ten może być wykorzystany jako normalne paliwo jądrowe).

Rury szczelinowe stosowane są do wydobywania uranu metodą ługowania podziemnego jak również w zakładach wzbogacania uranu (filtry pionowe, poziome i stożkowe).

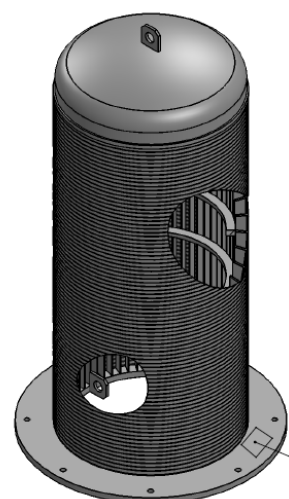
Budowa kolumny SNK (Sorpcyjna Kolumna Ciśnieniowa). W kolumnie jest 18 filtrów cylindrycznych oraz 1 filtr stożkowy zabezpieczający znajdujący się poza kolumną.



Rys. 19. Widok z góry kolumny SNK



Rys. 20. Filtry w kolumnie filtracyjnej SNK



Rys. 21. Filtr pionowy do kolumny SNK

Warunki eksploatacji kolumny SNK i wkładów filtracyjnych:

- napływ roztworu do filtracji: z zewnątrz do wewnątrz,
- praca kolumny szeregowo w cyklach: sorpcja/desorpcja i mycie/regeneracja żywicy (z zastosowaniem roztworu),
- obszar roboczy kolumny wypełniony jest żywicą jonowymienną,
- filtry zamocowane są w górnej części kolumny służą do przyspieszenia filtracji i zapobieganiu przedostawaniu się dużej frakcji żywicy jonowymienniej,
- obiegowa ilość roztworu w kolumnie wynosi 400 m³/h,
- filtry wytrzymują ciśnienie max 6 bar wynikające z zaślepienia szczelin filtra,
- materiały filtra przystosowane do specyficznych roztworów stosowanych na zakładzie (żywica oraz skoncentrowany roztwór H₂SO₄, U, Fe₂⁺, Fe₃⁺, Ca, Cl, o pH 1,5 – 1,7; i w temperaturze od 5^o do 50^o C),
- materiał filtra szczelinowego: AISI 316,
- waga netto filtra: konstrukcja powinna być lekka, max do 75 kg,
- graniczna długość filtra: 850 mm,
- średnica zewnętrzna z uwzględnieniem elementów ochronnych: nie więcej niż 460 mm,
- szczelina: 0,300 mm +/- 0,020 mm,
- powierzchnia filtracji (prześwit): komplet sit cylindrycznych składający się z 18 sztuk zapewnia przepuszczalność roztworu, bez uwzględnienia oporu żywicy, nie mniej niż 1500 m³/h,
- pole powierzchni otwartej (prześwit) nie mniej niż 24%,
- drut profilowy zapewnia samooczyszczenie powierzchni filtracyjnej.

W czasie pracy kolumny SNK może nastąpić uszkodzenie filtrów szczelinowych cylindrycznych, przykład na rysunku 22.



Rys. 22. Uszkodzony filtr kolumny SNK

Proces ten nie jest do końca zbadany i następuje prawdopodobnie pod wpływem nagłego wzrostu miejscowego ciśnienia w kolumnie. Uszkodzeniu ulega filtr, który znajduje się w pobliżu, co powoduje wyciek żywicy do filtra stożkowego, zabezpieczającego. Daną kolumnę wyłącza się z eksploatacji, spuszcza żywicę do momentu ustalenia, który filtr uległ uszkodzeniu. Następnie wymienia się uszkodzony wkład filtracyjny na nowy. Dotychczasowe sposoby wyeliminowaniu uszkodzeń (deformacji) polegały na wprowadzaniu różnych rozwiązań konstrukcyjnych – zmianie poprzeczki sit szczelinowych, zastosowaniu dodatkowych wzmocnień.

Filtry szczelinowe stosowane przy wydobyciu uranu metodą ługowania. Metoda otworowa (*ISL – In Situ Leaching*) polegająca na wpompowaniu pod powierzchnię ziemi substancji ługujących (kwas siarkowy), upłynniających rudę, a następnie wypompowaniu rozpuszczonych minerałów na powierzchnię. W procesie wydobywania uranu tą metodą stosowane są filtry z zastosowaniem sita szczelinowego zgrzewanego typu OZ.

Typowe długości rury szczelinowej: 5,75 m, 2,8 m;

Szczelina sita cylindrycznego: 0,35 mm;

Średnica sita: około 113 mm.

Filtry zaopatrzone są w końcówki z gwintem zapewniające łączenie kolejnych filtrów podczas wprowadzania do otworu wydobywczego.



Rys. 23. Filtry szczelinowe stosowane przy wydobywaniu uranu

6. Podsumowanie

Konieczność ciągłego podnoszenia skuteczności technologicznej sit szczelinowych, jakości wykonania, przy jednoczesnym poszukiwaniu możliwości obniżania kosztów eksploatacji, wymusza ciągły rozwój ich rozwiązań konstrukcyjnych. Prace konstrukcyjno-technologiczne nad doбором materiałów do produkcji sit technicznych oraz ich budową są skierowane również na poszukiwanie optymalnych rozwiązań mających na celu zapewnienie ich funkcjonalności, łatwego i sprawnego sposobu montażu oraz bezawaryjnej pracy. Liderem na polskim rynku, a w ostatnich latach także europejskim, w rozwoju sit szczelinowych zgrzewanych jest Progress Eco.

Zapotrzebowanie na energię elektryczną, a co za tym idzie na surowce energetyczne będzie wrastać. Warto jeszcze raz podkreślić, że niemożliwym byłoby prowadzenie procesów przerobczych zmierzających do uzyskania odpowiedniej jakości parametrów energetycznych węgla, ropy, gazu ziemnego i uranu bez zastosowania sit szczelinowych zgrzewanych.

Ilość i różnorodność aplikacji przemysłowych sit szczelinowych zgrzewanych sprawiają, że jest to uniwersalny produkt spełniający najwyższe wymagania stawiane najnowocześniejszym materiałom przemysłowym podlegający nieustannemu rozwojowi i doskonaleniu ich konstrukcji. Sita szczelinowe odgrywają kluczową rolę w procesach przerobczych w zapewnieniu najwyższej jakości wzbogacanych surowców.

Literatura

1. Banaszewski T.: Przesiewacze, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1990.
2. Sztaba K.: Przesiewanie, Wydawnictwo Śląsk, Katowice 1993.
3. Blaschke S., Blaschke W.: Maszyny i urządzenia w przeróbce kopalni. Sita. Skrypt uczelniany nr 1145. Wydawnictwo AGH, Kraków 1989.

4. Jonczak P., Pasiowiec P., Śmiejek Z.: Technologiczne i ekonomiczne racje istnienia nowych rozwiązań w obszarze stosowania sit produkcji Progress Eco S.A.; Nowoczesne systemy przerobcze surowców mineralnych z uwzględnieniem problemów ochrony środowiska; KOMEKO 2004 Ustroń.
5. Tora B., Pasiowiec P., Śmiejek Z.: The possibilities of using the centrifugal dewatering sieve In the system of classification; 7th Conference on Environment and Mineral Processing, VŠB – TU Ostrava 2003.
6. Pasiowiec P.: Analysis of Work and Optimization of Centrifugal Dewatering Sieve, Doctoral dissertation, Ostrava 2008.
7. Pasiowiec P., Wajs J., Bańczyk K., Borkowski W., Bogusław A., Tora B.: Rozbudowa układu klasyfikacji i odwadniania w Zakładzie Przeróbczym PG Silesia na bazie przesiewaczy wibracyjnych produkcji Progress Eco; Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych: Bezpieczeństwo – jakość – efektywność. Monografia, KOMAG 2015.
8. Hycnar J.J., Pasiowiec P., Bańczyk K., Wajs J., Tora B.: Zwiększenie skuteczności odwadniania i klasyfikacji zawiesiny wody odciekowej w instalacjach odwadniania żużla przy zastosowaniu sit OSO, XXIX konferencja z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej pt. Paliwa dla energetyki – mix energetyczny. Zakopane, 2015.
9. Drzymała J.: Podstawy mineralurgii, Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2001.
10. Pasiowiec P., Bańczyk K., Wajs J., Gawlista S., Tora B., Burek A.: Comparative analysis of dewatering efficiency and distribution of materials in centrifugal dewatering sieve with steel and polyurethane insert; 19th Conference on Environment and Mineral Processing, VŠB – TU Ostrava 2015.
11. Laskowski J., Łuszczkiewicz A.: Przeróbka kopalin, Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 1989.
12. Materiały reklamowe, prace badawcze i dokumentacje firmy Progress Eco Sp. z o. o. Sp. K.
13. <http://progresseco.pl/>

Współczesne konstrukcje kruszarek - rozdrabniaczy walcowych

Jan Sidor – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: *Kruszarki z walcami rozdrabniającymi wyposażone w jeden, dwa, trzy i cztery uzębione walce robocze, zwane są również rozdrabniaczami, shredderami, nożycami obrotowymi, a w szczególnych zastosowaniach mają jeszcze inne nazwy. Kruszarki te są odpowiednio specjalizowane i znalazły szerokie zastosowanie w wielu branżach. Używane są do rozdrabniania materiałów kruchych – głównie surowców mineralnych, materiałów plastycznych i kruchych – wyeksploatowanych pojazdów samochodowych, sprzętu AGD, zużytego sprzętu elektronicznego i elektrycznego, odpadów polimerowych, materiałów włóknistych – drewna, materiałów wytwarzanych z celulozy – tektury i papieru, różnego rodzaju folii, a także półproduktów pochodzących z procesów filtracji. Budowane są jako maszyny stacjonarne, mobilne, wyposażenie koparek oraz niewielkich jednostek wyposażenia biur. W pracy podano klasyfikację tych maszyn przerobczych, opisy ich budowy i działania, podstawowe parametry techniczne oraz przykłady zastosowań.*

Modern designs of roll crushers and shredders

Abstract: *Crushers with crushing rollers – equipped with one, two, three and four cogged working rollers – are also called shredders, rotary shears, and in specific applications have other names. These crushers are appropriately specialized and widely used in many industries. They are used for crushing brittle materials: mainly mineral raw materials; plastic and frangible materials: scrapped motor vehicles, household appliances, electronic and electrical waste; polymeric waste and fibrous materials; materials manufactured from cellulose: cardboard and paper; various types of plastic foil; and byproducts from the filtration processes. They are designed as stationary or mobile machinery, equipment for excavators and as small units for office applications. This paper presents classification, construction and operation descriptions, application examples and basic specifications of various types of roll crushers.*

1. Wprowadzenie

Kruszarki walcowe z jednym walcem roboczym stosowane są do rozdrabniania surowców mineralnych od ponad stu lat (Patent USA, A. Tomas 1864) [1].

Kolejne rozwiązania konstrukcyjne kruszarek już jako dwuwalcowych pojawiały się na początku XX wieku [2]. Rozwiązania konstrukcyjne i podstawowe parametry pracy starszych konstrukcji kruszarek walcowych przedstawiono w pracach [3, 4].

Kruszarki te umieszczane są na pierwszym i drugim stopniu rozdrabniania, zwłaszcza jeśli produkt kruszenia wymagał odpowiedniego składu ziarnowego oraz ziaren o wymaganym kształcie.

Wśród kruszarek z jednym walcem dominują dwa rozwiązania konstrukcyjne, to jest kruszarka walcowo-szczękowa z jedną szczęką, kruszarka z dwoma szczękami roboczymi [3] - zwane w literaturze polskiej – Rotex [4]. Znane jest rozwiązanie z dwoma szczękami, z których jedna jest szczęką roboczą, a druga szczęka równoważy dynamicznie szczękę roboczą [5]. Pewnymi odmianami konstrukcyjnymi tej kruszarki zwanymi też rozdrabniaczami są maszyny do rozdrabniania materiałów niekruchych, np. opon samochodowych, polimerów zwane w języku niemieckim Universalzerkleinerer oraz rozdrabniacze jednowalcowe o osi pionowej do rozdrabniania mniejszych elementów polimerowych zwanych w języku niemieckim Schneideanlage (urządzenie tnące) [6].

Dla potrzeb górnictwa produkowane są kruszarki walcowe z jednym walcem stosowane jako kruszarki ścianowe lub podścianowe [7].

Inne specjalizowane konstrukcje tych kruszarek, to rozdrabniacze zwane rębakami bębnowymi stosuje się do rozdrabniania gałęzi [8] oraz rozbrylacze do rozdrabniania zbrylonych materiałów [9] oraz odwodnionych placków filtracyjnych [10].

Klasyczne kruszarki walcowe o gładkich walcach, tanie, o prostej budowie, cechują większe wydajności, mniejsze stopnie rozdrobnienia przy dużym udziale ziaren płaskich Tego rodzaju produkt kruszenia nie może być stosowany jako kruszywo, wsad do szybowego pieca wapienniczego, czy jako komunalny węgiel energetyczny. Stąd alternatywą tych kruszarek są kruszarki wyposażone w walce uzębione, lub kruszarki jednowalcowe, względnie walcowo-szczękowe.

Duże możliwości technologiczne kruszarek walcowych, zdeterminował rozwój ich konstrukcji. Wzrosło również zapotrzebowanie na nie w rozdrabnianiu surowców mineralnych, rud, odpadów betonowych, gruzu, innych przemysłowych uziarnionych produktów i odpadów. Zastosowano je także w rozdrabnianiu użytkowych wyrobów: sprzętu AGD, urządzeń elektrycznych, elektronicznych (ZSEE) oraz wyeksploatowanych pojazdów mechanicznych (SWE). Do rozwoju tych kruszarek znacząco przyczynił się postęp techniczny w dziedzinie inżynierii materiałowej zarówno w technologiach wytwarzania nowych tworzyw konstrukcyjnych na elementy robocze kruszarek, a także w zakresie wytwarzania napędów dużej mocy, w tym napędów hydraulicznych.

Kruszarki te nazywane są też rozdrabniaczami lub nożycami obrotowymi, kruszarkami wolnoobrotowymi oraz jedno lub wielowalowymi. Funkcjonują również ich nazwy angielskie: shredder [11] - w odmianach stosowanych do rozdrabniania użytkowych wyrobów gumowych, polimerowych, folii wieloskładnikowych, odpadów produkcji roślinnej, czy papieru oraz impaktor [12] – w przypadku zastosowania do rozdrabniania gruzu betonowego, ceglanego lub surowców mineralnych.

Na rynku oferowane są obecnie nowe rozwiązania rozdrabniaczy wyposażone dwa, trzy i cztery, a nawet pięć uzębionych walców roboczych [13, 14]. Rozwiązanie z dwoma walcami różni się od klasycznej kruszarki walcowej brakiem podparcia sprężystego opraw łożysk jednego z walców, konstrukcją części roboczej walców oraz mniejszą prędkością obwodową walców – zwykle poniżej 2 m/s. Stąd używana jest również nazwa kruszarka walcowa wolnoobrotowa.

Najczęściej użytkowane są jako maszyny stacjonarne, rzadziej mobilne – z własnym napędem i napędem z silnika spalinowego. Kilka firm oferuje je jako wyposażenie koparek. Wówczas umieszczane są w miejscu mocowania łyżek [15] i wyposażane są w hydrauliczny napęd walca lub walców. Oferowana jest również maszyna do rozdrabniania ziaren kruszywa leżącego na podłożu [16]. Wiele niewielkich konstrukcji takich rozdrabniaczy używanych jest jako niszczarki papieru.

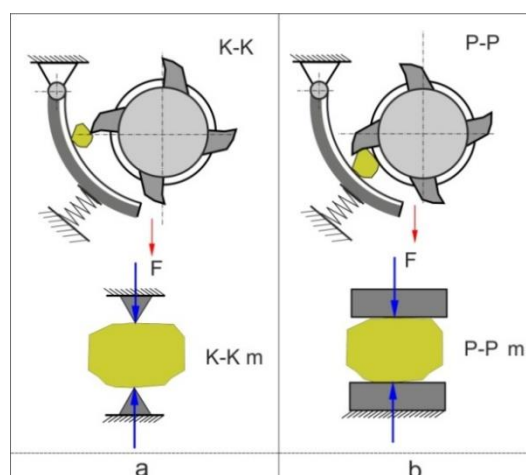
Praca zawiera klasyfikacje, opisy budowy i działania, podstawowe parametry techniczne i aplikacje kruszarek - rozdrabniaczy. Ze względu na dużą obszerność omawianej problematyki tych maszyn rozdrabniających, zwanych dalej krótko kruszarkami, treść rozdziału zawężono do maszyn stosowanych w przeróbce surowców mineralnych, uziarnionych odpadów, recyklingu SWE i ZSEE.

2. Podstawy rozdrabniania w kruszarkach - rozdrabniaczach walcowych

Znaczne zróżnicowanie budowy kruszarek – rozdrabniaczy walcowych, zwanych dalej krótko kruszarkami, zdeterminowane jest ich zastosowaniem, wymaganiami produktu rozdrabniania, własnościami fizycznymi rozdrabnianych materiałów, a także wydajnością i polityką patentową ich producentów.

Przez wiele lat stosowano kruszarki te do rozdrabniania surowców mineralnych, to jest materiałów kruchych o wytrzymałości na ściskanie poniżej 100 MPa oraz mało abrazyjnych. Postęp w wytwarzaniu tworzyw konstrukcyjnych stosowanych na elementy robocze tych kruszarek – głównie na uzębione walce lub wymienne noże, profilowane tarcze oraz wykładziny rozdrabniające mocowane na walcach umożliwiły zastosowanie, zwłaszcza kruszarek dwuwalcowych do rozdrabniania materiałów mineralnych o większej wytrzymałości na ściskanie oraz metalowych poużytkowych wyrobów w tym SWE i ZSEE.

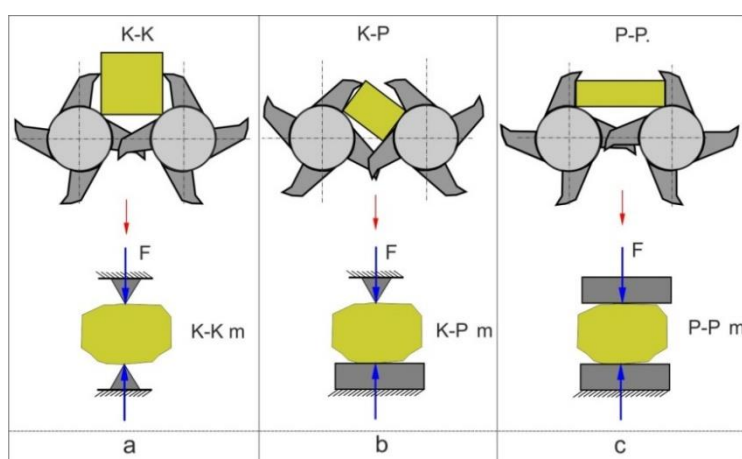
Na rysunku 1 zamieszczono dwa uogólnione – uproszczone przypadki stanu obciążenia ziaren materiału występujące przy rozdrabnianiu materiałów kruchych (surowców mineralnych). Na tym rysunku przedstawiono uproszczone modele stanu obciążenia pojedynczych ziaren materiału, które przyjmuje się do analizy pracy kruszarki. Są to model: K-K – obrazujący ścinanie ziarna oraz model P-P – obrazujący ściskanie (zgniatanie) ziarna.



Rys. 1. Modelowe stany obciążenia ziaren w kruszarce walcowo-szczękowej: a – obciążenie ziarna stron klinami, b – obciążenie ziarna z obu stron płytami, K-K – obciążenie dwustronne klinami, K-Km – model tego obciążenia, P-P - obciążenie dwustronne płytami, P-Pm – model tego obciążenia, F – sumaryczna siła obciążająca ziarno [źródło: opracowanie własne]

Na rysunku 2 zamieszczono trzy uogólnione przypadki stanu obciążenia ziaren materiału występujące przy rozdrabnianiu materiałów kruchych w kruszarce dwuwalcowej, których występuje najczęściej na rynku. Bardzo podobne przypadki stanu obciążenia ziaren występują w kruszarkach trójwalcowych, czterowalcowych oraz kruszarce pięciowalcowej. Dla tego rozwiązania kruszarki o schemacie budowy podanym na rysunku 2b można wyróżnić jeszcze jeden przypadek – model K-P, który odzwierciedla tzw. rozłupywanie klinem ziarna znajdującego się na płycie [17].

Wymienione przypadki stanów obciążenia ziaren przydatne są do modelowania pracy kruszarek przy quasistatycznych przypadkach propagacji obciążeń niszczących.



Rys. 2. Modelowe stany obciążenia ziaren w kruszarce walcowej dwuwalcowej: a – obciążenie ziarna stron klinami, b – obciążenie klinem ziarna znajdującego się na płycie, c – obciążenie ziarna płytami, K-K – obciążenie dwustronne klinami, K-Km – model tego obciążenia, K-P - obciążenie klinem ziarna na płycie, K-Pm – model tego obciążenia P-P - obciążenie dwustronne płytami, P-Pm – model tego obciążenia, F – sumaryczna siła obciążająca ziarno [18]

W pracy [3] podano wyrażenie określające wydajność kruszarek jedno i dwu walcowych:

$$Q = \pi D_w L_k n_s s \varphi, \text{ m}^3/\text{s}$$

gdzie: Q – wydajność kruszarki, m^3/s

D_w – średnica zewnętrzna walca, m

L_k – skorygowana długość walca, m; $L_k = (0,5 \div 0,6)$ długości roboczej walca,

n_s - prędkość obrotowa walca, obr/s

s – szczelina pomiędzy walcem a szczęką, m

φ – stopień rozluźnienia – wypełnienia strefy kruszenia, [-]

Zapotrzebowanie mocy przez kruszarkę jednowalcową w sposób przybliżony oblicza się z wyrażenia podanego w pracy [3]:

$$P_k = k D_w L, \text{ kW}$$

gdzie: P_k - pobór mocy przez kruszarkę, kW

k - współczynnik uwzględniający właściwości mechaniczne rozdrabnianego materiału i konstrukcji kruszarki – przyjmuje wartości w przedziale $25 \div 100$ [kW m^2].

Jednostkowe zapotrzebowanie energii w tych kruszarkach jednowalcowych przy rozdrabnianiu materiałów o wytrzymałości na ściskanie poniżej 100 MPa mieści się w zakresie $0,3 \div 1,5$ kWh/Mg [3], a według [18] - $0,5 \div 1,0$ kWh/Mg, natomiast dla kruszarek dwuwalcowych $0,3 \div 1,5$ kWh/Mg [18].

W pracy [18] podano kilka zależności do obliczania podstawowych parametrów tych kruszarek, takich jak prędkość obrotowa walców, wymiary maksymalnego ziarna nadawy, a w szczególności wydajności i zapotrzebowania mocy przez kruszarki jedno i dwuwalcowe.

Zaletą tych kruszarek jest znacznie mniejszy od klasycznych kruszarek walcowych stosunek średnicy walca roboczego do maksymalnego wymiaru ziarna nadawy, który wynosi od 10 do 12. Wskaźnik ten umożliwia budowę kruszarek o mniejszych wymiarach oraz mniejszej masie.

3. Klasyfikacje, budowa kruszarek

Główny podział kruszarek przeprowadza się według kryterium ilości walców roboczych. Stąd wyróżnia się kruszarki:

- jednowalcowe, walcowo-szczękowe,
- dwuwalcowe – najczęściej konstrukcji i najczęściej stosowanych,
- trójwalcowe,
- czterowalcowe,
- pięciowalcowe.

Drugi podział dotyczy rodzajów napędu, to jest napęd:

- klasyczny mechaniczny (motoreduktor z silnikiem elektrycznym),
- hydrauliczny z silnikiem hydraulicznym.

W przypadku napędu mechanicznego napęd każdego z walców roboczych może być realizowany odrębnie – bez synchronizacji prędkości obrotowych obu walców. Mniejsze rozdrabniacze mogą mieć jeden napęd z przekładnią mechaniczną rozdzielającą moment obrotowy do każdego z walców. Duże kruszarki, zwłaszcza stosowane w przygotowaniu do recyklingu SWE wyposażane są w układy napędowe z rewersją prędkości obrotowej walców.

Podział trzeci związany jest z budową walców roboczych i rozróżnia:

- walce z elementami roboczymi w kształcie tarcz z nożami roboczymi w ilości od dwóch do kilkunastu mocowanych na wale o przekroju kwadratowym, sześciokątnym lub innym kształtowym – tarcze mogą być monolityczne lub posiadać noże wymienne mocowane złączami śrubowymi,
- walce monolityczne z elementami roboczymi jako noże mocowanymi na obwodzie walca za pomocą złączy śrubowych,
- walce monolityczne z elementami roboczymi – nożami styczno-obrotowymi – stosowanymi w organach urabiających kombajnów górniczych – osadzanych w odpowiednich obsadach usytuowanych na powierzchni walcowej obu walców,
- walce monolityczne z elementami roboczymi w kształcie prostopadłościanów mocowanymi na obwodzie walca za pomocą złączy spawanych.

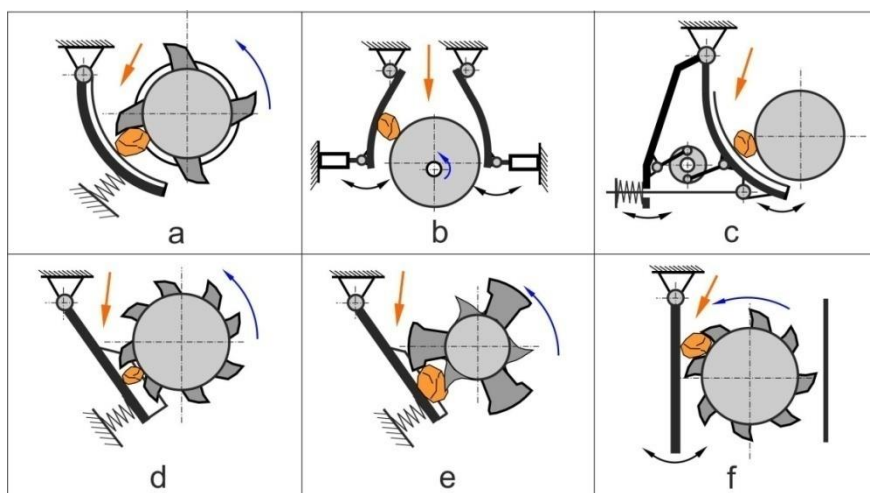
Najwięcej odmian konstrukcyjnych mają kruszarki jednowalcowe. Zróżnicowanie ich budowy i działania spowodowane jest ich zastosowaniem, a w szczególności własnościami fizycznymi rozdrabnianych w nich materiałów oraz wydajnością kruszarki. Na zróżnicowanie budowy ma również wpływ polityka w zakresie praw autorskich.

Na rysunku 3 przedstawiono schematy budowy i działania kruszarek stosowanych do rozdrabniania kruchych surowców mineralnych, a na rysunku 4 węgla, drewna i zbrylonych materiałów.

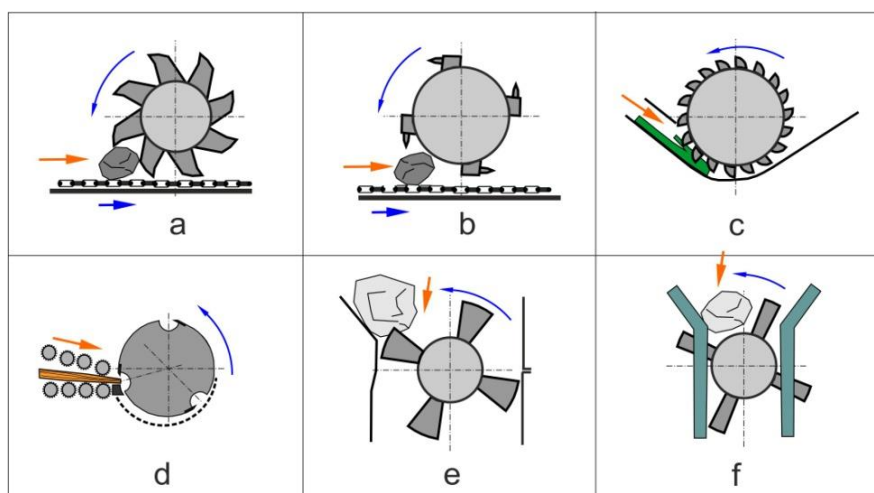
Zamieszczone na rysunkach 3 i 4 schematy kruszarek nie uwzględniają maszyn stosowanych do rozdrabniania gumy, polimerów, folii, materiałów włóknistych. Tego rodzaju kruszarki (rozdrabniacze, młyny nożowe), budowane są z wirnikami walcowymi usytuowanymi poziomo, rzadziej pionowymi oraz jako wielokrawędziowe.

Rozwiązania konstrukcyjne kruszarek jednowalcowych cechuje duże zróżnicowanie budowy, zwłaszcza rozdrabniaczy przeznaczonych do rozdrabniania gumy, polimerów [19, 20] oraz konstrukcji ich walców – rozdrabniających wirników [21].

Przy rozdrabnianiu surowców mineralnych stosowane są zwykle wirniki monolityczne i modułowe, przy rozdrabnianiu SWE i ZSEE segmentowe z wymiennymi krótkimi nożami, a przy rozdrabnianiu gumy i tworzyw polimerowych wirniki monolityczne z długimi nożami.



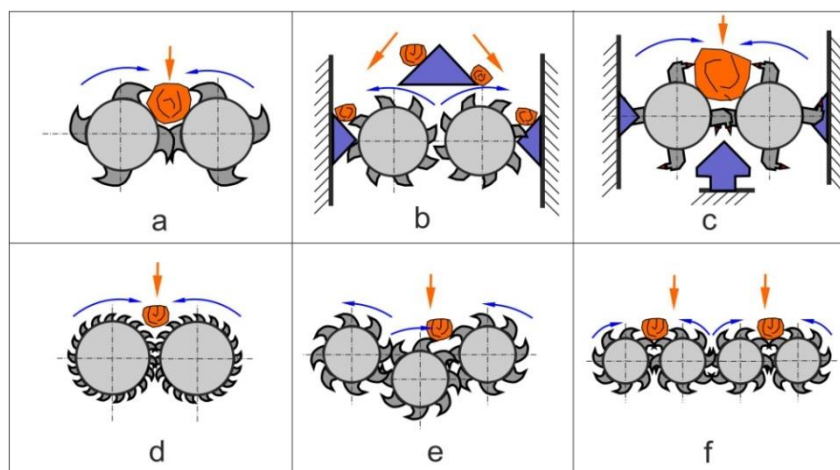
Rys. 3. Schematy budowy i działania kruszarek jednowalcowych: a – ze szczęką łukową, b – z dwiema szczękami i walcem roboczym – typu Rotex, c – z roboczą szczęką wyrównowazającą siły dynamiczne z biernym walcem, d – z pochyloną szczęką, wirnikiem modułowym z wymiennymi elementami roboczymi, e - ze szczęką pochyloną, wirnikiem monolitycznym, f – ze szczęką pionową ruchomą (lub stałą) i wirnikiem modułowym [źródło: opracowanie własne]



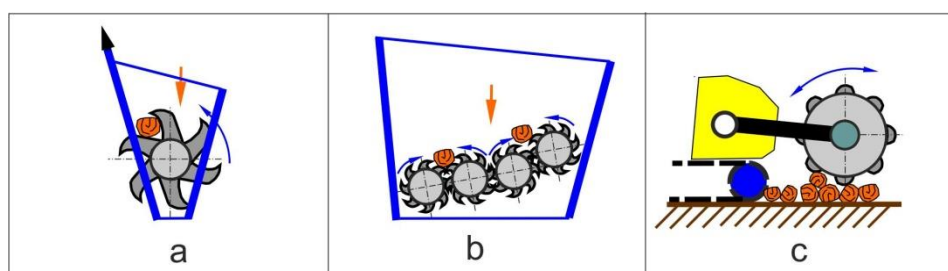
Rys. 4. Schematy budowy i działania kruszarek jednowalcowych: a – ścianaowa do węgla z wirnikiem kształtowym b – ścianaowa z nożami stycznno-obrotowymi, c – rębak gałęzi, d - rębak do bali, e - rozbrylacz materiałów (np. po suszeniu) bez przegród, f - rozbrylacz materiałów z przegradami [źródło: opracowanie własne]

Bardziej rozpowszechnione są kruszarki wielowalcowe, wśród nich najczęściej używanych jest w wersji dwuwalcowej [22, 23, 24]. Kilka firm oferuje kruszarki trójwalcowe [14, 26] czterowalcowe [14, 27]. Na rysunku 5 zamieszczono schematy budowy i działania najczęściej produkowanych kruszarek dwu, trzy i czterowalcowych. Jeden z producentów oferuje również kruszarkę pięciowalcową [14]. Na rysunku 6 zamieszczono zastosowane rozwiązania kruszarki walcowej w łyżce koparki [28] oraz jako narzędzie do rozdrabniania

ziaren kruszywa na podłożu [29]. W łyżce instaluje się kruszarki jednowalcowe [28], dwuwalcowe, trójwalcowe, a nawet czterowalcowe [30]. Wały tych kruszarek napędzane są silnikami hydraulicznymi, ze źródeł ciśnienia znajdujących się na koparkach. Kruszarki te budowane są często jako modułowe z wymiennymi walcami roboczymi oraz mocą instalowanych silników dostosowanymi do własności fizycznych rozdrabnianych materiałów.



Rys. 5. Schematy budowy i działania kruszarek wielowalcowych: a – dwuwalcowych ze ścieżką rozdrabniania pomiędzy walcami, z prędkością obrotową wałów „do siebie”, b – dwuwalcowa ze ścieżką rozdrabniania na zewnątrz walców, na występach oporowych, z prędkością obrotową wałów „od siebie”, c – dwuwalcowa z nożami styczo-obrotowymi, z prędkością obrotową wałów „do siebie”, z trzema ścieżkami rozdrabniania pomiędzy wałami, na dwóch bocznych i jednym dolnym występie oporowym, d – dwuwalcowa do średniego rozdrabniania z wieloma (6÷24) nożami rozdrabniającymi, e – trójwalcowa, f – czterowalcowa [źródło: opracowanie własne]



Rys. 6. Schematy budowy i działania kruszarek: a – jednowalcowej w łyżce koparki, b – czterowalcowej w łyżce koparki, c - na podwoziu gąsienicowym do rozdrabniania materiału w złożu [źródło: opracowanie własne]

4. Rozwiązania konstrukcyjne, zastosowania i parametry kruszarek

Najczęściej stosowane rozwiązania konstrukcyjne kruszarek jednowalcowych zamieszczono na rysunku 7.

a)



b)



Rys. 7. Kruszarki jednowalcowe: a – firmy FAM, [31], b – firmy Cogar [32]

Na rysunku 8 przedstawiono rozwiązania konstrukcyjne specjalizowanych kruszarek, to jest kruszarki ścianowej i rozbrylacza. Na rysunku 9 przedstawiono rozwiązania konstrukcyjne walców rozdrabniających oraz stref roboczych kruszarek jednowalcowych stosowanych w przeróbce surowców mineralnych.

a)



b)



Rys. 8. Kruszarki jednowalcowe: a – ścianowa [7], b - rozbrylacz [33]

a)



b)



Rys. 9. Strefy kruszenia kruszarek jednowalcowych: a – kruszarki firmy FAM [32],
b – kruszarki firmy McLanahan [35]

Większość kruszarek produkowana jest jako kruszarki dwuwalcowe (rys. 10, 11, 12).

a)



b)



Rys. 10. Kruszarki dwuwalcowe: a – firmy Satrin z napędem hydraulicznym walców [26],
b – firmy Goster ze sprężystym podparciem opraw łożysk jednego walca [36]

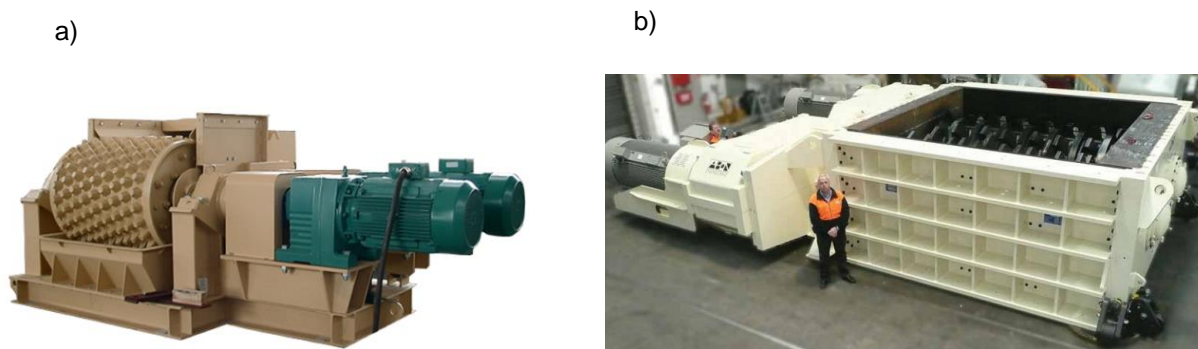
a)



b)



Rys. 11. Kruszarki dwuwalcowe dużej wydajności Hazemag serii HCS [23]: a kruszarka,
b – strefa rozdrabniania z tarczami rozdrabniającymi



Rys. 12. Kruszarki dwuwalcowe: a – firmy Zemag z walcami monolitycznymi [24],
b – firmy FLSchmidt z traczami rozdrabniającymi [25]

Podstawowe parametry kruszarek serii HCS firmy Hazemag podano w tabeli 1.

Podstawowe parametry wybranych kruszarek serii HCS [23]

Tabela1

Typ	Napęd moc, [KW]	Wymiary walców DxL; [mm]	Masa, [Mg]	Uziarnienie produktu, mm	Uziarnienie nadawy, mm	Wydajność [Mg/h]
HRC 0605	15-37	600x510	6,35-7,20	15-60	75-250	105
HRC 0610	37-55	600x1,020	11,2-14,5	15-60	75-250	210
HRC 0620	45-90	600x2,040	22,0-24,5	15-60	75-250	420
HRC 0810	45-90	800x1,020	12,7-15,2	25-150	125-500	565
HRC 0816	90-160	800x1,530	25,5-29,3	25-150	125-500	900
HRC 1016	90-160	1,000x1,530	33,0-37,8	30-200	150-700	1180
HRC 1020	90-160	1,000x2,040	39,5-44,0	30-200	150-700	1480
HRC 1220	200-315	1,200x2,050	69,1-77,1	30-250	150-400	1800
HRC 1225	200-315	1,200x2,550	80,5-89,5	30-250	150-400	2250
HRC 1425	250-355	1,400x2,550	86,5-91,5	50-250	150-500	2400
HRC 2020	250-500	2,000x2,050	113-1230	200-400	800-1 200	4350
HRC 2025	250-800	2,000x2,550	154-178	200-400	800-1 500	5450
HRC 2030	450-1000	2,000x3,050	195-226	200-400	800-2 000	6500

Wydajność kruszarki określono przy rozdrabnianiu wapienia o średniej wytrzymałości mechanicznej.

Na rysunku 13 przedstawiono rozwiązania czterowalcowych. Rysunek 14 przedstawia specjalizowane kruszarki, Są to dwa rozwiązania kruszarek umieszczonych w łyżce koparek oraz kruszarkę do rozdrabniania swobodnych ziaren znajdujących się na podłożu. Na rysunku 15 zamieszczono przykłady eksploatacji tego typu kruszarek na koparce i ładowarce. W tabeli 2 zamieszczono podstawowe parametry kruszarek „łyżkowych”.

a)

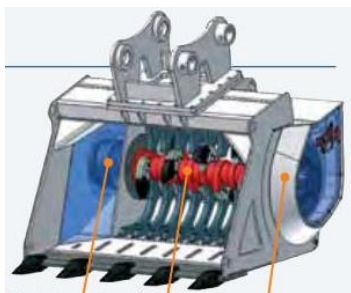


b)



Rys. 13. Rozwiązanie konstrukcyjne kruszarki czterowalcowej: a – widok kruszarki, b – widok strefy rozdrabniania [14]

a)



b)



c)



Rys. 14. Inne zastosowanie kruszarek: a – jednowalcowa łyżka rozdrabniająca [28], b - trójwalcowa łyżka rozdrabniająca [30], walec rozdrabniający [29]

a)



b)



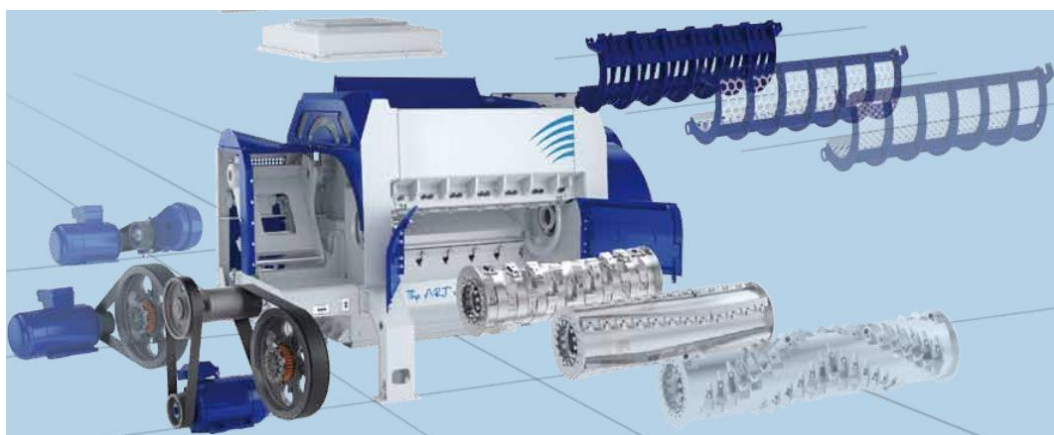
Rys. 15. Przykłady eksploatacji kruszarek: a – zainstalowanej na koparce [27], b – zainstalowanej na ładowarce [29]

Rysunek 16 przedstawia wariantowe rozwiązanie kruszarki firmy Lindner stosowane do rozdrabniania odpadów dla potrzeb recyklingu [37]. W recyklingu SWE i ZSEE stosowane są kruszarki firmy Zato o największej zainstalowanej mocy (model GF 6000) – 580 kW, podwójnym napędzie hydraulicznym każdego z walców roboczych (rys. 17) [31].

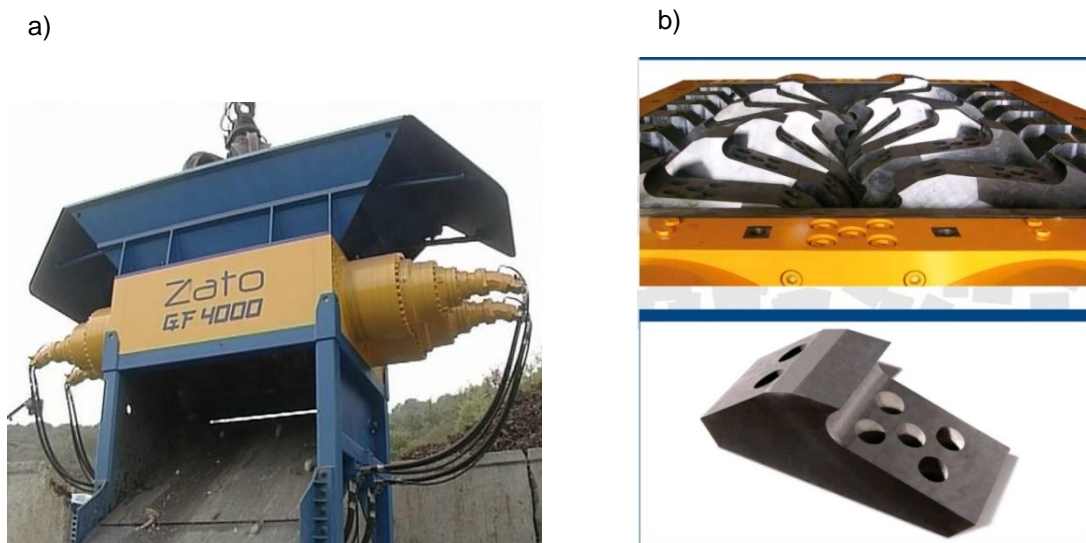
Podstawowe parametry wybranych kruszarek serii HCS [23]

Tabela 2

Parametr	Typ kruszarki				
	CBE10	CBE20	CBE30	CBE 40	CBE 50
Szerokość, mm	1250	1400	1640	1860	2440
Pojemność wg SAE, m ³	0,40	0,60	0,82	1,05	1,80
Masa łyżki, kg,	880	1340	2290	2890	4640
Długość walca, mm	550	630	750	970	1290
Liczba zębów, szt.	5	5	6	8	10
Kategoria koparki	8-12	12-18	18-30	24-35	35-50
Wydatek oleju, l/min	80-190	100-230	200-400	200-400	350-550
Ciśnienie oleju, bar	350 -230	350-230	350-230	350-230	350-230



Rys. 16. Modułowe rozwiązanie rozdrabniacza firmy Lindner [37]



Rys. 17. Kruszarka (strzępiarka) firmy Zato model GF 4000: a – widok, b - strefa i nóż rozdrabniający [31]

5. Podsumowanie

Dobre parametry technologiczne kruszarek walcowych z walcami uzębionymi oraz nieskomplikowana budowa spowodowało znaczący rozwój tych kruszarek. Stosowane są w przeróbce surowców mineralnych, węgla, rud odpadów betonowych, gruzu ceglanego w bardzo wielu odmianach konstrukcyjnych o wydajności od kilkudziesięciu do ponad 6000 Mg/h, przy zainstalowanej mocy od kilkunastu kW do 1 MW. Uziarnienie nadawy do największych kruszarek dochodzi do 2000 m, a uziarnienie produktu kruszenia 200÷400 mm.

Kruszarki te cechuje niski jednostkowy pobór energii oraz korzystne uziarnienie produktu rozdrabniania – zawierające niewielką ilość ziaren płaskich.

Stosowane są jako klasyczne kruszarki walcowe z uzębionym walcem ze sprężystym podparciem opraw łożysk jednego z walców oraz jako kruszarki wolnoobrotowe ze sztywnym zamocowaniem opraw wszystkich walców (dwóch, trzech czterech lub pięciu).

W wersji jednowalcowej elementami oporowymi mogą mieć sprężyste podpartą szczękę lub sztywną ścianę oporową.

Są urządzeniami charakteryzującymi się niskimi kosztami inwestycyjnymi i eksploatacyjnymi przy znacznie mniejszej szkodliwości oddziaływania na otoczenie. W porównaniu z kruszarkami udarowymi (młotkowymi, listwowymi i odśrodkowymi) emitują hałas o znacznie niższym poziomie ciśnienia akustycznego, w bardzo małym stopniu oddziałują dynamicznie na podłoże oraz emitują niewielkie ilości pyłów.

W specjalizowanych wersjach zastosowano je w przygotowaniu do recyklingu lub utylizacji, przez wstępne rozdrobnienie, użytkowych wyrobów: sprzętu AGD, ZSEE SWE oraz

odpadów komunalnych. Stosowane są również do rozdrabniania drewna, gałęzi jako niewielkie maszyny do użytku domowego jako bardzo wydajne maszyny przemysłowe.

Specjalizowane wersje stosowane są w wyposażeniu koparek, ładowarek oraz jako maszyny rozdrabniające urobek – głównie węgiel bezpośrednio na przenośnikach zgrzebłowych. Używane są również jako rozdrabniacze zbrulonych materiałów.

Rozwój tych kruszarek umożliwiły osiągnięcia w dziedzinie inżynierii materiałowej szczególnie w technologii produkcji tworzyw konstrukcyjnych na elementy robocze kruszarek odpornych na zużycie ściernie, rozwój techniki w zakresie łożyskowania, uszczelnień oraz w dziedzinie energooszczędnych układów napędowych elektrycznych i hydraulicznych.

Na rozwój tych kruszarek znaczący wpływ mają również wyniki prac badawczych prowadzonych w ośrodkach badawczych poszczególnych firm oraz na uczelniach technicznych [17, 18, 20].

Literatura

1. <http://www.slideshare.net/Utsavkant/crushing-of-coal-and-calculation-of-size-reduction-efficiency>
2. <http://www.cementkilns.co.uk/grinding.html>
3. Höffl K.: Zerkleinerungs- und Klassiermaschinen. Leipzig, VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie 1985.
4. Grzelak E.: Maszyny i urządzenia do przeróbki mechanicznej surowców mineralnych WNT Warszawa 1975.
5. Gerus T., Wawrzyniak A., Śmiejek Z.: Kruszarka szczękowo-walcowa. Patent PRL Nr 173 531, B02C 1/00 1998.
6. Handbuch Mechanische Verfahrenstechnik, Alpine Aktiengesellschaft, Augsburg 1990
7. www.kopex.com.pl/idm,1066,urządzenia-kruszace-i-rozdrabniajace.html
8. <http://www.redmet.pl/rebaki.html>
9. <http://www.unimasz.eu>
10. Zuba M., Tomas A.: Modułowa konstrukcja rozdrabniacza MR300 do rozdrabniania placków filtracyjnych. Maszyny Górnicze Nr 2 2016, s.43-48.
11. G.C. Fitzgerald Technical and Economic Analysis of Pre-Shredding Municipal Solid Wastes Prior to Disposal. Columbia University September 2009.
12. www.arjes.de/wp-content/uploads/.../impaktor-800-2016-de.pdf
13. <http://www.directindustry.de/prod/franklin-miller-inc/product-123215-1635695.html>
14. <https://www.franklinmiller.com/product/delumper-multi-shaft-lp/>
15. <http://www.simex.it/en-gb/home-en>
16. www.advanced-mining.com Ausgabe 02/2013

17. Zawada J.: Wstęp do mechaniki procesów kruszenia. Wyd. i Zakład Poligrafii Instytutu Technologii Eksploatacji. Radom 1988.
18. Schmidt M.: Modellierung der Zerkleinerung in Profilwalzenbrechern. Technische Universität Bergakademie Freiberg 2011.
19. Pahl M.H.: Praxiwissen Verfahrenstechnik Zerkleinerungstechnik, Fachbuchverlag Leipzig 1993/ Verlag TÜV Rheinland, Köln.
20. Macko M.: Metoda doboru rozdrabniaczy wielokrawędziowych do przeróbki materiałów polimerowych. Wydawnictwo Uniwersytetu Kazimierza Wielkiego, Bydgoszcz 2011.
21. Sykutera D.: Rozwój konstrukcji wirników młynów nożowych, Inżyn. i Aparatura Chemiczna 2010, 49, 5, 113-114.
22. <http://www.metso.com/industries/recycling>
23. <http://www.hazemag-group.com/homepage/>
24. <http://zemag-zeitz.com/>
25. <http://www.directindustry.de/prod/flsmidth-dorr-oliver-eimco/product-62016-1637178.html>
26. <https://www.satrindtech.com/>
27. <http://www.utshredder.com>
28. www.simex.it
29. <https://www.vermeer.de>
30. <https://www.reinhardt-nubau.de>
31. <http://www.zatoshredder.com/>
32. <http://www.fam.de/>
33. <http://cogarmanufacturing.com/crushing-equipment/>
34. <http://www.pacecompany.com>
35. <http://mclanahan.com/products/roll-crushers/single-roll-crushers>
36. <http://www.goster.pl/>
37. www.l-rt.com/files/shredding_post_2012_pol_web.pdf

Zabudowa hydrocyklonów klasyfikujących wraz z węzłem odwadniania w wirówkach

Tomasz Kaletka – PGG, KWK ROW, Ruch Jankowice

Barbara Tora - AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Stanisław Budzyń - AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono efekt synergii jaki można osiągnąć prowadząc planowo modernizację zakładu wzbogacania węgla. Przedstawiono modernizację w zakładzie przeróbki węgla KWK ROW, Ruch Jankowice. Wykonana w ubiegłych latach przebudowa płuczki miałowej polegająca na modernizacji węzła wzbogacania w osadzarkach i odwadniania produktów wzbogacania pozwoliła na wygospodarowanie wolnej przestrzeni w budynku, co umożliwi z kolei zabudowę dwóch baterii hydrocyklonów klasyfikujących wraz z węzłem odwadniania w wirówkach EBW-42 firmy CMI. Taki układ pozwoli na wydzielenie ziaren węglowych powyżej +0,2 mm i odwodnienie ich do wilgoci całkowitej 18%.

Installation the classifying cyclones with dewatering in centrifuges

Abstract: The chapter presents the synergies that can be achieved, leading a planned modernization of the coal enrichment plant. Presents the modernization of the coal preparation plant Coal Mine ROW, Ruch Jankowice. Made in recent years, reconstruction of fine coal washery involving the modernization of the node enrichment jigs and dewatering products providing the free space in the building, which allow to develop two batteries of classifying hydrocyclones with node of dewatering using centrifuges EBW-42 (CMI). Such an arrangement will allow the separation of coal grains above 0,2 mm and dewatering to the total moisture 18%.

1. Wstęp

Tematem artykułu jest opis efektów synergii jakie można osiągnąć prowadząc planowo i konsekwentnie modernizację zakładu przerobczego. Wykonana w latach poprzednich przebudowa płuczki miałowej polegająca na modernizacji węzła wzbogacania w osadzarkach i odwadniania produktów wzbogacania pozwoliła na wygospodarowanie wolnej przestrzeni w budynku, co umożliwi z kolei zabudowę dwóch baterii hydrocyklonów klasyfikujących wraz z węzłem odwadniania w wirówkach EBW-42 firmy CMI. Taki układ pozwoli na wydzielenie ziaren węglowych powyżej +0,2 mm i odwodnienie ich do wilgoci całkowitej 18%.

2. Hydrocyklony klasyfikujące

Stosowanie hydrocyklonów klasyfikujących do klasyfikacji ziaren drobnych jest powszechne w technologii wzbogacania i obiegów wodnych przeróbki kopaliny stałych tak przy przeróbce rud miedziowych, cynkowo-olowiowych jak i przeróbce mechanicznej węgla kamiennego. Zaletą jest prostota urządzenia, jego bezawaryjność, niski koszt urządzenia i jego eksploatacji, duża dokładność rozdziału i łatwość regulacji parametrów pracy. Wymienione zalety powodują, że urządzenia te są chętnie stosowane w nowoczesnych

zakładach przerobczych lub stanowią przedmiot ich modernizacji. Szczególnie dobrze realizują swoje funkcje w powiązaniu ze współpracą z węzłami flotacji, gdzie są doskonałym klasyfikatorem ziarna w przygotowaniu nadawy do tego procesu w wszystkich głównych rodzajach przeróbki tj.: przeróbki rud miedzi, cynku i ołowiu oraz węgla. Zapewniają one uzyskanie optymalnej pod względem uziarnienia i zagęszczenia nadawy do procesu flotacji gwarantując przez to dużą jej wydajność oraz skuteczność (Kurzac 2012), (Kaletka, 2012), (Tora 2012).

Głównym celem zabudowy układu hydrocyklonów ZP KWK Jankowice jest uzyskanie odpowiedniej granulacji ziaren trafiających do węzła flotacji kolumnowej, która jest niezwykle istotna ze względu na specyficzną budowę tego typu flotowników (ziarna mineralne o uziarnieniu powyżej 0,2 mm przeważnie trafiają do odpadów). Dotychczasowy sposób przygotowania nadawy polegający na wykorzystaniu dużego rząpia i klasyfikacji hydraulicznej ziaren jest mało efektywny (Pasiowiec 2015, Kaletka 2016) .

Dodatkowo na każdym zakładzie układy klasyfikacji hydraulicznej obciążone są różnego rodzaju ziarnami związanymi z niedoskonałościami w pracy urządzeń odwadniających.

Analiza granulometryczna wylewów z poszczególnych stożków rząpia klasyfikującego w KWK Jankowice pokazała iż można wydzielić i odwozić za pomocą hydrocyklonów i wirówek część ziaren, które niepotrzebnie krążą w obiegu wodno-mułowym (tabela 1). Schemat technologiczno-maszynowy nowego układu przedstawiono na rysunku 1.

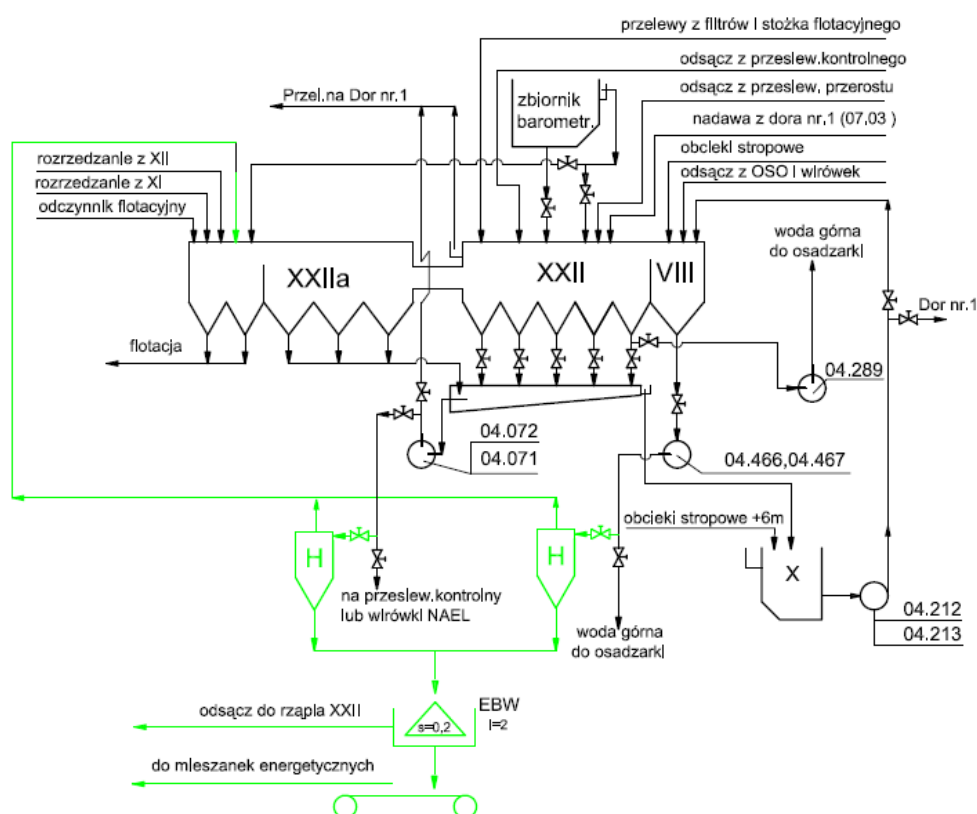
Analiza granulometryczna wylewów z rząpia klasyfikującego

Tabela 1

klasa ziarnowa [mm]	rząpie VIII	rząpie XXII					rząpie XXIIA			nadawa na sito łukowe	odsącz z sita łukowego	produkt odw. z sita łukowego
		stożek I	stożek II	stożek III	stożek IV	stożek V	stożek I	stożek II	stożek III			
	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]	udział [%]
>1	1,69		3,13	0,17	1,1	0				0	0,48	7,2
1-0,5	3,34	3,06	13,45	11,21	3,95	1,6	1,89	1,94	2,14	9,64	3,14	17,21
0,5-0,2	39,44	24,62	56,29	32,67	58,62	26,39	40,64	43,37	42,98	47,71	19,11	50,63
0,2-0,08	29,48	29,59	17,43	16,3	20,69	18,59	32,15	27,87	28,89	18,52	13,2	18,2
0,08-0,063	3,34	6,76	2,5	3,09	4,31	5,02	5,81	3,56	2,85	3,12	1,76	0,43
<0,063	22,71	35,97	7,2	36,56	11,33	48,4	19,51	23,26	23,14	21,01	62,31	6,33
suma	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100
zagęszczenie	218,8	156,8	351,6	349,6	392	187,2	375,6	320	336,4	358,8	196,2	
zaw. popiołu Aa [%]	27,46	27,04	36,13	36,62	23,2	27,9	30,44	23,3	24,2	38,56	36,69	7,6

klasa ziarnowa	OSO		wirówki		Nadawa na Dorr I	Nadawa na Dorr I	wylew Dorr I
	wychód %	Aa	wychód %	Aa	udział [%]	udział [%]	udział [%]
pow.1,0	0		1,02	6,00			0,02
1-0,5	2,40	13,50	3,84	6,02		0,01	2,05
0,5-02	25,30	17,64	25,03	12,23	4,19	1,31	9,82
0,2-0,08	23,12	31,63	16,20	29,60	16,63	2,87	6,93
0,08-0,063	3,27	32,40	2,46	33,33	6,16	0,54	6,4
pon.0,063	45,91	48,31	51,45	49,90	73,02	95,27	74,78
całość	100	35,12	100,00	39,18	100	100	100
zagęszczenie 183,4			zagęszczenie 158,60		86	49	348
zagęszczenie 122,8			zagęszczenie 142				
zaw. popiołu Aa [%]						25,98	32,57

SCHEMAT TECHNOLOGICZNO-MASZYNOWY
WĘZŁA KLASYFIKACJI MUŁÓW
- ZABUDOWA HYDROCYKLONÓW

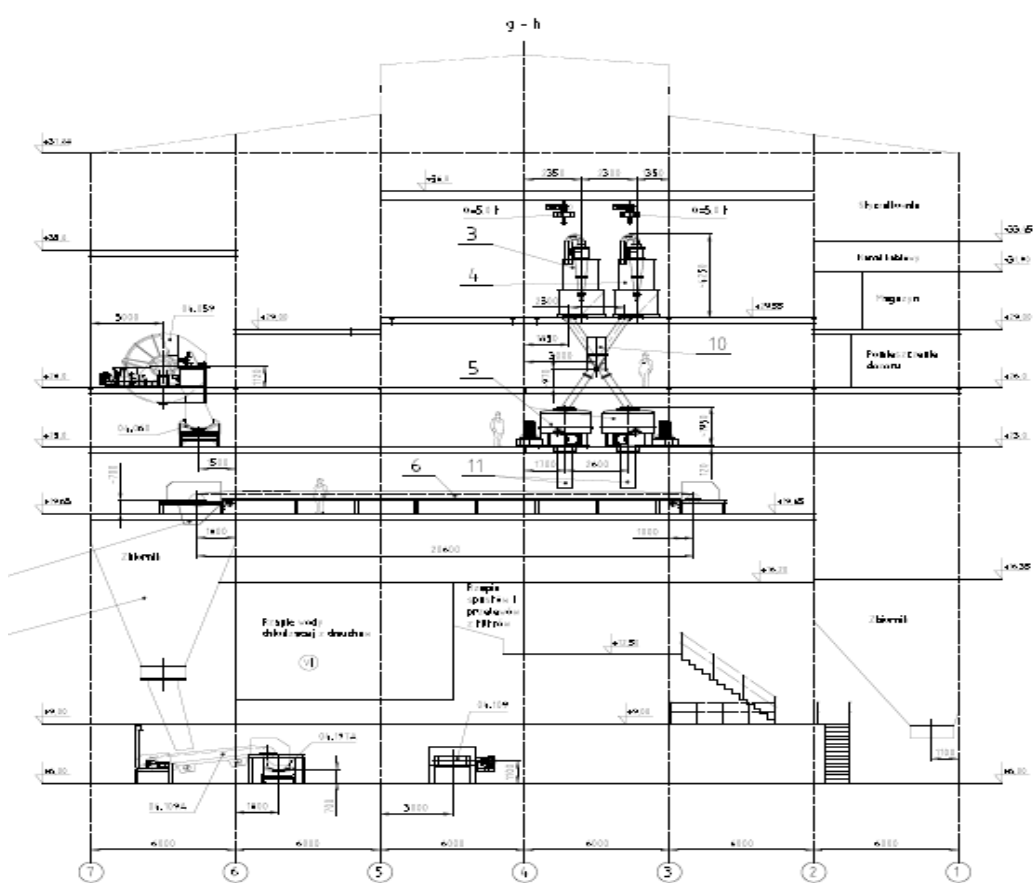


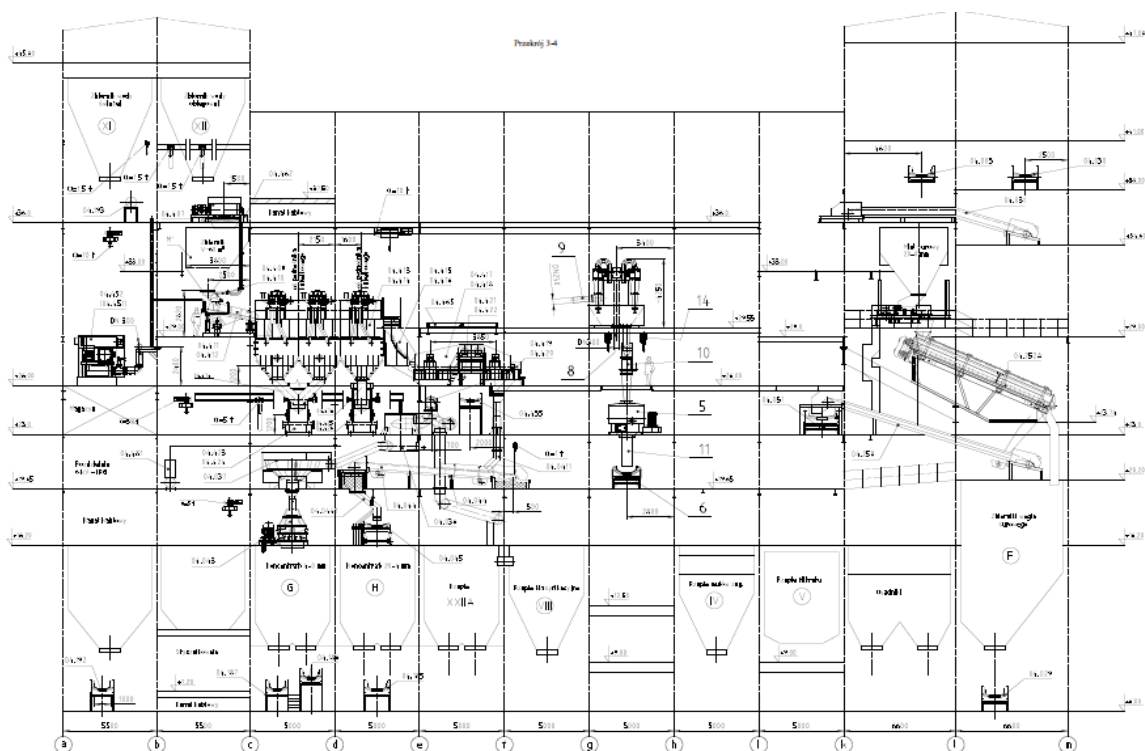
Rys. 1. Schemat technologiczno-maszynowy węzła klasyfikacji mułów – zabudowa hydrocyklonów

Główne założenia technologiczno - maszynowe realizowanego projektu:

- zabudowa pomp nadawy na hydrocyklony wraz z rurociągami,
- zabudowa baterii hydrocyklonów wraz z rurociągami,
- zabudowa wirówek,
- zabudowa przenośnika taśmowego,
- osiągnięcie pełnej kompatybilności z istniejącymi urządzeniami i ciągami transportowymi.

Na rysunku 2 przedstawiono schemat układu wzboğacania po modernizacji.





Rys. 2. Schemat instalacji po modernizacji

Efekty technologiczno-ekonomiczne modernizacji

Spodziewane efekty związane z pracą nowego węzła technologicznego.

1. Wydzielenie materiału przed flotacją w ilości 19 ton/godz. (wielkość ta została przyjęta na podstawie przeprowadzonych analiz granulometrycznych najdrobniejszych ziaren i założeniu iż będą pracować nominalnie dwie nowo zabudowane osadzarki. Wyliczona w ten sposób ilość materiału wynosi 19 t/h. Ze względu na niedoskonałości w pracy hydrocyklonów i możliwości techniczne wirówki EBW do wyliczeń przyjęto ilość 9 t/h odzyskanych ziaren)
2. Zwiększenie ilości produkowanych mieszanek energetycznych w ilości 49 698 ton (całość odzyskanego materiału tj. $9\text{ton} \cdot 22\text{h} \cdot 251\text{dni} = 49698$ ton mieszamy z miazami węglowymi i sprzedajemy w mieszankach energetycznych) będzie to możliwe ze względu na wilgoć całkowitą poniżej 18%
3. zmniejszenie ilości odpadów poflotacyjnych w ilości 27 610 ton ($5\text{t} \cdot 22\text{h} \cdot 251\text{dni}$ - ponieważ ziarna mineralne $> 0,2\text{mm}$ wydzielamy przed procesem flotacji, w związku z tym nie są produkowane z nich odpady tylko całość tego materiału trafia bezpośrednio do mieszanek energetycznych)
4. zmniejszenie zużycia odczynnika flotacyjnego w ilości 29 807 kg (całość odzyskanego materiału tj. $9\text{ton} \cdot 22\text{h} \cdot 251\text{dni} = 49698$ ton - wydzielone w tej ilości ziarna mineralne nie

będą trafiały do procesu flotacji, w związku z tym nie będzie zużycia odczynnika potrzebnego do prowadzenia tego procesu).

5. Poprawa „jakości” odpadów poflotacyjnych spodziewamy się wzrostu zapopielenia odpadów spowodowane wydzieleniem ziaren węglowych przed procesem flotacji.

3. Podsumowanie

W przypadku modernizacji przewidzianej w ZMPW Jankowice okres zwrotu poniesionych kosztów będzie bardzo krótki, ponieważ dochodzi także efekt odilania mułu (wzbogacanie poprzez klasyfikację w hydrocyklonach) który będzie uzupełniony drugim stopniem wzbogacania – flotacją, która poza dodatkowym efektem w postaci technologicznie użytecznego flotokonzentratu obniży do minimum straty węgla w odpadach flotacyjnych zmniejszając przy tym ich ilość i koszty zagospodarowania.

Artykuł został opracowany w ramach prac KWK Jankowice oraz prac statutowych AGH

Literatura

1. Kurzac M., Kaletka T., Tora B.: (2009) Flotation as an factor of clean coal technology program, Conference on Environment and mineral processing Ostrava: VŠB-TU, ISBN: 978-80-248-1995-2. — S. 191–197.
2. Kaletka T., Tora B.: (2012) Possibilities of coal waste flotation W: Waste Recycling XVI = Recyklace Odpadu, Ostrava/Vysoká Škola Báňská – Technická Univerzita Ostrava. Hornicko–Geologická Fakulta. — ISBN: 978-80-248-2888-6. — S. 71–74.
3. Tora B., Kaletka T., Pasiowiec P., Kurzac M.: (2012) Reflotation of coal slurries deposited in waste pond: IMPC 2012 : XXVI International Mineral Processing Congress: New Delhi, India, 2012: Vol. 2. S. 647., ISBN 81-901714-3-7.
4. Kaletka T., Budzyń S., Olkuski T., Tora B., Szurlej A., Gradoń W.: (2016) The impact of sampling errors on the accuracy of mass balance in the coal enrichment process W: XVIII International Coal Preparation Congress, Saint-Petersburg, Russia, Vol. 1, ed. Vladimir Litvinenko.— Switzerland: Springer International Publishing, ISBN: 978-3-319-40942-9 ; S. 421–426.
5. Pasiowiec P., Wajs J., Bańczyk K., Borkowski W., Bogusław A., Tora B.: (2015) Rozbudowa układu klasyfikacji i odwadniania w Zakładzie Przeróbczym PG Silesia na bazie przesiewaczy wibracyjnych produkcji Progress W: KOMEKO 2015 - Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych: bezpieczeństwo – jakość – efektywność: monografia/red. nauk. Adam Klich, Antoni Kozieł; KOMAG. Instytut Techniki Górniczej — e-ISBN: 978-83-60708-85-9. — S. 101–110.

Zmniejszenie kosztów eksploatacyjnych w ZPMW KWK „Pniówek” w wyniku modernizacji układu zasilania pras filtracyjnych przez zastosowanie membranowej pompy ABEL

Roman Wenglorz –JSW SA KWK „Pniówek”

Bogdan Oleś –JSW SA KWK „Pniówek”

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

Marcin Czapek – PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k.

Streszczenie: Niniejsze opracowanie jest rozwinięciem referatu zatytułowanego „Zasilanie pras filtracyjnych pompą membranową na przykładzie ZPMW KWK PNIÓWEK”, który został przedstawiony podczas Konferencji KOMEKO 2013. W opracowaniu opisano nowatorski sposób zasilania pras filtracyjnych przy wykorzystaniu membranowej pompy firmy ABEL oraz przedstawiono rzeczywiste wydatki, wskazując na oszczędności, które KWK Pniówek uzyskuje od momentu uruchomienia tego układu. Instalacja zawierająca pompę ABEL oraz zawory zaciskowe Flowrox została uruchomiona w ZPMW KWK „Pniówek” w lutym 2013r. jako modernizacja istniejącego układu, opartego na jednej pompie wirowej na jedną grupę pras. Głównymi zamierzeniami modernizacji systemu zasilania pras filtracyjnych były: znaczne wydłużenie okresu międzyremontowego, ograniczenie zużycia energii elektrycznej oraz przystosowanie układu zasilania do planowanej wymiany pras, które miały pracować przy ciśnieniu filtracji 1,5 MPa.

Po 4 latach eksploatacji nowego układu zasilania pras filtracyjnych, stwierdza się, że spełnił on z nadmiarem wszystkie wymagania postawione przez inwestora. Układ pracuje w sposób pewny, bezobsługowo, cicho, zużywa znacznie mniej wody dławnicowej (nie rozrzedzając nadawy), skrócony został czas filtracji i wyeliminowano zjawisko rozbijania sflokulowanej struktury filtrowanego materiału. Jednak największą korzyścią z zastosowania tej pompy jest kilkukrotne zmniejszenie zużycia energii elektrycznej podczas procesu filtracji!

Reducing operating costs at ZPMW KWK "Pniówek" as a result of modernization of filter presses feeding system by the use of ABEL membrane pump

Abstract: The study describes a novel way of filter press feeding power, using a membrane pump, made by ABEL and presents actual expenditures, pointing to the savings that KWK Pniówek, achieved since the system were launch. A system that comprises ABEL pump and Flowrox Pinch Valves was launched in KWK "Pniówek ZPMW" in February 2013 as the modernisation of the existing system, based on single centrifugal pump for one group of filter presses.

The main intent of filter press feeding modernization were to increase service life, to reduce energy consumption and adapt the feeding system to the planned replacement of presses, which had to operate at a filtration pressure of 1.5 MPa.

After 4 years of operation is it concluded that new system met with an excess all of the requirements set by the investor. System operates reliably, maintenance-free, silent, consumes less gland water (no thinning feed), it was shortened filtration time and eliminated the phenomenon of breaking the flocculated structure of the filtered material. But the biggest benefit from the use of this pump is several times reduced energy consumption during the filtration process!

1. Wprowadzenie

W ZPMW KWK „Pniówek” eksploatowanych jest 9 pras filtracyjnych PF ROW- 570 o powierzchni filtracji 570 m² każda, w których zastosowane są płyty o wymiarach 1500mm x 1500mm wykonane z polipropylenu. Nadawę stanowią płynne odpady flotacyjne o zagęszczeniu ~ 400 g/l, c.wł.~1,15 g/cm³ i uziarnieniu max. do 1 mm (przy udziale klasy ziarnowej < 25µm - 60%). W ciągu doby prasy filtrują ~1700 m³ zawiesiny dając ~700 Mg placka filtracyjnego o zawilgoceniu ok. 20%. Prasy podzielono na 2 grupy, gdzie każda z grup była zasilana pompami wirowymi z płynną regulacją obrotów 0 - 1800/min. Czas napełniania i filtracji trwał ok. 4 godzin przy ciśnieniu do 1 MPa. Po upływie ok. 1 godziny napełniania pras, wydajność pompy wirowej spadała z kilkuset do kilkunastu m³/h, a jej sprawność wynosiła zaledwie kilkanaście procent.

2. Wady napełniania pras filtracyjnych samymi pompami

Wadami napełniania pras filtracyjnych samymi pompami wirowymi są:

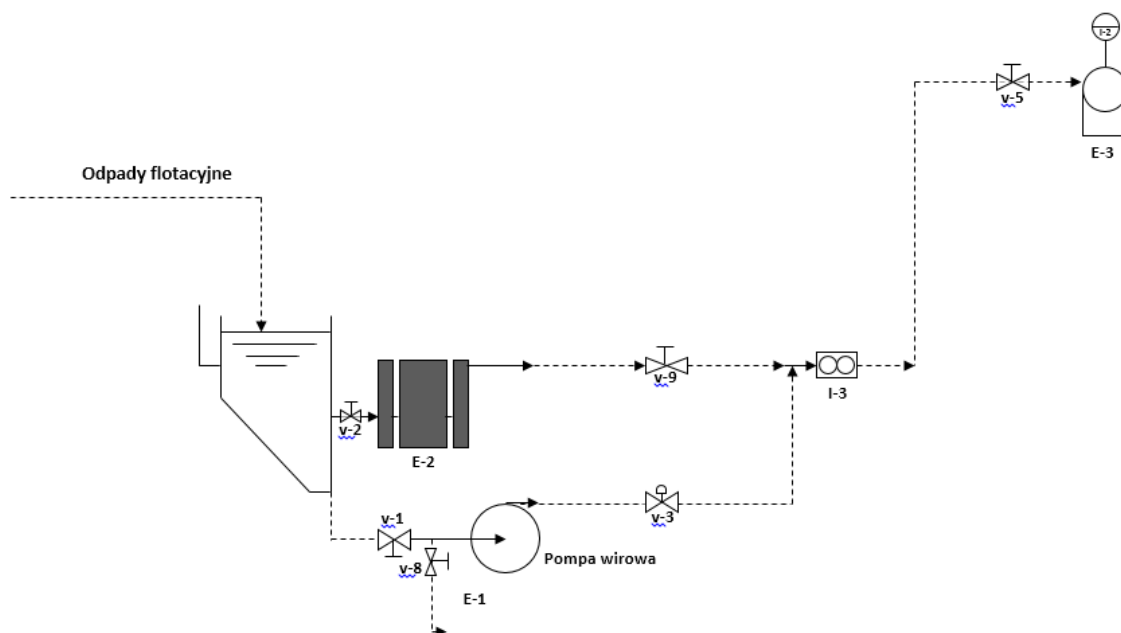
- wysoka energochłonność procesu,
- nadmierne zużycie części pompy,
- rozrzedzanie nadawy wodą dławicową (szczególnie w ostatniej godzinie),
- niszczenie struktury sflokulowanego materiału.

W roku 2012 inwestor postanowił zmienić istniejący układ i sformułował następujące wymagania i założenia:

Zabudowa pompy wporowej (membranowej), która po napełnieniu pras przez pompę wirową (po ok. 1godz.) zostaje uruchomiona i kończy filtrację.

1. Wydajność min. 30 m³/h, ciśnienie max. 1,5 MPa
2. Stabilizacja ciśnienia od 0,8-1,5 MPa
3. Zawory bezpieczeństwa 1,5 MPa
4. Odpowiednia armatura
5. Przewidywany czas pracy pompy membranowej ~12h/dobę,
6. Na przewodzie tłocznym pompy wirowej ø 150 zabudować przepływomierz o zakresie pomiaru 0 - 500 m³,
7. Zastosowana pompa powinna charakteryzować się długim okresem żywotności i bezawaryjną pracą

W grudniu 2012 r. PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k. przystąpiła do realizacji zadania i wspólnie z Biurem Projektów Separator Projekt z Wałbrzycha stworzyła projekt modernizacji, który wdrożono i na początku 2013 r. przeprowadzono rozruch układu zawierającego pompę wirową oraz energooszczędną i bardzo wytrzymałą pompę membranowo-tłokową ABEL typu HMD-G-50-0500 o wydajności 50 m³/h i ciśnieniu 15 bar.



Rys. 1. Schemat układu zasilania pras filtracyjnych (źródło: opracowanie własne)

Głównym założeniem projektu (rys. 1.) było dobudowanie do istniejącego układu zasilającego prasy filtracyjne, który składał się z jednej pompy wirowej (E-1), dodatkowego układu, zawierającego pompę membranową (E-2). Pompa membranowa zaopatrywana jest w zawieszinę odpadów flotacyjnych ze wspólnego rząpia. Nowy układ wyposażony jest w zestaw ręcznych zaworów odcinających (v-2, v-5, v-9) oraz współpracujący z przetwornikiem częstotliwości przepływomierz (I-3). Na wylocie części tłocznej pompy wirowej zamontowano zawór odcinający z napędem elektrycznym (v-3), który jest zamykany w momencie, gdy pompa membranowa rozpoczyna pracę.

W projekcie zastosowano urządzenia światowych producentów, które w podobnym układzie technologicznym nigdy wcześniej nie były wdrożone w żadnym zakładzie w Polsce.

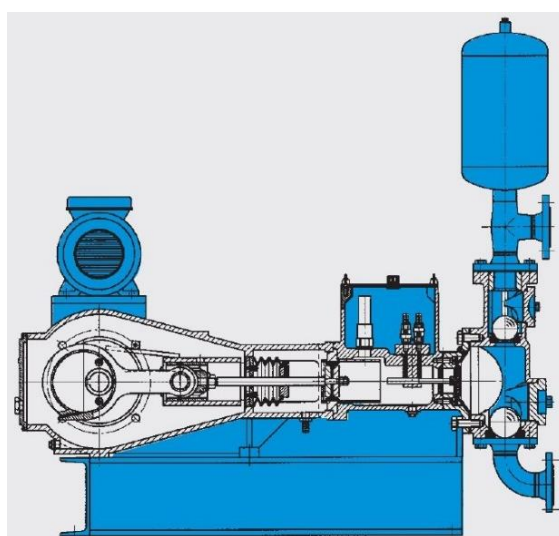
3. Najważniejsze urządzenia układu

Poniżej wymienione są najważniejsze urządzenia układu:

1. Pompa tłokowo-membranowa niemieckiej firmy ABEL typ HMD-G-50-0500:

- współczynnik sprawności 90-95 %
- ciśnienie robocze 1,5 MPa
- moc silnika 30 kW

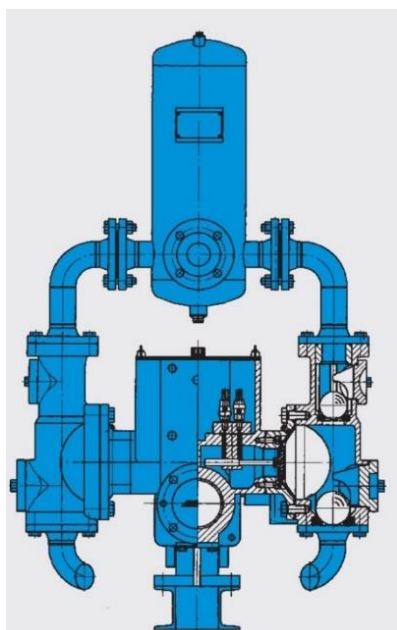
- obroty silnika 1465 l/min
- średnica tłoka 200 mm
- długość skoku 160 mm
- liczba skoków max. 94 1/min
- liczba skoków min. 9,4 l/min



Rys. 2. Widok i przekrój pompy ABEL - z boku (źródło: materiały ABEL)

Do powyższego zadania pompa została wyposażona w:

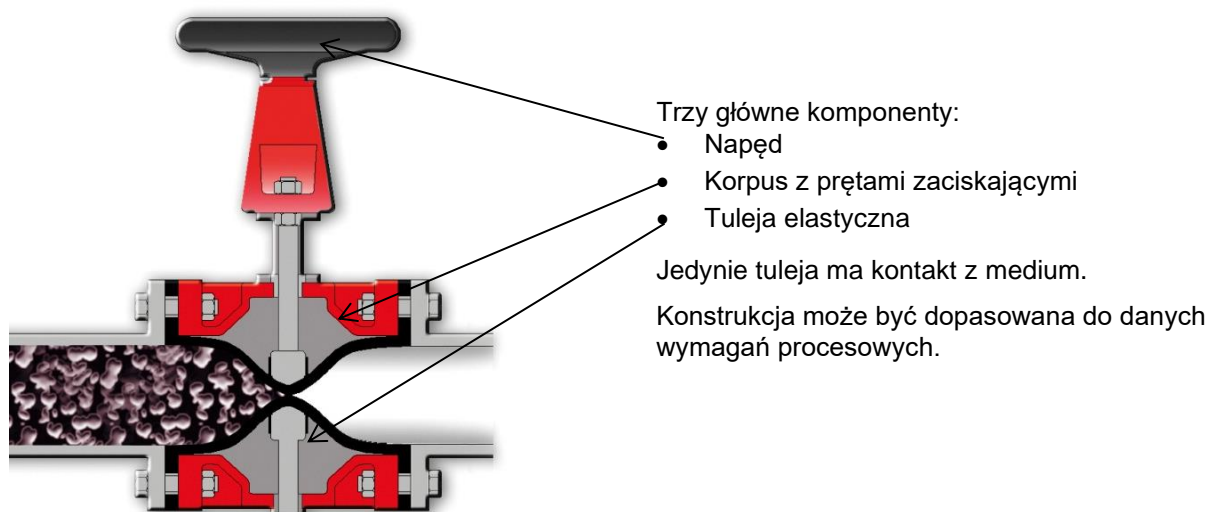
- wskaźnik kontroli membrany,
- pełnoskokowy zawór bezpieczeństwa, 21 bar,
- manometr, tłumiony 0-2,5 MPa z mosiądzu,
- silnik elektryczny 30 kW, 1500 l/min, 500 Volt, 50 Hz, B3, IP 55, klasa ISO,
- przekaźnik ciśnienia, kompletny z mosiądzu, 4-20 mA, 0-2,5 MPa,
- przetwornik częstotliwości.



Rys. 3. Widok i przekrój pompy - z przodu (źródło: materiały ABEL)

Hydrauliczna pompa membranowa typu HM należy do grupy pomp nurnikowych w wykonaniu leżącym. Jest to pompa o prostym działaniu, wolnobieżna, samozasysająca, mogąca pracować na sucho bez nadawy. Wydajność pompy może być regulowana poprzez przetwornik częstotliwości, co zapewnia oszczędność energii podczas procesu.

2. Zawory odcinające FLOWROX



Rys. 4. Zawór zaciskowy FLOWROX (źródło: materiały Flowrox)



Rys. 5. Zawór zaciskowy FLOWROX (źródło: materiały Flowrox)

Cechy i korzyści z zastosowania zaworów FLOWROX:

- 100 % szczelność,
- pozycja zacisku w osi orurowania,
- elastyczna tuleja,
- samoczynne oczyszczanie,
- bezproblemowe działanie,
- doskonała odporność na wycieranie,
- wysoka odporność na korozję,
- brak możliwości zatarcia lub zatkania,
- niskie koszty obsługi,
- tylko jedna część zamienna – tuleja, która ma kontakt z medium,
- pełny przelot przez zawór w pozycji otwartej,
- długie okresy między przeglądami,
- bardzo dobre właściwości regulacyjne.

4. Opis działania układu

Jako podstawowe urządzenie w nowym systemie, zabudowano pompę membranową ABEL typ HMD-G-50-0500 (rys. 2, 3). Cykl pracy zmieniono w ten sposób, że w momencie rozpoczynania napełniania grupy pras filtracyjnych, na początku uruchamiana jest pompa wirowa (rys. 1.) E-1, która ma za zadanie wypełnienie pustych komór pras filtracyjnych, zawiesiną. W miarę wypełniania komór, zmniejsza się przepływ przez pompę wirową E-1. Po osiągnięciu przepływu 40 m³/h, mierzonego przepływomierzem I-3, włączana jest pompa membranowa E-2 oraz zamykany zawór v-3. Od tego momentu zasilanie grupy pras filtracyjnych przejmowane jest wyłącznie przez pompę membranową E-2. Ciśnienie filtracji utrzymywane jest na poziomie 1,04 MPa, ponieważ obecnie eksploatowane prasy filtracyjne uniemożliwiają pracę z wyższym ciśnieniem.

Zabudowana pompa membranowa może pracować przy wydajności do 50 m³/h, przy ciśnieniu do 1,5 MPa, posiada stabilizację ciśnienia od 0 do 1,5 MPa uzyskiwaną dzięki automatycznej, płynnej regulacji obrotów poprzez układ elektroniczny i przetwornik częstotliwości. W zbiorniku ciśnieniowym pompy membranowej zamontowane są przetestowane, przelewowe zawory bezpieczeństwa 1,5 MPa.

Układ został wyposażony w zaciskowe zawory odcinające FLOWROX (v-2, v-3, v-5 i v-9) oraz w przepływomierz (I-3) \varnothing 150 na przewodzie tłocznym pompy wirowej.



Rys. 6. Pompa ABEL typ HMD-G-50-0500 w ZPMW KWK Pniówek (źródło: materiały ABEL)

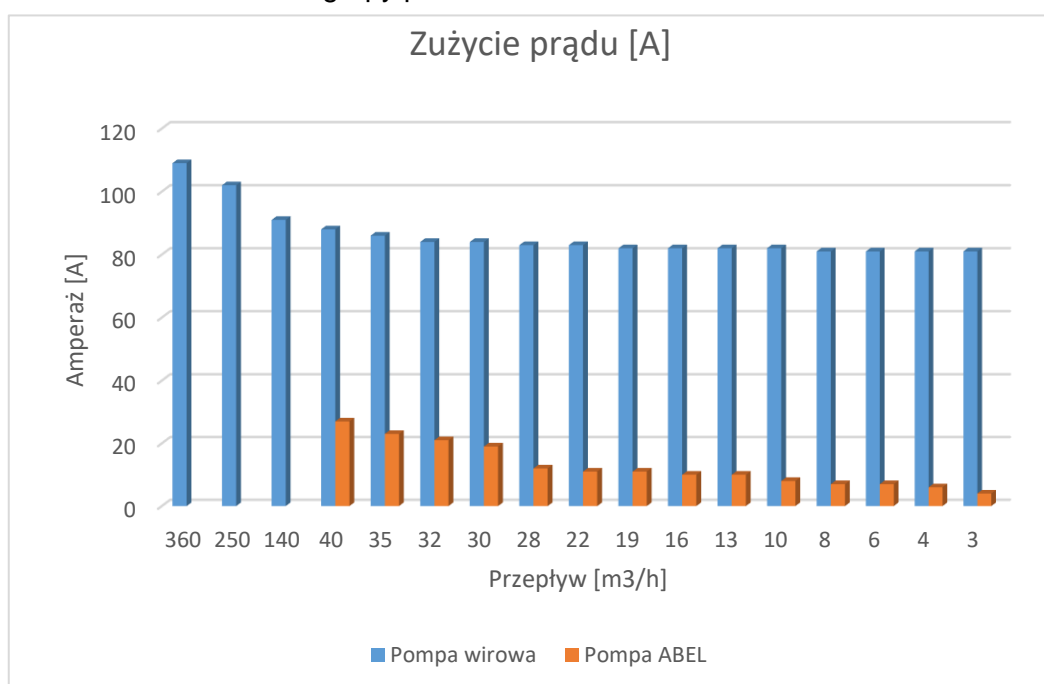


Rys. 7, 8. Zawory zaciskowe FLOWROX z napędem elektrycznym AUMA oraz kółkiem ręcznym (źródło: materiały Flowrox)

5. Efekty ekonomiczne po modernizacji układu zasilania pras filtracyjnych

Układ pracuje bezproblemowo od ponad 4 lat. Taki czas eksploatacji pozwala na przeprowadzenie analizy, która w pełni obrazuje efekty technologiczne, a przede wszystkim ekonomiczne wynikające z zastosowanej technologii.

Kopalnia porównała zużycie energii elektrycznej poprzedniego układu zawierającego 2 pompy wirowe na 2 grupy pras, z nowym układem, w którym jedna pompa wirowa i jedna pompa membranowa zasila 2 grupy pras.



Rys. 9. Pobór prądu pompy wirowej i pompy membranowej (źródło: opracowanie własne)

**Zestawienie poboru prądu podczas pracy pompy wirowej i pompy membranowej
(źródło: opracowanie własne)**

Tabela 1

Prąd pompy	Prąd dławnica	Obroty	Przepływ	Typ
[A]	[A]	[1/min]	[m ³ /h]	
100	9	x	360	Pompa wirowa
93	9	x	250	
82	9	x	140	
79	9	x	40	
Punkt przełączenia pomp				
27	-	1600	40	Pompa membranowa
23	-	1520	35	
21	-	1440	32	
19	-	1370	30	
12	-	1300	28	
11	-	1050	22	
11	-	950	19	
10	-	790	16	
10	-	600	13	
8	-	520	10	
7	-	440	8	
7	-	400	6	
6	-	380	4	
4	-	120	2	

Jak widać, różnica pomiędzy dwoma porównywanymi układami jest znacząca i przekłada się na ogromne korzyści finansowe.

Dodatkowo, zastosowanie pompy ABEL pozwoliło na znaczne zmniejszenie kosztów związanych z remontami pomp zasilających prasy. Wynika to głównie z niespotykanej trwałości pomp ABEL oraz z faktu, że użycie tej pompy pozwoliło na odstawienie jednej i wyraźne odciążenie pozostałej pompy wirowej.

Od rozruchu w lutym 2013 pompa ABEL działa bardzo niezawodnie. W listopadzie 2016 r – po 3 latach i 8 miesiącach eksploatacji nastąpiło zużycie jednej kuli zaworowej, co wraz z przeglądem pompy zamknęło się kosztem poniżej 3 000 PLN.

Całkowity koszt remontów pompy ABEL po 4 latach eksploatacji wynosi ok. 3 000 PLN.

Sumaryczne zestawienie oszczędności wynikające ze znacznego obniżenia zużycia energii elektrycznej oraz z niższych kosztów związanych z remontami, generowane w ciągu 4 lat eksploatacji:

$$470\ 400\ \text{PLN} + 357\ 000\ \text{PLN} = 827\ 400\ \text{PLN}$$

Tylko dzięki wymianie jednej pompy.

Zestawienie kosztów związanych ze zużyciem energii układu przed i po modernizacji (źródło: opracowanie własne)

Tabela 2

	Przed modernizacją	Po modernizacji
Pompy	2 x pompa wirowa	1 x pompa wirowa 1 x pompa ABEL
Dobowy czas pracy pomp	2 x 20 h/dobę	1 x 10 h/dobę 1 x 10 h/dobę
Czas pracy w ciągu roku	280 dni	280 dni
Średni pobór mocy	2 x 50 kW = 100 kW	1 x 50 kW 1 x 10 kW
Zużycie energii elektrycznej w ciągu roku	$100 \text{ kW} \times 20 \text{ h} \times 280 \text{ dni}$ = 560 000 kWh	$50 \text{ kW} \times 10 \text{ h}$ + $10 \text{ kW} \times 10 \text{ h} \times 280 \text{ dni}$ = 168 000 kWh
Różnica kWh/rok	560 000 kWh – 168 000 kWh = 392 000 kWh/rok	
Różnica PLN/rok	392 000 kWh x 0,30 PLN = 117 600 PLN/rok	
Oszczędność w ciągu 4 lat eksploatacji	470 400 PLN	

Zestawienie kosztów remontów pomp przed i po modernizacji układu zasilania pras filtracyjnych (źródło: opracowanie własne)

Tabela 3

	Przed modernizacją	Po modernizacji
Pompy	2 x pompa wirowa	1 x pompa wirowa 1 x pompa ABEL
Ilość remontów w ciągu roku	2 x 2 pompy wirowe	1 x 1 pompa wirowa 1 x pompa ABEL - przez pierwsze 44 mies. brak remontów, po tym okresie - wymiana 1 kuli
Koszt remontu w ciągu roku	2 x 2 pompy wirowe x 30 000 = 120 000 PLN	1 x pompa wirowa x 30 000 PLN 1 x pompa ABEL - przez pierwsze 44 mies. brak remontów, po tym okresie - wymiana 1 kuli ~ 3 000 PLN
Koszty remontów w ciągu 4 lat eksploatacji	120 000 x 4 = 480 000 PLN	30 000 x 4 + 3 000 = 123 000 PLN
Oszczędność w ciągu 4 lat eksploatacji	480 000 PLN – 123 000 PLN = 357 000 PLN	

Poza znacznymi korzyściami finansowymi, uległy poprawie następujące parametry technologiczne:

- skrócony czas filtracji o 0,5 h,
- brak zjawiska rozbijania sflokulowanej struktury filtrowanego materiału,
- woda dławnicowa nie rozrzedza nadawy.

6. Podsumowanie

Po 4 latach eksploatacji nowego układu zasilania pras filtracyjnych z wykorzystaniem pompy ABEL typ HMD-G-50-0500, stwierdza się, że spełnił on z nadmiarem wszystkie wymagania postawione przez inwestora. Układ pracuje w sposób pewny, bezobsługowo, cicho, zużywa znacznie mniej wody dławnicowej (nie rozrzedzając nadawy), skrócony został czas filtracji i wyeliminowano zjawisko rozbijania sflokulowanej struktury filtrowanego materiału. Jednak największą korzyścią z zastosowania tej pompy jest kilkukrotne zmniejszenie zużycia energii elektrycznej podczas procesu filtracji!

Literatura

1. Zasilania pras filtracyjnych – KOMEKO 2013.
2. Materiały własne ABEL GmbH.
3. Materiały własne FLOWROX Oy.
4. Projekt maszynowy Separator Projekt Sp. z o.o.
5. Materiały własne PRO-INDUSTRY Sp. z o.o. Sp.k.

Badania wytwarzania bardzo drobnych proszków surowców mineralnych w młynie wibracyjnym

Jan Sidor – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Paweł Tomach – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: Wytwarzanie bardzo drobnych proszków, czyli materiałów zawierających powyżej 50 % klasy ziarnowej poniżej 10 μm związane jest z dużymi nakładami energii. Nakłady te oraz trudności technologiczne wzrastają przy wytwarzaniu proszków na sucho przy materiałach twardych i niektórych bardzo miękkich. W pracy do wytwarzania tego rodzaju proszków zastosowano dwa młyny wibracyjne, jeden typowy laboratoryjny o działaniu okresowym, drugi duży laboratoryjny, a dla niektórych branż ułamkowo-techniczny - o działaniu ciągłym. W obu młynach wytworzono proszki surowców mineralnych o zróżnicowanych własnościach fizycznych, takich jak: kreda, kalcyt, kamień wapienny, dolomit i piasek kwarcowy. Wytworzone podczas badań proszki zawierały od 50 do ponad 90 % klasy poniżej 10 μm . Wyniki badań wskazują, że młyny wibracyjne mogą znaleźć zastosowanie do wytwarzania bardzo drobnych proszków również w warunkach przemysłowych.

The research of very fine natural powder manufacturing in the vibratory mill

Abstract: Production of very fine powders, or materials containing more than 50% of the class grain size below 10 microns, results in a large energy consumption. This high energy inputs and technological difficulties increase during dry production of powders from hard and – in some cases – very soft materials. In research described in this paper, two types of vibratory mills were used: the laboratory scale batchwise mill, and the larger, continuous laboratory mill, which can be used in some application as half-scale industrial mill. In both of the mills mineral powders (such as: chalk, calcite, limestone, dolomite and quartz sand) with different physical properties were produced. The produced powders contained between 50 and 90% of the class under 10 microns. The results of presented research indicate that vibratory mills can be used for production of very fine powders on an industrial scale.

1. Wprowadzenie

Drobne proszki (o uziarnieniu poniżej 100 μm) surowców mineralnych, węgla rud oraz innych uziarnionych materiałów kruchych wytwarza się w młynach grawitacyjnych, zwanych młynami bębnowymi lub kulowymi [1, 2]. Młyny te eksploatuje się w układach mielących (instalacjach) pracujących w cyklu otwartym lub zamkniętym, a proces mielenia zachodzi w nich na sucho lub na mokro - w środowisku wody.

Proszki bardzo drobne (o uziarnieniu poniżej 10 μm) surowców mineralnych, stosowanych jako wypełniacze tworzyw polimerowych lub materiały budowlane wytwarza się w układach pracujących w cyklu zamkniętym, w których stosuje się klasyfikatory ziarnowe - separatory turbinowe.

Trudności w uzyskaniu tak drobnego uziarnienia produktu mielenia w młynach grawitacyjnych są rezultatem niskiej energii swobodnych mielników, którą ten młyn generuje. Przy mieleniu na sucho proces mielenia dodatkowo osłabiają szkodliwe zjawiska „coatingu” i aglomeracji. Te negatywne skutki zmniejszane są przez dobór odpowiednich parametrów technologicznych (stopnia napełnienia, zestawu mielników, konstrukcji wykładziny, odpowiedniej aeracji komory oraz dodatkiem aktywatora). Niestety dozowanie aktywatorów zwiększa koszty wytworzenia proszku, a niektóre z nich mogą szkodliwie oddziaływać na mielony materiał. Wskutek niewielkiej szybkości mielenia w tych młynach, ich układy cechuje wysoki zawrót nadziarna, często ponad 6 razy większy od wydajności układu. Skutkuje to wysokimi kosztami eksploatacyjnymi, nie tylko kosztami poboru energii, lecz także na procesy transportu, klasyfikacji ziarnowej i oczyszczania powietrza. Znacznie łatwiej jest uzyskać bardzo drobne uziarnienia prowadząc proces mielenia na mokro, ale nie jest to możliwe przy większości materiałów. Jednak przy bardzo drobnym mieleniu na mokro koncentratów pirytu uzyskano w tym młynie uziarnienie produktu mielenia tylko o $d_{80} = 14 \mu\text{m}$ - przy jednostkowym poborze energii około 116 kWh/Mg [3].

Badania mielenia wielu materiałów przeprowadzone w skali laboratoryjnej i przemysłowej, wykazały, że do bardzo drobnego mielenia bardziej przydatne są młyny wysokoenergetyczne. Są to młyny z mielnikami swobodnymi: wibracyjne, mieszadłowe, a także młyny udarowe z elementami roboczymi poruszającymi się z dużymi prędkościami (50÷200 m/s), oraz młyny z gazowym medium roboczym o znacznie większych prędkościach (100÷500 m/s) czyli strumieniowe.

Spośród w/w młynów najbardziej uniwersalne są młyny wibracyjne [4, 5, 6, 7, 8, 9], przy mniejszym od 2 do 8 razy od młynów grawitacyjnych jednostkowym poborze energii [10]. Ich uniwersalność wynika z łatwości dostosowania parametrów technologicznych (zestawu mielników i warunków mielenia - na sucho lub na mokro), wyeliminowaniu obrotowego ruchu komory młyna powodującego trudności jej połączenia z układami dozowania nadawy i odbioru zmielonego produktu. Można je użytkować w cyklu otwartym lub zamkniętym z łatwą adaptacją do mielenia w gazie obojętnym. Do wytwarzania proszków o uziarnieniu poniżej 2÷10 μm użytkuje się je w cyklu zamkniętym, z separacją klasyczną lub z separacją na wlocie [8, 11].

Duże możliwości technologiczne, uniwersalność użytkowania, niewielkie wymiary i masa, a w szczególności niski jednostkowy pobór energii przyczyniły się do podejmowania prac badawczych nad nowymi, doskonalszymi technologicznie, przy niższej szkodliwości oddziaływania na otoczenie, konstrukcjami młynów. Jednocześnie, firmy oferują nowe wersje młynów o szerokiej gamie wydajności. Są to jednostki o niewielkiej wydajności 0,2÷2 Mg/h, średniej wydajności: 2÷10 Mg/h oraz wydajności dochodzącej do kilkudziesięciu Mg/h [8].

Pod koniec lat 70. dwudziestego wieku młyny wibracyjne oferowało szereg firm niemieckich (Gämmerler, Humboldt, Siebtechnik, Ratzinger, Salzgitter, Aubema i inne), jedna firma czeska (PSP Engineering), francuska (Dragon), angielska (Boulton), amerykańska (Metso) oraz kilka firm rosyjskich. Pod koniec dwudziestego wieku młyny wibracyjne zaczęły produkować firmy japońskie, chińskie, hinduskie, tureckie, koreańskie, kilka firm rosyjskich, trzy firmy z Kazachstanu oraz jedna białoruska.

Obecnie na rynku dostępne są nowe konstrukcje tych młynów oferowanych przez firmy z Niemiec, Korei, Chin, Indii, Kazachstanu, Rosji, USA, Wielkiej Brytanii i Białorusi. W Polsce nie produkuje się ich seryjnie. Zastosowano jednak praktycznie kilka polskich młynów prototypowych w wielu technologiach: do mielenia szkliv emalierskich, szkliwa do produkcji kineskopów, tlenku chromu, popiołów z elektrowni, tlenku cynku oraz mas ceramicznych. Dwa prototypowe młyny wibracyjne o łącznej pojemności komór 230 dm³ i mocy 20,5 kW (opracowane w AGH w 2000 roku), zastąpiły cztery młyny kulowe o łącznej pojemności komór 10 400 dm³ i mocy 44 kW w Zakładach Chemicznych "Alwernia", poprawiając nie tylko rezultat technologiczny lecz także warunki pracy obsługi – eliminując pylenie oraz znacząco obniżając poziom ciśnienia akustycznego [12].

W Polsce prace badawcze nad doskonaleniem konstrukcji młynów wibracyjnych prowadzone są w Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie. W ramach tej problematyki powstały trzy prace doktorskie, jedna habilitacyjna, a w sferze technicznej kilkanaście patentów. Jednocześnie opracowano i zastosowano w przemyśle osiem młynów obrotowo-wibracyjnych o pojemności komór od 15 do 200 dm³, pięć młynów wibracyjnych o pojemności komór od 80 do 350 dm³ oraz 35 młynów o pojemności komór od 0,4 do 10 dm³, które znalazły zastosowanie w laboratoriach uczelni, ośrodków badawczych i zakładów przemysłowych.

Celem tych prac było opracowanie młynów o dobrych parametrach technologicznych o niższej szkodliwości oddziaływania na otoczenie. Prace dotyczą młynów o niskiej częstotliwości drgań (12÷18 Hz) przyspieszeniu ruchu drgającego 70÷100 m/s² i przebiegają w kilku kierunkach:

- młynów o złożonym ruchu komory, stąd ich nazwa młyny obrotowo-wibracyjne [5],
- młynów o kołowej trajektorii amplitudy drgań, w tym młynów wyposażonych w komorę z elementem roboczym aktywizującym ruch mielników [12, 13, 14],
- młynów o eliptycznej trajektorii amplitudy drgań [15],
- modelowania procesu mielenia [4, 16],
- nowych technologii mielenia: drobnego, bardzo drobnego i w skali nano [17, 18, 19].

Zamieszczone w pracy wyniki badań procesu mielenia wybranych materiałów o zróżnicowanych własnościach obejmują rezultaty prac przeprowadzonych w dwóch laboratoryjnych młynach wibracyjnych. Były to: młyn o kinematycznym wymuszeniu ruchu drgającego, kołowej trajektorii amplitudy drgań i działaniu okresowym oraz w młynie o bezwładnościowym wymuszeniu ruchu drgającego, eliptycznej trajektorii amplitudy drgań i działaniu ciągłym.

W obu młynach wytwarzano proszki surowców mineralnych o zróżnicowanych własnościach fizycznych, takich jak: kreda, kalcyt, kamień wapienny, dolomit i piasek kwarcowy. Wytworzone podczas badań proszki zawierały od 50 do ponad 90 % klasy poniżej 10 µm.

Badania procesu mielenia przeprowadzono na sucho w środowisku powietrza, w komorach z wykładziną stalową gładką. Jako mielniki zastosowano kulki stalowe.

2. Badania procesu mielenia w młynie o działaniu okresowym

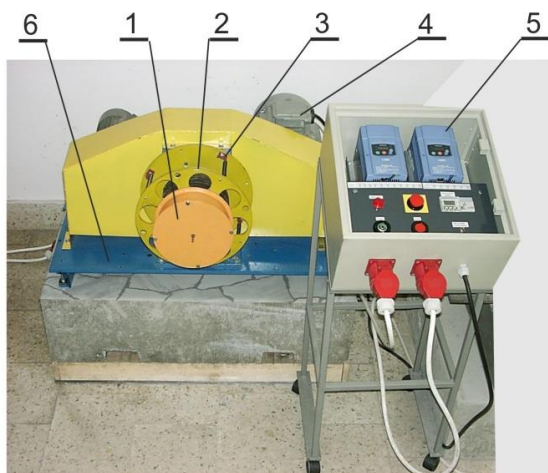
Cel i program badań

Bezpośrednim celem przeprowadzanych badań było uzyskanie proszków następujących materiałów: kreda, kalcyt, kamień wapienny, dolomit i piasek kwarcowy zawierających możliwie największy udział klasy ziarnowej $0 \div 10 \mu\text{m}$, to jest od 50 do ponad 90% przy prowadzeniu mielenia w środowisku powietrza, czyli na sucho.

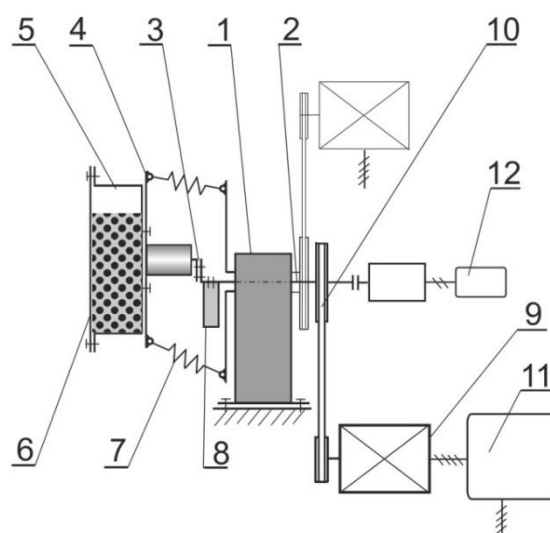
Celem perspektywnym badań była wstępna ocena możliwości zastosowania młyna wibracyjnego do mielenia ww. materiałów w warunkach przemysłowych.

Stanowisko badawcze młyna

Stanowisko badawcze laboratoryjnego młyna wibracyjnego przedstawiono na rysunku 1, a schemat jego budowy na rysunku 2.



Rys. 1. Laboracyjny młyn wibracyjny:
1 – komora, 2 – tarcza – uchwyt komory,
3 – moduł napędu, 4 – silnik wibratora, 5 – układ sterowania i zasilania, 6 – konstrukcja wsporcza [4]



Rys. 2. Schemat budowy młyna: 1 – moduł napędu, 2 – wał wibratora, 3 – wał mimośrodowy, 4 - tarcza, 5 - komora, 6 - pokrywa, 7 - element sprężysty, 8 - obciążnik, 9 - silnik wibratora, 10 - przekładnia, 11 – układ zasilania, 12 – układ pomiaru częstotliwości drgań [4]

Podstawowe parametry młyna o działaniu okresowym:

- zakres zmian częstotliwości drgań $0 \div 25 \text{ Hz}$,
- zakres zmian amplitudy drgań $0 \div 14 \text{ mm}$,
- możliwość użytkowania komór o średnicy: $0,125 \text{ m}$; $0,21 \text{ m}$ i $0,31 \text{ m}$,
- moc silnika wibratora: $2,2 \text{ kW}$,
- wymiary: $840 \times 420 \times 980 \text{ mm}$,
- masa: 245 kg .

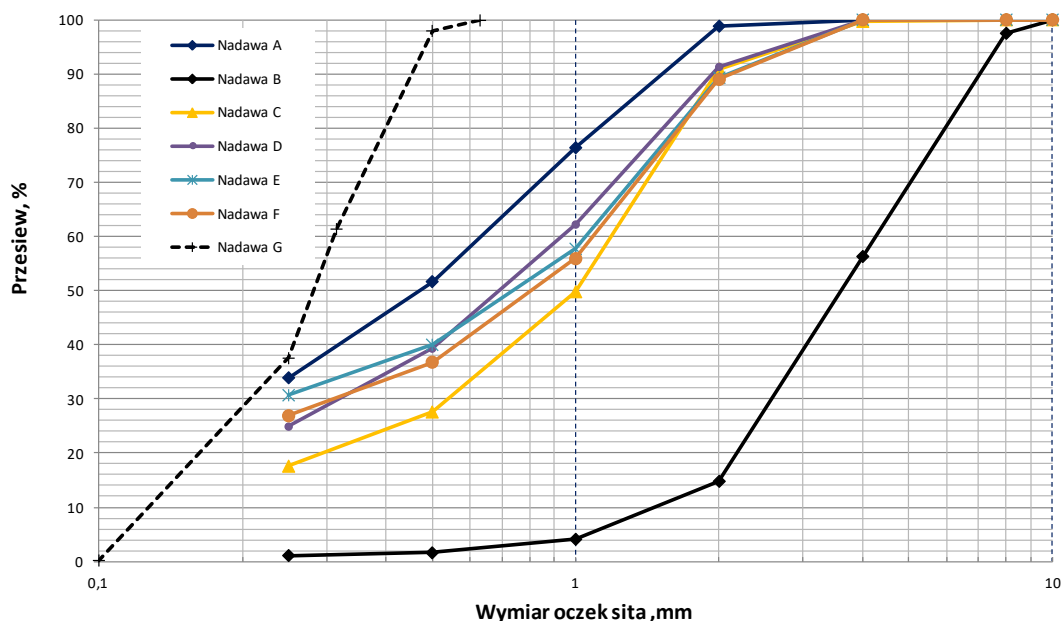
Do badań przyjęto komorę o średnicy 0,21 m z wykładziną stalową (poz. 1 – rys. 2). Taką średnicę komór mają najmniejsze przemysłowe młyny wibracyjne. Młyn może być wyposażony również w komory o średnicy 123 mm i 310 mm. Stanowisko badawcze zapewnia możliwość obserwacji i rejestracji filmowej ruchu ładunku w komorze.

Metoda, program i wyniki badań

W przedstawionym stanowisku młyna wibracyjnego przeprowadzono badania eksperymentalne procesu mielenia ośmiu materiałów oznaczonych jako:

- materiał „A” – kamień wapienny A,
- materiał „B” – kreda,
- materiał „C” – kalcyt,
- materiał „D” – dolomit D,
- materiał „E” – dolomit E,
- materiał „F” - kamień wapienny F,
- materiał „G” – piasek kwarcowy.

Badania te miały charakter sondażowy. Dla materiałów „A” ÷ „F” przyjęto stałe parametry technologiczne: stopień napełnienia komory 0,7 i częstotliwość drgań 14 Hz. Przy mieleniu piasku kwarcowego (materiał „G”) częstotliwość drgań wynosiła 12 Hz, a stopień wypełnienia komory 0,8. Parametry te dobrano tak, aby możliwe było uzyskanie założonego celu eksperymentu – uzyskanie jak najwyższej zawartości klasy ziarnowej <math><10\ \mu\text{m}</math> (min. 70%). Badane materiały, poza własnościami fizycznymi, różniły się składem ziarnowym nadawy. Krzywe składu ziarnowego nadawy (materiałów użytych do badań), wyznaczone metodą analizy sitowej, przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Krzywe składu ziarnowego nadawy – materiałów: „A”, „B”, „C”, „D”, „E”, „F” i „G”

Jak wynika z rysunku 3, kamienie wapienne, dolomity i kalcyt miały podobne składy ziarnowe, znacząco odbiegające od „drobniejszego” piasku kwarcowego oraz „grubszej” kredy. Dlatego też, w zależności od rodzaju materiału (jego uziarnienia i podatności na mielenie wibracyjne) przyjęto różne czasy mielenia.

Po analizie składu ziarnowego, wyznaczano gęstości nasypowe przedstawionych materiałów w celu właściwego obliczenia masy materiału zasypywanego do komory – co zapewniało utrzymanie stałego stopnia wypełnienia komory. Po przeprowadzeniu mielenia, dla każdego z materiałów, wykonywano analizę składu ziarnowego produktów mielenia – w granulometrze laserowym polskiej produkcji – LAU15.

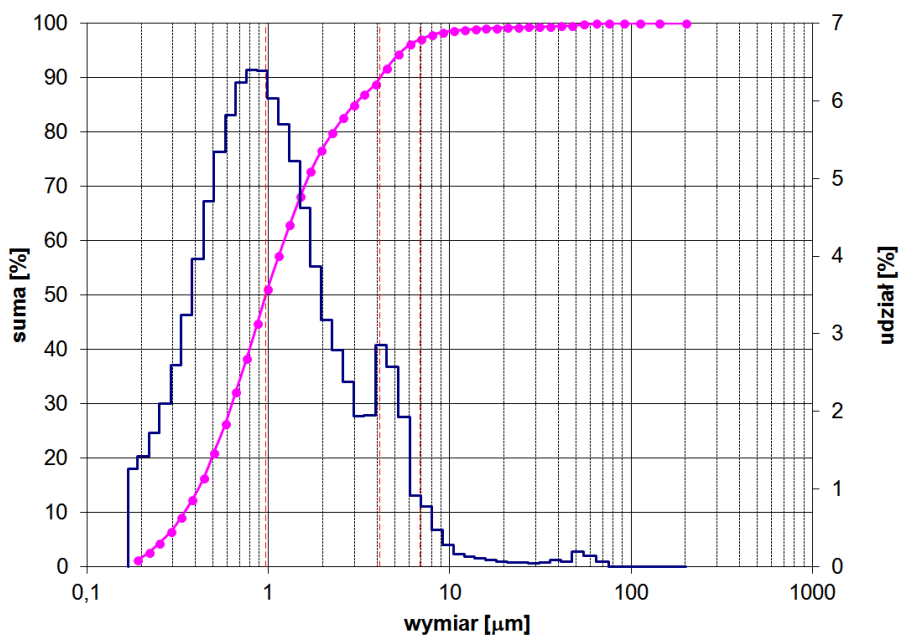
Wyniki badań mielenia kamienia wapiennego „A” wykazały łatwość uzyskania wysokiej zawartości pożądanej klasy ziarnowej w młynie wibracyjnym. Po czasie mielenia 5 min uzyskano zawartość klasy $<10\mu\text{m}$ na poziomie 95%, a przy czasie mielenia 15 min wartość ta wzrosła do 98,5% (rys. 4). Kamień wapienny „F”, pomimo zbliżonego składu ziarnowego, charakteryzował się nieco mniejszą podatnością na mielenie. Dla takich samych czasów mielenia uzyskano produkt o ilości klasy ziarnowej $<10\mu\text{m}$: od 68% (dla 5 min) do 89% (dla 15 min).

W przypadku mielenia kredy (materiał „B”) uzyskano zbliżone wyniki uziarnienia produktu. Po czasie mielenia 2,5 min uzyskano 87% zawartości oczekiwanej klasy ziarnowej. Wartość ta wzrosła do 92% dla czasu mielenia 10 min (rys. 5). Materiał ten, wykazywał duże skłonności do aglomeracji oraz powodował znaczny coating.

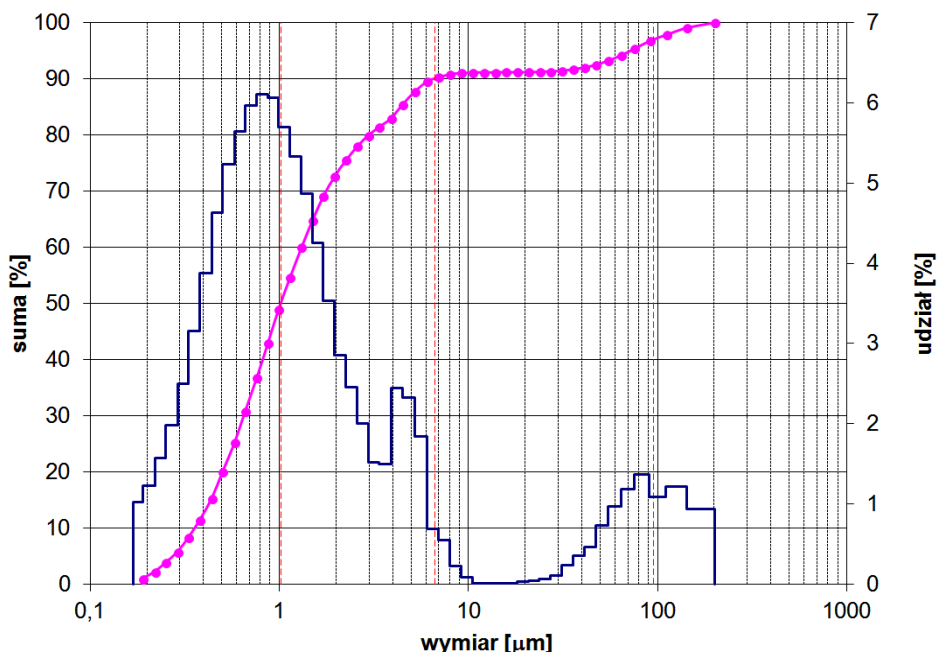
Kalcyt (materiał „C”) okazał się materiałem o mniejszej podatności na mielenie od opisanych wcześniej wapieni i kredy, ale nie wykazywał podatności na coating oraz aglomerację drobnych ziaren. Dla tego materiału przyjęto czasy mielenia: 2,5; 5; 10 i 15 min. Dla tych czasów uzyskano zawartość klasy ziarnowej $<10\mu\text{m}$, odpowiednio: 59%, 67%, 78% i 84%.

Proces mielenia dolomitów (materiały „D” i „E”), o bardzo zbliżonych parametrach uziarnienia nadawy, pomimo różnego ich pochodzenia geologicznego, nie wykazał znaczących różnic w uziarnieniu produktów mielenia. Ciekawym jest, że rozkład uziarnienia dla obu materiałów miał charakter trójmodalny. Dla dolomitu „D” uzyskano zawartość klasy $<10\mu\text{m}$ od 52% (dla 2,5 min) do 80% (dla 15 min), natomiast dla dolomitu „E”: od 42% (dla 2,5 min) do 78% (dla 15 min) (rys. 6).

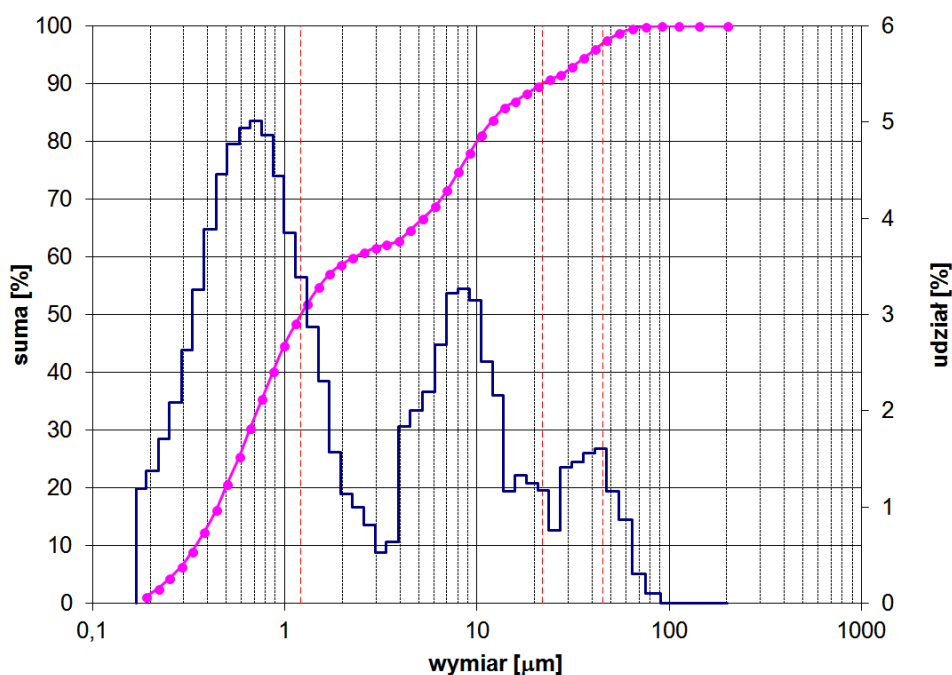
Uzyskanie wysokiej zawartości klasy ziarnowej $<10\mu\text{m}$ przy mieleniu piasku kwarcowego, materiału o znacząco innych właściwościach od pozostałych (twardości 7 w skali Mohsa), opisywanych w niniejszej pracy materiałów, pomimo znacznie drobniejszego uziarnienia nadawy, wymagało prowadzenia znacznie dłuższego procesu mielenia. Zawartość tej klasy, po czasie mielenia 2,5 min wynosiła zaledwie 1%. Dopiero, po czasie mielenia 40 min uzyskano pożądane uziarnienie produktu mielenia – udział klasy $<10\mu\text{m}$ wynoszący 71% (rys. 7).



Rys. 4. Uziarnienie produktu mielenia kamienia wapiennego A” - czas mielenia 15 min



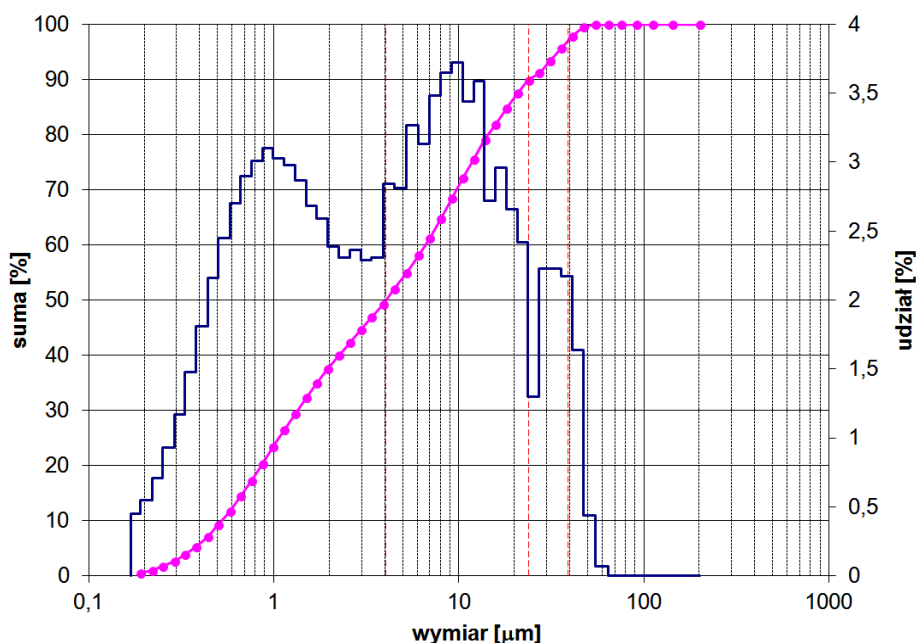
Rys. 5. Uziarnienie produktu mielenia – kredy (materiał „B”) - czas mielenia 10 min



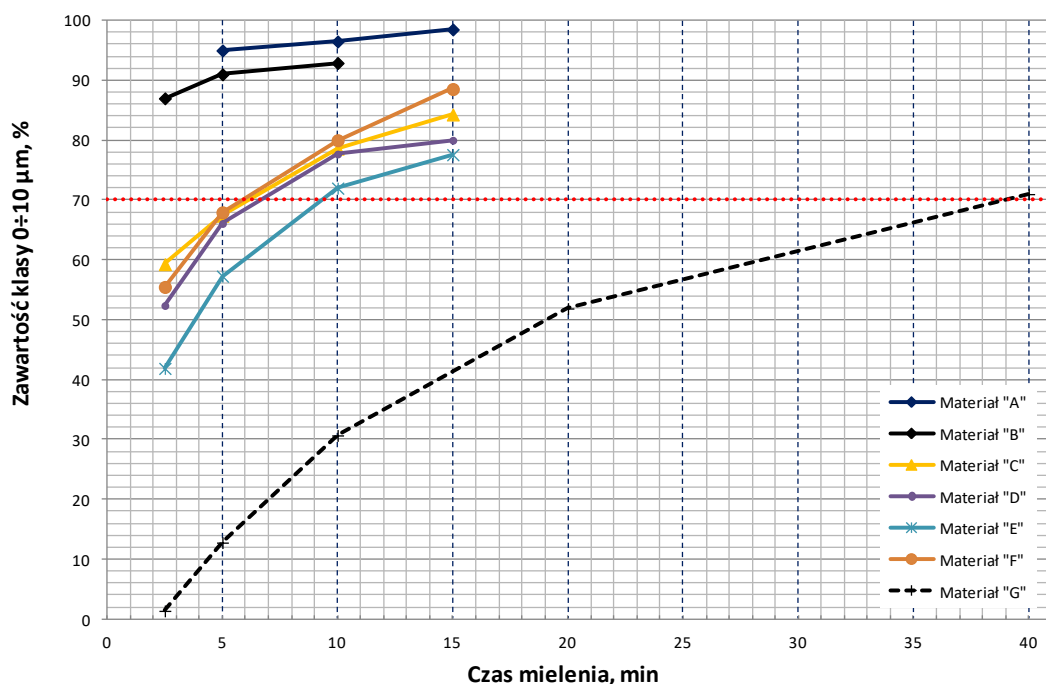
Rys. 6. Uziarnienie produktu mielenia dolomitu (materiał „D”) - czas mielenia 15 min

Na rysunku 8 przedstawiono zbiorczą kinetykę mielenia wymienionych powyżej materiałów w aspekcie procentowej zawartości klasy ziarnowej <math><10\ \mu\text{m}</math>.

Dla każdego z mielonych materiałów uzyskano zakładaną ilość klasy ziarnowej – oznaczonej czerwoną, kropkowaną, prostą (rys. 8).



Rys. 7. Uziarnienie produktu mielenia piasku kwarcowego - czas mielenia 40 min



Rys. 8. Zawartość klasy ziarnowej 0÷10 µm w funkcji czasu mielenia

3. Badania procesu mielenia w młynie o działaniu ciągłym

Cel i program badań

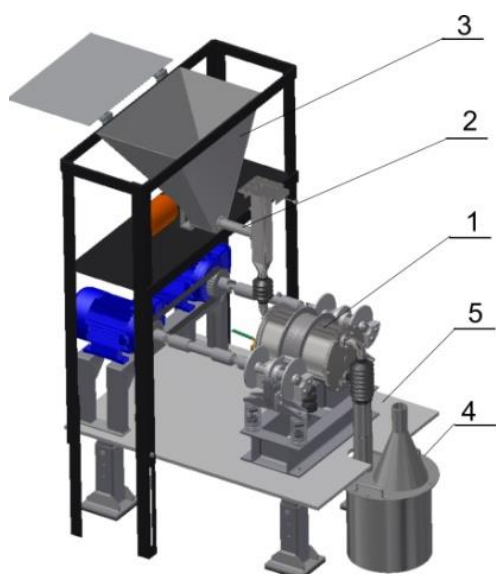
Celem badań mielenia w tym młynie, o sposobie pracy zbliżonym do sposobu który zachodzi w młynach przemysłowych, było uzyskanie produktu mielenia o założonej zawartości klasy ziarnowej <10 µm minimum 70% - czyli takiej jak w młynie o działaniu okresowym.

Ze względu na znacznie większą praco- i czasochłonność tego typu badań eksperyment ograniczono do mielenia dwóch materiałów o zróżnicowanych własnościach fizycznych – najbardziej pożądanym na rynku – jako nawozy mineralne wysokiej aktywności, wypełniacze tworzyw polimerowych oraz wysokiej aktywności sorbenty. Były to: kamień wapienny i dolomit. Istotną zmianą był sposób prowadzenia procesu – ciągły z dodatkową aeracją komory.

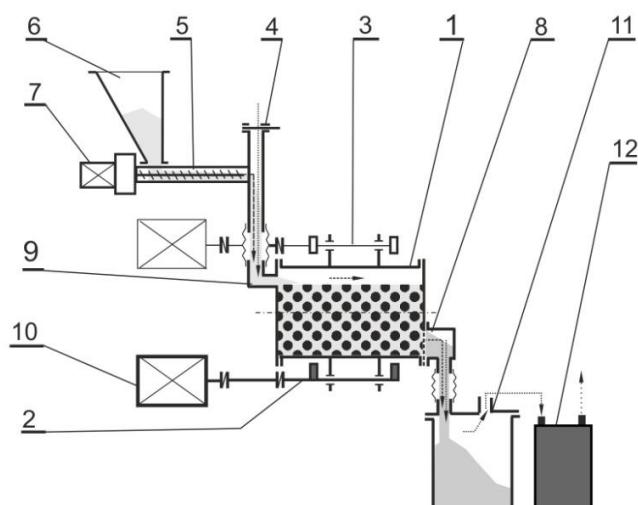
W przypadku tej serii badań warunki prowadzenia procesu mielenia były bardzo zbliżone do warunków występujących w przemysłowych młynach. Ponadto sposób działania młyna był taki sam jak młyna przemysłowego, budowa analogiczna jak młyna przemysłowego tylko w wielokrotnie mniejszej skali. Dzięki temu wyniki tych badań znacznie łatwiej jest wykorzystać w skali przemysłowej.

Stanowisko badawcze młyna

Stanowisko badawcze laboratoryjnego młyna wibracyjnego - model wirtualny przedstawiono na rysunku 9, jego schemat na rysunku 10, a widok na rysunku 11.



Rys. 9. Stanowisko badawcze laboratoryjnego młyna wibracyjnego VM-10 – bez osłon: 1 – młyn (komora), 2 – dozownik ślimakowy, 3 – zbiornik nadawy, 4 – zbiornik produktu mielenia, 5 – rama młyna
[źródło: opracowanie własne]



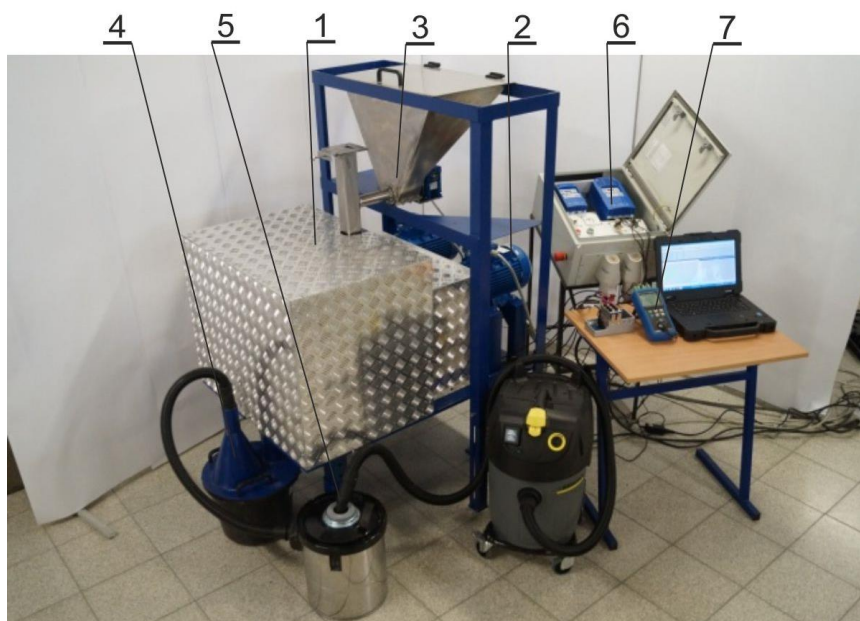
Rys. 10. Stanowisko badawcze laboratoryjnego młyna wibracyjnego o działaniu ciągłym:
1 – komora, 2 – wibrator czynny, 3 – obciążnik (wibrator bierny), 4 – wlot powietrza, 5 – dozownik, 6 – zbiornik nadawy, 7 – napęd dozownika, 8 – wylot mączki, 9 – wlot nadawy, 10 – napęd wibratora, 11 – zbiornik mączki, 12 – filtr
[źródło: opracowanie własne]

Laboratoryjny młyn wibracyjny o działaniu ciągłym posiadał bezwładnościowe wymuszenie oraz eliptyczną trajektorię amplitudy drgań komory. Badania przeprowadzono w komorze stalowej w kształcie walca o średnicy wewnętrznej 210 mm i pojemności 10 dm³.

Podczas badań do wprowadzenia zespołu roboczego w ruch drgający używano wibrator napędzany bezpośrednio z silnika za pomocą wału kardana. Wibrator, którego wał połączony jest z odłączonym od sieci silnikiem stanowił obciążnik zapewniający ruch drgający o trajektorii eliptycznej zespołu roboczego, w którym umieszczona jest komora.

Stanowisko młyna o działaniu ciągłym (rys. 11) tworzą:

- laboratoryjny młyn wibracyjny w osłonie – usytuowany na ramie,
- układ dozowania nadawy: zbiornik nadawy i dozownik ślimakowy,
- zbiornik produktu,
- rama z płytą,
- oraz (nie uwidocznione na rysunku): dozownik aktywatora, suszarka, waga laboratoryjna oraz laboratoryjne narzędzia pomocnicze.



Rys. 11. Stanowisko badawcze laboratoryjnego młyna wibracyjnego o działaniu ciągłym:
1 – osłona zespołu roboczego, 2 – napęd wibratora, 3 – układ dozowania ze zbiornikiem nadawy,
4 – układ odbioru mączki - wlot, 5 – filtr powietrza, 6 – układ zasilania, 7 – układ pomiaru i rejestracji
mocy [źródło: opracowanie własne]

Podstawowe parametry i możliwości badawcze stanowiska:

- sposób działania młyna ciągły z możliwością mielenia w środowisku powietrza i cieczy,
- wydajność młyna (masy suchej) 0,5÷50 kg/h - uziarnienie nadawy poniżej 6,0 mm,
- pojemność komory 10 dm³,
- napęd: dwa silniki o mocy 1,5 kW, synchronicznej prędkości obrotowej 1000 obr/min,
- znamionowa prędkość obrotowa wibratora bezwładnościowego 950 obr/min,
- amplituda drgań zespołu roboczego regulowana w zakresie 3÷8 mm,
- masa stanowiska młyna bez mielników wynosi około 380 kg,
- młyn ma możliwość pracy przy trajektoriach drgań: quasi kołowej lub eliptycznej,
- zakres zmiany aeracji komory przeprowadzany przez bezstopniową zmianę mocy silnika wentylatora układu aeracji komory – bez pomiaru natężenia przepływu powietrza aeracyjnego.

Metoda, program i wyniki badań

W laboratoryjnym młynie wibracyjnym o działaniu ciągłym przeprowadzono badania procesu mielenia dwóch, przedstawionych we wcześniejszym punkcie materiałów. Były to:

materiał „A” (kamień wapienny) oraz materiał „C” (kalcyt). Składy ziarnowe nadawy przedstawiono na rysunku 3.

Metodę badań, poza rodzajem mielenia (w sposób ciągły i przy eliptycznej trajektorii drgań komory), przyjęto w analogiczny sposób jak przy mieleniu w młynie o działaniu okresowym. Dodatkowo, do nadawy kamienia wapiennego, charakteryzującego się dużą podatnością na aglomerację i coating (oblepianie komory i mielników mielonym materiałem), dodawano niewielką ilość chemicznego aktywatora mielenia. Przy przyjętych parametrach pracy młyna i intensywności aeracji - przewietrzania, którą określano przez poziom mocy pobieranej przez silnik wentylatora aeracji komory, analizowano uziarnienie produktów mielenia dla założonej wydajności młyna – pracującego w cyklu otwartym.

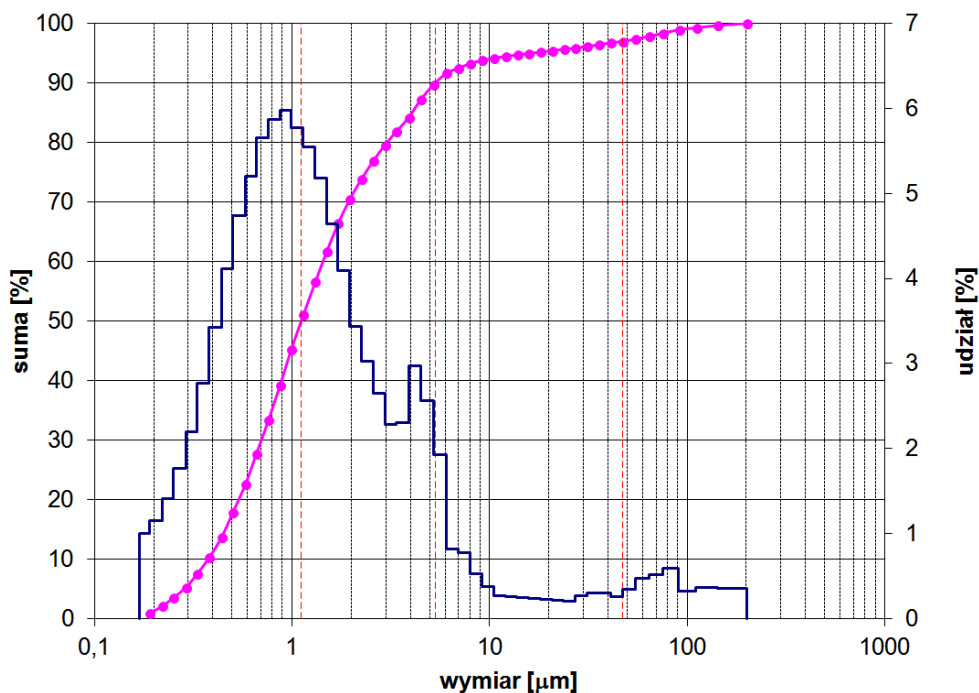
Pierwszym z badanych materiałów był kamień wapienny. W pierwszej kolejności, przy wydajności dozowania nadawy 25 kg/h i przy 100% mocy wentylatora odciążu oraz z dodatkiem aktywatora - uzyskano zawartość pożądanej klasy ziarnowej na poziomie 94%. Przy zmniejszeniu mocy układu aeracji do 75% nastąpił spadek zawartości tej klasy do 86%.

W związku z tym, że lepsze rezultaty uzyskano dla intensywniejszego przewietrzania komory - postanowiono przeprowadzić próby mielenia kamienia wapiennego bez dodatku aktywatora chemicznego – dla pełnej mocy aeracji komory. Dla takich parametrów technologicznych uzyskano, przy wydajności 20 kg/h, produkt mielenia zawierający 91% klasy ziarnowej <10 µm. Wyniki analizy ziarnowej produktów mielenia: przy wydajności 25 kg/h oraz z dodatkiem aktywatora przedstawiono na rysunku 12, a na rysunku 13 wynik dla wydajności układu 20 kg/h bez dodatku aktywatora.

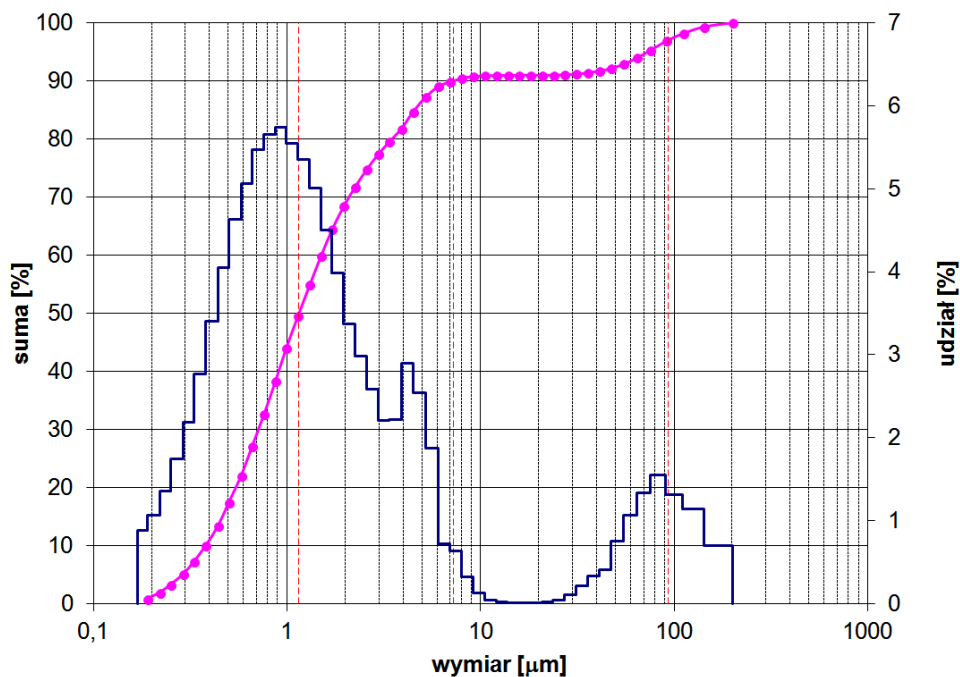
Drugim mielonym materiałem, w młynie o działaniu ciągłym, był kalcyt (materiał „C”). Ze względu na znacznie mniejszą podatność na mielenie od kamienia wapiennego i mniejszą skłonność do aglomeracji, proces mielenia przeprowadzono bez dodatku aktywatora chemicznego. Na podstawie wstępnych prób przyjęto inne wydajności dozowania materiału do młyna oraz zmniejszono moc układu aeracji komory.

W pierwszym wariancie, dla 50% mocy „przewietrzania” i wydajności dozowania 19 kg/h uzyskano produkt mielenia zawierający około 49% klasy ziarnowej 0÷10 µm. W związku z uzyskaniem przy takich parametrach mielenia niesatysfakcjonującego wyniku, postanowiono zwiększyć moc przewietrzania do 100% - przy jednoczesnym zmniejszeniu wydajności do 13 kg/h. Przy takich parametrach uzyskano produkt mielenia, w którym udział badanej klasy wynosił 61%. W trzecim wariancie mielenia kalcytu, przy takich samych nastawach układu aeracji komory, ponownie zmniejszono wydajność dozowania - do 10 kg/h. Umożliwiło to uzyskanie produktu mielenia, w którym udział klasy ziarnowej <10 µm osiągnął 78%, czyli spełniał założony cel badań.

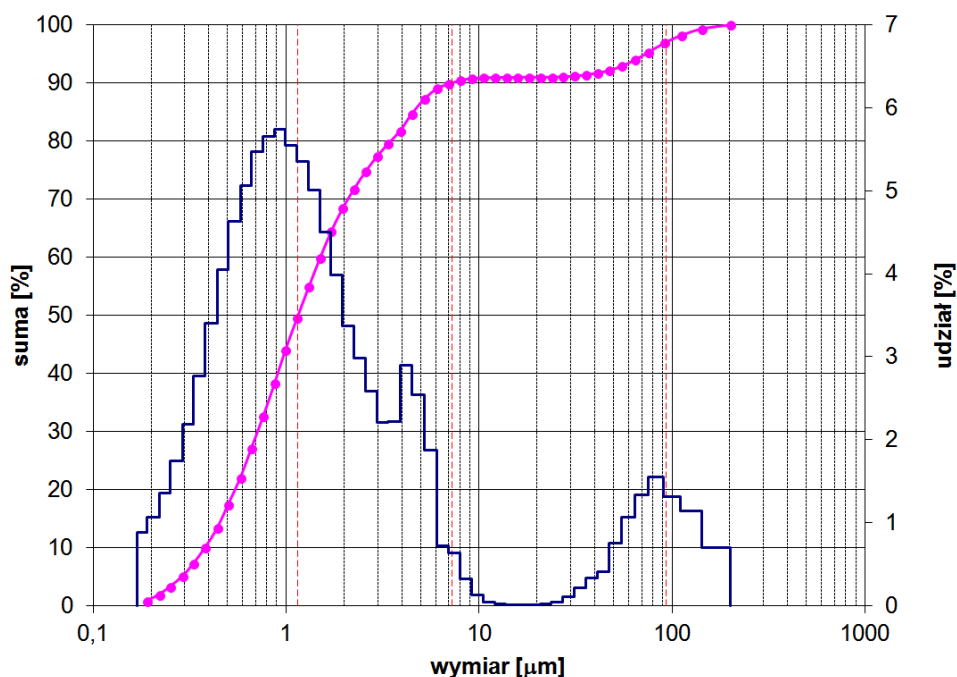
Na rysunku 14 przedstawiono uziarnienie zmielonego kalcytu dla wydajności 10 kg/h – spełniające przyjęty wymóg technologiczny.



Rys. 12. Krzywa sumacyjna i rozkład ziarnowy kamienia wapiennego zmielonego w młynie wibracyjnym o działaniu ciągłym z aktywatorem – wydajność 25 kg/h



Rys. 13. Krzywa sumacyjna i rozkład ziarnowy kamienia wapiennego zmielonego w młynie wibracyjnym o działaniu ciągłym bez aktywatora – wydajność 20 kg/h



Rys. 14. Krzywa sumacyjna i rozkład ziarnowy kalcytu zmielonego w młynie wibracyjnym o działaniu ciągłym bez aktywatora – wydajność 10 kg/h

4. Podsumowanie wyników badań

Badania procesu mielenia wibracyjnego w sposób okresowy materiałów, takich jak: wapień, kreda, dolomit, kalcyt i piasek kwarcowy, wykazały możliwość wytwarzania w młynach wibracyjnych proszków o bardzo drobnym uziarnieniu – zawierających powyżej 70% klasy ziarnowej <10 µm.

Dla każdego z mielonych materiałów uzyskano zakładany rezultat technologiczny, a w niektórych przypadkach znacząco korzystniejszy.

Wyniki badań z młyna o działaniu okresowym dostarczyły informacji, że nawet w bardzo niekorzystnych warunkach technologicznych (braku aeracji komory) proces mielenia w młynie wibracyjnym zachodzi bardzo intensywnie. Niestety wyniki tych badań są znacznie trudniejsze do aplikacji w projektowaniu młyna przemysłowego.

Przy mieleniu w sposób ciągły - przy pojemności komory młyna 10 dm³, uzyskano w eksperymencie - przy wydajności: 10 kg/h (dla kalcytu) oraz 25 kg/h (dla kamienia wapiennego) udział klasy ziarnowej <10 µm odpowiednio: 78% i 94%.

Oznacza to, że w młynie wibracyjnym można uzyskać tak drobne uziarnienie zmielonego materiału o zawartości klasy ziarnowej <10 µm powyżej 70%, w prostym układzie mielenia, czyli układzie otwartym. Znacznie łatwiej można to uzyskać w układzie zamkniętym z kosztownym separatorem turbinowym o znacząco bardziej skomplikowanej budowie. Należy dodać, że zastosowanie tego rodzaju zamkniętego układu mielenia z młynem wibracyjnym oraz separatorem może zwiększyć wydajność młyna o 50÷80%.

W przeprowadzonych badaniach wilgotność mielonych materiałów nie przekraczała 1%. Przekroczenie tej wartości wilgotności materiału, jak wykazały badania skutkowało silną aglomeracją i coatingiem – powodując praktycznie „zatrzymanie” procesu mielenia.

Temu niekorzystnemu zjawisku, w młynach o działaniu ciągłym, można zapobiegać poprzez aerację komory suchym, względnie suchym i gorącym, powietrzem.

Należy podkreślić, że we wszystkich badaniach przeprowadzonych w młynie o działaniu w sposób okresowy nie stosowano aeracji komory, a pomimo tego uzyskano zadowalające wyniki uziarnienia.

Do osłabienia zjawisk aglomeracji i coatingu stosuje się również dozowanie, do mielonego materiału, aktywatora chemicznego – powierzchniowo-czynnego. Niestety powoduje to zwiększenie kosztów mielenia, a przy niektórych materiałach aktywator nie może być stosowany ze względu na jego szkodliwe działanie.

Zamieszczone w pracy wyniki badań mają charakter sondażowy, niemniej jednak już na podstawie tych rezultatów można wnioskować, że istnieje potencjalna możliwość wytwarzania tak drobnych produktów mielenia w młynach wibracyjnych użytkowanych w cyklu otwartym również w warunkach przemysłowych.

Literatura

1. Höffl K.: Zerkleinerungs- und Klassiermaschinen. Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig 1985.
2. Schubert H.: Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe., Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie Leipzig 1989.
3. Paese J.D., Yuung M.F., Curry D.C.: Fine Grinding as Enabling Technology – The IsaMill 2011.
4. Sidor J.: Badania, modele i metody projektowania młynów wibracyjnych, Rozprawy Monografie nr 150, UWND AGH, Kraków 2005.
5. Fine and Extra-Fine Vibrating Mill Grinding, www.aubema.de, 2011.
6. Sidor J.: Współczesne konstrukcje młynów wibracyjnych. Innowacyjne i Przyjazne dla Środowiska Techniki i Technologie Przeróbki Surowców Mineralnych, Bezpieczeństwo-Jakość-Efektywność. KOMEKO 2016 Pr. Zbior. red. nauk. A. Klich, A. Kozieł. Gliwice ITG KOMAG, 2016 e-ISBN: 978-83-60708-91-0 s. 161-174.
7. Andres K., and Haude F.: Application of the Palla™ vibrating mill in ultra fine grinding circuits, The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy Volume 110 Non-Refereed Paper March 2010 s. 125-131.
8. Sidor J., Tomach T.: Rozwój konstrukcji rurowych młynów wibracyjnych, Maszyny Górnicze, 2010 R. 28, Nr 1 s. 27–34, ISSN 0209-3693.
9. Lowrison G. Ch.: Crushing and grinding: the size reduction of solid materials. London. Butterworths, 1974.
10. PALLA vibrating mills. Materiały KHD Humboldt Wedag AG, 2-172e, Köln, 1995.

11. Sidor J., Majchrzak T.: Wstępne badania emisji hałasu przez przemysłowy młyn wibracyjny o niskiej częstotliwości drgań Structural Acoustic and Mechanics for Environmental Protection 2000 Vol.IX. Ed. By Polish Acoustic Society, Dep. Cracow. Kraków 2000.
12. Sidor J.: Możliwości intensyfikacji procesu mielenia w młynie wibracyjnym przez zmianę kształtu wnętrza komory. Inżyn. i Aparat. Chem., 2003, nr 3s, s. 138-140.
13. Sidor J.: Tomach P.: Wstępne badania eksperymentalne intensyfikacji procesu mielenia w młynie wibracyjnym za pomocą elementu roboczego umieszczonego w komorze. Materiały Ceramiczne Kraków. 2013 t. 65 nr 2, s. 140-144.
14. Tomach P.: Możliwości intensyfikacji procesu mielenia w rurowych młynach wibracyjnych przez zmianę konstrukcji komory. Rozprawa doktorska AGH 2017.
15. Sidor J., Feliks J., Tomach P., Mazur M., et al.: Badania eksperymentalne mielenia i granulowania wibracyjnego dwóch rodzajów surowców mineralnych. Praca badawcza AGH KMGPiT 2015.
16. Sidor J.: A mechanical layered model of a vibratory mill. Mechanics and Control, AGH University of Science and Technology. Commission on Applied Mechanics of Polish Academy of Sciences. Cracow Branch. — 2010 vol. 29 no. 3, s. 138–148.
17. Sidor J.: Badania bardzo drobnego mielenia kalcytu, Materiały Ceramiczne Polskie Towarzystwo Ceramiczne, Kraków. 2011 t. 63 nr 4, s. 725–730.
18. Sidor J.: Wstępne badania bardzo drobnego mielenia dolomitu, Materiały Ceramiczne, Polskie Towarzystwo Ceramiczne, Kraków. 2013 t. 65 nr 1, s. 81–86.
19. Sidor J.: Urządzenia do wytwarzania nanoproszków metodami mechanicznymi Powder & Bulk. 2013 nr 2, s. 54–59.

Metody stabilizacji nadawy w procesie wzbogacania węgla w osadzarce

Stanisław Cierpisz – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

Daniel Kowol – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie: Przedstawiono analizę efektów stabilizacji nadawy do osadzarki w czterech układach spotykanych w praktycznych rozwiązaniach: stabilizacja przepływu objętościowego nadawy, stabilizacja przepływu masy, stabilizacja ilości nadawy z zastosowaniem dodatkowego pomiaru gęstości nasypowej, stabilizacja ilości nadawy z zastosowaniem pomiaru zawartości popiołu w nadawie. Analizę przeprowadzono dla pierwszego i drugiego przedziału osadzarki. Założono, że celem stabilizacji nadawy jest utrzymywanie stałej masy w przedziale stratyfikacji materiału w łóżu osadzarki niezależnie od zmian charakterystyki wzbogacalności nadawy. Pozwala to na uzyskanie stabilnych warunków rozluźniania łóża w kolejnych cyklach pulsacji i minimalizację rozproszenia ziaren materiału w łóżu (minimalizacja imperfekcji osadzarki). Przy takich założeniach najlepsze efekty stabilizacji masy materiału w łóżu osadzarki uzyskuje się dla pierwszego przedziału w układzie pomiarem zawartości popiołu, a w drugim przedziale w układzie ze stabilizacją natężenie przepływu masowego.

Methods of the feed stabilization in the process of coal beneficiation

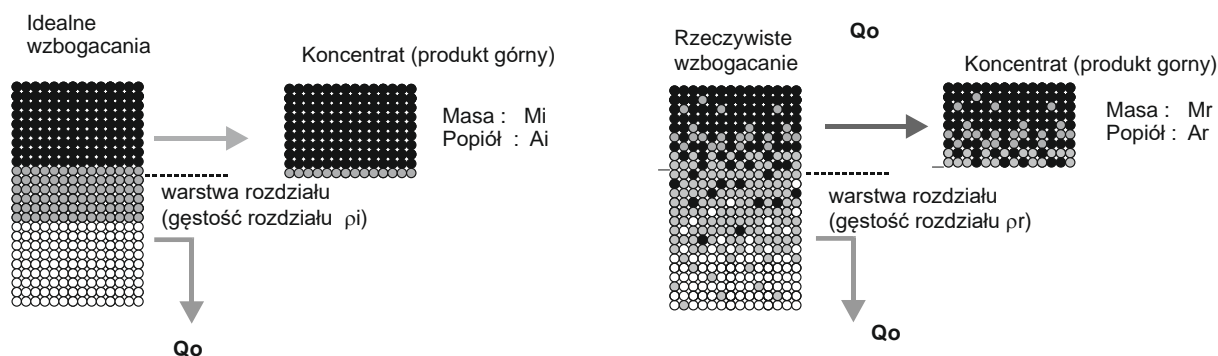
Abstract: Simulation analysis of four control systems of the raw coal feed to a jig has been presented in the paper: stabilization of the volumetric flow of the feed, stabilization of the feed tonnage, stabilization of the feed flow with the additional measurement of the feed bulk density or the additional measurement of ash content in the feed. Analysis has been performed for the first and second compartments of a jig. The aim of the feed control was to stabilize the mass of the bed in the zone of the material stratification which may change due to changes in the washability characteristics of the feed. Such control results in stable conditions of material loosening during subsequent media pulsation cycles and minimizes the dispersion of coal particles in the bed. The best results have been achieved for the system of feed control with the ash content measurement for the first compartment and for the system with feed tonnage control for the second compartment.

1. Wstęp

Jednym z podstawowych procesów uzyskiwania koncentratów węgla o odpowiedniej jakości jest grawitacyjny proces wzbogacania węgla w wodnych osadzarkach pulsacyjnych. Węgiel surowy jest mieszaniną ziaren o różnej zawartości substancji mineralnej (zawartości popiołu), która określa jego wartość opałową. Produkt użyteczny powinien składać się z ziaren od najmniejszej do maksymalnej wybranej zawartości popiołu – jego średnia zawartość popiołu jest średnią ważoną zawartości popiołu wszystkich ziaren. Ziarna węgla o zawartości popiołu większej od wybranej, tzw. popiołu rozdziału, powinny tworzyć odpady. W praktyce

korzysta się z zależności korelacyjnej zawartości popiołu i gęstości ziaren. W trakcie kolejnych pulsacji wody wywoływanych układem odpowiednio otwieranych i zamykanych zaworów powietrznych następuje stratyfikacja ziaren węgla na skutek ich różnej prędkości wznoszenia i opadania. Ziarna o małej gęstości lokują się w górnych warstwach materiału, a ziarna o większych gęstościach w dolnych warstwach. Na skutek dodatkowego poziomego ruchu wody materiał przesuwany się po sicie w kierunku poziomym. Proces rozdziału względem gęstości ziaren nie jest doskonały ponieważ prędkość wznoszenia i opadania ziaren zależy również od ich rozmiaru, kształtu oraz od zmian stopnia rozluźnienia materiału w czasie cyklu pulsacji.

Stopień rozproszenia ziaren w poszczególnych warstwach gęstościowych łóża określony jest przez tzw. rozproszenie prawdopodobne lub imperfekcję. Uzyskiwane efekty ekonomiczne w postaci ilości produktu o zadanej jakości (zawartości popiołu) są tym większe im mniejsza jest imperfekcja procesu wzbogacania, tzn. im rozdział ziaren według ich gęstości jest zbliżony do idealnego. Osiągnąć taki efekt można w przypadku utrzymywania stopnia rozluźnienia materiału w każdym cyklu pulsacji na optymalnym poziomie. Stopień rozluźnienia materiału zależy głównie od zmian rozkładu gęstości poszczególnych warstw łóża powodowanych głównie zmianami charakterystyki wzbogalności nadawy, a w tym przede wszystkim od zmian ilości frakcji „ciężkiej” w nadawie (frakcja o gęstości ziaren $>1,8 \text{ g/cm}^3$). Drugim czynnikiem powodującym zmiany stopnia rozluźnienia materiału w procesie wzbogacania są fluktuacje ciśnienia powietrza wprowadzanego do osadzarki w celu wywołania pulsacji ośrodka woda/węgiel. Ilustracja wpływu imperfekcji (rozproszenia ziaren) na efekty ekonomiczne procesu wzbogacania węgla przedstawiona jest na rysunku 1.



Jeśli $A_i = A_r$ wtedy zawsze $M_i > M_r$ lub jeśli $M_i = M_r$ to wtedy zawsze $A_i < A_r$

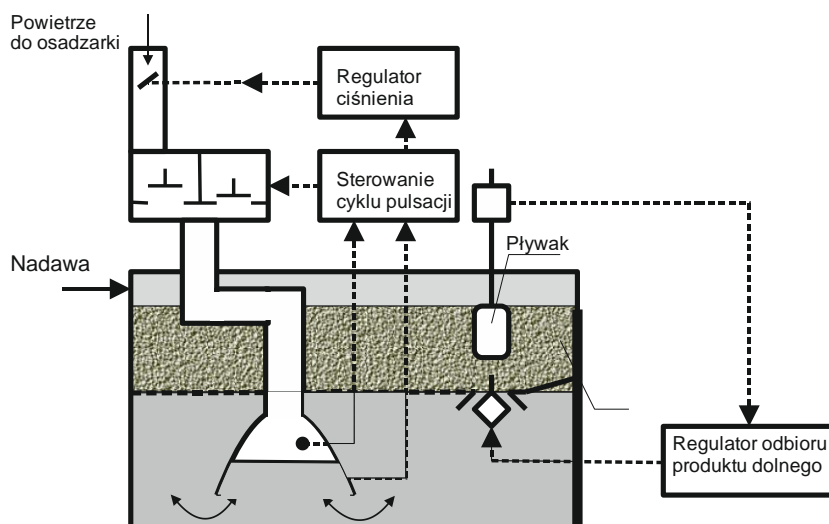
Rys.1. Ilustracja wpływu imperfekcji osadzarki na efekty ekonomiczne procesu wzbogacania węgla

Jeśli celem procesu (w przypadku wzbogacania idealnego lub rzeczywistego) jest uzyskanie koncentratu o zadanej jakości (zawartości popiołu) to większą masę produktu uzyskuje się dla procesu idealnego, gdy imperfekcja $I = 0$. Analiza symulacyjna pokazuje, że zmniejszenie imperfekcji o 0,02 (np. z 0,16 do 0,14) daje wzrost ilości produktu o tej samej jakości (cenie) o ok. 1,0%.

W zagadnieniu automatycznej regulacji osadzarki wyróżnić można dwa problemy: sterowanie parametrami cyklu pulsacji w celu stabilizacji przebiegu rozluźniania materiału w pulsującym łożu oraz stabilizacji gęstości rozdziału rozwarstwowanego łoża poprzez odpowiednią regulację odbioru produktu dolnego z osadzarki. Miarą wielkości zakłóceń stratyfikacji ziaren według gęstości jest krzywa rozdziału reprezentowana przez tzw. rozproszenie prawdopodobne lub imperfekcję i gęstość rozdziału, wielkości praktycznie niedostępne pomiarowo. Ilustrację wpływu stopnia rozluźniania materiału na efektywność procesu wzbogacania mierzoną krzywą rozdziału przedstawiono na rysunku 2, a schemat blokowy układu sterowania stopniem rozluźniania ośrodka woda/węgiel na rysunku 3.



Rys. 2. Ilustracja wpływu stopnia rozluźniania łoża w osadzarki na efektywność procesu wzbogacania



Rys. 3. Schemat blokowy sterowania cyklem pulsacji i odbioru produktu dolnego

Optymalny przebieg stopnia rozluźniania osrodka powinien teoretycznie doprowadzić do uzyskania idealnej krzywej rozdziału. W rzeczywistości idealny rozdział ziaren według ich gęstości nie jest możliwy, ponieważ ich pozycja w łożu zależy również od ich rozmiaru i kształtu. Zakłócenia w ilości i jakości nadawy powodują okresowe fluktuacje kształtu przebiegu rozluźniania, który powinien być na bieżąco korygowany przez takie wielkości sterujące, jak: momenty otwarcia i zamknięcia zaworów powietrza, ciśnienie powietrza oraz ewentualnie ilość wody dolnej.

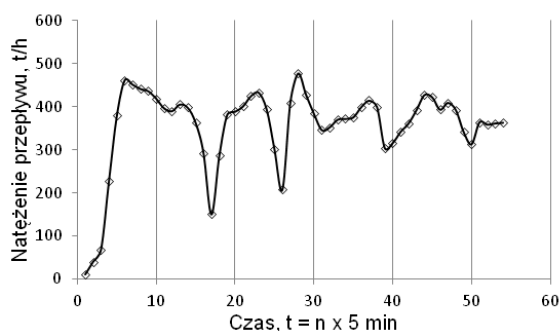
Kształt przebiegu rozluźniania osrodka stabilizowany (korygowany) jest pośrednio na podstawie informacji o ruchu wody w przedziale głównym i komorze powietrznej oraz ciśnienia powietrza podawanego do komory powietrznej. Na podstawie tej informacji sterownik wypracowuje odpowiednie momenty otwarcia i zamknięcia zaworów talerzowych oraz ciśnienia powietrza podawanego do osadzarki.

2. Zmienność parametrów nadawy

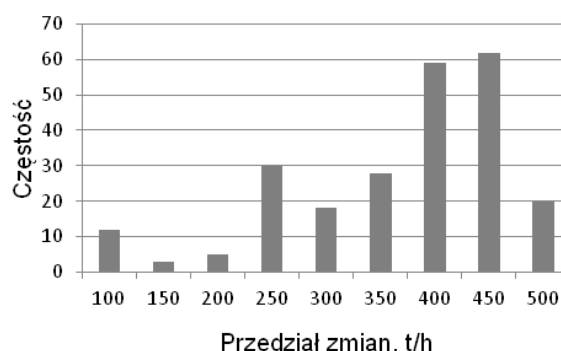
Nadawą do osadzarki miałowej jest węgiel surowy o składzie ziarnowym przeważnie w zakresie 20(30) – 0,5(0) mm, dozowany najczęściej ze zbiornika miału surowego. Nadawa jest kierowana do osadzarki często bez odsiewania najdrobniejszych klas, w niektórych układach odsiewana jest z nadawy klasa ziarnowa 3 – 0 mm lub 6 – 0 mm. Osadzarka jest wzbogacalnikiem, którego efektywność rozdziału węgla surowego na produkty zależy w znacznej mierze od stabilności pod względem ilościowym i jakościowym kierowanej do niego nadawy. Istotna jest wobec tego znajomość typowych zakresów i szybkości zmian natężenia przepływu, zawartości popiołu, wartości opałowej, zawartości wilgoci, siarki i charakterystyki wzbogacalności nadawy.

2.1. Zmiany natężenia przepływu nadawy do osadzarki

W układach technologicznych wzbogacania węgla w osadzarkach stosowane są zwykle zbiorniki buforowe, które mają zapewnić pewną stabilizację natężenia przepływu nadawy do osadzarki wrażliwej na zmiany obciążenia. Pomimo istnienia zbiorników buforowych, występują w praktyce dość znaczne fluktuacje ilości nadawy w funkcji czasu, spowodowane przerwami w transporcie nadawy (awarie, brak węgla) lub zmiennymi warunkami wysypu z wylotów zbiorników na skutek zmian składu ziarnowego i zawartości wilgoci w miałe surowym. Przykładowy przebieg zmian natężenia przepływu nadawy do osadzarki [1] przedstawiony jest na rysunku 4, a histogram tych zmian na rysunku 5. Na rysunku 4 pokazano przebieg zmian (średnia bieżąca za okres 5 min) natężenia przepływu nadawy w ciągu 5 godz. Wartość średnia natężenia przepływu wynosiła 343 t/h, a odchylenie standardowe 105 t/h. Zmiany natężenia przepływu nadawy odbijają się w zmianach grubości łoża materiału w osadzarce oraz w zmianach profilu rozkładu gęstości materiału z wysokością łoża.



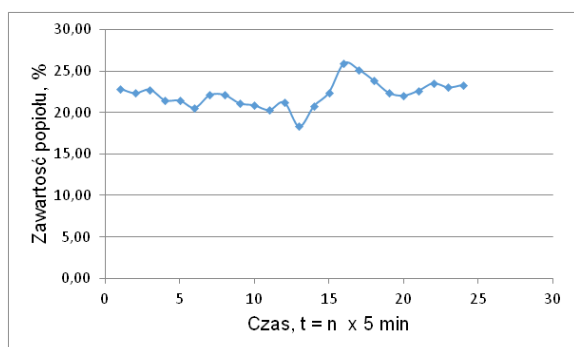
Rys. 4. Przykładowe zmiany natężenia przepływu nadawy do osadzarki



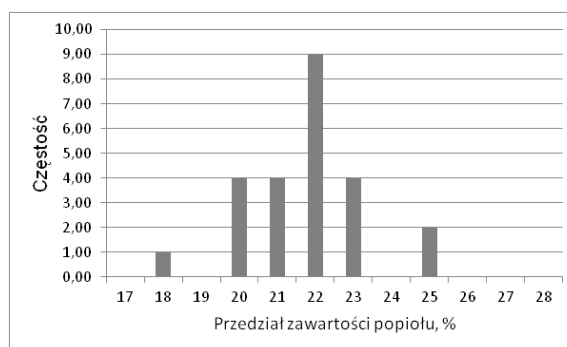
Rys. 5. Histogram zmian natężenia przepływu nadawy

2.2. Zmiany zawartości popiołu w nadawie

Istotnym, pomiarowo dostępnym, jakościowym parametrem nadawy jest chwilowa zawartość popiołu. Na zawartość popiołu decydujący wpływ ma udział masowy frakcji o największej gęstości (odpady) oraz udział masowy koncentratu – frakcji o gęstości $<1,5 \text{ g/cm}^3$. Znaczny wzrost zawartości popiołu zwykle świadczy o przeciążeniu układu odbioru produktu dolnego oraz pogorszeniu się stopnia rozluźnienia łoża. Mała zawartość popiołu może oznaczać małą zawartość odpadów i powodować zbyt silne rozluźnienie łoża, a w rezultacie zwiększenie imperfekcji wzbogacalnika. Badania zmienności zawartości popiołu w nadawie przedstawiane były w stosunkowo niewielu pracach [1, 3]. Na rysunku 6 przedstawiono przykładowy przebieg zmian zawartości popiołu w nadawie do osadzarki [3], a na rysunku 7 rozkład prawdopodobieństwa zmian zawartości popiołu.



Rys. 6. Przebieg zmian zawartości popiołu w nadawie do osadzarki



Rys. 7. Histogram zmian zawartości popiołu

Wartość średnia przebiegu zmian popiołu wynosi $M_A = 22,2\%$, a odchylenie standardowe $s_A = 1,8\%$. W tabeli 1 podano wyniki badań długoterminowej zmienności nadawy do osadzarki w okresie 4 miesięcy dla jednej z kopalń [1].

Parametry przebiegu zmian zawartości popiołu w miale surowym

Tabela 1

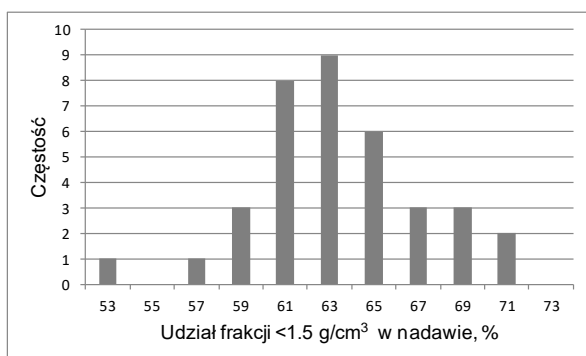
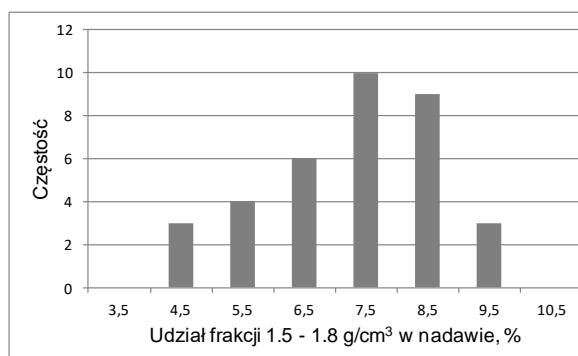
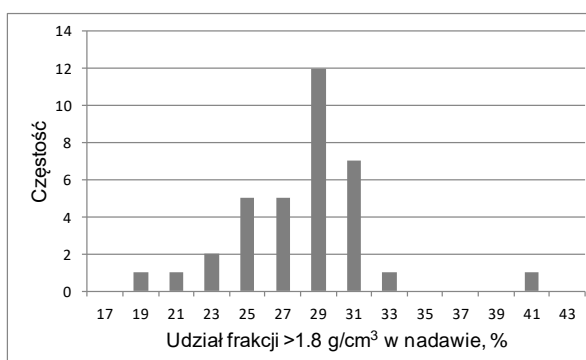
Przebieg zmian	Średnia, %	Minimum, %	Maksimum, %	Odchylenie stand. σ , %	Współczynnik α , 1/min
1	23,3	19,9	25,5	1,3	0,057
2	23,7	20,6	26,3	1,8	0,033
3	21,9	19,1	23,9	1,2	0,080
4	25,7	21,3	31,6	1,6	0,025
5	26,8	21,3	33,9	2,5	0,025
6	26,1	22,7	29,8	1,3	0,030
7	25,5	21,5	29,6	1,8	0,080
8	24,2	20,1	27,3	1,5	0,080
9	26,1	24,9	27,6	0,7	0,033
10	27,3	23,1	35,2	2,1	0,050

W tabeli 1 zestawiono wyniki analizy zmian zawartości popiołu w miale surowym w okresie kilku godzin, w wybranych dniach, w ciągu czterech miesięcy obserwacji procesu stochastycznego. Przebieg zmian jednej realizacji procesu stochastycznego aproksymowano procesem stacjonarnym o funkcji autokorelacji $R(\tau) = \sigma^2 \exp(-\alpha\tau)$. Dane w tabeli 1 pozwalają ocenić niestacjonarność tego procesu w ciągu czterech miesięcy. Przebieg zmian popiołu w miale surowym był arbitralnie aproksymowany procesem stacjonarnym. Na podstawie oceny 10 jednodniowych realizacji tego procesu w ciągu czterech miesięcy można stwierdzić, że rozpatrywany proces jest niestacjonarny. Wartość średnia zawartości popiołu zmieniała się od 21,9% do 27,3% (a więc o około 20% względnie). Odchylenie standardowe przebiegów również zmieniało się w sposób istotny od 0,7% do 2,5% (a więc o ok. 80% względnie). Funkcja autokorelacji wykazywała też istotną zmienność w postaci dekrementu logarytmicznego α od 0,025 1/min do 0,080 1/min (a więc o ok. 100%).

2.3. Charakterystyka wzbogacalności

Charakterystyka wzbogacalności węgla surowego jest główną cechą jakości nadawy, która decyduje o efektywności ekonomicznej procesu rozdziału węgla na produkty. Efektywność osadzarki jest tym większa, im łatwiej jest wzbogacalny węgiel (im mniej znajduje się w nim tzw. półproduktu). Charakterystyka wzbogacalności, podająca udział poszczególnych frakcji gęstościowo-popiołowych w nadawie, wyznaczana jest w pracochłonnych analizach laboratoryjnych w cieczach ciężkich. Z tego względu w praktyce zakładów przeróbki węgla charakterystyka ta jest wyznaczana rzadko.

Dla poprawnego prowadzenia procesu wzbogacania węgla w osadzarce istotna jest stabilność jakości węgla (charakterystyki wzbogacalności). Ważna jest wobec tego znajomość zakresu i szybkości jej zmian. Pewną informacją o jakościowych zmianach charakterystyki wzbogacalności jest pomiar zawartości popiołu. Najczęściej informacją o jakości węgla surowego są rutynowe analizy ruchowe, wykonywane często na każdej zmianie, udziału masowego i zawartości popiołu w trzech frakcjach gęstościowych nadawy ($<1,5$; $1,5 - 1,8$; $>1,8$ g/cm^3). Podobną informację można uzyskać ze wskazań wag przenośnikowych zainstalowanych na taśmociągach transportujących odpady, półprodukt i koncentrat, lecz takich systemów pomiarowych jest w praktyce niewiele. Na rysunku 8 a, b, c przedstawiono przykładowe rozkłady udziałów trzech frakcji gęstościowych nadawy w kopalni [5].

Rys. 8a. Udział frakcji $<1,5 \text{ g/cm}^3$ w nadawieRys. 8b. Udział frakcji $1,5-1,8 \text{ g/cm}^3$ w nadawieRys. 8c. Udział frakcji $>1,8 \text{ g/cm}^3$ w nadawie

Udziały trzech frakcji gęstościowych w nadawie, wartość średnią i odchylenie standardowe dla dwóch kopalń przedstawiono w tabeli 2 [1, 6].

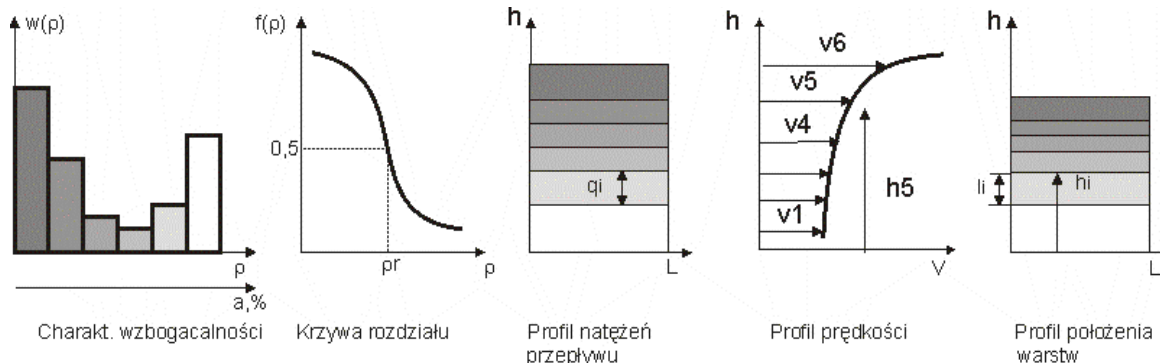
Udziały trzech frakcji gęstościowych w nadawie do osadzarki w wybranych kopalniach

Tabela 2

		Udział frakcji w nadawie, %			
		Wartość średnia	Min.	Max	Odchylenie standardowe
Kopalnia 1	Klasa $<1,5 \text{ g/cm}^3$	63,6	53	71	3,6
	Klasa $1,5 - 1,8 \text{ g/cm}^3$	8,3	4,5	9,5	1,5
	Klasa $>1,8 \text{ g/cm}^3$	28,1	19	41	3,6
Kopalnia 2	Klasa $<1,5 \text{ g/cm}^3$	33,7	24,2	47,5	5,6
	Klasa $1,5 - 1,8 \text{ g/cm}^3$	10,6	5,9	12,9	0,9
	Klasa $>1,8 \text{ g/cm}^3$	55,7	41,8	65,2	5,1

3. Formowanie łoża w strefie separacji materiału według gęstości ziaren

W trakcie pulsacyjnego pionowego ruchu ziaren materiału następuje jego stratyfikacja według gęstości ziaren oraz jego rozproszenie na skutek różnych wymiarów i kształtu ziaren. Ta pierwsza faza procesu wzbogacania decyduje o efektywności ekonomicznej procesu i jest reprezentowana przez krzywą rozdziału maszyny. Porównanie efektywności ekonomicznej różnych wzbogacalników opiera się na porównaniu prognozowanych ilości i jakości produktów dla różnych krzywych rozdziału. W efekcie procesów stratyfikacji i rozproszenia formuje się profil gęstości łoża wzdłuż wysokości łoża, który wygodnie jest przedstawić w postaci warstw o różnych gęstościach, jak to pokazano na rysunku 9.

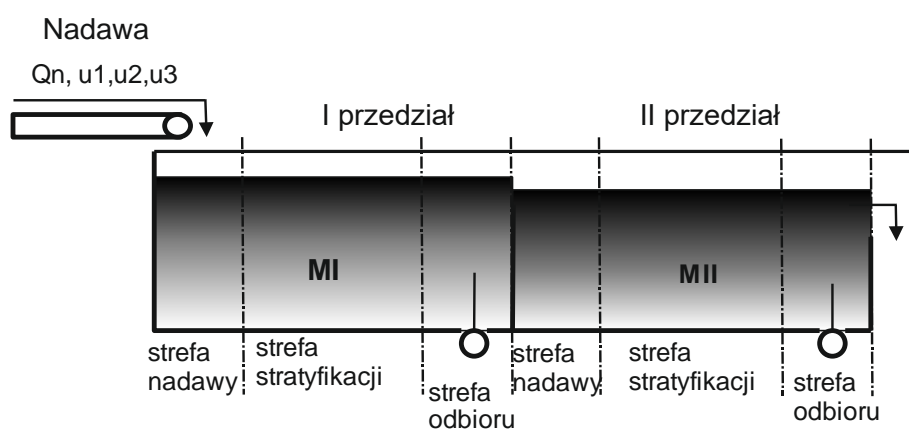


Rys. 9. Ilustracja procesu formowania się warstw gęstościowych materiału w trakcie wzbogacania

Węgiel surowy, o charakterystyce wzbogalności węgla reprezentowanej na rysunku 8a przez krzywą częstości, po przejściu przez krzywą rozdziału osadzarki formuje profil natężeń przepływu warstw gęstościowych o natężeniach przepływu q_i . Na skutek różnych prędkości przepływu poszczególnych warstw, faktyczny rozkład wysokości (grubości) warstw h_i przedstawia się jak na rysunku 9. W strefie odbioru następuje faktyczny rozdział rozwarstwowanego łoża na produkt dolny, odprowadzany przez szczelinę odbiorczą

o regulowanym otwarciu, oraz na produkt górny, odprowadzany przez próg przelewowy. Różne prędkości warstw o różnych gęstościach mają decydujący wpływ na zmiany masy materiału w łożu osadzarki na skutek zmian ilościowych i jakościowych nadawy.

Celem stabilizacji parametrów nadawy jest zapewnienie możliwie stałych warunków dla procesu rozluźniania łoża osadzarki oraz uzyskanie możliwie najmniejszej imperfekcji procesu. Przyjmijmy, że celem układów stabilizacji jest uzyskanie możliwie stałej masy łoża znajdującego się w strefie stratyfikacji ziaren materiału według ich gęstości. Masa materiału w łożu osadzarki zależy od zmian natężenia przepływu nadawy oraz od zmian składu densymetrycznego nadawy. Do analizy przyjmujemy jedno korytowo osadzarkę z dwoma przedziałami jak to pokazano na rysunku 10.



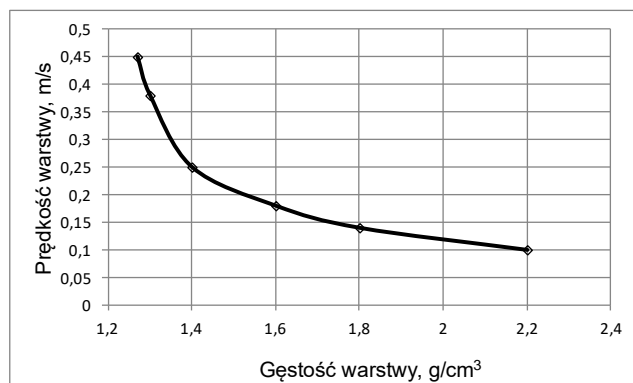
Rys.10. Strefy nadawy, stratyfikacji i odbioru produktów w osadzarce

Do analizy przyjęto następujące zakresy zmian parametrów:

- natężenie masowe przepływu nadawy $Q_n = 316 \text{ t/h} \pm 15\%$ (270 t/h – 363 t/h),
- średnia gęstość nasypowa nadawy $\rho_n = 0,8 \text{ g/cm}^3$,
- objętościowe natężenie przepływu nadawy $V_n = 395 \text{ m}^3/\text{h}$ (335 - 455 m³/h),
- udziały frakcji gęstościowych $<1,5 \text{ g/cm}^3$, $1,5 - 1,8 \text{ g/cm}^3$, $>1,8 \text{ g/cm}^3$
 $u_1 = 63,6\% \pm 7\%$ (nadawy), $u_2 = 8,3\% \pm 3\%$, $u_3 = 28,1\% \pm 7\%$,
- średnie gęstości frakcji nadawy: $\rho_1 = 1,35 \text{ g/cm}^3$, $\rho_2 = 1,65 \text{ g/cm}^3$, $\rho_3 = 2,2 \text{ g/cm}^3$,
- średnie gęstości nasypowe frakcji: $\rho_{n1} = 0,72 \text{ g/cm}^3$, $\rho_{n2} = 0,88 \text{ g/cm}^3$, $\rho_{n3} = 1,17 \text{ g/cm}^3$,
- szerokość przedziału osadzarki; $b = 3,0 \text{ m}$.

Dla powyższych wartości zmiany gęstości nasypowej nadawy wynoszą $0,83 - 0,88 \text{ g/cm}^3 = 0,05 \text{ g/cm}^3$, a zmiany gęstości nadawy $1,5 - 1,58 \text{ g/cm}^3 = 0,08 \text{ g/cm}^3$.

Stosunkowo niewiele jest informacji w literaturze na temat rozkładu prędkości warstw w łożu osadzarki [3, 4, 6]. Na rysunku 11 przedstawiono rozkład prędkości warstw materiału w zależności od ich gęstości podany przez Lymana [4].

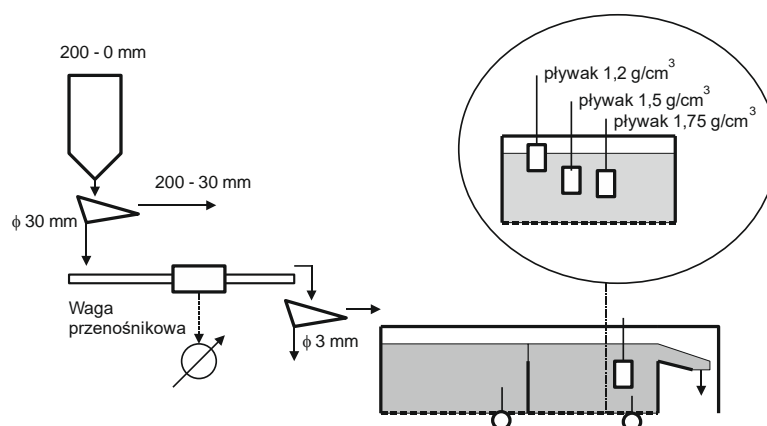


Rys.11. Zależność prędkości warstwy od jej gęstości

Prędkość warstw gęstościowych badań King [7] podając następującą zależność:

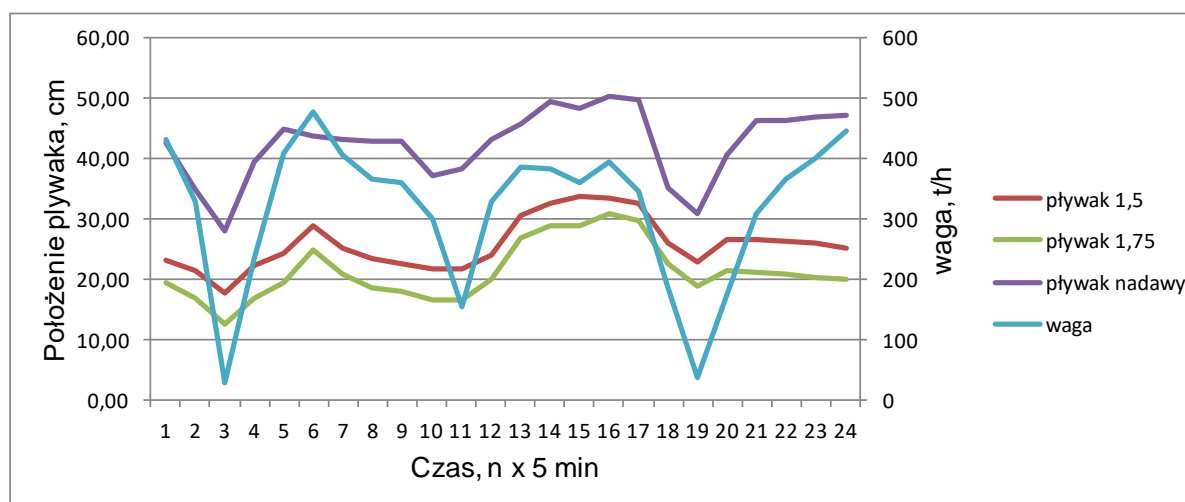
$$v(h) = k \cdot h + (1 - k) \cdot h^2 \quad (1)$$

Badania prowadzone przez D. Kowola [6] pozwoliły na oszacowanie prędkości wybranych warstw materiału w łożu osadzarki OM, w której do pomiaru położenia warstw zastosowano trzy płytki o różnych efektywnych gęstościach: 1,2 g/cm³, 1,5 g/cm³ i 1,75 g/cm³. Badania prowadzono w układzie technologicznym przedstawionym na rysunku 12. Pływak 1,2 g/cm³ mierzył grubość całej warstwy w łożu osadzarki, a pozostałe płytki położenie warstw odpowiednio o gęstości 1,5 g/cm³ i 1,75 g/cm³.



Rys.12. Układ technologiczny

Wyniki pomiarów w układzie technologicznym przedstawione są na rysunku 13.



Rys.13. Przebiegi położenia warstw w łożu osadzarki oraz zmian natężenia przepływu nadawy

Średnie grubości warstw odczytane z położenia pływaków oraz wskazań wagi w czasie eksperymentu wynosiły:

$Q_n = 316 \text{ t/h}$, warstwa $< 1,5 \text{ g/cm}^3$ - $h_1 = 16,7 \text{ cm}$. warstwa $1,5-1,8 \text{ g/cm}^3$ - $h_2 = 4,5 \text{ cm}$, warstwa $> 1,8 \text{ g/cm}^3$ - $h_3 = 17 \text{ cm}$.

Z zasady ciągłości strugi (natężenia przepływu objętościowego nadawy na wejściu do osadzarki i w przedziale osadzarki można wyznaczyć w przybliżeniu prędkości v_3 warstwy $< 1,5 \text{ g/cm}^3$ (o średniej gęstości $1,35 \text{ g/cm}^3$) oraz v_2 warstwy $1,5 - 1,8 \text{ g/cm}^3$ (o średniej gęstości $1,65 \text{ g/cm}^3$):

$$v_1 = \frac{u_1 \cdot Q_n}{\rho_{n1} \cdot b \cdot h_1} = 0,15 \text{ m/s} \quad (2)$$

$$v_2 = \frac{0,83 \cdot u_2 \cdot Q_n}{\rho_{n2} \cdot b \cdot h_2} = 0,051 \text{ m/s} \quad (3)$$

Prędkości te są istotnie mniejsze od prędkości odczytanych z wykresu na rysunku 10. Wynika to prawdopodobnie z innych parametrów osadzarek w obu eksperymentach oraz parametrów nadawy. Prędkości warstwy $> 1,8 \text{ g/cm}^3$ nie można z rysunku 11 wyznaczyć ze względu na istotny, niekontrolowany, odbiór części tej frakcji w pierwszym przedziale. Przybliżony szacunek tej prędkości na podstawie uproszczonego założenia, że w pierwszym przedziale zostaje odebrana frakcja ciężka $> 2,0 \text{ g/cm}^3$ o udziale ok.15% nadawy daje wartość $v_3 = 0,02 - 0,03 \text{ m/s}$.

Interesujące wyniki badań przepływu ziaren materiału w osadzarce z zastosowaniem ziaren znakowanych (promieniotwórczych) przedstawiono w pracy [3]. Zmierzone średnie prędkości ziaren dla różnych ich wielkości mieściły się w następujących zakresach: węgiel: $0,1-0,3 \text{ m/s}$, przerosł: $0,03-0,04 \text{ m/s}$, odpady: $0,02-0,03 \text{ m/s}$.

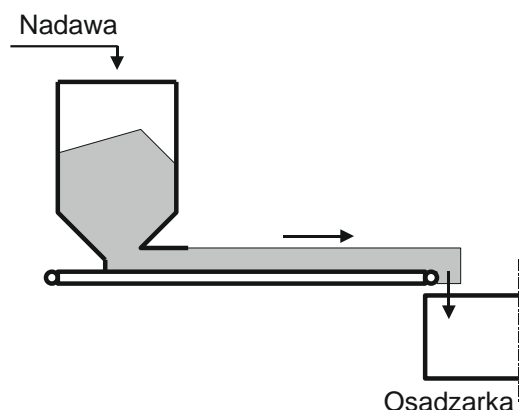
4. Stabilizacja nadawy do osadzarki i jej efekt na masę materiału w łożu

Przyjmijmy, że analizowany układ technologiczno - maszynowy składa się ze zbiornika, przenośnika taśmowego o regulowanej prędkości lub dozownika (np. podajnika wibracyjnego) do kontrolowanej zmiany natężenia przepływu nadawy, jak to przedstawiono na rysunku 14. Celem układów sterowania będzie stabilizacja masy materiału M w strefie stratyfikacji zmieniająca się na skutek zmienności parametrów nadawy. Dla uproszczenia analizy pomińmy interakcję materiału w strefie odbioru produktów na zachowanie się (przemieszczanie) materiału w strefie stratyfikacji. Załóżmy, że maksymalne zmiany parametrów nadawy będą określone przez podwójne odchylenie standardowe fluktuacji. Do analizy przyjęto następujące zakresy zmian parametrów: $v_1 = 0,2$ m/s, $v_2 = 0,1$ m/s, $v_3 = 0,03$ m/s.

Analizie poddano trzy układy stabilizacji nadawy do osadzarki przy krańcowych zmianach parametrów nadawy oraz ich wpływu na wielkość masy łoża w strefie stratyfikacji w I i II przedziale osadzarki. Rozpatrzono układ stabilizacji objętościowego natężenia przepływu nadawy, układ stabilizacji masowego natężenia przepływu oraz układ stabilizacji natężenia przepływu frakcji $>1,8$ g/cm³.

4.1. Stabilizacja objętościowego natężenia przepływu nadawy

Schemat blokowy układu przedstawiono na rysunku 14. Zakłada się, że prędkość przenośnika jest stała, a fluktuacje masowe nadawy wynikają jedynie ze zmian składu ziarnowego oraz zmian wysypu materiału z wylotu zbiornika (np. na skutek zmian wilgoci).



Rys. 14. Układ technologiczny stabilizacji przepływu objętościowego nadawy

Masę rozwarstwowanego materiału w przedziale osadzarki na odcinku o długości $l = 1$ m można obliczyć jako sumę mas poszczególnych warstw frakcji $<1,5$ g/cm³, $1,5 - 1,8$ g/cm³ oraz $>1,8$ g/cm³:

$$M = M_1 + M_2 + M_3 \quad (4)$$

$$M_i = b \cdot h_i \cdot \rho_{ni} \quad (5)$$

gdzie: ρ_{ni} - gęstość nasypowa warstwy łoża.

Grubość warstwy łoża h_i wyznacza się z przekształconego wzoru (2):

$$h_i = \frac{u_i \cdot Q_n}{\rho_{ni} \cdot b \cdot v_i} \quad (6)$$

$$M_i = u_i \cdot l \cdot \frac{Q_n}{v_i} = V_n \cdot \rho_n \cdot u_i \cdot l \cdot \frac{1}{v_i} \quad (7)$$

gdzie:

$$\rho_n = 1 / \left(\frac{u_1}{\rho_{n1}} + \frac{u_2}{\rho_{n2}} + \frac{u_3}{\rho_{n3}} \right) \text{ - gęstość nasypowa nadawy} \quad (7a)$$

wtedy

$$M = V_n \cdot \rho_n \cdot l \cdot \left(\frac{u_1}{v_1} + \frac{u_2}{v_2} + \frac{u_3}{v_3} \right) \quad (8)$$

Dla średnich i skrajnych (minimalnych i maksymalnych) parametrów nadawy

$$u_{1\max} = 1 - (u_2 + u_{3\min}) \text{ oraz } u_{1\min} = 1 - (u_2 + u_{3\max})$$

otrzymujemy wartości mas warstw łoża w przedziale osadzarki dla ($V_{n\min} = 335 \text{ m}^3/\text{h}$, $u_1 = 0,706$, $u_2 = 0,083$, $u_3 = 0,211$):

$$M_{\min} = 0,263 + 0,0512 + 0,523 = 0,837 \text{ t}$$

oraz ($V_{n\max} = 455 \text{ m}^3/\text{h}$, $u_1 = 0,566$, $u_2 = 0,083$, $u_3 = 0,351$):

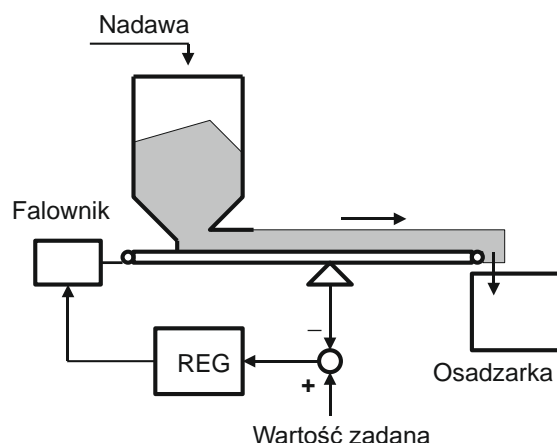
$$M_{\max} = 0,286 + 0,0839 + 1,18 = 1,55 \text{ t}$$

$$M_{\text{śred}} = 1,19 \text{ t } (Q_n \text{ śred} = 316 \text{ t/h}).$$

Zmiana masy w łożu osadzarki na skutek założonych zakłóceń, przy stabilizacji przepływu objętościowego nadawy, jest znaczna i wynosi ok. 85%.

4.2. Stabilizacja masowego natężenia przepływu nadawy

Układ stabilizacji masowego natężenia przepływu nadawy przedstawiony jest na rysunku 15. W układzie zastosowano wagę przenośnikową, której sygnał wykorzystano do regulacji prędkości przenośnika taśmowego.



Rys. 15. Układ stabilizacji masowego przepływu nadawy

Założono identyczne zakłócenia w nadawie jak w poprzednim układzie. Założono, że zadane natężenie przepływu masowego Q_{nzad} jest identyczne jak w pierwszym przypadku wartości zakłóceń $Q_{nzad} = 316$ t/h. Średnie parametry nadawy w tym przypadku były:

$u_{31} = 0,281$, $u_{21} = 0,083$, $u_{11} = 0,636$, a masa materiału w łożu $M = 1,19$ t. Masę materiału w łożu wyznaczano jak poprzednio dla skrajnych wartości zakłóceń:

a) $u_{11} = 0,706$, $u_{21} = 0,083$, $u_{31} = 0,211$

b) $u_{12} = 0,566$, $u_{22} = 0,083$, $u_{32} = 0,351$

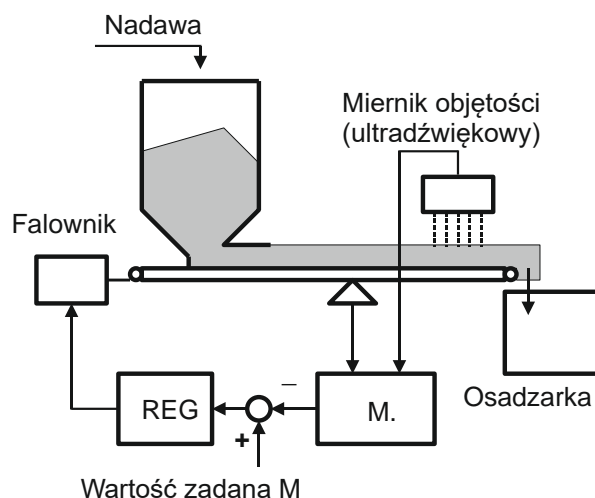
Sumę mas warstw w łożu osadzarki można wyznaczyć jak poprzednio ze wzoru (8) z warunkiem $Q_n = V_n \cdot \rho_n = \text{const}$.

$$M = Q_n \cdot l \cdot \left(\frac{u_1}{v_1} + \frac{u_2}{v_2} + \frac{u_3}{v_3} \right) \quad (9)$$

Wartości masy węgla w łożu w skrajnych przypadkach wynoszą odpowiednio $M_{min} = 1,0$ t i $M_{max} = 1,32$ t. Wzrost masy materiału w łożu w stosunku do wartości minimalnej wynosi ok. 32%.

4.3. Stabilizacja natężenia przepływu nadawy z pomiarem gęstości nasypowej

Schemat blokowy układu stabilizacji natężenia przepływu nadawy z pomiarem gęstości nasypowej przedstawiony jest na rysunku 15. W układzie tym dodatkowo zastosowano miernik objętości materiału na przenośniku taśmowym, umożliwiającą łącznie z miernikiem prędkości taśmy pomiar objętościowego przepływu nadawy (m^3/h) oraz wyznaczenie gęstości nasypowej nadawy. Na podstawie pomiaru masowego Q_n i objętościowego V_n natężenia przepływu nadawy obliczana jest gęstość nasypowa nadawy $\rho_{n(obl)} = Q_n/V_n$.



Rys. 16. Schemat blokowy stabilizacji masy materiału z pomiarem gęstości nasypowej

Te pomiary umożliwiają przybliżone obliczenie udziałów masowych dwóch frakcji gęstościowych u_1 i u_3 przy założeniu średniego udziału u_2 frakcji $1,5 - 1,8 \text{ g/cm}^3$. Pełnia się w tym przypadku stosunkowo mały błąd wyznaczania udziałów masowych ze względu na mały udział frakcji $1,5 - 1,8 \text{ g/cm}^3$ (ok. 7%). Masę materiału w łożu osadzarki wyznacza się jak w p.4.1 ze wzoru (8), w którym objętościowe natężenie przepływu nadawy V_n , doprowadzające do zadanej wartości M_{zad} , oblicza się ze wzoru:

$$V_n = \frac{M_{zad}}{\rho_{n(obl)} \cdot B_{obl} \cdot l} \quad (10)$$

a następnie, wstawiając (10) do wzoru (8) mamy:

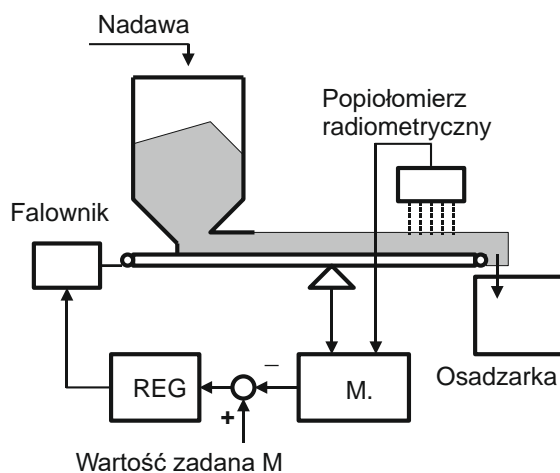
$$M = \frac{M_{zad} \cdot \rho_n \cdot l \cdot B}{\rho_{n(obl)} \cdot l \cdot B_{obl}} \quad (11)$$

$$\text{gdzie: } B_{obl} = \frac{u_1}{v_1} + \frac{u_{2sr}}{v_2} + \frac{u_3}{v_3} \quad (12)$$

Jeśli błąd pomiaru gęstości nasypowej jest do pominięcia, to wtedy $\rho_{n(obl)} = \rho_n$ i mamy (np. dla $u_1 = 0,706$, $u_3 = 0,281$, $u_{2sr} = 0,083$ oraz $u_{2max} = 0,113$ i $u_{2min} = 0,053$):

$B_{obl} = 13,51$; $B_{min} = 13,17$; $B_{max} = 13,81$, $M_{min} = 0,975 M_{zad}$; $M_{max} = 1,022 M_{zad}$. Teoretycznie można ograniczyć w tym przypadku wzrost masy materiału w łożu (od wartości minimalnej do maksymalnej) do około 5%. W rzeczywistości zakres zmian gęstości nasypowej w rozpatrywanym przypadku jest stosunkowo niewielki ($0,83 - 0,88 \text{ g/cm}^3$) i konieczne jest uwzględnienie błędu pomiarowego gęstości nasypowej na poziomie około 1%. Odbija się to wtedy w zwiększonej zmianie masy materiału w łożu o ok. 10%. Lepsze efekty można uzyskać

w przypadku pomiaru zmian zawartości popiołu w nadawie (rys. 17) i wyznaczenia na tej podstawie gęstości nadawy.



Rys. 17. Schemat blokowy stabilizacji nadawy z pomiarem zawartości popiołu

Błąd pomiaru zawartości popiołu w wysokości 1% przekłada się na błąd określenia gęstości węgla ok. $0,012 \text{ g/cm}^3$ co daje blisko dwukrotne zmniejszenie błędu w stosunku do zakresu zmian gęstości ($1,5 - 1,58 \text{ g/cm}^3$).

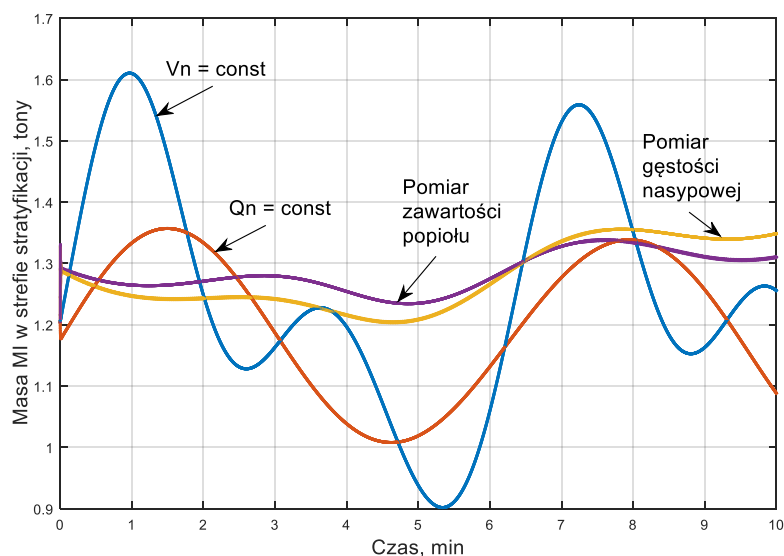
Zestawienie efektów stabilizacji masy w łożu osadzarki dla trzech przypadków charakterystyk wzbogacalności nadawy podanych w tabeli 2 zestawiono w tabeli 3. Na rysunku 18 przedstawiono przykładowe zmiany masy materiału w trzech układach stabilizacji dla nadawy z kopalni 1, w I przedziale osadzarki oraz symulowanych zakłóceniach:

$$u_3 = 0,281 + 0,07 \sin(1,5t)$$

$$u_2 = 0,083 + 0,03 \sin(1t)$$

$$u_1 = 1 = u_2 - u_3$$

$$V_n = 395 + 60 \sin(2t).$$



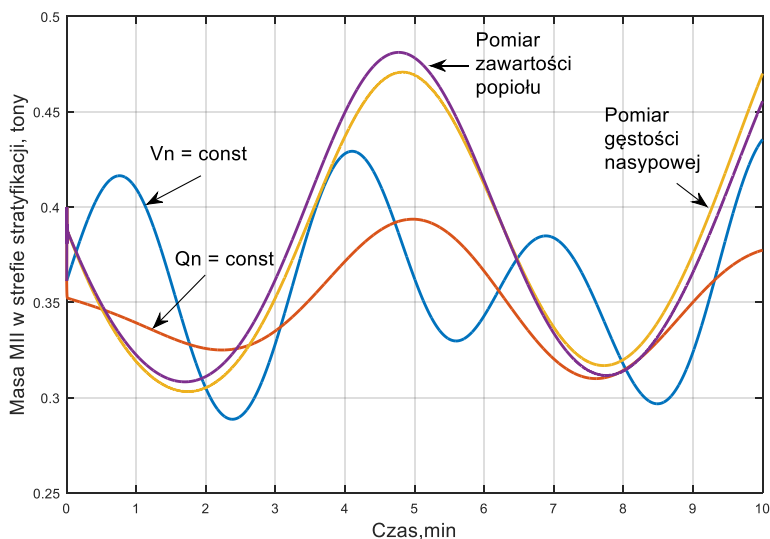
Rys.18. Zmiany masy materiału MI w łożu w pierwszym przedziale na skutek zmian parametrów nadawy i błędów pomiarowych

Przebieg sygnału błędu pomiarowego gęstości nasypowej $\Delta\rho_n$ oraz zawartości popiołu $\Delta\rho_a$ w nadawie symulowano przebiegami sinusoidalnymi:

$$\text{błąd pomiaru } \Delta\rho_n(t) = 0,01 \sin(0,5t),$$

$$\text{błąd pomiaru } \Delta\rho_a(t) = 0,005 \sin(0,5t).$$

Na rysunku 19 przedstawiono zmiany masy materiału w II przedziale osadzarki.



Rys.19. Zmiany masy materiału MII w łożu w drugim przedziale na skutek zmian parametrów nadawy i błędów pomiarowych

Masę materiału MII w strefie stratyfikacji drugiego przedziału wyznaczano ze wzorów (4), (8) i (9) zakładając, że cała frakcja $>1,8 \text{ g/cm}^3$ zostanie odebrana w pierwszym przedziale ($u_3 = 0$). Wyniki symulacji zestawiono w tabeli 3.

Maksymalna względna zmiana masy materiału w strefie stratyfikacji I i II przedziału osadzarki

Tabela 3

		Maksymalna względna zmiana masy materiału w strefie stratyfikacji $\delta M\%$			
	Stabilizacja	V_n	Q_n	Pomiar ρ_n	Pomiar A_n
Kopalnia 1	I przedział (MI)	77	32	11	8
	II przedział (MII)	53	29	53	57
Kopalnia 2	I przedział (MI)	81	33	7	4
	II przedział (MII)	64	50	84	84
Błędy pomiarowe Q_n, V_n - 1%					
Błąd pomiaru A_n - 1%, $\delta M\% = 100 \cdot (M_{\max} - M_{\min}) / M_{\min}$					

5. Wnioski

Nadawa do osadzarki zmienia się w funkcji czasu zarówno pod względem ilościowym, jak i składu densymetrycznego poszczególnych frakcji. W czasie procesu stratyfikacji ziaren nadawy według gęstości następuje rozwarstwienie materiału w strefie stratyfikacji i formowanie się warstw o różnych gęstościach. Ziarna o dużej gęstości lokują się w dolnych warstwach, a ziarna o małej gęstości w górnych warstwach materiału. Na skutek znacznych różnic w prędkościach przesuwania się warstw w kierunku strefy odbioru produktów następuje zmiana udziału masy poszczególnych warstw w strefie stratyfikacji. Ze względu na stabilność procesu rozluźniania materiału w czasie kolejnych cykli pulsacji ośrodka woda/węgiel celowa jest stabilizacja masy materiału w strefie stratyfikacji. Przeprowadzono analizę symulacyjną efektów stabilizacji masy w trzech układach: stabilizacja natężenia objętościowego przepływu nadawy do osadzarki, stabilizacja masowego przepływu nadawy oraz stabilizacja masy materiału w łóżu z wykorzystaniem pomiaru gęstości nasypowej (lub zawartości popiołu) nadawy. Najgorsze efekty stabilizacji w pierwszym przedziale uzyskuje się w układzie stabilizacji przepływu objętościowego nadawy - zakres fluktuacji masy dochodzi do $\pm 40\%$ wartości średniej. W układzie stabilizacji natężenia przepływu masowego fluktuacje te zmniejszają się do ok. $\pm 16\%$, a w układzie z pomiarem gęstości nasypowej nadawy do $\pm 5\%$. W drugim przedziale osadzarki najmniejsze fluktuacje masy materiału uzyskuje się w przypadku stabilizacji masowego natężenia przepływu nadawy do osadzarki (ok. 30%), natomiast w pozostałych układach stabilizacji fluktuacje te są znaczne i wynoszą ok. 50%.

Literatura

1. Cierpisz S.: Automatyczna regulacja procesu wzbogacania węgla w osadzarkach. Monografia 403, Politechnika Śląska, Gliwice, 2012.
2. Cierpisz S.: A dynamic model of coal products discharge in a jig. Minerals Engineering, 105, 2017.

3. Ciok K., i in.: Radioznacznikowe badanie przepływu materiału przez osadzarke w przeróbce węgla kamiennego. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, nr.3., 1978.
4. Coal Preparation in South Africa. The South African Coal Processing Society, 4th edition, 2002. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 16 lutego 2012 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych (Dz. U. z 2012 r., poz. 372).
5. Diendonno V., Jonkers A., Loveday G. (2006): An approach to confidently predicting jigging performance. *The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, no. 106, November 2006.
6. Kowol D.: Wpływ zmian parametrów nadawy na efekty działania pływakowego układu sterowania odbiorem produktów osadzarki. Praca doktorska. Politechnika Śląska, Gliwice, 2011.
7. King R.P.: Modeling and simulation of mineral processing systems. Butterworth & Heinemann, 2001. Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych (Dz. U. z 2013 r., poz. 1136).
8. R. Srinivasan, B.K. Mishra, S.P. Mehrotra: Simulation of particle stratification in jigs. *Coal Preparation*, vol.20, 1999.
9. Xia, Y.; Peng, F.F.; Wolfe, E.: CFD simulation of fine coal segregation and stratification in jigs. *International Journal of Mineral Processing*, vol.82, April, 2007.
10. L.C. Woollacott, M. Bwalya, L. Mabokela : A validation study of the King stratification model. *J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* vol.115 n.2, Johannesburg, Feb. 2015.

Filtracja parowo-ciśnieniowa najdrobniejszych klas ziarnowych węgla na filtrach BOKELA HiBar – nowe kierunki rozwoju i rezultaty

Jürgen Hahn – BOKELA GmbH

Reinhard Bott – BOKELA GmbH

Thomas Langeloh – BOKELA GmbH

Streszczenie: Filtracja HiBar jest najnowocześniejszą technologią rozwoju ciągłej filtracji ciśnieniowej, zwaną również jako filtracja hiperbaryczna. W przypadku materiałów, które są uważane jako trudne w procesach filtracji, filtry HiBar umożliwiają uzyskanie niskiej zawartości wilgoci w produkcie, wysoką wydajność jednostkową oraz efektywne płukanie placka filtracyjnego, nawet w przypadku najdrobniejszych ziaren. Najniższe zawartości wilgoci w placku filtracyjnym są osiągnięte na filtrach HiBar przy jednoczesnym zastosowaniu pary wodnej i wysokiego ciśnienia. W takim hybrydowym procesie separacji do placka filtracyjnego jest podawana para wodna bezpośrednio po jego uformowaniu z zawiesiny. Proces ten zachodzi w specjalnie zaprojektowanej i opatentowanej kabinie parowej obejmującej niewielką część powierzchni filtracji, dlatego tylko taka część placka filtracyjnego podlega parowaniu, które przyspiesza i intensyfikuje proces odwadniania. W efekcie, w przypadku wielu odwadnianych materiałów uzyskiwana niska wilgość placka filtracyjnego znacznie zwiększa jakość oraz właściwości transportowe produktu odwodnionego. Należy stwierdzić, że w przypadku filtracji materiałów masowych, takich jak węgiel, powyższe kryteria są decydujące.

Filtracja parowo - ciśnieniowa HiBar umożliwia produkcję najdrobniejszych klas ziarnowych o niezwykle niskiej wilgoci, poniżej 10% wagowo, pozwalając na znaczne korekty w schemacie technologicznym zakładu.

W lipcu 2014 roku, jednostka pilotowa Bokela HiBar była eksploatowana na płuczce węgla Auguste Victoria (RAG) w Niemczech do odwadniania najdrobniejszych klas węgla, przy obecności kilkunastu ekspertów przeróbki węgla z wielu krajów świata. To była światowa premiera produkcji w skali półprzemysłowej, podczas której osiągnięto wilgość produktu poniżej 9% ww. Okazało się, że tak niską wilgość uzyskano przy zużyciu pary wodnej w ilości zaledwie 30 kilogramów na tonę suchej masy. Należy zaznaczyć, że produkcja najdrobniejszych klas węgla przy wilgoci poniżej 10%, eliminuje wcześniejsze ograniczenia i zapewnia nowe możliwości dalszych operacji technologicznych, takich jak:

- Mieszanie grubych i drobnych klas ziarnowych w dowolnym stosunku.
- Przekształcenie odpadów w produkt, tzn. umożliwienie jego sprzedaży zamiast wysyłanie na składowisko odpadów.
- Zmniejszenie kosztów transportowych w wyniku zmniejszenia zawartości wody.
- Polepszenie zachowania produktu przy rozładunku wagonów kolejowych.
- Niższe koszty energii lub nawet całkowite wyeliminowanie suszenia termicznego.
- Większa zyskowność z każdej tony wydobywanego węgla.

Niniejsze opracowanie wyjaśnia działanie oraz opisuje zastosowanie filtracji parowo-ciśnieniowej, a także podaje rezultaty uzyskane w czasie eksploatacji pilotowej jednostki HiBar przy odwadnianiu najdrobniejszych klas węgla, na płuczce w Auguste Victoria (RAG), Niemcy.

HiBar Steam Pressure Filtration of Coal Ultrafines - New Developments and Results

Abstract: HiBar Filtration is the most modern technology of continuous pressure filtration also known as hyperbaric filtration. HiBar Filtration enables low moisture contents, high specific solids performance and efficient filter cake wash if fine grained, difficult to filter products have to be processed. Lowest cake moisture contents are achieved with HiBar Steam Pressure Filtration. With this hybrid separation process the filter cake is treated with steam immediately after emerging from the slurry. In a specially designed and patented steam cabin covering only part of the filtration area, the filter cake is only partially exposed to steam, which accelerates and intensifies the dewatering process. For many products the dryness of the filter cakes significantly improves quality, handling and transport of the product. For filtration of bulk materials such as coal ultrafines these are decisive criteria.

Hi-Bar steam pressure filtration is capable to produce extremely dry ultrafines below 10% w/w free moisture which now offers new options in coal ultrafines treatment. In July 2014 the BOKELA HiBar pilot plant was operated at the coal washery Auguste Victoria (RAG), Germany, for Steam Pressure Filtration of coal ultrafines in front of experts from the international coal industry. It was a world premiere and for the first time filter cakes of dry coal ultrafines below 9% w/w free moisture were produced in a semi-industrial scale. For this low moisture steam consumptions of some 30 kg/t (d) were necessary. This possibility to produce ultrafines below 10% (w/w) free moisture can eliminate former limits and offers new options in the treatment of coal ultrafines, such as

- allowing mixtures of coarse and fine fractions in any given amount;
- waste-to-product ie marketing as an saleable product instead of disposal;
- reduced transport costs through reduced water content;
- improved bulk flow behaviour for discharge of railway wagons;
- lower or even no energy cost for thermal drying; and
- more profit per t run-of-mine.

In September 2015 the HiBar pilot plant will be operated together with ACARP at Tahmoor coal mine in NSW. The pilot plant will be operated with at least two different flotation concentrates. It is the target to demonstrate the feasibility of steam pressure filtration for Australian coal flotation concentrates. Pilot operation will deliver scale-up data with respect to solids throughput, steam and air consumption and moisture content.

The paper explains the function and technical application of steam pressure filtration and reports results of the HiBar pilot plant operation for ultrafines dewatering at the coal washery Auguste Victoria (RAG).

1. Wprowadzenie

W zależności od przerabianego złoża węgla, udział najdrobniejszych ziaren (definiowanych tutaj jako - 0,25 mm) może wynosić ok. 10% - 40% wagowo. Jeśli zawartość wilgoci niezwiązanej j w mieszaninie frakcji grubych i drobnych wynosi poniżej 10%, wtedy filtracja najdrobniejszych ziaren przy wykorzystaniu nowoczesnych, obrotowych, próżniowych filtrów tarczowych jest najbardziej ekonomicznym sposobem uzyskiwania materiału o zawartości wilgoci powierzchniowej 20-30%, co pozwala na domieszanie znacznych ilości frakcji najdrobniejszych do produktu końcowego. Jeżeli zawartość wilgoci niezwiązanej w mieszaninie grubych i drobnych frakcji węglowych jest bliska 10% lub więcej, wtedy poprzez zastosowanie filtrów parowo-ciśnieniowych HiBar można produkować bardzo suche ziarna o wilgoci niezwiązanej powierzchniowej poniżej 10%. Możliwe jest wówczas handlowe wykorzystanie tych frakcji. Frakcje najdrobniejsze, odwodnione przy wykorzystaniu filtracji parowo-

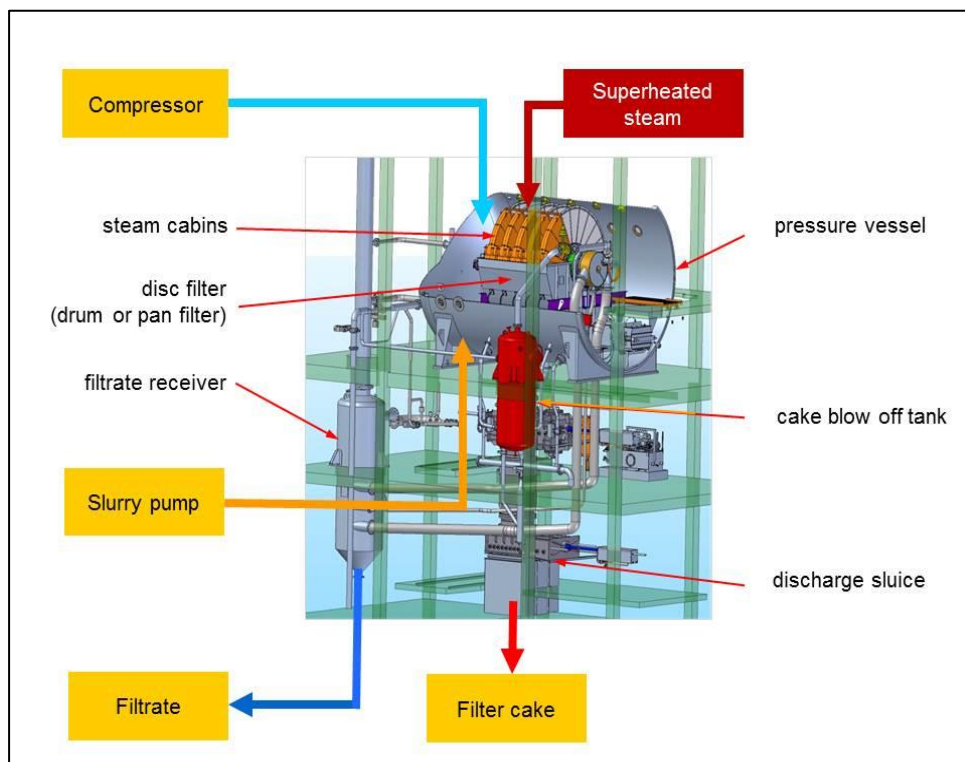
ciśnieniowej, mogą być sprzedawane jako produkt sam w sobie lub jako domieszka do drobnych i grubych ziaren w dowolnym stosunku.

2. Odwadnianie drobnych ziaren przy wykorzystaniu ciągłej parowo-ciśnieniowej filtracji typu HiBar

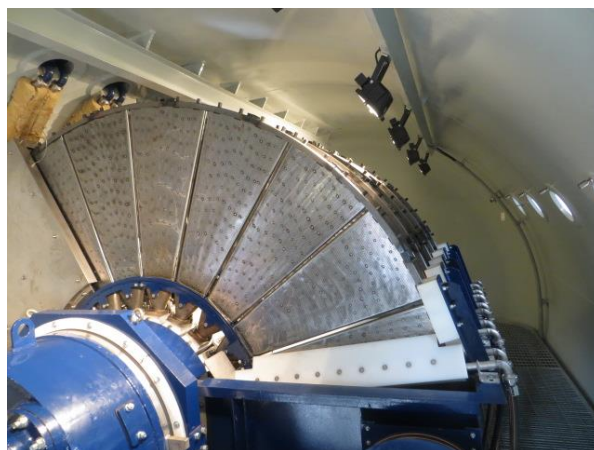
2.1. Model techniczno-technologiczny węzła filtracji typu HiBar

Technologia filtracji HiBar wykorzystuje filtry obrotowe. W przypadku odwadniania węgla są to filtry tarczowe, które są zabudowane w zbiorniku ciśnieniowym (rys. 1) i pracują pod ciśnieniem sprężonego powietrza (7 bar). Zawiesina ciał stałych jest pompowana do zbiornika ciśnieniowego, a filtrat jest odprowadzany rurociągiem do otwartego zbiornika. Placek filtracyjny jest odspajany od tkaniny filtracyjnej za pomocą mocnego impulsu/przedmuchu wstecznego sprężonym powietrzem i jest transportowany na zewnątrz komory ciśnieniowej poprzez system śluz. Pompy próżniowe wykorzystywane przy konwencjonalnej filtracji próżniowej zostały zastąpione kompresorem, który dostarcza odpowiednią ilość sprężonego powietrza do komory ciśnieniowej oraz do przedmuchu placka. Sprężone powietrze z przedmuchu placka, służy również do utrzymywania odpowiedniego nadciśnienia w komorze przy procesie filtracji. Wewnątrz komory filtr pracuje przy różnicy ciśnień do $\Delta p=6$ bar.

Na rysunkach 2 i 3 pokazano zespół filtra HiBar z filtrami tarczowymi o powierzchni 70 m² w skali przemysłowej.



Rys. 1. Model jednostki filtracyjnej HiBar (źródło: opracowanie własne)



Rys. 2. Filtry tarczowe HiBar (70 m² każdy) z kabinami parowymi do filtracji parowo-ciśnieniowej

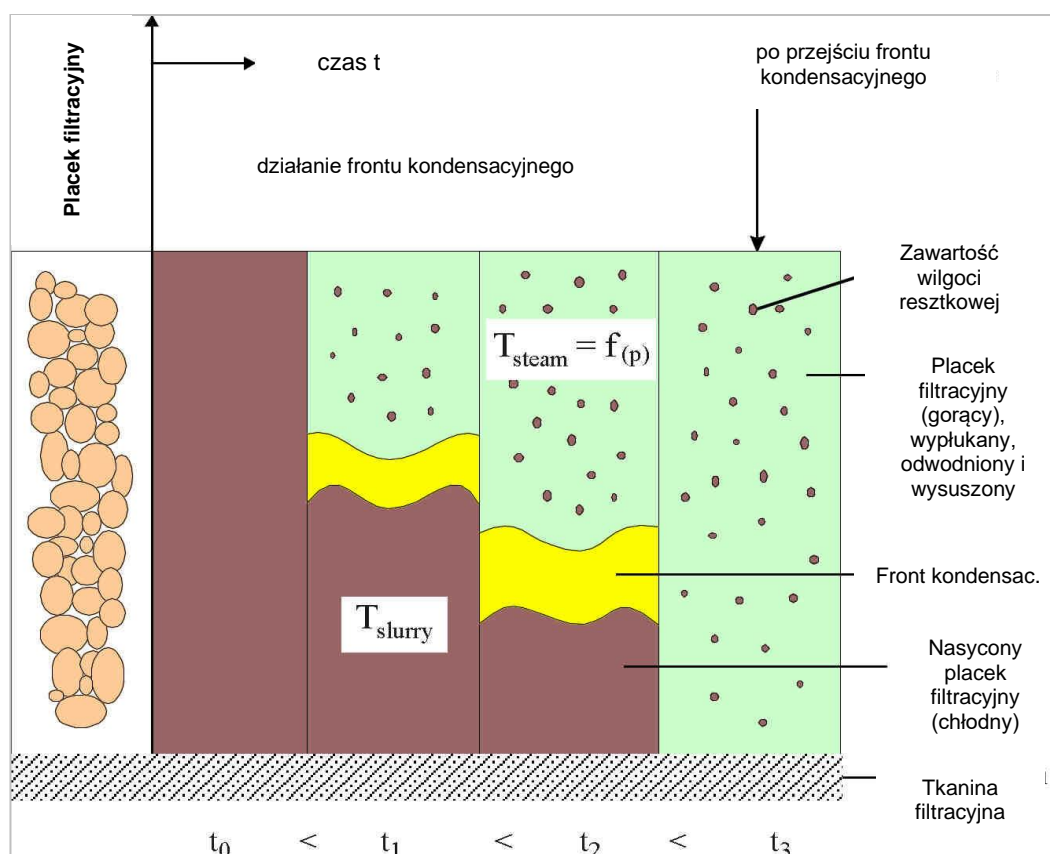


Rys. 3. Budynek filtrów z dwoma filtrami tarczowymi HiBar o pow. 70 m² każdy
(źródło: opracowanie własne)

3. Filtracja parowo-ciśnieniowa HiBar

W przypadku filtracji parowo-ciśnieniowej tarcze filtra są dodatkowo wyposażone w kabiny parowe oraz orurowanie doprowadzające parę. Wykorzystanie pary wodnej w procesie odwodniania placka filtracyjnego powoduje wystąpienie jednocześnie zjawisk oddziaływania termalnego i mechanicznego, po których następuje dosuszanie konwekcyjne sprężonym gazem (Gerl 1996).

Podczas filtracji parowo-ciśnieniowej placek filtracyjny jest tylko częściowo wystawiony na działanie pary wodnej, co przyspiesza i intensyfikuje proces odwodnienia. Proces ten można wyjaśnić w następujący sposób:



Rys. 4. Filtracja parowo-ciśnieniowa: model „frontu kondensacyjnego”
(źródło: opracowanie własne)

Placek filtracyjny uformowany z nadawy o niskiej temperaturze wprowadzany jest do specjalnie zaprojektowanej kabiny parowej zaraz po wynurzeniu z koryta filtra wypełnionego zawiesiną. W kabine parowej, w atmosferze z przegrzaną parą wodną, występuje zjawisko, które można przedstawić za pomocą modelu „frontu kondensacyjnego” (rys. 4.):

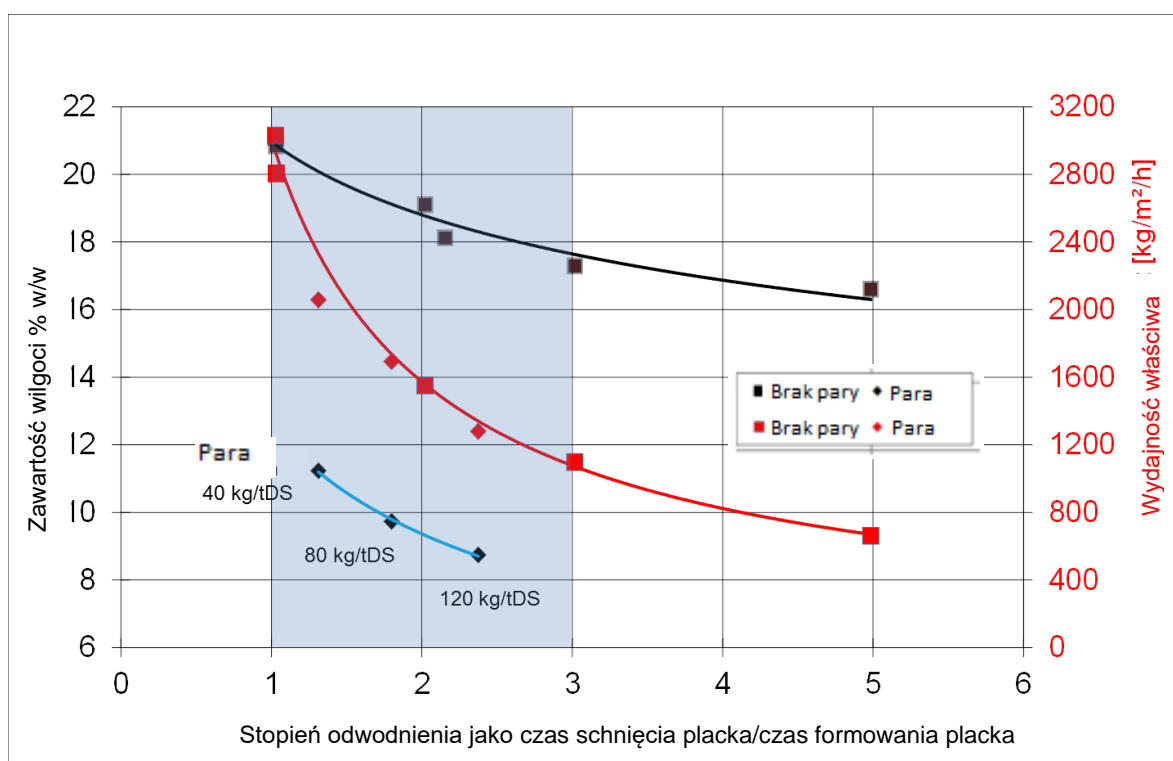
- Para wodna skrapla się na zimnej powierzchni placka filtracyjnego tworząc homogeniczną warstwę kondensatu, która przechodząc przez placek filtracyjny działa jak tłok („front kondensatu”).
- Przemieszczający się „front kondensacyjny” usuwa blisko 100% filtratu pierwotnego.
- Gdy „front kondensacyjny” dotrze do tkaniny filtracyjnej, placek ogrzewa się całkowicie do temperatury pary wodnej. W tym momencie placek opuszcza kabinę parową.
- Sprężone powietrze przepływa przez wstępnie odwodniony i gorący placek filtracyjny powodując bardzo skuteczne osuszanie termiczne, co prowadzi do osiągnięcia bardzo niskiej wilgotności placka filtracyjnego.

Połączenie procesów termicznych i mechanicznych wewnątrz placka zapewnia niemal homogeniczne i bardzo intensywne odwodnienie placka bez strat ciśnienia i energii, które występują gdy odwadnianie nie zachodzi w sposób homogeniczny.

4. Wyniki odwadniania drobnych frakcji ciał stałych przy użyciu filtracji parowo-ciśnieniowej HiBar

Zastosowanie filtracji parowo-ciśnieniowej umożliwia produkcję bardzo suchej najdrobniejszej frakcji ziaren, co eliminuje dawne ograniczenia występujące przy wzbogacaniu drobnych ziaren.

Typowe wartości dla drobnego węgla dla danej wydajności i zawartości wilgoci poniżej 10%, pokazano na rysunku 5 oraz w tabeli 1.



Rys. 5. Zawartość wilgoci powierzchniowej oraz wydajności właściwej dla flotokonzentratu węgla przy filtracji ciśnieniowej i parowo-ciśnieniowej w zależności od stopnia odwodnienia (stopień odwodnienia na filtrach obrotowych w zakresie 1-3) (źródło: opracowanie własne)

Na rysunku 5 zawartość wilgoci dla filtracji ciśnieniowej (oznaczona linią czarną) oraz dla filtracji parowo-ciśnieniowej (oznaczona linią niebieską) flotokonzentratu ($x_{50} < 45 \mu\text{m}$) została zestawiona z tak zwanym współczynnikiem odwodniania czasu suchego t_2 do czasu formowania t_1 , który odpowiada współczynnikowi α_2/α_1 ($\alpha_2 =$ kąt odwodnienia, $\alpha_1 =$ kąt formowania placka). Przedstawione rezultaty zostały uzyskane w wyniku badań laboratoryjnych przy różnicy ciśnień wynoszącej 5,5 bar, zawartości ciał stałych 350 g/l oraz przy dozowaniu flokulantów 13 g na 1000 kg. Linia czerwona przedstawia odpowiednią wydajność właściwą. Typowe współczynniki odwodnienia występujące przy filtracji na filtrach obrotowych wynoszą 1 - 3 jak pokazano na rysunku 5. W tym zakresie przy filtracji ciśnieniowej

osiąga się zawartość wilgoci na poziomie od 21% do ok. 17,5%, podczas gdy przy filtracji parowo-ciśnieniowej osiąga się wilgoć na poziomie od 11% do 9% wagowo, w zależności od współczynnika odwodnienia i ilości pary wodnej. Przyjmuje się, że potrzeba około 10 kg pary/t aby zmniejszyć wilgoć o 1 punkt procentowy w stosunku do filtracji ciśnieniowej.

Typowa zawartość wilgoci dla drobnych ziaren węgla przy filtracji próżniowej, ciśnieniowej oraz parowo-ciśnieniowej HiBar dla frakcji - 250 μm (źródło: opracowanie własne)

Tabela 1

Metoda	Wilgoć niezwiązana [% w/w]
Próżniowa	23 – 28
Ciśnieniowa, ciągła	16 – 19
Parowo-ciśnieniowa HiBar	8 – 12

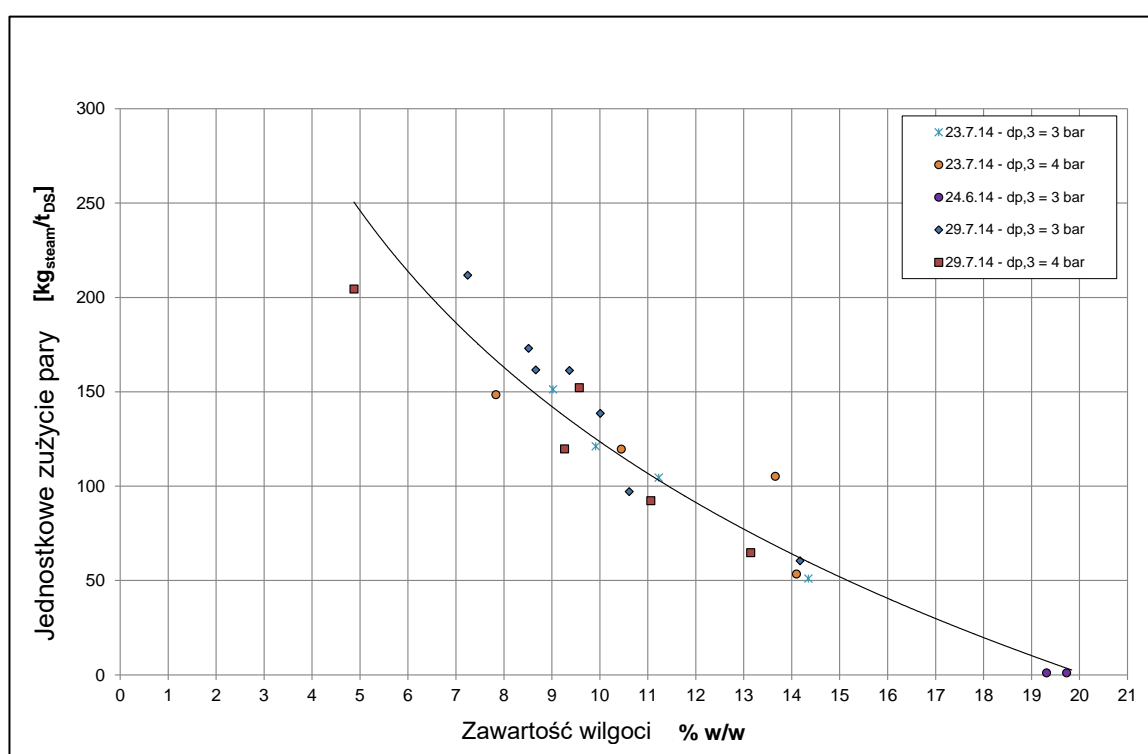
Ponieważ filtracja parowo ciśnieniowa przyspiesza i intensyfikuje odwadnianie, nie tylko osiąga się niższą zawartość wilgoci ale również wyższą wydajność właściwą, wynikającą z faktu, że filtr może pracować przy większym kącie formowania α_1 oraz przy wyższej prędkości obrotowej.

5. Jednostka pilotowa HiBar – filtracja parowo-ciśnieniowa najdrobniejszych frakcji węgla

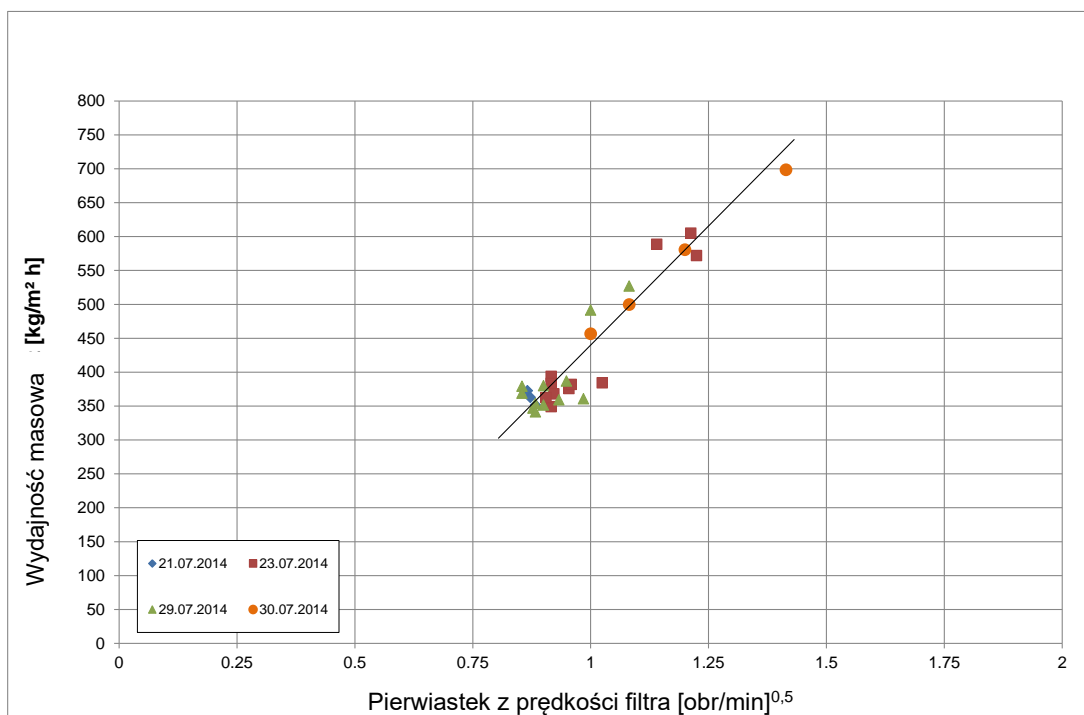
W lipcu 2014 roku, jednostka pilotowa BOKELA HiBar była eksploatowana na płuczce Auguste Victoria (RAG) w Niemczech, do odwadniania najdrobniejszych klas węgla (rys. 2, 3). Międzynarodowi eksperci branży węglowej udali się do Zagłębia Ruhry aby uczestniczyć w tym przedsięwzięciu. To była światowa premiera produkcji w skali półprzemysłowej, podczas której osiągnięto wilgoć produktu poniżej 9% ww.

Rysunek 5 obrazuje zużycie pary wodnej względem zawartości wilgoci dla filtracji parowo-ciśnieniowej HiBar najdrobniejszych frakcji węgla osiągnane podczas tych testów. Różnica ciśnień przy odwodnieniu wynosiła $\Delta p=3$ bar (ciśnienie w komorze ciśnieniowej = 4 bar). Jak widać, wilgotność placka znacznie poniżej 10% była osiągnana przy zużyciu pary wodnej na poziomie 120 kg/t. W związku z powyższym można uznać zasadę, że przy najdrobniejszych frakcjach węgla, 10 kg pary wodnej na kilogram suchej masy powoduje zmniejszenie wilgoci o 1% w/w – twierdzenie to ma zastosowanie w zakresie wilgoci 20 do 8%. Niewielkie odchylenia od tej zależności widoczne na wykresie 2, są wynikiem efektu krawędziowania, fałszującego zużycie pary wodnej, spowodowanej niewielką powierzchnią filtracji filtra pilotowego, która wynosiła tylko 1 m².

Rysunek 7 obrazuje stosunek wydajności do pierwiastka z prędkości filtra dla zakresu prędkości od 0,7 do 2 obr/min. Zgodnie z teorią filtracji (Ehrfeld 2008), wydajność wzrasta liniowo wraz z pierwiastkiem z prędkości filtra od ok. 350 kg/m²h do 750 kg/m²h. Podczas gdy różnica ciśnień przy odwadnianiu placka wynosiła $\Delta p=3$ bar, różnica ciśnień przy formowaniu placka była korygowana przez przepustnicę i wynosiła zaledwie $\Delta p=1$ bar. Ograniczenie to (przy formowaniu placka) było wymuszone przez służbę wyładowczą jednostki pilotowej, która nie była w stanie usunąć całej ilości suchej masy, która zostałaby wyprodukowana przy pełnej różnicy ciśnień w strefie formowania placka $\Delta p=3$ bar. Przy pełnej różnicy ciśnień oraz przy użyciu flokulantów, wydajność dla najdrobniejszych frakcji węgla byłaby wyższa – przy niezmienionej wilgoci placka – o współczynnik 3 - 4 do wartości, które byłyby porównywalne z wartościami wydajności (czerwona krzywa) na rysunku 5.



Rys. 6. Wyniki pracy jednostki pilotowej HiBar (1m² filtr tarczowy) w kopalni węgla Auguste (źródło: opracowanie własne)



Rys. 7. Wyniki pracy jednostki pilotowej HiBar (1m² filtr tarczowy) w kopalni węgla Auguste; wydajność masowa w zależności od pierwiastka z prędkości filtra dla filtracji parowo-ciśnieniowej HiBar najdrobniejszych klas ziarnowych węgla (źródło: opracowanie własne)



Rys. 8. Jednostka pilotowa HiBar (1m² filtr tarczowy) na płuczce węglowej Auguste Victoria (RAG)



Rys. 9. Zawartość wilgoci niezwiązanej placka filtracyjnego 8% w/w (źródło: opracowanie własne)

6. Od odpadu do produktu – zalety suchych frakcji najdrobniejszych

Filtry parowo-ciśnieniowe HiBar mogą pracować ciągle przy niezwykle wysokich wydajnościach oraz osiągać wilgotność placka poniżej 10% w/w, co eliminuje wcześniejsze ograniczenia i daje nowe możliwości w przeróbce najdrobniejszych frakcji węgla – są to:

- Możliwość mieszania drobnych i grubych frakcji w dowolnych ilościach;
- Możliwość uzyskania odrębnego produktu;
- Niższe koszty transportu z powodu niższej zawartości wody;
- Łatwiejszy rozładunek wagonów kolejowych;
- Łatwiejszy transport w regionach gdzie występują długotrwałe mrozy (nie zamarza);
- Niższe lub brak kosztów związanych z suszeniem termicznym.

Aby zamienić najdrobniejsze frakcje węgla z odpadu w produkt, zawartość wilgoci w placku nie może przekroczyć 9-10%w/w. Filtry parowo-ciśnieniowe BOKELA HiBar umożliwiają produkowanie najdrobniejszych ziaren w tym zakresie wilgoci. W tym celu potrzebne jest około 10 kg pary/t, aby zmniejszyć zawartość wilgoci o 1 procent. W odniesieniu do placka filtracyjnego, który po filtracji ciśnieniowej osiąga wilgoć na poziomie 17% w/w, filtracja parowo-ciśnieniowa wymaga użycia 80 kg pary/t aby zredukować wilgoć do 9% w/w ($\Delta mc=8\%$ w/w). Całkowity koszt operacyjny to ok. \$5 US na 1000 kg suchej masy. Biorąc pod uwagę aktualne ceny rynkowe, stanowi to wzrost dochodów o ok. \$50 US na 1,000 kg suchej masy, jeżeli odpad staje się produktem. W rezultacie zwrot inwestycji w duży zakład (pod klucz) z filtrami parowo-ciśnieniowymi HiBar o wydajności 300 000 t/rok, wynosi zaledwie 1 rok.

7. Wnioski

Technologia HiBar do ciągłej filtracji ciśnieniowej i parowo-ciśnieniowej daje nowe możliwości opłacalnej ekonomicznie filtracji i wykorzystania najdrobniejszych ziaren węgla oraz rud żelaza. Filtracja parowo-ciśnieniowa HiBar umożliwia produkowanie bardzo suchych najdrobniejszych frakcji węgla (np. poniżej 10% w/w wilgoci niezwiązanej) oferując nowe możliwości wzbogacania tych ziaren np. może zmienić odpad w produkt. Frakcje najdrobniejsze, odwonione przy wykorzystaniu parowo-ciśnieniowej filtracji mogą być sprzedawane jako produkt sam w sobie lub jako domieszka do drobnych i grubych ziaren w dowolnym stosunku. Dla przykładu, koncentraty rudy żelaza mogą być odwodnione osiągając najniższą możliwą wilgoć 3% w/w. Podobnie jak w przypadku węgla, poprawia to znacznie transport w regionach gdzie występują długotrwałe mrozy lub sprawia, że transport jest w ogóle możliwy.

Następnym miejscem, w którym będzie pracowała jednostka pilotowa BOKELA HiBar jest KWK Pniówek. Najprawdopodobniej nastąpi to we wrześniu 2017 r.

Literatura

1. Gerl, S. and Stahl, W., 1996 "Improved Dewatering of Coal by Steam Pressure Filtration", Coal Preparation, Volume 17, Issue 1-2, 137 - 146
2. Ehrfeld, E., Bott, R. and Langeloh, Th., 2008, "Layout of Rotary Filters on the basis of laboratory results", 10th World Filtration Congress, Leipzig, Germany, 14 – 18 April.
3. Hahn, J. and Essack, H., 2011, "Performance, operation and maintenance experience of coal ultrafines filtration with modern High Speed Disc Filters", South African Coal Preparation Society Conference, Secunda.
4. BOKELA GmbH.

Identyfikacja poziomu dźwięku na wybranych stanowiskach pracy w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla

Rafał Baron – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie: Przedstawiono wyniki badań, mających na celu identyfikację poziomu dźwięku, na wybranych stanowiskach pracy w zakładzie przeróbki mechanicznej kopalni węgla kamiennego. Na tej podstawie określono zagrożenie hałasem i narażenie pracowników na możliwość zapadnięcia na chorobę zawodową.

Identification of the sound level at the selected workplaces in the coal preparation plant

Abstract: A problem of the risk of noise at selected workplaces in coal preparation plant is presented as well as some aspects of identifying the sound level emitted by each cell technology processing system and to determine the permissible level crossings and proposals for solutions leading to counteract the harmful effects of these exceedances.

1. Wprowadzenie

Pod pojęciem "hałas" rozumiemy wszystkie nieprzyjemne, niepożądane, dokuczliwe oraz uciążliwe, a nawet szkodliwe dźwięki, negatywnie oddziałujące na organizm, w głównej mierze na narząd słuchu.

Z kolei dźwięki, są to drgania mechaniczne ośrodka sprężystego tj.: gaz, ciecz lub ośrodek stały. Drgania mechaniczne, poprzez oscylacyjny ruch cząstek znajdujących się w ośrodku, wywołują zmianę ciśnienia ośrodka, w odniesieniu do ciśnienia statycznego, względem położenia równowagi.

Zmiana ciśnienia statycznego tworzy falę akustyczną przemieszczającą się w postaci kolejno następujących po sobie zagęszczeń oraz rozrzedzeń cząstek ośrodka, w otoczeniu źródła dźwięku. Ciśnienie to nazywa się ciśnieniem akustycznym i wyrażane jest w [Pa].

W związku z szerokim zakresem zmian ciśnienia akustycznego, zawierającego się w przedziale od $2 \cdot 10^{-5}$ do $2 \cdot 10^2$ [Pa], stosuje się skalę logarytmiczną czego efektem jest pojęcie poziomu ciśnienia akustycznego L, który wyrażony jest w [dB].

Energię fali akustycznej charakteryzują następujące wielkości:

- moc źródła akustycznego - ilość energii wyemitowanej przez źródło w określonym czasie, wyrażone w [W],
- natężenie dźwięku - wartość strumienia energii przechodzącego przez powierzchnię jednostkową, zgodnie z kierunkiem prędkości akustycznej, wyrażone w [W/m²].

W celu wyrażenia wartości mocy akustycznej oraz natężenia dźwięku stosowana jest skala logarytmiczna, jak również pojęcie poziomu natężenia dźwięku oraz poziomu mocy akustycznej, wyrażonych w [dB] [9].

Wartość równoważnego poziomu dźwięku oblicza się z zależności (1) [7]:

$$L_{Aeq,Te} = 10 \lg \left[\frac{1}{Te} \int_0^{Te} \left(\frac{p_A(t)}{p_0} \right)^2 dt \right] \quad (1)$$

gdzie:

T_e – czas ekspozycji, [s],

$p_A(t)$ – wartość chwilowa ciśnienia akustycznego w zależności od częstotliwości A , [Pa],

p_0 – ciśnienie akustyczne odniesienia = 20 [μPa].

Wartość poziomu ekspozycji na hałas w odniesieniu do 8-godzinnego dnia pracy, wyrażona w dB, oblicza się na podstawie zależności (2) [7]:

$$L_{EX,8h} = L_{Aeq,Te} + 10 \lg \frac{T_e}{T_0} \quad (2)$$

gdzie:

T_0 – czas odniesienia - 8h.

Na podstawie polskiej normy PN-N-01307 wyróżnia się trzy rodzaje hałasu:

1. hałas ustalony - mierzony z włączoną charakterystyką dynamiczną S miernika poziomu dźwięku, charakteryzujący się niewielką zmiennością poziomu dźwięku A, nie przekraczając 5 dB,
2. hałas nieustalony - mierzony z włączoną charakterystyką dynamiczną S miernika poziomu dźwięku, charakteryzujący się zmiennością poziomu dźwięku A, przekraczając 5 dB,
3. hałas impulsowy - charakteryzujący się krótkimi, następującymi po sobie zdarzeniami dźwiękowymi, o czasie trwania poniżej 1 s [7].

2. Wymagania prawne

Wymagania prawne związane z ochroną przed hałasem w środowisku pracy zawarto w dyrektywach Unii Europejskiej, normach europejskich oraz w przepisach krajowych i polskich normach. Na podstawie dyrektyw państwa unijne ustalają własne, standardy krajowe [5].

Dopuszczalną wartość hałasu na stanowisku pracy określono w Rozporządzeniu Ministra Pracy i Polityki Społecznej z dnia 18 grudnia 2002 r. W myśl tego rozporządzenia hałas w środowisku pracy charakteryzowany jest przez:

- poziom ekspozycji w odniesieniu do 8-godzinnego dnia pracy oraz odpowiadającą mu dzienną ekspozycją lub poziom ekspozycji na hałas, w odniesieniu do tygodnia pracy i odpowiadającą mu tygodniową ekspozycją,
- maksymalny poziom dźwięku A,
- szczytowy poziom dźwięku C.

Dopuszczalne wartości hałasu zawarto w tabeli 1. Wartości najwyższego dopuszczalnego natężenia hałasu NDN stosuje się w przypadku, gdy inne szczegółowe przepisy nie wyznaczają niższych wartości. Wartości niższe od NDN obowiązują dla kobiet w ciąży i młodocianych [4].

Dopuszczalny poziom hałasu w miejscu pracy dla pracowników, w tym młodocianych i kobiet w ciąży [4]

Tabela 1

Nazwa wielkości	Czas pomiaru	Symbol wielkości	Czas odniesienia	Wartości dopuszczalne, na stanowiskach		
				Dla pracowników	Młodocianych	Kobiet w ciąży
Poziom ekspozycji na hałas	Dzień pracy (lub tygodniowy czas pracy)	$L_{EX,8h}$ (lub $L_{EX,w}$)	8h (lub 5 dniowy tydzień pracy)	85dB	80dB	65dB
lub ekspozycja na hałas		$E_{A,Te}$ (lub $E_{A,w}$)		$3,64 \times 10^3 \text{Pa}^2\text{s}$ ($18,2 \times 10^3 \text{Pa}^2\text{s}$)	$1,15 \times 10^3 \text{Pa}^2\text{s}$ ($5,75 \times 10^3 \text{Pa}^2\text{s}$)	$0,0364 \times 10^3 \text{Pa}^2\text{s}$ ($0,182 \times 10^3 \text{Pa}^2\text{s}$)
Maksymalny poziom dźwięku A	Dzień pracy (lub tygodniowy czas pracy)	L_{Amax}	8h (lub 5 dniowy tydzień pracy)	115dB	110dB	110dB
Szczytowy poziom dźwięku C	Dzień pracy (lub tygodniowy czas pracy)	L_{Cpeak}	8h (lub 5 dniowy tydzień pracy)	135dB	130dB	130dB

Równoważny poziom dźwięku A w czasie pracy pracownika na stanowisku, $L_{Aeq,Te}$, zawarty w normie PN-N-01307, nie powinien przekraczać wartości z tabeli 2 [7].

Dopuszczalne wartości poziomu hałasu z uwzględnieniem możliwości realizacji przez pracownika powierzonych zadań [7]

Tabela 2

Stanowisko pracy	Równoważny poziom dźwięku A $L_{Aeq,Te}$ dB
W kabinach bezpośredniego sterowania bez łączności telefonicznej, w laboratoriach ze źródłami hałasu, w pomieszczeniach z urządzeniami i maszynami liczącymi, maszynami do pisania dalekopisami oraz innymi podobnymi pomieszczeniami	75
W kabinach obserwacyjnych, dyspozytorskich i zdalnego sterowania z łącznością telefoniczną zastosowaną do procesu sterowania, w pomieszczeniach do wykonywania prac precyzyjnych oraz innych podobnych pomieszczeniach	65
W pomieszczeniach: biur projektowych, administracyjnych, do prac teoretycznych, opracowania danych oraz innych podobnych pomieszczeń	55

3. Oddziaływanie hałasu na organizm

Granica słyszalności dźwięków dla zdrowego ucha człowieka, a odczuwaniem bólu, zawiera się w przedziale między 20uPa (0 dB), a 20 Pa (120 dB). Ucho ludzkie rejestruje dźwięki z zakresu częstotliwości od 16 do 20000 Hz, natomiast najlepiej słyszalnymi są dźwięki z zakresu częstotliwości od 1000 do 4000 Hz .

Granicą, po przekroczeniu której poziom dźwięku (hałasu) staje się szkodliwy dla zdrowia człowieka jest 85 dB. Wartość ta jest normatywną dawką hałasu podczas 8-godzinnego dnia pracy. W przypadku przekroczenia ww. wartości, konieczne jest stosowanie środków ochrony słuchu. Maksymalnym dopuszczalnym poziomem dźwięku, z którym może mieć do czynienia ludzkie ucho jest wartość 115 dB [2, 3].

Na podstawie analizy danych statystycznych z lat 1996-2011, dotyczących chorób zawodowych pracowników zakładów przeróbki kopalń węgla kamiennego wynika, że hałas jest powodem największej liczby przypadłości spośród wszystkich chorób zawodowych [1].

W tabeli 3 zestawiono przyczyny chorób zawodowych pracowników zakładów przeróbki mechanicznej węgla.

Statystyka chorób zawodowych pracowników zakładu przeróbki węgla kamiennego [1]

Tabela 3

Rok	Przyczyna choroby zawodowej								Razem
	hałas		zapylenie		drgania		inne przyczyny		
	liczba	%	liczba	%	liczba	%	liczba	%	
1996	35	97,2	1	2,8	0	0,0	0	0,0	36
1997	55	98,2	0	0,0	1	1,8	0	0,0	56
1998	58	89,2	2	3,1	0	0,0	5	7,7	65
1999	21	80,8	2	7,7	0	0,0	3	11,5	26
2000	13	81,3	2	12,5	0	0,0	1	6,2	16
2001	11	73,4	2	13,3	0	0,0	2	13,3	15
2002	12	54,5	8	36,5	1	4,5	1	4,5	22
2003	16	61,6	5	19,2	4	15,4	1	3,8	26
2004	13	86,7	2	13,3	0	0	0	0	15
2005	9	60,0	4	26,7	0	0	2	13,3	15
2006	9	75,0	3	25,0	0	0	0	0	12
2007	5	62,5	1	12,5	1	12,5	1	12,5	8
2008	5	71,4	1	14,3	0	0	1	14,3	7
2009	5	50,0	5	50,0	0	0	0	0	10
2010	4	57,1	2	28,6	0	0	1	14,3	7
2011	4	40,0	6	60,0	0	0	0	0	10
Razem/ Średnia*	275	79,5*	46	13,3*	7	2,0*	18	5,2*	346

4. Metodyka wykonania pomiarów poziomu dźwięku

Badania poziomu dźwięku na wybranych stanowiskach pracy w wybranym zakładzie mechanicznej przeróbki węgla, zrealizowano przy pomocy miernika poziomu dźwięku firmy Brüel & Kjær typu 2236 [rysunek 1]. Miernik spełnia wymagania zgodne z normami: IEC 651 i IEX 804 oraz normy ANSI 1,4 i DRAFT S1.43.

Miernik posiada zestaw filtrów oktanowych, o częstotliwościach środkowych: 31,5 Hz, 63 Hz, 125 Hz, 250 Hz, 500 Hz, 1 kHz, 63 Hz, 125 Hz, 250 Hz, 500 Hz, 1 kHz, 2 kHz, 4 kHz i 8kHz, 2 kHz, 4 kHz i 8 kHz, pozwalających na [1]:

- maksymalny poziom ciśnienia akustycznego począwszy od ostatniego zerowania,
- minimalny poziom ciśnienia akustycznego począwszy od ostatniego zerowania,
- maksymalny szczytowy poziom ciśnienia akustycznego począwszy od ostatniego zerowania,
- maksymalny szczytowy poziom ciśnienia akustycznego w interwale 1-sekundowym,
- maksymalny poziom ciśnienia akustycznego w interwale 1-sekundowym zgodny z IEC 651,
- równoważny poziom dźwięku zgodny z normą IEC 804,
- równoważny impulsowy poziom dźwięku zgodny z normą IEC 804,
- poziom ekspozycji na hałas zgodny z normą IEC 804,
- impulsowy poziom ekspozycji na hałas,
- ekspozycyjny poziom dźwięku odnoszony do 8 godzin,
- poziom ciśnienia akustycznego z przekroczeniem przez 95% czasu pomiaru,

- poziom ciśnienia akustycznego z przekroczeniem przez 5% czasu pomiaru,
- czas trwania przesterowania miernika ogólnego czasu pomiaru w procentach.



Rys. 1. Miernik poziomu dźwięku Brüel & Kjær typu 2236 [10]

Pomiary poziomu dźwięku na wybranych stanowiskach pracy przeprowadzono w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla KWK „Krupiński” w dniu 8-ego maja 2015 r., w godzinach 8:30 do 12:30. Mierzono przy włączonej charakterystyce "F":

- równoważny poziom dźwięku L_{Aeq} [dB],
- minimalny poziom dźwięku L_{Amin} [dB],
- maksymalny poziom dźwięku L_{Amax} [dB].

Wielkości akustyczne wyznaczono metodą pośrednią, po przeliczeniu których, za pomocą odpowiednich wzorów, pozwalają na określenie poziomu ekspozycji w odniesieniu do 8-godzinnego dnia pracy.

Po kalibracji miernika na każdym stanowisku, wykonano 3 minutowe pomiary poziomu dźwięku równoważnego, minimalnego oraz maksymalnego.

Pomiary przeprowadzono na siedemnastu stanowiskach pracy, w tym czterech kabinach kontrolnych zakładu przeróbczego, gdzie wykonano pomiary wewnątrz oraz na zewnątrz. Pomiary wykonano również w pomieszczeniu dyspozytora zakładu przeróbczego.

Pomiary wykonano na wysokości oraz w odległości w jakim się znajduje ucho pracownika od źródła dźwięku.

Pomiary wykonano na następujących stanowiskach pracy:

- obsługa filtrów tarczowych,
- obsługa osadzarki miałowej,
- obsługa baterii flotacyjnych,
- obsługa przenośnika przebiecznego,
- obsługa przenośnika odstawczego kamienia z kruszarki Bradford,
- obsługa wysypu kamienia do zbiornika kamienia,
- przy podnośniku kubelkowym,
- przy przesiewaczu wibracyjnym WP,
- w kabinie obsługi filtrów tarczowych,
- w kabinie obsługi osadzarki miałowej,
- w kabinie obsługi taśmy przebiecznej,
- w kabinie obsługi wysypu kamienia do zbiornika kamienia,
- w pomieszczeniu dyspozytora zakładu przeróbczego,
- w pomieszczeniu z pompami rząpia klasyfikacyjnego,
- w pomieszczeniu z pompami próżniowymi do filtrów tarczowych,
- w pomieszczeniu z dmuchawami dostarczającymi powietrze do osadzarki miałowej,
- w pomieszczeniu z pompami wody obiegowej.

5. Omówienie wyników badań

W tabeli 4 zestawiono wszystkie wartości poziomu dźwięku obliczone na podstawie wyników pomiarów.

Zestawienie wyników pomiarów na stanowiskach pracy [6]

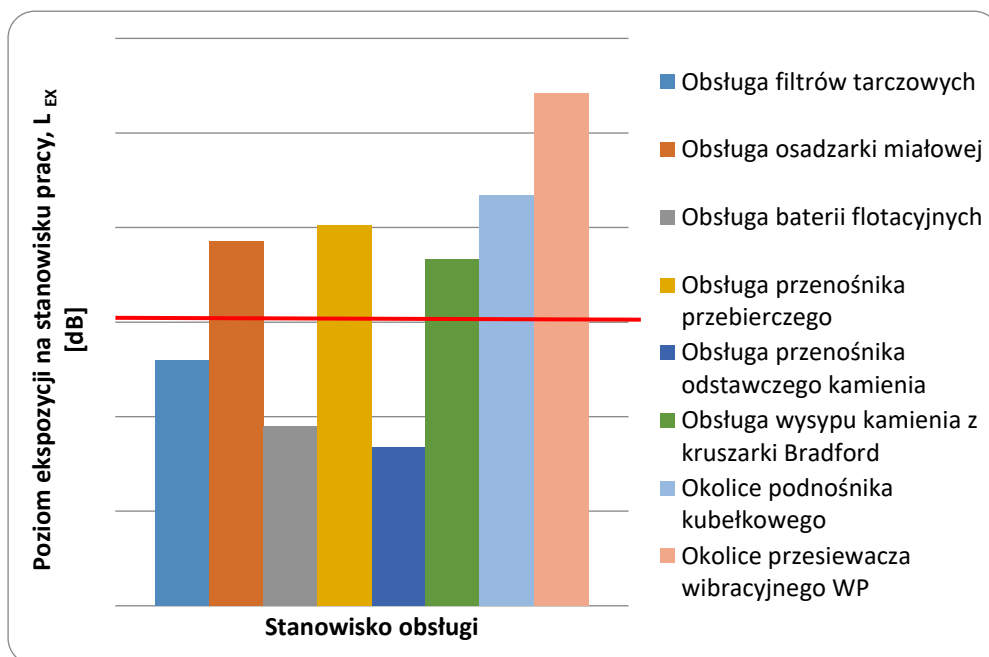
Tabela 4

Stanowisko pracy	Poziom ekspozycji dzienny L_{EX} , [dB]	Poziom dopuszczalny L_{EXdop} , [dB]	Wartość przekroczenia L_{EXdop} , [dB]	Dopuszczalny czas pracy [min]
Obsługa filtrów tarczowych	83,0	85	-	480
Obsługa osadzarki miałowej	89,3	85	4,3	163
Obsługa baterii flotacyjnych	79,5	85	-	480
Obsługa przenośnika przebiecznego	90,1	85	5,1	132
Obsługa przenośnika odstawczego kamienia	78,4	85	-	480
Obsługa wysypu kamienia z kruszarki Bradford	88,3	85	3,3	205
Okolice podnośnika kubelkowego	91,7	85	6,7	95
Okolice przesiewacza wibracyjnego	97,1	85	12,1	27
Kabina obsługi filtrów tarczowych	68,0	65	3,0	220
Kabina obsługi osadzarki miałowej	71,6	65	6,6	98
Kabina obsługi taśmy przebiecznej	72,8	65	12,8	74
Kabina obsługi wysypu kamienia	71,0	65	6,0	112
Pomieszczenie dyspozytora zakładu przerobczego	63,9	55	8,9	480
Pomieszczenie pomp rząpia klasyfikacyjnego	92,2	85	7,2	83
Pomieszczenie pomp próżniowych filtrów tarczowych	103,6	85	18,6	0
Pomieszczenie dmuchaw osadzarki miałowej	99,5	85	14,5	14
Pomieszczenie pomp wody obiegowej	89,8	85	4,8	145

Na rysunku 2 zaprezentowano, poziomy dzienną ekspozycji na stanowiskach obsługi.

Najwyższy poziom dźwięku zarejestrowano w okolicach przesiewacza wibracyjnego „WP” - 97,1 dB. Obliczony dozwolony czas pracy na ww. stanowisku to 27 minut.

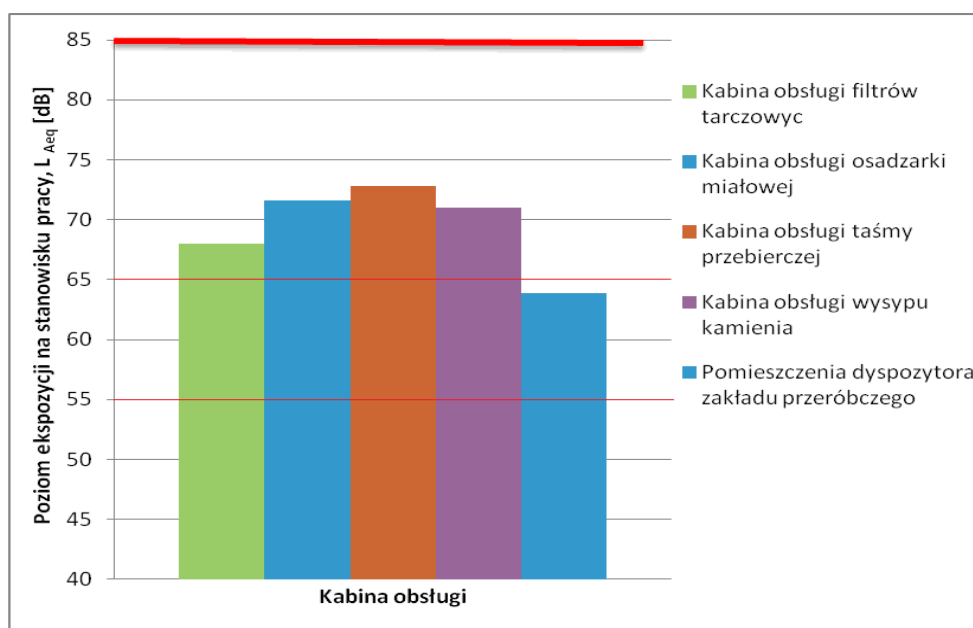
Najniższy poziom dźwięku zarejestrowano na stanowisku obsługi przenośnika odstawczego kamienia z kruszarki „Bradford” - 78,4 dB, co pozwala pracować na tym stanowisku w pełnym wymiarze 8 godzinnym.



Rys. 2. Poziom dzienną ekspozycji na stanowiskach obsługi [6]

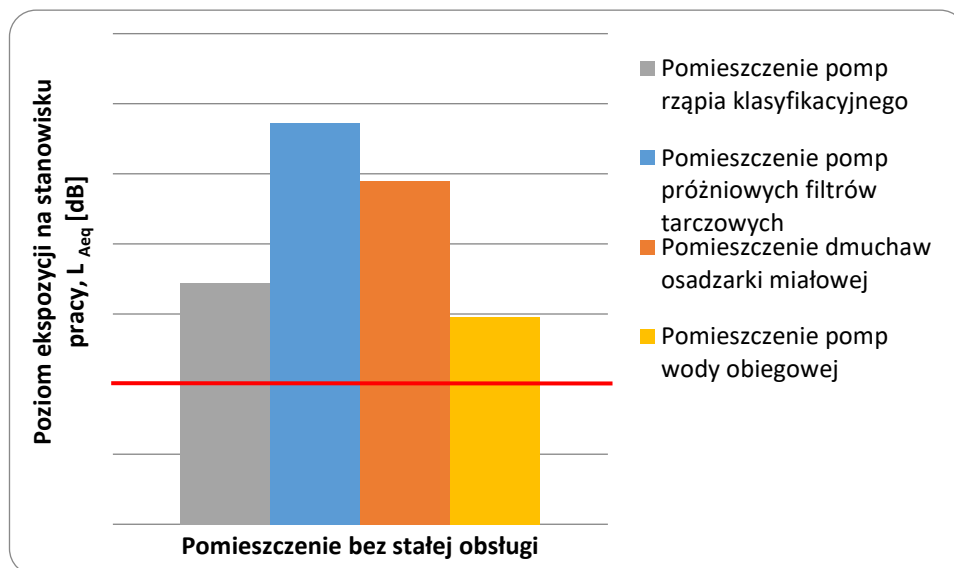
Na rysunku 3 zaprezentowano wartości poziomów ekspozycji wewnątrz dźwiękoszczelnych kabin kontrolno-pomiarowych. W czterech, z pięciu tego typu stanowisk, wartość dopuszczalnego równoważnego poziomu dźwięku, wynoszącego 65 dB, została przekroczona. W pomieszczeniu dyspozytora dopuszczalna wartość równoważnego poziomu dźwięku wynosząca 55 dB, również została przekroczona.

Najwyższy poziom dźwięku miał miejsce w kabinie obsługi taśmy przebiecznej i wyniósł 72,8 dB.



Rys. 3. Poziom dziennej ekspozycji w kabinach dźwiękochłonnych [6]

Na rysunku 4 zaprezentowano poziom dziennej ekspozycji w pomieszczeniach bez stałych stanowisk pracy. Z uwagi na bardzo wysoki poziom dźwięku, wykonane zostały pomiary poziomu dźwięku. Najwyższy poziom dźwięku zarejestrowano w pomieszczeniu, w którym znajdowały się pompy próżniowe filtrów tarczowych - 103,6 dB. Wejście do tego pomieszczenie dozwolone jest wyłącznie w przypadku zastosowania indywidualnych środków ochrony słuchu. Najniższy poziom dźwięku miał miejsce w pomieszczeniu pomp wody obiegowej - 89,8 dB.



Rys. 4. Poziom dziennej ekspozycji w pomieszczeniach bez stałej obsługi [6]

6. Przeciwdziałanie przekroczeniom poziomu dźwięku

Dla stanowisk pracy, w których dopuszczalny poziom dźwięku został przekroczony, dobrano środki ochrony indywidualnej metodą HML.

Metoda HML wyznacza stopień tłumienia dźwięku, na podstawie trzech wartości tłumienia: H, M i L. Wartości te wyznaczone są na podstawie stopnia tłumienia dźwięku w pasmach oktawowych oraz zmierzonych wartości poziomu dźwięku A i C. Po wyznaczeniu ww. wartości, oblicza się przewidywane obniżenie poziomu hałasu (PNR), zgodnie z zależnością (3) [8]:

$$L'_A = L_A - PNR$$

$$PNR = M - \frac{H - M}{4} (L_C - L_A - 2) \text{dB}; \text{ dla } (L_C - L_A) \leq 2 \text{dB} \quad \text{lub} \quad (3)$$

$$PNR = M - \frac{H - M}{8} (L_C - L_A - 2) \text{dB}; \text{ dla } (L_C - L_A) \geq 2 \text{dB}$$

gdzie:

- L_A – równoważny poziom dźwięku A, na stanowisku, [dB],
- L'_A – równoważny poziom dźwięku A, pod ochronnikiem słuchu, [dB],
- L_C – szczytowy poziom dźwięku C, na stanowisku [dB],
- H, M, L – wartość tłumienia (odpowiednio) wysokoczęstotliwościowe, średniczęstotliwościowe, niskoczęstotliwościowe ochronnika słuchu, [dB],

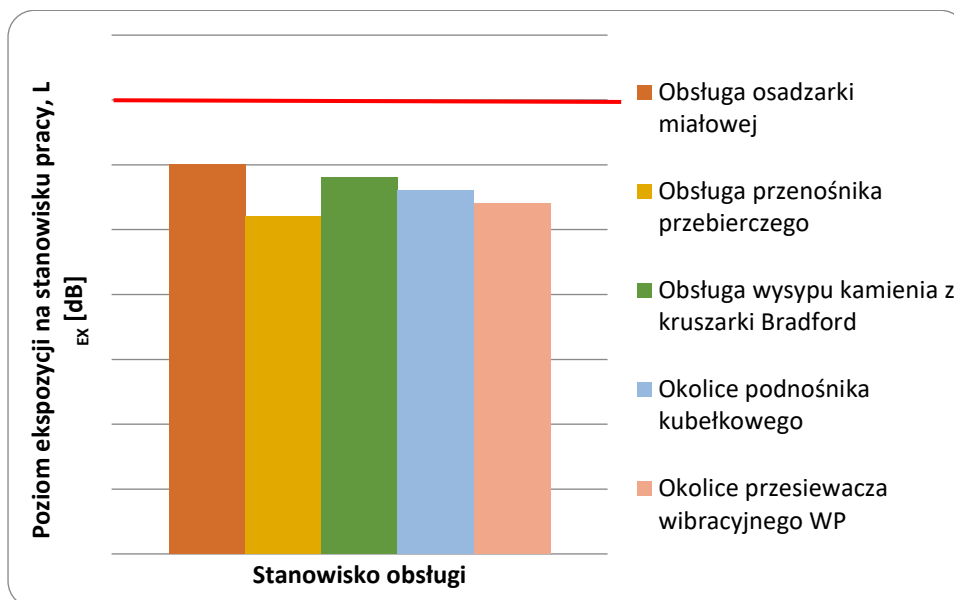
W tabeli 5 podano stanowiska pracy, dla których dopuszczalny poziom dźwięku został przekroczony i dla których dobrano środki ochrony indywidualnej.

Stanowiska, dla których dobrano środki ochrony słuchu [6]

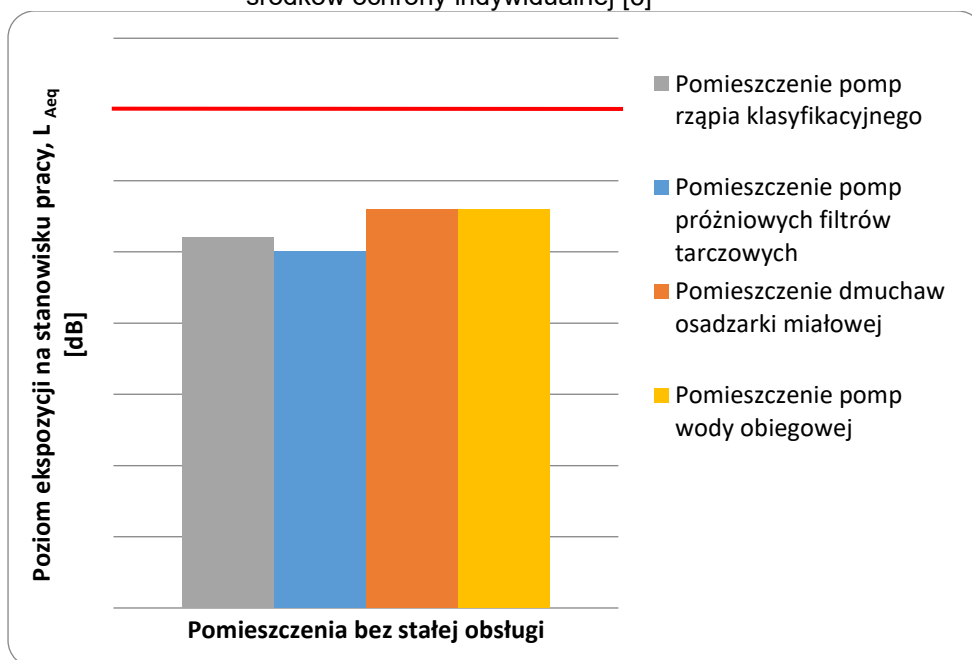
Tabela 5

Stanowisko pracy	Poziom ekspozycji dzienny L_{EX} , [dB]	Wartość przekroczenia $L_{EX\text{dop}}$, [dB]	Maksymalny poziom dźwięku $L_{A\text{max}}$, [dB]
Obsługa osadzarki miałowej	89,3	4,3	92,0
Obsługa przenośnika przebiecznego	90,1	5,1	94,0
Obsługa wysypu kamienia z kruszarki Bradford	88,3	3,3	91,3
Okolice podnośnika kubelkowego	91,7	6,7	99,9
Okolice przesiewacza wibracyjnego	97,1	12,1	98,8
Pomieszczenie pomp rzędzi klasyfikacyjnego	92,2	7,2	93,4
Pomieszczenie pomp próżniowych filtrów tarczowych	103,6	18,6	105,4
Pomieszczenie dmuchaw osadzarki miałowej	99,5	14,5	100,8
Pomieszczenie pomp wody obiegowej	89,8	4,8	91,2

Na rysunku 5 zostały zaprezentowane, w formie wykresu słupkowego, wyniki dziennego poziomu ekspozycji na stanowiskach obsługi, po zastosowaniu środka ochrony indywidualnej słuchu. Na rysunku 6 przedstawiono wyniki dziennego poziomu ekspozycji w pomieszczeniach z maszynami przeróbczymi, po zastosowaniu środka ochrony indywidualnej słuchu.



Rys. 5. Poziom dzienniej ekspozycji na stanowiskach obsługi po zastosowaniu środków ochrony indywidualnej [6]



Rys. 6. Poziom dzienniej ekspozycji w pomieszczeniach bez obsługi po zastosowaniu środków ochrony indywidualnej [6]

7. Podsumowanie

W niniejszym rozdziale przedstawiono problem zagrożenia hałasem na wybranych stanowiskach pracy, w wybranym zakładzie przeróbki mechanicznej kopalni węgla kamiennego. Szczególny nacisk położono na identyfikację poziomu dźwięku emitowanego przez poszczególne ogniwa technologicznego układu przeróbki oraz wyznaczenie przekroczeń dopuszczalnego poziomu dźwięku. Podano również propozycje rozwiązań prowadzących do przeciwdziałania szkodliwym skutkom tych przekroczeń.

Pomiary poziomu dźwięku wykonano na siedemnastu stanowiskach pracy, z tym w czterech kabinach kontrolnych oraz w pomieszczeniu dyspozytora zakładu przerobczego.

Wyniki badań wykazały, że dopuszczalny normą poziom ekspozycji na hałas, wynoszący 85 dB, został przekroczony na pięciu z ośmiu stanowisk kontroli i obsługi maszyn (od 3,3 do 12,1 dB). Najwyższą wartość zidentyfikowano w okolicach przesiewacza wibracyjnego „WP”, gdzie zarejestrowany poziom natężenia dźwięku wyniósł 97,1 dB. Z tego względu dozwolony czas pracy na tym stanowisku oszacowano na 27 minut. Najniższy poziom dźwięku zarejestrowany na stanowisku obsługi przenośnika odstawkowego z kruszarki „Bradford” - 78,4 dB.

W miejscach, gdzie znajdują się maszyny przerobcze charakteryzujące się najwyższym poziomem emisji dźwięku znajdowały się kabiny dźwiękoizolacyjne, w celu ochrony pracowników przed nadmiernym hałasem. W czterech z pięciu tego typu stanowisk wartość dopuszczalnego równoważnego poziomu dźwięku wynoszącego, 65 dB, została przekroczona (od 3,0 do 12,8 dB). Najwyższy poziom przekroczenia poziomu dźwięku zarejestrowano wewnątrz kabiny obsługi taśmy przebieczej – 72,8 dB. W pomieszczeniu dyspozytora, gdzie dopuszczalna wartość równoważnego poziomu dźwięku wynosi 55 dB, przekroczenie wyniosło - 8,9 dB. Stwierdzono dużą rozbieżność pomiędzy minimalną, a maksymalną wartością poziomu dźwięku, sięgającą kilkudziesięciu dB. Przyczyną była prawdopodobnie konstrukcja kabin, słabo izolujących dźwięki o wyższym poziomie. Można zatem stwierdzić, że kabiny dźwiękoizolacyjne tylko częściowo spełniają swoją rolę.

Wykonano również pomiary w pomieszczeniach nie podlegających ciągłej kontroli, bez stałej obsługi. We wszystkich tych pomieszczeniach dopuszczalny poziom został znacznie przekroczony. Przekroczenie w tych pomieszczeniach wahało się w granicach od 4,8 do 18,6 dB. Najwyższe przekroczenie dopuszczalnej wartości miało miejsce w pomieszczeniu, w którym znajdowały się pompy próżniowe filtrów tarczowych - 103,6 dB. Wejście do tego pomieszczenia, może odbywać się tylko w przypadku zastosowania indywidualnych środków ochrony słuchu. Najniższy poziom dźwięku spośród tych pomieszczeń, miał miejsce w pomieszczeniu pomp wody obiegowej i wyniósł 89,8 dB. W przypadku gdyby pomieszczenie to miało stałe stanowisko pracy, dozwolony czas pracy wynosiłby 145 minut.

Dla stanowisk pracy, w których dopuszczalny poziom dźwięku został przekroczony, dobrano środki ochrony indywidualnej metodą HML. Dla każdego stanowiska indywidualnie, w zależności od panującego tam poziomu dźwięku dobrany został odpowiedni środek ochrony słuchu. Zdecydowano, że w pięciu z dziesięciu stanowisk, w których konieczne jest

stosowanie środków ochrony indywidualnej słuchu wystarczy stosowanie wkładek przeciwhałasowych, o odpowiednich parametrach tłumienia (HML). Dla pozostałych czterech stanowisk wystarczający poziom tłumienia zapewniają nauszniki przeciwhałasowe, dobrane również według podanych wartości tłumienia (HML). Po zastosowaniu środków ochrony słuchu dla stanowisk, w których dopuszczalny poziom dźwięku został przekroczony, możliwa będzie praca w pełnym wymiarze godzinowym, wynoszącym osiem godzin, bez narażenia narządu słuchu.

Warto odnotować, że na żadnym ze stanowisk pracy nie został przekroczony maksymalny poziom dźwięku wynoszący 110 dB.

Oceniając ryzyko zawodowe pracowników przeróbki węgla kamiennego, wynikające z narażenia na hałas, należy stwierdzić, że w związku z licznymi przekroczeniami dopuszczalnego poziomu dźwięku jest ono duże.

Wymiana środków technicznych zakładu przeróbki mechanicznej na nowsze, z pewnością spowodowałaby zmniejszenie poziomu dźwięku pochodzenia mechanicznego. W najbliższym czasie modernizacja zakładu jest mało prawdopodobna, dlatego należy stosować środki ochrony indywidualnej słuchu. Odpowiednio dobrane ochronniki słuchu są tanim, łatwym, a co najważniejsze skutecznym sposobem ograniczenia do akceptowalnego poziomu dźwięku.

Literatura

- [1] Lutyński A.: Identyfikacja poziomu hałasu na stanowiskach technologicznych w zakładach przeróbki kopalń węgla kamiennego, Górnictwo i Geoinżynieria, Kwartalnik AGH, Kraków, 2006.
- [2] Lutyński A.: Pomiary Hałasu Na Stanowiskach Pracy W Zakładzie Przeróbczym Kopalni Węgla Kamiennego, Górnictwo i Geoinżynieria, Kwartalnik AGH, Kraków, 2007.
- [3] Marczak P.: Zagrożenie hałasem. Wybrane zagadnienia, Kancelaria Senatu, Warszawa 2012.
- [4] Mikulski W, Karczmarska A, Koton J: Hałas na stanowisku pracy, Centralny Instytut Ochrony Pracy, Warszawa 2005.
- [5] Morzyński L., Puto D., Hałas w środowisku pracy, Państwowa Inspekcja Pracy, Warszawa, 2005.
- [6] Baron R.: Badanie natężenia hałasu na wybranym stanowisku pracy w zakładzie przeróbki mechanicznej węgla, Praca dyplomowa magisterska, Politechnika Śląska, Gliwice, 2015.
- [7] PN-N-01307, Dopuszczalne wartości hałasu w środowisku pracy. Wymagania dotyczące wykonywania pomiarów.
- [8] PN-EN 458:2006 Ochronniki słuchu. Zalecenia dotyczące doboru, użytkowania, konserwacji codziennej i okresowej. Dokument przewodni.
- [9] <http://archiwum.ciop.pl/6466.html>
- [10] <http://www.bruel.com.pl/produkty/mierniki-poziomu-dzwieku/>

Wykorzystanie odpadów węglowych w technologiach zgazowania

Aleksander Lutyński – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Marcin Lutyński – Politechnika Śląska

Streszczenie: W opracowaniu zaprezentowano ideę rozwiązań konstrukcyjnych reaktorów wykorzystywanych do zgazowania paliw. Omówiono stan technologii zgazowania węgla, podając przykłady istniejącej i prognozowanej wydajności energetycznej reaktorów do 2019 roku, wydajność reaktorów zgazowania węgla w zależności od wytwarzanych produktów, rozmieszczenie instalacji na poszczególnych kontynentach. Omówiono także ekologiczne i ekonomiczne aspekty zgazowania węgla. Przedstawiono informację o odpadach węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych, które mogą stanowić paliwo reaktorów gazu.

Application of coal slurries in gasification technologies

Abstract: In the study a description of gasifier types and their working principle is presented. State-of-the-art of surface coal gasification process is described. Current and anticipated efficiencies of reactors up to 2019 are given. Efficiency of coal gasifiers depends on the expected products and location (by continent). Additionally, ecological and economical aspects of coal gasification are highlighted. As an example of potential fuel for coal gasification reactors, coal slurries could be used. Information on the properties of coal slurries deposited in impoundments is presented.

1. Wprowadzenie

Technologia zgazowania węgla to jedna z czystych technologii węglowych pozwalająca na wykorzystanie węgla w taki sposób, który minimalizuje wpływ produktów jego spalania na środowisko. Wiadomo bowiem, że podczas energetycznego wykorzystania tego surowca m. in. w elektrowniach i elektrociepłowniach, do atmosfery emitowane są cząstki stałe, tlenki azotu i siarki, a przede wszystkim znaczne ilości dwutlenku węgla - uważanego za główną przyczynę występowania efektu cieplarnianego.

Technologia zgazowania węgla znana jest od dziewiętnastego wieku. W 1887 r. opatentowano bowiem gazo-generator Lurgiego. Pozwoliło to na pierwsze powszechne zastosowania produktu konwersji węgla na gaz wykorzystując go do oświetlenia i ogrzewania domów. Na początku wieku dwudziestego znaczna liczba reaktorów zgazowania węgla wykorzystywana była komercyjnie produkując gaz dla potrzeb komunalnych i przemysłowych. W połowie lat pięćdziesiątych dwudziestego wieku wydatnie zmalało zainteresowanie konwersją gazu z węgla, a powodem była sytuacja na rynku paliw, na którym pojawił się tańszy gaz ziemny. Sytuacja uległa zmianie w latach siedemdziesiątych, a powrót zainteresowania konwersją gazu z węgla spowodowany został kryzysem na rynku paliw i wydatnym wzrostem

cen gazu ziemnego i ropy. W okresie ponownego zainteresowania technologiami zgazowania powstawały nowe instalacje, głównie w przemyśle petrochemicznym. Przetwarzano w nich różnego rodzaju frakcje węglowodorów na gaz syntezowy stanowiący podstawę produkcji amoniaku, metanolu oraz wodoru.

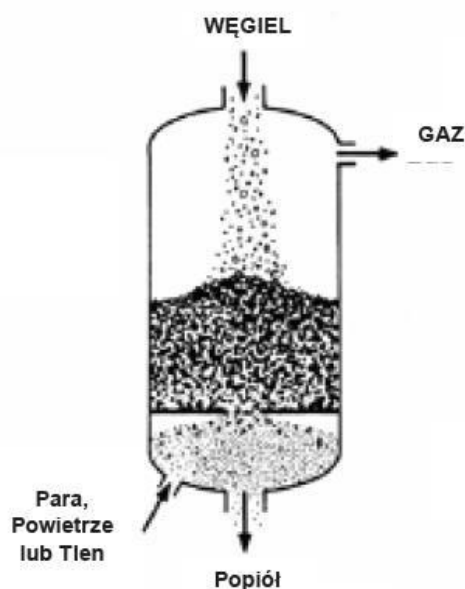
Najprościej zgazowanie opisać można jako konwersję paliw stałych (węgiel, biomasa, odpady) lub ciekłych (olej) na gaz syntezowy. Głównymi składnikami gazu syntezowego uzyskanego w wyniku konwersji są wodór i tlenek węgla. Uzyskany gaz syntezowy to wynik reakcji półspalania paliwa. Czynnikiem utleniającym w tym procesie są tlen lub powietrze, a wybór tego czynnika do procesu warunkowany jest reaktywnością paliwa, celem produkcji gazu oraz typem zgazowyczacza. W reakcji bierze również udział para wodna, która pełni rolę regulatora temperatury.

W zależności od struktury przepływu paliwa w strefie reakcyjnej konstrukcje reaktorów podzielić można na trzy zasadnicze typy. Są nimi: reaktory ze złożem zwartym przesuwym (*moving bed*), reaktory ze złożem fluidalnym (*fluidized bed*) i reaktory dyspersyjne (*entrained bed*). Te ostatnie nazywane są też reaktorami o przepływie strumieniowym. Charakterystyczne dla poszczególnych typów reaktorów są panujące w nich temperatury.

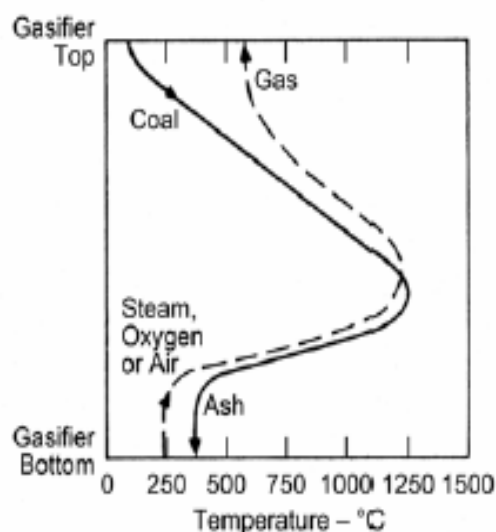
Idea funkcjonowania reaktora ze złożem zwartym przesuwym przedstawiona została na rysunku 1. Rozkład temperatury w tym reaktorze zaprezentowano na rysunku 2. W reaktorze ze złożem zwartym przesuwym para i tlen podawane są w dolnych partiach reaktora. Wytworzony gaz przemieszcza się do góry, a paliwo stałe, podawane w górnej partii reaktora, przemieszcza się w dół i ulega tam zgazowaniu.

Surowy gaz kontaktując się ze świeżym wsadem paliwa schładza się i jednocześnie suszy podawane paliwo i go podgrzewa. W reaktorze wyróżnić można poszczególne strefy, w których podawane paliwo jest suszone, odparowane, zgazowane i spalane. Popiół poniżej strefy spalania schładza się oddając ciepło do pary i tlenu podawanych do reaktora. Surowy gaz przepływając przez strefy suszenia i odparowania porywa znaczące ilości substancji smolistych, lekkich węglowodorów i metanu. Z tego względu musi on zostać oczyszczony na wylocie z reaktora.

W reaktorze ze złożem zwartym przesuwym wykorzystywane jest tylko paliwo stałe o uziarnieniu od 5 do 50 mm. Jeżeli paliwo posiada ziarna drobniejsze, muszą one zostać oddzielone i skompaktowane przed podaniem do reaktora. Czas przebywania surowca w reaktorze to 15 do 30 minut, a temperatura wylotowa gazu, jak widać na rysunku 2, jest relatywnie niska i wynosi 400-600°C w zależności od zawartości wilgoci.



Rys. 1. Idea funkcjonowania reaktora ze złożem zwartym przesuwym [10]



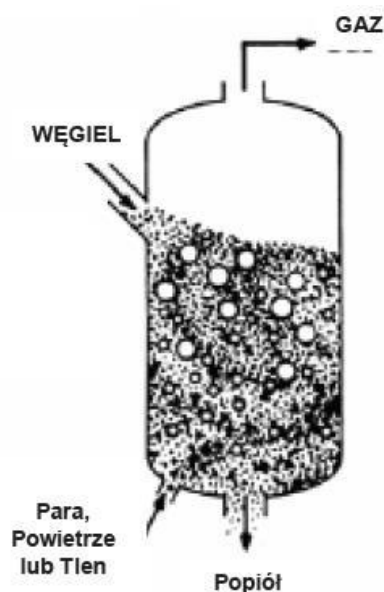
Rys. 2. Rozkład temperatur w reaktorze ze złożem zwartym przesuwym [10]

Idea funkcjonowania reaktora ze złożem fluidalnym przedstawiona została na rysunku 3, a rozkład temperatury w tym reaktorze zaprezentowano na rysunku 4.

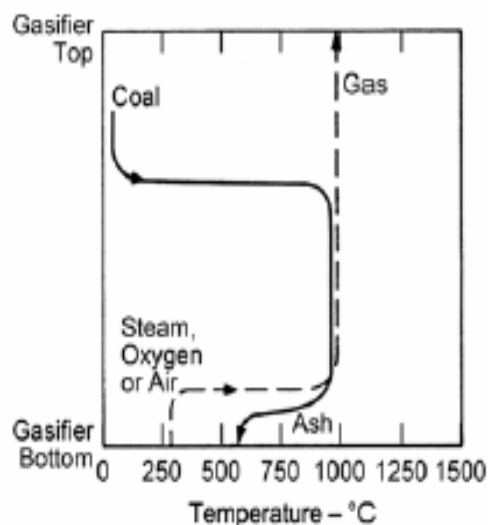
W reaktorze ze złożem fluidalnym paliwo i popiół są zawieszane w strumieniu gazu przepływającego w górne partie reaktora. Cząsteczki paliwa w procesie zgazowania są porywane przez gorący gaz w górę reaktora, a następnie wraz z cząsteczkami popiołu oddzielane w zewnętrznym cyklonie i zawracane do reaktora. Gaz natomiast jest oczyszczany i kierowany do dalszego przerobu.

W reaktorach ze złożem fluidalnym wykorzystywane jest paliwo stałe o uziarnieniu od 0,5 do 5 mm, a czas przebywania wynosi od 10 do 50 sekund. Temperatura gazu syntezowego na wylocie z reaktora zazwyczaj zawiera się w przedziale 700-900°C z wyjątkiem reaktora High Temperatur Winckler, gdzie temperatura jest wyższa o około 150-200°C. Jest to wynik podawania części czynnika utleniającego powyżej złoża fluidalnego.

Zgazowanie fluidalne jest bardziej ekonomiczne, począwszy od zakresu mocy kilku MW. Karbonizat powstający w czasie procesu jest zgazowywany w tej samej instalacji, względnie odbierany i wykorzystywany w inny sposób, w zależności od zastosowanej technologii zgazowania. W reaktorach zgazowania pracujących w temperaturach wyższych niż 1000°C w uzyskiwanych produktach gazowych zwykle nie występują zanieczyszczenia smołowe, gdyż ulegają one krakingowi termicznemu. Produkty gazowe odbierane z reaktora są schładzane i oczyszczane w instalacjach o różnych konfiguracjach technologicznych. Odpylanie gazu odbywa się zazwyczaj w elektrofiltrach.



Rys. 3. Idea funkcjonowania reaktora ze złożem fluidalnym [10]



Rys. 4. Rozkład temperatur w reaktorze ze złożem fluidalnym [10]

Idea funkcjonowania reaktora o przepływie strumieniowym przedstawiona została na rysunku 5, a rozkład temperatury w tym reaktorze zaprezentowano na rysunku 6. Reaktory te wymagają rozdrobnienia podawanego paliwa do wielkości ziarna poniżej 0,1 mm, które jest doprowadzane w stanie suchym lub w zawieszinie wodnej.

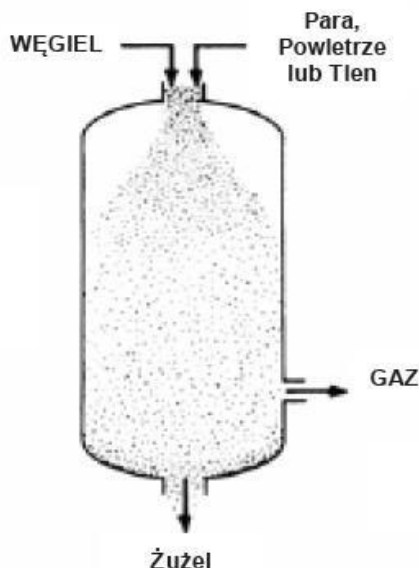
W reaktorze o przepływie strumieniowym rozdrobnione paliwo przepływa współprądowo z podawanymi do reaktora tlenem i parą. Czas przebywania paliwa w reaktorze jest bardzo krótki i wynosi od 0,5 do 5 sekund. Temperatura wewnątrz reaktora wynosi powyżej 1300°C, a niektórych technologiach nawet do 1600°C [5]. Dzięki takim parametrom pracy (wysoka temperatura i duża, rozwinięta przez rozdrobnienie, powierzchnia surowca) reakcja zachodzi bardzo szybko. W takich warunkach temperaturowych powstają bardzo małe ilości metanu dlatego ten typ reaktora jest preferowany przy stosowaniu otrzymanego gazu syntezowego do dalszych procesów chemicznych. Reaktory strumieniowe umożliwiają uzyskanie wysokiego stopnia konwersji paliwa i minimalizację zanieczyszczeń smolistych w wytwarzanym gazie.

W reaktorach fluidalnym i strumieniowym dozowanie surowca może odbywać się na dwa sposoby:

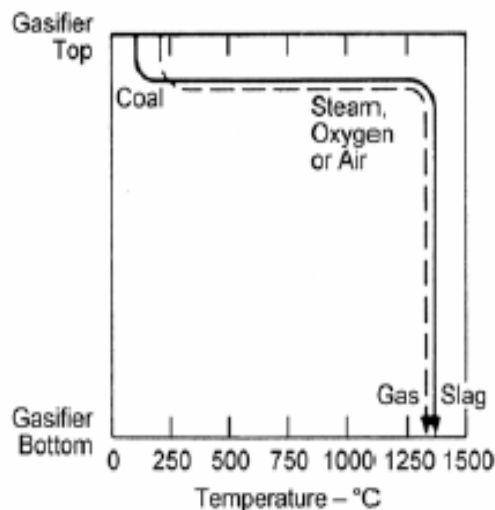
- mokry, w którym do reaktora pompowany jest tzw. muł węglowy (miął węglowy z wodą),
- suchy, w którym miął węglowy transportowany jest pneumatycznie za pomocą inertnego gazu (azotu lub dwutlenku węgla).

Również chłodzenie gorącego gazu na wylocie z reaktora może odbywać się w dwojaki sposób: w wymienniku ciepła lub poprzez bezpośrednie chłodzenie wodne. Wymiennik jest efektywniejszy energetycznie, ale chłodzenie bezpośrednie jest atrakcyjnym rozwiązaniem

gdy syngas wymaga dalszej konwersji tlenku węgla. Ponadto ten rodzaj chłodzenia może mieć zmniejszyć nakłady inwestycyjne instalacji nawet o około 30%.



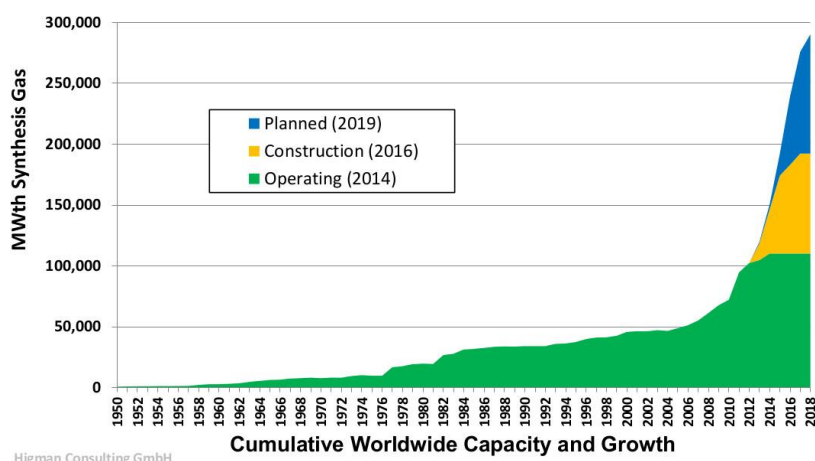
Rys. 5. Idea funkcjonowania reaktora o przepływie strumieniowym [9]



Rys. 6. Rozkład temperatur w reaktorze o przepływie strumieniowym [9]

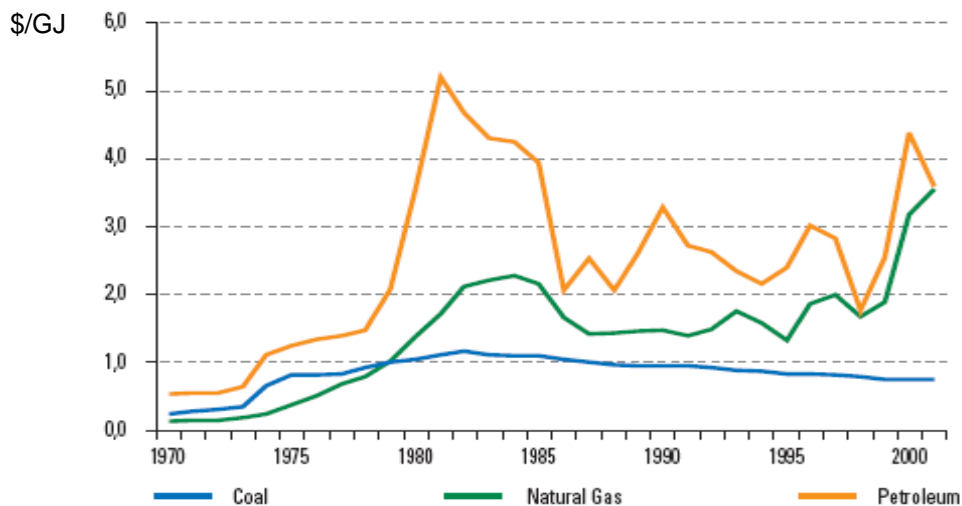
2. Stan technologii zgazowania węgla

Najnowsze opublikowane dane na temat stanu rozwoju przemysłowych układów zgazowania na świecie wykazują dynamiczny rozwój tej technologii zarówno w ostatnich latach, jak i w prezentowanych prognozach. Pokazano to na rysunku 7, gdzie wzrost wydajności energetycznej reaktorów będących w budowie i planowanych do roku 2018 w stosunku do aktualnie pracujących jest niemal dwu i półkrotny.



Rys. 7. Istniejąca i prognozowana wydajność energetyczna reaktorów zgazowania paliw [18]

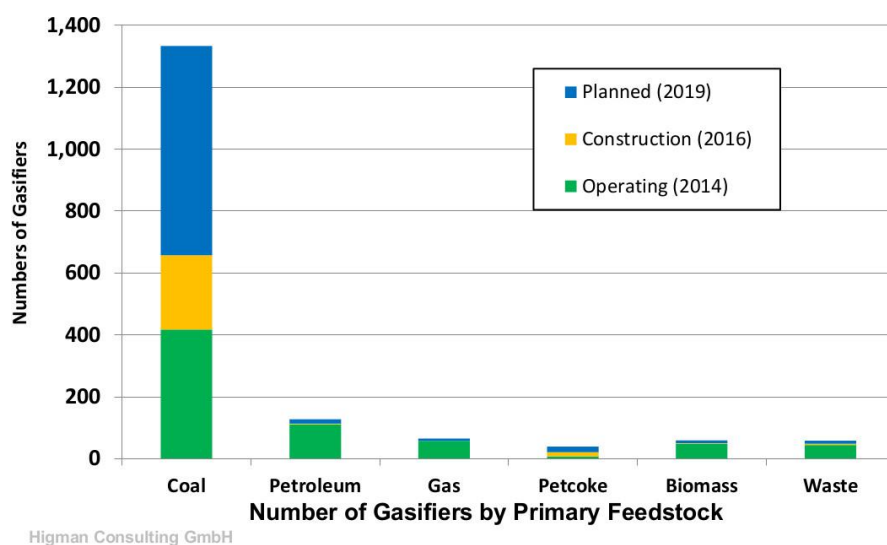
Jednym z najistotniejszych czynników mających wpływ na tak dynamiczny wzrost rozwoju technologii zgazowania ma niewątpliwie niestabilność cen ropy i gazu w stosunku do cen węgla. Pokazano to za [9] na rysunku 8.



Rys. 8. Zmiany jednostkowych cen ropy naftowej, gazu ziemnego i węgla w latach 1970-2001 [9]

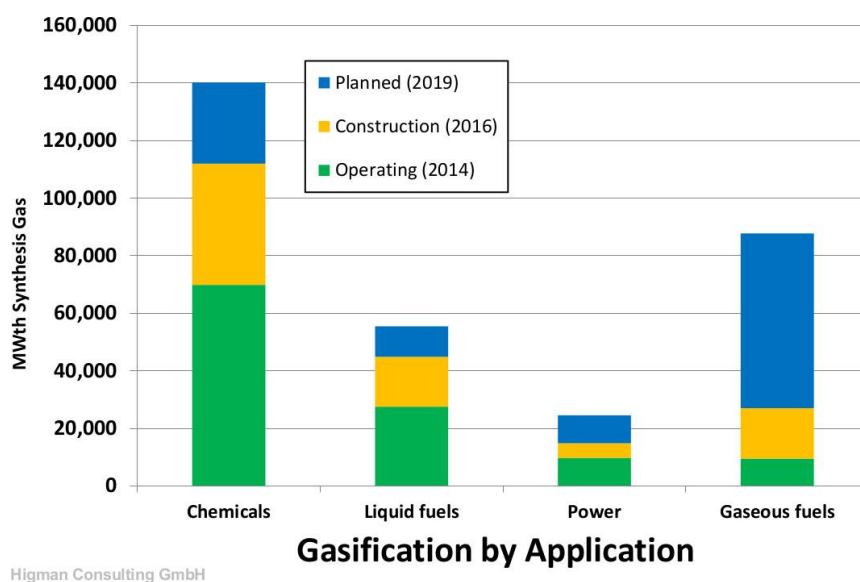
Aktualnie najbardziej rozpowszechnione technologie zgazowania wykorzystują reaktory dyspersyjne (43% produkcji gazu). Rozpatrując wyłącznie technologie zgazowania węgla w reaktorach dyspersyjnych, największy udział w produkcji gazu mają technologie Shell oraz GE/Texaco (44% i 33%), a następnie ECUST (East China University of Science and Technology, 15,3%), Udhe/PRENFLO (4,4%) oraz MHI (Mitsubishi Heavy Industries gasification technology, 3,4%) [3,4,17]. Spośród planowanych do uruchomienia instalacji (instalacje budowane i w fazie rozwoju) najwięcej będzie wykorzystywać technologie zgazowania Shell (26,7%, 11 913 MWth), ECUST (20,2%, 9001 MWth) i Siemens (14,2%, 6363 MWth) [3,4,17]. Mniej rozwiniętą grupą są posiadające wiele zalet fluidalne technologie zgazowania. Do najbardziej zaawansowanych rozwiązań fluidalnych reaktorów zgazowania należą technologie KRW (Kellog-Rust-Westinghouse) [3, 10, 13, 17], Uhde/HTW (High Temperature Winkler) [3], U-GAS GTI/SES [3,14,17] oraz KBR Transport Reaktor [1, 3, 17]. Jednym z powodów stosunkowo niewielkiego ich zastosowania jest brak propozycji efektywnych układów zintegrowanych z produkcją chemiczną i energetyczną.

Analizując reaktory pod kątem paliw wykorzystywanych w procesie zgazowania stwierdzić należy, że dominującym surowcem, zarówno obecnie jak i w dającej się przewidzieć przyszłości, jest węgiel. Z analizy tej wynika, że do roku 2019 planowany jest intensywny wzrost liczby reaktorów gazowych konwertujących węgiel. Przekroczy ona liczbę reaktorów tego typu obecnie eksploatowanych i budowanych. Pokazano to na rysunku 9 [18].



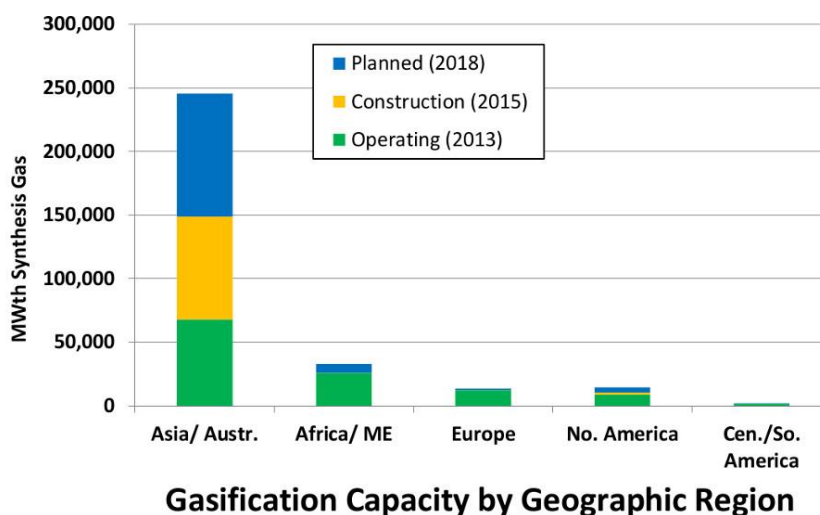
Rys. 9. Liczba reaktorów zgazowujących paliwa różnych typów [18]

Należy zaznaczyć, że zgazowanie jest podstawową technologią wytwarzania gazu syntezowego do produkcji substancji chemicznych, wodoru, paliw płynnych i gazowych z węgla. Wydajności produkowanego na świecie gazu ze zgazowania węgla w zależności od wytwarzanego produktu przedstawia rysunek 10. Analizy wykazały [18], że około 25% światowej produkcji amoniaku, a ponad 30% światowej produkcji metanolu są obecnie produkowane poprzez zgazowanie (w porównaniu do 10% w każdym przypadku dziesięć lat temu). Rysunek 10 pokazuje również, że do roku 2019 planowany jest największy przyrost produkcji paliw gazowych z węgla.



Rys. 10. Sumaryczna wydajność reaktorów zgazowania węgla w zależności od wytwarzanych produktów [18]

Niezwykle interesująco wygląda rozmieszczenie instalacji konwertujących węgla na gaz syntezowy na poszczególnych kontynentach naszego globu. Najwięcej instalacji pracuje i jest w budowie w Azji. Pokazano to na rysunku 11. Na tym kontynencie prognozowany też jest największy ich przyrost do 2019 roku (głównie w Chinach, Indiach, Korei Południowej, Malezji i Japonii) [18].



Higman Consulting GmbH

Rys. 11. Sumaryczna wydajność reaktorów zgazowania węgla w poszczególnych rejonach świata [18]

W roku 2015 na całym świecie pracowało ponad 270 układów do naziemnego zgazowania węgla, w ramach których funkcjonowało ponad 680 reaktorów zgazowania [7]. W chwili obecnej największym pod względem produkcji syngazu jest układ Pearl GTL, powstały w 2011 roku w Katarze. Jest zbudowany z 18 reaktorów pracujących metodą Shell SGP. Następnie prym wiodą instalacje Sasol Synfuels East i West w Republice Południowej Afryki, pochodzące odpowiednio z 1977 i 1982 roku. Charakteryzują się one większą ilością reaktorów (po 40) i korzystają z technologii Lurgi FBDB. Pozostałe 8 największych światowych instalacji zlokalizowane jest w Chińskiej Republice Ludowej oraz jeden układ zgazowania węgla w Stanach Zjednoczonych. Chiny korzystają z różnych metod zgazowywania (Shell SCGP, GE, Siemens). Do największych planowanych inwestycji należą inwestycje Changji oraz Urumqi budowane przez Sinopec, chińskiego potentata sektora paliwowego. Będą one wyposażone odpowiednio w 20 +2 i 24 +4 reaktory, których moce produkcyjne mają być zbliżone do dotychczas największych katarskich instalacji. Już dzisiaj w regionie Azji i Pacyfiku działa, bądź jest w budowie więcej reaktorów niż w pozostałej części świata razem [7].

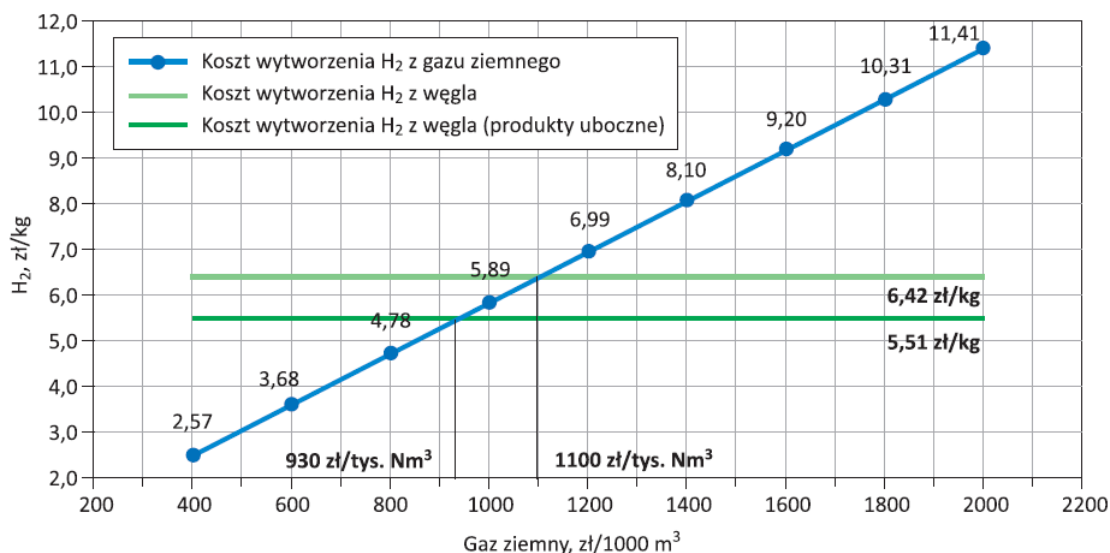
W Polsce istnieją plany budowy instalacji naziemnej zgazowania węgla w Zakładach azotowych Kędzierzyn (Grupa Azoty). Koszt tej instalacji szacuje się na 2,4 mld zł. Konwersji na gaz ma podlegać ok. milion ton węgla rocznie. Instalacja ma wytwarzać około 15% gazu zużywanego w Grupie Azoty, a docelowo ma być produkowany metanol lub amoniak. Szacowany okres budowy instalacji to 36 miesięcy, a przewidywany okres jej eksploatacji ma wynieść 30 lat [19].

3. Ekologiczne i ekonomiczne aspekty zgazowania węgla

Z analiz rozwoju technologii zgazowania wynikają istotne korzyści oddziaływania na środowisko naturalne. Do korzyści tych zaliczyć należy [8]:

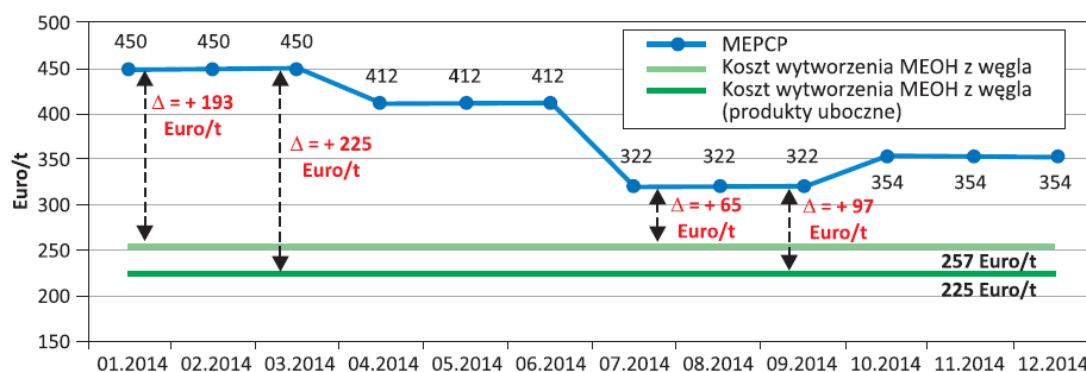
- zagospodarowanie wszelkiego rodzaju niskojakościowych paliw i odpadów,
- minimalizację, a nawet wyeliminowanie powstawania stałych produktów spalania, które są odpadami paleniskowymi,
- minimalizację, a nawet wyeliminowanie, emisji zanieczyszczeń gazowych,
- możliwość wytwarzania wodoru, paliwa nie tworzącego odpadów, jako nieodzownego składnika wielu syntez chemicznych,
- możliwość stosunkowo łatwego koncentrowania dwutlenku węgla powstającego w procesie zgazowania,
- możliwość wykorzystania w procesie zgazowania paliw z większą sprawnością chemiczną i termiczną w porównaniu do tradycyjnych technologii spalania.

Analizy efektów ekonomicznych wynikające z wdrożenia technologii zgazowania węgla wykazują niewątpliwie korzyści, które zależą w głównej mierze od zaimplementowanych rozwiązań technologicznych oraz wybranych kierunków produkcyjnych. Niewątpliwym jest, że zastąpienie gazu ziemnego węglem w produkcji substancji chemicznych może przyczynić się do poprawy ekonomiki produkcji tych substancji. Przeprowadzone dla aktualnych warunków gospodarczych szacunkowe analizy techniczno-ekonomiczne dotyczące układów produkcyjnych wodoru i metanolu zintegrowanych z układem zgazowania węgla w komercyjnie dostępnym reaktorze dyspersyjnym wskazują na atrakcyjność ekonomiczną takich rozwiązań [17]. Jednostkowy koszt wytworzenia wodoru i metanolu produkowanych z węgla kształtuje się odpowiednio na poziomie 6,4 zł/kg oraz 1086 zł/Mg (rys. 12).



Rys. 12. Koszt wytworzenia wodoru z węgla odniesiony do kosztu wytworzenia z gazu ziemnego o zróżnicowanych kosztach jego zakupu [17]

Efektywność ekonomiczną procesu poprawia uwzględnienie przychodów dodatkowych, które wynikają ze sprzedaży produktów ubocznych, które powstają w instalacjach zgazowania paliw. Są nimi: siarka, para technologiczna, palny gaz resztkowy. Obniżenie kosztów z tego tytułu szacowane jest na 14% w przypadku produkcji wodoru i 12% przy produkcji metanolu. W przypadku wodoru uzyskane jednostkowe koszty produkcji odpowiadają kosztom wytwarzania wodoru z gazu ziemnego przy cenie gazu na poziomie 1100 i 930 zł/1000 m³ odpowiednio dla kosztów wytworzenia wyznaczonych bez i z uwzględnieniem przychodów ze sprzedaży ubocznych produktów procesu (rys. 12). Jednostkowy koszt wytworzenia metanolu z węgla kształtuje się znacznie poniżej jego cen rynkowych (dane publikowane przez Methanex Corporation) (rys. 13). Różnica pomiędzy ceną rynkową a kosztami produkcji metanolu z węgla w roku 2014 wahała się w zakresie od 65 (97) €/Mg aż do 193 (225) €/Mg (rys. 13).



Rys. 13. Koszt wytwarzania metanolu w układzie zintegrowanym ze zgazowaniem węgla porównany do cen metanolu na rynku europejskim w roku 2014 [17]

Z przytoczonych danych wynikają niewątpliwe korzyści wynikające ze stosowania technologii zgazowania węgla.

4. Wykorzystanie odpadów węglowych w technologiach zgazowania

Wykorzystanie odpadów mułowych i flotacyjnych pochodzących z górnictwa węgla kamiennego jest istotnym elementem racjonalnej gospodarki surowcami energetycznymi. Prace w tym zakresie prowadzone są od wielu lat, a ich wyniki z lepszym lub gorszym skutkiem stosowane są w praktyce przemysłowej.

Należy zaznaczyć, że w wyniku wzbogacania odpadów mułowych flotacyjnych powstają odpady o stosunkowo znacznej zawartości substancji węglowej [2]. W okresach wcześniejszych deponowane one były w osadnikach ziemnych. Przemysłowe wykorzystanie tych odpadów warunkowane jest analizą jakościową ich przydatności. Zagadnień te były przedmiotem prac projektu rozwojowego Nr N R09 0006 06/2009 pt.: „Identyfikacja

potencjału energetycznego depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju oraz strategia rozwoju technologicznego w zakresie ich wykorzystania”. Projekt ten wykonywany przez Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego we współpracy z Katedrą Przeróbki Kopaliny i Utylizacji Odpadów Politechniki Śląskiej. W projekcie zidentyfikowano pięćdziesiąt dziewięć stawów osadowych, z czego dwadzieścia wytypowano do wnikliwych badań jakości zawartych w nich mułów węgla energetycznego i koksowego.

Z wytypowanych stawów osadowych, zgodnie z przyjętymi założeniami i metodyką, wykonano odwierty i pobrano do badań po kilkadziesiąt próbek. W zdecydowanej większości analizowanych metod wzbogacania pierwszym krokiem na drodze pozyskania pełnowartościowego nośnika energii, jakim jest węgiel, proponuje się wydzielenie z odpadów ziaren najdrobniejszych. Te najdrobniejsze ziarna w zdecydowanym stopniu pogarszają warunki prowadzenia procesu wzbogacania. Prowadzone badania mułów i odpadów flotacyjnych wskazują, że zawartość substancji węglowej w ziarnach najdrobniejszych, poniżej 0,1 mm, jest dość wysoka, o czym świadczy wartość opałowa tej klasy ziarnowej.

Podstawowa analiza jakościowa mułów węglowych [12,15] i dokonana identyfikacja ich ilości pozwoliły na oszacowanie potencjału energetycznego tych mułów [11].

W tym celu opracowany został algorytm szacowania potencjału energetycznego zainwentaryzowanych osadników, którego podstawą są:

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

W powyżej podany sposób szacowana jest średnia przybliżona wartość potencjału energetycznego osadnika, która jest wykorzystywana i podawana najczęściej w różnych opracowaniach przedmiotowych.

Tak więc średnią przybliżoną wartość potencjału energetycznego osadnika w stanie roboczym szacowano z zależności:

$$E_{sr} = M \cdot Q^{avr}_{sr} \cdot 10^{-3}, \quad [GJ]$$

gdzie:

E_{sr} – średnia wartość potencjału energetycznego osadnika, GJ

M – oszacowana masa mułów znajdujących się w osadniku, t

Q^{avr}_{sr} – średnia wartość opałowa w stanie analitycznym lub roboczym wyznaczona w badaniach jakościowych poszczególnych próbek pobranych do badań z osadnika, kJ.

Wyniki przeprowadzonych oszacowań, wraz z innymi właściwościami mułów, przedstawiono w tabeli 1.

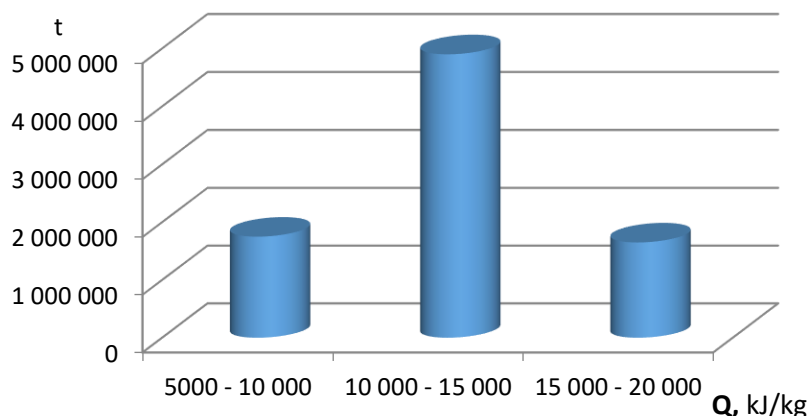
Wybrane właściwości mułów węglowych w osadnikach [12]

Tabela 1

Nr osadnika	Masa mułów w osadniku	Wilgoć przemijająca	Wychód klasy <0,1 mm	Średnia wartość opałowa – stan roboczy	Średnia wartość opałowa – stan analityczny	Potencjał energetyczny – stan roboczy
	t	%	%	kJ/kg	kJ/kg	GJ
1	1 000 000	24,75	27,90	12 380	15 096	12380000
2	300 000	27,69	60,79	12 552	15 646	3765600
3	1 000 000	23,05	70,16	12 179	14 813	12178667
4	100 000	20,69	69,33	7 737	9 325	773747
5	100 000	19,47	54,75	8 587	10 073	858675
6	640 000	22,61	67,87	11 087	13 297	7095825
7	1 521 000	27,25	28,43	6 874	9 265	10455354
8	176 000	11,69	48,36	13 115	14 877	2308240
9	1 117 000	17,66	57,23	10 213	12 304	11408107
10	155 000	18,57	77,58	18 979	22 807	2941794
11	153 000	18,77	65,75	19 352	23 293	2284311
12	345 600	17,28	67,76	19 285	22 941	6664939
13	163 000	25,01	54,80	12 038	15 813	1962221
14	460 000	24,53	57,57	16 155	20 828	7431258
15	130 000	34,48	75,76	8 256	12 051	1073316
16	228 000	22,45	72,87	13 648	17 802	3111873
17	106 000	24,67	68,53	14 869	19 402	1576075
18	102 000	25,45	68,12	15 385	20 351	1569270
19	176 000	24,63	78,93	15 057	19 672	2650090
20	236 000	23,67	72,97	14 636	18 887	3453624

Wyniki analizy granulometrycznej mułów węglowych pokazane w tabeli 1 wskazują, że najliczniejszą jest klasa ziarnowej poniżej 0,1 mm. Średnio udział w klasie ziarnowej poniżej 0,1 mm wynosi dla wszystkich osadników 62,27% i waha się dla poszczególnych osadników w granicach 27,90 do 78,93%, przy odchyleniu standardowym 14,26%. Tylko w trzech osadnikach zanotowano udział w tej klasie ziarnowej poniżej 50%.

Wyniki tabeli 1 pozwoliły na sporządzenie poglądowego wykresu, pokazującego w jakich przedziałach wartości opałowej lokują się zbiorczo masy mułów węglowych zdeponowanych w badanych osadnikach. Pokazano to na rysunku 14.



Rys. 14. Szacunkowe masy mułów węglowych charakteryzujące się określoną wartością opałową [opracowanie własne]

Kolejnym krokiem w badaniach mułów depozytowych było określenie ich podatności na wzbogacanie, które pozwoliłoby na pozyskanie koncentratów o wysokich właściwościach energetycznych.

Badania wzbogacania mułów węglowych przeprowadzono w skali laboratoryjnej oraz półtechnicznej [16]. W analizie możliwości wzbogacania mułów wykorzystano trzy różne metody:

- metodę wzbogacania z wykorzystaniem siły odśrodkowej, w której użyty został hydrocyklon i klasyfikator odśrodkowy,
- metodę wzbogacania strumieniowego (jeden z procesów wzbogacania grawitacyjnego), w której użyty został wzbogaczalnik strumieniowy zwojowy typu Reichert LD4,
- metodę fizykochemiczną – flotację.

Wyniki tych badań prezentowane były w [16] i stanowią podstawę oszacowania potencjału energetycznego mułów po ich wzbogaceniu dla każdej, przyjętej metody wzbogacania. Na podstawie tych wyników oszacowano również straty tego potencjału, który wynikał ze sprawności przyjętej metody. Oszacowanie potencjału energetycznego wykonano mając za podstawę:

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

Ze względu na konieczność porównywania potencjału energetycznego mułów wzbogaczanych z wykorzystaniem różnych technologii do wykonywanych oszacowań przyjmowana była wartość opałowa w stanie analitycznym.

Średnią wartość potencjału energetycznego osadnika oszacowano z zależności:

$$E_{sr}^a = M \cdot U \cdot Q_{sr}^a \cdot 10^{-3} \quad [\text{GJ}]$$

gdzie:

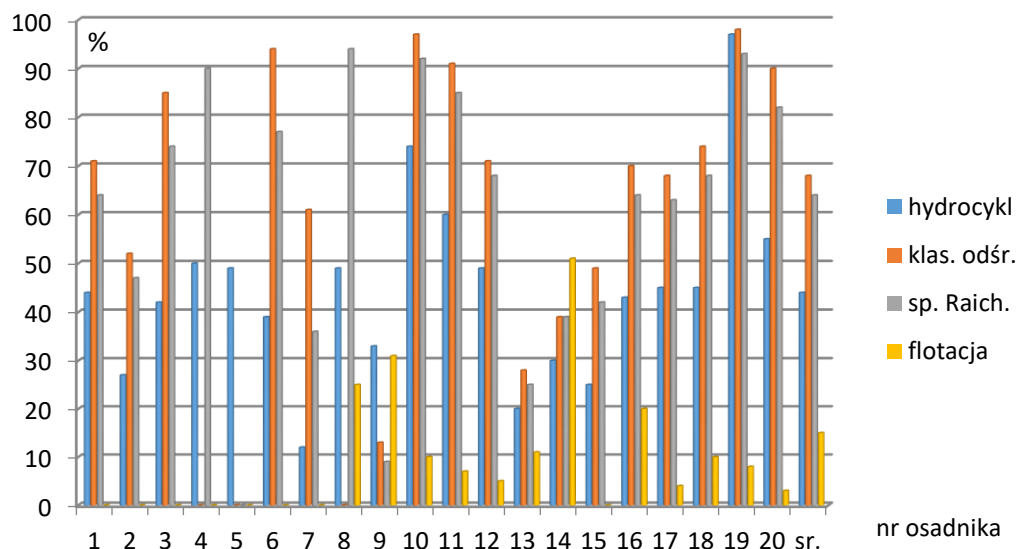
E_{sr}^a – średnia przybliżona wartość potencjału energetycznego osadnika w stanie analitycznym, GJ

M – oszacowana masa mułów znajdujących się w osadniku, t

Q_{sr}^a – średnia wartość opałowa koncentratu w stanie analitycznym wyznaczona w badaniach jakościowych poszczególnych prób technologicznych procesu wzbogacenia wybraną technologią, kJ/kg

U – uzysk koncentratu pozyskanego z procesu wzbogacenia wybraną technologią, %

Wyniki oszacowań strat potencjału energetycznego mułów w stanie analitycznym dla czterech metod ich wzbogacania przedstawiono na rysunku 15 [11].



Rys. 15. Straty potencjału energetycznego mułu zdeponowanego w poszczególnych osadnikach mułowych poniesione w wyniku wzbogacania różnymi metodami [11]

Przeprowadzone badania upoważniają do stwierdzenia, że istnieje możliwość wzbogacania mułów zdeponowanych w osadnikach. Najkorzystniejsze rezultaty, co wydaje się zrozumiałe ze względu na istotę procesu wzbogacania i właściwości wzbogacanego materiału, uzyskano w przypadku metody flotacji. Średnio strata potencjału energetycznego wyniosła w przypadku wzbogacania tą metodą 15%. Strata ta wahała w granicach od 3 do 31% dla poszczególnych osadników. Średnio wartość opałowa produktu uzyskanego tą metodą wzbogacania wyniosła 25 057 kJ/kg i była najwyższą spośród uzyskanych we wszystkich analizowanych metodach. Niestety, nie wszystkie muły węglowe, według

przyjętego kryterium oceny, były podatne na wzbogacanie metodą flotacji dla flokulantów zastosowanych w badaniach.

Najwyższe straty potencjału energetycznego mułów węglowych notowano w przypadku wzbogacania w klasyfikatorze odśrodkowym z wstępnym odmuleniem wzbogacanego materiału. Strata potencjału energetycznego wyniosła w tym przypadku średnio 68% i wahała się dla poszczególnych osadników od 13% do nawet 98%. Średnio wartość opałowa produktu uzyskanego ze wzbogacania w klasyfikatorze odśrodkowym wyniosła 22 864 kJ/kg.

Tak więc w każdym przypadku wzbogacania mułów należy się liczyć ze znacznymi stratami potencjału energetycznego tych materiałów.

Pamiętać również należy, że każda z metod wzbogacania wymaga rozmycia mułów, a więc dostarczenia dla potrzeb procesu wzbogacania znacznych ilości wody, na co wskazują zagęszczenia mieszaniny wodno-węglowej, niezbędne dla efektywności procesu wzbogacania.

5. Podsumowanie

Z przedstawionych powyżej informacji wynika, że istnieje możliwość wykorzystania odpadów węglowych powstających w bieżącej produkcji oraz zdeponowanych w okresach wcześniejszych w osadnikach ziemnych. Wydaje się, że najbardziej odpowiednimi dla wykorzystania takiego paliwa są reaktory o przepływie strumieniowym, w których dozowanie surowca odbywa się na mokro.

Wykonane analizy jakościowe odpadów węglowych zdeponowanych w stawach osadowych, których wyniki przytoczone zostały w treści opracowania wskazują iż jest to odpowiedni materiał do wykorzystania w procesach zgazowania. Odpady te charakteryzują się stosunkowo wysokim poziomem wartości opałowej oraz korzystnym uziarnieniem i poziomem wilgoci. Jest to więc paliwo niskogatunkowe.

W przypadku wykorzystania tych odpadów w procesach zgazowania wykorzystany zostanie ich pełny potencjał energetyczny, który jak wykazano, w każdym przypadku wzbogacania metodami klasycznymi jest w mniejszym lub większym stopniu tracony. Korzystnym jest więc spożytkowanie tych odpadów ze względu na posiadany przez nie potencjał energetyczny, jak i ze względu na usunięcie ich ze środowiska.

Nadmienić również należy, że w niedalekiej perspektywie może pojawić się problem wysoko kalorycznych odpadów powstających w procesach wzbogacania z bieżącej produkcji. Będzie to związane z koniecznością głębszego wzbogacania węgla, w celu dostosowania jego właściwości do nowoczesnych, wysokosprawnych technologii spalania. W takim przypadku wykorzystanie tych odpadów, a właściwie niskogatunkowego paliwa, w procesach zgazowania będzie ze wszech miar wskazane.

Literatura

1. Ariyapadi S., Shires P., Bhargava M., Ebbert D.: KBR's Transport Gasifier (TRIG™) – an Advanced Gasification Technology for SNG Production from Low-Rank Coals. 25th International Pittsburgh Coal Conference, 2008, <http://www.kbr.com>.
2. Blaschke W.: Określenie wartości mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Materiały VII Ogólnopolskiej Konferencji Naukowej pt. „Kompleksowe i szczegółowe problemy inżynierii środowiska”. Politechnika Koszalińska. Koszalin 2005 r.
3. Chmielniak T.: Badania symulacyjne technologii wytwarzania wodoru w aspekcie emisji CO₂, w cyklu – wydobywanie, transport i przetwórstwo węgla, Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2014, ISBN 978-83-7880-143-6.
4. 2010 Worldwide Gasification Database (plik Excel), <http://www.netl.doe.gov/>.
5. Chmielniak T., Stelmach S.: Współczesne technologie zgazowania węgla. Problemy Ekologii, vol. 13, nr 2, marzec-kwiecień 2009.
6. Chmielniak T., Ściążko M.: Czyste technologie węglowe – zgazowanie. Energetyka Ciepła i Zawodowa, nr 3/2008.
7. Hałas J.: O procesie zgazowania węgla słów kilka. Wiadomości Naftowe i Gazownicze - nr 7-8-9/2016.
8. Hycnar J.J.: Aspekty ekologiczne procesu zgazowania paliw. Polityka Energetyczna. Tom 10. Zeszyt specjalny 2. 2007.
9. Kotowicz J.: Podstawy generowania gazu z węgla. <http://www.plan-rozwoju.pcz.pl/wyklady>.
10. KRW Gasifier IGCC Base Cases. PED-IGCC-98-005, NETL, <http://www.netl.doe.gov/>.
11. Lutyński A., Baic I., Lutyński M.: Potencjał energetyczny zdeponowanych mułów węglowych. Polityka Energetyczna Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk. Tom 15. Zeszyt 3. Kraków 2012.
12. Lutyński A., Szpyrka J., Baic I.: Właściwości fizykochemiczne mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Monografia: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Rozdział 3 Obiegi wodno-mułowe – technologie i automatyzacja procesów. ITG KOMAG. ISBN 978-83-607008-59-0. Gliwice 2012.
13. Molburg J.C., Thimmapuram P.R.: KRW Oxygen-Blown Gasification Combined Cycle: Carbon Dioxide Recovery, Transport, and Disposal. Argonne National Laboratory, AN/ESD-34, 1996, <http://www.fischer-tropsch.org/>.

14. Schora F.C., Palat P., Patel J.G.: Present Status of the U–GAS Process. Institute of Gas Technology, <http://www.fischer-tropsch.org/>.
15. Szpyrka J., Lutyński A.: Właściwości fizykochemiczne mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Rozdział Monografii: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. ITG KOMAG. ISBN 978-83-60708-59-0. Gliwice 2012 r.
16. Szpyrka J., Lutyński A.: Badanie podatności na wzbogacanie zasobowych mułów węglowych. Materiały Konferencji: Górnictwo zrównoważonego rozwoju. Politechnika Śląska Gliwice 28. 11. 2012.
17. Ściążko M., Chmielniak T.: Strategiczne kierunki zgazowania węgla w Polsce. Przegląd energetyczny Nr 2 (82). 2016.
18. <http://www.gasification-syngas.org/resources/the-gasification-industry/>Wygenerowane 05.01.2017.
19. <http://msp.gov.pl/przekształcenia/serwis-gospodarczy/> Wygenerowane 17.01.2017.

Technologia przeróbki odpadów cynkowo-ołowiowych

Grażyna Pajor – Zakłady Górniczo-Hutnicze „Bolesław” S.A.

Arkadiusz Mańka – Zakłady Górniczo-Hutnicze „Bolesław” S.A.

Barbara Tora – AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono metody utylizacji odpadów po wzbogacaniu rudy cynkowo-ołowiowej w ZGH Bolesław. Odpady po wzbogacaniu flotacyjnym są wykorzystywane jako składnik podsadzki hydraulicznej i jako materiał do rekultywacji. Przedstawiono nowo wybudowany zakład utylizacji odpadów flotacyjnych zdeponowanych na składowisku.

The technology of zinc-lead waste processing

Abstract: The article presents the methods of lead – zinc flotation waste utilisation. The analysis of waste produced ZGH Boleslaw is done. Flotation wastes are used as a component of hydraulic filling and as a material for land rehabilitation. The flotation waste recycling plant, build on the waste point is shown.

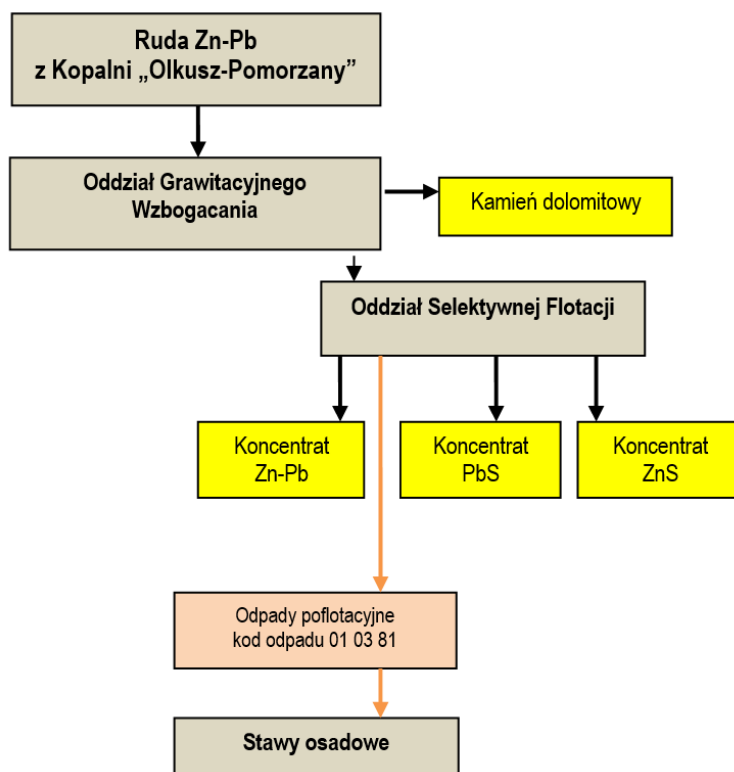
1. Wprowadzenie

Wyczerpywanie się złoża rudy Zn-Pb w kopalni „Olkusz-Pomorzany” jest przyczyną rozpoczęcia prac nad poszerzeniem bazy zasobowej. Jednym z kierunków jest odzysk cynku i ołowiu z odpadów. ZGH „Bolesław” S.A. posiada koncesję na eksploatację złóż Zn-Pb ważną do 2023 r. Jednocześnie zakład prowadzi intensywne poszukiwanie nowych złóż (rejon Klucze), a także podjął działania celem wtórnego przerobu odpadów poflotacyjnych zdeponowanych w istniejących stawach osadowych. W ZGH we współpracy z Instytutem Metali Nieżelaznych, opracowano rozwiązanie alternatywne dla produkcji koncentratów cynku i ołowiu ze złoża pierwotnego, polegające na wzbogacaniu odpadów poflotacyjnych.

2. Wzbogacanie rudy

Schemat wzbogacania rudy w ZGH Olkusz Pomorzany przedstawiono na rysunku 1. Główną operacją wzbogacania jest flotacja [2, 4, 5, 7]. W procesie selektywnej flotacji następuje wydzielenie kolejno: koncentratu ołowiu (galeny flotacyjnej) o zawartości około 65% Pb, a następnie koncentratu cynku (blendy flotacyjnej) o zawartości 55% Zn i 1,6% Pb. Procesy flotacji głównej galeny i blendy prowadzone są w wielkogabarytowych maszynach typu IF 57R, natomiast flotacji czyszczącej na maszynach typu IZ-3. W procesie flotacji szlamów popłuczkowych po procesie wzbogacania grawitacyjnego otrzymuje się koncentrat kolektywny cynkowo-ołowiowy (tzw. bulk) zawierający do 50% Zn i ok. 8% Pb. Proces flotacji bulku odbywa się na zmodernizowanej maszynie typu IZ-3. Odpady z procesu flotacji w postaci

zawiesiny, są transportowane hydraulicznie do obiektu unieszkodliwiania odpadów wydobywczych - stawów osadowych.



Rys. 1. Schemat blokowy wzbogacania rudy cynkowo-ołowiowej w Dziale Przeróbki Mechanicznej „Olkusz-Pomorzany”

W wyniku procesu przeróbki rud Zn-Pb następuje wydzielenie z rudy około:

- 8 % metali w postaci koncentratów ołowiu, cynku i koncentratu kolektywnego,
- 35 % kamienia dolomitowego,
- 57 % odpadów poflotacyjnych, co przy przerobie rudy na poziomie, 2,6 – 2,7 mln ton daje rocznie ok. 1,5 – 1,6 mln ton odpadów.

Powstające w ZGH Odpady są zaklasyfikowane jako odpady z flotacyjnego wzbogacania rud metali nieżelaznych innych niż wymienione w 01 03 80 - kod odpadu 01 03 81 oraz żużle z produkcji pierwotnej i wtórnej – kod odpadu 10 04 01*.



Rys. 2. Dział Przeróbki Mechanicznej „Olkusz-Pomorzany” - miejsce powstawania odpadów poflotacyjnych

3. Odpady poflotacyjne deponowane w stawie osadowym

Stawy osadowe odpadów poflotacyjnych powstały na terenach, na których prowadzona była odkrywkowa eksploatacja piasku. Od ponad 50-ciu lat kierowane są na ten obiekt odpady poflotacyjne stanowiące odpad końcowy procesu wzbogacania i flotacji rud cynku i ołowiu. Teren zajęty przez stawy stanowi własność zakładu, a ich lokalizacja jest zgodna z miejscowym planem zagospodarowania przestrzennego. Stawy osadowe zajmują łączną powierzchnię około 110 ha, a dotychczasowa działalność wydobywczo-przetwórcza części górniczej zakładu spowodowała nagromadzenie na nich odpadów poflotacyjnych w ilości około 80 mln t.



Rys. 3. Stawy osadowe odpadów flotacyjnych

Warunki techniczne stawów osadowych odpadów poflotacyjnych:

- powierzchnia ok. 110 ha,
- wypiętrzenie kompleksu stawów osadowych ponad poziom otaczającego terenu do 28 m
- szerokość korony stawu do 10 m,
- nachylenie skarpy zewnętrznej śr. 1:2,5 a od + 340 m n.p.m. śr. 1: 3.



Rys. 4. Technologia eksploatacji stawów osadowych

4. Charakterystyka odpadów poflotacyjnych

Właściwości fizyczne:

Stan skupienia – stały.

Ciężar nasypowy– 2,1 Mg/m³.

Pod względem składu granulometrycznego odpady poflotacyjne to głównie: pyły piaszczyste, piaski pyłaste i piaski drobnoziarniste.

Skład granulometryczny odpadów

Tabela 1

Fracja [mm]	Zawartość [%]
< 0,025	34,3
0,025 – 0,040	11,2
0,040 – 0,063	10,1
0,063 – 0,1	13,9
0,1 – 0,2	18,7
> 0,2	11,8

Skład chemiczny odpadów

Tabela 2

Składnik	Zawartość [%]
CaO	21.5 – 27.2
MgO	10.5 – 12.0
S og.	7.42 – 8.82
Fe	7.74 – 8.52
Zn	0.92 – 1.32
Pb	0.06 – 0.72
Mn	0.08 – 0.10
Cu	0.004 – 0.026
Cd	0.007 – 0.015

Skład mineralogiczny

Tabela 3

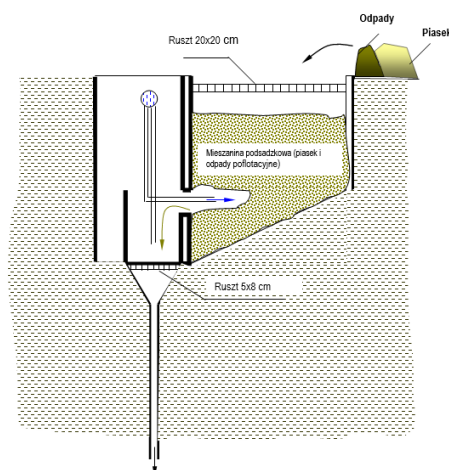
Minerał	Zawartość [%]
Dolomit	77
Markasyt	17
Krzemionka	3
Smitsonit	1
Cerusyit	0,5
Galena	0,12

5. Gospodarowanie odpadami poflotacyjnymi w ZGH „Bolesław” S.A.

Stosowana technologia umieszczania odpadów poflotacyjnych w stawach osadowych stwarza warunki, a nawet konieczność gospodarczego ich wykorzystania, w tym w obrębie samego składowiska. Z bieżącej produkcji ok. 60% masy wytwarzanych odpadów znajduje zastosowanie jako materiał do budowy obwałowań czynnego osadnika. Natomiast prowadzone od szeregu lat, przez różne jednostki naukowo - badawcze, poszukiwania kierunków zagospodarowania ww. odpadów wskazały za zasadne stosowanie ich jako:

- składnik podsadzki hydraulicznej,
- materiał rekultywacyjny.

Schematyczny rysunek zmywnicy do podsadzki hydraulicznej

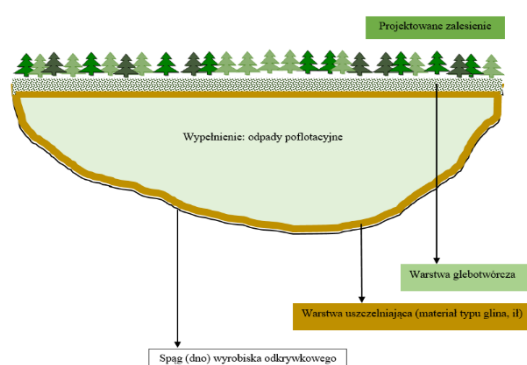


Rys. 5. Schematyczny rysunek zmywnicy do podsadzki hydraulicznej

6. Rekultywacja terenów pogórnicznych ZGH „Bolesław” S.A. przy użyciu odpadów poflotacyjnych

Technologia prowadzenia przez zakład prac rekultywacyjnych obejmuje:

- wykonanie warstwy izolacyjnej spągu i ścian bocznych wyrobiska materiałami izolacyjnymi,
- wypełnienie odkrywki wysezonowanymi odpadami poflotacyjnymi,
- wykonanie wierzchniej warstwy izolacyjnej materiałami izolacyjnymi,
- nawiezenie warstwy podglebia i gleby,
- zalesienie powierzchni.



Rys. 6. Przykłady rekultywacji



Rys. 7. Rekultywacja techniczna Odkrywki Ujków – pow. 9,28 ha



Rys. 8. Teren byłej Odkrywki Ujków po zakończeniu prac rekultywacyjnych



Rys. 9. Rekultywacja techniczna Odkrywki Krążek – pow. 7,5 ha



Rys. 10. Teren byłej Odkrywki Krążek po zakończeniu prac rekultywacyjnych

ZGH „Bolesław” S.A. kontynuuje dotychczasowe kierunki gospodarczego wykorzystania odpadów, które wiążą się w istotny sposób z ochroną środowiska.

Budowa z grubszych frakcji odpadów obwałowań czynnego stawu daje dodatkowe pojemności składowania równe objętości wbudowanych osadów w obwałowania. Wydłuża także czas eksploatacji dotychczasowych stawów bez konieczności występowania o dodatkowe tereny pod lokalizację nowych stawów. Użycie odpadów do budowy obwałowań i jako składnik podsadki hydraulicznej eliminuje konieczność otwierania kopalń piasku powodujących degradację obszarów leśnych i pól uprawnych. Wykorzystanie na przestrzeni ostatnich lat odpadów jako materiał rekultywacyjny pozwoliło zrehabilitować trudne do naprawy obiekty i tym samym przywrócić walory krajobrazowe obszarom zdegradowanym działalnością górniczą. Gospodarcze wykorzystanie odpadów poflotacyjnych wiąże się z koniecznością ich mokrego, czasowego magazynowania na stawach do czasu ich osuszenia. Brak technicznych możliwości oraz realnych nowych kierunków na całkowite i szybkie zagospodarowanie wszystkich powstających odpadów wyklucza na dziś możliwość docelowej likwidacji obiektu stawów.

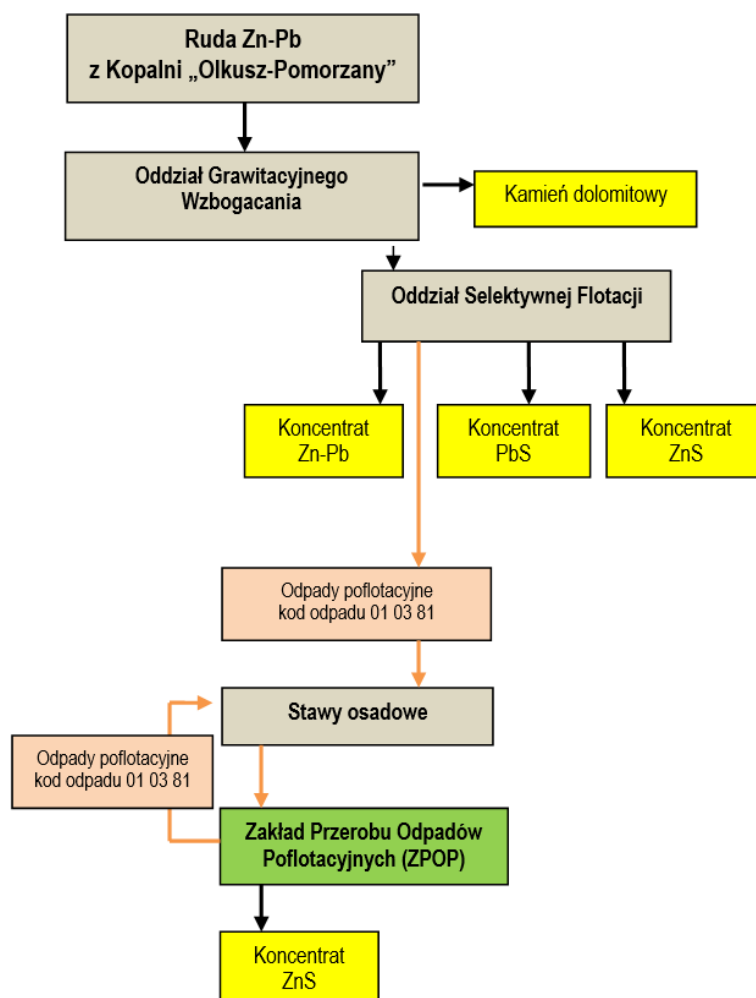
7. Instalacja wzbogacania odpadów poflotacyjnych

Technologia produkcji koncentratu cynku i ołowiu z odpadów flotacyjnych została opatentowana przez ZGH Bolesław [9, 1, 3]. Zgodnie z wynalazkiem sposób polega na tym, że zgromadzone na stawach osadowych i osuszone już odpady poflotacyjne przemieszcza się do zbiorników zakładu przeróbki mechanicznej, skąd poprzez dozowanie wprowadza się do urządzeń mielących, gdzie następuje rozdrobnienie do ziarnistości poniżej 0,1 mm, aż do osiągnięcia powyżej 90% udziału tej klasy w nadawie do flotacji, co jest warunkiem dla

uwolnienia bardzo drobnych impregnacji w szczególności blendy cynkowej oraz odświeżenia czyli zniszczenia powłok szlamowych na pozostałych ziarnach mineralnych dla umożliwienia ich odzysku poprzez flotację. Uzyskanie takiego uziarnienia w procesie domielania i klasyfikacji jest możliwe dzięki zawartości w przerabianych odpadach frakcji ziarnowej powyżej 0,1 mm w ilości 45% do 80% oraz frakcji drobnej czyli szlamów o uziarnieniu poniżej 0,02 mm w niewielkiej ilości, co umożliwia proces flotowania uwolnionych w procesie mielenia impregnacji blendowych, gdyż nie zachodzi blokada ich powierzchni czyli szlamowanie bardzo szkodliwymi w procesie flotacji szlamami pierwotnymi. Domielone odpady w postaci ich wodnej zawiesiny są poddawane procesowi flotacji po uprzednim zmieszaniu z roztworami odczynników flotacyjnych. Jako odczynników używa się zbieracza – ksantogenu amylowego, promotora – alifatycznego estru alkilo – tiokarbaminowego i odczynnika pianotwórczego, stanowiącego mieszaninę alkoholi wyższego rzędu, które w swoim łańcuchu węglowodorowym zawierają 6-18 węgli, w celu odflotowania siarczkowych minerałów ołowiu, a następnie siarczanu miedziowego, promotora – alifatycznego oraz kwasu alkilo – tiokarbaminowego i ksantogenu etylowo – sodowego w celu odflotowania uwolnionych impregnacji minerałów cynkowych. Otrzymane w powyższym procesie flotacji głównej galeny i blendy półprodukty pianowe posiadające podwyższone zawartości ołowiu i cynku są poddawane następnie oczyszczaniu w procesie kilkukrotnej reflatacji w maszynach flotacyjnych, aż do uzyskania kwalifikowanych selektywnych lub kolektywnych koncentratów siarczkowych i utlenionych minerałów – Zn, Pb i Fe, lub też przypadków koncentratów selektywnych są łączone z odpowiednimi półkoncentratami pianowymi z flotacji galenowo – blendowej rudy, a następnie poddawane procesowi wspólnego oczyszczania w procesie kilkukrotnej reflatacji, aż do uzyskania kwalifikowanych koncentratów galeny blendy o zawartości około 25-50% Pb i około 40-50% Zn, stanowiących półprodukty wsadowe do otrzymywania metali w procesie hutniczym lub hydrometalurgicznym. W listopadzie 2016 r. uruchomiono zakład wtórnego wzbogacania odpadów flotacyjnych. Na rysunku 11 przedstawiono budowę zakładu przeróbki odpadów. Usytuowania zakładu w schemacie technologicznym przeróbki ZGH przedstawiono na rysunku 12.



Rys. 11. Zakład Przerobu Odpadów Flotacyjnych w budowie



Rys. 12. Usytuowanie zakładu Przerobu Odpadów Flotacyjnych w układzie wzbogacania

8. Podsumowanie

Wdrożenie nowo opracowanej technologii pozwala na zwiększenie bazy zasobowej surowców cynkonośnych dla ZGH, jest to niezwykle istotny aspekt wobec wyczerpywania się złoża, pozwala na wydłużenie żywotności zakładu.

Przeróbka odpadów jest z punktu widzenia energetycznego bardziej korzystna – przeróbce poddaje się materiał znajdujący się na powierzchni i rozdrobniony.

Próba technologiczna wykazała, że możliwe jest uzyskanie koncentratów o zawartości 30% Zn i 12% Pb.

Artykuł został opracowany w ramach projektu GEKON *Bezodpadowa technologia przerobu hałd rejonu bytomskiego z pozyskaniem koncentratów dla produkcji Zn-Pb*.

Literatura

1. Zgłoszenie patentowe 399677 z dnia 26-06-2012: Sposób produkcji koncentratu kolektywnego Zn+Pb o podwyższonej zawartości srebra w procesie flotacji szlamów cynkowych.
2. Zgłoszenie patentowe 409205 z dnia 2014-08-18: Sposób otrzymywania siarczkowych koncentratów cynku o obniżonej zawartości ołowiu z odpadów flotacyjnych po wzbogacaniu rud Zn-Pb.
3. Zgłoszenie patentowe 412561 z dnia 2015-06-01: Sposób przerobu odpadowych materiałów cynkonośnych w szczególności szlamów z hydrometalurgii cynku oraz pyłów stalowniczych z elektrostalowni.
4. Zgłoszenie patentowe 323569 z dnia 1997-12-04, patent 18617: Sposób otrzymywania koncentratów z rudy blendowej, zwłaszcza rudy o zróżnicowanych aktywnościach flotacyjnych jej minerałów i zwiększonym udziale ziaren najdrobniejszych.
5. Zgłoszenie patentowe 375002 z dnia 2005-05-12, patent 207079: Sposób uszlachetniania flotacyjnych siarczkowych produktów mineralnych oraz urządzenie do uszlachetniania flotacyjnych siarczkowych produktów mineralnych.
6. Zgłoszenie patentowe 378228 z dnia 2005-12-02, patent 202810: Sposób odmagnezowania koncentratu blendowego.
7. Zgłoszenie patentowe 380306 z dnia 2006-07-25, patent 209330: Sposób otrzymywania niskoołowiowych koncentratów blendowych.
8. Zgłoszenie patentowe 382261 z dnia 2007-04-24, patent 210028: Kruszywo dolomitowe, zwłaszcza mieszanka dolomitowo-żużlowa kruszywa dolomitowego oraz sposób wytwarzania kruszywa dolomitowego, zwłaszcza mieszanki dolomitowo-żużlowej kruszywa drogowego.
9. Zgłoszenie patentowe 396301 z dnia 2011-09-12, patent 224047: Sposób otrzymywania siarczkowych koncentratów cynku i ołowiu z odpadów flotacyjnych po procesach mechanicznego wzbogacania rud Zn-Pb.

Suspensja węglowo – wodna - ekologiczna alternatywa dla spalania węgla

Andrzej Michalik - Konsorcjum Przedsiębiorstw Robót Górniczych i Budowy Szybów

Stanisław Kajzer - Konsorcjum Przedsiębiorstw Robót Górniczych i Budowy Szybów

Barbara Tora - AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Stanisław Budzyń - AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Tadeusz Olkuski - AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono koncepcję wdrożenia technologii produkcji paliwa węglowo-wodnego. Obserwowane aktualnie ogromnie zanieczyszczenie powietrza atmosferycznego obserwowane zarówno w dużych miastach (Kraków, Katowice, Łódź) jak i uzdrowiskach (Zakopane, Żywiec) jest powodem wzrostu zainteresowania możliwościami zmniejszenia emisji ze spalania węgla. Jednym z alternatywnych kierunków jest spalanie węgla w postaci suspensji węglowo-wodnej. Suspensja węglowo-wodnej może być stosowana do opalania kotłów i pieców a także jako zamiennik olejów opałowych i gazu ziemnego. Produkcja paliwa węglowo-wodnego (suspensji) ma na celu obniżenie kosztów wytwarzania energii, a w przypadku zastępowania węgla obniżenie emisji zanieczyszczeń do środowiska.

Coal water fuel – ecological alternative for coal burning

Abstract: The chapter presents the concept of the implementation of the production technology of coal-water fuel. Currently observed hugely atmospheric pollutants occurring in large cities (Kraków, Katowice, Łódź) and spas (Zakopane, Żywiec). Air pollution is the cause of increasing interest in opportunities to reduce emissions from coal combustion. One alternative directions to burn coal as a coal-water suspension.

The suspension of coal-water can be used to fire the boilers and furnaces as a replacement for fuel oil and natural gas. Production of coal-water fuel (suspension) is intended to reduce the cost of energy production, and in the case of replacing carbon reduction emissions to the environment.

1. Wprowadzenie

W 2016 roku Konsorcjum Przedsiębiorstw Budowy Kopalń i Budowy Szybów podpisało umowę o współpracy z dwoma wydziałami Akademii Górniczo-Hutniczej Wydziałem Paliw i Energii oraz Wydziałem Górnictwa i Energetyki. Celem współpracy jest wybudowanie mobilnej instalacji do produkcji suspensji węglowo-wodnej (paliwa węglowo-wodnego) oraz przeprowadzenie próby spalania w warunkach przemysłowych.

Współwykonawcą prac jest firma Ecocoal Consultig Center. Właściciel firmy dr Jan J. Hycnar posiada ogromne doświadczenie w zakresie paliw węglowo-wodnych, jest m.in. autorem i właścicielem patentu dotyczącego produkcji suspensji.

Głównym celem wspólnego przedsięwzięcia jest opracowanie technologii wytwarzania suspensji węglowo-wodnych (w skrócie sww), jako zamiennika dla gazu ziemnego, olejów opałowych i tradycyjnych paliw stałych, stosowanych głównie w ciepłownictwie oraz przemyśle.

2. Zakres badań

Założony cel praktyczny wymaga przeprowadzenia badań przemysłowych, związanych z:

- selektywnym doбором i wykorzystaniem określonych odpadów węglowych;
- wyeliminowaniem stosowania energo- i materiałochłonnych urządzeń mielących (młynów bębnowo-kulowych i bębnowo-prętowych) do przemiału odpadów węglowych;
- optymalizacją procesu przemiału surowców suspensji węglowo-wodnej poprzez zastosowanie młynów elektromagnetycznych;
- wyborem i udoskonaleniem procesu homogenizacji zawiesin węglowo-wodnych do tworzenia suspensji węglowo-wodnej, m.in. za pomocą procesów mechanicznych, kawitacji i ultradźwięków;
- ustaleniem rodzaju i ilości dozowania dodatków stabilizujących właściwości suspensji węglowo-wodnej;
- przeprowadzeniem kontrolnych spalań suspensji węglowo-wodnej dla określenia optymalnych efektów jej stosowania oraz ustalenia uzyskiwanych efektów ekologicznych i ekonomicznych.

W kopalniach węgla kamiennego w wyniku mechanicznego wydobycia, transportu i procesów przerobczych urobku (kruszenie, przesiewanie, itp.) dochodzi do powstania znacznych ilości pyłu węglowego i minerałów, które w kontakcie z wodą tworzą kłopotliwe zawiesiny i są znane pod nazwą mułów węglowych oraz zawiesin wodno-mułowych.

Wymienione produkty uboczne, zgodnie z Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 27 września 2001 r. w sprawie katalogu odpadów (Dz.U. 2001 nr 112 poz. 1206), zaliczane są do grupy 01 – Odpady powstające przy poszukiwaniu, wydobywaniu, fizycznej i chemicznej przeróbce rud oraz innych kopalin; podgrupy 04 – Odpady z fizycznej i chemicznej przeróbki kopalin innych niż rudy metali; rodzaju 12 – Odpady powstające przy płukaniu i oczyszczaniu kopalin inne niż wymienione w 01 04 07 i 01 04 11, oraz 81 – Odpady z flotacyjnego wzbogacania węgla inne niż wymienione w 01 04 80.

W zależności od właściwości fizykochemicznych pokładów węgla i sposobów przeróbki urobku, muły węglowe mogą zawierać od 16 do 65% ziaren węgla. Muły, w jedynie niewielkim zakresie, zagospodarowywane są jako dodatek do paliw w elektrowniach i elektrociepłowniach. W warunkach kopalń zawiesina wodno-mułowa i muły stanowią kłopotliwy balast. Dla minimalizacji ilości odpadów zawiesiny wodno-mułowe są zagęszczane (zazwyczaj zawartość fazy stałej wynosi od 300 do 540 mg/litr) i następnie odwadniane są na urządzeniach filtracyjnych do zawartości wody 20-40%. W szeregu kopalń zawiesiny są bezpośrednio kierowane do osadników ziemnych, gdzie podlegają zagęszczeniu na skutek sił grawitacji, drenażu, czy odparowania. Według informacji pochodzących z sektora górnictwa

węgla kamiennego i władz terenowych w osadnikach zdeponowano znaczące ilości drobnoziarnistych odpadów węglowych (mułów węglowych, odpadów poflotacyjnych). Właściwości fizykochemiczne suspensji węglowo-wodnych zależą w dużej mierze od stopnia uwęglenia (metamorfizmu) macerału i jego właściwości powierzchniowych (hydrofobowość, porowatość). Znajomość struktury fizycznej ziaren węgla oraz dobór i selektywne wydzielanie koncentratów węglowych z odpadów węglowych, pozwala uzyskać suspensje węglowo-wodną o najlepszych parametrach energetycznych (wysoka udział węgla, wysokie ciepło spalania, najniższe zawartości popiołu i siarki), odpowiedniej lepkości dynamicznej i wysokiej stabilności składu fizycznego. Uzyskanie suspensji wymaga mikronizacji węgla (poniżej 200 mikronów z przewagą ziaren poniżej 60-80 mikronów) i ich zhomogenizowanie z określoną ilością wody. Przemiał i domielenie węgla należą do najbardziej energochłonnych procesów wytwarzania suspensji. Z wstępnie przeprowadzonych badań wynika, iż najbardziej odpowiednim urządzeniem przemiałowym, ocenianego z punktu widzenia jakości mikronizowanego węgla i kosztów mikronizacji, jest młyn elektromagnetyczny. Optymalizacja procesów przemiału będzie prowadzona także na zawieszinach wodnych, dla uproszczenia procesu przygotowania i mieszania zmikronizowanego węgla z wodą. Dla uzyskania jednorodnej, zarazem stabilnej suspensji węglowo-wodnej, zawiesina zmikronizowanego węgla z wodą wymaga homogenizacji. Suspensje węglowo-wodne skierowane do opalania pieców i kotłów małej wydajności oraz przeznaczone do długoterminowego magazynowania będą uszlachetniane dodatkami. Spośród wielu substancji opisywanych w literaturze, jako dodatki dla suspensji, zostaną przebadane i wybrane, krajowe substancje, jako najodpowiedniejsze domieszki obniżające lepkość dynamiczną i podwyższające stabilność układu dyspersyjnego.

Z optymalizacją wyżej wymienionych węzłów technologicznych związane jest opracowanie metodyki badania surowców, półproduktów i suspensji węglowo-wodnej. Dla ustalenia efektów ekologicznych spalania suspensji węglowo-wodnych zostaną przebadane palniki i komora spalania, które pozwolą na oznaczenie: sprawności procesu spalania, zawartości niedopału, temperatury oraz zawartości składników toksycznych w spalinach. Uwzględniając wymagania użytkowników w zakresie warunków stosowania suspensji węglowo wodnej, jako paliwa podstawowego, zostaną opracowane założenia techniczne dla transportu, magazynowania i stosowania/spalania suspensji. W oparciu o zbudowaną instalację pilotową, przeprowadzone badania wyposażenia poszczególnych węzłów technologicznych i wytworzonej suspensji, zostaną opracowane założenia technicznoekonomiczne dla instalacji przemysłowej produkcji i stosowania suspensji węglowo-wodnej.

3. Dotychczasowe badania nad suspensją

Dotychczas przeprowadzone analizy nad suspensją węglowo-wodną niezbicie dowodzą, iż przynosi ona korzyści ekologiczne (zmniejszając emisję agresywnych produktów spalania węgla do środowiska, w szczególności NO_x, CO, CO₂, WWA, pyłu) oraz ekonomiczne (efektywna oszczędność wynikająca z kosztu zakupu jednostki energetycznej w stosunku do tradycyjnych paliw węglowodorowych wynosi 30%).

Z tego względu w wielu krajach, które dysponują dużymi zasobami węgla i/lub energetyką opartą o spalanie importowanych paliw kopalnych, przeprowadzane są liczne prace badawcze

nad opracowaniem technologii jej wytwarzania. Suspensje węglowo-wodne były i są częściowo stosowane w krajach takich jak: Chiny, Francja, Indonezja, Japonia, Kanada, Rosja, Szwecja, Ukraina, USA, Włochy i ZSRR. W XXI wieku największy udział w produkcji i rozwoju technologii wytwarzania sww, jako zamiennika olejów opałowych i gazu ziemnego mają Chiny, Japonia, Rosja oraz Ukraina. Prace nad technologią wytwarzania podejmowane były również w Polsce m.in. przez Politechnikę Śląską Wydział Górniczy w Gliwicach, Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrze, AGH w Krakowie, Ecocoal Consulting Center w Katowicach, Politechnikę Częstochowską, a także przez Zespół Konsorcjum PBKiBSz z Mysłowic.

Literatura zagraniczna związana z badaniami nad suspensją węglowo-wodną jest bardzo bogata [3, 6, 11, 12]. W Polsce ukazało się kilka artykułów opisujących rozwój zagranicznych technologii i badań laboratoryjnych nad suspensjami węglowo-wodnymi, z ogólnymi wskazaniem na celowość wdrożenia ich produkcji i stosowania [1, 2, 4, 5, 8, 9, 13]. Niemniej jednak w kraju brak jest oryginalnych, własnych rozwiązań technologii produkcji i stosowania suspensji, natomiast obserwuje się próby dostarczania technologii i gotowego produktu z Rosji i Ukrainy. Do głównych pozycji literaturowych, z ostatnich lat, obrazujących stan wiedzy w obszarze dotyczącym projektu należą pozycje literaturowe wymienione w spisie literatury [7, 10].

Na bazie dokonanej analizy patentowej w bazach zagranicznych dla kryterium „wykaz wynalazków według kryterium: *method and coal and water and mixtures*” wytypowano do analizy 46 wynalazków. Obecnie znane z dotychczasowego stanu techniki sposoby otrzymywania węglowych paliw zawieszinowych polegają na przemiale węgla na sucho lub mokro do uziarnienia zazwyczaj poniżej 200 μm oraz dokładnym wymieszaniu z określoną ilością wody. Znane są również sposoby otrzymywania paliw zawieszinowych z węgla o uziarnieniu poniżej 10 mm polegające na przemiale węgla na mokro w hydrointegratorach lub agregatach kawitacyjnych. Wspólną niedogodnością wymienionych sposobów otrzymywania suspensji węglowo-wodnych jest konieczność przemiału – czasem kilkietapowego - ziarnistych gatunków węgla do pyłu węglowego o żądanej mikronizacji. Ze względu na to, że procesy przemiału węgla należą do bardzo czasochłonnych, energochłonnych, a co za tym idzie kosztocłonnych, wytworzone przy ich zastosowaniu paliwo zawieszinowe jest stosunkowo drogie i niejednokrotnie jest rynkowo niekonkurencyjne dla organicznych paliw. Wyniki przeprowadzonych w ramach projektu prac badawczych będą stanowić innowacje w skali międzynarodowej i zgodnie z przeprowadzonym rozeznaniem patentowym nie naruszają praw własności osób trzecich. W 2011 roku firma Ecocoal przeprowadziła wstępne, niesystematyczne badania i próby wytwarzania suspensji węglowo-wodnej. Zastosowane urządzenia do mielenia i homogenizacji zawieszin węglowo-wodnych umożliwiły otrzymanie suspensji, niestety o niedostatecznych właściwościach z punktu widzenia kaloryczności, składu ziarnowego, lepkości i stabilności. W ten sposób wstępnie potwierdzono przydatność dwóch krajowych węgli do produkcji suspensji. Uzyskane wyniki stały się podstawą do zgłoszenia wynalazku P.402768 dokonanego 2013-02-14 w Urzędzie Patentowym Rzeczypospolitej Polskiej. Dla zoptymalizowania procesu wytwarzania i stosowania suspensji węglowo-wodnej, nieodzownym jest wykonanie badań przemysłowych i prób na instalacji modelowej (pilotowej).

4. Opis potencjału aplikacyjnego projektu

Spółeczeństwo i gospodarka stoją przed koniecznością weryfikacji dotychczasowych rozwiązań surowców energetycznych, produkcji energii elektrycznej i ciepła systemowego. Aktualnie stosowane rozwiązania nie gwarantują w stopniu dostatecznym ograniczenia emisji gazów cieplarnianych, ponadto są drogie i nie zapewniają uzyskania nieodzownych efektów ekonomicznych. W kraju dysponujemy i wykorzystujemy w dużych ilościach węgiel kamienny i brunatny. Są to paliwa najtańsze, ale emitujące do atmosfery największą ilość zanieczyszczeń. Znaczącym rozwiązaniem tych problemów jest opanowanie i udostępnienie innowacyjnego paliwa w postaci suspensji węglowo-wodnej.

Uzasadnienie zapotrzebowania na wytwarzanie i stosowanie suspensji węglowo-wodnych, jako paliwa wynika głównie z:

- możliwości obniżenia emisji gazów cieplarnianych i toksycznych dla środowiska, w porównaniu do olejów ciężkich i tradycyjnych paliw węglowych;
- konieczności zmniejszenia zużycia paliw płynnych;
- możliwości obniżenia kosztów spalania paliw płynnych;
- zagospodarowania silnie zawadzionych węgli i odpadów;
- podwyższenia sprawności procesów spalania; potrzeb technologicznych np. przygotowanie wsadu do zgazowania i pirolizy węgla oraz paliw alternatywnych.

Grupa docelowa odbiorców, którzy są głównie zainteresowani wdrożeniem produkcji suspensji, pod kątem: a) gotowego produktu będącego paliwem powstałym z suspensji węglowo-wodnej, które zostanie wytworzone dzięki opracowanej technologii produkcyjnej.

Do głównych odbiorców należeć będą ciepłownie, elektrociepłownie i elektrownie oraz podmioty gospodarcze i komunalne związane z przemysłem, budownictwem (głównie cementownie) i rolnictwem (wielkopowierzchniowe szklarnie) wykorzystujące w swojej działalności kotły grzewcze; b) instalacji mobilnej i/lub stacjonarnej stanowiącej węzeł technologiczny obiektu energetycznego. W tym przypadku głównymi odbiorcami będą producenci kotłów ciepłowniczych i pieców średniej mocy energetycznej oraz inwestorzy obiektów ciepłowniczych dla przemysłu, rolnictwa i gospodarki komunalnej. Podmioty te obecnie w swojej działalności wykorzystują w głównej mierze paliwa konwencjonalne.

Poniżej zaprezentowano popyt zgłaszany przez odbiorców paliw konwencjonalnych, będących główną grupą docelową, zainteresowanych gotowym produktem powstałym w wyniku przeprowadzonych prac badawczych.

Wytwarzanie energii tradycyjnymi sposobami (wykorzystując paliwa konwencjonalne), powoduje narastający sprzeciw ekologów. Zanieczyszczenia emitowane przy spalaniu paliw kopalnych stanowią poważne zagrożenie dla środowiska naturalnego np. w postaci kwaśnych deszczy (emisja SO₂) oraz efektu cieplarnianego (emisja CO₂). Wydawałoby się, że przyszłość energetyki stanowią elektrownie atomowe, które nie powodują zanieczyszczenia atmosfery. Jednak gigantyczne koszty budowy i eksploatacji oraz problemy ze składowaniem niebezpiecznych odpadów powodują ogromne protesty społeczne. Znaczącą ekologiczną alternatywą dla tradycyjnego węgla jest wdrożenie do spalania suspensji węglowo-wodnych.

Wykorzystanie paliw konwencjonalnych przez potencjalnych odbiorców suspensji węglowo-wodnych

Tabela 1

Lp.	Grupa podmiotów	Zużycie paliwa 2012		
		Węgla kamiennego	Gazu ziemnego	Oleju opałowego
1.	Elektrownie i elektrociepłownie	40 mln ton	9293 mln m ³	142 tys. ton
2.	Podmioty gospodarcze związane z przemysłem budowlanym	17 mln ton	2115 mln m ³	850 tys. ton
3.	Podmioty gospodarcze związane z rolnictwem	1,6 mln ton	-	134 tys. ton
	Razem	58,6 mln ton	11 408 mln m ³	1 126 tys. ton

Odpowiedni dobór węgla umożliwia w szerokim zakresie regulację i kształtowanie właściwości suspensji. Dlatego stosując węgiel wysokiej jakości uzyskujemy suspensje, które mogą zastępować oleje opałowe i gaz. Ponadto w przypadku zastosowania w zamian tradycyjnego węgla mogą nie tylko powodować wzrost sprawności procesów spalania i duże obniżenie emisji zanieczyszczeń do atmosfery, ale również doprowadzić do zmniejszenia ilości ubocznych produktów spalania koniecznych do zagospodarowania oraz poprawy efektywności obiektów energetycznych.

W warunkach krajowych, brak jest wyników badań i prób z pełnego „cyklu produkcji i zastosowania” suspensji węglowo-wodnych.

W tej sytuacji porównano wyniki uzyskiwane w zagranicznej energetyce. Mówią one, że suspensja węglowo-wodna, jako paliwo energetyczne, przewyższa obecnie stosowane paliwa konwencjonalne (takie jak węgiel kamienny i brunatny, oleje opałowe, gaz ziemny) w następujących obszarach:

a) ekologicznym:

Obecność ziaren węgla w wodzie umożliwia dobre rozpylenie paliwa w komorze paleniskowej. Duże rozdrobnienie ziaren węgla, decyduje o szybkim ich suszeniu, odgazowaniu, zapłonie i paleniu się. Obecność wody w suspensji, w warunkach spalania węgla, wpływa także na zachodzące reakcje chemiczne, w wyniku czego w produktach spalania w minimalnych ilościach występuje CO, H₂, CH₄ i WWA oraz niespalony węgiel (koksik). Proces spalania suspensji w porównaniu do spalania samego węgla przebiega w niższej temperaturze o 150-200°C, pomimo stosunkowo wysokiej ich temperatury zapłonu (450-650°C) i palenia (950-1.050°C). Wszystkie te czynniki zapewniają wysoką sprawność termiczną wykorzystania paliwa (powyżej 98%) oraz znacząco wpływają na obniżenie emisji NO_x w spalinach (25-60%). Pomiarzy zasiarczenia spalin z kotła ciepłowniczego, w którym zastąpiono olej opałowy suspensją węglowo-wodną, wykazały obniżenie emisji SO₂ przeszło dwukrotne (węgiel 0,35% S; mazut 1-2% S). Natomiast zastosowanie suspensji w kotle opalanym węglem wykazało, że popiół lotny zawierał poniżej 4,8% części palnych, w sytuacji

gdy popioły lotne ze spalania tego typu węgla w podobnych kotłach zawierają 50% i więcej części niespalonych.

b) ekonomicznym:

W warunkach Chin i Rosji obniżka kosztów wytwarzania ciepła i energii elektrycznej wynika z różnic cen pomiędzy analizowanymi paliwami i wahają się w szerokim zakresie od 30 do 60%. Wykonana przez Foster Wheeler analiza kosztów budowy w USA elektrociepłowni opalanej węglem i suspensją węglowo-wodną, w porównaniu do opalanej olejem, nie tylko wykazała duże oszczędności na paliwach, ale także na kosztach adaptacji kotłów na omawiane paliwa. W przypadku kotła opalanego suspensją węglowo-wodną czas zwrotu nakładów wynosił 2,5 roku, a opalanego węglem 3,1 roku. Natomiast bez uwzględniania kosztów odsiarczania spalin czasy zwrotu nakładów przedstawiały się następująco 1,0 i 2,3 lata.

Porównanie efektów stosowania suspensji węglowo-wodnej z paliwami tradycyjnymi

Tabela 2

Określenie	Chiny		Rosja	
	USD/Mg lub USD/1000 m ³			
Cena paliwa				
- węgiel kamienny	-	103	100	
- węgiel brunatny	-	-	30	
- olej opałowy	298	591	750 (mazut M-100)	
- gaz ziemny	-	440	500	
- suspensja węglowo-wodna	99,9	125	57-65	
Koszt	USD/Gcal	USD/Mg pary		
- ciepła				
- energii elektrycznej				
- gaz ziemny	52	121	Kocioł KZ-120	DKWR 6,5-13
- olej opałowy	62	143	51,4	-
- suspensja	28	66	-	61,5
- węgiel	21	58	23,6	22
Obniżka kosztów %				
- względem oleju	29,6	46,1	-	62,2
- względem gazu	-	54,8	54,2	-

5. Podsumowanie

W rozdziale przedstawiono koncepcję prowadzenia badań i prób nad opracowaniem przemysłowej technologii produkcji suspensji węglowo-wodnej. Opracowana technologia, w porównaniu do powszechnie stosowanych, charakteryzuje się niższymi kosztami wytwarzania suspensji i prostszym procesem. Właściwości otrzymywanych suspensji zależą od wielu czynników w tym, od jakości zastosowanego węgla, zawartości i stopnia mikronizacji węgla, sposobu mikronizacji i homogenizacji oraz warunków ich magazynowania. Dla oceny jakości suspensji węglowo-wodnych jako paliwa, najważniejszymi parametrami są: zawartości zmikronizowanego węgla, lepkość, wartość opałowa, zapopielenie i zawartości siarki oraz stabilność zawiesiny.

Kolejnym etapem, prowadzącym do wdrożenia suspensji do opalania kotłów i pieców jest przeprowadzenie prób spalania na wytypowanych obiektach dla ustalenie zakresu ich adaptacji do nowego paliwa oraz weryfikacji zakładanych efektów ekonomicznych i ekologicznych

Artykuł został opracowany w ramach projektu "Wybudowanie mobilnej instalacji do przygotowania paliwa węglowo-wodnego i spalanie w obiektach energetycznych" złożony do NCBR w ramach konkursu nr 8/1.2/2016, numer projektu POIR.01.02.00-00-0311/16

Literatura

1. Kowalski Z., Banach M., Kulczycka J., Lelek Ł., Staroń A.: Proekologiczna produkcja energii cieplnej na bazie paliw wodno-węglowych. XXVIII Konferencja z cyklu Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej. Zakopane, 12-15.10.2014.
2. Michalik A., Hycnar J.J., Kula H., Fraś A., Sikora L.: Zakres i warunki stosowania suspensji węglowo-wodnych. XXVII Konferencja z cyklu Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej. Zakopane, 13-16.10.2013.
3. Kumar Singh A.: Rheological investigation of coal water slurries with and without additive. Thapar University Patiala - 147004, 2012, INDIA. July.
4. Hycnar J.J., Szczygielski T.: Suspensje węglowo-wodne: nowa technologia spalania węgla i wpływ jej na właściwości popiołów lotnych i dennych. Międzynarodowa konferencja „Popioły z Energetyki”. Sopot, 24-26 października 2012.
5. Ignasiak K., Muzyka R., Robak J.: Badania wpływu dodatków chemicznych na wybrane właściwości zawiesin węglowo-wodnych. Karbo 2012, nr 2.
6. Morozow A.G.: Wodougol – Sowriemiennyje podchody k ispolzowaniju. OOO Amaltea Serwis Moskwa 2012, nr 06.
7. CER Report: Sinco Clean Energy Inc. 2011, April.
8. Ślęczka A., Wasilczyk A.: Wpływ dodatków na sedymentację wysoko zagęszczonych zawiesin węglowo-wodnych. Przegląd Górniczy 2011, nr 7-8.
9. Kijo-Kleczkowska A.: Analiza procesu atomizacji zawiesinowego paliwa węglowo-wodnego Energetyka 2010, nr 5.
10. Mosin S.I., Morozow A.G., Dirlagin G.N: Rossijskij opyt wniedrienija promyszenno technologii proizvodstwa wodougolnowo topliwa. Nowostki Tieplosnabżienija 2008, nr 9.
11. Soedjanto P.H., Zhou Z.: Application of coal water slurry in power generation. Zhejiang University, Hangzhou, 2008, China.
12. Trubeckij K.N., Zaidenwarg A.S., Kondratiew A.S., Murko W.I., Kassiiichin G.A., Niecharoszij I.Ch.: Wodougolnoje topliwo. Tieploenergiatika 2008, nr 5.
13. Pomykała R., Żmuda W.A., Kapusta K., Krzak M. Wykorzystanie wybranych surowców do przygotowania paliwa zawiesinowego na bazie węgla, Inżynieria Mineralna z. 1(37) 2016 Kraków, s.99-108.

Wpływ prac rekultywacyjnych na otoczenie terenu pogórniczego

Jolanta Biegańska – AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Maciej Zagrodzki – AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: W działalności pogórnicznej, można zaobserwować wszystkie możliwe formy degradacji środowiska, a także wszystkie typy i próby jego rekultywacji. Dotyczą one zmian: litosfery, kiedy jest zmieniona rzeźba terenu, atmosfery, kiedy może dojść do zmiany czynników klimatycznych i wpływu na jakość powietrza, hydrosfery, kiedy może dojść do negatywnych zmian w stosunkach hydrologicznych, pedosfery, kiedy dochodzi do degradacji gleby i biosfery, kiedy dochodzi do degradacji lub całkowitego zniszczenia żywych elementów ekologicznych systemu.

Influence of reclamation works on environment the area mining

Abstract: The post-mining activities can be observed in all possible forms of environmental degradation, as well as all the types and attempts of theirs reclamation. The changes affect the following: lithosphere, where the relief of the territory, atmosphere, where changes may occur in the climatic quantities and the quality of air may be impacted, hydrosphere, where the hydrologic regime may be transformed in the negative way, pedosphere, where the soil is degraded and biosphere, where inanimate and live constituents of the ecosystems are degraded or completely destroyed.

1. Wprowadzenie

Pozyskiwanie surowców naturalnych i technika ich eksploatacji pozostawia, w każdym przypadku, długotrwałe zmiany w środowisku i odpowiada za ich charakter. Eksploatacja surowców prowadzona była od zarania dziejów, a wpływający czas oraz rozwój urządzeń pozwoliły na sięganie do głębszych warstw ich występowania. Najłatwiejszą metodą umożliwiającą otrzymywanie surowców jest eksploatacja odkrywkowa. W Polsce wydobywa się, w taki sposób, m.in. węgiel brunatny, kamień budowlany i drogowy, piaski, wapienie, margle, żwiry oraz ropy.

Nie można zrezygnować z istnienia zakładów górniczych mimo ich dużego oddziaływania na środowisko, ponieważ są one bezpośrednio związane z rozwojem gospodarczym.

W poprzednich dekadach mało uwagi poświęcano zagadnieniom rekultywacji i ochrony środowiska – górnictwo było negatywnie oceniane przez społeczeństwo. Od początku XXI wieku zauważa się zmiany w podejściu do omawianych kwestii i dzięki użyciu odpowiednich technologii, organizacji pracy i wcześniej zaplanowanych działań, wydobywanie kopaliny staje się bardziej ekonomiczne i korzystne pod względem przyrodniczym. Mamy obowiązek prawny rozwijać się w zgodzie z zasadami zrównoważonego rozwoju (Konstytucja Rzeczypospolitej)

i nie dopuszczać do sytuacji, w których koszty środowiskowe są wyższe od zysków z przedsiębiorstwa.

Zakład górniczy ma również obowiązek prawny ochrony środowiska naturalnego. Ciągły wzrost wymagań dotyczących obniżenia wpływu kopalni na otoczenie, powoduje potrzebę stosowania najnowszych technologii w czasie funkcjonowania kopalni.

Fundusz Likwidacji Zakładu Górniczego, na którym kopalnia ma obowiązek gromadzić pieniądze, zostaje wykorzystany na likwidację i rekultywację w celu przywrócenia wartości użytkowych i przyrodniczych terenom pogórnym.

Rekultywacja terenów pogórnym zwykle związana jest z wyrównywaniem strat wywołanych działalnością górniczą, ale w sporej liczbie przypadków może być to również szansa na zwiększenie atrakcyjności terenu po byłej kopalni. Eksperti w dziedzinie rekultywacji nakłaniają, aby nie zadowalać się jedynie „zazielenianiem” tych terenów, ale również zatroszczyć się o efektywne i wielofunkcyjne ich wykorzystanie. Takie zabiegi powodują powstanie niezwykle atrakcyjnych miejsc w regionie.

2. Ochrona środowiska w uwarunkowaniach prawnych

Rekultywacja stanowi obecnie najważniejszy i najistotniejszy problem środowiskowy, społeczny, a także gospodarczy. Dokumentami prawnymi, które obejmują te zagadnienia są:

- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. 2015 poz. 196 ze zm.),
- Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych (Dz. U. 2015 poz. 909),
- Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska (Dz. U. 2013 poz. 1232 ze zm.),
- Ustawa z dnia z 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie (Dz. U. 2007 poz. 493 ze zm.),
- Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych (Dz. U. 2008 138 poz. 865 ze zm.).

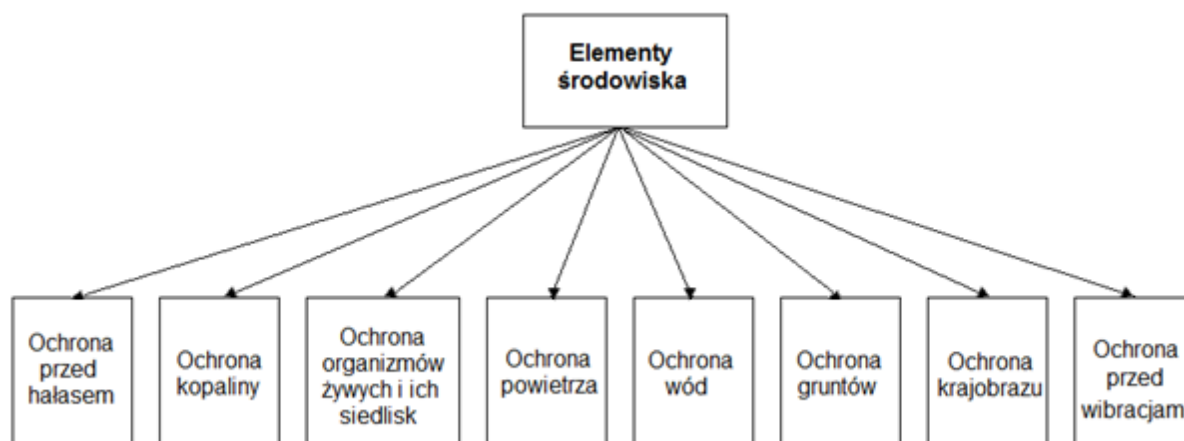
Dyrektywa 2004/35/WE Parlamentu Europejskiego i Rady z dnia 21 kwietnia 2004 r. w sprawie odpowiedzialności za środowisko w odniesieniu do zapobiegania i zaradzania szkodom wyrządzonym środowisku naturalnemu (Dz. Urz. WE L 143/56 z 30.04.2004 r.) została transponowana do prawodawstwa polskiego przez:

- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 26 lutego 2008 r. w sprawie rejestru bezpośrednich zagrożeń szkodą w środowisku i szkód w środowisku (Dz. U. z 2008 r. Nr 39, poz. 233),
- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 30 kwietnia 2008 r. w sprawie kryteriów oceny wystąpienia szkody w środowisku (Dz. U. z 2008 r. Nr 82, poz. 501) oraz

- Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 4 czerwca 2008 r. w sprawie rodzajów działań naprawczych oraz warunków i sposobu ich prowadzenia (Dz. U. z 2008 r. Nr 103, poz. 664).

Ustawą, która określa zasady korzystania z zasobów środowiska w sposób zrównoważony jest Prawo Ochrony Środowiska – ustala rodzaje zanieczyszczeń i nakłada obowiązek eksploatacji instalacji (urządzenia powodujące emisje) w sposób, w którym nie są przekroczone standardy, jakości środowiska np. w sytuacji zastosowania urządzeń transportu przy eksploatacji odkrywkowej przedsiębiorca zobowiązany jest do dopilnowania, aby sprzęt transportu spełniał wymogi ochrony środowiska, które są określone w przepisach odrębnych. Pozostałe urządzenia, które są używane w kopalniach (taśmociągi, przesiewacze) są według ustawy instalacjami i nie mogą powodować przekroczenia dopuszczalnych standardów emisyjnych oraz przekroczenia standardów, jakości środowiska. Najważniejsze jest jednak otoczenie kopalni, a w szczególności środowisko przyrodnicze.

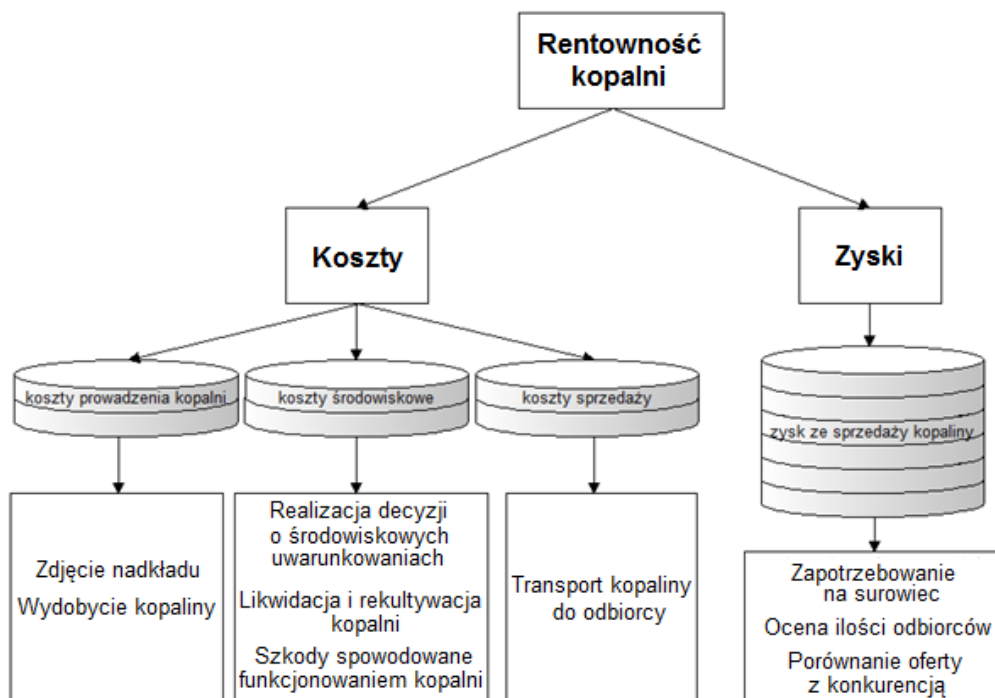
Bezpośrednie otoczenie kopalni składa się z przyrody ożywionej, nieożywionej i krajobrazu. W celu ochrony całości należy skupić się na elementach środowiska, które szczególnie podatne są na skutki działalności kopalni (rys. 1).



Rys. 1. Elementy środowiska, wyszczególnione w ustawie Prawo Ochrony Środowiska, narażone na negatywny wpływ funkcjonowania kopalni odkrywkowej [Opracowanie własne na podstawie Prawa Ochrony Środowiska]

3. Ocena aspektów ekonomicznych kopalni odkrywkowej

Nie sposób mówić o prowadzeniu kopalni i jej wpływu na środowisko pomijając aspekty ekonomiczne. Szczególnie, gdy kopalnie często nie uzyskują dochodu, który zapewnia przeprowadzenie prawidłowej rekultywacji. W dobie kapitalizmu najistotniejszym parametrem działalności gospodarczej jest jej rentowność, której składowe dla kopalni odkrywkowej przedstawiono na rysunku 2.



Rys. 2. Koszty i zyski z prowadzenia odkrywkowej eksploatacji [Opracowanie własne]

Przedsiębiorca przed rozpoczęciem działalności powinien oszacować wartość jednostkową wydobywanej kopaliny i ocenić czy jej ilość pozwoli na uzyskanie dochodu, które wystarczą na pokrycie kosztów – w tym kosztów środowiskowych.

Koszty prowadzenia kopalni uwzględnia się na podstawie pomiarów geodezyjnych i oceny parametrów kopaliny.

Koszty środowiska wynikają z Decyzji o Środowiskowych Uwarunkowaniach, kierunku rekultywacji i ewentualnych szkód wynikających z prowadzonej działalności. Szczególną uwagę należy zwrócić na koszty dostarczenia produktu końcowego do odbiorcy – w przypadku kopaliny stałej jest to kwota znaczna, którą można zredukować przy pomocy doboru odpowiedniego środka transportu. Dodatkowo w fazie przygotowawczej należy ocenić optymalną lokalizację, która umożliwi jak najmniejszą odległość między kopalnią a potencjalnym nabywcą.

Trafna ocena powyższych parametrów zapewni rentowność kopalni na poziomie, który umożliwi pełne i pewne pokrycie kosztów środowiskowych.

4. Lokalizacja zagrożeń dla środowiska na etapie funkcjonowania kopalni odkrywkowej

Funkcjonowanie kopalni odkrywkowej wpływa negatywnie na wiele elementów środowiska. Zmiany dostrzega się od początku działalności wydobywczej. Głównymi zagrożeniami, na tym etapie, są: hałas i wibracje, zanieczyszczenie atmosfery, wpływ na zmianę stosunków wodnych, wpływ na organizmy żywe i ich siedliska w otoczeniu kopalni, spadek jakości gruntów oraz pogorszenie krajobrazu.

Zagrożenia i skutki hałasu

Prowadzenie odkrywkowej eksploatacji nie jest możliwe bez zastosowania odpowiedniego sprzętu, który często jest źródłem znacznego hałasu. Do głównych źródeł hałasu, podczas prowadzenia odkrywkowej eksploatacji, można zaliczyć:

- Urządzenia mechaniczne pracujące na kopalni (koparki, spycharki, ładowarki),
- Transport urobku (przenośniki taśmowe, ciężarówki, kolej),
- Zastosowanie materiałów wybuchowych.

Ciągła praca powyższych urządzeń generuje hałas, któremu należy przeciwdziałać. Według ustawy ochrona przed hałasem polega na:

- Utrzymaniu poziomu hałasu poniżej dopuszczalnego lub na jego poziomie,
- Zredukowaniu poziomu hałasu do dopuszczalnego, gdy jest przekraczany.

W praktyce izolinia dopuszczalnego, równoważnego poziomu dźwięku powinna znajdować się w granicach terenu górniczego, w innym przypadku przedsiębiorca będzie zobowiązany do przedsięwzięcia kroków, które ograniczą emisję hałasu do poziomu dopuszczalnego.

W celu jednoznacznej oceny szkodliwości hałasu oblicza się równoważny poziom mocy akustycznej A zastępczego źródła hałasu według wzoru [1]:

$$L_{AW\ eqi} = 10 * \frac{1}{T} (t_i * 10^{0,1L_{AW}} + t_p * 10^{0,1L_{AWp}}) [dB]$$

gdzie:

$L_{AW\ eqi}$ - równoważny poziom mocy akustycznej A zastępczego źródła hałasu [dB],

t_i - czas trwania hałasu o poziomie mocy akustycznej A równym L_{AW} [min],

T - normowy czas obserwacji:

- dla źródeł hałasu:
 - ❖ dla dnia $T=16h=960$ min.
 - ❖ dla nocy $T=6h=480$ min.

t_p - łączny czas przerwy w działaniu źródeł hałasu [min],

L_{AWp} - poziom mocy akustycznej A podczas przerwy w działaniu źródeł hałasu [dB].

Wskaźnik zależy od rodzaju terenu, na którym dochodzi do emisji hałasu (tabela 1).

Dopuszczalnych poziomów hałasu [Opracowanie własne na podstawie 2]

Tabela 1

Lp.	Rodzaj terenu	Dopuszczalny poziom hałasu w [dB]	
		Obiekty i działalność będąca źródłem hałasu	
		L _{AeqD} przedział czasu odniesienia równy 8 najmniej korzystnym godzinom dnia kolejno po sobie następującym	L _{AeqN} przedział czasu odniesienia równy 1 najmniej korzystnej godzinie nocy
1	a) Strefa ochronna „A” uzdrowiska b) Teren szpitali poza miastem	45	40
2	a) Teren zabudowy mieszkaniowej jednorodzinnej b) Teren zabudowy związanej ze stałym lub czasowym pobytem dzieci i młodzieży c) Tereny domów opieki społecznej d) Tereny szpitali w miastach	50	40
3	a) Teren zabudowy mieszkaniowej wielorodzinnej i zamieszkania zbiorowego b) Tereny rekreacyjno-wypoczynkowe c) Tereny domów opieki społecznej d) Tereny mieszkaniowo-usługowe	55	45
4	Tereny w strefie śródmiejskiej miast powyżej 100 tys. mieszkańców	55	45

W sytuacji, gdy powyższe normy zostaną przekroczone dochodzi do eskalacji negatywnych skutków w środowisku.

Żadne organizmy żywe nie są obojętne na hałas, w szczególności na tony wysokie przeważające podczas prowadzenia eksploatacji. Podczas ekspozycji takiego hałasu na ludzi i zwierzęta dochodzi do zaburzeń równowagi emocjonalnej, pojawienia się stanów napięcia co wpływa na układ pokarmowy, powodując choroby przemiany materii. Dźwięki sztuczne o wysokim brzmieniu powodują również zaburzenia we wzroście roślin [3].

Wibracje i ich negatywny wpływ na środowisko kopalni

Źródła wibracji na kopalni odkrywkowej należy podzielić na:

- działanie maszyn i urządzeń,
- użycie materiałów wybuchowych.

Maszyny i urządzenia są źródłem wibracji, które negatywnie oddziałują na obsługujących je pracowników. Jeżeli poziom wibracji przekracza próg wrażliwości, powoduje powstawanie wielu doznań, łącznie z bólem (najsilniejsze odczucia towarzyszą wibracji o częstotliwości poniżej 35 Hz, a szczególnie w zakresie 20 Hz).

Redukcje wstrząsów mechanicznych o niskiej amplitudzie i wysokiej częstotliwości wibracji należy ograniczyć już w fazie projektowania sprzętu. Kolejnym etapem zmniejszenia negatywnego oddziaływania wibracji, jest ograniczenie rozchodzenia się ich w środowisku. Gdy powyższe metody ochrony są niemożliwe, ogranicza się czas ekspozycji pracownika na negatywny wpływ wibracji [4].

Fala uderzeniowa powstała w wyniku użycia materiałów wybuchowych powoduje powstanie:

- drgań sejsmicznych,
- powietrznej fali uderzeniowej,
- odrzutu odłamków skalnych.

Stosowanie materiałów wybuchowych na obszarze górniczym nie może wpływać negatywnie na budynki w otoczeniu kopalni. Drgania sejsmiczne mogą znacznie oddziaływać na ich konstrukcje. Powietrzna fala uderzeniowa w sytuacji zbyt bliskiej odległości obiektów budowlanych od miejsca użycia materiałów wybuchowych powoduje ich uszkodzenie m.in. poprzez pęknięcia szyb. Dodatkowo odrzut odłamków towarzyszący użyciu materiałów wybuchowych stanowi duże zagrożenie dla bezpieczeństwa życia pracowników.

Zanieczyszczenie atmosfery

Eksploatacja odkrywkowa jest działalnością gospodarczą, która powoduje znaczne obniżenie jakości powietrza, głównie z powodu zanieczyszczeń pyłowych. Prowadząc eksploatację przedsiębiorca musi zmierzyć się ze wszystkimi źródłami zanieczyszczeń powietrza, jakie ze względu na swoją powierzchnię można wymienić. Należą do nich źródła punktowe, liniowe i powierzchniowe. Dodatkowo praca maszyn będąca źródłami punktowymi generuje dodatkowo zanieczyszczenia gazowe. Szczegółowe zagrożenia związane z emisją do powietrza zostały przedstawione na rysunku 3.

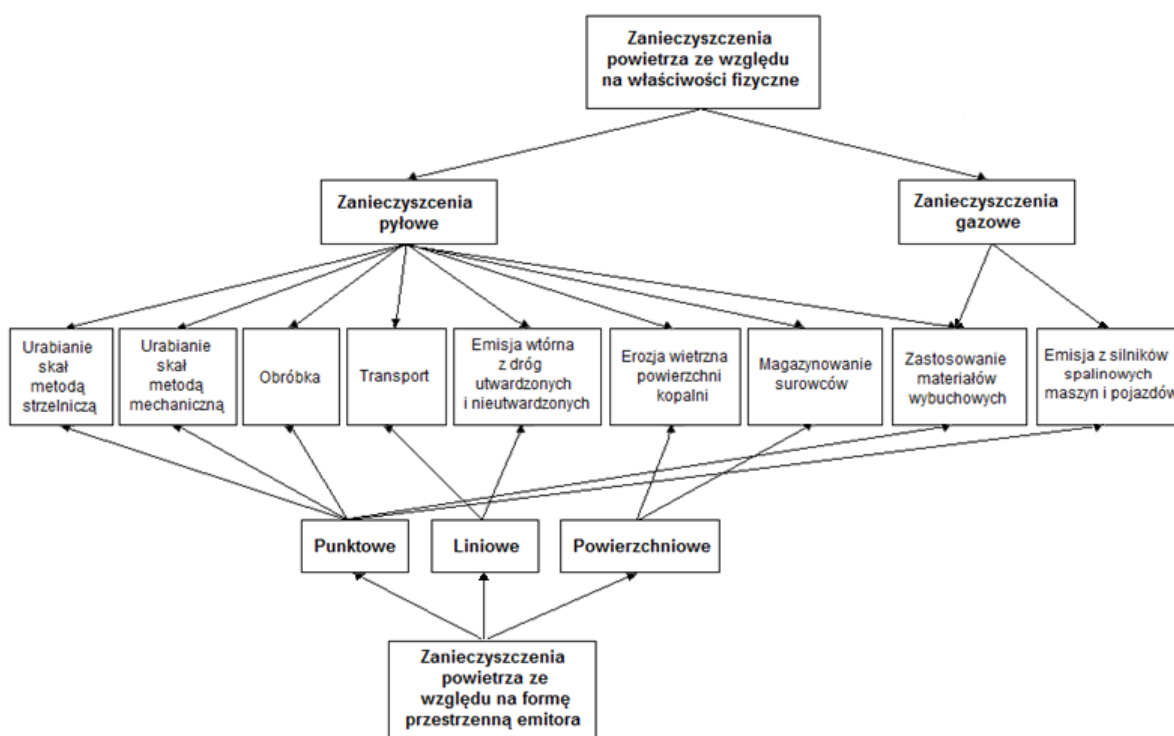
Do głównych zanieczyszczeń pyłowych należy pył o różnej wielkości a w szczególności PM_{2,5} i PM₁₀. PM_{2,5} jest to pył o rozmiarze do 2,5 μm. PM₁₀ jest to pył do rozmiaru 10 μm.

Zapylenie powiązane jest ściśle z warunkami atmosferycznymi a w szczególności z wilgotnością i opadami, które wpływają na rozprzestrzenianie się zanieczyszczeń.

Innym rodzajem zanieczyszczeń są zanieczyszczenia gazowe. Należą do nich głównie zanieczyszczenia tlenkami azotu i węgla, które powstają w wyniku użycia materiałów wybuchowych i spalania paliw.

W wyniku spalania paliw dochodzi również do emisji zanieczyszczeń tlenkami siarki, które przy obecnej technologii odsiarczania nie stanowią zagrożenia przekroczenia dozwolonej emisji.

Do chorób zawodowych związanych z eksploatacją powierzchniową należą różnego rodzaju pylice, a w szczególności pylica krzemowa. Choroba ta pojawia się u osób, które w dłuższym okresie narażone są na wdychanie pyłu krzemowego – głównie pracowników kopalni i zakładów przeróbczych, które często znajdują się w obrębie terenu górniczego [5].



Rys. 3. Źródła zanieczyszczeń powietrza [Opracowanie własne na podst. 6]

Wpływ na zmianę stosunków wodnych

Ochrona wód powinna być prowadzona w zakresach ochrony wód powierzchniowych i głębinowych. Szczegółowe sposoby korzystania ze środowiska wodnego, jego ochrony i gospodarowania sprecyzowane są w ustawie Prawo wodne.

Naruszenie warstw przepuszczalnych i nieprzepuszczalnych w celu zdjęcia nadkładu i eksploatacji kopaliny może znacznie oddziaływać na zwierciadło wód gruntowych i wilgotność gleby a tym samym na roślinność, w otoczeniu kopalni. Zmiana poziomu zwierciadła wody gruntowej bezpośrednio oddziałuje na wysokość stanu wód w powierzchniowych ciekach wodnych wpływając na organizmy wodne. W sytuacjach ekstremalnych może dojść do okresowego wysychania rzek a tym samym do zaniku życia.

Przyczynia się do tego również zmiana powierzchni terenu wpływając na prędkość spływu powierzchniowego z powodu braku warstwy gruntu, która powoduje zmniejszenie infiltracji. Usunięcie roślinności przyczynia się do braku intercepcji przez rośliny. Cała woda z opadów atmosferycznych przemieszcza się jedynie poprzez spływ powierzchniowy powodując erozję.

Zmianom ilościowym wód podczas prowadzenia eksploatacji mogą towarzyszyć również zmiany jakościowe. Sytuacja ta zachodzi podczas prowadzenia eksploatacji poniżej wód gruntowych z koniecznością odpompowywania wody. Woda z powierzchni wyrobiska często posiada przekroczone parametry jakościowe. Do głównych zanieczyszczeń wody kopalnianej

przy prowadzeniu eksploatacji powierzchniowej należy zaliczyć przekroczoną zawartość zawieszonych cząstek stałych, które negatywnie oddziałują na ryby i inne organizmy wodne w sytuacji, gdy taka woda zostanie zrzucona do cieków wodnych.

Wpływ na organizmy żywe i ich siedliska w otoczeniu kopalni

Organizmy żywe są szczególnie narażone na negatywne oddziaływania przemysłu wydobywczego, które nie powodują tylko emisji zanieczyszczeń w miejscu wydobycia, ale także negatywnie oddziałują w otoczeniu kopalni, poprzez budowę dróg, linii kolejowych i innych form transportu. Budowa tych obiektów dzieli siedliska zwierząt i roślin utrudniając ich funkcjonowanie. Przyroda będąca elementem bogactwa narodowego objęta jest ochroną, która ma uniemożliwić uszczuplenie stanu ilościowego gatunków, zachować trwałość ekosystemów oraz siedlisk o szczególnej wartości. Różnorodność elementów środowiska wymaga zastosowania ochrony w różnej formie i intensywności.

Ochrona gatunkowa roślin i zwierząt ma za zadanie zapewnienie bytu dziko żyjących roślin lub zwierząt i ich siedlisk. Wyróżnia się dwie formy ochrony.

1. Ochronę ścisłą – są objęte gatunki rzadko występujące, o niewielkich populacjach lub związane z siedliskami szczególnie wrażliwymi na przekształcenie.
2. Ochronę częściową – stosuje się w przypadku gatunków, które są zagrożone przy ich niekontrolowanym pozyskiwaniu lub eliminowaniu.

Do gatunków objętych ochroną częściową należy zaliczyć:

- rośliny lecznicze pozyskiwane ze stanowisk naturalnych,
- grzyby zbierane dla celów konsumpcyjnych,
- gatunki zwierząt powodujące znaczne szkody w gospodarce [7].

Zagrożenia i skutki obniżenia się walorów krajobrazowych

Kopalnia odkrywkowa może znacznie obniżać walory estetyczne krajobrazu, które są zależne od rodzaju kopalni odkrywkowych, do których należą kopalnie:

- wgłębne,
- stokowe,
- stokowo-wgłębne.

Wpływ górnictwa odkrywkowego znacznie oddziałuje na krajobraz w każdej fazie wydobycia i nie da się zachować jego pierwotnej formy, aż do przeprowadzenia procesu rekultywacji. W tym okresie kopalnia może obniżać walory estetyczne krajobrazu do tego stopnia, że powoduje obniżenie atrakcyjności regionu.

5. Metody ograniczenia oddziaływania zagrożeń dla środowiska na etapie funkcjonowania kopalni

Ograniczenie oddziaływania hałasu na otoczenie kopalni

Ochrona przed hałasem otoczenia kopalni należy rozważyć poprzez ograniczenie ilości emitowanego hałasu, ale i stworzenia barier, które obniżą imisję zanieczyszczeń.

Do najbardziej powszechnych sposobów ograniczenia zanieczyszczeń, jakim jest hałas należą:

- zastosowanie urządzeń i technologii emitujących niższy poziom hałasu,
- zachowanie odpowiedniej wielkości terenu górniczego w stosunku do obszaru górniczego,
- prowadzenie prac w okresie, gdy ekspozycja ludzi i innych organizmów żywych obniża czynniki negatywne,
- stworzenie pasa zieleni, wokół obszaru górniczego, który ograniczy rozprzestrzenianie się hałasu.

Ograniczenie oddziaływania hałasu na obszarze górniczym

Ograniczenie hałasu w miejscu pracy prowadzone jest w trzech etapach, do których należą:

1. Użycie sprzętu generującego niższy poziom hałasu, sprowadza się do zastosowania nowocześniejszych urządzeń lub do wyciszenia urządzeń już istniejących poprzez zmianę obudowy urządzeń lub całych pomieszczeń.

Przykładem takiego rozwiązania jest obniżenie emisji hałasu w zakładzie przeróbczym przy użyciu przegród akustycznych (rys. 4) w kopalni Czatkowice.



Rys. 4. Poprawa parametrów akustycznych w części przeróbczej kopalni Czatkowice [8]

- Wyciszenie urządzeń kabin operatorów, istnieje możliwość wyciszenia istniejących już pojazdów pracujących na terenie kopalni poprzez wyłożenie wewnętrznej części obudowy kabin przy użyciu butylowych mat wygłuszających (rys. 5).



Rys. 5. Obudowanie drzwi pojazdu matą butylową [9]

- Zastosowanie środków ochrony osobistej (rys. 6) należą do ostatniej możliwości ochrony przed hałasem, która często jest jedynym sposobem na umożliwienie przebywania pracownika w pobliżu źródła hałasu



Nauszniki przeciwhałasowe

Wkładki przeciwhałasowe

Nauszniki mocowane do hełmu

Rys. 6. Rodzaje środków ochrony osobistej stosowanych w górnictwie [4]

Ochrona powietrza na terenie górniczym i w jego otoczeniu

Ochrona powietrza koncentruje się na ograniczeniu rozprzestrzeniania się zanieczyszczeń pyłowych. W tym kierunku podejmuje się czynności, takie jak:

- zachowanie odpowiedniej wielkości terenu górniczego w stosunku do obszaru górniczego,
- zastosowanie technologii oraz urządzeń, które obniżają poziom emisji pyłów poprzez prowadzenie procesów na mokro np. cięcie urobku granitu na mokro (rys. 7),



Rys. 7. Cięcie bloku granitu na mokro [10]

- zastosowanie technologii i urządzeń, które emitują mniej zanieczyszczeń gazowych, zamiana urządzeń spalinowych na elektryczne,
- zastosowanie pasa zieleni w celu stworzenia naturalnej bariery dla zanieczyszczeń przemieszczających się poza teren górniczy,
- zastosowanie zraszaczy obniża poziom zapylenia nawet podczas wietrznej pogody stosowane np. w kopalni odkrywkowej węgla w Turów rysunku 8.



Rys. 8. Zraszanie skarpy czołowej w kopalni Turów [11]

Ochrona wód w otoczeniu kopalni

Aspekt zanieczyszczenia wód w górnictwie odkrywkowym stanowi duże zagrożenie w sytuacji, gdy wydobywanie prowadzone jest poniżej poziomu wód gruntowych. Odprowadzenie wód z większości kopalni wymaga zachowania środków bezpieczeństwa, takich jak:

- zrzut wody w odpowiedniej ilości i parametrach, która nie oddziałuje negatywnie na pogorszenie się parametrów rzek w ilości określonej w Decyzji o Środowiskowych Uwarunkowaniach,
- zastosowanie osadników i filtrów mających na celu ograniczenie zawiesiny w wodach zrzucanych.

Przy prowadzeniu wydobywania powyżej wód gruntowych prace w kierunku gospodarki wodnej polegają na ograniczeniu dopływu wód spływu powierzchniowego, poprzez budowę sieci rowów o strukturze opaskowej [12].

Ochrona organizmów żywych i ich siedlisk

Do głównych metod ochrony organizmów żywych i ich siedlisk należy zespół czynności ochrony, do których należą:

- kompensacja przyrodnicza,
- przeniesienie siedlisk zwierząt na tereny zapewniające ich bytowanie,
- zachowanie odpowiedniej wielkości terenu górniczego w stosunku do obszaru górniczego,
- budowa ogrodzenia uniemożliwiająca dostanie się zwierząt na teren górniczy,
- tworzenie pasa zieleni będącego strefą buforową między terenem górniczym a otoczeniem kopalni,
- budowa pułapek w strefie buforowej na wypadek gdyby zwierzęta zostały ogrodzone wraz z terenem górniczym lub przedostały się przez ogrodzenie.

Ochrona krajobrazu

Problem z obniżeniem walorów krajobrazowych dotyczy kopalni stokowych i stokowo-wgłębnych, ponieważ w przypadku kopalni wgłębnych istnieje możliwość otoczenia kopalni pasem zieleni. W powyższych przypadkach nie ma pełnej możliwości pozostawienia krajobrazu w formie niezmiennej. Wiele do życzenia zostawiają również budynki zaplecza technicznego kopalni i zakłady przerobcze umiejscowione często na terenie kopalni. Przykładem takiej kopalni jest eksploatacja odkrywkowa KSS Bartnica, która graniczy z terenami objętymi Naturą 2000 i schroniskiem turystycznym Andrzejówka, którego atrakcyjność przez kamieniołom jest obniżana (rys. 9) [13].

Jednym z przykładów poprawy wizerunku i atrakcyjności wizualnej kopalni jest kopalnia Czatkowice wydobywająca wapień. W 2005 roku doszło do modernizacji części przerobczej przy użyciu blachy trapezowej, które poprawiły walory estetyczne kopalni (rys. 10).



Rys. 9. Kamieniołom w Rybnicy Leśnej, o którego zamknięcie walczą mieszkańcy gminy Mioszów i Wałbrzycha [13]



Rys. 10. Kopalnia Czatkowice po przeprowadzonym remoncie elewacji [14]

6. Wybór kierunku i sposobu przeprowadzenia rekultywacji terenu górniczego

Po przeprowadzonej likwidacji mającej na celu usunięcie urządzeń i budynków, których zagospodarowanie nie jest zgodne z kierunkiem rekultywacji, należy przeprowadzić prace mające na celu nadanie lub przywrócenie wartości użytkowych terenu kopalni odkrywkowej. Proces ten zwany rekultywacją prowadzi się z ograniczeniem negatywnych skutków oddziaływania na poszczególne elementy środowiska. Z tego powodu rekultywacja dzielona jest na etapy prac, uwzględniające istotne aspekty środowiskowe, według schematu:

1. Rekultywacja przygotowawcza – stanowi ogół prac planistycznych mająca na celu zaplanowanie prac, których skutkiem będzie powstanie terenu posiadającego funkcje użytkowe. Na tym etapie szczególną uwagę zwraca się na czynniki, które umożliwią wybór najbardziej optymalnego kierunku rekultywacji. Do elementów, które determinują odpowiedni wybór należą czynniki: ekonomiczne, formalno-prawne, techniczne, hydrologiczne, kulturowe przestrzenne, społeczne i środowiskowe [15].
2. Rekultywacja techniczna – jest częścią prac technicznych rozpoczętych już podczas prac związanych z zagospodarowaniem nadkładu. Jest to m.in.: tworzenie skarp o odpowiednim nachyleniu, budowa dróg, które będą służyć podczas eksploatacji kopalni, ale również po jej zamknięciu. Dodatkowo należy tu zaliczyć zespół prac, porządkujących obszar w kierunku jego rekultywacji, które dało się przeprowadzić dopiero po likwidacji kopalni.
3. Rekultywacja biologiczna – ostatni etapem prac większości kierunków rekultywacji, polegająca na wprowadzeniu gatunków roślin spełniających odpowiednie funkcje, które związane są z kierunkiem rekultywacji [15].

Należą do nich rośliny:

- glebotwórcze – przekształcają surowy grunt w glebę zmieniając właściwości fizyczne, chemiczne i biologiczne gruntu,
- ochronne – grupa roślin o ukorzeniu poprawiającym stateczność zboczy,
- gospodarcze – grupa roślin uprawnych, które wprowadzone są w sytuacji, gdy kierunkiem rekultywacji jest kierunek rolny,
- biocenotyczne – grupa roślin dostarczająca pokarmu zwierzętom dzikim, np. przy kierunku leśnym,
- estetyczne – poprawiają cechy wizualne rekultywowanego terenu, przy specjalnym kierunku rekultywacji.

7. Wpływ prac rekultywacyjnych na otoczenie kopalni

Prace rekultywacyjne ostatecznie ingerują w teren górniczy, nierzadko diametralnie zmieniając stan po zakończeniu wydobywania. Prace te prowadzą jednak do dostosowania obszaru kopalni do otoczenia czyniąc go nierozdzieloną częścią dzięki istnieniu planów zagospodarowania przestrzennego. Większość prac rekultywacyjnych odbywa się przy użyciu tych samych urządzeń, którymi było prowadzone wydobywanie. Z tego powodu jego zagrożenia i przeciwdziałania są analogiczne pod względem ochrony przed hałasem, zanieczyszczeniami powietrza i wibracjami.

Ochrona kopaliny podczas prowadzenia rekultywacji

Kierunek rekultywacji prowadzony jest zgodnie z Miejscowym Planem Zagospodarowania. Jeżeli w tym dokumencie istnieje informacja o zabezpieczeniu złoża w celu umożliwienia ewentualnego wydobywania, projekt rekultywacji musi zostać zrealizowany w takim kierunku i w taki sposób, który umożliwi wiążące prawo miejscowe [16].

Ochrona wód w rekultywacji

Ochrona wód w procesie rekultywacji rozważana jest pod względem ustabilizowania stosunków wodnych, co jest szczególnie ważne podczas prowadzenia eksploatacji poniżej poziomu wód gruntowych. Sytuacja ta może być szczególnie trudna, gdy otoczenie kopalni było osuszane w dłuższym okresie, w którym pojawiła się zabudowa mieszkalna. Zalanie tych terenów może spowodować pojawienie się bagien na terenach mieszkalnych i wyrządzić związane z tym szkody.

Dodatkowo bardzo ważnym aspektem jest zachowanie odpowiedniej jakości wód. Woda opadowa może powodować erozje skarp a przesuwany materiał obniżać parametry odbiornika.

W celu przeciwdziałania rozmywaniu skarp należy zabezpieczyć je roślinnością o dużym ukorzenieniu, poprawiającą stateczność zboczy. W tym celu wykorzystywane są różne gatunki traw.

Rekultywacja a ochrona organizmów żywych i ich siedlisk

Większość kierunków rekultywacyjnych wymaga stworzenia warunków do rozwoju i bytowania dzikich zwierząt. Kierunek rekultywacyjny, który w największym stopniu dotyczy tego zagadnienia to kierunek leśny. Wszystkie prace wykonywane w tym kierunku wymagają zapewnienia warunków dla życia zwierząt, które znajdują się w otoczeniu terenu rekultywowanego. Teren zrekultywowany ma zwiększyć obszar ich bytowania – musi cechować się atrakcyjnością pod względem biocenotycznym. Przykładem takiego kierunku jest plan rekultywacji kopalni wapienia Czatkowice, w której w otoczeniu (północna część) znajduje się w rezerwat przyrody „dolina Eliaszków”, Obszar Natura 2000 PLH120034 „Czerna” (część północno-zachodnia), Natura 2000 PLH120005 „Dolinki Jurajskie” (część północno-wschodnia), a w bliskiej odległości (strona południowa) znajduje się Obszar Natura 2000 PLH120044 „Krzyszowice”. Dodatkowo kopalnia znajduje się na terenie Parku Krajobrazowego Dolinki Krakowskie.

Z powodu cennego przyrodniczo obszaru kopalnia znajduje się na drodze przelotu nietoperzy z klasztoru w Czernej do kościoła w Krzeszowicach. Prace w kopalni są prowadzone z równoczesnym monitorowaniem bytowania nietoperzy [17].

Ochrona krajobrazu a teren rekultywowany

Krajobraz należy planować zgodnie z zasadami architektury krajobrazu. W sytuacji, gdy otoczenie kopalni jest atrakcyjne przyrodniczo i ukierunkowane na turystykę, pojawiają się poważne problemy z wpisaniem kopalni w krajobraz, w którym dominantą są elementy przyrodnicze. W tym celu należy wpisać kopalnię w krajobraz przez zalesienie terenu górniczego.

Inny przypadek ma miejsce, gdy teren cechuje się niskimi walorami krajobrazowymi z powodu braku dominanty architektoniczno-krajobrazowej. W tej sytuacji kopalnia odkrywkowa wraz z zespołem hałd może stać się tą dominantą.

Górnictwo kształtuje przemysł, kulturę i jego dominująca obecność w krajobrazie w pełni podkreśli i nada charakter regionu.

Przykładem takiego regionu są miejscowości Budzynia i Cholerzyna, w których znajdują się Zalew Budzyński i Zalew na Piaskach (rys. 11).



Rys. 11. Zalew Budzyński i Zalew na Piaskach [18]

Walory krajobrazowe Zalewu Budzyńskiego i Zalewu na Piaskach są alternatywą dla plażowiczów szukających spokoju. Wokół zalewu jest kilkanaście plaż, na których można wypocząć i popływać – jest to miejsce wypoczynku Krakowian.

8. Podsumowanie

Górnictwo odkrywkowe, mimo, że powoduje rozwój cywilizacyjny i gospodarczy dostarczając surowców, postrzegane jest przez społeczeństwo, jako źródło negatywnych oddziaływań na środowisko. Aktualnie prowadzenie działalności górniczej wiąże się z rekompensatami skutków eksploatacji, często przyczyniając się do poprawy stanu i wiedzy o środowisku.

W rozdziale zwrócono uwagę na elementy środowiska, na podstawie Ustawy o Ochronie Środowiska, które objęte są negatywnym oddziaływaniem, skutki nie podjęcia ochrony, a w szczególności działania ochronne na każdym etapie prowadzenia działalności górniczej. Szerokość form ochrony elementów środowiska umożliwia przedsiębiorcy górnictwu uniknięcia szkód środowiskowych a w razie ich wystąpienia rekompensatę. Takie uregulowanie prawne działalności górniczej umożliwia prowadzenie jej w sposób zrównoważonego rozwoju. Obowiązek rekompensaty pojawia się jednak w sytuacji niedostatecznego rozpoznania zagrożeń. Ocena ryzyka wystąpienia zagrożenia stanowi najtrudniejszy aspekt ochrony elementów środowiska.

Literatura

1. Ustawa z dnia 10 września 2015 r. o zmianie ustawy – Prawo ochrony środowiska [Dz.U. 2015, poz. 1593].
2. Załącznik do Rozporządzenia Ministra Środowiska z dnia 14 czerwca 2007 r. w sprawie dopuszczalnych poziomów hałasu w środowisku [Dz.U. Nr 120, poz. 826].
3. <https://forumakademickie.pl/fa/2013/07-08/wplyw-halasu-na-rosliny-i-zwierzeta/>, [dostęp 6 lutego 2017].
4. <http://archiwum.ciop.pl/>, [dostęp 6 lutego 2017].
5. <http://leczenie-objawy.pl/pylica-krzemowa.html>, [dostęp 6 lutego 2017].
6. Ptak M., Merenda B.: Emisja zanieczyszczeń do powietrza atmosferycznego w odkrywkowej działalności wydobywczej, *Mining Science – Mineral Aggregates*, Vol. 23(1), 127–136, 2016.
7. Ustawa z dnia 16 grudnia 2016 r. o zmianie ustawy o ochronie przyrody oraz ustawy o lasach [Dz.U. 2016, poz. 2249].
8. <http://www.me.com.pl/kopalnia-wapienia-czatkowice/>, [dostęp 6 lutego 2017].
9. <http://ciche-auto.pl/2.html>, [dostęp 1 września 2016].
10. http://worldstone.pl/nowa-dostawa-plyty-granitowe-maple-red/2012-09-03_maple_red_nowa_dostawa_13/, [dostęp 1 września 2016].
11. Chrzan T. Gospodarka wodna na zreultywowanym produkcie spalania wyrobisku końcowym kopalni Turów, *WARSZTATY 2003, Mat. Symp.* str. 393 – 402.
12. Dyka M. Jak gospodarować wodą na kopalni? www.kierunksurowce.pl/artukul,2764,jak-gospodarowac-woda-na-kopalni.html, [dostęp 6 lutego 2017].
13. Zych J.: Kamieniołom w Rybnicy Leśnej na krawędzi. Solidarność nie wyklucza okupacji Urzędu Gminy w Mioszowie. <http://dziennik.walbrzych.pl/>, [dostęp 19 stycznia 2016].
14. <http://www.me.com.pl/kopalnia-wapienia-czatkowice/>, [dostęp 1 września 2016].
15. Ostręga A., Uberman R.: Kierunki rekultywacji i zagospodarowania – Sposób wyboru, klasyfikacja i przykłady, *Górnictwo i Geoinżynieria*, Rok 34, Zeszyt 4, str. 445 – 461, 2010.
16. Wiland M.: Złoże kopalni i ich wydobywanie a planowanie i zagospodarowanie przestrzenne, *Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk*, Nr 91, str. 227 – 243, 2015.
17. Raport oddziaływania na środowisko pt. Poszerzenie eksploatacji złoża wapieni karbońskich w kierunku wsi Paczółtówice”, Kraków, Kwiecień 2012.
18. Kryspinów - Inny wymiar zabawy. <http://turystyka3r.pl/kryspinow-inny-wymiar-zabawy>, [dostęp 7 lutego 2017].

Praca została zrealizowana z pracy statutowej AGH Nr 1111.100.597

INDEKS AUTORÓW

[Rafał Baron](#)
[Klaudia Bańczyk](#)
[Jolanta Biegańska](#)
[Reinhard Bott](#)
[Józef Brożyna](#)
[Stanisław Budzyń](#)
[Stanisław Cierpisz](#)
[Marcin Czapek](#)
[Jürgen Hahn](#)
[Tomasz Kaletka](#)
[Stanisław Kajzer](#)
[Daniel Kowol](#)
[Thomas Langeloh](#)
[Aleksander Lutyński](#)
[Marcin Lutyński](#)
[Katarzyna Ławińska](#)
[Arkadiusz Mańka](#)
[Andrzej Michalik](#)
[Remigiusz Modrzewski](#)
[Piotr Myszkowski](#)
[Bogdan Oleś](#)
[Tadeusz Olkuski](#)
[Grażyna Pajor](#)
[Piotr Pasiowiec](#)
[Jan Sidor](#)

[Zygmunt Śmiejek](#)

[Józef Śmieszek](#)

[Paweł Tomach](#)

[Barbara Tora](#)

[Jerzy Wajs](#)

[Roman Wenglorz](#)

[Piotr Wodziński](#)

[Maciej Zagrodzki](#)