



Komeko 2016



Instytut Techniki Górniczej

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

BEZPIECZEŃSTWO - JAKOŚĆ - EFEKTYWNOŚĆ

Gliwice 2016



KOMEKO 2016



INSTYTUT TECHNIKI GÓRNICZEJ

Praca zbiorowa

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

Monografia

Redakcja naukowa:

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

Recenzenci:

Prof. dr hab. inż. Jolanta Biegańska
Prof. dr hab. inż. Adam Klich
Dr inż. Daniel Kowol
Dr inż. Antoni Kozieł
Prof. dr hab. inż. Aleksander Lutyński
Dr inż. Piotr Matusiak

Redaktor techniczny:

Mgr Anna Okulińska

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

ISBN 978-83-60708-91-0
Copyright by Instytut Techniki Górniczej KOMAG

WPROWADZENIE

Mamy przyjemność zaprezentować Państwu monografię przedstawiającą tematykę konferencji KOMEKO 2016 „Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo-Jakość-Efektywność”.

W sześciu rozdziałach zawarto wyniki prac analitycznych, naukowych, badawczych i technicznych, zrealizowanych w jednostkach naukowych i przemysłowych

Przedstawiona problematyka skupia się na zagadnieniach technologii przeróbki surowców mineralnych oraz stosowanych technik w aspekcie ich perspektyw rozwoju przy zachowaniu bezpieczeństwa pracy. Zaprezentowano: innowacyjne technologie wzbogacania węgla, nowe rozwiązania maszyn przerobczych i urządzeń zwiększających ich wydajność, metody sterowania i przykłady ich wdrożeń, jak również rekultywację terenów pogórnich.

Szczególnie interesującą wydaje się być analiza stanu rozwoju technologii przeróbki węgla kamiennego w Polsce w odniesieniu do scenariuszy foresightu węglowego do 2020 r.

Od zakończenia tego projektu minęło osiem lat, a więc jest to czas, w którym można oczekiwać rezultatów podejmowanych prac badawczo-rozwojowych i dokonywania logicznego doboru elementów składowych systemów maszynowych.

Zachęcając Państwa do zapoznania się z tematyką monografii, chcielibyśmy podziękować wszystkim autorom publikacji, recenzentom oraz osobom, które przyczyniły się do jej wydania.

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

Gliwice, marzec 2016 r.

SPIS TREŚCI

Rozdział I

ROZWÓJ TECHNOLOGII PRZERÓBKI SUROWCÓW MINERALNYCH - PERSPEKTYWY, TECHNIKI, BEZPIECZEŃSTWO

Gospodarka surowcami nieenergetycznymi w Polsce	6
Stan rozwoju technologii przeróbki w świetle scenariuszy foresightu węglowego	15
Koncepcja <i>Circular economy</i> (gospodarka w obiegu zamkniętym) w przeróbce węgla	33
Potencjał energetyczny mułów depozytowych	40
Nowe techniki i technologie przeróbki węgla kamiennego w zastosowaniach przemysłowych	55

Rozdział II

INNOWACYJNE TECHNOLOGIE WZBOGACANIA SUROWCÓW MINERALNYCH

Wdrożenie innowacyjnej technologii oczyszczania węgla kamiennego przy pomocy suchej metody wzbogacania (FGX) drogą obniżenia kosztów wytwarzania produktów handlowych w krajowym górnictwie	60
Wzbogacanie węgla w hydrocyklonach z cieczą ciężką	79
Zastosowanie transportu pneumatycznego systemu POLKO do dozowania i transportu suchych flokulantów w zakładzie mechanicznej przeróbki węgla	94
Optimalizacja klasyfikacji mułów węglowych w krajowych hydrocyklonach nowej generacji	101

Rozdział III**NOWE ROZWIĄZANIA MASZYN I URZĄDZEŃ ZWIĘKSZAJĄCE WYDAJNOŚĆ
PROCESÓW PRZERÓBCZYCH**

Maszyny procesowe dla przeróbki surowców mineralnych, a zwłaszcza węgla kamiennego.....	117
Problemy dotyczące bezpieczeństwa eksploatacji przenośników taśmowych w zakładach przeróbczych	123
Proces doskonalenia wirówek z możliwością rozszerzenia ich stosowania w instalacjach pozagórniczych.....	132
Rozwój konstrukcji wirówek ślimakowych na podstawie analizy doświadczeń eksploatacyjnych	139
Przesiewacze rotacyjne o stopniowanych średnicach sit	154
Współczesne konstrukcje młynów wibracyjnych.....	162
Nowe wdrożenia wzbogacalników pulsacyjnych typu KOMAG	176

Rozdział IV**NOWOCZESNE SYSTEMY STEROWANIA PROCESAMI WZBOGACANIA**

Metody sterowania w procesach grawitacyjnego wzbogacania węgla	191
Możliwości zastosowania indukcyjnego przemiennika momentu w napędach maszyn przeróbczych	207
Wdrożenie układu sterowania węzłem osadzarkowym w KWK „SOŚNICA”	228

Rozdział V**REKULTYWACJA TERENÓW POGÓRNICZYCH**

Rekultywacja terenów pogórniczych	239
Odpady stosowane w rekultywacji terenów pogórniczych	251
Procedura rekultywacji i zagospodarowania pogórniczego wyrobiska odkrywkowego na wybranym przykładzie	265

Gospodarka surowcami nieenergetycznymi w Polsce

Wiesław Blaschke – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Beata Witkowska-Kita – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Katarzyna Biel – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Anna Orlicka – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Streszczenie: Niniejszy rozdział jest podsumowaniem pracy przeglądowej IMBiGS dotyczącej surowców krytycznych, strategicznych i deficytowych wytypowanych w Raporcie (2010) Komisji Europejskiej. Są to surowce o istotnym znaczeniu ekonomicznym, ale w mniejszym stopniu stosowane w rozwoju nowych technologii i równocześnie mniej zagrożone ryzykiem niedoboru lub braku podaży. W niniejszym rozdziale przedstawiono informacje o: kopalinach/surowcach, występowaniu i gospodarce tymi surowcami w Polsce oraz obszarach zastosowania tych surowców.

Management of the Non-Energy Raw Materials in Poland

Abstract: This article discusses the issues concerning the management of critical, strategic and deficit raw materials in Poland. Materials management of these includes: the demand for the above non-energy raw materials, import of non-energy raw materials to Poland, along with where they are imported from and export of some of these materials abroad.

1. Wprowadzenie

Ustawa Prawo geologiczne i górnicze (art. 103) określa prowadzenie bazy zasobów kopalin jako obowiązek administracji geologicznej w Polsce. Polska jest liderem w Unii Europejskiej w zakresie opracowania takich baz danych. Należą do nich: „Bilans Gospodarki Surowcami Mineralnymi Polski i Świata” [4] oraz „Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce” [5].

Polska posiada zróżnicowaną bazę zasobową kopalin znacznie rozpoznaną w wyniku prowadzonych badań geologicznych. W grupie surowców metalicznych, na podstawie zestawienia geologicznych zasobów bilansowych i wydobycia ważniejszych kopalin w Polsce w 2014 r. pochodzących z „Bilansu zasobów złóż kopalin w Polsce” [5], można stwierdzić, że na dzień 31 grudnia 2014 r.:

- ilość złóż rud cynku i ołowiu wynosiła 21, zasoby bilansowe tych złóż określono na poziomie 86,02 mln Mg, a wydobycie wynosiło 2,30 mln Mg/rok,
- ilość złóż rud miedzi wynosiła 14, zasoby bilansowe tych złóż określono na poziomie 1736,88 mln Mg, a wydobycie rocznie wynosiło 31,02 mln Mg,
- zlokalizowano 1 złożę rud molibdenowo-wolframowo-miedziowych, zasoby bilansowe określono na poziomie 550,83 mln Mg, a wydobycia nie prowadzono.

W grupie surowców chemicznych, objętych zakresem niniejszego rozdziału znajdują się: baryt i fluoryt. W 2014 r. było udokumentowanych 5 złóż barytu i 2 złóż fluorytu. Zasoby bilansowe barytu na koniec 2014 r. wynosiły 5,66 mld Mg, a fluorytu – 0,54 mld Mg. Nie prowadzono wydobycia tych surowców.

Możliwości pozyskania niektórych surowców mineralnych w Polsce są niewielkie. Jest to spowodowane m. in. brakiem złóż o znaczeniu ekonomicznym (m. in.: beryl, magnez, niob, kobalt i antymon, wolfram oraz boksyty), brakiem perspektyw na odkrycie niektórych złóż (np. rud niobu, telluru i fluorytu), współwystępowaniem surowców z innymi metalami (np. platyna, gal, ind, german, mangan, molibden i nikiel), wyczerpywaniem złóż kopalin lub ich trudnej dostępności oraz silnego rozproszenia w skorupie ziemskiej (np. ren). Niektóre ze złóż mają znaczenie jedynie mineralogiczne (np. złoża pierwiastków ziem rzadkich). Poza tym, brak wystarczającej bazy surowcowej związany jest również z niskim stopniem wykorzystania surowców wtórnych oraz niewielką możliwością substytucji, a także w związku z sytuacją polityczno-ekonomiczną związaną z niechęcią niektórych państw do rozwoju górnictwa (głównie rud metali). Wobec tego powinno się dbać o efektywność wydobywania kopalin, racjonalne i kompleksowe ich wykorzystywanie, skuteczny odzysk oraz recykling.

Opracowanie listy surowców krytycznych, strategicznych i deficytowych odbywa się w ramach działań Inicjatywy ds. Surowców (Raw Materials Initiative) i leży w obszarze działań Grupy ds. Podaży Surowców Mineralnych (Raw Materials Supply Group). Unia Europejska powołała zespół roboczy do przeprowadzenia analizy zapotrzebowania na surowce mineralne przez gospodarkę krajów wspólnoty. Zespół naukowy Ad-hoc Working Group dokonał analizy 41 minerałów i metali w raporcie pt. „Critical raw materials for the EU – Report of the Ad-hoc Working Group on defining critical raw materials. EU Commission Enterprise and Industry” 2010 [9]. Uwzględniono szereg czynników mających wpływ na gospodarkę Unii Europejskiej. Z ważniejszych czynników należy wymienić m. in.: stopień uzależnienia krajów Unii Europejskiej od importerów analizowanych surowców mineralnych, podaż i popyt na te surowce, strukturę geograficzną ich produkcji i zużycia, ryzyko podaży na rynkach aż do 2030 r. itp. Według Raportu Zespołu popyt na te minerały i metale będzie rósł ze względu na wzrost gospodarczy krajów rozwijających się, a także pojawienie się nowych innowacyjnych technologii. Surowce te wykorzystywane są na przykład do produkcji: kolektorów słonecznych, samochodów elektrycznych, telefonów komórkowych, produkcji telewizorów LCD itd.

W dniu 26 maja 2014 r. opublikowano Komunikat Komisji Europejskiej przedłożony do Parlamentu Europejskiego ws. Przeglądu wykazu surowców krytycznych dla UE [13]. Komunikat ten zawiera zaktualizowany wykaz surowców dla Unii Europejskiej.

W porównaniu z poprzednim wykazem przyjętym w 2011 r.: dokonano analizy 54 surowców i z grupy „surowce krytyczne” usunięto tantal oraz dodano sześć nowych surowców (borany, chrom, węgiel koksowy, magnezyt, fosforyt i krzem metaliczny), a z grupy „surowce strategiczne” usunięto chrom i magnezyt.

Obecnie do surowców krytycznych zalicza się: beryl, kobalt, wolfram, magnez, antymon, german, gal, ind, niob, chrom, krzem metaliczny, platynowce, pierwiastki ziem rzadkich oraz fluoryt, grafit, magnezyt, borany, fosforyt i węgiel koksowy. Charakteryzują się one przede wszystkim wysokim ryzykiem niedoboru lub braku podaży, które wynikają z ograniczonej ilości źródeł ich pochodzenia i podaży zdominowanej przez Chiny, Rosję, Brazylię i Kongo.

Do surowców strategicznych zalicza się: ren, tellur, żelazo, aluminium, boksyty, molibden, mangan, wanad, cynk i nikiel. Surowce te są wykorzystywane w kluczowych branżach gospodarki (żelazo, aluminium) oraz surowce wykorzystywane jako składniki stali stopowych (wanad, chrom, mangan, molibden).

Natomiast skład grupy surowców deficytowych nie uległ zmianie. Są to surowce posiadające istotne znaczenie ekonomiczne, ale w mniejszym stopniu stosowanych w rozwoju nowych technologii, a równocześnie mniej niż pozostałe zagrożonych ryzykiem niedoboru lub braku podaży. Zaliczono do nich: baryt, diatomity, perlit, talk, gliny ceramiczne (wraz z kaolinem), surowce skaleniowe, gips, surowce boru, bentonit, srebro, miedź, piaski kwarcowe, lit, tytan i wapienie.

Pomimo, że Polska jest liderem w Unii Europejskiej w zakresie opracowania bilansów surowców (Bilans Gospodarki Surowcami Mineralnymi Polski i Świata [4] oraz Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce [5]), nadal brakuje w kraju opracowań obejmujących kompleksowo problem zagospodarowania, wydobycia surowców nieenergetycznych będących na liście surowców krytycznych i strategicznych zgodnie z listą Unii Europejskiej.

W ramach prac statutowych, w oddziale zamiejscowym w Katowicach Instytutu Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego, przeprowadzono analizy ww. grup surowców zaliczanych do surowców krytycznych, strategicznych i deficytowych. Prace dotyczyły braku surowców nieenergetycznych oraz możliwościami ich odzysku poprzez przedstawienie szeregu technologii chemicznej przeróbki i wzbogacania surowców krytycznych i strategicznych (przeanalizowano ponad 100 technologii). Wszystkie surowce będące na liście Zespołu Ekspertów Unii Europejskiej zostały również przeanalizowane pod kątem ich właściwości fizycznych i chemicznych, a także skali zapotrzebowania na nie. Do surowców, które charakteryzują się największym zapotrzebowaniem w Polsce, należą żelazo, miedź, aluminium, cynk, tytan, mangan i chrom, a wśród surowców niemetalicznych – wapienie i wapno, fosforyty, skalenie, kaolin, magnezyt i boksyty [1-8,11,12,14-16].

Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego jest jedną z wielu instytucji w Polsce, poza Instytutem Gospodarowania Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Akademią Górniczo-Hutniczą, Głównym Instytutem Górnictwa, Państwowym Instytutem Geologicznym, Uniwersytetem Ekonomicznym w Krakowie oraz Politechniką Krakowską, które analizowały występowanie, zasoby oraz dostępność surowców krytycznych, strategicznych i deficytowych.

2. Gospodarka surowcami krytycznymi, strategicznymi i deficytowymi w Polsce

W tabeli 1 przedstawiono zbiorcze informacje nt. obrotów surowcami metalicznymi (zapotrzebowanie krajowe w 2013 r. oraz poziom importu w 2013 r.) [4].

Obroty surowcami krytycznymi, strategicznymi i deficytowymi metalicznymi w 2013 r.
[opracowanie własne na podstawie 4]

Tabela1

Lp.	Surowiec	Symbol grupy surowca wg Komisji	Zapotrzebowanie ⁴⁾	Import ⁵⁾
			tys. Mg	
aluminium				
1.	aluminium niestopowe	S ²	120,9	106,9
2.	aluminium - stopy		498,6	288,6

Lp.	Surowiec	Symbol grupy surowca wg Komisji	Zapotrzebowanie ⁴⁾	Import ⁵⁾
			tys. Mg	
antymon				
3.	antymon (nieobrobiony, proszek)	k ¹	0,077	0,115
4.	tlenki antymonu		0,76	0,84
beryl				
5.	surowce berylu	k	0,001	0,001
6.	wyroby berylu		0,000704	0,000704
chrom				
7.	chrom (metal, proszek)	k	33,2	81,9
8.	chromity		29,2	29,6
9.	dichromian sodu		0,7	0,8
cynk				
10.	koncentraty cynku	s	171,3	94,3
gal				
11.	gal	k	0,000026	0,000031
german				
12.	german (nieobrobiony, proszki)	k	0,000003	0,000003
13.	wyroby germanu		0,000056	0,000056
14.	tlenki germanu		0,051	0,0544
ind				
15.	ind	k	0,00013	0,00013
kobalt				
16.	tlenki i wodorotlenki kobaltu	k	0,018	0,018
17.	kobalt nieobrobiony, kamień kobaltowy, proszki)		0,032	0,032
krzem metaliczny				
18.	krzem metaliczny	k	bd	22,756
lit				
19.	tlenek i wodorotlenek litu	d ³	0,072	0,098
20.	węglan litu		0,151	0,173

Lp.	Surowiec	Symbol grupy surowca wg Komisji	Zapotrzebowanie ⁴⁾	Import ⁵⁾
			tys. Mg	
magnez				
21.	magnez (opiłki, wióry, granulki, proszki)	k	-	2,464
22.	magnez nieobrobiony		6,4	6,454
mangan				
23.	mangan	s	877,9	971,1
24.	rudę i koncentraty manganu		4,5	4,5
25.	tlenek manganu(IV)		1683,9	1828,3
26.	manganian(VII) potasu		181,5	318,8
miedź				
27.	koncentraty miedzi	d	472,4	43,5
28.	miedź elektrolityczna		234,1	14,2
molibden				
29.	molibden (metal)	s	-0,0278 ²⁾	0,0002
30.	rudę i koncentraty molibdenu		0,0614	0,0633
31.	tlenki molibdenu		0,1912	0,1952
32.	molibden (proszek)		0,0017	0,0022
nikiel				
33.	nikiel (proszki, płatki)	s	0,134	0,142
34.	nikiel niestopowy		0,277	2,884
35.	stopę niklu		0,261	0,261
36.	spieki, tlenki niklu		0,011	0,011
37.	siarczan(VI) niklu(II)		0,053	0,229
38.	chlorek niklu(II)		0,055	0,110
niob i ren				
39.	niob i ren	k/s	-0,003 ⁶⁾	0,000049
pierwiastki ziem rzadkich				
40.	pierwiastki ziem rzadkich (skand, itr)	k	0,027	0,027

Lp.	Surowiec	Symbol grupy surowca wg Komisji	Zapotrzebowanie ⁴⁾	Import ⁵⁾
			tys. Mg	
41.	pierwiastki ziem rzadkich (związki, oprócz związków ceru)		0,133	0,133
42.	pierwiastki ziem rzadkich (związki ceru)		0,104	0,104
platynowce				
43.	platynowce (surowe i proszki)	k	0,000048	0,000057
44.	platynowce (półprodukty)		bd	0,000508
srebro				
45.	srebro (metal)	d	0,038	0,006
46.	srebrońskie koncentraty miedzi		1,2	0
tellur				
47.	tellur	s	0,000134	0,000134
tytan				
48.	tytan	d	0,0033	0,039
49.	rudny i koncentraty tytanu		0,0969	0,0969
50.	biel tytanowa		39,7	0,9
wanad				
51.	tlenek wanadu	s	bd	0,011
wolfram				
52.	wolfram (proszek, metal)	k	-0,12 ²⁾	0,0043
53.	rudny i koncentraty wolframu		-0,0241 ²⁾	0,0169
żelazo				
54.	surowce pierwotne żelaza	s	6610,0	6640,0
55.	surówki żelaza		4121,0	156,2

¹⁾k - surowce krytyczne

²⁾s - surowce strategiczne

³⁾d - surowce deficytowe

⁴⁾bez żelazostopów

⁵⁾reeksport

⁶⁾wzrost eksportu surowców niobu i renu po uruchomieniu produkcji renu w KGHM Polska Miedź

W wyniku przeprowadzonej analizy zapotrzebowania na surowce krytyczne, strategiczne i deficytowe metaliczne w Polsce autorzy stwierdzili, że do grupy surowców na które zapotrzebowanie w 2013 r. było największe zalicza się: surowce żelaza w ilości ok. 11 mln Mg, surowce manganu ok. 3 mln Mg (w tym prawie 900 tys. Mg manganu metalicznego), koncentraty miedzi i miedź elektrolityczną (ok. 700 tys. Mg), a następnie surowce: aluminium (ponad 600 tys. Mg, w tym aluminium niestopowe - 120 tys. Mg), cynku (171 tys. Mg), tytanu (ok. 40 tys. Mg, w tym aż 39,7 tys. Mg bieli tytanowej), chromu (63 tys. Mg, w tym chromu metalicznego i chromitów łącznie 62,4 tys. Mg), magnezu (6,4 tys. Mg), niklu (0,8 tys. Mg) oraz srebra (1,2 tys. Mg). Do grupy surowców metali, na które zapotrzebowanie określono w 2013 r. na poziomie poniżej 1 tys. Mg zaliczono kolejno surowce: antymonu, litu, wanadu, germanu, telluru, platynowców, berylu, galu, indu, pierwiastków ziem rzadkich i molibdenu. W 2013 r. nie odnotowano zapotrzebowania na wanad oraz krzem metaliczny. W 2013 r. odnotowano zapotrzebowanie na niob i ren łącznie na poziomie ok. 0,003 tys. Mg wynikające ze wzrostu eksportu surowców niobu i renu po uruchomieniu produkcji renu w KGHM Polska Miedź. Zapotrzebowanie na wolfram (proszek i metal) wynosiło 0,12 tys. Mg i wynikało z nieregularnego i zmiennego eksportu na proszek wolframu, który znacząco przewyższał import.

W tabeli 2 przedstawiono zbiorcze informacje nt. obrotów surowcami metalicznymi (zapotrzebowanie krajowe oraz poziom importu w 2013 r.) [4].

Gospodarka surowcami krytycznymi, strategicznymi i deficytowymi niemetalicznymi w 2013 r.
[opracowanie własne na podstawie 4]

Tabela 2

Lp.	Surowiec	Symbol grupy surowca wg Komisji	Zapotrzebowanie	Import
			tys. Mg	
1.	baryt	d ³	9,7	9,7
2.	bentonity	d	208,8	208,8
3.	boksyty	s ²	46,7	46,7
4.	borany	k ¹	2,070	2,070
5.	gliny (iły) ceramiczne (tylko ogniotwale)	d	42,8	5,8
6.	diatomity i surowce pokrewne	d	2,0	6,8
7.	fluoryt	k	8,1	8,1
8.	fosforyty	K	948,0	949,0
9.	grafit naturalny	k	6,542	7,338
10.	kaolin surowy i wzbogacony	d	287,1	131,1
11.	magnezyt surowy	k	97,5	0,6
12.	perlit	d	22,040	22,417
13.	skalenie	d	878,4	374,5
14.	talk i steatyt	d	33,4	34,2

Lp.	Surowiec	Symbol grupy surowca wg Komisji	Zapotrzebowanie	Import
			tys. Mg	
15.	wapienie	d	34 984,0	132,0
16.	wapno	d	1678,8	59,8

¹⁾k - surowce krytyczne

²⁾s - surowce strategiczne

³⁾d - surowce deficytowe

Wśród grupy surowców krytycznych, strategicznych i deficytowych niemetalicznych największe zapotrzebowanie w 2013 r. odnotowano w przypadku wapieni (34 mln Mg), wapna (1,6 mln Mg), fosforytów (948 tys. Mg), skaleni (878,4 tys. Mg), kaolinu surowego (287,1 tys. Mg), bentonitów (208,8 tys. Mg), magnezytu surowego (niecałe 100 tys. Mg), a następnie kolejno: boksytów (46,2 tys. Mg), glin ceramicznych (ok. 40 tys. Mg), talku (ponad 30 tys. Mg), perlitu (ok. 22 tys. Mg), barytu (ok. 9,7 tys. Mg), fluorytu (8,1 tys. Mg), grafitu naturalnego (6,5 tys. Mg), boranów (2 tys. Mg) i diatomitów 2 tys. Mg).

3. Podsumowanie

1. Ustawa Prawo geologiczne i górnicze (art. 103) określa prowadzenie bazy zasobów kopalin jako obowiązek administracji geologicznej w Polsce. Polska jest liderem w Unii Europejskiej w zakresie opracowania takich baz danych. Należą do nich: „Bilans Gospodarki Surowcami Mineralnymi Polski i Świata” oraz ”Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce”.
2. Możliwości pozyskania niektórych surowców mineralnych w Polsce są niewielkie. Dlatego też powinno się dbać o efektywność wydobywania kopalin, racjonalne i kompleksowe ich wykorzystywanie, skuteczny odzysk oraz recykling.
3. W wyniku przeprowadzonej analizy zapotrzebowania na surowce krytyczne, strategiczne i deficytowe metaliczne w Polsce autorzy stwierdzili, że do grupy surowców na które zapotrzebowanie w 2013 r. było największe zalicza się: surowce żelaza w ilości ok. 11 mln Mg, surowce manganu ok. 3 mln Mg (w tym prawie 900 tys. Mg manganu metalicznego), koncentraty miedzi i miedź elektrolityczną (ok. 700 tys. Mg), a następnie surowce: aluminium (ponad 600 tys. Mg, w tym aluminium niestopowe - 120 tys. Mg), cynku (171 tys. Mg), tytanu (ok. 40 tys. Mg, w tym aż 39,7 tys. Mg bieli tytanowej), chromu (63 tys. Mg, w tym chromu metalicznego i chromitów łącznie 62,4 tys. Mg), magnezu (6,4 tys. Mg), niklu (0,8 tys. Mg) oraz srebra (1,2 tys. Mg).
4. Wśród grupy surowców krytycznych, strategicznych i deficytowych niemetalicznych największe zapotrzebowanie w 2013 r. odnotowano w przypadku wapieni (34 mln Mg), wapna (1,6 mln Mg), fosforytów (948 tys. Mg), skaleni (878,4 tys. Mg), kaolinu surowego (287,1 tys. Mg), bentonitów (208,8 tys. Mg), magnezytu surowego (niecałe 100 tys. Mg), a następnie kolejno: boksytów (46,2 tys. Mg), glin ceramicznych (ok. 40 tys. Mg), talku (ponad 30 tys. Mg), perlitu (ok. 22 tys. Mg), barytu (ok. 9,7 tys. Mg), fluorytu (8,1 tys. Mg), grafitu naturalnego (6,5 tys. Mg), boranów (2 tys. Mg) i diatomitów 2 tys. Mg).
5. Prognozy gospodarcze na najbliższe lata wskazują na to, że związany z rozwojem nowych technologii wzrost zapotrzebowania na surowce metaliczne, będzie pokrywany importem gotowych wyrobów z berylu, galu, indu, germanu, niobu i wolframu m. in. z Chin oraz krajów Unii Europejskiej o większym potencjale przemysłowym.

Literatura

1. Biel K., Blaschke W., Witkowska-Kita B.: Surowce strategiczne - studium pozyskiwania w Polsce. Monografia: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych, Wyd. KOMAG Gliwice, 2013, s.7-20.
2. Biel K., Blaschke W., Witkowska-Kita B.: Surowce krytyczne - studium pozyskiwania w Polsce. Monografia: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych, Wyd. KOMAG Gliwice, 2014, s.7-20.
3. Biel K., Witkowska-Kita B., Blaschke W., Orlicka A.: Surowce deficytowe – studium pozyskiwania, Monografia: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych, Wyd. KOMAG Gliwice, 2015, s.28-44.
4. Bilans gospodarki surowcami mineralnymi Polski i świata 2013 , Wyd. IGSMiE PAN i Państwowy Instytut Geologiczny PIB, Warszawa, 2014.
5. Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce 2014, Państwowy Instytut Geologiczny, Warszawa 2015.
6. Blaschke W., Witkowska-Kita B., Biel K.: Analiza możliwości pozyskiwania krytycznych surowców mineralnych. Rocznik Ochrony Środowiska. Annual Set The Environment Protection. Tom 17, 2015, s.792-813.
7. Blaschke W., Witkowska-Kita B., Biel K.: Analiza możliwości pozyskiwania strategicznych surowców mineralnych. Rocznik Ochrony Środowiska. Annual Set The Environment Protection. Tom 17, 2015, s.1428-1448.
8. Całus-Moszek J., Białecka B.: Potencjał i zasoby metali ziem rzadkich w świecie oraz w Polsce, Prace naukowe GIG, Górnictwo i środowisko, 4/2012, s.61-72.
9. Critical Raw Materials – Sourcing Study in Poland. Proceedings 19th Conference on Environment and Mineral Processing. Part I. VSB-TU Ostrava. Czech Republic 2015, s.13-19.
10. Critical Raw Material for the EU – Report of the Ad-hoc Working Group on Defining Critical Raw materials. EU Commission Enterprise and Industry. 2010.
11. Galos K., Smakowski T.: Surowce krytyczne dla Unii Europejskiej z punktu widzenia potrzeb polskiej gospodarki, debaty pt.: „Problemy polityki i bezpieczeństwa surowcowego Polski – postulaty środowiska naukowego” Warszawa, Pałac Staszica, 02 czerwca 2015 r.
12. Komunikat Komisji Europejskiej do Parlamentu Europejskiego ws. Przeglądu wykazu surowców krytycznych dla UE i wdrażania inicjatywy na rzecz surowców, 26 maja 2014 r. (COM/2014/0297).
13. Stefanowicz J. A., Strategia surowcowa w strategiach zintegrowanych ŚSRK i KPZK 2010 – obszary funkcjonalne i złoża strategiczne, materiały XXVIII Konferencji z cyklu „Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej, Zakopane, 2014, s.61-79.
14. Smakowski T.: Surowce mineralne – krytyczne czy deficytowe dla gospodarki UE i Polski. Zeszyty naukowe IGSMiE PAN nr 81, 2011.
15. Strategia Rozwoju Kraju 2020 (MP z 2013, nr 0, poz. 121).
16. Witkowska-Kita B. (red.), Baic I., Biel K., Blaschke W., Blaschke Z., Góralczyk S. Surowce krytyczne i strategiczne w Polsce,. Monografia, wyd. IMBiGS, 2015.

Stan rozwoju technologii przeróbki w świetle scenariuszy foresightu węglowego

Henryk Giemza

Aleksander Lutyński – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono aktualny stan rozwoju technologii przeróbki węgla kamiennego w aspekcie prognoz formułowanych w projekcie foresight “Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego węgla kamiennego”, który zakończono w 2008 roku. Foresight ten dotyczył wizji rozwoju technologicznego branży górnictwa kamiennego w Polsce do roku 2020.

Current state of development of processing technologies in relation to the coal foresight scenarios

Abstract: The chapter presents current state of development of coal processing technologies in relation to the forecasts given in the foresight project “Scenarios of technological development of coal mining industry” which was ended in 2008. The scope of the foresight was to predict technological development of coal mining in Poland up to 2020.

1. Wprowadzenie

W 2008 roku zakończone zostały prace nad projektem typu foresight “Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego węgla kamiennego”, którego najważniejszym celem było opracowanie wizji rozwoju technologicznego branży górnictwa węgla kamiennego do roku 2020. W realizacji projektu uczestniczyło sześć instytucji związanych z branżą górnictwa węgla kamiennego. Były to Akademia Górniczo-Hutnicza, Centrum Elektryfikacji i Automatyzacji Górnictwa EMAG, Centrum Mechanizacji Górnictwa KOMAG, Główny Instytut Górnictwa, Politechnika Śląska i Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi Polskiej Akademii Nauk. W scenariuszach foresightu zakładano pośrednie etapy rozwoju technologicznego datowane na lata 2012 i 2015. Poszczególne merytoryczne zadania tego projektu to:

- Zebranie danych oraz przeprowadzenie oceny stanu technologicznego przemysłu wydobywczego w kraju.
- Przegląd i analiza projektów foresight zrealizowanych w obszarze przemysłu wydobywczego na świecie.
- Ocena innowacyjności technologii stosowanych w przemyśle węglowym.
- Scenariusze rozwoju technologicznego branży węgla kamiennego.
- Weryfikacja scenariuszy rozwoju technologii wydobycia i przeróbki węgla kamiennego.
- Utworzenie baz danych wiodących technologii oraz ekspertów w zakresie monitorowania i prognozowania rozwoju technologicznego.
- Opracowanie zasad monitoringu i cyklicznego prowadzenia foresightu branży.

Dokonany przegląd technologii pozyskiwania węgla kamiennego oraz prognozowane do 2020 roku kierunki ich rozwoju w warunkach zrównoważonej gospodarki pozwoliły na zidentyfikowanie technologii przyszłościowych, a więc zdaniem autorów opracowań takich, które dają nadzieję na uzyskanie dobrych wyników, jak i możliwości eksploatacji wartościowych złóż zalegających w trudnych warunkach.

Swoiste podsumowanie wyników przeprowadzonego foresightu stanowi grafik rozwoju technologii innowacyjnych w górnictwie węgla kamiennego do 2020 roku. Są w nim przedstawione scenariusze rozwoju technologii innowacyjnych, jakie znajdują i znajdowały będą zastosowanie w podstawowych obszarach górniczych, a więc związanych z udostępnianiem złoża, eksploatacją węgla kamiennego, mechanizacją procesów górniczych, zasilaniem, automatyzacją, informatyzacją w kopalniach, a także w procesach przeróbki mechanicznej.

Czas, który upłynął od daty zakończenia projektu foresight upoważnia do oceny dokonań w branży górniczej w aspekcie zamierzeń i scenariuszy w nim zawartych. W niniejszym rozdziale ocena ta dotyczyła dokonań w zakresie przeróbki węgla.

2. Stan technologii przeróbki węgla kamiennego zidentyfikowany w projekcie foresight

Stan technologii przeróbki węgla kamiennego zidentyfikowany w projekcie trwającym w latach 2006 do 2008 dotyczył 41 zakładów zlokalizowanych w 31 kopalniach węgla kamiennego. Proces wzbogacania węgla w tych zakładach przedstawiono w postaci schematu blokowego uwzględniającego poszczególne elementy tego procesu przedstawiono na rysunku 1.

ODKAMIENIANIE UROBKU PRZYGOTOWANIE NADAWY 200 – 20 (10) mm i 20 (10) – 0 mm	
WZBOGACANIE W CIECZY CIĘŻKIEJ 200 – 20 (10) mm	
WARIANT 1 2-produktowe	WARIANT 2 3-produktowe
WZBOGACANIE W OŚRODKU WODNYM 20 (10) – 0,5 mm lub 20 (10) – 6 (3) mm	
WARIANT 1 2-produktowe	WARIANT 2 3-produktowe
FLOTACJA < 0,5 mm	
OBIEG WODNO-MUŁOWY	
ZAŁADUNEK	

Rys. 1. Schemat blokowy procesu wzbogacania węgla kamiennego [3]

Analiza wykazała, że technologie wzbogacania węgla stosowane w minionym okresie w 41 zakładach przerobczych kopalń węgla kamiennego są następujące:

- wzbogacanie węgla energetycznego o uziarnieniu tylko powyżej 20(10)mm – 11 zakładów;
- wzbogacanie węgla energetycznego o uziarnieniu powyżej 0,1 mm – 16 zakładów;
- wzbogacanie węgla energetycznego w pełnym zakresie uziarnienia – 8 zakładów;
- wzbogacanie węgla kokosowego w pełnym zakresie uziarnienia – 6 zakładów (5 zakładów wzbogaca także węgle dla energetyki).

Prognozę dotyczącą rozwoju technologii przeróbki poprzedziła wielokryterialna ocena innowacyjności. Dokonano jej metodą Analizy Hierarchicznej Problemu – AHP (*Analytic Hierarchy Process*). Opis metodyki znajduje się w [11]. Analizę wykonano mając za podstawę odpowiednie kryteria wybrane przez ekspertów. W ocenie wyznaczono wskaźnik natężenia innowacyjności NI technologii, obliczając go z zależności:

$$NI = \sum w_i p_i$$

gdzie:

w_i – waga z przedziału (0-1) przypisana przyjętemu kryterium, przy czym $\sum w_i = 1$

p_i – przydatność danego kryterium w ogólnej ocenie innowacyjności, mając do dyspozycji cztery poziomy:

- $p_1 = 0$ – rozwiązanie mało przydatne,
- $p_2 = 1$ – rozwiązanie ograniczonej przydatności,
- $p_3 = 2$ – rozwiązanie przydatne,
- $p_4 = 3$ – rozwiązanie bardzo przydatne.

Wyznaczony wskaźnik dawał podstawę do sytuowania ocenianej technologii w jednym trzech rozróżnianych stopni innowacyjności:

- stopień I – technologie rozwojowe,
- stopień II – technologie rozpowszechnione,
- stopień III – technologie zanikowe.

W stopniu pierwszym i drugim zróżnicowano ponadto trzy poziomy natężenia innowacyjności technologii. Poziomy natężenia innowacyjności to:

- „a” – poziom najniższy,
- „b” – poziom pośredni,
- „c” – poziom najwyższy.

Z wartości liczbowych czynników przyjętych w iloczynie pozwalającym wyznaczyć wskaźnik natężenia innowacyjności wynika, że wartość tego wskaźnika zawiera się w granicach od 1,00 do 3,00. Wobec powyższego przyjęto, że ocena innowacyjności technologii przeprowadzona będzie na podstawie następujących kryteriów:

- III – technologia zanikowa

$$NI \leq 1,50$$

- IIa – technologia rozpowszechniona o najniższym poziomie innowacyjności

$$1,50 < NI \leq 1,75$$

- IIb – technologia rozpowszechniona o pośrednim poziomie innowacyjności

$$1,75 < NI \leq 2,00$$

- IIc – technologia rozpowszechniona o najwyższym poziomie innowacyjności

$$2,00 < NI \leq 2,25$$

- Ia – technologia rozwojowa o najniższym poziomie innowacyjności

$$2,25 < NI \leq 2,50$$

- Ib – technologia rozwojowa o pośrednim poziomie innowacyjności

$$2,50 < NI \leq 2,75$$

- Ic – technologia rozwojowa o najwyższym poziomie innowacyjności

$$2,75 < NI \leq 3,00$$

Wiadomym jest, iż dobór technologii wzbogacania węgla kamiennego zależy zarówno od jego klasy ziarnowej, jak i od kierunku wykorzystania (energetyka czy koksownictwo), a więc od rodzaju węgla. Mimo pewnych różnic w technologiach, zespół ekspertów przyjął dla nich jednakowe kryteria i ich wagi.

Przyjęte do oceny innowacyjności technologii przeróbki węgla kryteria i ich wagi prezentuje tabela 1 [11].

Kryteria i ich wagi przyjęte do oceny technologii wzbogacania węgla [11]

Tabela 1

Nr kryterium	Nazwa kryterium	Waga kryterium
1	Kryterium obecnego poziomu technologicznego (technicznego) w innych zaawansowanych dziedzinach techniki	0,15
2	Kryterium skuteczności technologii w odniesieniu do warunków zewnętrznych	0,35
3	Kryterium uniwersalności technologii w odniesieniu do techniki i warunków ich stosowania	0,20
4	Kryterium minimalizacji wpływu na środowisko	0,20
5	Kryterium bezpieczeństwa i higieny pracy	0,20

Ocenę innowacyjności według tej metody przeprowadził zespół ekspertów wewnętrznych jednostek naukowych i badawczo-rozwojowych uczestniczących w realizacji projektu.

Wyniki tej oceny za [10] przedstawione zostały w tabeli 2.

Wyniki oceny innowacyjności technologii przeróbki węgla kamiennego [11]

Tabela 2

Lp.	Nazwa technologii	Numer kryterium					Suma ocen	Ocena innowacyjności
		1	2	3	4	5		
		Wartość przydatności						
		0,15	0,35	0,20	0,20	0,10		
Technologie z zakresu przygotowania nadawy								
1	Przygotowanie urobku węglowego	1	2	2	2	2	1,75	Ila - technologia rozpowszechniona o najn. poz. innow.
2	Klasyfikacja wstępna przygotowywanego węgla	2	2	2	1	1	1,70	Ila - technologia rozpowszechniona o najn. poz. innow.
3	Odwadnianie koncentratów węglowych	3	3	2	3	1	2,60	Ib - technologia rozwojowa o pośr. poz. innow.
4	Gospodarka wodno-mułowa	3	2	2	3	2	2,35	Ia - technologia rozwojowa o najn. poz. innow.
5	Klasyfikacja końcowa i załadunek węgla	1	2	2	2	2	1,85	IIb - technologia rozpowszechniona o pośr. poz. innow.
Technologie wzbogacania węgla metodami grawitacyjnymi								
6	Wzbogacanie w cieczach ciężkich	2	3	2	2	2	2,35	Ia - technologia rozwojowa o najn. poz. innow.
7	Wzbogacanie w osadzarkach wodno-pulsacyjnych	3	3	2	3	2	2,70	Ib - technologia rozwojowa o pośr. poz. innow.
8	Wzbogacanie w cyklonach z cieczą ciężką	1	2	1	2	2	1,65	Ila - technologia rozpowszechniona o najn. poz. innow.
9	Wzbogacanie w hydrocyklonach	2	2	2	2	2	2,00	IIb - technologia rozpowszechniona o pośr. poz. innow.
10	Wzbogacanie we wzbogacalnikach zwojowych	1	2	1	2	2	1,65	Ila - technologia rozpowszechniona o najn. poz. innow.

Technologia wzbogacania węgla metodami fizykochemicznymi								
11	Flotacja pianowa	3	3	2	1	1	2,20	IIc - technologia rozpowszechniona o najw. poz. innow.
12	Aglomeracja olejowa	2	2	3	2	3	2,30	Ia - technologia rozwojowa o najn. poz. innow.
13	Otrzymywanie ultra czystego węgla	3	3	2	3	2	2,70	Ib - technologia rozwojowa o pośr. poz. innow.

W analizie innowacyjności technologii przeróbki metodą AHP rozpatrywano cztery podstawowe technologie przeróbki węgla kamiennego. Są to:

- technologia wzbogacania węgla koksującego z pełnym zakresem uziarnienia,
- technologia wzbogacania węgla energetycznego w pełnym zakresem uziarnienia,
- technologia wzbogacania węgla energetycznego o zakresie uziarnienia (0,1) 0,5 mm,
- technologia wzbogacania węgla energetycznego o zakresie uziarnienia (10) 20 mm.

Przeprowadzona ocena hierarchizacji wymienionych technologii doprowadziła do ustaleń, które zawarte zostały w tabeli 3 [11].

Hierarchia technologii przeróbki węgla [11]

Tabela 3

Miejsce rankingowe	Nazwa technologii	Wartość wskaźnika priorytetu, %
1	technologia wzbogacania węgla koksującego z pełnym zakresem uziarnienia	40,9
2	technologia wzbogacania węgla energetycznego w pełnym zakresie uziarnienia	30,5
3	technologia wzbogacania węgla energetycznego o zakresie uziarnienia (0,1) 0,5 mm	16,8
4	technologia wzbogacania węgla energetycznego o zakresie uziarnienia (10) 20 mm	11,9

Wyniki oceny innowacyjności technologii wzbogacania legły u podstaw zidentyfikowania technologii przyszłościowych w przeróbce węgla kamiennego.

3. Scenariusze rozwoju technologii przeróbki węgla kamiennego nakreślone w foresighcie

Przeprowadzona analiza innowacyjności technologii przeróbczych węgla kamiennego wyłoniła dwie spośród nich (tabela 3), które zdaniem ekspertów rozwiną się i będą dominowały w horyzoncie roku 2020. Są to technologie wzbogacania węgla koksującego oraz energetycznego w pełnym zakresie uziarnienia.

Nakreślając w foresighcie [11] ewolucję rozwoju technologii wzbogacania węgla koksującego od stanu w 2008 roku do roku 2020 przewidywano zdecydowaną poprawę automatyzacji procesów przeróbki oraz poprawę kontroli i monitoringu w poszczególnych sekcjach technologicznych, a także rozwój systemów dyspozytorskich sterowania i monitorowania pracy zakładu przeróbczego. Rozwój ten przedstawiany był w dwóch segmentach:

- w zakresie technologii przeróbczych przewidywano:
 - lokalizację stanowisk odkamieniania urobku na dole kopalni,
 - modernizację stanowisk technologicznych – przechodzenie od sterowania ręcznego ze wspomaganie układów stycznikowych oraz przekaźnikowych, do zdalnego sterowania za pomocą wyspecjalizowanych sterowników cyfrowych, za pośrednictwem jednej sieci teletransmisji cyfrowej,
 - pełną automatyzację sekcji technologicznych,
 - kompleksową automatyzację procesów przeróbczych,
 - modernizację sekcji technologicznych, metod i środków do poziomu technicznego, uważanego obecnie za najwyższy w polskich i zagranicznych zakładach przeróbki,
 - modernizację procesów technologicznych, maszyn i urządzeń pod kątem poprawy warunków i środowiska pracy (ograniczenie emisji hałasu, wibracji, pylenia itp.)
- w zakresie środowiska i warunków pracy w zakładach przeróbki przewidywano:
 - zmniejszenie poziomu hałasu na stanowiskach pracy,
 - eliminację zagrożeń pyłowych i gazowych.

W ewolucji rozwoju technologii wzbogacania węgla energetycznego od stanu w 2008 roku do roku 2020 przewidywano, że wszystkie zakłady będą wzbogacały ten węgiel w pełnym zakresie uziarnienia, przy czym do 2015 roku będą to 24 zakłady.

Podobnie jak w przypadku technologii wzbogacania węgla koksującego rozwój ten przedstawiany był w dwóch segmentach:

- w zakresie technologii przeróbczych przewidywano:
 - modernizację zakładów przeróbki wzbogacających węgiel o zakresie uziarnienia (0,1) 0,5 mm oraz (10) 20 mm do poziomu zakładów wzbogacających węgiel w pełnym zakresie uziarnienia,
 - lokalizację stanowisk odkamieniania urobku na dole kopalni (przewidywane w 20 kopalniach),
 - pełną automatyzację sekcji technologicznych,
 - kompleksową automatyzację procesów przeróbczych,
 - modernizację sekcji technologicznych, metod i środków do poziomu technicznego, uważanego obecnie za najwyższy w polskich i zagranicznych zakładach przeróbki,
 - modernizację procesów technologicznych, maszyn i urządzeń pod kątem poprawy warunków i środowiska pracy (ograniczenie emisji hałasu, wibracji, pylenia itp.)

- w zakresie środowiska i warunków pracy w zakładach przeróbki przewidywano:
 - zmniejszenie poziomu hałasu na stanowiskach pracy,
 - eliminację zagrożeń pyłowych i gazowych.

W wykonanym foresighcie nakreślono także kierunki prac badawczo-rozwojowych, które powinny gwarantować przewidywany rozwój technologii przeróbki węgla.

4. Aktualny stan technologii przeróbki węgla

Sytuacja sektora energetycznego, a w tym i sektora górnictwa węgla kamiennego wraz z uwarunkowaniami zewnętrznymi w sposób niezwykle istotny wpłynęły na realizację zamierzeń prezentowanych w omawianym foresighcie. Najistotniejszym czynnikiem mającym wpływ na te zmiany były ceny węgla, które na rynkach zagranicznych, a co się z tym wiąże i na rynkach krajowych uległy znacznemu obniżeniu. Przykładowo cena węgla energetycznego wg CIF ARA w lipcu 2008 roku wyniosła 208,9 USD/tonę, co daje w przeliczeniu wg kursu bankowego tamtego okresu cenę węgla 431,8 zł/tonę [2]. Obecnie cena węgla energetycznego wynosi ok. 50 USD/tonę, co daje w przeliczeniu według aktualnego wg kursu bankowego ok. 200 zł/tonę. Sytuacja ta determinuje kondycję polskiego górnictwa. Cena węgla koksowego w 2008 roku wynosiła ok. 300 USD/tonę [6], a 2015 r. wynosiła średnio 102,5 USD/tonę.

4.1. Węgiel energetyczny

Od czasu, w którym formułowano kierunki rozwoju technologii przemysłu wydobywczego węgla kamiennego w tym sektorze nastąpiły daleko idące zmiany strukturalne i własnościowe. Obecnie (nie licząc kopalń przekazanych do Spółki Restrukturyzacji Kopalń i Węglukoksu Kraj) funkcjonuje 19 kopalń węgla kamiennego. W kopalniach tych pracuje 21 zakładów przeróbczych. Technologie wzbogacania węgla stosowane w tych zakładach są następujące:

- wzbogacanie węgla energetycznego o uziarnieniu powyżej 20(10)mm – 21 zakładów, (przy czym 6 zakładów wzbogaca tylko w tym zakresie uziarnienia),
- wzbogacanie węgla energetycznego o uziarnieniu powyżej 0,1 mm – 15 zakładów,
- wzbogacanie węgla energetycznego w pełnym zakresie uziarnienia – 11 zakładów.

Powyższe zestawienie obejmuje kopalnie i zakłady przeróbcze pozostające w strukturach organizacyjnych:

- Kompanii Węglowej SA,
- Katowickiego Holdingu Węglowego SA,
- Tauronu Wydobycie SA,
- Lubelskiego Węgla SA.

Trzy zakłady przeróbcze Kompanii Węglowej SA tj.: Bielszowice, Marcel oraz Rydułtowy – Anna niewielką część produkcji (ok. 6 ÷ 8 %) zbywają do koksownictwa.

Aktualną strukturę zakresu wzbogacania w poszczególnych zakładach przeróbczych przedstawiono w tabeli 4.

Zakres wzbogacania energetycznego węgla kamiennego w ZMPW [opr. wł]

Tabela 4

Organi- zacja	kopalnia	ZMPW	Zakres wzbogacania					
			+ 20 mm		20 (10) ÷ 0,1 mm		1 (0,5) ÷ 0 mm	
			c.c	os. ziarn	os. miał	c.c. cykl	spirale	flotacja
Kompania Węglowa SA	Halemba - Wirek	Halemba		•	•			
	Pokój	Pokój	•			•	•	
	Bielszowice	Bielszowice	•		•			•
	Bol. Śmiały	Bol. Śmiały	•		•			
	Sośnica	Sośnica	•		•			•
	Piast	Piast I Piast II	• •		•		•	
	Ziemowit	Ziemowit	•					
	Chwałowice	Chwałowice	•		•			
	Jankowice	Jankowice	•		•			•
	Marcel	Marcel	•		•			•
	Rydułtowy - Anna	Rydułtowy	•		•		•	
Σ	11	12	11	1	9	1	3	4
Katowicki Holding Węglowy SA	Murcki - Staszic	Murcki Staszic	• •		• •			•
	Mysłowice - Wesola	Wesola	•					
	Wieczorek	Wieczorek	•					
	Wujek - Śląsk	Wujek	•					
Σ	4	5	5	-	2	-	-	1
Tauron	Janina	Janina	•		•		•	
	Sobieski	Sobieski	•		•		•	
	Brzeszcze	Brzeszcze	•					
Σ	3	3	3	-	2	-	2	-
Lub. Węgiel	Bogdanka SA	Bogdanka SA	•		•		wirówk i prasy •	
Σ	1	1	1	-	1	-	1	-
ΣΣ	19	21	21		15		11	

4.2. Węgiel koksowy

Jedynym znaczącym producentem węgla koksowych w skali globalnej jest Jastrzębska Spółka Węglowa SA. Popyt na te rodzaje węgla jest pochodną sytuacji makroekonomicznej, głównie przemysłu hutniczego. Wykorzystanie mocy produkcyjnych stali w 2015 roku kształtowało się na poziomie 67 % i było najniższe od 2009 roku. Spadek zapotrzebowania na stal i tym samym cen węgla koksowego notowany jest od kilku lat.

Sytuacja ta determinuje kondycję JSW SA i wymusza działania restrukturyzacyjne, głównie pod kątem obniżania kosztów produkcji oraz wdrażania efektywnych działań inwestycyjnych i modernizacyjnych.

Od roku 2008, kiedy formułowano kierunki rozwoju technologii wzbogacania węgla, w JSW SA nastąpiły istotne zmiany organizacyjne i własnościowe. Równocześnie w ZMPW wdrażano nowe rozwiązania węzłów pod względem technologicznym i maszynowym.

Aktualnie w strukturach JSW SA funkcjonuje 5 kopalń, posiadających 8 zakładów przerobczych wzbogacających węgla koksowe w pełnym zakresie uziarnienia.

Aktualną strukturę zakresu wzbogacania w poszczególnych zakładach przerobczych przedstawiono w tabeli 5.

Zakres wzbogacania koksowego węgla kamiennego w zakładach przeróbki JSW SA [opr. wł.]

Tabela 5

kopalnia	ZMPW	Zakres wzbogacania			
		+ 20 (15) mm	70-0 mm, OS	20-0mm, OM	flotacja
Zofiówka	Zofiówka	•	-	•	•
Borynia	Borynia	•	-	•	•
Jastrzębie	Jastrzębie	•	-	•	•
Pniówek	Pniówek	•		•	•
Budryk	Budryk	-	•	-	•
Krupiński	Krupiński	-	•	-	•
Knurów	Knurów	•	-	•	•
Szczygłowice	Szczygłowice	•	-	•	•
Σ	8	6	2	6	8

Stan technologii przeróbki węgla kamiennego w czasie kiedy formułowano kierunki jego rozwoju, a więc w 2008 roku, był adekwatny do ówczesnego zapotrzebowania na węgiel energetyczny i koksowy oraz do ówczesnych prognoz w tym zakresie. Technologie te były dostosowane do charakterystyk wzbogacanego węgla, stopnia jego zanieczyszczenia oraz wymagań jakościowych odbiorców krajowych i zagranicznych.

Wykonana wtedy analiza jakościowa stosowanych technologii, automatyzacji i umaszynowania wykazała, że większość zakładów wybudowanych w latach 70. i 80. dwudziestego wieku w sposób znaczący odbiegała od standardów światowych. O ile jakość węgla do procesów koksowania oraz węgla energetycznego w sortymentach grubych i średnich była wysoka, o tyle miały energetyczne, spalane głównie w energetyce zawodowej (często nie wzbogacane) charakteryzowały się niską wartością opałową.

4.3. Aktualny stan technologii przeróbki mechanicznej węgla koksowego w pełnym zakresie uziarnienia w JSW SA

Odnosząc się do przedstawionych w foresightcie prognoz rozwoju technologii wzbogacania węgla koksowego stwierdzić należy, że:

- *Odkamienianie urobku na dole kopalni.*

Zawartość skały płonnej w urobku zależy głównie od warunków górniczo-geologicznych oraz przyjętego systemu urabiania węgla. Wysoką jej koncentrację obserwuje się głównie ww. klasach ziarnowych > 100 (150) mm. Z uwagi na dalsze procesy przeróbcze korzystnym byłoby wydzielanie kamienia z urobku na dole kopalni. Jednak dotąd w Polsce nie wykonano takiej instalacji.

Aktualnie we wszystkich ZPMW JSW SA mają zastosowanie technologie suchego odkamieniania urobku z zastosowaniem głównie kruszarek bębnowych Bradford o zróżnicowanych parametrach technicznych, zależnych od wskaźnika podatności na kruszenie oraz od przyjętej technologii wzbogacania urobku.

- *Modernizacja stanowisk technologicznych – przechodzenie od sterowania ręcznego ze wspomaganiami układów stycznikowych oraz przekaźnikowych, do zdalnego sterowania za pomocą wyspecjalizowanych sterowników cyfrowych, za pośrednictwem jednej sieci teletransmisji cyfrowej.*
- *Pełna automatyzacja sekcji technologicznych.*
- *Kompleksowa automatyzacja procesów przeróbczych.*

Przedstawione powyżej prognozowane do wykonania zadania wytyczające rozwój technologii przeróbki zostały omówione łącznie, z uwagi na ich wzajemne przenikanie i powiązania merytoryczne.

Intensywny rozwój techniki komputerowej w rozwiązaniach przemysłowych i łatwy dostęp do najnowszych rozwiązań z zakresu elektroniki, pneumatyki i hydrauliki umożliwił opracowanie i wdrożenie lokalnych i centralnych komputerowych systemów monitoringu, sterowania i raportowania w ZPMW, które pozwoliły na objęcie automatyczną kontrolą większości operacji jednostkowych oraz kompleksową kontrolę całego zakładu przeróbki.

Aktualny stan zaawansowania oraz zakres automatyzacji ZPMW można opisać następująco:

- mechanizacja operacji jednostkowych obejmująca wyposażenie układu maszynowego w elementy umożliwiające zmianę kierunku oraz wielkości strugi węgla lub cieczy, jak:
 - zawory i zasuwy w obiegu wodnym,
 - kłapy rozdzielcze z pozycjonerami na ciągach transportowych węgla,
 - próbobiorniki, itp.;
- zdalne sterowane napędami siłowników oraz zaworów maszyn i urządzeń przeróbczych;
- sterowanie automatyczne ciągami technologicznymi:
 - załączanie ciągów transportowych i urządzeń współpracujących w blokadzie,
 - centralny rozruch oraz zatrzymanie pracy zakładu lub poszczególnych jego ogniw technologicznych,
 - praca w sytuacjach awaryjnych;

- automatyczna kontrola i regulacja procesów technologicznych:
 - pomiar poziomów węgla i cieczy w zbiornikach,
 - pomiar gęstości mułów węglowych i cieczy ciężkich,
 - pomiar natężenia przepływu cieczy,
 - pomiar natężenia masy urobku transportowanego przenośnikami taśmowymi,
 - pomiar zawartości popiołu, wilgoci i siarki w węglu,
 - pomiar czasu pracy maszyn i sekcji technologicznych,
 - stabilizacja ilości nadawy,
 - regulacja procesu wzbogacania w cieczach ciężkich,
 - regulacja procesu wzbogacania w osadzarkach,
 - sterowanie procesem flotacji,
 - sterowanie procesem tworzenia mieszanek węgla oraz załadunkiem węgla,
 - regulacja obiegu wodno-mułowego;
- nadrzędne sterowanie oraz automatyzacja obiektów i całego zakładu.

Wprowadzenie kolejnych etapów automatyzacji procesów przerobczych pozwala na uzyskanie efektów ekonomicznych, takich jak:

- zmniejszenie zatrudnienia,
- zmniejszenie strat węgla,
- zmniejszenie kar umownych z powodu nie dotrzymania poziomu jakości produktu,
- poprawa ekonomiki procesów przerobczych i ich automatyzacja.

Realizowany zakres automatyzacji zakładów wzbogacania idzie zazwyczaj w parze z procesami modernizacyjnymi i inwestycyjnymi. We wszystkich zakładach przeróbki JSW SA, które wzbogacają węgiel koksowy w pełnym zakresie uziarnienia, są prowadzone lub przygotowywane prace inwestycyjne poszczególnych węzłów technologicznych lub całego zakładu jak np. Budryk.

- *Modernizacja sekcji technologicznych, metod i środków do poziomu technicznego uważanego obecnie za najwyższy w polskich i zagranicznych zakładach przeróbki*

Krótką charakterystyką realizowanych i planowanych modernizacji głównych (wybranych) węzłów technologicznych w zakładach przeróbki JSW SA przedstawia się następująco:

- zabudowa kruszarek bębnowych Bradford;
 - Zofiówka – 2 szt.,
 - Budryk – 1 szt.;
- zabudowa nowoczesnych osadzarek jedno i dwukorytowych, trój produktowych wyposażonych w elektroniczny system sterowania oddzielnie dla każdego koryta [6, 7]:
 - Zofiówka - 3 szt. jednokorytowe – projekt
 - Pniówek - 4 szt. dwukorytowe – w realizacji
 - Krupiński - 3 szt. dwukorytowe – w realizacji
 - Jastrzębie - 1 szt. jednokorytowa – gotowa
 - Borynia - 2 szt. jednokorytowe – gotowe

- Knurów - 1 szt. jednokorytowa – gotowa
- Szczygłowice - 1 szt. jednokorytowa – projekt
- Budryk - 2 szt. jednokorytowe – projekt

W ww. maszynach wprowadzono szereg modyfikacji. Dotyczyła ona głównie automatycznej regulacji odbioru produktów, zaworów pulsacyjnych, pokładów sitowych i komór roboczych, zbiorników powietrznych umożliwiających modyfikację cyklu pulsacji. Zbudowane osadzarki osiągnęły wskaźnik im perfekcji $J=0,14 \div 0,16$, czego efektem jest zmniejszenie strat węgla w odpadach o $1,5 \div 2 \%$.

- zabudowa wirówek sedymentacyjno-sitowych w węźle odwadniania koncentratu flotacyjnego
 - Zofiówka - 4 szt. – projekt
 - Budryk - 4 szt. – projekt
- zabudowa komorowo-membranowych pras filtracyjnych nowej generacji do odwadniania głównie odcieku z części sedymentacyjnej wirówek S-S (tzw. sedymentu) o granulacji < 30 mikronów i niskiej zawartości popiołu. Wdrożona technologia [1] umożliwia pełne zamknięcie obiegu wodno-mułowego i odzysk nisko popiołowych koncentratów
 - Zofiówka GHT-1500 - 4 szt. – gotowe
 - Jastrzębie GHT-1500 - 1 szt. – gotowa
 - Borynia GHT-1500 - 3 szt. – projekt
 - Szczygłowice GHT-1500 - 2 szt. – projekt
 - Budryk GHT-2000 - 2 szt. – projekt
- zabudowa komorowo-membranowych pras filtracyjnych z dosuszaniem placka sprężonym powietrzem w węźle odwadniania koncentratu flotacyjnego.

Rozwiązanie nowatorskie w polskim górnictwie węglowym [10].

- Pniówek GHT– 2500 - 5 szt. – projekt
- Knurów GHT – 2000 - 3 szt. – projekt
- zabudowa komorowych pras filtracyjnych nowej generacji do odwadniania odpadów flotacyjnych
 - Krupiński GHT – 2000 - 3 szt. – gotowe
 - 2 szt. – projekt
 - Budryk Automat 1500/2000 - 6 szt. – gotowe
- zabudowa maszyn flotacyjnych ze zmodyfikowanymi aeratorami
 - Zofiówka JZ-12 - 5 szt. – projekt
 - Knurów JZ-16 - 1 szt. – w trakcie
 - 2 szt. – projekt
 - Krupiński JZ-12 - 1 szt. – gotowa

Tak szeroki zakres prac inwestycyjnych i modernizacyjnych przyniesie spodziewane efekty w zakresie:

- wzrostu wydajności zakładów,
- poprawy jakości produktów wzbogacania,
- stabilności jakościowej i wydajnościowej poszczególnych węzłów technologicznych,

- obniżenie strat substancji użytecznej, a tym samym wzrost uzysku węgla,
 - pełnego zamknięcia obiegów wodno-mułowych,
 - ekonomiki procesu wzbogacania,
 - poprawy warunków pracy i stanu bezpieczeństwa załogi,
 - podniesienia konkurencyjności spółki na rynku paliwowym.
- *Modernizacja procesów technologicznych oraz maszyn i urządzeń pod kątem poprawy warunków i środowiska pracy (ograniczenie emisji hałasu, wibracji, pylenia itp.).*

Należy stwierdzić, że zastosowane technologie ograniczyły (zmniejszyły) negatywne oddziaływanie procesów technologicznych na środowisko naturalne oraz warunki pracy w zakresie:

- emisji zanieczyszczeń pyłowych i gazowych do atmosfery poprzez likwidację suszarń koncentratów węglowych,
- oddziaływania na środowisko naturalne przez pełne zamknięcie obiegów wodno-mułowych co ograniczyło budowę osadników ziemnych,
- emisji hałasu i wibracji przez stosowanie maszyn i urządzeń spełniających wymagania UE w tym zakresie oraz stosowanie tłumików hałasu, obudów dźwiękochłonnych i ekranów akustycznych,
- zapylenia przez stosowanie nowoczesnych systemów odpylania przestrzennego i odkurzania,
- stosowania środków chemicznych o znacznie zmniejszonej szkodliwości oddziaływania na organizm ludzki,
- stosowanie skutecznych środków ochrony osobistej.

4.4. Aktualny stan technologii przeróbki mechanicznej węgla energetycznego

Stan technologii przeróbki i zakresu wzbogacania węgla energetycznego przedstawiony został w tabeli 4. Stwierdzić należy, że prognozy foresightu węglowego na 2020 rok mówiące, że wszystkie zakłady przerobcze wzbogacać będą węgiel w pełnym zakresie uziarnienia nie zostaną zrealizowane.

W związku z trudną sytuacją na rynku paliwowym można stwierdzić, że aktualnie w przeważającej liczbie zakładów przerobczych nie są realizowane znaczące prace inwestycyjne i modernizacyjne. Do nielicznych należą wyjątki podejmowania takich prac. Pozwala to na wskazanie pewnych kierunków rozwoju technologii wzbogacania tego rodzaju węgla kamiennego.

Odnosząc się do prognozowanego w foresighcie rozwoju technologii węgla energetycznego, opisanego w rozdziale 3, stwierdzić że stan w tym zakresie przedstawia się następująco:

- *Modernizacja zakładów przeróbki wzbogających węgiel w zakresie (0,1) 0,5 mm oraz (10) 20 mm do poziomu zakładów wzbogających węgiel w pełnym zakresie uziarnienia*
- w zakładach przeróbki Kompanii Węglowej SA i Katowickim Holdingu Węglowym SA w okresie od 2008 do 2015 roku nie dokonano rozszerzenia zakresu wzbogacania,
- w Lubelskim Węglu SA (Bogdance) w 2014 roku oddano do eksploatacji nowy zakład wzbogacania o wydajności 1200 Mg/h z następującymi sekcjami [5]:

- odsiewanie klasy 1,5 mm na sitach strunowych,
 - wzbogacanie klasy 200-20 mm w cieczy ciężkiej,
 - wzbogacanie klasy 20-0,5 mm w osadzarkach wodnych,
 - klasyfikacja i odwadnianie mułów węglowych i odpadowych.
- *Lokalizacja stanowisk odkamienienia urobku na dole kopalni (przewidywane w 20 kopalniach).*

W żadnej z kopalń nie zabudowano stanowiska odkamieniania urobku na dole kopalni

- *Pełna automatyzacja sekcji technologicznych.*
- *Kompleksowa automatyzacja procesów przeróbczych.*

Zakres automatyzowania sekcji i procesów przeróbczych jest identyczny jak w przypadku węgla koksowych i został opisany w rozdziale 4.3.

- *Modernizacja sekcji technologicznych, metod i środków do poziomu technicznego uważanego obecnie za najwyższy w polskich i zagranicznych zakładach przeróbczych.*

Modernizacja ZMPW w zakresie wymienionych wyżej wymagań jest w głównej mierze zależna od możliwości finansowych danej organizacji. A ta jak wiemy jest wynikiem koniunktury na wytwarzany produkt.

Aktualnie można wskazać dwa modele technologii, które funkcjonują lub są wdrażane w ZPMW.

Model I – wzbogacanie w pełnym zakresie uziarnienia.

Przykładem funkcjonowania takiego modelu może być kopalnia Jankowice, w której prowadzi się i planuje dalszą modernizację głównych węzłów wzbogacania w zakresie:

- zabudowy 2 szt. nowoczesnych osadzarek jedno korytowych z elektronicznym systemem sterowania,
- zabudowy 2 szt. przesiewaczy IFE do klasyfikacji i odwadniania produktów wzbogacania,
- zabudowy 4 szt. sit OSO i odwadniarek NAEL-1A,
- zabudowy 9 szt. komorowych pras filtracyjnych Andritz 1500x1500 do odwadniania odpadów flotacyjnych.

Planuje się również zabudowę:

- układu przedbatoryjnej klasyfikacji mialu w hydrocyklonach – 4 szt.,
- flotowników JZ-12 ze zmodyfikowanymi aeratorami,
- komorowo-membranowych pras filtracyjnych typu GHT1500-F do odwadniania koncentratu flotacyjnego – 3 szt.

Model II – z wysiewaniem na sucho klasy ziarnowej 3(5) – 0 mm i wzbogacaniem klasy 3(5) – 20 mm i klasy 20 – 120(200) mm.

Przykładem mogą tu być ZMPW Halemba i Ziemowit. Aktualnie prowadzone są prace projektowe dla tych zakładów.

W układzie technologicznym ZPMW Halemba przewiduje się:

- klasyfikację węgla surowego 120 – 0 mm na jednopokładowym przesiewaczu o linii bananowej, o wydajności 1000 Mg/h i punkcie cięcia 20 mm,
- klasyfikację klasy 20 – 0 mm na dwóch przesiewaczach typu TRISOMAT o wydajności 300 Mg/h każdy i punkcie cięcia 5 mm,
- wzbogacanie klasy ziarnowej 120 – 20 mm w dwóch osadzarkach ziarnowych (dwuproduktowo),
- wzbogacanie klasy ziarnowej 20 – 5 mm w dwóch osadzarkach miarowych (trójproduktowo),
- odwadnianie koncentratu miarowego na sitach OSO i odwadniarkach typu EBR-42,
- kruszenie koncentratu ziarnowego w kruszarce dwuwalcowej typu NORDBERG o szczelinie 20 mm.

W układzie technologicznym ZMPW Ziemowit wzbogacania miałów przewiduje się:

- klasyfikację na sucho miału surowego 20 – 0 mm na trzech przesiewaczach typu FLIP-FLOP (TRISOMAT) o punkcie cięcia 3 mm,
- dwuproduktowe wzbogacanie klasy 20 – 0 mm cyklonach z cieczą ciężką o wydajności 2x375 Mg/h,
- odwadnianie koncentratu na czterech przesiewaczach IFE oraz trzech odwadniarkach WOW-1,3 z,
- rekuperację obciążnika magnetytowego,
- odwadnianie odpadów na dwóch przesiewaczach IFE,
- klarowanie i zagęszczanie zawiesin popłuczkowych w zagęszczaczu lamelowym $\Phi 10$ m z dozowaniem flokulanta,
- odwadnianie mułów w prasach filtracyjnych komorowo-membranowych typu GHT-1500.F16

Z analizy porównawczej modeli wzbogacania węgla [4, 9] energetycznego można wnioskować, że ZMPW wzbogacające węgiel o uziarnieniu > 20(10) mm będą stosować technologie oparte na :

- wzbogacaniu klasy 200 – 20(10) mm we wzbogacalnikach z cieczą ciężką DISA,
- wysiewaniu na sucho klasy ziarnowej 3 – 0 mm na przesiewaczach nowej generacji przerzutowo-bananowych typu FLIP-FLOP tzw. TRISOMAT o wysokiej skuteczności przesiewania,
- wzbogacaniu klasy 20(10) – 3 mm w cyklonach z cieczą ciężką lub osadzarkach,
- odwadnianiu produktów wzbogacania,
- klarowaniu i zagęszczaniu zawiesin popłuczkowych,
- odwadnianiu końcowym zagęszczonych mułów w nowoczesnych prasach filtracyjnych,
- *Modernizacja procesów technologicznych, maszyn i urządzeń pod kątem poprawy warunków i środowiska pracy (ograniczenie emisji hałasu, wibracji, pylenia , itp.)*

Zakres zabiegów modernizacyjnych w tym zakresie jest tożsamy z zabiegami podejmowanymi w ZMPW, które wzbogacają węgle koksowe.

5. Podsumowanie

Przypomnieć należy, że foresight to systematyczny, przyszłościowy sposób docierania do informacji w celu budowania średnio lub długookresowej wizji rozwojowej, jej kierunków i priorytetów, a w tym kontekście podejmowanie bieżących decyzji i mobilizowanie wspólnych działań. Ma on na celu wskazanie i ocenę przyszłych potrzeb, szans i zagrożeń związanych z rozwojem społecznym i gospodarczym oraz przygotowanie odpowiednich działań wyprzedzających z dziedziny nauki i techniki. Zarówno sam proces foresightu, jak i jego wyniki, są wykorzystywane przede wszystkim jako sposób tworzenia a następnie realizacji polityki naukowej, technicznej i innowacyjnej państwa oraz jako narzędzie rozwijania w społeczeństwie kultury myślenia o przyszłości.

Prognozy foresightu tworzone są w oparciu o trendy okresów minionych, aktualny stan wiedzy w momencie tworzenia prognoz i przewidywania na przyszłość. Realizacja prognoz weryfikowana jest w czasie rzeczywistym. W roku 2008, a więc w czasie gdy opracowywano prognozy końcowe foresightu, sytuacja sektora górnictwa była na zadawalającym poziomie. Wynik finansowy sektora był dodatni i kształtował się na poziomie ok. 0,7 mld zł. W roku 2011 sektor osiągnął najlepszy wynik finansowy kształtujący się na poziomie ok. 3 mld zł. Po tym okresie nastąpił regres.

Jak wynika z danych katowickiego oddziału Agencji Rozwoju Przemysłu polskie górnictwo węgla kamiennego przyniosło w 2015 roku prawie 1,9 mld zł straty netto, o ponad 150 mln zł mniej niż rok wcześniej. Kopalnie wydobyły 72,2 mln ton węgla. Zobowiązania sektora to ok. 14,7 mld zł. Różnica pomiędzy średnim kosztem wydobycia tony węgla a średnią ceną jej sprzedaży (strata) na każdej tonie węgla wyniosła w 2015 roku 26,81 zł. Wielkość wydobycia węgla jest znacznie niższa od przewidywanej w każdym z siedmiu analizowanych w foresighcie wariantów. W najniekorzystniejszym z wariantów wydobycie prognozowano na poziomie 92,3 mln ton, a w najkorzystniejszym na poziomie 111, 7 mln ton.

Istniejąca sytuacja sektora górnictwa zdeterminowała realizację prognoz foresightu, a w tym prognoz dotyczących rozwoju technologii przeróbki węgla.

W przypadku węgla koksowych obserwowany jest znaczny zakres modernizacji zakładów przeróbki. Wprowadzane są nowoczesne technologie, a łatwy dostęp do najnowszych rozwiązań z zakresu elektroniki, pneumatyki i hydrauliki umożliwił opracowanie w wdrożenie lokalnych i centralnych komputerowych systemów monitoringu, sterowania i raportowania w ZPMW, które pozwoliły na objęcie automatyczną kontrolę większości operacji jednostkowych oraz kompleksową kontrolę całego zakładu przeróbki. Znaczną część prognoz formułowanych w foresighcie uznać należy za realizowaną. Jedyna prognoza foresightu, dotycząca odkamieniania urobku w podziemiach kopalni nie została i najprawdopodobniej nie będzie zrealizowana. Dotyczy to również kopalń węgla energetycznego.

W przypadku węgla energetycznych obserwowany jest znacznie mniejszy zakres modernizacji zakładów przeróbki niż to ma miejsce w zakładach kopalń węgla koksowych. Modernizacje dotyczą głównie pojedynczych sekcji technologicznych i mają także na celu poprawę warunków i środowiska pracy. Zmniejszenie liczby zakładów wzbogacających węgiel o uziarnieniu powyżej 0,1 mm od roku 2008 wynika ze zmian organizacyjnych. Kopalnie z takimi zakładami albo zlikwidowano albo zmieniono ich podległość, a więc z uwagi na perspektywę roku 2020 nie brane były pod uwagę w ocenie stanu aktualnego. Można ocenić w stosunkowo bliskiej perspektywie modernizację ZPMW kopalń Halemba i Ziemowit wpłyną na poprawę istniejącej sytuacji.

Literatura:

1. Kot J.: Doświadczenia z użytkowania „instalacji odzysku części stałych z zawiesiny wodno-mułowej zawierającej ziarna o wymiarach wyłącznie $< 25 \mu\text{m}$ ” w KWK Jas-Mos. Rozdział w monografii opracowanej od redakcją A. Klicha i A. Koziela „Innowacyjne i przyjazne dla środowiska technikami technologie przeróbki surowców mineralnych”. ISBN 978-83-60708-59-0. Instytut Techniki Górniczej KOMAG. Gliwice 2012 r.
2. Lorenz U.: Wzrosty i spadki cen węgla energetycznego na świecie w 2008 roku. Przegląd Górniczy. Nr 3-4.2009 r.
3. Lutyński A.: Mechaniczna przeróbka węgla kamiennego w perspektywie roku 2020. Gospodarka Surowcami Mineralnymi. Wydawnictwo IGSMiE PAN. Tom 24. Zeszyt ½. Kraków 2008.
4. Łój R., Kurczabiński L.: Jakość węgla z kopalń Katowickiego Holdingu Węglowego SA. Przegląd Górniczy. Nr 7-8/2011.
5. Nowak P., Byrka S., Semeniuk G., Klimek A.: Zakład przeróbki mechanicznej węgla LW Bogdanka SA wczoraj i dziś. Wiadomości Górnicze. W druku.
6. Osoba M.: Polskie osadzarki pulsacyjne do wzbogacania surowców mineralnych. Inżynieria Mineralna. Nr 2(34) 2014 r.
7. Osoba M.: Technologie wzbogacania grawitacyjnego węgla kamiennych w Polsce. Przegląd Górniczy. Nr 7-8/2011.
8. Ozga-Blaschke U.: Relacje cen węgla koksowego i koksu metalurgicznego na rynkach międzynarodowych. Polityka Energetyczna. Tom 11. Zeszyt 1. Kraków 2008 r.
9. Paprotny Z., Wróbel Z., Sitko M.: Technologie wzbogacania węgla i jakość produkcji – Kompania Węglowa SA. Przegląd Górniczy. Nr 7-8/2011.
10. Pyc A., Giemza H., Gruszka G., Lenartowicz M.: Odwadnianie flotokonzentratu węgla koksowego w prasach filtracyjnych komorowo-membranowych. Kwartalnik Górnictwo i Geologia. Tom 6. Zeszyt 2. Gliwice 2011 r.
11. Scenariusze rozwoju technologicznego przemysłu wydobywczego węgla kamiennego. Monografia pod redakcją Mariana Turka. ISBN 978-83-61126-10-2. Główny Instytut Górnictwa. Katowice 2008 r.

Koncepcja *Circular economy* (gospodarka w obiegu zamkniętym) w przeróbce węgla

Barbara Tora – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Stanisław Budzyń – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Piotr Pasiowiec – Progress ECO Spółka z ograniczoną odpowiedzialnością S.K.A.

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono podstawowe założenia projektu gospodarka w obiegu zamkniętym (*circular economy*) zainicjowanego przez Komisję Europejską w 2011 roku. Bazując na tych założeniach przedstawiono osiągnięcia kopalń, będących w strukturze spółki Tauron Wydobycie, w zakresie optymalizacji procesu wzbogacania węgla kamiennego. Kopalnie Janina i Sobieski są kopalniami bezodpadowymi.

Circular economy concept (closed loop economy) in coal processing

Abstract: The paper presents the basic principles of project of closed loop economy (*circular economy*) initiated by the European Commission in 2011. Based on these assumptions the achievements mines belongs to Tauron Wydobycie are presented. Optimization of the enrichment process at Sobieski and Janina Mines made it possible to achieve the status of the wasteless mine.

1. Wstęp

W 2011 roku Komisja Europejska opublikowała dokument „Plan działania na rzecz zasobooszczędnej Europy” będący jedną z inicjatyw stanowiących element strategii „Europa 2020”. Jego celem jest zmniejszenie uzależnienia dobrobytu od zużywania zasobów. Realizuje się go przez odejście od nadmiernego uzależnienia od wyczerpywalnych zasobów paliw kopalnych, rozwój odnawialnych źródeł energii, zmniejszenie ilości odpadów, propagowanie rozwiązań energooszczędnych. Dużą wagę przykładają do zbierania i rozpowszechniania pozytywnych doświadczeń i przykładów w zakresie podejmowanych działań [1]. W 2014 roku opublikowano komunikat Komisji Europejskiej „Ku gospodarce o obiegu zamkniętym: program „zero odpadów dla Europy” [2].

Gospodarka o obiegu zamkniętym (*Circular economy*) to najnowsza odpowiedź na globalny kryzys ekonomiczny i środowiskowy. Konsekwentne przestrzeganie jej zasad ma pomóc w stawieniu czoła problemowi kończących się zasobów naturalnych i wyzwaniom związanym z odpadami, których przybywa w zastraszającym tempie [2].

Koncepcja *circular economy* wywodzi się z metody *cradle to cradle* (dosłownie „od kołyski do kołyski”), zakładającej, że produkt nie trafia do śmieci po zakończeniu etapu jego użytkowania, ale zostaje w całości ponownie wykorzystany.

System gospodarki o obiegu zamkniętym pozwala zachować maksymalnie długo wartość dodaną produktów i wyeliminować odpady. Zachowuje zasoby w obrębie gospodarki, kiedy cykl życia produktu dobiega końca, pozwalając na ich ponowne wielokrotne wykorzystanie

w sposób produktywny i tworząc w ten sposób kolejną wartość. Przejście do gospodarki o obiegu zamkniętym wymaga zmian w każdym ogniwie łańcucha wartości, od fazy projektowania produktu do nowych modeli biznesowych i rynkowych, od nowych sposobów przekształcania odpadów w zasoby do nowych zachowań konsumentów. Wiąże się to ze zmianą systemową oraz innowacjami technologicznymi, organizacyjnymi, społecznymi, w metodach finansowania i polityce.

Czterema głównymi filarami gospodarki o obiegu zamkniętym są:

- wydajne zarządzanie materiałami,
- zmniejszenie ilości substancji toksycznych,
- efektywność energetyczna,
- bodźce ekonomiczne.

Szacunki przewidują, że gospodarka o obiegu zamkniętym może przynieść Unii Europejskiej znaczące korzyści środowiskowe, społeczne i ekonomiczne. Aby zrealizować efektywne wykorzystanie zasobów, stworzenie nowych miejsc pracy, niskoemisyjny rozwój, zdrowe środowisko naturalne, niezanieczyszczający przemysł oraz zrównoważoną konsumpcję, niezbędne jest spojrzenie holistyczne i podjęcie działań obejmujących różne obszary polityki. Przewiduje się, że poprawa oszczędności zasobów w całym łańcuchu wartości może zmniejszyć nakłady materiałowe o 17–24% do roku 2030, a lepsze wykorzystanie zasobów może przynieść europejskiemu przemysłowi łączne oszczędności wynoszące ponad 500 mln euro rocznie. Dzięki tworzeniu nowych rynków i nowych produktów oraz wartości dla biznesu, może przyczynić się do wzrostu PKB nawet o 3,9 % [2].

Komisja Europejska przyjęła w grudniu 2015 r. nowy pakiet dotyczący gospodarki o obiegu zamkniętym, aby stymulować przejście Europy na gospodarkę o obiegu zamkniętym i tym samym zwiększać globalną konkurencyjność, wspierać zrównoważony wzrost gospodarczy i tworzyć nowe miejsca pracy.

Proponowane działania wspomogą „zamknięcie obiegu” cyklu życia produktów dzięki zwiększeniu recyklingu i ponownego użycia oraz przyniosą korzyści zarówno środowisku, jak i gospodarce. Działania te pozwolą uzyskać maksymalną wartość i zapewnią wykorzystanie wszystkich surowców, produktów i odpadów, przyczyniając się przy tym do oszczędności energii i zmniejszenia emisji gazów cieplarnianych. Propozycje obejmują cały cykl życia - od produkcji i konsumpcji do gospodarki odpadami i rynku surowców wtórnych. Na transformację zostanie przekazane wsparcie z europejskich funduszy strukturalnych i inwestycyjnych, 650 mld euro z programu „Horyzont 2020” oraz 5,5 mld euro z funduszy strukturalnych na gospodarowanie odpadami [3].

Dodatkowo środki publiczne w wysokości 300 miliardów euro z planu inwestycyjnego przewodniczącego UE Junkiera, będą wykorzystane w pierwszej kolejności na tworzenie infrastruktury służącej zapobieganiu powstawania odpadów, ponownego użycia i recyklingu.

Niektóre obszary polityki i instrumenty UE dostarczają już narzędzi oraz środków zachęty sprzyjających modelowi gospodarki o obiegu zamkniętym. Hierarchia postępowania z odpadami, stanowiąca podwaliny polskiej ustawy o odpadach [4], prowadzi stopniowo do przyjęcia preferowanych opcji zapobiegania wytwarzaniu odpadów, przygotowywania odpadów do ponownego użycia i recyklingu oraz zniechęca do ich składowania.

W rozdziale przedstawiono przykłady realizacji *circular economy* w polskich zakładach wzbogacania węgla na przykładzie jednego z wiodących w tym zakresie Tauron Wydobycie.

Polityka circular economy obejmuje cztery filary:

- Efektywność wykorzystania zasobów.
- Polityka zero odpadów.
- Efektywność energetyczna (oszczędność energii).
- Bodźce ekonomiczne.

2. Circular economy w Tauron Wydobycie

W strukturze organizacyjnej Tauron Wydobycie znajdują się trzy kopalnie: ZG Janina, ZG Sobieski i od 2015 roku Nowe Brzeszcze Grupa Tauron. Kopalnie produkują węgiel energetyczny głównie na potrzeby elektrowni należących do grupy Tauron.

Zakłady górnicze TAURON Wydobycie produkują rocznie około 6 mln ton węgla i wytwarzają przy tym w ciągu roku około 2,0 mln ton skał i materiałów towarzyszących.

Skały i materiały towarzyszące wydobywaniu i przeróbce węgla przez lata kwalifikowane jako odpady wydobywcze przekazywane były do zagospodarowania podmiotom zewnętrznym jako:

- odpady o kodzie 01 01 02 - Odpady powstające podczas robót przygotowawczych, które są kierowane na powierzchnię do zagospodarowania z pominięciem Zakładu Przeróbki Mechanicznej (odpady z wydobywania kopalin innych niż rudy metali),
- odpady o kodzie 01 04 12 – Odpady powstałe w Zakładach Przeróbki Mechanicznej oraz Wzbogacania Miałów i Gospodarki Wodno-Mułowej ZG Sobieski i ZG Janina (odpady powstające przy płukaniu i oczyszczaniu kopalin inne niż wymienione w 01 04 07 i 01 04 11), które można podzielić na dwa rodzaje:
 - odpadowa skała płonna,
 - odpadowe muły węglowe.
- odpady o kodzie odpadu 19 13 06 - szlamy z oczyszczania wód podziemnych inne niż wymienione w 19 13 05 – odpady w formie mułów lub szlamów nagromadzone w osadniku wód dołowych.

Rodzaje tych skał i materiałów różnią się od siebie nie tylko pod względem uziarnienia czy konsystencji, ale przede wszystkim składem mineralnym, właściwościami fizykochemicznymi (w tym palnymi) [5].

Głównymi składnikami skały płonnej pochodzącej z robót górniczych przygotowawczych są piaskowce (10-90%) i skały ilaste. Zawartość węgla jest zmienna (2–8%), natomiast zawartość siarki wynosi ok. 3%. Skład ziarnowy odpadów uzależniony jest od właściwości mechanicznych urabianych calizn skalnych z użyciem materiałów wybuchowych oraz od zastosowanej techniki urabiania.

Głównym składnikiem skały płonnej z zakładów przerobczych jest 70 - 90% okruchów skał ilowcowych. Pozostała część to piaskowce, mułowce i przerosty węglowe. Zawartość siarki wynosi od 0,4 do 0,6%, a w niektórych przypadkach dochodzi nawet do 2,5%.

Muły węglowe – zarówno te z bezpośredniej produkcji, jak i te zalegające w osadniku – oraz odpady przeróbcze drobnouziarnione, zawierają głównie ilowce oraz okruszy ilowcowo-węglowe, co powoduje wzrost udziału ilastej substancji mineralnej i podnosi zawartość węgla, która może przekraczać 10%, osiągając w granicznych przypadkach nawet 20% (muł z osadników). Odpady te charakteryzują się wyższą zawartością siarki w porównaniu z odpadami grubouziarnionymi.

Realizacja polityki zero odpadów w ZG Janina – kopalnia bezodpadowa

W celu ograniczenia ilości odpadów górniczych kopalnia prowadzi [9]:

- ciągłe monitorowanie parametrów jakościowych urobku ze ścian wydobywczych i nadawy na zakład przeróbczy,
- ograniczenie prowadzenia robót przygotowawczych z przybierką skały płonnej poprzez zwiększenie zakresu utrzymania chodników przyścianowych,
- właściwy dobór obudów i kombajnów zapewniający urabianie na ścianach jedynie w niezbędnych ze względów technologicznych warstwach skały płonnej,
- utrzymanie wypadu sortymentów o uziarnieniu powyżej 30 mm ze ścian na poziomie do 40 % w celu zminimalizowania produkcji mułów popłuczkowych poprzez obrywkę czoła ścian, strzelania wstrząsowe,
- prowadzenie ścian wydobywczych w sposób zapewniający urabianie jedynie niezbędnej dla utrzymania stropu i bezawaryjnego ruchu obudowy zmechanizowanej, warstwy skały płonnej.

Dla ograniczenia ilości odpadów pochodzących z Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla przeprowadzono modernizację ciągu technologicznego [6, 8].

Wytworzone odpady pogórnice w całości wykorzystywane są do robót inżynierskich, niwelacyjnych i rekultywacyjnych prowadzonych zarówno w ramach działalności własnej zakładu, jak i przekazywane do zagospodarowania firmom obcym. Całkowicie wyeliminowano składowanie odpadów na powierzchni, co znacznie ograniczyło koszty z tytułu korzystania ze środowiska.

Zakład prowadzi roboty rekultywacyjne starej części składowiska. Przeprowadzono rekultywację w kierunku leśnym i rekreacyjno-parkowym. Działanie Zakładu Wzbogacania i Odsiarczania Miałów przyczyniło się do poprawy parametrów jakościowych wydobytego węgla.

Realizacja polityki kopalnia bezodpadowa w ZG Sobieski

Mając na uwadze eliminację czynników negatywnie wpływających na środowisko „u źródła”, czyli w fazie ich występowania i produkcji, podjęto następujące działania [10]:

- analiza parametrów pokładów przewidzianych do eksploatacji i eliminacja pokładów o dużym zasiarczeniu i zapozieleniu,
- projektowanie wyrobisk chodnikowych z jak najmniejszym udziałem kamienia w przekroju,
- dobór obudowy dla robót chodnikowych i eksploatacyjnych w aspekcie jak najmniejszej przybierki skały płonnej i eliminacji opadów stropu,
- odpowiednia technika urabiania,
- minimalizacja zawodnienia urobku.

Dla ograniczenia zanieczyszczeń w węglu wydobytym na powierzchnię modernizuje się zakład przeróbczy, aby uzyskać optymalną wartość opałową produktu handlowego przy

niskiej zawartości siarki i popiołu [4]. W procesie wzbogacania możliwe jest usunięcie z węgla surowego około 50% siarki i ponad 60% popiołu. Obieg wód popłuczkowych jest obiegiem zamkniętym.

W celu wykorzystania odpadów wybudowano instalacje [6, 7, 8]:

- przygotowania mieszaniny samozestalającej, służącej do wykorzystywania odpadów w podziemiach kopalni,
- pras filtracyjnych dla zagospodarowania mułów na powierzchni,
- odpirytowania odpadów i wykorzystania ich w podziemiach oraz na powierzchni kopalni.

Odpady są wykorzystywane do podsadzki hydraulicznej oraz doszczelniania zrobów. Lokowanie odpadów przerobczych na dole kopalni, wykorzystanie ich do rekultywacji wyrobisk popiaskowych, a także jako paliwa do kotłów fluidalnych sprawia, że całość odpadów produkcyjnych jest zagospodarowywana nie przynosząc szkody środowisku naturalnemu.

W Tauron Wydobywie technologia przeróbki węgla jest praktycznie technologią bezodpadową. Na rysunkach 1-5 pokazano przykłady zastosowania odpadów i granulatu z odpadów do budownictwa drogowego.



Rys. 1, 2 – Budowa obwodnicy Chrzanowa z zastosowaniem kruszyw z Zakładu Górniczego Sobieski w fazie rozpoczęcia oraz w fazie wybudowania części nasypu drogi (źródło [8])



Rys. 3, 4 – Budowa drogi ul. Orłąt Lwowskich w Jaworznie z zastosowaniem kruszyw z Zakładu Górniczego Sobieski w fazie budowy nasypu oraz po zakończeniu budowy (źródło [8])



Rys. 5 – Budowa drogi ul. Orłąt Lwowskich w Jaworznie z zastosowaniem kruszyw z Zakładu Górniczego Sobieski w fazie budowy nasypu oraz po zakończeniu budowy (źródło [8])

3. Podsumowanie

Wydobywana w kopalniach 1 tona urobku węglowego zawiera od 60 – 90% węgla, który w różnych sortymentach trafia na rynek oraz od 10 – 40% skał towarzyszących, które z reguły zamiast na rynek, trafiają na hałdy, osadniki ziemne lub różnego rodzaju wyrobiska nieczynnych kopalń odkrywkowych. Skały towarzyszące potocznie zwane skałą płonną, łupkiem przywęglowym, czy odpadem wydobywczym, były przez lata czynnikiem generującym koszty, które w stosunku jednak do przychodów z węgla nie wpływały znacząco na bilans ekonomiczny kopalń. Jednak zmieniające się otoczenie prawne i społeczne wokół gospodarowania tymi materiałami, kończące się miejsca na hałdach i osadnikach, spowodowały, że w chwili obecnej koszty zagospodarowania skał towarzyszących znacząco wzrosły i w przyszłości będą jeszcze rosnąć.

Z odpadów w formie skały płonnej produkuje się kruszywa, na które TAURON Wydobycie S.A. uzyskał Aprobaty Techniczne oraz inne dokumenty dopuszczające do stosowania w ww. kierunkach. W Zakładach Górniczych w Jaworznie (Sobieski) i Libiążu (Janina) wybudowano specjalistyczne instalacje pozwalające wyprodukować kruszywa zgodnie z wymaganiami klienta. Dodatkowym atutem tych kruszyw jest wykorzystanie do ich produkcji spoiw na bazie popiołów z elektrowni i elektrociepłowni z Grupy TAURON. Od chwili uruchomienia instalacji do produkcji kruszyw w 2011 r. w ZG Sobieski i w 2013 r. w ZG Janina do chwili obecnej w TAURON Wydobycie S.A. wyprodukowano i sprzedano ok. 1,5 mln ton kruszywa.

Efektywność wykorzystania zasobów i „zero odpadów” są podstawami skutecznej gospodarki o obiegu zamkniętym. Gospodarka o obiegu zamkniętym pozwala zmniejszyć ilość zużywanych surowców, produktów ubocznych, odpadów i wielkość emisji.

Literatura

1. Dokumenty Komisji Europejskiej dostępne na stronie: www.ec.europa.eu/environment/ Annex to the Communication on Circular Economy Factsheets on the circular economy.
2. Opinia Europejskiego Komitetu Ekonomiczno-Społecznego w sprawie”Plan działania na rzecz zasobooszczędnej Europy”....COM 920110571.

3. Communication From The Commission To The European Parliament, The Council, The European Economic And Social Committee And The Committee Of The Regions: Closing the loop - An EU action plan for the Circular Economy, 2015.
4. Ustawa o odpadach, 12 grudnia 2012, Dz.Ust. 2013, poz. 21.
5. Foresight w zakresie priorytetowych i innowacyjnych technologii zagospodarowania odpadów pochodzących z górnictwa węgla kamiennego, Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego (koordynator) , P.Śl, AGH, 2009-2010.
6. Fraś A., Przysaś R., Tora B.: Wasteless coal processing on example of Tauron Wydobycie SA, ICPC 2016, St. Petersburg.
7. Hycnar J.J., Fraś A., Przysaś R., Borowski M.: Wpływ dodatku popiołów na zawiesiny trudno wodoodpuszczalne, Konferencja: Popioły z energetyki, 2015 r.
8. Fraś A., Przysaś R.: Ecological and economic aspects of the management of mining waste in TAURON Mining S.A., ICPC 2014, Sztambuł, Turcja.
9. <http://www.auron-wydobycie.pl/spolka/zg-janina/>.
10. <http://www.auron-wydobycie.pl/spolka/zg-sobieski>.

Potencjał energetyczny mułów depozytowych

Aleksander Lutyński – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie: Przedstawiono wyniki badań właściwości fizykochemicznych mułów węgla energetycznego i koksowego z dwudziestu stawów osadowych, które wykonano w ramach projektu rozwojowego Nr N R09 0006 06/2009 pt.: „Identyfikacja potencjału energetycznego depozytów mułów węglowych w bilansie paliwowym kraju oraz strategia rozwoju technologicznego w zakresie ich wykorzystania”. Projekt ten realizowany był przez Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego we współpracy z Katedrą Przeróbki Kopalin i Utylizacji Odpadów Politechniki Śląskiej.

The energy potential of deposited coal slurries

Abstract: The Chapter presents results of physico-chemical tests of steam and coking coal slurries from twenty impoundments performed for the development project nr N R09 0006 06/2009 titled: “Identification of energetic potential of coal slurries in the national fuel balance and technological development strategy of their usage”. The project was implemented by the Institute of Mechanized Construction & Rock Mining in Warsaw in cooperation with the Department of Mineral Processing and Waste Utilization of the Silesian University of Technology.

1. Wprowadzenie

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 [1, 4]. Jednocześnie wiadomo, że do stawów osadowych trafiały inne niż pochodzące z procesów przeróbki produkty. Były to często odpady po spalaniu węgla w lokalnych kotłowniach lub inne usuwane, np. z robót budowlanych czy innych prac powierzchniowych nieużyteczne produkty. W takich przypadkach stawy osadowe stawały się zbiornikami różnych odpadów i najczęściej nie przedstawiały sobą wartości użytkowej. Tak więc w przypadku, gdy podejmuje się próby przemysłowego wykorzystania tych odpadów istotnym jest dokonanie analizy ich przydatności. Tych zagadnień dotyczył projekt rozwojowy 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” [8, 9]. Projekt ten wykonywany przez Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego we współpracy z Katedrą Przeróbki Kopalin 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. Pewne wyniki badań prezentowane były na forach konferencji, w tym i na konferencji KOMEKO [9, 11].

Z wytypowanych stawów osadowych, zgodnie z przyjętymi założeniami i metodyką, wykonano odwierty i pobrano do badań po kilkadziesiąt prób. 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. Również w przypadku flotacji, mimo że jest to proces wzbogacania charakteryzujący się najwyższą sprawnością [5], zawartość węgla w odpadach też jest dość wysoka. 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.

2. Właściwości mułów węglowych

Ze zidentyfikowanych dwudziestu osadników mułów węglowych [14], według przyjętej zasady próbobrania, pobierano po kilkadziesiąt prób i dla każdej dostarczonej próbki wykonywano badania w zakresie podstawowej analizy jakościowej, polegającej na oznaczeniu:

- zawartości wilgoci przemijającej W_{ex} i higroskopijnej W_h ,
- zawartości popiołu w stanie analitycznym A^a , roboczym A^r i suchym A^d ,
- zawartości siarki w stanie analitycznym S_t^a , roboczym S_t^r i suchym S_t^d ,
- zawartości części lotnych w stanie analitycznym V^a , roboczym V^r i suchym V^d ,
- wartości opałowej w stanie analitycznym Q^a , roboczym Q^r i suchym Q^d .

Po analizach jakościowych mułów węglowych, dla prób uśrednionych z wybranych osadników, wykonano analizy granulometryczne i densymetryczne.

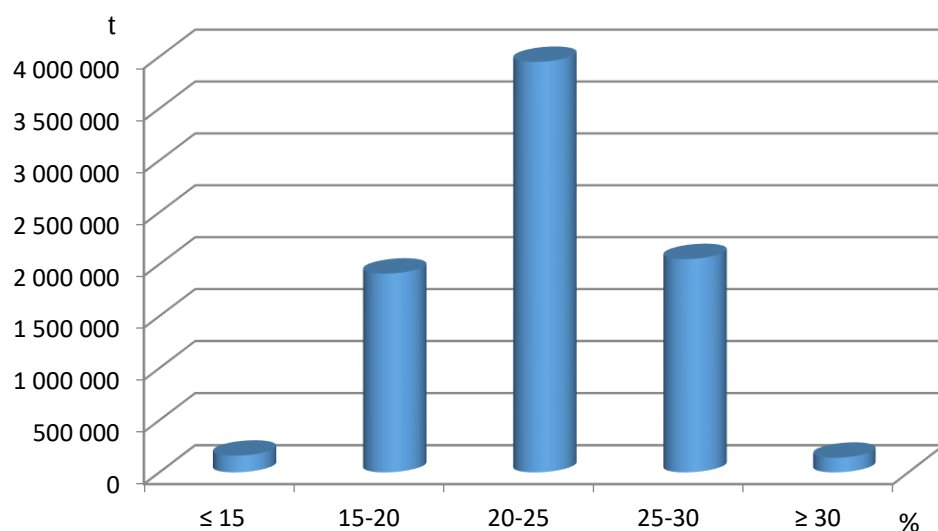
Badania wybranych parametrów fizykochemicznych charakteryzujących właściwości mułów przeprowadzono zgodnie z normami przedstawionymi w tabeli 1.

Metody oznaczeń parametrów fizykochemicznych

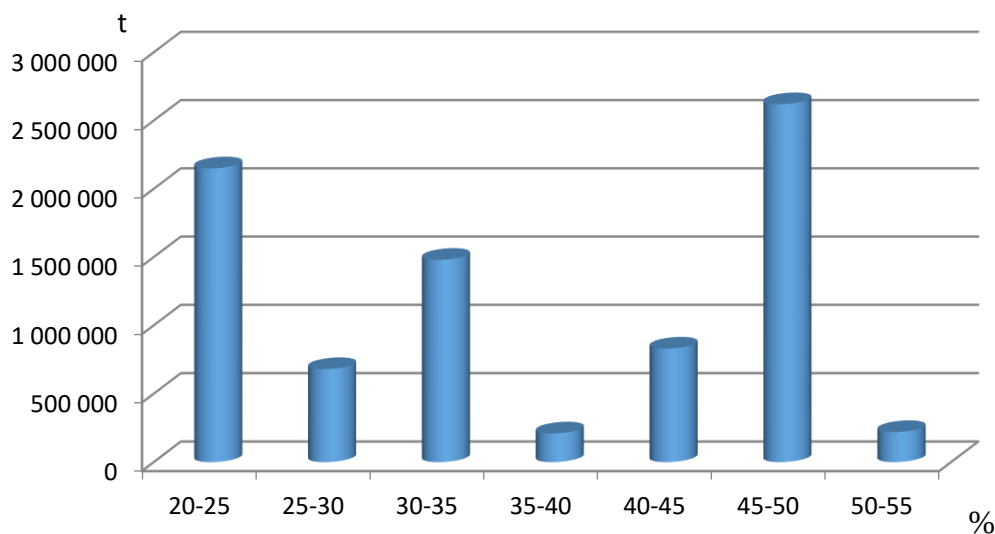
Tabela 1

Lp.	Rodzaj oznaczenia	Metoda
1.	Przygotowanie próby do analizy	PN-90/G-04502
2.	Zawartość wilgoci przemijającej	PN-80/G-04511
3.	Zawartość wilgoci całkowitej	PN-80/G-04511
4.	Zawartość wilgoci analitycznej	PN-G-04560:1998 PN-80/G-04511
5.	Oznaczenie zawartości popiołu	PN-G-04560:1998 PN-80/G-04512
6.	Ciepło spalania (wartość opałowa)	PN-81/G-04513
7.	Zawartość części lotnych	PN-G-04516:1998 PN-G-04560:1998 PN-ISO 562:2000
8.	Zawartość siarki całkowitej analizatorem LECO	PN-90/G-04514/16
9.	Skład ziarnowy	PN-G-04532:1958
10.	Analizy densymetryczne	metoda własna

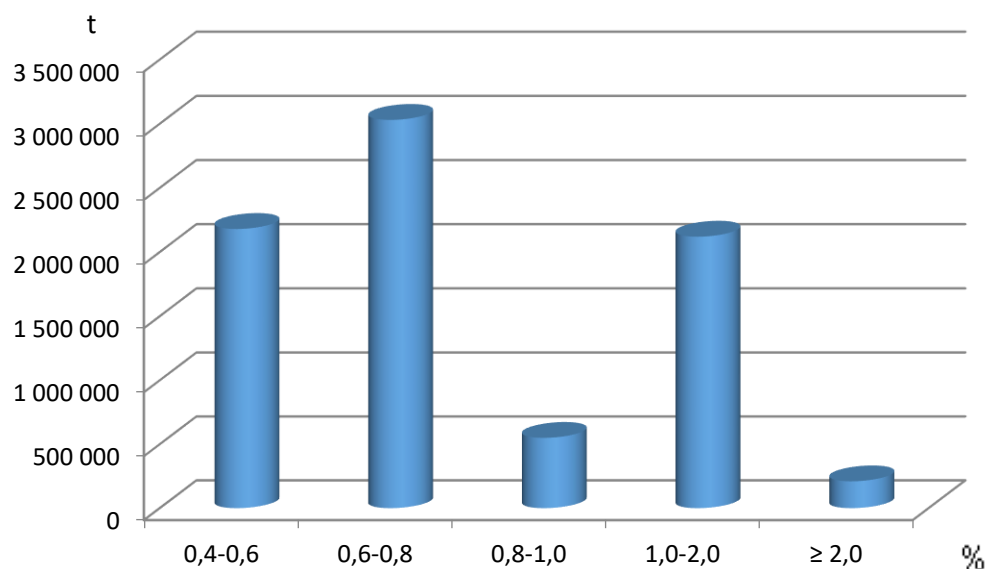
Wyniki badań właściwości fizykochemicznych, które przeprowadzono na pozyskanych próbkach mułów węglowych, a więc zawartość wilgoci przemijającej i higroskopijnej, zawartości popiołu w stanie roboczym, zawartości siarki w stanie roboczym, zawartości części lotnych w stanie roboczym, przedstawiono w tabeli 2. Wyniki zaprezentowane w tej tabeli dały podstawę do sporządzenia poglądowych wykresów zamieszczonych na rysunkach 1 do 4. Na rysunku 1 przedstawiono szacunkowe masy mułów o zidentyfikowanej zawartości wilgoci. Na rysunku 2 przedstawiono szacunkowe masy mułów o zidentyfikowanej zawartości popiołu w stanie roboczym. Na rysunku 3 przedstawiono szacunkowe masy mułów o zidentyfikowanej zawartości siarki w stanie roboczym, a na rysunku 4 szacunkowe masy mułów o zidentyfikowanej zawartości części lotnych w stanie roboczym.



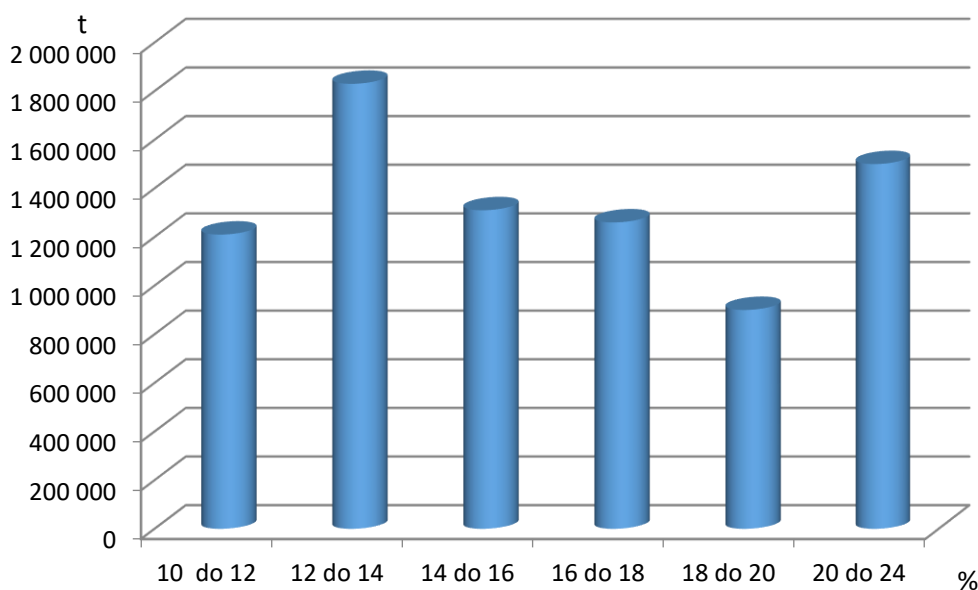
Rys. 1. Szacunkowe masy mułów o zidentyfikowanej zawartości wilgoci przemijającej



Rys. 2. Szacunkowe masy mułów o zidentyfikowanej zawartości popiołu w stanie roboczym



Rys. 3. Szacunkowe masy mulów o zidentyfikowanej zawartości siarki całkowitej w stanie roboczym



Rys. 4. Szacunkowe masy mulów o zidentyfikowanej zawartości części lotnych w stanie roboczym

3. Identyfikacja potencjału energetycznego mulów depozytowych

Podstawowa analiza jakościowa mulów węglowych i dokonane oszacowania ich ilości pozwoliły na oszacowanie potencjału energetycznego tych mulów [8, 14].

W tym celu opracowany został algorytm szacowania potencjału energetycznego zinwentaryzowanych osadników. Zaproponowano szacowanie potencjału energetycznego w dwóch wariantach.

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

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

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

Tak więc średnią przybliżoną wartość potencjału energetycznego osadnika w stanie roboczym lub laboratoryjnym szacowana jest z zależności:

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

gdzie:

E_{sr} - średnia wartość potencjału energetycznego osadnika, [GJ]

M - oszacowana masa mułów znajdujących się w osadniku, [t]

Q^{va}_{sr} - średnia wartość opałowa w stanie roboczym lub analitycznym wyznaczona w badaniach jakościowych poszczególnych próbek pobranych do badań z osadnika, która szacowana jest z zależności:

$$Q^{va}_{sr} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n Q^r_i \quad [\text{kJ/kg}]$$

Wartości graniczne potencjału energetycznego osadnika szacowane są z zależności:

$$E_{max} = M \cdot (Q^{va}_{sr} + S_Q) \cdot 10^{-3}, \quad [\text{GJ}]$$

oraz

$$E_{min} = M \cdot (Q^{va}_{sr} - S_Q) \cdot 10^{-3}, \quad [\text{GJ}]$$

gdzie:

S_Q – odchylenie standardowe wartości opałowej szacowane z wykorzystaniem zależności:

$$S_Q = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (Q^{va}_i - Q^{va}_{sr})^2}, \quad [\text{GJ}]$$

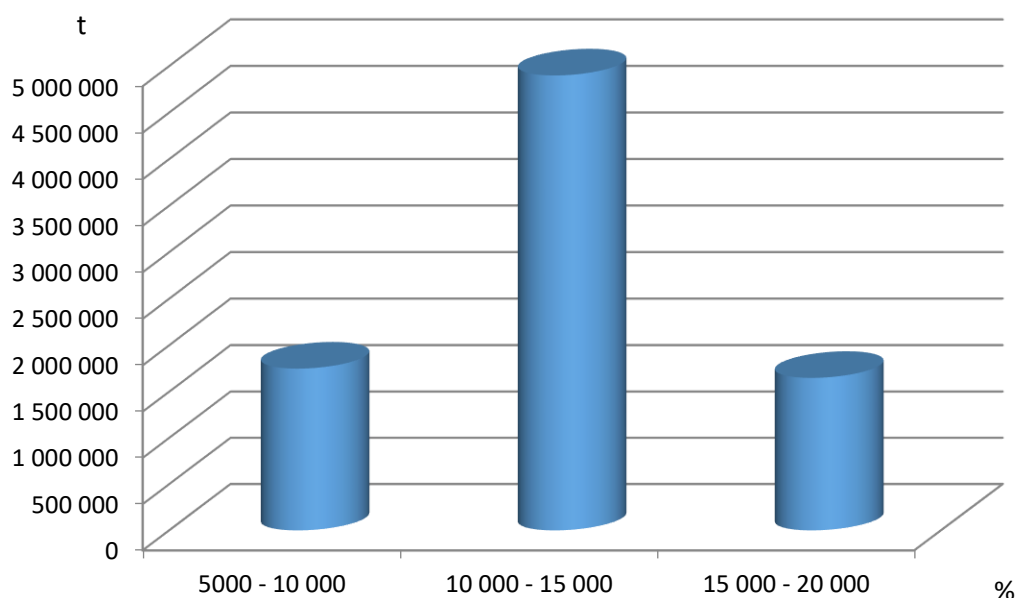
Wyniki przeprowadzonych oszacowań przedstawiono w tabeli 2.

Potencjał energetyczny mułów zdeponowanych w osadnikach w stanie roboczym

Tabela 2

Nr osadnika	Pojemność osadnika, M	Średnia wartość opałowa Q	Odchylenie standardowe wartości opałowej, S_Q	Potencjał energetyczny, E		
				średni	maksymalny	minimalny
				GJ	GJ	GJ
1	1 000 000	12 380	674	12380000	13053891	11706109
2	300 000	12 552	607	3765600	3947736	3583463
3	1 000 000	12 179	568	12178667	12748949	11610385
4	100 000	7 737	1673	773747	941065	606428
5	100 000	8 587	2369	858675	1095554	621796
6	640 000	11 087	2324	7095825	8583052	5608598
7	1 521 000	6 874	2270	10455354	13907739	7002969
8	176 000	13 115	4655	2308240	3127660	1488819
9	1 117 000	10 213	1975	11408107	13614438	9201776
10	155 000	18 979	1732	2941794	3210402	2673187
11	153 000	19 352	1062	2284311	2409719	2158902
12	345 600	19 285	1290	6664939	7110828	6219049
13	163 000	12 038	724	1962221	2080363	1844078
14	460 000	16 155	1394	7431258	8072425	6790091
15	130 000	8 256	967	1073316	1199042	947589
16	228 000	13 648	3628	3111873	3938967	2284779
17	106 000	14 869	680	1576075	1648248	1503903
18	102 000	15 385	763	1569270	1647164	1491375
19	176 000	15 057	464	2650090	2731792	2568388
20	236 000	14 636	1268	3453624	3753031	3154214

Wyniki tabeli 2 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 5. Na rysunku tym wyraźnie widać, że najwięcej mułów charakteryzuje się wartością opałową z przedziału 10 do 15 tysięcy kJ/kg. Jest to masa ponad 4,5 mln ton. Warto zaznaczyć, że około 1,5 mln ton stanowią muły o dość wysokiej wartości opałowej wynoszącej w granicach 15 do 20 tysięcy kJ/kg.



Rys.5. Szacunkowe masy mułów węglowych charakteryzujące się określoną wartością opałową

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 [12]. 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 wzbogacalnik strumieniowy zwojowy typu Reichert LD4,
- metodę fizykochemiczną – flotację.

Wyniki tych badań prezentowane były w [8] 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:

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

gdzie:

E_{sr} - średnia przybliżona wartość potencjału energetycznego osadnika, [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 potencjału energetycznego mułów w stanie analitycznym dla czterech metod ich wzbogacania wraz z przewidywaną stratą tego potencjału przedstawiono w tabeli 4. Jak łatwo zauważyć, uzyskane wyniki charakteryzują się znacznym rozrzutem. Poszczególne metody wzbogacania dają różne efekty. W wyniku wzbogacania mułów znaczna część potencjału energetycznego zostaje utracona. Znaczna część substancji węglowej przechodzi bowiem do odpadu. Najwyższe straty notowano wzbogacając muły w klasyfikatorze odśrodkowym. Straty te sięgnęły wartości 68%. Ciekawe efekty osiągnięto wzbogacając muły metodą flotacji. Straty potencjału energetycznego w wyniku wzbogacania osiągnęły tylko 15%. Wydaje się to oczywiste, ponieważ metoda przeznaczona jest właśnie do tak drobnych klas ziarnowych. Negatywnym zjawiskiem w przypadku stosowania tej metody jest ograniczony zakres jej stosowania, ze względu na właściwości wzbogacanego materiału. W prowadzonych badaniach stwierdzono, że mimo stosowania dwóch typowych flokulantów, nie wszystkie muły podatne były na flotację. Być może zastosowanie innych flokulantów da korzystniejsze wyniki. Wykres (rys. 6) sporządzany na podstawie tabeli 3 ilustruje stwierdzone straty potencjału energetycznego, które notowano wzbogacając różnymi metodami muły z poszczególnych osadników.

4. Przykłady wykorzystania mułów węglowych

Mimo występujących problemów na rynku węgla kamiennego podejmowane są próby wykorzystania substancji węglowej, która jako odpad zdeponowana została w osadnikach ziemnych w minionym okresie.

Przykładem może tu być Zakład Wzbogacania Odpadów Poflotacyjnych POLHO Spółka z o.o., który prowadzi działalność na terenie dawnej kopalni „Dębieńsko”. W okresie minionym eksploatował mułowy staw osadowy o pojemności ok. 1,9 mln m³ [2], a obecnie świadczy usługi w tym zakresie. Urobek do zakładu wzbogacania transportowany jest samochodami i składowany na placu buforowym, a następnie ładowany do zbiornika wglębnego. W zbiorniku tym znajdują się dwa ślimaki dozujące materiał na przenośnik taśmowy, który podaje go do technologicznego ciągu wzbogacania mułu. Zasadnicze operacje wzbogacające poprzedzone są zabiegami przygotowawczymi, takimi jak: rozmywanie mułu, wydzielenie z nadawy ciał obcych i odpadów w klasie >20 mm, klasyfikacja w trzech klasach:

- 3,0 mm - traktowana jako odpad z procesu,
- 3,0 – 0,3 mm kierowana na sita łukowe i przesiewacze wibracyjne w celu wstępnego odwodnienia,
- 0,3 – 0 mm kierowana do procesu wzbogacania flotacyjnego.

Po tych zabiegach materiał klasy 0,3 – 0 mm poddawany jest dwustopniowemu, dwuproduktowemu procesowi flotacji. Koncentrat z flotacji pierwszego stopnia wraz z wydzielonymi w procesie klasyfikacji materiałem w klasie 3,0 – 0,3 mm jest odwadniany na próżniowych filtrach taśmowych. Koncentrat z flotacji drugiego stopnia odwadniany jest na bębnowych filtrach próżniowych. Wody z drugiego stopnia flotacji klarowane są w zagęszczaczu promieniowym typu Dorra. Uzyskane po odwodnieniu dwa materiały poddawane są procesowi suszenia. Wylew z zagęszczacza typu Dorra kierowany jest do stacji mechanicznego odwadniania w komorowych prasach filtracyjnych. Pozyskany koncentrat węgla jest przedmiotem sprzedaży, a pozostałości ilowe z procesu flotacji (powstały odpad) kierowane są do przestrzeni po wybranym do wzbogacenia mule i stanowią materiał przydatny do rekultywacji terenu zgodnie z istniejącym projektem technicznej rekultywacji.

W procesach przeróbczych stosowane są chemiczne środki wspomagające. Są nimi:

- w procesie flotacji stosowane są odczynniki flotacyjne Montanol 505 i Flotmix w mieszance o różnych proporcjach (najczęściej 1:1),
- w procesie odwadniania próżniowego koncentratów na filtrach taśmowych i bębnowych oraz w procesie całkowitego klarowania wód poflotacyjnych stosowany jest flokulant Praesol.

Procesy te są w pełni zautomatyzowane i kompleksowo sterowane z centralnej sterowni. System pomiarowo-regulacyjny umożliwia zdalną kontrolę i regulację pracy urządzeń. Pozwala także na szybką lokalizację zaistniałej w układzie technologicznym awarii.

Układ technologiczny wyposażony jest w stację przygotowania i dozowania flokulanta, która sterowana jest mikroprocesorem współpracującym z komputerem głównym.

W zakładzie tym, w ramach prac dla przemysłu prowadzonych w Katedrze Przeróbki Kopalin i Utylizacji Odpadów Politechniki Śląskiej, przeprowadzone zostały badania na materiale, o nieco innych właściwościach, z innego osadnika niż materiał z osadnika eksploatowanego przez firmę POLHO [13]. Materiał ten był już w przeszłości poddany procesowi flotacji i zdeponowany w osadniku ziemnym jako odpad. Badania wykonano na próbie 1540 ton, z którego otrzymano łączny koncentrat o masie 634 ton (41,2%) i odpady – 906 ton (58,8%). Materiał poddany badaniu charakteryzował się zawartością popiołu w granicach 27,0 do 29,9% i wartością opałową 11 587 do 12 946 kJ/kg. Uzyskany w wyniku badań koncentrat posiadał zawartość popiołu (analizy wykonywano co 60 minut) 7,1 do 11,1 % i wartością opałową 21 294 do 23 204 kJ/kg.

Innym sposobem wykorzystania materiału odpadowego o najdrobniejszych ziarnach jest takie jego uzdatnienie, które pozwoli na obniżenie wilgotności i uczyni materiał jednorodny oraz podatny na tworzenie mieszanek energetycznych. Jedną z metod jest technologia wytwarzania granulatu chroniona patentem nr PL 207 431 B1 2 z dnia 01.06.2004 r. „Sposób wytwarzania jednorodnych granulatów z odpadowych szlamów w celu ich utylizacji termicznej lub recyklingu” Licencję na stosowanie tej metody posiada firma Haldex S.A. [4]. Chroniony patentem sposób granulacji umożliwia przekształcenie odpadów mułowych i flotacyjnych,

a więc tych o najdrobniejszym ziarnie i na ogół wysokim poziomie wilgotności, w granulach łatwy do transportu i składowania. Granulat może być spalany w typowych urządzeniach przemysłowych. W technologii tej do odpadów mułowych lub flotacyjnych dodawane są suche odpady drobnoziarniste oraz substancje aktywne chemicznie, co eliminuje konieczność termicznego suszenia. Technologia wymaga zastosowania mieszalnika intensywnego wyposażonego w obrotową misę i szybkoobrotowe narzędzie mieszające umieszczone mimośrodowo względem osi obrotu miski. Taka konstrukcja mieszalnika i sposób napędu narzędzia mieszającego wymusza na przetwarzanym materiale ruch planetarny po ruchomej obudowie. W opisywanym mieszalniku materiał zostaje poddany ruchowi tocącemu po powierzchni obrotowej miski oraz po powierzchni szybko przemieszczających się względem siebie warstw mieszanego materiału. W wyniku opisanego ruchu materiału tworzą się początkowo mikro granulki (zarodki), a następnie granulki o średnicy do ok. 8 mm. W celu uzyskania granulek o wymiarze większym jak 8 mm proces granulacji może być prowadzony w granulacjach innych konstrukcji. Opisywana technologia, dzięki stosowaniu wysokiej energii mieszania (nie mniej jak 8 kW/100 kg materiału) i stosunkowo wysokiej prędkości, z jaką przemieszcza się materiał granulowany (nie mniej jak 5 m/s) umożliwia efektywne wprowadzenie różnych substancji modyfikujących, takich jak substancje neutralizujące, dezynfekujące i podnoszące wytrzymałość granulki.

Pierwsza instalacja przemysłowa wykorzystująca opisaną metodę uruchomiona została w 2003 r. [7] w zakładzie „Haldex-Makoszowy” w Zabrze. Zdolność produkcyjna zakładu wynosi 210 000 t/rok. Następne uruchomienia instalacji granulujących odpady miały miejsce w Zakładzie Górniczym „Piekary”, gdzie zdolność produkcyjna instalacji wynosi również 210 000 t/rok, na terenie KWK „Brzeszcze-Silesia” o zdolności produkcyjnej instalacji 130 000 t/rok, na terenie KWK „Knurów-Szczygłowie” o zdolności produkcyjnej instalacji 210 000 t/rok. W ramach Programu Operacyjnego Infrastruktura i Środowisko, działanie [4.6] uruchomiona została instalacja na terenie Zakładu „Haldex-Panewniki” o zdolności produkcyjnej 130 000 t/rok. Opisaną metodę, której wyniki zaprezentowano w [3], wdrożono także w KWK „Piaśń”.

Podobna technologia granulacji mułów i odpadów flotacyjnych, z użyciem granulatora innego typu, stosowana jest przez Firmę „EKO-Carbo-Julia” [6]. Firma ta działa wykorzystując materiał zdeponowany w osadnikach dawnych walczyńskich kopalń.

5. Podsumowanie

Zaprezentowane wyniki wskazują na znaczne zróżnicowanie potencjału energetycznego mułów depozytowych różnic w jakości mułów zdeponowanych w poszczególnych osadnikach. Różnice jakości tych mułów są oczywiste z uwagi na zróżnicowane warunki górniczo-geologiczne poszczególnych kopalń, które wykorzystywały te osadniki. W samych osadnikach różnice jakości mułów w poszczególnych miejscach próbowania są na ogół mniejsze, na co wskazują odchylenia standardowe parametrów charakteryzujących tę jakość.

Analizując wyniki uzyskane w przeprowadzonych badaniach jakościowych stwierdzono, że średnia wartość opałowa w stanie analitycznym mułów zdeponowanych w poszczególnych osadnikach waha się w granicach od 9265 do 23293 kJ/kg.

Przeprowadzone badania [12] upoważniają do stwierdzenia, że istnieje możliwość wzbogacania mułów zdeponowanych w osadnikach. Najkorzystniejsze rezultaty, co wydaje się zrozumiałe ze względu na istotę procesu wzbogacania, uzyskano w przypadku metody

flotacji. Średnio strata potencjału energetycznego wyniosła w tym przypadku 15%. Strata ta wahała w granicach od 3 do 31% dla poszczególnych osadników. Średnia 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.

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.

W konkluzji można stwierdzić, że muły zdeponowane w osadnikach mogą być efektywnie wykorzystywane, a sposób ich wykorzystania zależeć będzie od ich właściwości i technologii zastosowanej do pozyskania wymaganego materiału.

Literatura

1. 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.
2. Dziwok M., Grzesik M.: Zakład wzbogacania odpadów poflotacyjnych „POLHO”. Inżynieria Mineralna 2 (13) 2004 r.
3. Feliks J., Kalukiewicz A.: Badania grudkowania odpadowych mułów węglowych. Napędy i sterowania. Nr7/8. 2014 r.
4. Grudziński Z.: Analiza porównawcza jakości mułów węgla kamiennego pochodzących z bieżącej produkcji i zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Materiały VII Ogólnopolskiej Konferencji Naukowej pt. „Kompleksowe i szczegółowe problemy inżynierii środowiska”. Politechnika Koszalińska. Koszalin 2005 r.
5. Kucharczyk P.: Polsko-Węgierska Spółka Akcyjna „HALDEX” – technologia zakładów przeróbki mechanicznej odpadów pogórnich. Inżynieria Mineralna 2 (13) 2004 r.
6. Kral O., Cioleszyńska U.: Innowacyjne paliwo energetyczne z odpadów poflotacyjnych węgla kamiennego. Czasopismo Techniczne nr 150-153. ISSN: 1425-8390. Kraków 2012 r.
7. Lech B., Koperski T.: Odpady wydobywcze z kopalń węgla kamiennego - wyzwania i oczekiwania. Rozdział w monografii „Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych”. Instytut Techniki Górniczej KOMAG ISBN 978-83-60708-59-0. Gliwice 2012 r.
8. 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 r.
9. Lutyński A., Szpyrka J., Baic I.: Właściwości fizyko-chemiczne mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Monografia: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Rozdział 3 Obiegi

wodno-mułowe – technologie i automatyzacja procesów. ISBN 978-83-607008-59-0. Gliwice 2012 r.

10. Lutyński A., Szpyrka J.: Analiza jakości mułów węgla kamiennego zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Kwartalnik Górnictwo i Geologia. Tom 6. Zeszyt 2. Gliwice 2011 r.
11. Szpyrka J., Lutyński A.: Właściwości fizyko-chemiczne mułów węglowych zdeponowanych w osadnikach ziemnych. Rozdział Monografii: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. ISBN 978-83-60708-59-0. Gliwice 2012 r.
12. Szpyrka J., Lutyński A.: Badanie podatności na wzbogacanie zasobowych mułów węglowych. Materiały Konferencji: Górnictwo zrównoważonego rozwoju. Politechnika Śląska Gliwice 28. 11. 2012 r.
13. Protokół z prób przemysłowego wzbogacania mułu z osadnika MOS. Opracowanie ZWOP Polho i Katedry PKiUO Politechniki Śląskiej. 2004 r. Nie publikowane.
14. Projekt rozwojowy 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”. Materiały nie publikowane.

Zbiornicze wyniki analizy właściwości fizyko-chemicznych odpadów w stanie roboczym zdeponowanych w osadnikach

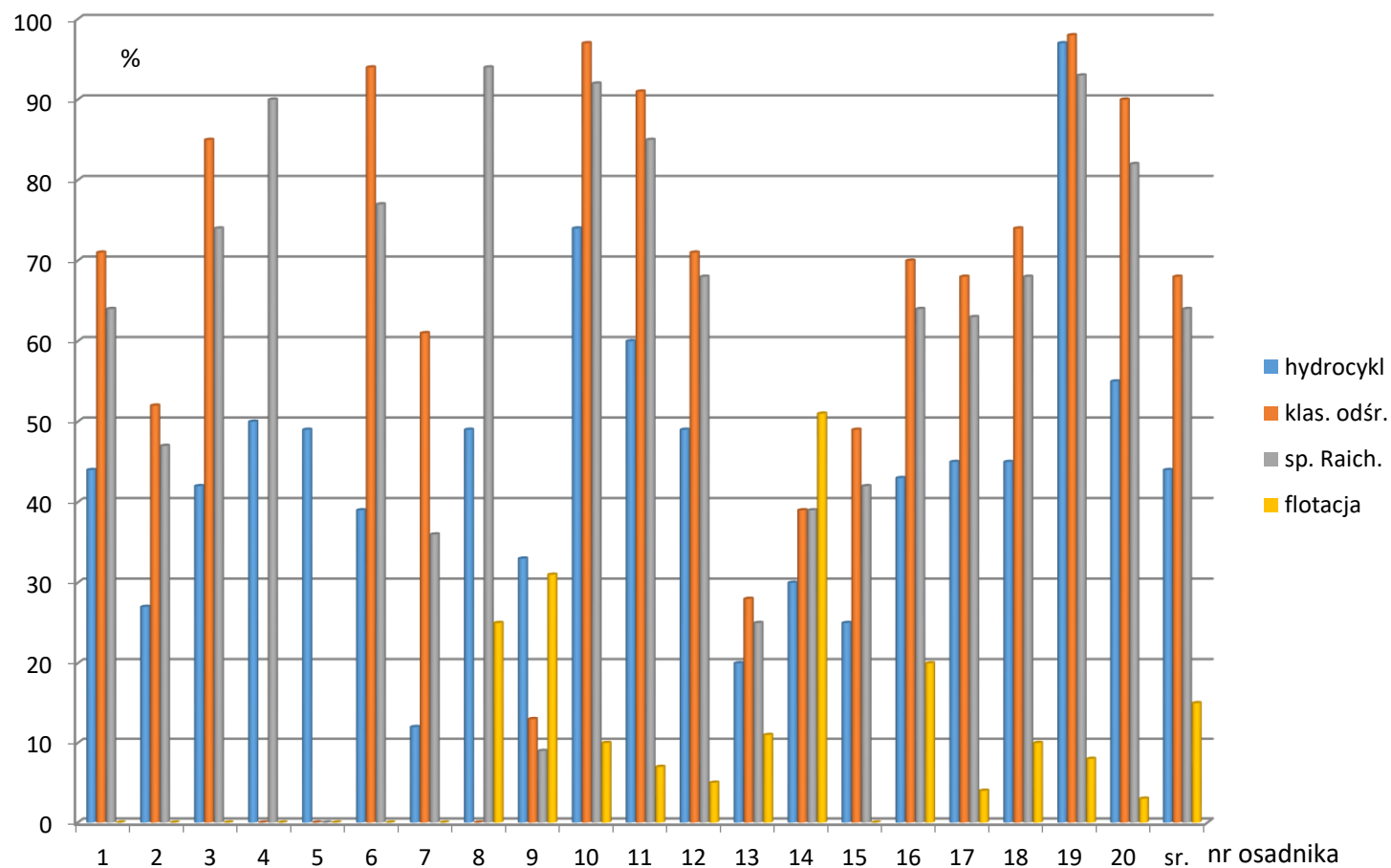
Tabela 3

Nr osadnika	orientacyjna masa mułów M , [t]	wilgoć przemijająca W_{ex} , [%]	wilgoć higroskopijna W_h , [%]	zawartość popiołu A^r , [%]	zawartość siarki całkowitej S_t^r , [%]	zawartość części lotnych V^r , [%]
1	1 000 000	24,75	7,00	24,31	1,58	23,49
2	300 000	27,69	7,92	26,46	0,58	19,14
3	1 000 000	23,05	5,25	34,01	0,70	17,53
4	100 000	20,69	3,73	53,11	0,48	11,95
5	100 000	19,47	4,66	53,68	0,55	12,26
6	640 000	22,61	5,71	40,99	0,74	15,40
7	1 521 000	27,25	2,15	45,46	0,52	12,24
8	176 000	11,69	1,77	41,91	2,71	16,22
9	1 117 000	17,66	1,27	49,00	1,91	11,92
10	155 000	18,57	1,69	23,55	0,79	22,47
11	153 000	18,77	1,58	22,36	0,79	19,69
12	345 600	17,28	1,66	23,55	0,81	20,05
13	163 000	25,01	1,14	35,95	0,45	14,38
14	460 000	24,53	2,23	24,81	0,61	18,51
15	130 000	34,48	3,17	37,00	0,83	11,65
16	228 000	22,45	1,23	33,62	0,86	13,05
17	106 000	24,67	1,29	28,79	0,72	15,82
18	102 000	25,45	1,04	26,62	0,73	16,28
19	176 000	24,63	1,20	28,59	0,70	15,87
20	236 000	23,67	1,25	30,18	0,73	15,62
średnio	-	22,70	2,85	34,19	0,88	16,18
od. stand.	-	4,92	2,13	10,12	0,55	3,54

Zbiornicze wyniki analizy potencjału energetycznego mułów surowych i po wzbogacaniu

Tabela 4

Nr os	Stan surowy osadnika	Wzbogacanie w hydrocyklonie		Wzbogacanie w klasyfikatorze odśrodk.		Wzbogacanie w spirali Reicherta		Wzbogacanie metodą flotacji	
		Potencjał energetyczny, [GJ]	Straty potencjału, [%]	Potencjał energetyczny, [GJ]	Straty potencjału, [%]	Potencjał energetyczny, [GJ]	Straty potencjału, [%]	Potencjał energetyczny, [GJ]	Straty potencjału, [%]
1	15095667	8516870	44	4350680	71	5459250	64	-	-
2	4693800	3420816	27	2230632	52	2493333	47	-	-
3	14812667	8640500	42	2204200	85	3874140	74	-	-
4	932547	464750	50	-	-	92585	90	-	-
5	1007325	514560	49	-	-	-	-	-	-
6	8509964	5219136	39	538700	94	1992960	77	-	-
7	14092825	12377730	12	5502369	61	9040657	36	-	-
8	2618308	1333553	49	-	-	150564	94	1955210	25
9	13743987	9221639	33	11923600	13	12602267	9	9466240	31
10	3535074	916880	74	88187	97	266947	92	3168014	10
11	3563810	1429852	60	306000	91	519000	85	3319488	7
12	7928525	4294124	49	2331625	71	2535909	68	7524680	5
13	2577600	2073136	20	1851204	28	1936684	25	2280574	11
14	9581173	6686362	30	5816148	39	5820454	39	4624472	51
15	1566590	1180617	25	793975	49	910728	42		
16	4058928	2307542	43	1205997	70	1456879	64	3262361	20
17	20566631	1121533	45	655983	68	764313	63	1974780	4
18	2075761	1136324	45	544865	74	666330	68	1869160	10
19	3462345	92999	97	65187	98	231074	93	3184104	8
20	4457435	1999000	55	455461	90	801000	82	4327013	3
Śr.	-	-	44	-	68	-	64	-	15



Rys. 6. Straty potencjału energetycznego mułu zdeponowanego w poszczególnych osadnikach mułowych poniesione w wyniku wzbogacania różnymi metodami

Nowe techniki i technologie przeróbki węgla kamiennego w zastosowaniach przemysłowych

Henryk Giemza

Joanna Kazubińska – Kopex Machinery S.A.

Zygmunt Śmiejek – Kopex Machinery S.A.

Streszczenie: Szeroko pojęta branża przeróbki mechanicznej węgla wraz z zapleczem projektowym i budowlanym realizuje w różnych krajach programy wykonywane w pełnych cyklach od koncepcji do uruchomień przemysłowych, mające na celu zwiększenie uzysku, czyli wychodu netto bez zwiększenia wydobywania węgla surowego. Krajowe dokonania w tym temacie są niewielkie i od szeregu lat dawcy projektów, tak modernizowanych, jak i nowych instalacji powielają istniejące od lat 80-tych ubiegłego wieku wzorce. Wyjątek stanowią węzły odkamieniania urobku surowego oraz nowe podejście do odwadniania frakcji mułowych, a konkretnie odzysku tzw. „sedymentów”. Intensywne działania w powyższych tematach zaowocowały aplikacjami przemysłowymi tak dla rynku krajowego, jak i zagranicznych.

New technologies of hard coal processing on an industrial scale

Abstract: Widely understood coal processing industry with design and construction facilities realize in different countries programs carried out in the full cycle from concept to industrial commissioning, aimed at increasing the yield (net material), without increase of raw coal production. Domestic achievements in this topic are small and through the number of years customer's projects such as the refurbishment and new installations duplicate existing since the 80s of the last century patterns. The exceptions are raw material separation junctions and a new approach to the drainage fraction of mud, namely the so-called "sediment". Intensive activities in these topics resulted in industrial applications both for the domestic market and worldwide.

1. Wprowadzenie

Analizując problemy przeróbki surowego urobku węglowego można stwierdzić, że w powszechnie znanych i stosowanych technologiach przygotowania nadawy o jak najlepszych parametrach końcowych występuje wiele powtarzających się błędów systemowych. Poszukiwanie nowych rozwiązań w celu doskonalenia pracy instalacji przeróbczych powinno być stosowane przede wszystkim po to, aby procesy technologiczne oraz stosowane w nich maszyny były dostosowane i dobrane do konkretnych urobków surowych z pełnym cyklem optymalizacji instalacji.

2. Problemy techniczne i technologiczne w Zakładach Przeróbczych Węgla Kamiennego i sposób na ich zminimalizowanie

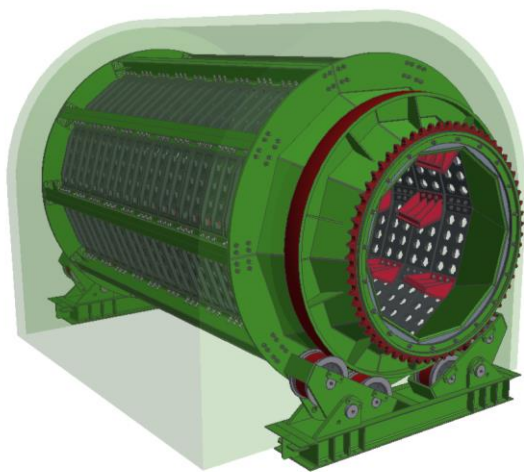
2.1. Stacje przygotowania

Pozyskanie koncentratu, półproduktu oraz odpadów przy założeniu, że wszystkie produkty muszą być wykorzystane i zagospodarowane wymaga poszukiwania nowych sposobów oraz urządzeń do realizacji technologii wyprzedzających aktualny stan techniki. Pierwszym z aspektów

na który należałoby zwrócić uwagę już na samym początku ciągu technologicznego zakładu przerobczego jest sposób przygotowania surowego urobku do dalszych procesów przerobczych, a mianowicie oddzielenie skały płonnej od węgla, poprzez zastosowanie specjalnie skonstruowanej kruszarki KB do selektywnego kruszenia urobku surowego. Głównym elementem tej kruszarki jest bęben o poziomej osi obrotu, który składa się z sitowej części cylindrycznej oraz leja wlotowego i wylotowego. Wewnątrz bębna zamocowane są zabieraki, których zadaniem jest podnoszenie grubych ziaren do górnego położenia i realizacji ich spadku na powierzchnię sitową oraz ich transport w kierunku leja wylotowego. Ziarna są rozbijane i kruszone, przy czym skała przywęglowa ze względu na większą twardość nie ulega rozkruszeniu i jest transportowana lejem wylotowym poza kruszarkę. Aplikacje przemysłowe najnowszych modernizowanych wersji tego urządzenia znajdują się na rynku krajowym (KWK Budryk), jak i zagranicznym (KWK Kirova – Rosja). Rysunek 1 przedstawia kruszarkę selektywnego kruszenia KB-3,0x6,0 przewidzianą do uruchomienia w 2016 roku w Zakładzie Przerobczym KWK Budryk, natomiast na rysunku 2 przedstawiono efekt prac badawczych wykonywanych wspólnie z Kopalnią Kirova w Rosji z wykorzystaniem kruszarki KB-2,6x4,0 i poprzedzającego ją przesiewacza wibracyjnego WK1-2,4x6,0. Efektem badań jest zamodelowanie ułożenia zabieraków dla optymalnej pracy kruszarki, co wykorzystane zostanie przy najbliższych uruchomieniach takich kruszarek tak w kraju, jak i za granicą [4].



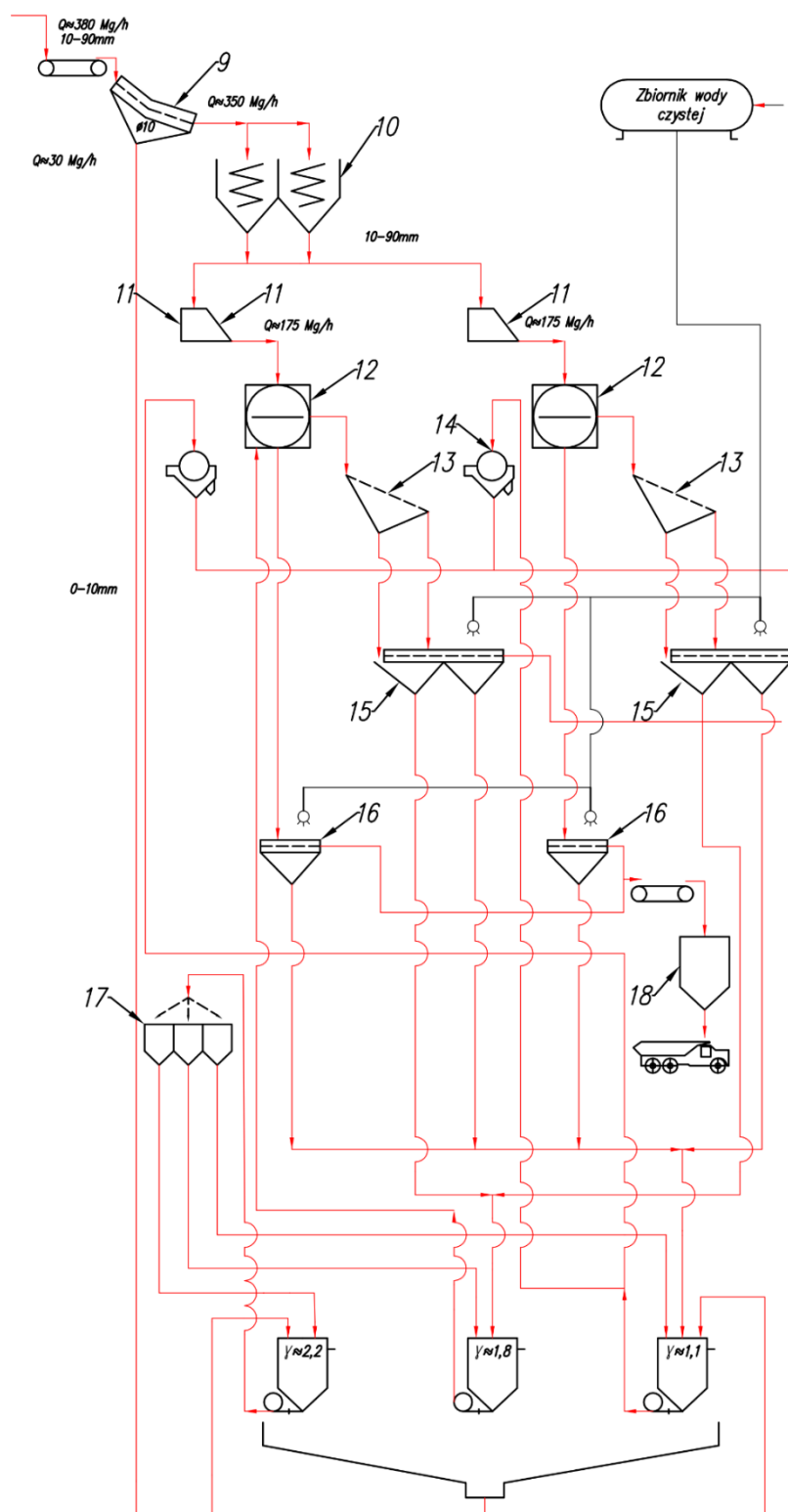
Rys. 1. Kruszarka KB-3,0x6,0 - montaż na kopalni Budryk [3]



Rys. 2. Model ułożenia płyt i zabieraków po pracy badawczej w kopalni w Rosji [3]

2.2. Model pracy płuczki cieczy ciężkiej z użyciem wzbogacalnika mechanicznego

Przykładem prawidłowego mechanizmu pracy płuczki cieczy ciężkiej jest przedstawiony poniżej schemat technologiczny zakładu przerobczego wzbogacającego antracyt w klasie 10÷90 mm. Rysunek 3 przedstawia fragment schematu zakładu przerobczego Vang Danh w



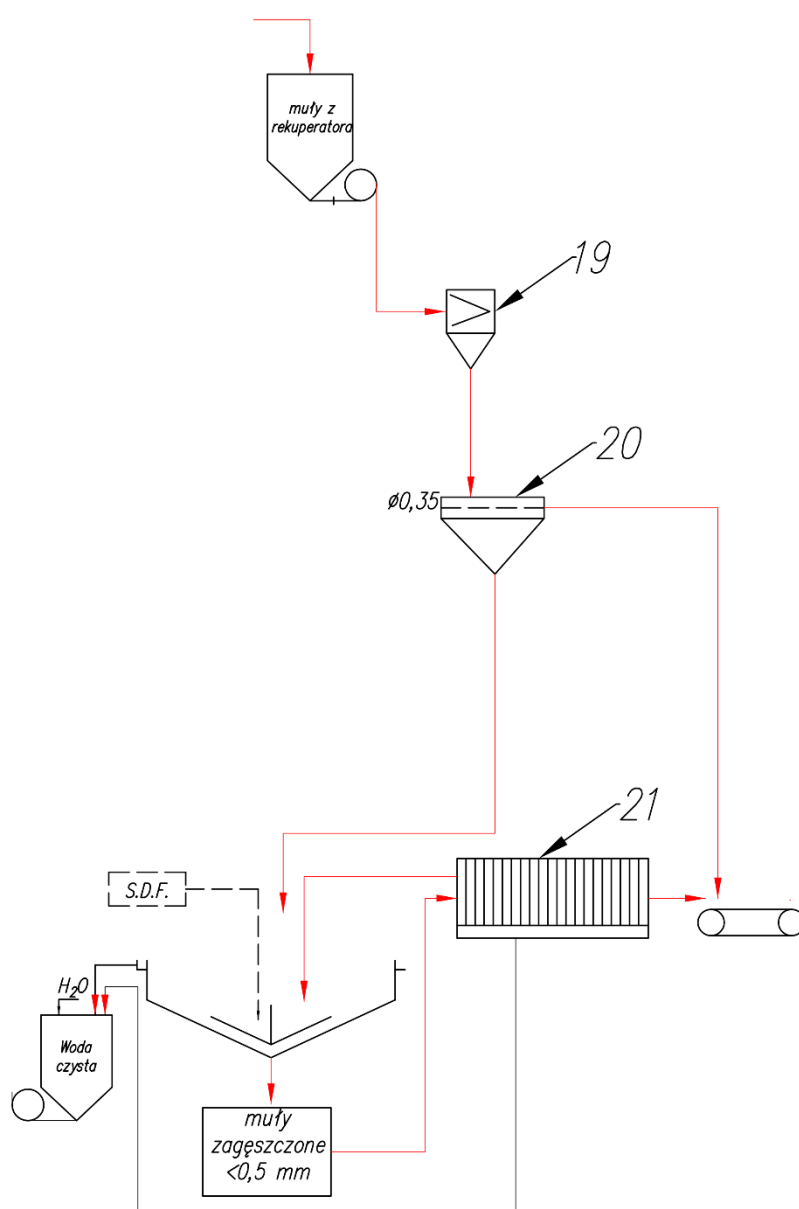
Wietnamie opisujący płuczkę cieczy ciężkiej z wykorzystaniem dwóch wzbogacalników typu Disa, oddzielających skałę płoną od surowego urobku. Nadawa przed procesem wzbogacania jest wstępnie przesiana na przesiewaczu WZ1P (maszyna nr 9 na rysunku 3) dzięki czemu za pomocą dwóch równolegle pracujących podajników (maszyna nr 11 na rysunku 3) na dwa dwuproduktowe wzbogacalniki trafia nadawa z wydzielonymi mułami w klasie <10 mm. Wzbogacony i odwodniony na przesiewaczach (nr 15 na rysunku 3) koncentrat jest traktowany jako gotowy produkt handlowy [2, 3].

Przedstawiony fragment projektu obrazuje, w jak skuteczny sposób można rozwiązywać modele wzbogacania przy użyciu wyłącznie polskich maszyn oraz naszej wiedzy przerobczej.

Rys. 3. Fragment schematu zakładu przerobczego Vang Danh – płuczka cieczy ciężkiej [3]

2.3 Obieg wodno-mułowy

Rysunek 4 przedstawia fragment obiegu wodno-mułowego zakładu przeróbczego o którym mowa w punkcie 2.2. Mając na uwadze wymagania rynku co do zawartości wilgoci węgla, od kilku lat wprowadza się nowe rozwiązania techniczno-maszynowe, co powoduje całkowitą eliminację procesu termicznego suszenia koncentratów mułowych. Zastosowany poniższy model odzysku części stałych z zawiesiny wodno-mułowej za pomocą prasy filtracyjnej pozwala uzyskać placki filtracyjne o zawartości wilgoci w granicach 14%, co wykazano na kilku obiektach krajowych.



Rys. 4. Fragment schematu zakładu przeróbczego Vang Danh - obieg wodno-mułowy [3]

W ostatnim czasie zrealizowano kilka pomysłów głębokiego, mechanicznego odwadniania węgla drobnych poprzez zastosowanie pras filtracyjnych. Metoda ta jest wykorzystywana w Zakładzie Przeróbczym KWK Zofiówka w Jastrzębiu, gdzie przelewy z wirówek sedimentacyjnych trafiają do zbiornika wyrównawczego a następnie na cztery nowoczesne prace filtracyjne. W wyniku tej metody uzyskano koncentrat o zawartości wilgoci w granicach 14%. W Zakładzie Przeróbczym KWK Jas Mos rozwiązano na skalę przemysłową problem odwadniania odcieku z wirówek sedimentacyjno-filtracyjnych z wykorzystaniem prasy filtracyjnej komorowo-membranowej odwadniającej ziarna $<25\ \mu\text{m}$. Metoda ta może być stosowana w miejscach, gdzie pracują wirówki sedimentacyjno-filtracyjne i nie planuje się ich likwidacji. W ten sposób otrzymano informacje o trzech sposobach odwadniania flotokoncentratu [1]:

- filtry tarczowe wraz z suszarnią termiczną – historyczne rozwiązanie możliwe do zastosowania do roku 2020,
- wirówki sedimentacyjno-filtracyjne wraz z prasami komorowo-membranowymi – zastosowanie wg projektu Zakładu Przeróbczego KWK Jas Mos,
- prasy komorowo-membranowe – zastosowanie według opisanej metody w Zakładzie Przeróbki KWK Zofiówka.

Wybór metody zależy od dawcy projektu oraz przyszłego odbiorcy. Wymienione uruchomienia przemysłowe w KWK Zofiówka, KWK Borynia i KWK Jas Mos pozwoliły przedstawić nasze propozycje tak dla odbiorców zagranicznych, jak i budowanej przez Kopex Ex-Coal nowej kopalni w Przeciszowie.

3. Podsumowanie

Wszystkie opracowania w ostatnich kilku latach prowadzone w Kopex S.A, a tym samym w Kopex Machinery S.A. dotyczą zagadnień, które realizowane są dla rynków zagranicznych. Nowy model postępowania generujący pytanie – Jakie problemy techniczno-technologiczne ma do rozwiązania nasz partner, przynosi lepsze efekty niż oferowanie produktów istniejących. Stwierdzenie to jest ważne i istotne, gdyż pozwala oferować dokonania polskiej myśli przeróbczej, a nie tylko pojedyncze maszyny planowane do zastosowania jako zamiennik rozwiązań wydanych w projektach wiodących tematy biur projektowych. Analizując rynki inwestujące w nowe zakłady przeróbcze i działające na nich można założyć, że w najbliższym czasie zdołamy skutecznie zaoferować kompletny zakład przeróbczy wzorem lat ubiegłych.

Literatura

1. Bąkowski I., Biurkowska M.: Zastosowanie pras filtracyjnych oferowanych przez FMG PIOMA S.A. w procesach przeróbki surowców mineralnych. Komeko 1998 r.
2. Głowiak S.: Przybliżona ocena ekonomicznych korzyści wzbogacania węgla w nowoczesnej osadzarce. Komeko 1998 r.
3. Opracowania własne Kopex Machinery S.A. z lat 2010-2016.
4. Śmiejek Z.: Projektowanie i konstruowanie maszyn przeróbczych uwzględniające aktualne i przewidywane potrzeby Inwestorów. Komeko 1998 r.

**Wdrożenie innowacyjnej technologii oczyszczania
węgla kamiennego przy pomocy suchej metody
wzbogacania (FGX) drogą obniżenia kosztów wytwarzania
produktów handlowych w krajowym górnictwie**

Ireneusz Baic – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Wiesław Blaschke – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Wojciech Sobko – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Józef Szafarczyk – Instytut Mechanizacji Budownictwa i Górnictwa Skalnego

Streszczenie: W niniejszym rozdziale opisano zasadę działania powietrznego stołu koncentracyjnego oraz utworzonego na terenie jednego z zakładów górniczych stanowiska badawczego. Zaprezentowano parametry techniczne i technologiczne wpływające na proces rozdziału. Przytoczono także przykładowe wyniki wzbogacania węgla metodą suchej separacji.

Sucha separacja węgla jest metodą przeróbczą, której zastosowanie pozwala na ograniczenie ilości frakcji odpadowej w węglu surowym. Skutkiem prowadzonego procesu jest możliwość uzyskania znacznej poprawy parametrów jakościowych (wartości opałowej) uzyskiwanych z węgla surowych produktów handlowych. Istnieje też możliwość ograniczenia zawartości siarki całkowitej i zawartości popiołu w produkowanych węglach handlowych. W niniejszym rozdziale przedstawiono rezultaty odsiarczania i odpopielania węgla surowych i produktów handlowych.

**Implementation of innovative technology of hard coal
beneficiation with use of dry separation method (FGX) which
reduces production costs in the mining industry**

Abstract: This chapter describes the operation technique of the table and research stand created in one of the mines.

Dry coal separation processing operation is a method which allows to limit the amount of waste fractions in the raw coal. The result of the process is the ability to achieve a significant improvement in the quality parameters (calorific value) of derived from the raw coal commercial products. There is also the possibility to limit the total sulfur content. This chapter presents the results of desulphurisation of the raw coal and in the commercial products.

**1. Technologia suchej separacji węgla kamiennego na powietrznych stołach
koncentracyjnych typu FGX**

1.1. Zasada działania

Urządzenia FGX są to złożone, pod względem wiedzy technologicznej, maszyny do suchego wzbogacania węgla. Składają się one z perforowanego stołu roboczego, urządzenia wibracyjnego, komory powietrznej oraz napędu i mechanizmu pozwalającego zmieniać kąty nachylenia stołu i częstotliwość wibracji. Nadawa surowego węgla jest podawana poprzez wibrujący zasilacz na stół roboczy pochylony pod różnymi kątami w osi poprzecznej i podłużnej, wprawiany w ruch wibracyjny przez wibrator [1, 2, 4].

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

W powietrznych stołach koncentracyjnych wykorzystuje się efekt upłynnienia, który powstaje w wyniku interakcji pomiędzy gęstością drobnych cząstek stanowiących zawiesinę a bardziej gruboziarnistymi cząstkami złoża, co doprowadza do poprawy rozdziału frakcji gruboziarnistych [1, 2, 5].

Proces wzbogacania przebiega podobnie do procesu wzbogacania w cieczy ciężkiej. Z uwagi na to, że powietrzny stół koncentracyjny pochylony jest w kierunku poprzecznym, materiał o małej gęstości znajdujący się na powierzchni złoża fluidalnego ma tendencję do przesuwania się po tej powierzchni i spadania w sposób ciągły, pod wpływem sił grawitacji, poprzez przegrodę usytuowaną na brzegu stołu (tzw. przesypem węgla wzbogaconego). Materiał o wyższej gęstości koncentruje się w dolnej części złoża fluidalnego i przesuwa się w kierunku wylotu odpadów, poprzez płytę kierującą do zsypu odpadów. W zależności od rodzaju nadawy i sposobu ustawienia urządzenia może być wytwarzanych wiele rodzajów produktów dostosowanych do wymogów użytkowników [5, 10, 11]. Mając na uwadze ochronę środowiska przed zapyleniem - stół przykryty jest zadaszeniem wraz z zabudowanym odpylaczem, gdzie utrzymywane jest ujemne ciśnienie. Zgodnie z danymi podawanymi przez producenta 75% zapyłonego powietrza cyrkuluje w obiegu, tzn. za pomocą wentylatora przechodzi przez odpylacz cyklonowy i jest powtórnie używane. Natomiast 25% powietrza po odpyleniu przez odpylacz workowy ze sprawnością 99,5% uchodzi do atmosfery. W ten sposób urządzenie spełnia surowe wymogi standardów ochrony środowiska [3, 6].

1.2. Zastosowanie procesu suchego odkamieniania

Instalacje suchego odkamieniania urobku węglowego mogą być samodzielnymi zakładami wzbogacania węgla klasy ziarnowej 100 (80), (75), (50) mm itd. Mogą one w układzie technologicznym zakładu przerobczego zastąpić proces mokrego wzbogacania w osadzarkach.

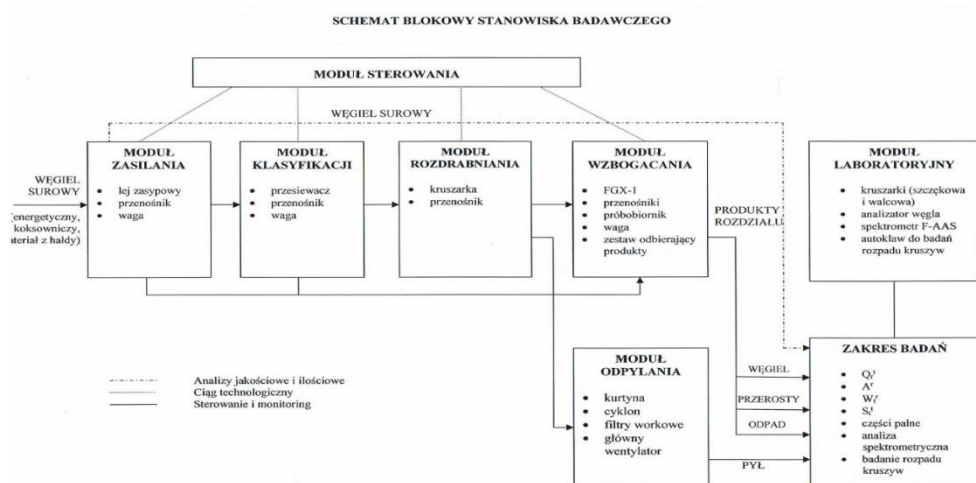
Instalacje suchego odkamieniania mogą również być czymś w rodzaju "by pasa" w węźle wzbogacania w istniejących zakładach przerobczych pozwalającego na odpylenie najdrobniejszych ziaren urobku i usunięcie pewnej ilości kamienia przed podaniem częściowo wzbogaconego urobku do mokrych procesów wzbogacania, gdy wymagana jest niska zawartość popiołu w produkcie handlowym, zmniejszając równocześnie ilość ziaren urobku trafiających do obiegu wodno-mułowego.

Zastosowanie procesu suchego odkamieniania umożliwia:

- obniżenie kosztów inwestycyjnych (rezygnując z mokrych metod wzbogacania i zastępując je metodą suchą (patrz rozdział 4) poprzez budowanie samodzielnych zakładów suchego wzbogacania,
- ograniczenie kosztów związanych z produkcją węglowych sortymentów handlowych i tym samym zwiększenia konkurencyjności na rynku europejskim i światowym,
- obniżenie kosztów eksploatacyjnych procesu mokrego wzbogacania przy zastosowaniu „by pasów” poprzez zmniejszenie kosztownej gospodarki wodno-mułowej, mniejsze zużycie wody i energii, ograniczenie ilości instalacji i urządzeń oraz dłuższą ich żywotność,
- aplikację rozwiązania technologicznego jako elementu istniejących ciągów technologicznych wzbogacania węgla energetycznych z wykorzystaniem metod mokrych,
- efektywne odkamienianie (usunięcie skały płonnej) i odsiarczanie (usunięcie siarki pirytovej) z urobku węgla energetycznych o granulacji 80-0 mm,
- produkcję wysokojakościowych ekologicznych paliw kwalifikowanych,
- efektywne wykorzystanie wytwarzanych w tym rozwiązaniu technologicznym produktów odpadowych jako substytutu kruszyw naturalnych w pracach drogowych i inżynierskich oraz jako materiału do wypełniania pustek poeksploatacyjnych,
- odzysk substancji węglowej z odpadów wydobywczych zdeponowanych w środowisku,
- możliwość wtórnego oczyszczania produktów mokrego wzbogacania, gdy są ku temu przesłanki technologiczne [1, 3, 7, 8].

2. Instalacja badawcza do suchego odkamieniania węgla wyposażona w powietrzny stół koncentracyjny typu FGX-1

Na rysunku 1 przedstawiono schemat blokowy instalacji badawczej do suchego odkamieniania węgla wyposażonej w powietrzny stół koncentracyjny typu FGX-1.



Rys. 1. Schemat blokowy instalacji badawczej [źródło: opracowanie własne]

W skład mobilnej instalacji badawczej do suchego odkamieniania wchodzi 6 modułów, których dane techniczne przedstawiono poniżej:

1. MODUŁ ZASILANIA

Lp.	Nazwa urządzenia	Zbiornik zasypowy (Nr 1)
1.	Pojemność zbiornika	12 [m ³]; Producent Artech Sp. z o.o.
2.	Wymiary	2700x2000x4234 [mm]
3.	Elementy składowe	segment górny z sitem zasypowym o oczkach 240x240 mm, segment środkowy z zamontowanym elektrowibratorem, segment dolny
4.	Waga	3100 kg
5.	Wlot zbiornika	zakryty dla ochrony zmagazynowanego materiału przed opadami atmosferycznymi
6.	Sposób załadunku	załadunek z wykorzystaniem koparko – ładowarki typu „Ostrówek”
7.	Dodatkowe wyposażenie	elektrowibrator zapobiegający oblepianiu się ścian zbiornika typu MVE 300/1 o mocy 0,75 kW (230V)
Lp.	Nazwa urządzenia	Dozownik taśmowy (Nr 2)
1.	Typ	AR – PT4; Producent Artech Sp. z o.o.
2.	Szerokość taśmy	650 [mm]
3.	Rodzaj taśmy	tkaninowo – gumowa, trudno palna, ilość przekładek -2
4.	Napęd	motoreduktor NORD SK 9082.AZ BHK-160MH4 o mocy znamionowej 11 kW
5.	Elementy składowe	stacja napędowa, stacja zwrotna, podpora przenośnika I, podpora przenośnika II, uchwyt krążka dolnego, zespół bębna napędowego, bęben wieszakowy, elementy złączne
6.	Zasilanie	400 [V]
7.	Dodatkowe wyposażenie	falownik (w szafie sterowniczej), system napinania taśmy
Lp.	Nazwa urządzenia	Przenośnik taśmowy (Nr 3)
1.	Typ	AR – PT5; Producent Artech Sp. z o.o.
2.	Wydajność	30 [Mg/h]
3.	Szerokość taśmy	650 [mm]
4.	Rodzaj taśmy	tkaninowo – gumowa, trudno palna, ilość przekładek -2
5.	Napęd	motoreduktor NORD SK 9042.1AZ BDH-100AH/4 o mocy znamionowej 3 kW
6.	Elementy składowe	stacja napędowa, stacja zwrotna, podpora stała, podpora przenośnika II, zaczep, kosz zasypowy, zgarniacz skośny, elementy złączne

7.	Zasilanie	400 [V]
8.	Dodatkowe wyposażenie	system napinania taśmy, linkowe wyłączniki bezpieczeństwa, sygnalizacja akustyczna wyprzedzająca ruch taśmy, czujnik ruchu taśmy
Lp.	Nazwa urządzenia	Waga taśmowa (Nr 3a)
1.	Typ	WAGTROL 2; Producent Introl Sp. z o. o.
2.	Zakres wskazań	od 2 do 50 [Mg/h]
3.	Klasa dokładności	1
4.	Sposób monitorowania danych	wyświetlacz zewnętrzny odporny na warunki atmosferyczne
5.	Sposób przekazywania danych	porty komunikacji zewnętrznej RS 232 i 485
6.	Sposób archiwizacji danych	program do obsługi wagi z możliwością rejestracji wyników
7.	Zasilanie	230 [V]

2. MODUŁ KLASYFIKACJI

Lp.	Nazwa urządzenia	Przesiewacz wibracyjny (Nr 4)
1.	Typ	WK2 - 1,3x3,0; Producent Mifama Sp. z o.o.
2.	Powierzchnia sit [m ²]	pokład górny sit – 3,6 [m ²]; pokład dolny sit – 3,2 [m ²]
3.	Rodzaj sita	pokład górny – sito plecione o oczku 50 mm, pokład dolny – sito plecione o oczku 25 mm
4.	Kąt pochylenia rzeszota	12°÷20°
5.	Skok rzeszota	10±1 [mm]
6.	Napięcie zasilania	400 [V]
7.	Dodatkowe wyposażenie	sito plecione o oczku 6 mm
8.	Napęd	silnik elektryczny typu Sg 160L8 o mocy znamionowej 7,5 kW
Lp.	Nazwa urządzenia	Przenośnik taśmowy (Nr 8)
1.	Typ	AR – PT5
2.	Wydajność	do 30 [Mg/h]
3.	Szerokość taśmy	650 [mm]
4.	Rodzaj taśmy	tkaninowo-gumowa, trudno zapalna, ilość przekładek -2
5.	Zasilanie	400 [V]
6.	Dodatkowe wyposażenie	napęd zwrotny, system napinania taśmy, linkowe wyłączniki bezpieczeństwa, sygnalizacja akustyczna wyprzedzająca ruch taśmy, czujnik ruchu taśmy

3. MODUŁ ROZDRABNIANIA

Lp.	Nazwa urządzenia	Podajnik wibracyjny – zsuwnia (Nr 5)
1.	Typ	80 - 5 wyk. II; Producent Mifama Sp. z o.o.
2.	Zabudowa	wykonanie II – przód podparty, tył podparty
3.	Rodzaj podparcia	4 zespoły sprężyn
4.	Kąt pochylenia	0÷10 [°]
5.	Zasilanie	400 [V]
6.	Napęd	silnik elektryczny typu 1LE1002-1CC23-4AA4-2N03 o mocy znamionowej 4 kW
Lp.	Nazwa urządzenia	Kruszarka szczękowa (Nr 6)
1.	Typ	AR – KS1; Producent Artech Sp. z o.o.
2.	Wydajność	od 1 do 22 [m³/h] w zależności od nastawy szczeliny wylotowej
3.	Maksymalna wielkość ziarna (nadawy)	320 x 600 [mm]
4.	Wielkość szczeliny wylotowej	od 5 do 97 [mm]
5.	Grubość podkładek do regulacji szczeliny wylotowej	od 0 do 50 [mm]
6.	Napęd	silnik elektryczny typu dSg250M8 o mocy znamionowej 30 kW
7.	Twardość kruszonego materiału	do 300 MPa
8.	Waga	7000 kg
9.	Napięcie zasilania	400/690 [V]
10.	Dodatkowe wyposażenie	przekładnia pasowa (5 pasów SPB)
Lp.	Nazwa urządzenia	Przenośnik taśmowy (Nr 7)
1.	Typ	AR – PT4
2.	Wydajność	do 30 [Mg/h]
3.	Szerokość taśmy	650 [mm]
4.	Rodzaj taśmy	tkaninowo – gumowa, trudno zapalna, ilość przekładek - 2
5.	Zasilanie	400 [V]
6.	Dodatkowe wyposażenie	napęd zwrotny, system napinania taśmy, linkowe wyłączniki bezpieczeństwa, sygnalizacja akustyczna wyprzedzająca ruch taśmy, czujnik ruchu taśmy

4. MODUŁ WZBOGACANIA

Lp.	Nazwa urządzenia	Przenośnik taśmowy ilość - 3 sztuki (Nr 9, 10, 12)
1.	Typ	AR – PT 5; Producent Artech Sp. z o.o.
2.	Wydajność	30 [Mg/h]
3.	Szerokość taśmy	650 [mm]
4.	Rodzaj taśmy	tkaninowo – gumowa, trudno zapalna, ilość przekładek - 2
5.	Napęd	motoreduktor NORD SK 9042.1AZ BDH-100AH/4 o mocy znamionowej 3 kW
6.	Elementy składowe	stacja napędowa, stacja zwrotna, podpora stała, podpora przenośnika II, zaczep, kosz zasypowy, zgarniacz skośny, elementy złączne
7.	Zasilanie	400 [V]
8.	Dodatkowe wyposażenie	napęd zwrotny, system napinania taśmy, linkowe wyłączniki bezpieczeństwa, sygnalizacja akustyczna wyprzedzająca ruch taśmy, czujnik ruchu taśmy
Lp.	Nazwa urządzenia	Waga przenośnikowa ilość – 3 sztuki (Nr 9a, 10a, 12a)
1.	Typ	WAGTROL 2; Producent Introl Sp. z o. o.
2.	Wydajność	od 2 do 50 [Mg/h]
3.	Klasa dokładności	1
4.	Sposób monitorowania danych	wyświetlacz zewnętrzny odporny na warunki atmosferyczne
5.	Sposób przekazywania danych	porty komunikacji zewnętrznej RS 232 i 485
6.	Sposób archiwizacji danych	program do obsługi wagi z możliwością rejestracji wyników
7.	Zasilanie	230 [V]
Lp.	Nazwa urządzenia	Przenośnik taśmowy ilość - 1 sztuka (Nr 11)
1.	Producent	WAMPOL Sp. z o.o.
2.	Wydajność	30 [Mg/h]
3.	Szerokość taśmy	650 [mm]
4.	Rodzaj taśmy	tkaninowo – gumowa, trudno zapalna, ilość przekładek - 2
5.	Elementy składowe	stacja napędowa, stacja zwrotna, podpora wsporcza mobilna na kołach, kosz zasypowy, zgarniacz skośny
6.	Zasilanie	400 [V]

Lp.	Nazwa urządzenia	Powietrzny stół koncentracyjny
1.	Typ	FGX-1
2.	Producent	Tangshan Shenzhou Machinery Co., Ltd.
3.	Wydajność	10 [Mg/h]
4.	Max. uziarnienie nadawy	60 [mm]
5.	Max. wilgotność nadawy	12-20 %
6.	Wymiary	5,7 x 3,1 x 6,0 [m]
7.	Moc urządzeń	24,63 [kW]
8.	Wysokość kosza zasypowego	5 [m]
9.	Wysokość kolektorów produktów rozdziału	1,5 m

5. MODUŁ ODPYLANIA

Moduł odpylania ma na celu ułowienie (wychwytywanie) pyłu z obiegu powietrza cyrkulującego w urządzeniu FGX -1, a tym samym ochronę środowiska naturalnego przed zapyleniem.

W skład modułu odpylania wchodzi:

- Gumowa kurtyna (okap) uszczelniająca, zabudowana nad płytą roboczą powietrznego stołu koncentracyjnego;
- Kolektor odprowadzający zanieczyszczone pyłem powietrze z początkowej przestrzeni nad płytą roboczą powietrznego stołu koncentracyjnego do cyklonu odpylającego;
- Pionowo zabudowany, pracujący w podciśnieniu cyklon, służący do wytrącania zairem pyłu. Wytrącone ziarna pyłu są odprowadzane z cyklonu przenośnikiem ślimakowym;
- Kolektor odprowadzający zanieczyszczone pyłem powietrze z pozostałej przestrzeni nad płytą roboczą powietrznego stołu koncentracyjnego do baterii filtrów workowych;
- Bateria filtrów workowych zakończona zbiornikiem do magazynowania wytrąconego pyłu wraz z urządzeniem wstrząsowym. Okresowo uruchamiany mechanizm wstrząsowy powoduje opróżnianie worków filtracyjnych z nagromadzonych ziaren pyłowych. W skład baterii filtrów workowych wchodzi niezależnie pracujący wentylator wyciągowy (pomocniczy) służący do wytworzenia podciśnienia w końcowej części przestrzeni nad płytą roboczą oraz do wytworzenia ciągu zapyłonego powietrza o kierunku umożliwiającym skierowanie go do procesu filtracji;
- Główny wentylator wyciągowy służący do wytworzenia podciśnienia w początkowej przestrzeni objętej kurtyną gumową nad płytą roboczą oraz w cyklonie.

Zgodnie z danymi podawanymi przez producenta około 75% zapyłonego powietrza cyркуluje w obiegu, tzn. za pomocą wentylatora przechodzi przez odpylacz cyklonowy i jest powtórnie używane. Pozostała część powietrza jest odpylana przez odpylacz workowy i uchodzi do atmosfery. Sprawność zastosowanego procesu odpylania wynosi 99,5%. Wydzielone z układów odpylania ziarna pyłu stanowią oddzielny produkt z prowadzonego procesu suchej separacji [8, 12].

6. MODUŁ STEROWANIA

Moduł sterowania stanowi szafa sterownicza (urządzenie nr 13) umożliwiająca sekwencyjne uruchamianie urządzeń z poszczególnych modułów rozbudowanej instalacji do suchej separacji węgla.

Szafa sterownicza przy tak rozbudowanej instalacji daje możliwość wyboru pracy poszczególnych wybranych modułów. Stanowi też ważny element zachowania warunków bezpieczeństwa podczas rozruchu i wyłączania urządzeń [13, 14].

3. Wyniki badań pilotażowych suchej separacji węgla

3.1. Badania mające na celu uzyskanie czystych produktów węglowych o możliwie wysokiej wartości opałowej

Odkamienianie urobku węglowego w instalacjach FGX, jak to już powyżej przedstawiono, ma na celu usunięcie możliwie największej ilości skały płonnej znajdującej się w urobku węglowym. Dzięki częściowemu wzbogaceniu urobku otrzymuje się w wielu przypadkach produkty handlowe, które posiadają parametry jakościowe odpowiadające parametrom gwarancyjnym kotłów w energetyce, a w związku z tym są akceptowane przez odbiorców. Przeprowadzono szereg badań nad odkamienianiem węgla surowego w celu sprawdzenia jakie można uzyskać rezultaty przy wykorzystaniu stołów typu FGX. Wyniki niektórych badań zestawiono w tabelach 1 – 10.

Odkamienianie klasy ziarnowej 20-0 mm

Wyniki badań węgla surowego o granulacji 20 - 0 mm – próba badawcza Nr 1

Tabela 1

Węgiel surowy 20 – 0 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Przerost	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	31,7	21,2	29,5	80,5
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	9,6	9,0	8,4	5,3
3.	Zawartość siarki [%]	0,56	0,62	0,68	0,44
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	17 151	21 558	18 885	1 860
5.	Wychód [%]	100	77	3	18

W bilansie produkt pyłowy stanowił 2% (nie wykonano oznaczeń)

Wyniki badań dla węgla surowego o granulacji 20 - 0 mm – próba badawcza Nr 2

Tabela 2

Węgiel surowy 20 – 0 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Przerost	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	31,8	21,8	40,6	85,7
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	10,3	5,0	4,4	2,2
3.	Zawartość siarki [%]	0,69	0,62	0,61	1,28
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	19 244	24 383	14 459	1 307
5.	Wychód [%]	100	71	15	12

W bilansie produkt pyłowy stanowił 2% (nie wykonano oznaczeń)

Wyniki badań węgla surowego o granulacji 20 - 0 mm – próba badawcza Nr 3

Tabela 3

Węgiel surowy 20 – 0 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Przerost	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	35,0	23,9	38,6	83,4
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	7,08	6,3	6,36	2,84
3.	Zawartość siarki [%]	0,54	0,59	0,53	0,16
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	17 329	21 641	13 906	1 311
5.	Wychód [%]	100	66,3	18,5	15,2

Wyniki badań węgla surowego o granulacji 20-0 mm - próba badawcza Nr 4*)

Tabela 4

Węgiel surowy 20 – 0 mm						
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Przerost	Odpad	Pył
1.	Zawartość popiołu [%]	35,2	29,9	39,9	72,0	26,7
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	8,8	5,2	5,0	2,9	3,7
3.	Zawartość siarki [%]	0,59	0,65	0,56	0,29	0,68
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	17 160	20 352	16 680	5 423	21 563
5.	Wychód [%]	100	58,4	24,4	15,4	1,8

*) – Próba badawcza zawierała bardzo duży udział, niekorzystnej podczas wzbogacania klasy ziarnowej poniżej 6 mm. Jej wpływ zilustrowano w tabeli 5.

Wyniki rozklasyfikowania koncentratu z próby badawczej nr 4

Tabela 5

Koncentrat z próby badawczej Nr 4			
Lp.	Nazwa parametru	Klasa -6 mm	Klasa +6 mm
1.	Zawartość popiołu [%]	28,6	16,9
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	8,2	5,0
3.	Zawartość siarki [%]	0,63	0,59
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	19 648	25 250
5.	Wychód [%]	54	4,4

Jak łatwo zauważyć analizując dane zamieszczone w tabeli 5 ziarna klasy ziarnowej poniżej 6 mm wzbogacają się znacznie gorzej niż ziarna klasy ziarnowej powyżej 6 mm. Przy dużym udziale klasy 6 – 0 mm korzystne jest jej odsianie przed podaniem pozostałego urobku do procesu odkamieniania na stołach typu FGX. Należy tu jednak dodać, że pewna ilość tej klasy jest potrzebna aby utworzyć złożę fluidalne. Ilości te dobiera się doświadczalnie [3, 5].

Wyniki odkamieniania produktu odpadowego o granulacji 20- 0 mm

Tabela 6

Produkt odpadowy 20 – 0 mm				
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	66,2	8,2	87,1
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	3,2	5,5	2,0
3.	Zawartość siarki [%]	0,42	0,78	0,21
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	6 630	27 614	*)
5.	Wychód [%]	100	25,9	74,1

*) - minimalna wartość opałowa-brak możliwości pomiaru

Odkamienianie klasy ziarnowej 25-8 mm**Wyniki badań węgla surowego o granulacji 25 - 8 m**

Tabela 7

Węgiel surowy 25 – 8 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Przerost	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	35,9	28,0	65,8	86,1
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	8,7	6,9	3,8	2,3
3.	Zawartość siarki [%]	0,55	0,60	0,33	0,39
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	16 727	20 941	5 494	948
5.	Wychód [%]	100	81,4	1,6	14,0

Odkamienianie klasy ziarnowej 90-0 mm**Wyniki badań (wstępne odkamienianie) węgla surowego o granulacji 90 - 0 mm**

Tabela 8

Węgiel surowy 90 – 0 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Odpad	Pył
1.	Zawartość popiołu [%]	20,9	13,9	43,5	18,5
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	10,2	10,77	8,1	12,6
3.	Zawartość siarki [%]	0,23	0,25	0,22	0,33
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	20 802	22 931	13 530	20 618
5.	Wychód [%]	100	75,8	23,6	0,6

Wyniki wtórnego odkamieniania produktu odpadowego otrzymanego w wyniku wstępnego odkamieniania węgla surowego o granulacji 90- 0 mm

Tabela 9

Produkt odpadowy 90 – 0 mm				
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	41,7	17,23	70,4
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	10,2	10,88	6,2
3.	Zawartość siarki [%]	0,41	0,44	0,18
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	13 530	21 805	3 783
5.	Wychód [%]	100	53,9	46,1

Odkamienianie klasy ziarnowej 8-0 mm**Wyniki badań dla węgla surowego o granulacji 8 - 0 mm**

Tabela 10

Węgiel surowy 8 – 0 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Odpad	Pył
1.	Zawartość popiołu [%]	41,3	33,1	54,3	37,2
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	7,4	6,88	64,4	6,0
3.	Zawartość siarki [%]	0,76	0,84	0,64	0,82
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	15 870	18 245	11 416	16 809
5.	Wychód [%]	100	60,4	33,5	6,1

Wyniki zestawione w powyższych tabelach pokazują, że rezultaty odkamieniania są różne dla węgla pochodzących z różnych kopalń. Dla niektórych węgla są bardzo korzystne, dla innych mniej. Przed wdrożeniem instalacji FGX do praktyki przemysłowej należy przeprowadzić szczegółowe badania. W tym właśnie celu IMBiGS zakupił doświadczalne stanowisko badawcze powietrznej separacji urobku węglowego.

3.2. Badania możliwości usuwania siarki z produktów handlowych

Otrzymywane w wyniku wzbogacania w osadzarkach produkty handlowe czasami zawierają podwyższoną zawartość siarki. W przypadkach, gdy siarka występuje w postaci pirytu oznacza to, że trafił on do koncentratu (tzw. węgiel płukany) na skutek niedokładności procesu rozdziału. Przeprowadzono badania możliwości jej usunięcia poddając ten produkt wtórnemu wzbogacaniu na instalacji FGX. Niektóre rezultaty pokazano w tabelach 11 – 14.

Wyniki badań węgla płukanego o granulacji 25 - 6 mm – próba badawcza Nr 1

Tabela 11

Nadawa - węgiel płukany 25 – 6 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Przerost	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	10,5	5,5	10,5	23,5
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	17,9	18,2	17,8	14,2
3.	Zawartość siarki [%]	1,90	0,86	1,70	5,88
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	21 255	23 074	22 424	18 038
5.	Wychód [%]	100	20,6	67,7	9,7

Wyniki badań węgla płukanego o granulacji 25 - 6 mm – próba badawcza Nr 2

Tabela 12

Nadawa - węgiel płukany 25 – 6 mm				
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	17,0	6,9	28,5
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	15,0	14,5	11,7
3.	Zawartość siarki [%]	1,46	0,88	2,16
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	19 853	23 456	16 938
5.	Wychód [%]	100	58	42,0

Wyniki badań węgla płukanego o granulacji 25 - 6 mm- próba badawcza Nr 3

Tabela 13

Nadawa - węgiel płukany 25 – 6 mm					
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat	Przerost	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	13,6	6,7	10,4	25,8
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	14,9	15,3	14,1	11,7
3.	Zawartość siarki [%]	1,17	0,99	1,01	2,94
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	21 305	23 568	22 541	18 086
5.	Wychód [%]	100	76,0	5,0	19,0

Wyniki badań węgla płukanego o granulacji 31,5 - 8 mm

Tabela 14

Nadawa - węgiel płukany 31,5 – 8 mm						
Lp.	Nazwa parametru	Nadawa	Koncentrat [+6 mm]	Koncentrat [-6 mm]	Przerost	Odpad
1.	Zawartość popiołu [%]	8,3	6,6	13,2	7,8	12,1
2.	Zawartość wilgoci całkowitej [%]	17,3	17,0	19,7	17,3	15,7
3.	Zawartość siarki [%]	1,36	0,97	1,32	1,24	3,08
4.	Wartość opałowa [kJ/kg]	22 124	22 843	19 576	22 361	21 200
5.	Wychód [%]	100	13,7	6,5	62,0	17,8

Analizując uzyskane wyniki wtórnego wzbogacania produktów handlowych można stwierdzić, że istnieje możliwość obniżenia w nich zawartości siarki. W powyższych tabelach zamieszczono przykłady, gdy operacje te dały pożądany skutek. Nie zawsze to jest możliwe a zależy, jak już uprzednio wspomniano, od udziału siarki piritowej w nadawie. Przytoczone w tabelach wyniki wskazują, że badania takie w niektórych przypadkach mogą w znakomity sposób poprawić jakość produktów handlowych [opracowanie własne].

4. Efektywność ekonomiczna technologii suchej separacji węgla

Analizę efektywności ekonomicznej technologii suchej separacji węgla przedstawiono w oparciu o dane zawarte w następujących raportach:

- Honaker R.Q.; Coarse Dry Coal Cleaning; University of Kentucky, Department of Mining Engineering, Lexington, Kentucky, USA; Workshop on Coal Beneficiation and Utilization of Rejects: Initiatives, Policies and Best Practices Ranchi, India, 2007 [13],
- GJ de Korte, Dry Processing Of Coal–Status Update, Report CsiR/Nre/Mmr/Er/2014/0040/B, Coaltech, South Africa, July 2014 [14].

4.1. Analiza ekonomiczna technologii suchej separacji w instalacji FGX -12 w USA

Przybliżone nakłady inwestycyjne i koszty operacyjne^{*)}

Tabela 15

Rodzaj procesu	Nakłady inwestycyjne*	Koszty operacyjne*
	\$/tonę/h	\$/Mg
Technologia suchej separacji z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX	6.200	0,50
Mokre metody wzbogacania	13 000	1,95

^{*)} Nakłady i koszty odnoszą się do pojedynczej instalacji

Z przedstawionego w tabeli 15 zestawienia wynika, że nakłady inwestycyjne przy zastosowaniu technologii suchej separacji stanowią 48% nakładów inwestycyjnych w odniesieniu do mokrych metod wzbogacania (2-krotnie niższe). Natomiast koszty operacyjne przy zastosowaniu technologii suchej separacji stanowią 25% kosztów operacyjnych dla mokrych metod wzbogacania (4-krotnie niższe).

W cytowanym opracowaniu autor stwierdza zasadność zastosowania technologii suchej separacji w celu usunięcia skały płonnej (odkamienienia) z urobku węglowego w miejscu jego powstawania i tym samym znacznego zmniejszenia kosztów transportu oczyszczonego produktu do zakładów wzbogacania lub do odbiorcy finalnego.

4.2. Wyniki i analiza kosztowa instalacji 2 FGX-24 w kopalni Middelkraal Colliery (RPA) po wprowadzeniu technologii suchej separacji

Firma Xantium (obecnie Genet Mineral Processing) przeprowadziła badania na pilotażowej instalacji typu FGX w celu zaprojektowania dwóch przemysłowych zakładów przeróbki z zastosowaniem technologii suchej separacji. Zakłady te obecnie pracują w sposób zadowalający w Middelkraal Colliery i Onverdacht Colliery. Ocenę efektywności ekonomicznej technologii suchej separacji przeprowadzono na przykładzie, pracującej w kopalni Middelkraal Colliery (o rocznym wydobyciu 3.000.000 Mg), instalacji 2 x FGX-24 o wydajności 480 Mg/h. Nadawę do instalacji stanowił urobek węglowy klasy ziarnowej 50-6 mm. W tabeli 16 przedstawiono uproszczony wynik finansowy.

Uproszczony wynik finansowy

Tabela 16

Poz.	Wskaźniki	Technologia suchej separacji z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracijnego typu FGX
Parametry ilościowe, jakościowe oraz przychody		
1.	Produkt węglowy [Mg/r]	2.055.000
2.	Odpady [Mg/r]	945.000
3.	Wartość opałowa [MJ/kg]	20,51
4.	Zawartość popiołu [%]	30,37
5.	Wilgotność zewnętrzna [%]	4,0
6.	Wilgotność wewnętrzna [%]	3,6
7.	Wilgotność całkowita [%]	7,46
8.	Cena za Mg [w Randach]	171,28
9.	Przychody ze sprzedaży/rok [w Randach]	366.646.000
Koszty operacyjne/rok [w Randach]		
10.	Wydobycie	3 00.000.000
11.	Kruszenie i przesiewanie	7.500.000
12.	Wzbogacanie	11.550.000

Poz.	Wskaźniki	Technologia suchej separacji z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX
13.	Unieszkodliwienie odpadów	2.362.000
14.	Suma kosztów operacyjnych	321.412.000
Nakłady inwestycyjne w Randach		
15.	Zakład wzbogacania	17.500.000
16.	Stacja przygotowania produktu handlowego	15.000.000
17.	Całkowite nakłady inwestycyjne	32.500.000
18.	Zysk netto/rok {Poz.9-Poz.14}	45. 233.750
19.	Okres zwrotu (w latach) tzw. [PP] {Poz. 17/Poz. 18}	0,72
20.	Stopa zwrotu z inwestycji tzw. [ROI] {Poz. 18-Poz.17/Poz.17}	0,39

Rand (waluta w RPA) 1 R = 0,25 PLN

Z przedstawionego w tabeli 16 zestawienia wynika, że biorąc pod uwagę roczną wielkość przychodów ze sprzedaży węgla wzbogaconego technologią suchej separacji z uwzględnieniem kosztów operacyjnych i poniesionych nakładów inwestycyjnych, okres zwrotu inwestycji [PP] wynosi 0,72 lat, przy stopie zwrotu [ROI] wynoszącej 0,39.

W raporcie zaprezentowano również przybliżone nakłady inwestycyjne i koszty operacyjne technologii suchej separacji w porównaniu do mokrych metod wzbogacania z wykorzystaniem cyklonów z cieczą ciężką – tabela 17.

Przybliżone nakłady inwestycyjne i koszty operacyjne^{*)}

Tabela 17

Rodzaj zakładu	Nakłady inwestycyjne	Koszty operacyjne
	[Rand**]	[Rand**]/rok
Technologia suchej separacji z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX	17.500.000	11.550.000
Mokre metody wzbogacania z wykorzystaniem cyklonów z cieczą ciężką	70.000.000	35.700.000

^{*)} Nakłady i koszty te odnoszą się tylko do procesu wzbogacania i nie uwzględniają kosztów procesów kruszenia, przesiewania i usuwania wydzielanych odpadów;

^{**)Rand (waluta w RPA) 1R = 0,15\$ (dane z 2011r.)}

Z przedstawionego w tabeli 17 zestawienia wynika, że nakłady inwestycyjne przy zastosowaniu technologii suchej separacji stanowią 25% nakładów inwestycyjnych w odniesieniu do mokrych metod wzbogacania (4 krotnie niższe). Natomiast koszty operacyjne przy zastosowaniu technologii suchej separacji stanowią 32% kosztów operacyjnych dla mokrych metod wzbogacania (3 krotnie niższe).

Dokonano również porównania okres zwrotu inwestycji [PP] i stopy zwrotu z inwestycji [ROI] dla ww. technologii – tabela 18.

Przybliżone wartości [PP] i [ROI]

Tabela 18

Rodzaj zakładu	Okres zwrotu	Stopa zwrotu z inwestycji
	[lata]	[%]
Technologia suchej separacji z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego typu FGX	0,72	39
Mokre metody wzbogacania z wykorzystaniem cyklonów z cieczą ciężką	0,92	9

W oparciu o powyższe wskaźniki można stwierdzić, że technologia suchej separacji jest bardziej efektywna ekonomicznie od technologii wzbogacania w cyklonach z cieczą ciężką. Ponadto autor raportu stwierdza, że zastosowana technologia suchej separacji jest rozwiązaniem w pełni dojrzałym i nie przewiduje w najbliższym okresie czasu znaczących udoskonaleń i zmian dotyczących ww. technologii.

5. Podsumowanie

W USA i w RPA (a także w wielu innych krajach) nie stosuje się obecnie wzbogacania w osadzarkach lecz wzbogacanie w cyklonach z cieczą ciężką. Powodem jest stosunkowo mała dokładność rozdziału osadzarek powodująca duże straty substancji węglowej w odpadach i w ewentualnym produkcie pośrednim. Badania prowadzone w Australii, RPA, USA, a także przeprowadzone przez ITG KOMAG (prezentacje na konferencjach KOMEKO), potwierdzają powyższą opinię. Według danych literaturowych wskaźnik dokładności rozdziału (rozproszenie prawdopodobne) w cyklonach z cieczą ciężką waha się w granicach 0,04-0,12, w osadzarkach w granicach 0,14 – 0,2, a dla separatorów FGX kształtuje się na poziomie 0,2. Często jednak w warunkach przemysłowych wskaźnik dokładności rozdziału dla osadzarek w wyniku ich złej pracy dochodzi nawet do poziomu 0,31.

Wzbogacanie w osadzarkach prowadzone jest przy gęstości rozdziału w granicach 1,45 -1,8 g/cm³. Odkamienianie w instalacjach FGX przebiega w strefie frakcji o gęstości powyżej 2,0 g/cm³. A więc mniejsza dokładność rozdziału nie ma większego znaczenia, gdyż w tych warunkach rozdziału substancja węglowa (przy uregulowanej pracy urządzenia) nie trafia do odpadów. Z tego też względu suche odkamienianie urobku węglowego w separatorach FGX z powodzeniem może zastąpić osadzarki w krajowych zakładach wzbogacania węgla i w projektowanych nowych sekcjach wzbogacania średnich i drobnych klas. Przynosi to znaczne korzyści ekonomiczne. Należy tu dodać, że częściowo odkamie-

niony produkt węglowy spełnia wymagania jakościowe (parametry gwarancyjne kotłów krajowych odbiorców z elektrowni i elektrociepłowni [9, 13].

Suche wzbogacanie urobku węglowego stwarza możliwość uproszczenia układu technologicznego zakładów przeróbki węgla kamiennego. Instalacje te mogą być też samodzielnymi zakładami wzbogacania (tak pracuje ponad 1800 instalacji w Chinach i w niektórych innych krajach). Dzięki bardzo niskim kosztom inwestycyjnym są one konkurencją dla mokrych sposobów wzbogacania. Bardzo niskie koszty operacyjne powodują, że metoda ta jest ekonomicznie opłacalna co może pozwolić na obniżenie kosztów wytwarzania produktów handlowych w krajowych kopalniach, poprawiając ich rentowność. Zdaniem autorów suche odkamienianie węgla surowego powinno być powszechnie stosowane w polskim górnictwie węgla kamiennego.

Na Światowym Kongresie Przeróbki Węgla (Istambuł 2013 r.) amerykańskie, w swym wystąpieniu, proces wzbogacania w instalacjach FGX nazwali „technologią XXI wieku” [14].

Literatura

1. Baic I., Blaschke W.: Analiza możliwości wykorzystania powietrznych stołów koncentracyjnych do otrzymywania węglowych paliw kwalifikowanych i substytutów kruszyw. *Polityka Energetyczna*, 2013, Tom 16, zeszyt 3. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków, 2013., s. 247 – 260.
2. Baic I., Blaschke W., Sobko W., Szafarczyk J., Okarmus P.: Badania możliwości usuwania kamienia z urobku węgla koksowego na powietrznych stołach koncentracyjnych. Monografia - "Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych" „KOMEKO 2014”. Wyd. ITG KOMAG, Gliwice 2014, s.65 – 79.
3. Baic I., Blaschke W., Sobko W.: Ekologiczne oczyszczanie urobku węgla kamiennego za pomocą powietrznych stołów koncentracyjnych. Na mokro czy na sucho. *Kwartalnik Ekologia*. Wyd. Polska Izba Ekologii nr 1/69 2014, s.32 – 24.
4. Baic I., Blaschke W., Sobko W., Szafarczyk J., Buchalik G.: Nowoczesne powietrzne stoły koncentracyjne do wzbogacania węgla kamiennego. Materiały Konferencyjne "Nowoczesne rozwiązania z zakresu procesów technologicznych przeróbki węgla". Wyd. CNP EMAG (płyta CD), Katowice-Szczyrk 2014, s.60-71.
5. Baic I., Blaschke W., Sobko W., Szafarczyk J.: Badania nad wzbogacaniem węgla kamiennych na powietrznych stołach koncentracyjnych. *Wiadomości Górnicze* nr 7-8, 2014, s.417 – 421.
6. Baic I., Blaschke W., Szafarczyk J.: The First FGX Unit in the European Union. *CPSI Journal - a Magazine by the Coal Preparation Society of India*. Vol.VI. No16,2014, s. 5 -12.
7. Baic I., Blaschke W., Sobko W.: Badania nad odkamienianiem energetycznego węgla kamiennego na powietrznych stołach koncentracyjnych, *Rocznik Ochrony Środowiska „Annual Set The Environment Protection”, Vol. 17, 2015, Wyd. Środkowo-Pomorskie Towarzystwo Naukowe Ochrony Środowiska, Koszalin, str. 958-972.*

8. Baic I., Blaschke W., Góralczyk S., Szafarczyk J., Buchalik G.: Nowa ekologiczna metoda usuwania zanieczyszczeń skałą płonną z urobku węgla kamiennego, *Rocznik Ochrony Środowiska "Annual Set The Environment Protection"*, Vol. 17, 2015, Wyd. Środkowo-Pomorskie Towarzystwo Naukowe Ochrony Środowiska, Koszalin, str. 1274-1284.
9. Blaschke W., Baic I.: Wykorzystanie powietrznych stołów koncentracyjnych do otrzymywania substytutów kruszyw metodą deshalingu, *Kruszywa. Z.* 3, 2013, s. 48 – 50.
10. Blaschke W.: Nowa generacja powietrznych stołów koncentracyjnych. *Zeszyty Naukowe Instytutu GSMiE PAN nr 84*, 2013.
11. Blaschke W., Baic I.: Otrzymywanie substytutów kruszyw z wykorzystaniem metody deshalingu. International conference „The new mineral policy and progressive Technologies in Mining, Geology and Environment”, Wyd. Slovakian Mining Society. Demianowska Dolina – Słowacja 2013, pp. 121 – 125.
12. Blaschke W., Okarmus P., Ziomber S.: Skuteczność suchego odkamieniania węgla koksowego metodą separacji na powietrznych stołach koncentracyjnych. Monografia - "Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych" „KOMEKO 2014”. Wyd. ITG KOMAG, Gliwice 2014, s.81 – 91.
13. GJ de Korte, Dry Processing Of Coal–Status Update, Report CsiR/Nre/Mmr/Er/2014/0040/B, Coaltech, South Africa, July 2014.
14. Honaker R.Q.; Coarse Dry Coal Cleaning; University of Kentucky, Department of Mining Engineering, Lexington, Kentucky, USA; Workshop on Coal Beneficiation and Utilization of Rejects: Initiatives, Policies and Best Practices Ranchi, India, 2007.
15. Sobko W., Blaschke W., Fraś A.: Odsiarczanie i odpopielanie produktu „Jareł” z wykorzystaniem powietrznego stołu koncentracyjnego. Monografia - "Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych" „KOMEKO 2015”. Wyd. ITG KOMAG, (płyta CD) Gliwice 2015, s.81-90.

Wzbogacanie węgla w hydrocyklonach z cieczą ciężką

Piotr Myszkowski – Pro-industry sp. z o.o. sp.k.

Barbara Tora – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: Niskie ceny węgla kamiennego są przyczyną poszukiwania rozwiązań technologicznych pozwalających na zmniejszanie kosztów. Jednym z rozwiązań jest zastosowanie hydrocyklonów z cieczą ciężką do wzbogacania klas ziarnowych w zakresie od 3 do 80 mm (standardowo wzbogaczanych w osadzarkach). Przedstawiono zasadę wzbogacania węgla w hydrocyklonach z cieczą ciężką. Przedstawiono wyniki wzbogacania węgla łatwo i trudno wzbogaczalnych w hydrocyklonach firmy Krebs oraz porównanie wyników i kosztów wzbogacania. Hydrocyklony z cieczą ciężką stanowią nowoczesne rozwiązanie w zakresie wzbogacania węgla, pozwalają na uzyskanie wyższej ostrości rozdziału, a zatem zmniejszanie strat węgla w odpadach. Charakteryzują się jednocześnie łatwą obsługą i niskimi kosztami eksploatacji

Coal enrichment in heavy media hydrocyclones

Abstract: Low prices of coal are the cause of the search for technological solutions enabling Turn down costs. One solution is the use of heavy media cyclone for enrichment fractions in the range of size from 3 to 80 mm (standard enriched in jigs). The article presents the principle of coal beneficiation in heavy media cyclones, produced by KREBS. The results of coals beneficiation for easily and hard to processing coals are shown. It shows the comparison of results and the costs of enrichment. Heavy media cyclones are a modern solution for coal processing, allow to obtain higher separation efficiency thus reducing loss of coal in the waste. HMC are characterized by easy operation and low operating costs.

1. Wstęp

Kryzys, który jest obecny w branży górnictwa węgla, a który wyraża się głównie poprzez utrzymywanie niskich cen węgla oraz brakiem popytu, wstrząsa rynkiem i powoduje konieczność zmiany dotychczasowych sposobów działania, również w zakładach przeróbki mechanicznej węgla. Wydaje się, że proste unowocześnianie parku maszynowego, tzn. zastępowanie urządzeń starszej generacji, nowszymi, bardziej wydajnymi, czy też bardziej oszczędnymi w eksploatacji, nie umożliwi poprawy rentowności zakładu górniczego, w taki sposób, aby był on zyskowny i przynosił dochód. Oczywiście należy zawsze pamiętać, aby w procesie modernizacji parku maszynowego utrzymać lub polepszyć jakość produktu. Jednak największe zyski uzyska się poprzez zastosowanie zupełnie nowych, do tej pory w danym zakładzie, niestosowanych układów technologicznych, które umożliwią prowadzenie procesu produkcji z większą rentownością. Podstawową kwestią przy prowadzeniu ruchu zakładu górniczego jest uzyskanie produktu o pożądanych przez klientów własnościach, przy maksymalizacji przychodów. Bardzo ważnym elementem jest również uzyskiwanie wysokich parametrów wydajnościowo-jakościowych przy niskich wymaganiach dotyczących kwalifikacji obsługi. Istotnym czynnikiem jest także brak miejsca pod zabudowę nowych urządzeń.

Węgiel kamienny w Polsce w perspektywie najbliższych 15 lat będzie najbardziej wykorzystywanym surowcem do produkcji energii elektrycznej i ciepłej. Decyduje o tym konkurencyjna cena w stosunku do innych surowców energetycznych, odnawialnych źródeł energii i rozbudowana sieć dystrybucyjna ułatwiająca dostęp. Własne złoża i wydobycie decydują o bezpieczeństwie energetycznym Polski oraz zwiększają konkurencyjność polskiej gospodarki na świecie. Jednak czy będzie to wyłącznie węgiel pochodzący z polskich zakładów górniczych?

Polskie zakłady górnicze będą musiały działać na niezwykle konkurencyjnym rynku, na którym popyt oraz ceny są ustalane w sposób rynkowy. Na jakie warunki należy się zatem przygotować? W wyniku pobieżnej analizy wykresu przedstawionego na rys. 1. możemy stwierdzić, że obecna cena węgla nie jest szczególnie niska i prawdopodobnie należy nastawić się na długotrwałą sytuację, w której cena węgla będzie oscylować na obecnym poziomie. Stwierdzenie to jest aktualne, tak dla węgla energetycznego, jak i dla koksującego. Dla zakładów górniczych oznacza to konieczność zwiększenia rentowności produkcji przy niezmięnionej lub nawet spadającej jakości węgla surowego. Wzrost rentowności można osiągnąć poprzez zastosowanie sprawdzonej technologii produkcji opartej na hydrocyklonach cieczy ciężkiej.

W chwili obecnej w Polsce jedynie dwa zakłady górnicze stosują technologię wzbogacania węgla opartą na hydrocyklonach cieczy ciężkiej. Jest to dysonans do trendów obserwowanych w świecie. Prawdopodobnie powodem takiego stanu rzeczy jest fakt, że w rozwoju polskiej branży górnictwa węgla aktywnie uczestniczyły firmy z Niemiec, które promowały własne rozwiązania, oparte na płuczkach osadzkowych. Niestety, obecnie niezbędne jest zastosowanie systemów, które gwarantują dużo bardziej rentowne prowadzenie procesu wzbogacania.

Producentem, który ma największe doświadczenia z zastosowania hydrocyklonów cieczy ciężkiej jest FLS KREBS. Np. w samych Stanach Zjednoczonych, ponad 90% wszystkich hydrocyklonów to hydrocyklony FLS KREBS. W tym kraju prawie wszystkie zakłady przerobcze węgla oparte są na hydrocyklonach cieczy ciężkiej. Oprócz USA, płuczki węgla oparte na hydrocyklonach cieczy ciężkiej są stosowane na całym świecie, między innymi w Chinach, Indiach, Australii, południowej Afryce, Rosji, Indonezji. Najważniejszym powodem ich stosowania to większy odzysk węgla umożliwiający wzrost sprzedaży i przychodów.



Rys. 1. Zmiana ceny węgla energetycznego na rynku USA w ciągu ostatnich 15 lat

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

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

W hydrocyklonach z cieczą ciężką wzbogaca się w zasadzie klasy urobku węglowego o wymiarach od 0,5 do 90 mm. Badania pokazały, że maksymalny wymiar ziaren nie może przekraczać 1/3 wymiaru otworu wlotowego cyklonu. Wydajność dla jednego hydrocyklonu, w praktyce, wynosi od 50 t/h do nawet 900 t/h.

Hydrocyklony z cieczą ciężką pracują z różną dokładnością mierzoną wskaźnikami rozproszenia prawdopodobnego lub imperfekcji. Badania wielkości wskaźnika rozproszenia prawdopodobnego czy wskaźnika imperfekcji są w warunkach przemysłowych rzadko wykonywane. Na podstawie analiz literaturowych przyjmuje się, że rozproszenie prawdopodobne (E_p) kształtuje się dla cyklonów z cieczą ciężką na poziomie $E_p = 0,02 \div 0,06$, czasami dochodzi do 0,08. Dla porównania dla osadzarek $E_p = 0,08 \div 0,24$, ale znane są przypadki, że E_p osadzarek dochodzi do wartości 0,32. Różnica pomiędzy hydrocyklonami cieczy ciężkiej a osadzarkami jest tym bardziej widoczna, im trudniej wzbogacalny jest dany węgiel, przy czym, nawet dla węgli łatwo wzbogacalnych, różnica w ilości odzyskanego węgla jest znaczna.

Zatem niekwestionowaną korzyścią z zastosowania cyklonów z cieczą ciężką jest większa dokładność wzbogacania, czyli większy odzysk węgla z nadawy. W warunkach przemysłowych przejawia się to uzyskiwaniem wyższych wychodów koncentratu z jednostki nadawy przy tych samych parametrach jakościowych. Oznacza to, że z tej samej ilości urobku, dzięki wysokiej dokładności wzbogacania, otrzymuje się większą ilość produktu handlowego. Przekłada się to na wyższe wpływy z jego sprzedaży poprawiając efekty ekonomiczne zakładu przerobczego (zakładu górniczego).

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

2. Historia

Opracowanie i wdrożenie zastosowania hydrocyklonów cieczy ciężkiej nastąpiło w latach 50-tych XX wieku poprzez holenderską firmę Duch State Mines (DSM), a pierwszy zakład, Tertre and Winterslag, oparty na tej technologii, zbudowano w Belgii w roku 1957. Od tego czasu wzbogacanie przy pomocy hydrocyklonów cieczy ciężkiej stało się podstawową

technologią stosowaną w zakładach przeróbki minerałów, szczególnie węgla w świetle. Okazało się, że jest ona bardzo skuteczna, nawet dla węgla zawierających dużą ilość materiału bliskiego punktu separacji gęstości oraz dzięki łatwości w bardzo dokładnej kontroli jakości produktu.

W latach 60'tych w USA zastosowano na masową skalę hydrocyklony cieczy ciężkiej przy wzbogacaniu węgla koksujących. Dla węgla energetycznych stosowano standardowe wzbogacalniki grawitacyjne w środowisku wodnym. Potrzeba poszukiwania innej metody wzbogacania węgla koksujących wynikała z nacisków wywieranych przez producentów stali, którzy chcieli mieć węgiel o niskim popiele i niskiej zawartości siarki, rozwinęto technologię wykorzystania hydrocyklonów pracujących na cieczach ciężkich.

Okazało się, że zastosowanie wydajnego i bardzo sprawnego układu wzbogacania na hydrocyklonach spowodowało większą dostępność węgla koksującego na rynku i jego spadek ceny. Skorzystały na tym spółki produkujące stal. Pionierem w wykorzystaniu hydrocyklonów cieczy ciężkiej do wzbogacania węgla koksującego była firma Betlehem Mines, wzbogacając węgiel w cieczach o niskiej gęstości oraz kreując na rynku zapotrzebowanie na węgiel o wysokich parametrach jakościowych.

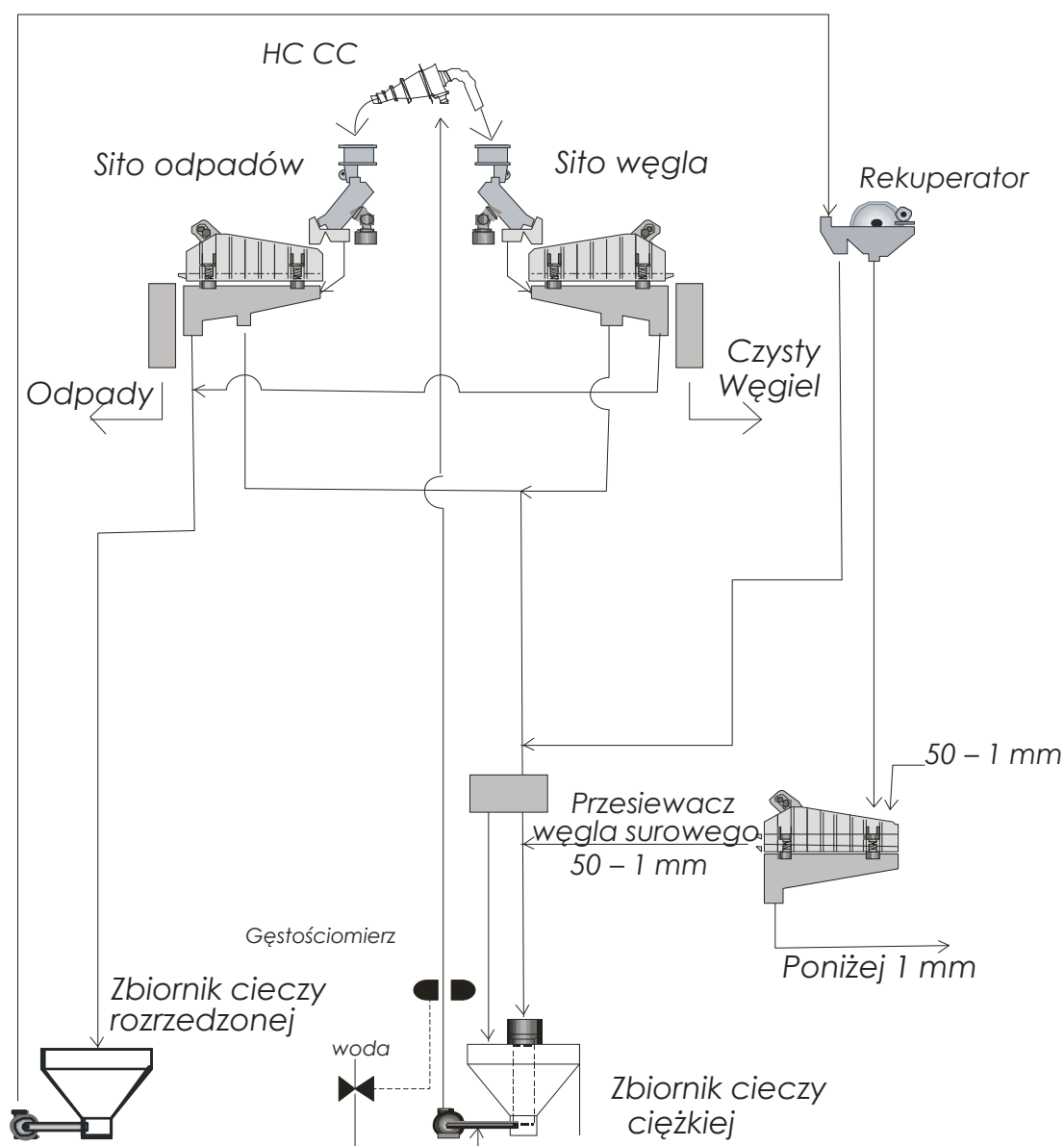
Na początku lat 70-tych nałożono embargo na eksport ropy naftowej i wówczas ogromne nakłady inwestycyjne pochodzące z różnych źródeł, w szczególności ze spółek naftowych, przesunięto do przemysłu węglowego. Praca w górnictwie węgla zaczęła być wtedy bardzo interesująca dla młodych i wykształconych menadżerów, którzy zaczęli wdrażać nowoczesne praktyki biznesowe. Ponieważ w tamtym czasie produkowano w przeważającej mierze węgiel energetyczny, dlatego nie trzeba było długo czekać, aby młoda kadra zarządzająca skupiła się także na maksymalizacji zysków przy produkcji węgla energetycznych, dzięki czemu zwiększyli oni przychody.

Gdy na rynku ustawiono nowe, rynkowe kryteria ekonomiczne, to okazało się, że jedynym skutecznym sposobem zwiększenia przychodów jest zastosowanie hydrocyklonów cieczy ciężkiej, również przy produkcji węgla energetycznych.

Oczywiście jest wiele korzyści z zastosowania hydrocyklonów cieczy ciężkiej, jednak głównymi to bezsprzecznie zwiększenie odzysku węgla oraz korzyści ekonomiczne. Jeśli polski przemysł węglowy zaczyna przestawiać swoje tory na działalność na wolnym rynku i zamierza na tym rynku konkurować, w rzeczywistości nie ma innego rozwiązania niż technologia oparta na hydrocyklonach cieczy ciężkiej. Pytanie tylko, kto wdroży ją najszybciej i kto będzie miał największy udział w rynku ze względu na możliwość oferowania odpowiedniego produktu przy zachowaniu rentowności produkcji.

3. Typowy schemat technologiczny

Najbardziej typowy układ płuczki cieczy ciężkiej opartej na cyklonie pokazano na rys. 2. W USA podobne układy stanowią ok. 80% wszystkich płuczek cieczy ciężkiej. Układ pracuje bardzo stabilnie i wydajnie, jednak jedynie wówczas, gdy cały układ technologiczny jest odpowiednio zaprojektowany, a szczególnie zbiornik cieczy ciężkiej wraz z oprządkowaniem.



Rys. 2. Typowy schemat technologiczny układu z hydrocyklonem cieczy ciężkiej

Opis działania układu: surowy węgiel o granulacji 50,0mm – 1,0mm podawany jest na przesiewacz węgla surowego, na którym odsiewa się klasę -1,0mm. Następnie węgiel podawany jest do zbiornika cieczy ciężkiej. Do przygotowania pulpy w tym zbiorniku podaje się również odcieki z przesiewaczy węgla i odpadów, odzyskany magnetyt z rekuperatora, czystą wodę uzupełniającą oraz świeży magnetyt, w miarę potrzeb. Gęstość zawiesiny jest nadzorowana on-line przez gęstościomierz zamontowany na tłoczeniu pompy. Zawiesina podawana jest do hydrocyklonu cieczy ciężkiej. Z przelewu hydrocyklonu odbierany jest koncentrat węgla, który następnie przekazywany jest na przesiewacz, na którym odzyskuje się wodę. Odwodniony koncentrat w postaci czystego węgla, kierowany jest do dalszych procesów w zakładzie. Wylew z hydrocyklonu przedostaje się na przesiewacz odpadów, na którym odwadniamy odpady. Przepady z obu przesiewaczy (głównie obciążnik magnetyczny) są przekazywane do zbiornika cieczy rozrzedzonej, z którego kierowany jest na rekuperator.

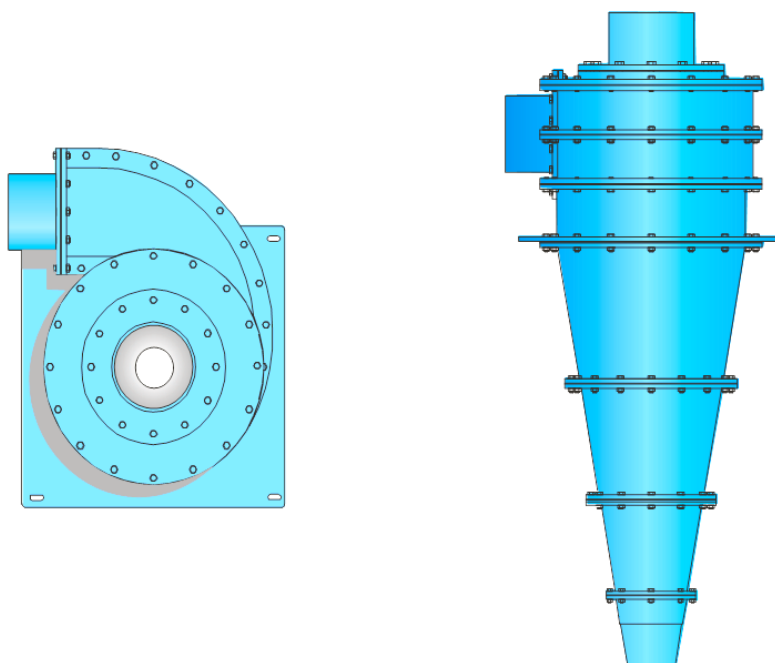
Z rekuperatora odzyskany magnetyt przepływa do skrzynki mieszającej i dalej do zbiornika cieczy ciężkiej. Frakcja niemagnetyczna kierowana jest do przesiewacza węgla surowego.

W przedstawionym powyżej układzie niezwykle prosta jest zmiana gęstości separacji. Odbywa się to poprzez zmianę ustawienia na komputerze operatora. Wówczas komputer, w zależności od potrzeb zwiększa ilość wody lub zwiększa ilość podawanego świeżego magnetytu. Zmiana gęstości separacji odbywa się w czasie kilkudziesięciu sekund.

Układ pracuje w sposób w pełni automatyczny, nie jest wymagana jakakolwiek ingerencja operatora, oprócz nastawy gęstości separacji. Praktycznie nie istnieje inny system do płukania węgla, który byłby tak niewrażliwy na zmiany wielkości ziaren, zmiany w zagęszczeniu ciał stałych w nadawie oraz oferował tak wysoki stopień odzysku. Na przykład, jeśli zakład jest zaprojektowany do wydajności 100 t/h, otrzymamy w efekcie, praktycznie tą samą jakość produktu w zakresie 115 t/h do 20 t/h. Separacja jest równie wysoka dla różnych frakcji wymiarowych. W dalszej części niniejszego opracowania poniżej, przedstawione zostaną przykłady obrazujące zachowanie hydrocyklonów cieczy ciężkiej w przykładowych aplikacjach. Dla porównania, takie wyniki technologiczne są nie do otrzymania w systemach osadzarkowych – jest to wyraźnie widoczne przy porównywaniu krzywych wzbogacania dla osadzarek dla różnych klas ziarnowych.

4. Zasada pracy hydrocyklonu cieczy ciężkiej

W swojej pracy hydrocyklon cieczy ciężkiej wykorzystuje zasadę Archimedesesa podobnie jak to się dzieje w statycznym zbiorniku cieczy ciężkiej. Jedyną różnicą jest to, że w zbiorniku na ziarna działa jedynie siła ciężkości, podczas, gdy w hydrocyklonie na ziarna działa duża siła odśrodkowa przyspieszająca cały proces.

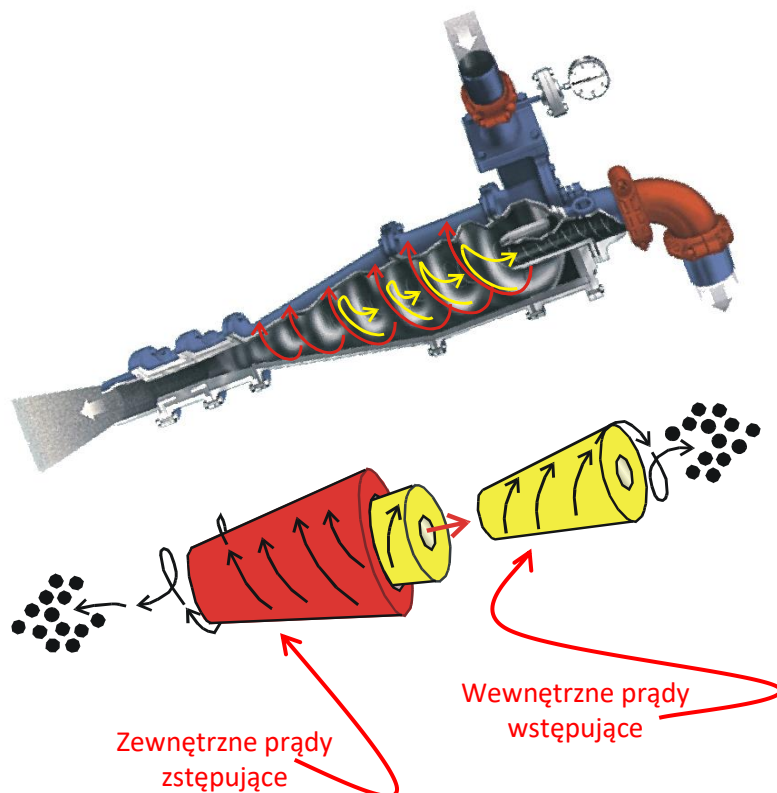


Rys. 3. Widok typowego hydrocyklonu cieczy ciężkiej

Nadawa jest podawana pod odpowiednim ciśnieniem do wnętrza hydrocyklonu. Po przedostaniu się do wnętrza głowicy hydrocyklonu, zmienia się kierunek przemieszczającej się zawiesiny i nadawany jest jej ruch obrotowy. Wówczas lekkie ziarna (o małej gęstości) czyli koncentrat węgla, są kierowane do osi i są zabierane przez wodę wydostającą się z przez przelew (tworząc prądy wstępujące). Ziarna ciężkie w postaci odpadów i obciążnika magnetycznego, wyrzucane są w kierunku ścianek, po których zsuwają się do wylewu (tworząc prądy zstępujące). Na punkt gęstości separacji wpływa wiele czynników, jednak najważniejszym jest gęstość cieczy ciężkiej.

Zakłady wzbogacania oparte na hydrocyklonach FLS KREBS

FLS KREBS dostarcza nie tylko hydrocyklony, ale również aktywnie uczestniczy w projektowaniu schematu technologicznego całego zakładu płuczki cieczy ciężkiej. Podaje zalecenia dotyczące konstrukcji np. zbiornika cieczy ciężkiej oraz innych rozwiązań technologicznych, ponieważ na prawidłową pracę węzła mają wpływ wszystkie urządzenia, orurowanie, zbiorniki. Z doświadczeń firmy wynika, że hydrocyklon cieczy ciężkiej musi charakteryzować się specyficznymi właściwościami, odróżniającymi go od innych, tego typu konstrukcji. Oprócz odpowiedniej geometrii konstrukcji redukującej turbulencje i wydłużającej czas przebywania ziaren produktu wewnątrz hydrocyklonu, kluczowym jest stosowanie wykładziny ceramicznej, ponieważ odpady węgla są bardzo abrazyjne. Również niskie ciśnienie na wlocie jest bardzo ważne, ponieważ wydłuża to znacznie żywotność hydrocyklonu oraz pompy nadawy, a także redukuje zjawisko klasyfikacji cząstek magnetytu. Hydrocyklon typu gMAX (trzecia generacja hydrocyklonów) umożliwia najostrzejszą separację drobniejszych ziaren przy niespotykanej dużej wydajności.



Rys. 4. Przepływy wewnątrz hydrocyklonu

Poprzez zastosowanie hydrocyklonów KREBS o dużych średnicach, możliwe jest efektywne prowadzenie procesu wzbogacania węgla, nawet dużych ziaren węgla (90 mm) przy dużych wydajnościach (900 t/h i 2800 m³/h). Bardzo często takie duże hydrocyklony stosowane są do czyszczenia jednocześnie grubych i drobnych klas ziarnowych węgla. W praktyce przemysłowej nie stosuje się mniejszych hydrocyklonów niż 500mm, które są odpowiednie dla ziaren 12,5 mm i wydajności 50 t/h przy 700 m³/h.



Rys. 5. Hydrocyklon Krebs D40B (Ø 1000 mm, 400 t/h, 1999 r.)

Jedną z najważniejszych cech hydrocyklonów cieczy ciężkiej jest ich wydajność. Powszechnie stosowany hydrocyklon KREBS D26B, który zyskał w świecie miano standardu, i dlatego KREBS dostosował do jego charakterystyki, także swoje konstrukcje o większych rozmiarach. Hydrocyklony w rozmiarach 760 mm, 1000 mm, 1200 mm i 1400 mm wykorzystują opatentowany, ceramiczny „klin przyspieszający” w celu uzyskania większych wydajności. Z drugiej strony zastosowanie większego „klina przyspieszającego” umożliwia pracę przy większej sile odśrodkowej, co umożliwia efektywne oczyszczanie drobnych klas węgla. Dzięki takiemu rozwiązaniu hydrocyklon może być lepiej dopasowany do rzeczywistych wymagań wynikających z parametrów technologicznych nadawy.

Zastosowanie wykładzin ceramicznych o odpowiedniej grubości (od 25 do 36 mm) gwarantuje długotrwałą żywotność. Jednocześnie możliwa jest wymiana wykładzin w hydrocyklonie, dopasowując jego parametry eksploatacyjne do wymagań procesu. Istnieje kilkanaście różnorodnych zestawów wykładzin dla różnych dysz wylewowych każdej wielkości hydrocyklonu.

5. Przykłady zastosowania hydrocyklonów cieczy ciężkiej w porównaniu do osadzarek

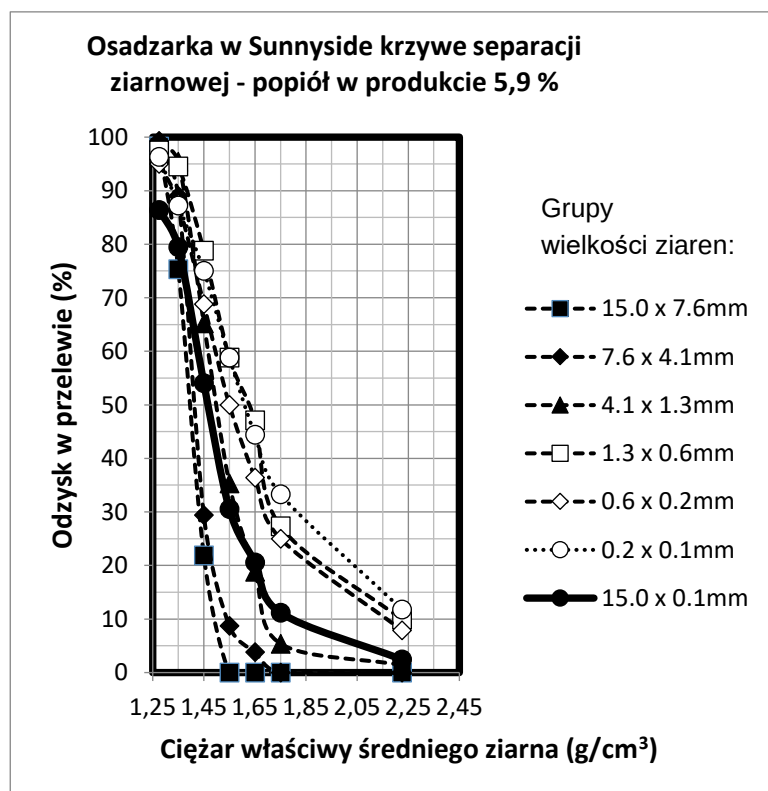
Kopalnia Sunnyside – węgiel łatwo wzbogacalny

Ilość materiału bliskiego punktu separacji = 9,6% (+/- 0,10 g/cm³)

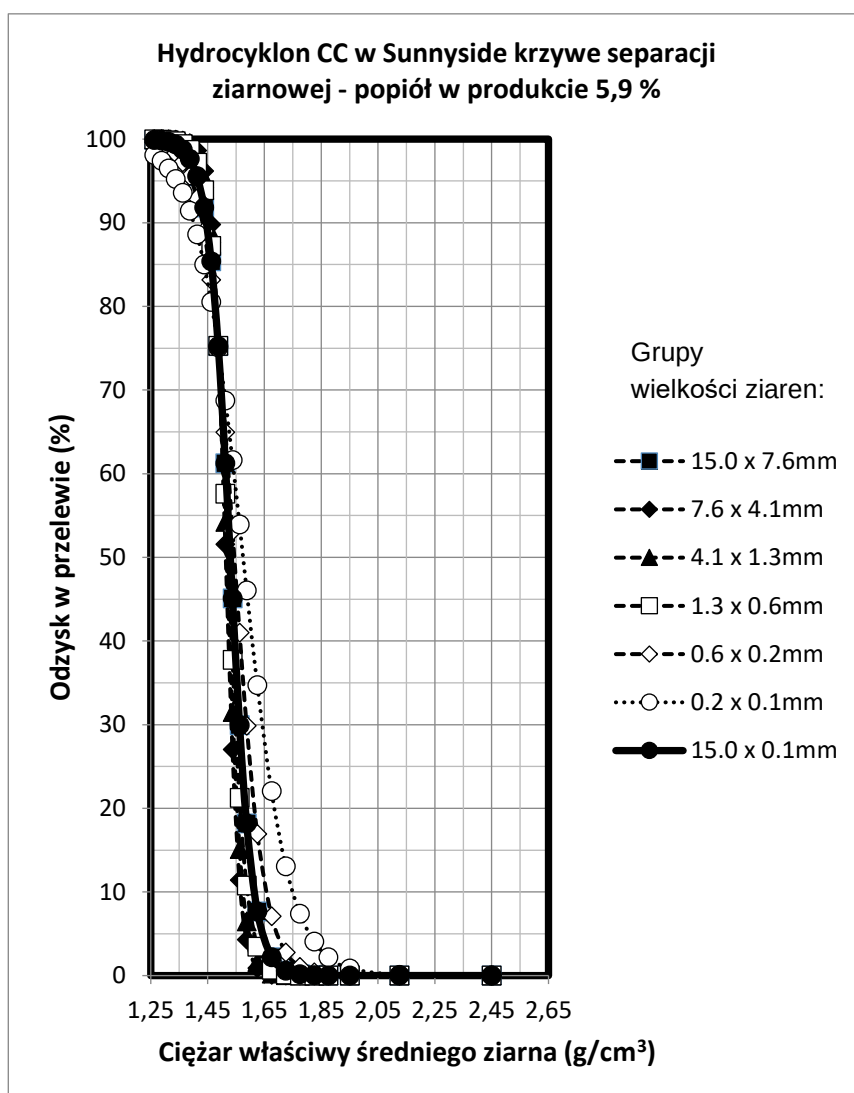
Nadawa 700 t/h

Popiół w produkcie 5,9%

	Osadzarka	Hydrocyklon CC
Nadawa węgiel surowy (t/h):	700	700
Odzysk (%):	76,1	78,2
Ilość produktu (t/h):	532,8	547,3
Popiół w produkcie (%):	5,9	5,9
Ilość godz. pracy:	5 600	5 600
Roczna ilość węgla surowego (t):	3 920 000	3 920 000
Odzysk (%):	76,1	78,2
Koszt przerobu (1 tona):	\$ 1,50	\$ 2,00
Roczny koszt operacyjny zakładu (USD):	\$ 5 880 000,00	\$ 7 840 000,00
Roczna ilość koncentratu (t):	2 983 501	3 064 941
Cena węgla czystego (USD/t):	\$ 50,00	\$ 50,00
Roczny przychód (USD):	\$ 149 175 052,51	\$ 153 247 034,64
Roczny dochód (USD):	\$ 143 295 052,51	\$ 145 407 034,64
Porównanie dochodu:	100%	101,47%



Rys. 6. Osadzarka w Sunnyside - krzywe separacji ziarnowej



Rys. 7. Hydrocyklon CC w Sunnyside - krzywe separacji ziarnowej

Z powyższego porównania wynika, że nawet dla węgla łatwego we wzbogacaniu, dodatkowy roczny dochód zakładu wynosi ponad 2 mln USD! Ponadto, analizując jedynie krzywe separacji ziarnowej dla osadzarek i hydrocyklonów cieczy ciężkiej można oczekiwać, że na hydrocyklonach otrzymamy znacznie lepszej jakości produkt, przy wyższych odzyskach. Do obliczeń przyjęto wyższe koszty jednostkowe przerobu jednej tony węgla dla hydrocyklonów, jednak w większości przypadków koszty te są niższe od osadzarek. Nie uwzględniono kosztów amortyzacji.

Kopalnia Koehler – węgiel trudno wzbogacalny

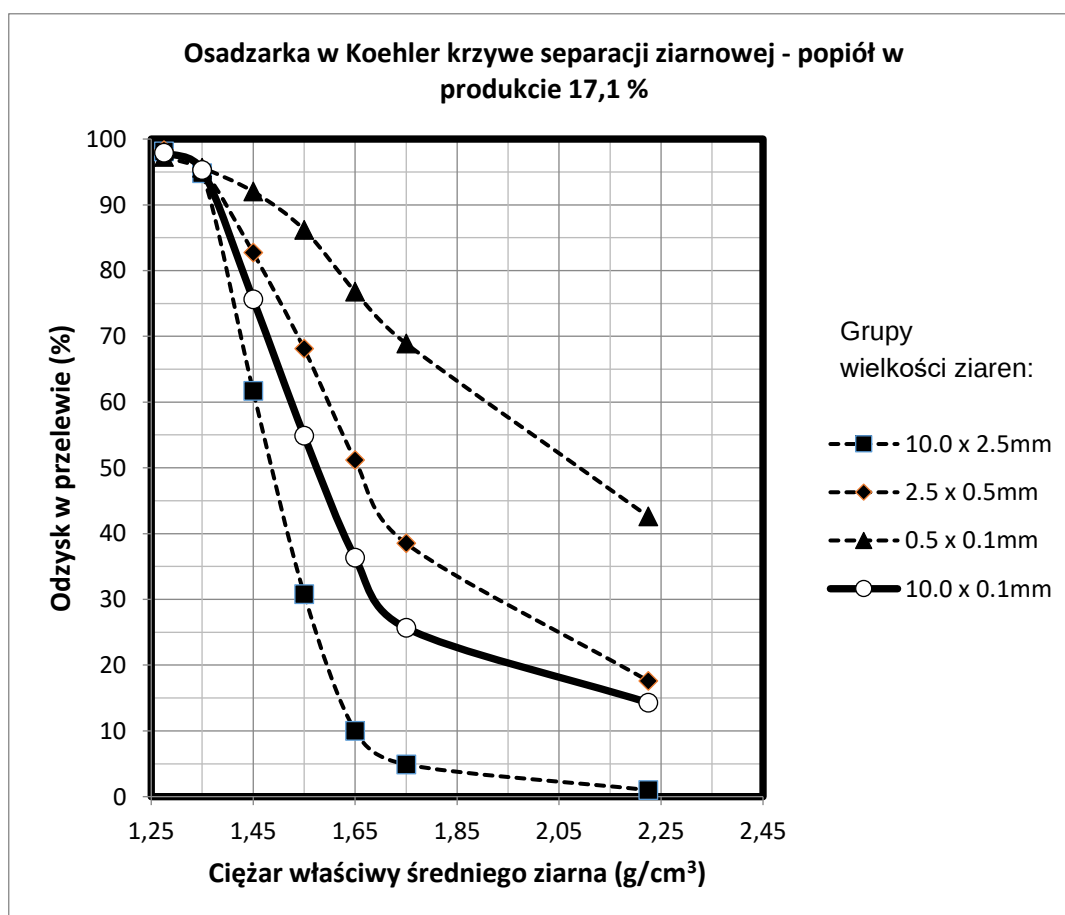
Pierwszy stopień

Ilość materiału bliskiego punktu separacji = 20,8% (+/- 0,10 g/cm³)

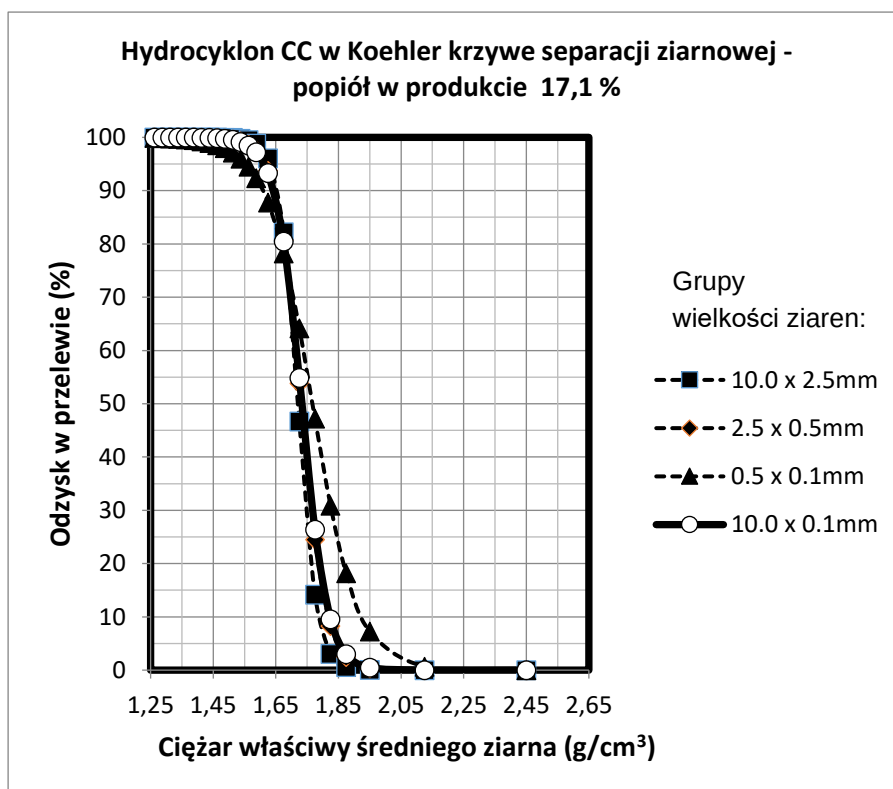
Nadawa 700 t/h

Popiół w produkcie 17,1%

	Osadzarka	Hydrocyklon CC
Nadawa węgiel surowy (t/h):	700	700
Odzysk (%):	62,4	70,4
Ilość produktu (t/h):	437,0	493,1
Popiół w produkcie (%):	17,1	17,1
Ilość godz. pracy:	5 600	5 600
Roczna ilość węgla surowego (t):	3 920 000	3 920 000
Odzysk (%):	62,4	70,4
Koszt przerobu (1 tona):	\$ 1,50	\$ 2,00
Roczny koszt operacyjny zakładu (USD):	\$ 5 880 000,00	\$ 7 840 000,00
Roczna ilość koncentratu (t):	2 446 997	2 761 172
Cena węgla czystego (USD/t):	\$ 50,00	\$ 50,00
Roczny przychód (USD):	\$ 122 349 864,00	\$ 138 058 597,60
Roczny dochód (USD):	\$ 116 469 864,00	\$ 130 218 597,60
Porównanie dochodu:	100%	111,80%



Rys. 8. Osadzarka w Koehler - krzywe separacji ziarnowej, popiół w produkcie 17,1%



Rys. 9. Hydrocyklon CC w Koehler krzywe separacji ziarnowej - popiół w produkcie 17,1%

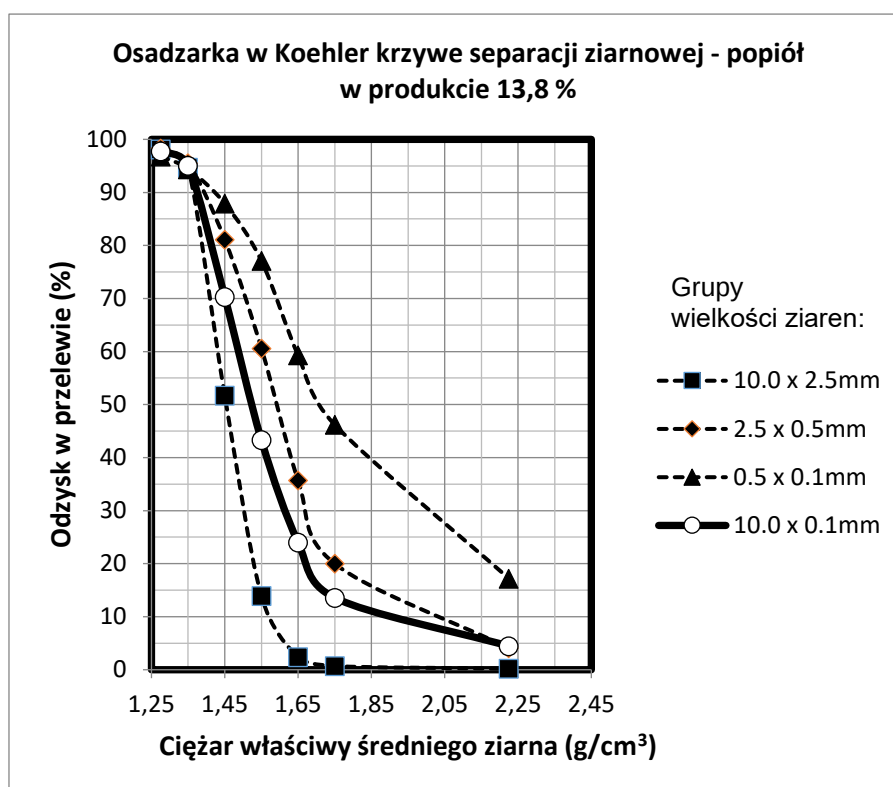
Drugi stopień

Ilość materiału bliskiego punktu separacji = 20.8% (+/- 0.10 g/cm³)

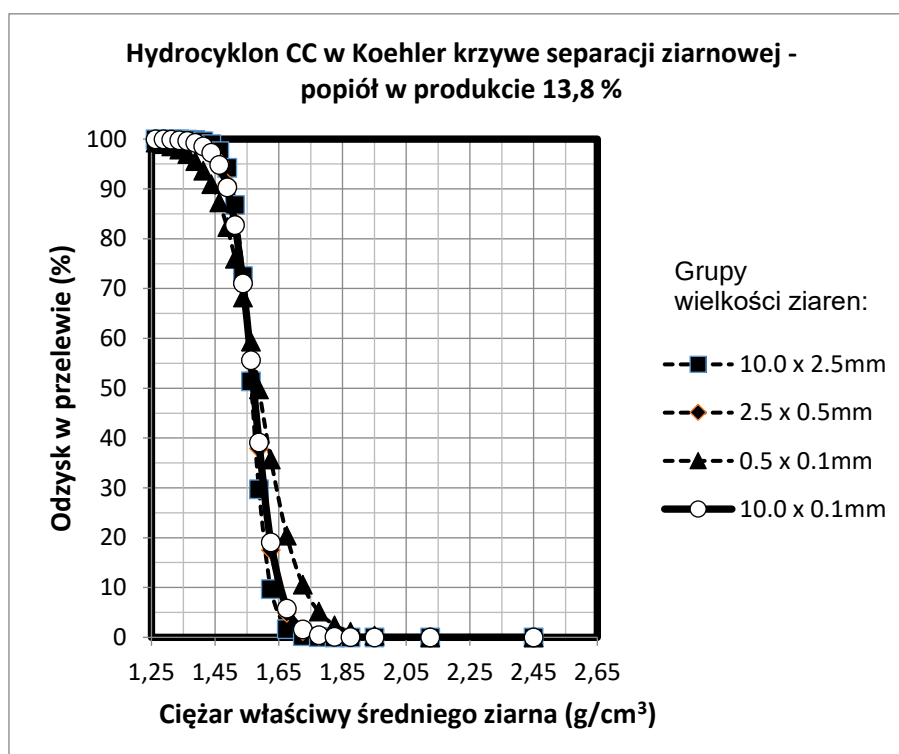
Nadawa 700 t/h

Popiół w produkcie 13,8%

	Osadzarka	Hydrocyklon CC
Nadawa węgiel surowy (t/h):	700	700
Odzysk (%):	55,2	61,3
Ilość produktu (t/h):	386,4	429,4
Popiół w produkcie (%):	13,8	13,8
Ilość godz. pracy:	5 600	5 600
Roczna ilość węgla surowego (t):	3 920 000	3 920 000
Odzysk (%):	55,2	61,3
Koszt przerobu (1 tona):	\$ 1,50	\$ 2,00
Roczny koszt operacyjny zakładu (USD):	\$ 5 880 000,00	\$ 7 840 000,00
Roczna ilość koncentratu (t):	2 163 963	2 404 641
Cena węgla czystego (USD/t):	\$ 50,00	\$ 50,00
Roczny przychód (USD):	\$ 108 198 144,21	\$ 120 232 044,80
Roczny dochód (USD):	\$ 102 318 144,21	\$ 112 392 044,80
Porównanie dochodu	100%	109,84%



Rys. 10. Osadzarka w Koehler - krzywe separacji ziarnowej, popiół w produkcie 13,8%



Rys. 11. Hydrocyklon CC w Koehler - krzywe separacji ziarnowej, popiół w produkcie 13,8%

W powyższym przypadku pokazano porównanie kosztów prowadzenia procesu wzbogacania na dwóch stopniach. Dla węgla trudnych we wzbogacaniu, dodatkowy roczny dochód zakładu wynosi od 10 do 14 mln USD w zależności od parametrów produkcji. Ponadto, analizując jedynie krzywe separacji ziarnowej dla osadzarek i hydrocyklonów cieczy ciężkiej można oczekiwać, że również w tych przypadkach na hydrocyklonach otrzymamy znacznie lepszej jakości produkt, przy wyższych odzyskach. Do obliczeń przyjęto wyższe koszty jednostkowe przerobu jednej tony węgla dla hydrocyklonów, jednak w większości przypadków koszty te są niższe od osadzarek. Nie uwzględniono kosztów amortyzacji.

Uwaga ogólna do przedstawionych powyżej wykresów krzywych separacji ziarnowej: jakość separacji dla różnych wielkości ziaren w osadzarkach jest „klasyczna”, co oznacza, że gęstość separacji wzrasta przy zmniejszających się wielkościach ziaren. Oczywiście hydrocyklon cieczy ciężkiej jest także swego rodzaju urządzeniem klasyfikującym, jednak praca w środowisku cieczy ciężkiej powoduje, że w cyklonie nie jest promowana separacja ziaren ze względu na ich wielkość tak, jak to odbywa się w klasyfikatorach wodnych, również w osadzarkach. W rezultacie hydrocyklony oferują nie tylko ostrzejszą separację (krzywa jest bardziej pionowa oraz dużo niższe E_p), ale także wszystkie wielkości ziaren są separowane w pobliżu tej samej gęstości, czyli istotnie zwiększa się odzysk.

6. Podsumowanie

Zastosowanie hydrocyklonów cieczy ciężkiej do wzbogacania węgla (energetycznego oraz koksującego) jest bardzo ekonomicznym rozwiązaniem. W porównaniu do powszechnie stosowanych osadzarek jest to rozwiązanie, które oferuje uzyskanie bardzo znacznych, dodatkowych dochodów. Generalnie można stwierdzić, że płuczki oparte na hydrocyklonach cieczy ciężkiej charakteryzują się następującymi zaletami:

- bardzo wysoka efektywność separacji,
- dokładna kontrola gęstości separacji,
- szybka odpowiedź na zmianę gęstości rozdziału,
- prosty schemat technologiczny, w większości przypadków potrzebujemy jedynie 1 hydrocyklon, 2 pompy, 2 przesiewacze, rekuperator, gęstościomierz,
- niewrażliwość na zmiany ilości i zagęszczenia węgla surowego,
- obsługa nie wymaga szczególnych umiejętności,
- kompaktowa zabudowa.

Hydrocyklony stosowane są powszechnie dla węgla o różnych właściwościach fizykochemicznych. Zwiększenie przychodów zakładu obserwuje się nie tylko przy węglach trudno wzbogacalnych, ale również dla węgla łatwo wzbogacalnych. Przykładowo, dla węgla trudno wzbogacalnych, przy wydajności 700 t/h i zawartości popiołu w koncentracji 13,8%-17,1%, wzrost przychodów z tytułu zastosowania hydrocyklonu cieczy ciężkiej wynosi ok. 10-14% rocznie, natomiast dla węgla łatwo wzbogacalnych odpowiedni wzrost przychodów wynosi ok. 5-7% (zawartość popiołu w koncentracji 5,9%).

Typowe współczynniki rozproszenia prawdopodobnego uzyskiwane przy eksploatacji hydrocyklonów cieczy ciężkiej to $E_p = 0,02 \div 0,06$, podczas, gdy te współczynniki dla osadzarek to $E_p = 0,08 \div 0,24$. Współczynnik rozproszenia prawdopodobnego wpływa wprost na ilość odzyskanego węgla. We wszystkich przypadkach, ilość odzyskanego węgla na hydrocyklonie

jest większa niż w najlepiej nawet pracującej osadzarce. Wzrost sprzedaży węgla handlowego z tym związany liczy się w milionach dolarów na rok.

Najbardziej doświadczoną firmą w stosowaniu hydrocyklonów z cieczą ciężką jest FLS KREBS. Nie tylko dostarcza ona same hydrocyklony, ale również aktywnie doradza przy projektowaniu nowego zakładu, proponując sprawdzone rozwiązania konstrukcyjne. Hydrocyklony FLS KREBS stanowią ponad 90% populacji wszystkich hydrocyklonów stosowanych w górnictwie USA. Większość zakładów wzbogacania węgla w USA jest obecnie wyposażonych w hydrocyklony cieczy ciężkiej. KREBS jest także światowym liderem w zastosowaniu hydrocyklonów w zakładach przeróbki minerałów. Przedstawione wyniki technologiczne zostały osiągnięte dla hydrocyklonów KREBS. Dla innych konstrukcji można oczekiwać innych (mniej korzystnych) rezultatów. W każdym przypadku KREBS przedstawia dokładne wyliczenia parametrów technologicznych, na które udziela gwarancji.

Biorąc pod uwagę fakt, że w przyszłości należy spodziewać się coraz bardziej konkurencyjnego rynku sprzedaży węgla, na którym popyt i podaż będą regulowane jedynie mechanizmami rynkowymi, jedyną logiczną alternatywą jest eksploatacja płuczki opartej na hydrocyklonach cieczy ciężkiej. Układy takie są sprawdzone w większości zakładów przerobczych w świecie. W setkach przypadków udowodniły swoje właściwości, umożliwiając uzyskanie rentownej produkcji węgla, nawet w dzisiejszych, bardzo trudnych czasach, w których słowo kryzys jest odmieniane we wszystkich przypadkach. Płuczki z hydrocyklonami cieczy ciężkiej są logiczną i bezpieczną alternatywą dla rozwiązań opartych na osadzarkach.

Literatura

1. Myszkowski P.: Hydrocyklony klasyfikujące, publikacja KOMEKO 2012.
2. Izba Gospodarcza Sprzedawców Polskiego Węgla © 2015, Rynek węgla
3. Blaschke W., Ziomber S., Czarny G.: Wpływ dokładności wzbogacania węgla koksowego na wychód koncentratu, publikacja KOMEKO 2010.
4. Moorhead R.: Introduction to Heavy-Media Cyclones for Coal Processing, 2014, Materiały własne FLS KREBS.
5. FLS KREBS: HM Cyclones for Coal, broszura produktowa.
6. De Korte G.J.: Literature review of dense-medium beneficiation of fine coal, COALTECH 2020, June 2000.
7. Gaj B., Folwarczny Z., Borkowski W.: Application of Heavy Medium Cyclone in the SILESIA Coal Preparation Plant, ICPC 2016, St. Petersburg.

Zastosowanie transportu pneumatycznego systemu POLKO do dozowania i transportu suchych flokulantów w zakładzie mechanicznej przeróbki węgla

Ryszard Majchrzak – Kooperacja POLKO Sp. z o.o.

Damian Homa – Kooperacja POLKO Sp. z o.o.

Stanisław Król – LW Bogdanka S.A.

Streszczenie: *Celem prac prowadzonych przez zespół autorów jest opracowanie nowego automatycznie sterowanego i swobodnie programowalnego układu umożliwiającego dozowanie i transport pneumatyczny sypkiego flokulanta do mieszalnika przygotowującego jego roztwór z dużą i powtarzalną dokładnością pozwalającą uzyskać roztwór flokulanta o dowolnej zadanej gęstości. Dodatkowym wymogiem jest wykorzystanie opakowań masowych tj. worków typu big-bag, których rozładunek odbywałby się w jednym pomieszczeniu np. magazynie, eliminując tym samym uciążliwe przemieszczanie worków z flokulantem po zakładzie przeróbki mechanicznej.*

Use of pneumatic transport of POLKO system for dosing and transportation of dry flocculants in the mechanical coal preparation plant

Abstract: *The aim of the work carry out by authors is a new automatically controlled and freely programmable system which enable dosing and pneumatic transport of powdery flocculant to the mixer preparing its solution with a high repeatable accuracy which enable to obtain the solution of the flocculant for any setpoint density. An additional requirement is to use a big bag sacks which will be unloading in one room e.g. magazine, eliminating the problem of the onerous movement of the flocculant sacks over the mechanical processing facility.*

1. Wprowadzenie

Dotychczas stosowane metody przygotowywania flokulanta dla dozowania do zbiornika zarobowego polegały na ręcznym jego wsypywaniu do mieszarki. Wiązało się to z uciążliwym transportem worków z flokulantem do miejsca dozowania na podeście obsługowym. Następnie pracownik rozcinał worek i wsypywał stopniowo flokulant do stożka zarobowego nad zbiornikiem mieszarki. Wykonujący te prace operator nie wiedział jednak dokładnie, ile materiału zostało zadozowane, a więc jaka jest gęstość roztworu flokulanta. Taka metoda dozowania sypkiego flokulanta nie gwarantuje uzyskania dokładnej powtarzalnej gęstości roztworu flokulanta, co powoduje zakłócenia w pracy mechanicznej przeróbki węgla w zakresie uzyskania maksymalnego efektu flokulacji.

2. Opis układu dozowania i transportu suchego flokulanta

Układ dozowania i transportu suchego flokulanta do mieszalnika przygotowującego jego roztwór przedstawiono na schemacie maszynowo – sterowniczym (rys.1) i na ogólnym

schemacie maszynowym (rys. 2). Flokulant w postaci sypkiej transportowany jest w workach typu big-bag za pomocą trawersy (1a) na stację rozładowniczą (1). Po rozworkowaniu big-baga (2) i otwarciu ręcznej przepustnicy (3) materiał grawitacyjnie opada poprzez rurociąg zasypowy i kompensator (4) do zbiornika buforowego (5) o pojemności 1,2 m³, który pełni jednocześnie funkcję wagi, poprzez zainstalowany układ wagowy (6) wyposażony w czujniki tensometryczne (6a) przetwarzające parametr masy na standardowy sygnał elektryczny. W celu realizacji funkcji odpowietrzenia zbiornika buforowego (5) jest on wyposażony w filtr (5b), regenerację tego filtra uruchamia się podczas zasypywania flokulantem. Po napełnieniu zbiornika buforowego (5) otwiera się zasuwę nożową sterowaną pneumatycznie (8). Następnie na panelu ustawiania zadanych parametrów pracy (17), wprowadza się wymaganą ilość dozowanego flokulanta oraz inne parametry pracy układu, a także dokonuje się wyboru docelowego dostarczenia odważonej porcji sproszkowanego flokulanta do odpowiedniego zespołu rozładowniczego C1, C2 lub C3. Po przygotowaniu układu i wyzwoleniu przycisku sterowniczego „Praca” w panelu sterowania i sygnalizacji parametrów pracy (18) układ realizuje dozowanie zadanej porcji sproszkowanego flokulanta, a następnie realizowany jest transport materiału do zbiornika nadawy (14). Najpierw otwiera się zasypowa zasuwę sterowaną pneumatycznie (11) nad pneumatycznym podajnikiem komorowym (7) i uruchamiany jest dozownik celkowy (9) z maksymalną prędkością obrotową. Po osiągnięciu progu zadanej wartości wagowej flokulanta zaprogramowanej na mikroprocesorowym sterowniku (15), w końcowym etapie zasypywania prędkość obrotowa dozownika celkowego (9) jest ograniczona w celu zwiększenia dokładności dozowanej porcji flokulanta, a w chwili osiągnięcia zadanej wartości wagowej dozownik celkowy (9) jest zatrzymany. Następnie odważona porcja flokulanta jest podawana z pneumatycznego podajnika komorowego (7). Za pomocą rozdzielacza dwudrogowego (12) ustawiana jest droga transportowa rurociągami (13) do zespołu rozładowniczego C1 lub rurociągami tranzytowym do wybranego uprzednio zespołu C2 lub C3 o pojemności 0,2 m³ rozmieszczonych na terenie zakładu przerobczego. Zbiornik nadawy (14) odpowietrzany jest poprzez filtr (14e) z automatycznie uruchamianą regeneracją wkładów filtracyjnych. Po zakończeniu transportu pneumatycznego z podajnika komorowego (7) uruchamiany jest ze stałą prędkością dozownik celkowy (14b), który dozuje materiał do mieszalnika flokulanta (15), gdzie następuje mieszanie flokulanta z wodą. Po opróżnieniu zbiornika nadawy (14) układ kończy cykl pracy i jest gotowy do ponownej realizacji kolejnego cyklu.

3. Parametry techniczne instalacji dozowania i transportu suchego flokulanta

Prototypowa instalacja dozowania i transportu flokulanta została zaprojektowana i wybudowana przez Kooperację Polko, w zakładzie przeróbki mechanicznej jednej z kopalń węgla kamiennego w Polsce i jest eksploatowana od marca 2013 r.

Parametry techniczne tej instalacji są następujące:

- uziarnienie flokulanta < 0,5 mm,
- ciężar właściwy flokulanta – 690 kg/m³
- ilość wody w zbiorniku zarobowym - 4,5 m³,
- wielkość dozowanych dawek – 50 – 100 kg,

- czas transportu flokulanta do mieszalnika ~5 min,
- czas przygotowania flokulanta o stężeniu 1% w zbiorniku zarobowym ~30 min,
- zakres tolerancji dozowania - do 5% wartości wagowej
- maksymalna odległość transportu pneumatycznego suchego flokulanta – 800 m.

Instalacja dozowania i transportu flokulanta może być wykorzystana nie tylko na ZPMW, ale również w oczyszczalniach ścieków, w Zakładach Przeróbczych Miedzi lub w zakładach przemysłu spożywczego, oraz wszędzie tam gdzie istnieje potrzeba automatycznego dozowania i transportu sypkich komponentów w instalacjach technologicznych.

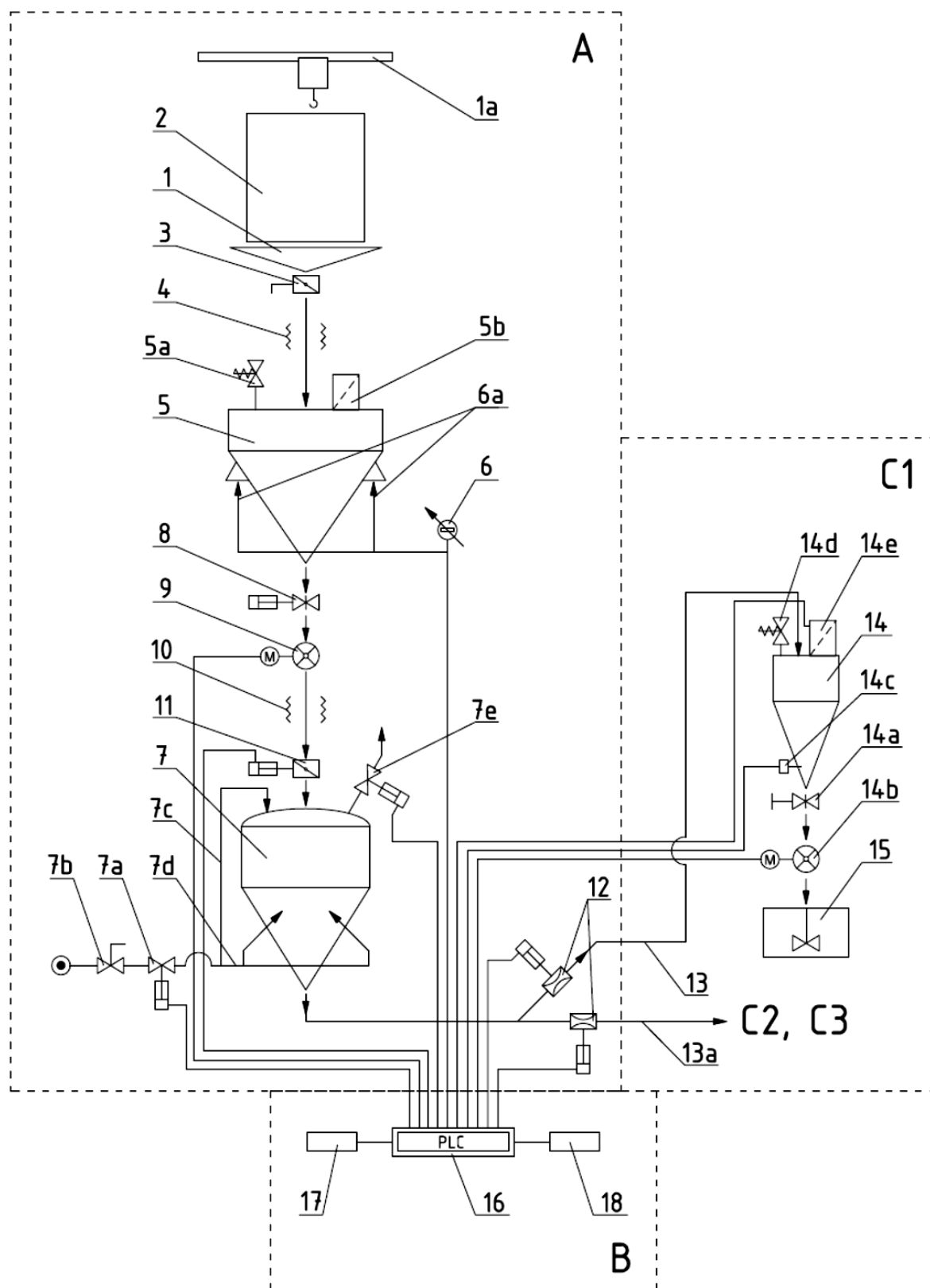
4. Podsumowanie

Zaprojektowana i wykonana przez Kooperację Polko innowacyjna instalacja dozowania i transportu flokulanta:

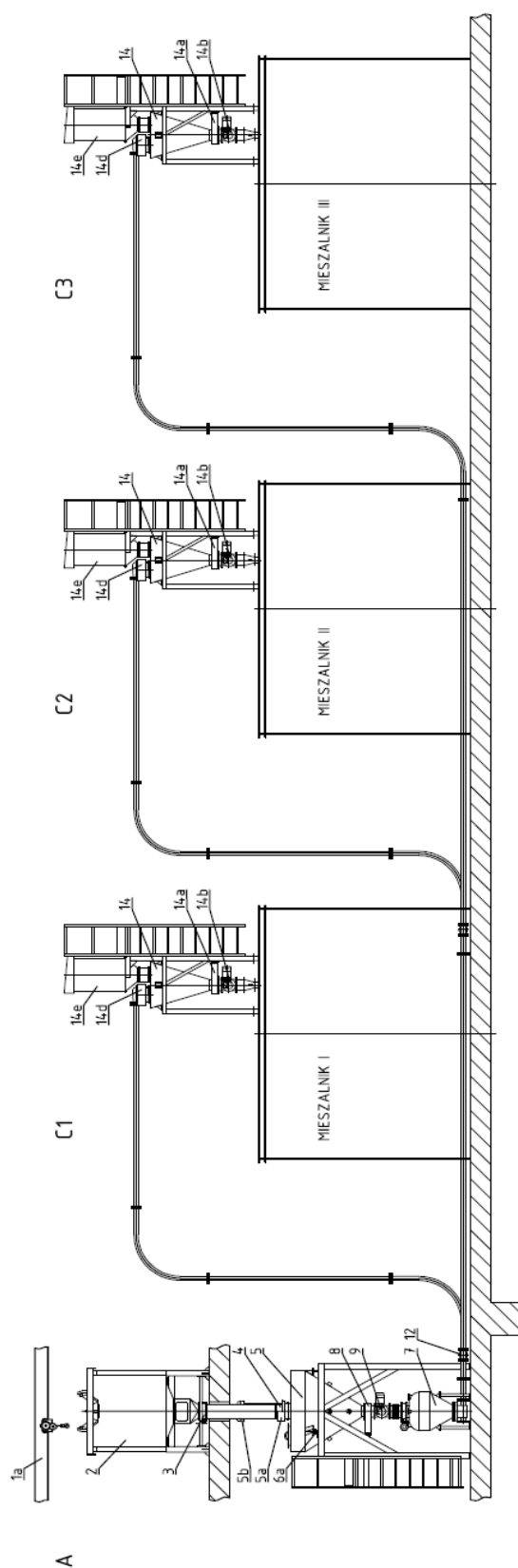
- pozwala na przyjęcie dostaw flokulanta w opakowaniach zbiorczych tj. big-bag, a więc tańszych od dostaw w workach,
- rozładunek big-begów może odbywać się w jednym pomieszczeniu np. magazynie, eliminując tym samym uciążliwe przemieszczanie worków z flokulantem po zakładzie przeróbki mechanicznej,
- transport pneumatyczny flokulanta może być realizowany z jednego punktu nadawy do wielu mieszalników zlokalizowanych do 800 m od punktu nadawy, z możliwością szybkiej rozbudowy o nowe mieszalniki,
- pneumatyczny transport rurociągami suchego flokulanta oraz zastosowanie odpowiednich systemów filtracji ogranicza do minimum straty flokulanta,
- zastosowanie automatycznego systemu wagowego dozowania suchego flokulanta pozwala uzyskać dokładność na poziomie 2%,
- proces dozowania i transportu jest w pełni kontrolowany, a w przypadku powstania błędu instalacja przechodzi w tryb awaryjny sygnalizując błąd,
- dokładne, wagowe dozowanie sypkiego flokulanta do mieszalników z wodą pozwala na uzyskanie stałej, zadanej gęstości roztworu flokulanta, gwarantując optymalną pracę przeróbki mechanicznej przez uzyskanie maksymalnego efektu flokulacji.

Literatura

1. www.polko.silesia.pl
2. Szlumczyk H., Homa D., Majchrzak R.: 2002 - „Przemysłowe zastosowania transportu pneumatycznego systemu POLKO”, Przegląd Odlewnictwa 2/2002.
3. Zgłoszenie wynalazku „Układ dozowania i transportu pneumatycznego sypkiego flokulanta do mieszalnika przygotowującego jego roztwór” P.407448.
4. Dokumentacja techniczna układu transportu pneumatycznego sypkiego flokulanta. Kooperacja POLKO Sp. z o.o. praca nie publikowana.



Rys. 1. Schemat magazynowo - sterowniczy innowacyjnej instalacji dozowania i transportu suchego flokulanta [źródło: pozycja literaturowa nr 3]



Rys. 2. Schemat magazynowy innowacyjnej instalacji dozowania i transportu suchego flokulanta
[źródło: pozycja literaturowa nr 3]



Rys. 3. Podajnik komorowy suchego flokulanta [źródło: pozycja literaturowa nr 4]



Rys. 4. Stanowisko rozładunku big-bag [źródło: pozycja literaturowa nr 4]



Rys. 5. Panel sterownia układu dozowania i transportu suchego flokulanta
[źródło: pozycja literaturowa nr 4]



Rys. 6. Zbiorniki ciekłego flokulanta i zbiornik buforowy suchego flokulanta
[źródło: pozycja literaturowa nr 4]

Optimalizacja klasyfikacji mułów węglowych w krajowych hydrocyklonach nowej generacji

Tomasz Zachariasz – Instytut Metali Nieżelaznych

Edward Szczerba – Instytut Metali Nieżelaznych

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono zalety hydrocyklonów klasyfikująco-zagęszczających nowej generacji HC500/12°ZAM-IMN w klasyfikacji mułów węglowych. Nowatorska konstrukcja hydrocyklonu, system automatycznej stabilizacji i regulacji warunków jego pracy oraz zastosowanie materiałów o wysokiej odporności na ścieranie, wpływają na szeroki zakres osiąganego ziarna podziałowego, wysoką wydajność i zdolność do zagęszczania materiału oraz wyraźny wzrost żywotności urządzenia w odniesieniu do dotychczas stosowanych hydrocyklonów. Zamieszczono wyniki klasyfikacji mułów węglowych w różnych węzłach technologicznych, uzyskane w dwóch krajowych zakładach przeróbki mechanicznej węgla. Przedstawiono perspektywy wykorzystania hydrocyklonów HC500/12°ZAM-IMN dla optymalizacji klasyfikacji mułów węglowych w przeróbce węgla kamiennego.

Optimizing the classification of coal slurries in the national hydrocyclones of new generation

Abstract: The paper presents the advantages of a new generation of thickening-classifying hydrocyclones HC500/12°ZAM-IMN in the classification of coal slurries. The innovative construction of the hydrocyclone, automatic system for stabilization and control of its operating conditions and application of materials with a high abrasion resistance, have an influence on a wide range of the achieved particle cut size, high efficiency and ability to thicken the material as well as a distinct increase in the life span of the device with reference to the existing hydrocyclones. The paper includes the results of coal slurries classification in various processing circuits, obtained in two domestic mechanical coal processing plants. The prospects of using hydrocyclones HC500/12°ZAM-IMN for the optimization of classification of coal slurries in the processing of hard coal have been presented.

1. Wprowadzenie

Produkcja czystego, przyjaznego naturalnemu środowisku węgla to podstawowe zadanie przemysłu węglowego. Aby to osiągnąć, Zakłady Przeróbki Mechanicznej Węgla (ZPMW) KWK muszą wykorzystywać wszystkie możliwości techniczno-technologiczne z uwzględnieniem wzbogacania mułów węglowych, czyli najdrobniejszych produktów o uziarnieniu poniżej 1 mm, powstających podczas procesu mokrego wzbogacania w płuczkach węgla. Muł węglowy stanowi 10-20% całkowitej masy urobionego i przygotowanego do wzbogacania węgla kamiennego. Prawdłowo prowadzone procesy wzbogacania mułu węglowego skutkują uniknięciem strat węgla, jak i odzyskiem czystej, zwrotnej wody obiegowej. Efektywność wzbogacania mułów węglowych w dużej mierze zależy od skuteczności prowadzonych operacji klasyfikacji materiału. W ZPMW klasyfikacja hydrauliczna mułów węglowych odbywa się w głównie w szeregowych klasyfikatorach korytowych lub stożkowych, często połączonych z odmulnikami promieniowych typu Dorra oraz w hydrocyklonach. Sklasyfikowany muł gruboziarnowy (+0,5 mm) wzbogacany jest na przesiewaczach, natomiast muł drobnoziarnowy

(-0,5 mm) po zagęszczeniu do wartości 80-100 g/dm³ kierowany jest do flotacji. W niektórych ZPMW materiał przed podaniem do wzbogacania flotacyjnego klasyfikowany jest w hydrocyklonach, których przelewy stanowią nadawę flotacyjną [1, 2]. Dotychczas w ZPMW stosowano prawie wyłącznie krajowe hydrocyklony produkcji Zakładów Urządzeń Przemysłowych ZAM Kęty Sp. z o.o. Konstrukcja tych hydrocyklonów powstała w latach sześćdziesiątych ubiegłego wieku w Instytucie Metali Nieżelaznych w Gliwicach (IMN) i została oparta na ówczesnych możliwościach technicznych. Te hydrocyklony mimo przeprowadzanej modyfikacji konstrukcji, charakteryzują się stosunkowo niską skutecznością klasyfikacji oraz krótką żywotnością urządzeń, związaną m.in. z zastosowaniem gumy lub poliuretanu, jako materiału przeciwściernego oraz służącego do wykonania dysz. Alternatywą dla krajowych hydrocyklonów jest zakup nowoczesnych, lecz drogiej hydrocyklonów producentów zagranicznych, np. firmy Weir Minerals - producenta hydrocyklonów Cavex®, czy Krebs Engineers - producenta hydrocyklonów Krebs serii gMAX®. Wychodząc naprzeciw stale rosnącym wymaganiom stawianym procesom klasyfikacji, w 2008 r. w IMN rozpoczęto prace nad wprowadzeniem do przemysłowej eksploatacji hydrocyklonów klasyfikująco-zagęszczających nowej generacji, typu HC500/12°ZAM-IMN. Wykonanie doświadczalnych prototypów hydrocyklonów było poprzedzone badaniami z wykorzystaniem modelowania numerycznego (CFD) [4]. W 2011 r. opracowano konstrukcję urządzenia, a rok później wykonano i uruchomiono w KGHM Polska Miedź S.A. przemysłową baterię czterech hydrocyklonów klasyfikująco-zagęszczających nowego typu HC500/12°ZAM-IMN, wyposażoną w automatyczny układ stabilizacji i regulacji warunków pracy, ze szczególnym uwzględnieniem utrzymania optymalnego ciśnienia podawanej nadawy oraz jej stabilnej gęstości. Przedmiotowy hydrocyklon o średnicy części cylindrycznej D=500 mm i kącie zbieżności części stożkowej $\alpha=12^\circ$ charakteryzuje się wysoką sprawnością klasyfikacji, wydajnością w zakresie 1,5-7,0 m³/min oraz szerokim zakresem ziarna podziałowego w granicach 0,03-0,2 mm. Znaczne wydłużenie okresu bezawaryjnej pracy urządzenia wynika z zastosowania innowacyjnych mieszanek kompozytowych na bazie węgla krzemowego do wykonania wyłożenia przeciwściernego wnętrza hydrocyklonu oraz dysz [3, 5, 6, 7]. Po zakończonych pozytywnie próbach klasyfikacji znacząco odmiennych produktów w KGHM PM S.A. O/ZWR Rejon Lubin, hydrocyklon HC500/12°ZAM-IMN stał się produktem handlowym oferowanym zarówno na rynku krajowym, jak i zagranicznych. Przy wykonawstwie urządzeń, szczególną uwagę zwrócono na prostotę wymiany i pełną zamienną podzespołów hydrocyklonów danego typu oraz łatwość i krótki czas wymiany elementów szybkozużywających się [9]. Wykorzystanie nowych układów klasyfikacji w hydrocyklonach w ostatecznym rozrachunku prowadzić ma do zmniejszenia strat składnika użytecznego w odpadach, co jest jednym z głównych celów strategii Zakładów Przerobczych.

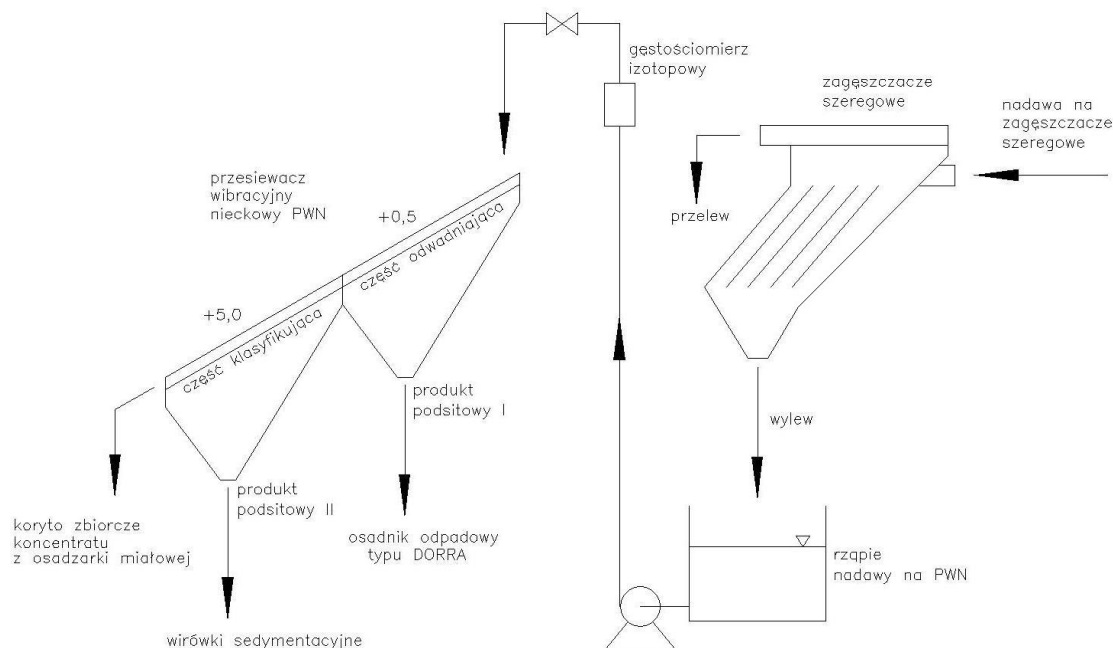
W latach 2014-2015 w dwóch krajowych ZPMW KWK przeprowadzono serię prób klasyfikacji mułów węglowych w różnych węzłach technologicznych. W ZPMW KWK „Knurów-Szczygłowie” Ruch Knurów oceniono przydatność hydrocyklonów nowej generacji HC500/12°ZAM-IMN w węźle klasyfikacji odmładzającej wylewów zagęszczaczy szeregowych. W ZPMW KWK „Pniówek” próby przeprowadzono w dwóch węzłach klasyfikacji:

- przelewu rzepi klasyfikacyjnych, dotychczas zagęszczanych w popłuczkowych osadnikach promieniowych typu Dorra, których wylewy stanowią nadawę flotacyjną a przelewy – zwrotną wodę obiegową,
- klasyfikacji surowych odpadów flotacyjnych w celu odzysku klasy +0,2 mm o niskim stopniu zapozielenia i skierowania jej do procesu wzbogacania.

W rozdziale przedstawiono wyniki przemysłowych prób klasyfikacji w hydrocyklonach nowej generacji HC500/12°ZAM-IMN w ww. ZPMW KWK, mających na celu uzyskanie produktów spełniających wymogi procesów technologicznych zakładów przeróbczych.

2. Optymalizacja klasyfikacji mułów węglowych w hydrocyklonach HC500/12°ZAM-IMN w ZPMW KWK „Knurów-Szczygłowie” Ruch „Knurów”

Głównym celem prób klasyfikacji w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN była poprawa skuteczności klasyfikacji wylewu z zagęszczaczy szeregowych, prowadzona dotychczas na przesiewaczu wibracyjnym nieckowym typu PWN. Nadawę na zagęszczacze szeregowo stanowią przesące przesiewacze odwadniających produkty z osadzarek, odśrodkowych sit typu OSO i wirówek spiralno-sitowych. Doraźnie do nadawy dostają się materiały z okresowego czyszczenia posadzek ZPMW w rejonie taśmociągów transportowych. Zagęszczenie nadawy jest zmienne i kształtuje się w przedziale 120-300 g/dm³ a wydajność wynosi 230-300 m³/h. Przesiewacz PWN podzielony był na dwie części. Pierwsza, tzw. odwadniająca (I), wyposażona była w sita szczelinowe o szerokości szczeliny $s=0,5$ mm. Zadaniem jej było odwodnienie (odmulenie) nadawy i skierowanie do produktu podsitowego I najdrobniejszej klasy ziarnowej -0,5 mm. Produkt ten powinien charakteryzować się wysokim stopniem zapopielenia i kierowany był, jako odpad końcowy do osadnika odpadowego typu DORRA. Produkt nadsitowy I kierowany był do części klasyfikującej przesiewacza PWN (II) wyposażonej w sita szczelinowe o szerokości szczeliny $s=5,0$ mm. Po klasyfikacji, klasa ziarnowa -5,0 mm (produkt podsitowy II) dodawana była do koncentratu flotacyjnego i dalej do odwadniania do wirówek sedimentacyjnych, natomiast produkt nadsitowy II dostaje się do koryta zbiorczego koncentratu z osadzarki miałowej. Zarówno produkt nad, jak i podsitowy II z części klasyfikującej przesiewacza PWN powinien cechować się niską zawartością popiołu na poziomie gotowego koncentratu. Schemat klasyfikacji na przesiewaczu PWN przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Klasyfikacja na przesiewaczu PWN [8]

W tabeli 1 zamieszczono przykładowe zawartości popiołu w produktach klasyfikacji na przesiewaczu PWN, natomiast w tabeli 2 analizy sitowe dla próby nr 1 z tabeli 1.

Zawartości popiołu w produktach klasyfikacji na przesiewaczu PWN [8]

Tabela 1

Nr próby	Zawartość popiołu w produkcie A ^a [%]		
	Nadawa na PWN	Produkt podsitowy I (-0,5 mm)	Produkt podsitowy II (0,5 – 5,0 mm)
1	34,0	36,7	31,2
2	38,4	40,3	38,2
3	37,9	39,0	37,1
4	32,2	33,3	36,0
Wartości średnie	35,6	37,3	35,6

Analizy sitowe dla próby 1 [8]

Tabela 2

Klasa Ziarnowa [mm]	Nadawa na PWN		Produkt podsitowy I (-0,5 mm)				Produkt podsitowy II (0,5 – 5,0 mm)			
	Wychód [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]	Wychód [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]		Wychód [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]			
+ 2,0	-	-	-	-		-	-			
2,0 – 1,0	-	-	-	-		-	-			
1,0 – 0,5	1,5	4,0	1,3	24,2	6,6	5,4	5,5	43,8	15,6	8,2
0,5 – 0,2	18,1	4,7	17,4		4,5		26,1		4,8	
0,2 – 0,07	7,6	7,9	5,5		7,9		12,2		12,1	
– 0,07	72,8	44,7	75,8		46,1		56,2		46,2	
Σ	100,0	34,0	100,0		36,7		100,0		31,2	

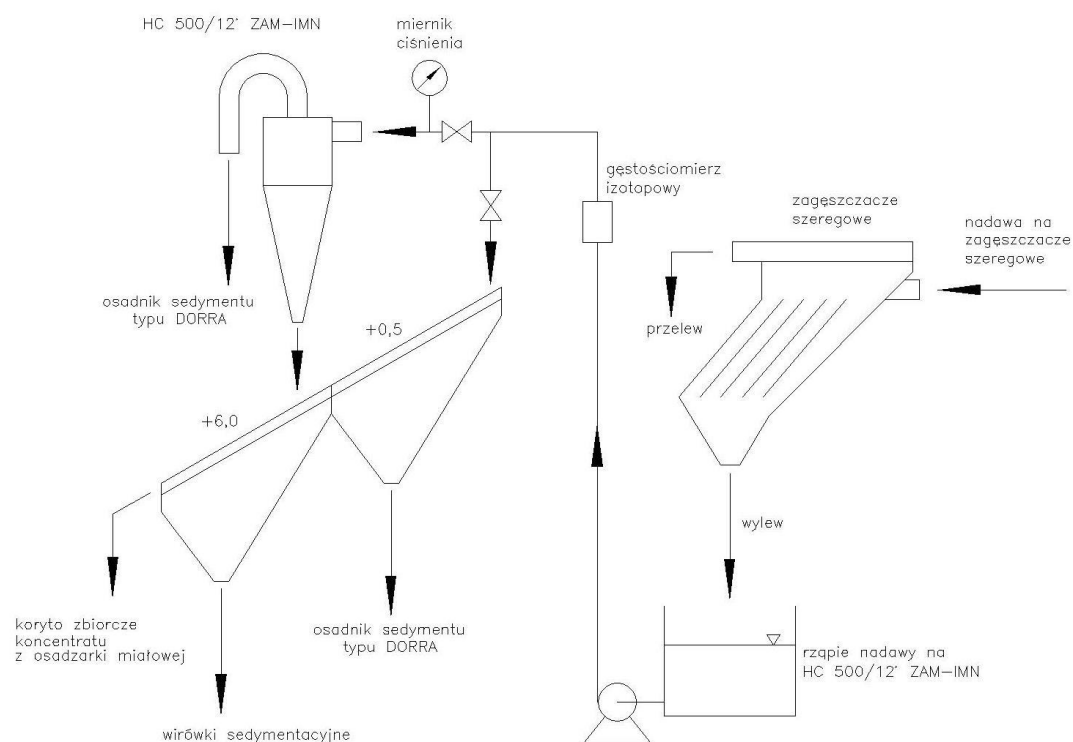
Klasyfikacja odwadniająca nadawy na przesiewaczu PWN skutkuje niekorzystnym przedostawaniem się znacznej części klasy ziarnowej 0,07-1,0 mm (około 24% wychodu produktu podsitowego I z pokładu odwadniającego przesiewacza) o niskim zapopieleniu $A^a=5,4\%$, na poziomie gotowego koncentratu, do odpadu końcowego oraz kierowaniem drobnej klasy -0,07 mm (około 56% wychodu produktu podsitowego II z pokładu klasyfikującego przesiewacza) o wysokim zapopieleniu $A^a=46,2\%$ do koncentratu gotowego (tabela 2). Powodem przedostawania się klasy -0,07 mm do produktu podsitowego II było znaczne zaklekanie się materiałem pokładu odwadniającego przesiewacza. Nadawa o średniej zawartości popiołu $A^a=35,6\%$ w rzeczywistości podlegała rozdziałowi a nie klasyfikacji odwadniającej na produkt odpadowy (produkt podsitowy I) o średnim zapopieleniu $A^a=37,3\%$ oraz materiał dodawany do koncentratu (produkt podsitowy II) o średniej zawartości popiołu $A^a=35,6\%$ (tabeli 1).

Celem klasyfikacji wylewu z zagęszczaczy szeregowych w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN było zbadanie możliwości rozklasyfikowania nadawy na poziomie ziarna 0,075 mm, z założeniem, że przelew hydrocyklonu zawierający głównie klasę -0,075 mm stanowiłby tzw. frakcję wysokopopiołową (odpadową), natomiast wylew hydrocyklonu zawierający głównie klasę +0,075 mm byłby tzw. frakcją niskopopiołową (koncentratową).

Na rysunku 2 zamieszczono schemat klasyfikacji z zastosowaniem hydrocyklonu HC500/12°ZAM-IMN. Hydrocyklon zamontowano nad pokładem klasyfikującym przesiewacza PWN. Z uwagi na możliwość okresowego dostania się do wylewu hydrocyklonu ziaren powyżej 6 mm, które mogłyby doprowadzić do uszkodzenia elementów sitowych wirówek sedimentacyjnych nie wyeliminowano przesiewacza PWN.

Docelowo należy rozważyć zastosowanie innej metody zapobiegania temu zjawisku. W oparciu o właściwości nadawy (natężenie napływu, uziarnienie, zagęszczenie), oczekiwany efekt klasyfikacji oraz charakterystykę przedmiotowego hydrocyklonu, przeprowadzono szereg prób przemysłowych dla różnych poziomów ciśnienia pracy hydrocyklonu oraz rozmiarów dysz. Przelew hydrocyklonu, będący produktem odpadowym procesu wzbogacania węgla, charakteryzuje się średnią zawartością popiołu na poziomie $A^a=46-52\%$. Poprzednio dla klasyfikacji prowadzonej wyłącznie na przesiewaczu PWN, produkt ten cechował się niższą zawartością popiołu na poziomie $A^a=37,3\%$. Wylew hydrocyklonu, odznacza się stosunkowo niską zawartością popiołu rzędu $A^a=18-28\%$. W poprzednim układzie technologicznym, produkt dodawany do koncentratu zawierał stosunkowo dużo popiołu na poziomie $A^a=35,6\%$. W tabeli 3 przedstawiono uzyskane, optymalne wyniki klasyfikacji, spełniające wymogi procesu technologicznego ZPMW KWK „Knurów-Szczygłowice”.

Z nadawy o zagęszczeniu 200 g/dm^3 i średniej zawartości popiołu $37,66\%$, przy ciśnieniu pracy hydrocyklonu $p=0,12 \text{ MPa}$ otrzymano wylew i przelew o zagęszczeniu odpowiednio 673 g/dm^3 i 127 g/dm^3 oraz średnim zapopieleniu odpowiednio $A^a=21,31\%$ i $A^a=49,43\%$. W przelewie hydrocyklonu wychód klasy -0,075 mm o średnim zapopieleniu $A^a=58,50\%$ wynosi $\gamma_{P(-0,075)}=85,13\%$, natomiast w wylewie wychód klasy +0,075 mm o średnim zapopieleniu $A^a=15,20\%$ wynosi $\gamma_{W(+0,075)}=87,89\%$.



Rys.2. Klasyfikacja w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN [8]

Wyniki klasyfikacji w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN [8]

Tabela 3

Klasa ziarnowa [mm]	Nadawa HC		Przelew HC		Wylew HC	
	Wychód γ [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]	Wychód γ [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]	Wychód γ [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]
+ 1	5,52	3,65	-	-	14,90	6,15
1,0 – 0,5	11,96	4,34	-	-	31,35	7,94
0,5 – 0,3	7,62	8,20	0,51	7,86	18,91	8,33
0,3 – 0,2	6,15	9,15	3,37	2,38	11,05	25,76
0,2 – 0,1	8,77	16,95	9,66	4,05	9,76	45,53
0,1 – 0,075	2,78	24,83	3,31	8,52	1,92	56,67
0,075 – 0,045	3,28	28,29	4,12	17,36	2,90	70,64
- 0,045	53,92	60,55	79,03	60,64	9,21	64,12
Σ	100	37,66	100	49,43	100	21,31
+ 0,075	42,80	9,54	16,85	4,71	87,89	15,20
- 0,075	57,20	58,70	83,15	58,50	12,11	65,68
Wychód γ [%]	100		63,52		36,48	

Przeprowadzone testy potwierdziły możliwość zastosowania hydrocyklonów zagęszczająco-klasyfikujących nowego typu HC500/12°ZAM-IMN do klasyfikacji mułów węglowych w ZPMW KWK „Knurów-Szczygłowice”. Klasyfikacja wylewów zagęszczaczy szeregowych skutkuje wzrostem jakości produktów klasyfikacji w odniesieniu do poprzednio stosowanej technologii. W 2014 r. hydrocyklon HC500/12°ZAM-IMN został zainstalowany w ZPMW KWK „Knurów-Szczygłowice” Ruch Knurów w węźle klasyfikacji odmulającej wylewów zagęszczaczy szeregowych, zastępując wykorzystywany wcześniej mniej skuteczny technologicznie i charakteryzujący się wysoką awaryjnością przesiewacz wibracyjny nieckowy PWN. Dla aktualnych warunków klasyfikacji w ZPMW KWK „Knurów-Szczygłowice” Ruch Knurów, hydrocyklon HC500/12°ZAM-IMN powinien pracować przy ciśnieniu nadawy $p=0,10-0,15$ MPa i być wyposażony w następujący zestaw dysz:

- dysza wlotowa o średnicy $d_o=125$ mm,
- dysza przelewowa o średnicy $d_p=175$ mm,
- dysza wylewowa o średnicy z zakresu $d_w=60-70$ mm.

Z uwagi na zawartość w przelewie hydrocyklonu prawie 70% bardzo drobnych ziaren - 0,025 mm, w tym ponad 30% nie sedymentującej klasy -0,005 mm, mając na względzie klarowność wody obiegowej, zdecydowano kierować przelew hydrocyklonu do osadnika sedymentu zamiast osadnika odpadów końcowych.

3. Optymalizacja klasyfikacji mułów węglowych w hydrocyklonach HC500/12°ZAM-IMN w ZPMW KWK „Pniówek”

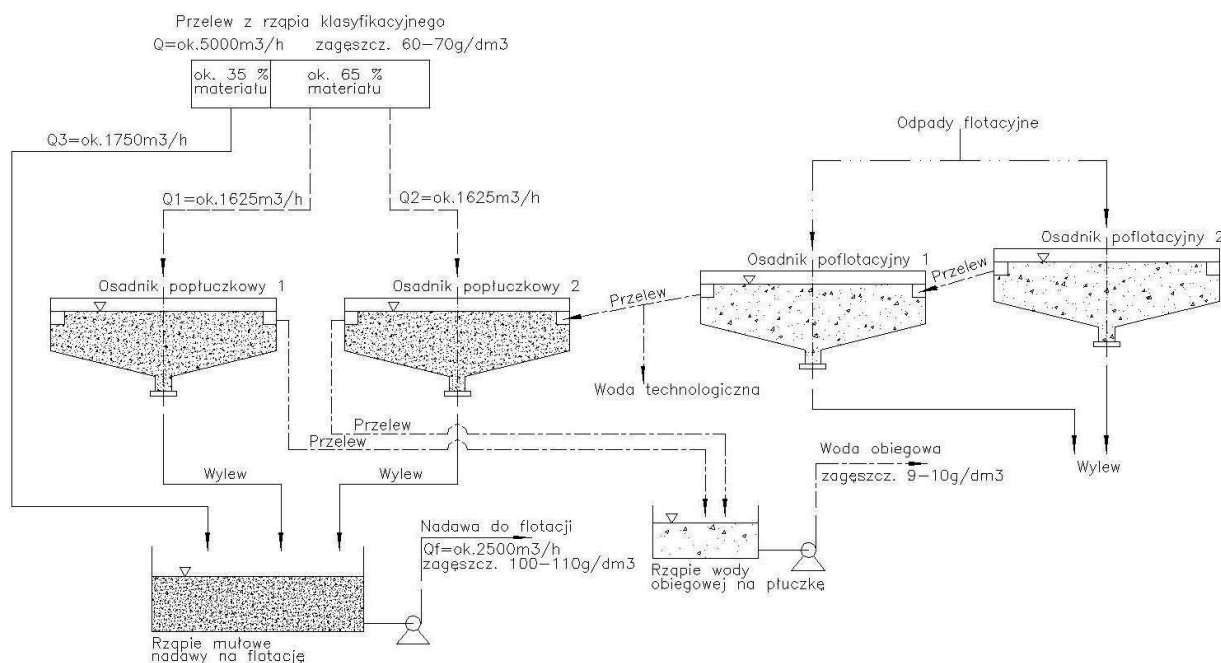
W celu określenia możliwości poprawy wskaźników jakościowych klasyfikacji mułów węglowych przy wykorzystaniu hydrocyklonu klasyfikująco-zagęszczającego HC500/12°ZAM-IMN w ZPMW KWK „Pniówek”, wytypowano następujące węzły klasyfikacji:

- przelew rzępi klasyfikacyjnych, aktualnie zagęszczany w dwóch popłuczkowych osadnikach promieniowych typu Dorra. Wylewy osadników po stabilizacji gęstości stanowią nadawę do flotacji a przelewy kierowane są do zwrotnej wody obiegowej;
- odpady flotacyjne z progów maszyn IZ-12 zawierające klasę ziarnową +0,2 mm o niskim stopniu zapopielenia aktualnie są klasyfikowane w tzw. korytach nadziarna oraz hydrocyklonach HC540/20°, których przelewy są końcowym odpadem flotacyjnym a wylewy zwracane są do procesu wzbogacania.

3.1. Klasyfikacja przelewu rzępi klasyfikacyjnych w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN

Na rysunku 3 zamieszczono realizowany w ZPMW KWK „Pniówek” schemat klasyfikacji przelewu rzępi klasyfikacyjnych w osadnikach popłuczkowych typu Dorra. Wydajność przelewu rzępi klasyfikacyjnych o zagęszczeniu 60-70 g/dm³ wynosi ok. 5000 m³/h, z czego 65% (ok. 3250 m³/h) kierowane jest do dwóch popłuczkowych osadników promieniowych typu Dorra, a 35% (ok. 1750 m³/h) bezpośrednio do rzępi mułowego nadawy na flotację. Zagęszczone wylewy z osadników popłuczkowych kierowane są do rzępi mułowego nadawy na flotację a sklarowane przelewy są składową wody obiegowej. Drugą składową wody obiegowej są sklarowane przelewy dwóch poflotacyjnych osadników promieniowych typu

Dorra. Część przelewu rząpi klasyfikacyjnych podawana bezpośrednio do rząpia mułowego nadawy na flotację służy obniżeniu gęstości wylewów popłuczkowych osadników typu Dorra do wartości $100\text{--}110\text{ g/dm}^3$. Należy przyjąć, że średnie zagęszczenie nadawy flotacyjnej kształtuje się na poziomie 105 g/dm^3 , a jej ilość z uwagi na możliwości ruchowe ZPMW musi oscylować wokół wielkości $2400\text{--}2500\text{ m}^3/\text{h}$. W przypadku wykonywania planowych operacji remontowych w jednym z osadników popłuczkowych, bądź wystąpienia awarii, całość nadawy przeznaczona do sedymentacji jest skierowana na jeden osadnik popłuczkowy. Skutkuje to przeciążeniem urządzenia, powoduje skrócenie czasu sedymentacji materiału i niekorzystne zwiększenie zawartości części stałych w przelewie. Wzrasta zanieczyszczenie wody obiegowej. Charakterystykę technologiczną przelewu rząpi klasyfikacyjnych przedstawiono w tabeli 4. Analizując skład ziarnowy i zawartości popiołów w poszczególnych klasach widać, że optymalny proces klarowania materiału w osadnikach popłuczkowych powinien polegać na przedostaniu się do wylewu osadników popłuczkowych materiału $+0,045\text{ mm}$ o średnim zapopieleniu wynoszącym $A^a=15,6\%$ dla próbki 1 i $A^a=14,4\%$ dla próbki 2. Do przelewu osadników popłuczkowych powinien przedostawać się materiał $-0,045\text{ mm}$ o średniej zawartości popiołu dla obu próbek odpowiednio $A^a=32,7\%$ i $A^a=30,7\%$. Klasa $-0,045\text{ mm}$ zawiera ok. 95% najdrobniejszych ziaren $-0,025\text{ mm}$ o wysokim zapopieleniu. Pozbawienie nadawy flotacyjnej znacznej ilości najdrobniejszej klasy $-0,045\text{ mm}$ poprawia skuteczność flotacji mułów węglowych i podwyższa jakość koncentratu. Przelew z osadników popłuczkowych łączony jest z przelewem z osadników poflotacyjnych o niskim zagęszczeniu na poziomie kilku g/dm^3 i stanowi zwrotną wodę obiegową dla kopalni. Woda obiegowa charakteryzuje się średnią zawartością cząstek stałych na poziomie $9\text{--}10\text{ g/dm}^3$.



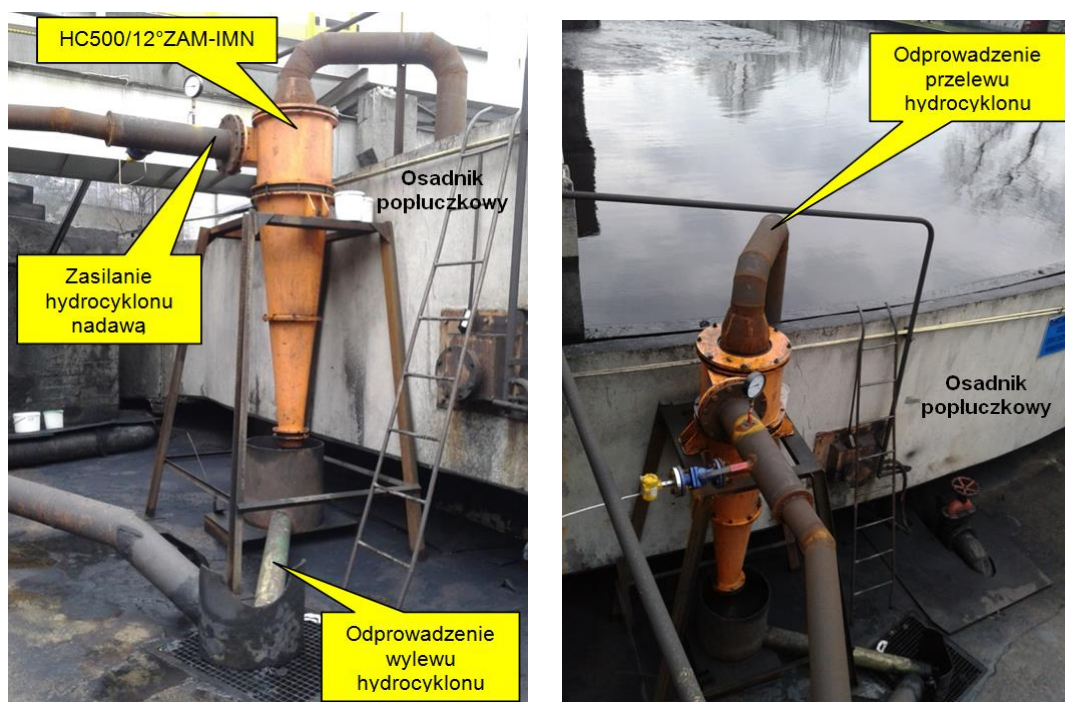
Rys.3. Schemat klasyfikacji przelewu rząpi klasyfikacyjnych w osadnikach popłuczkowych typu Dorra [10]

Analizy sitowe przelewu rzapi klasyfikacyjnych [10]

Tabela 4

Klasa ziarnowa [mm]	Próbka nr 1			Próbka nr 2			
	Wychód γ [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]		Wychód γ [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]		
+ 1	0,5	12,02	15,6	0,5	2,62	14,4	
1 - 0,5	9,6	3,90		8,2			
0,5 - 0,315	13,2	6,04		12,4			4,87
0,315 - 0,2	13,7	11,44		13,6			7,18
0,2 - 0,1	18,1	23,52		18,1			23,58
0,1 - 0,063	10,5	26,00		8,5			26,67
0,063 - 0,045	4,3	26,28	32,7	4,7	25,15	30,7	
0,045 - 0,025	1,4	36,40		2,5	29,47		
- 0,025	28,7	32,50		31,5	30,84		
Średnia zawartość popiołu A ^a [%]	20,75			19,98			
Zagęszczenie [g/dm ³]	62,4			58,8			

Na rysunkach 4-5 pokazano stanowisko do prób klasyfikacji przelewu rzapi klasyfikacyjnych w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN.



Rys.4-5. Stanowisko do prób klasyfikacji przelewu rzapi klasyfikacyjnych w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN [10]

Ilość nadawy na hydrocyklon regulowano stopniem otwarcia zasuw nożowej zamontowanej na rurociągu tłocznym nadawy. Stanowisko wyposażono w pomiar ciśnienia nadawy, wydajność urządzenia określono z charakterystyki hydrocyklonu. Przelew hydrocyklonu odprowadzano do rynny przelewowej osadnika popłuczkowego a wylew do rząpia mułowego nadawy na flotację. Po przeprowadzeniu szeregu prób klasyfikacji dla dwóch poziomów ciśnienia nadawy $p=0,15$ i $0,20$ MPa oraz różnych rozmiarów dysz, na podstawie analiz sitowych produktów klasyfikacji oraz uzyskanych zagęszczeń, określono optymalne parametry klasyfikacji przelewu rząpia klasyfikacyjnych w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN. W tabeli 5 zamieszczono wyniki próby prowadzonej w optymalnych warunkach klasyfikacji w HC500/12°ZAM-IMN.

Optymalne wyniki klasyfikacji w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN
(źródło: opr. własne na podstawie [10])

Tabela 5

Produkt	Ciśnienie pracy [MPa]	Maks. wydajność hydrocykl. [m ³ /h]	Zagęszczenie [g/dm ³]	Wychód γ [%]	Wychód klasy -0,045 mm w przelewie [%]	Wychód klasy +0,1 mm w przelewie [%]	Uzysk klasy +0,1 mm w wylewie [%]
Nadawa	0,15-0,20	205	63,8	100	86,7	1,03	98,6
Przelew			24,7	28,9			
Wylew			175,3	71,1			

Przedstawione wyniki świadczą o możliwości zastąpienia pracy jednego osadnika popłuczkowego typu Dorra baterią 8 hydrocyklonów nowego typu HC500/12°ZAM-IMN. Wylewy hydrocyklonów w połączeniu z wylewem drugiego osadnika popłuczkowego, stanowią nadawę do flotacji a przelewy hydrocyklonów będą kierowane do kopalnianej wody obiegowej. Zamieszczone w tabeli 5 wielkości spełniają wymogi płynności i jakości przebiegu procesu technologicznego w ZPMW KWK „Pniówek”. Podstawowymi obostrzeniami było utrzymanie zagęszczenia przelewu hydrocyklonu na poziomie poniżej 30 g/dm^3 skutkującego wymogami klarowności wody obiegowej oraz zagęszczenia wylewu na poziomie ok. 200 g/dm^3 , wpływającego na parametry flotacji mętów w maszynach typu IZ-12 (głównie czas flotacji) i uzyskanie koncentratu o wymaganych cechach jakościowo-ilościowych.

Optymalne parametry pracy baterii 8 hydrocyklonów przedstawiają się następująco:

- zagęszczenie nadawy na hydrocyklon $60\text{--}70 \text{ g/dm}^3$
- ciśnienie nadawy na hydrocyklony $0,15\text{--}0,20 \text{ MPa}$
- maksymalna wydajność baterii
8 x HC500/12°ZAM-IMN $1625 \text{ m}^3/\text{h}$
- średnice dysz hydrocyklonów $d_o=100 \text{ mm}$, $d_p=150 \text{ mm}$, $d_w=90 \text{ mm}$

3.2. Klasyfikacja odpadu flotacyjnego z progów odpadowych maszyn IZ-12 w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN

Drugim, wytypowanym do prób z hydrocyklonem HC500/12°ZAM-IMN węzłem klasyfikacji mułów węglowych w ZPMW KWK „Pniówek”, była klasyfikacja surowych odpadów flotacyjnych (materiał z progów odpadowych maszyn flotacyjnych). Charakterystykę odpadów flotacyjnych z progów odpadowych flotowników zamieszczono w tabeli 6.

Charakterystyka odpadów flotacyjnych z progów odpadowych flotowników IZ-12
(źródło: opracowanie własne na podstawie [10])

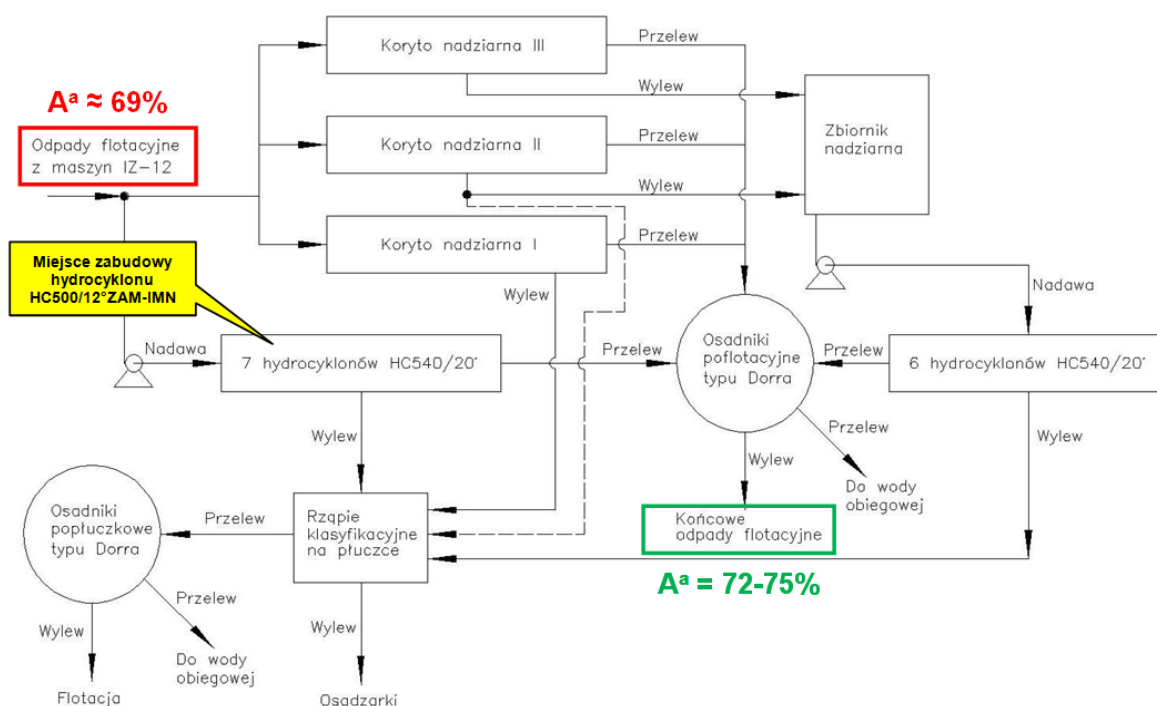
Tabela 6

Klasa ziarnowa [mm]	Wychód γ [%]	Σγ [%]	Zawartość popiołu A ^a [%]	
+ 1	1,3	18,8	4,70	23,89
1 – 0,5	6,3		8,46	
0,5 – 0,315	5,2		21,20	
0,315 – 0,2	6,0		46,59	
0,2 – 0,1	15,8	81,2	73,16	79,52
0,1 – 0,063	10,8		76,45	
0,063 – 0,045	4,5		78,19	
0,045 – 0,025	4,7		80,04	
- 0,025	45,4		82,54	
	100		A ^a _{sr} =69,06%	

Ze względu na zawartość w nadawie flotacyjnej klasy ziarnowej +0,2 mm o niskiej zawartości popiołu rzędu $A^a=2,5-10\%$, podczas wzbogacania flotacyjnego większość tej klasy przedostaje się do odpadu. Wychód klasy +0,2 mm w surowych odpadach flotacyjnych wynosi ok. 18,8%. Średnia zawartość popiołu w tym materiale wynosi $A^a=23,89\%$ i jest tylko o ok. 3-5% wyższa od zapopielenia nadawy do flotacji. Klasa +0,5 mm w ilości 7,6% zawiera popiół na poziomie gotowego flotokonzentratu. Materiał ten nie powinien przedostawać się do odpadów końcowych. Materiał o uziarnieniu -0,2 mm i zawartości popiołu $A^a=79,52\%$, stanowiący 81,2% wychodu surowych odpadów flotacyjnych jest końcowym odpadem flotacyjnym kierowanym do osadników poflotacyjnych.

Na rysunku 6 pokazano schemat instalacji do klasyfikacji surowych odpadów flotacyjnych z zaznaczonym miejscem zabudowy hydrocyklonu HC500/12°ZAM-IMN. Odpady kierowane są grawitacyjnie do trzech koryt nadziarna, natomiast część materiału w ilości 350-400 m³/h podawana jest układem pompowym do klasyfikacji w baterii 7 hydrocyklonów HC540/20°. Po sedimentacji wylewy z koryt nadziarna II i III kierowane są do zbiornika nadziarna, a z koryta nadziarna I i opcjonalnie z koryta nadziarna II do rząpia klasyfikacyjnego na płuczce. Przelewy wszystkich trzech koryt nadziarna oraz przelewy 7 hydrocyklonów HC540/20°, jako końcowe odpady po flotacji są nadawą na dwa osadniki poflotacyjne typu Dorra. Wylew zbiornika

nadziarna podawany jest kolejnym układem pompowym na baterię 6 hydrocyklonów HC540/20°. Przelewy 6 hydrocyklonów HC540/20°, jako składowa końcowego odpadu po flotacji, kierowane są do osadników poflotacyjnych typu Dorra. Wylewy obu baterii hydrocyklonów dostarczane są do rzędza klasyfikacyjnego na płuczce i zwracane do procesu wzbogacania.



Rys. 6. Schemat instalacji do klasyfikacji surowych odpadów flotacyjnych z zaznaczonym miejscem zabudowy hydrocyklonu HC500/12°ZAM-IMN [10]

Końcowe odpady flotacyjne odprowadzane na osadniki poflotacyjne, charakteryzują się zawartością popiołu na poziomie $A^a=72-75\%$. Wykorzystywane dotychczas w klasyfikacji odpadów hydrocyklony HC540/20° charakteryzują się wysoką awaryjnością związaną ze znacznym stopniem zużycia, niską wydajnością oraz odprowadzeniem do wylewu znacznej części drobnej klasy ziarnowej o wysokiej zawartości popiołu. Skutkuje to zwiększeniem obiegu wodno-mułowego płuczki o materiał, który powinien być odprowadzany do końcowego odpadu, a nie zwracany do procesu wzbogacania mułów węglowych.

Hydrocyklon nowej generacji typu HC500/12°ZAM-IMN został zainstalowany w węźle klasyfikacji surowych odpadów flotacyjnych. Po przeprowadzeniu prób klasyfikacji dla różnych poziomów ciśnienia nadawy oraz różnych rozmiarów dysz, na podstawie analiz sitowych produktów klasyfikacji oraz uzyskanych zagęszczeń, określono optymalne parametry klasyfikacji odpadu flotacyjnego z progów odpadowych w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN. W tabeli 7 przedstawiono wyniki próby prowadzonej w optymalnych warunkach klasyfikacji w hydrocyklonie nowego typu.

**Optymalne wyniki klasyfikacji odpadu flotacyjnego w hydrocyklonie HC500/12°ZAM-IMN
(źródło: opr. własne na podstawie [10])**

Tabela 7

Produkt	Ciśnienie pracy [MPa]	Maks. wydajność hydrocykl. [m³/h]	Zagęszcze- nie [g/dm³]	Wychód objęt. γ _{obj.} [%]	Wychód klasy -0,045 mm w przelewie [%]	Wychód klasy +0,1 mm w wylewie [%]	Uzysk klasy +0,1 mm w wylewie [%]
Nadawa	0,1	228	27,0	100	94,27	66,81	100
Przelew			11,9	90,13			
Wylew			334,0	9,87			
Zawartość popiołu w przelewie A ^a [%]				73,2			

W trakcie prowadzenia prób klasyfikacji odpadu surowego wystąpiło zmniejszenie obciążenia węzła flotacji skutkujące znacznie niższą zawartością klasy +0,2 mm w odpadach flotacyjnych. Podczas klasyfikacji otrzymano 100% uzysku klasy +0,1 mm w wylewie hydrocyklonu przy wychodzie objętościowym wylewu poniżej 10%. W instalacji do klasyfikacji surowych odpadów flotacyjnych wyeksploatowaną baterię 7 hydrocyklonów HC540/20° można z powodzeniem zastąpić skuteczną pracą 1-2 hydrocyklonów klasyfikująco-zagęszczających HC500/12°ZAM-IMN.

W przypadku pracy jednego hydrocyklonu HC500/12°ZAM-IMN muszą być spełnione następujące warunki:

- ciśnienie nadawy na hydrocyklon $p=0,15$ MPa,
- hydrocyklon należy wyposażyć w następujący zestaw dysz: $d_o=150$ mm, $d_p=200$ mm, $d_w = 40-50$ mm.

W przypadku pracy dwóch hydrocyklonów HC500/12°ZAM-IMN muszą być spełnione następujące warunki:

- ciśnienie nadawy na hydrocyklony $p=0,1$ MPa,
- hydrocyklony należy wyposażyć w następujący zestaw dysz: $d_o=125$ mm, $d_p=200$ mm, $d_w=40$ mm.

Przy wykorzystaniu hydrocyklonów HC500/12°ZAM-IMN dla potrzeb klasyfikacji surowych odpadów flotacyjnych i odzysku zawartej w nich niskopopiołowej klasy +0,1 mm, uzyskuje się produkty klasyfikacji spełniające wymogi procesu technologicznego ZPMW KWK „Pniówek”. Wylew hydrocyklonu o zagęszczeniu powyżej 300 g/dm³, zawierający całość klasy +0,1 mm, zwracany jest do procesu wzbogacania, natomiast przelew o uziarnieniu -0,1 mm i zawartości popiołu powyżej 72% stanowi ostateczny odpad flotacyjny kierowany do osadników poflotacyjnych. W celu uproszczenia procesu klasyfikacji odpadów flotacyjnych w ZPMW KWK „Pniówek”, należy rozważyć klasyfikację całości odpadu z maszyn flotacyjnych wyłącznie w oparciu o hydrocyklony HC500/12°ZAM-IMN z wyeliminowaniem operacji sedymentacji części odpadów w korytach nadziarna.

4. Podsumowanie

Wyniki prac prowadzonych w ZPMW KWK „Knurów-Szczygłowie” i KWK „Pniówek” potwierdziły możliwość stosowania hydrocyklonów klasyfikująco-zagęszczających nowego typu HC500/12°ZAM-IMN w różnych węzłach klasyfikacji schematu wodno-mułowego. Dotyczy to przede wszystkim klasyfikacji surowych mułów węglowych, odmulania i zagęszczania produktów klasyfikacji zagęszczaczy płuczkowych i rzapi klasyfikacyjnych oraz regeneracji wód obiegowych towarzyszących procesom wzbogacania. Innowacyjna konstrukcja przedmiotowego hydrocyklonu skutkuje szerokim zakresem parametrów jego pracy. Do zalet technologicznych hydrocyklonu nowej generacji HC500/12°ZAM-IMN zaliczamy:

- szeroki zakres wydajności w granicach 1,5-7,0 m³/min, w zależności od doboru parametrów konstrukcyjnych dysz i ciśnienia nadawy,
- utrzymanie wielkości ziarna podziałowego w przedziale 0,03-0,2 mm. Ziarno podziałowe o wielkości 0,03 mm dotychczas było osiągalne w krajowych hydrocyklonach o średnicy 350 mm i mniejszych. Ta właściwość hydrocyklonu HC 500/12°ZAM-IMN umożliwia wykorzystanie go do klasyfikacji materiałów o niższej granulacji przy wysokiej wydajności, 2-3 razy większej od hydrocyklonów o średnicy 350 mm,
- możliwość uzyskania wylewu o zagęszczeniach w granicach 1400-1900 g/dm³.

Z uwagi na wykorzystanie materiałów kompozytowych na bazie węgla krzemowego do wykonania wyłożenia przeciwcierne części cylindrycznej, stożkowych oraz dysz wlotowych, przelewowych i wylewowych, uzyskano wyraźne (ok. 3-krotne) wydłużenie żywotności i związanej z tym niezawodności pracy hydrocyklonu w stosunku do hydrocyklonów z wykładzinami gumowymi lub poliuretanowymi. Wykonanie podzespołów hydrocyklonu w postaci zespolonych, stalowo-kompozytowych konstrukcji, powoduje zachowanie pełnej szczelności podczas klasyfikacji oraz umożliwia zamienność wszystkich podzespołów pomiędzy hydrocyklonami danego typu. Nowatorski sposób montażu dyszy wylewowej, polegający na wyeliminowaniu połączeń śrubowych na rzecz połączenia zaciskowego, powoduje skrócenie czasu wymiany dyszy do 1,5-2 min. oraz zaangażowanie w tę operację jednego pracownika [9]. Baterie hydrocyklonów HC500/12°ZAM-IMN mogą pracować w układzie pełnej automatycznej stabilizacji i regulacji parametrów pracy, polegającej na utrzymaniu stałego ciśnienia pracy hydrocyklonów oraz stabilnego zagęszczenia klasyfikowanej nadawy. Fakt ten ma duże znaczenie w przypadku zakładów przerobczych KWK, w których występują znaczne wahania ilości i uziarnienia nadawy do wzbogacania. Na rysunku 7 pokazano baterię 4 hydrocyklonów HC500/12°ZAM-IMN.



Rys. 7. Bateria 4 hydrocyklonów HC500/12°ZAM-IMN z nowatorskim systemem mocowania dyszy wylewowej [źródło: opracowanie własne]

Krajowe hydrocyklony HC500/12°ZAM-IMN oferowane są do sprzedaży na rynku krajowym i zagranicznych, stanowią konkurencyjne rozwiązanie w odniesieniu do droższych urządzeń zagranicznych i mogą być z powodzeniem stosowane w zakładach przerobczych klasyfikujących materiały różnego pochodzenia, takich jak: rudy miedzi, cynku, ołowiu i innych metali, muły węglowe i drobniejsze sorty węgla surowego oraz inne surowce mineralne.

Literatura

1. Blaschke S., Blaschke W.: Technika wzbogacania węgla. Skrypt uczelniany AGH. Nr 1048, Kraków 1986.
2. Nowak Z.: Hydrocyklony w przeróbce mechanicznej kopalin. Katowice 1970.
3. Szczერba E., Wieniewski A., Łuczak R., Mańka A., Zachariasz T.: Sprawozdanie IMN nr 7155/13: Badania innowacyjnego układu klasyfikacji w hydrocyklonach klasyfikująco-zagęszczających w technologii wzbogacania rud miedzi. Gliwice 2013.

4. Wieniewski A., Skorupska B., Szczerba E., Woch M., Mańka A.: Updating of classification in non-ferrous metal ore processing plants. AGH Journal of Mining and Geoengineering, 2013, vol. 2, nr 2.
5. Wieniewski A., Szczerba E., Zachariasz T., Łuczak R., Gramała J., Cichy K.: Sprawozdanie IMN nr 6937/11 z realizacji podzadania 2.3.: Badania nad opracowaniem nowej konstrukcji hydrocyklonów zagęszczająco-klasyfikujących, zadania 2.: Badania i opracowanie nowych konstrukcji maszyn i urządzeń do procesu klasyfikacji i wzbogacania surowców mineralnych i wtórnych, projektu kluczowego nr POIG.01.03.01-24-019/08: Nowe technologie oraz nowe konstrukcje maszyn i urządzeń do wzbogacania i metalurgicznego przerobu surowców. Gliwice 2011.
6. Wieniewski A., Szczerba E., Zachariasz T., Łuczak R., Mańka A., Steczkowski J., Tomaka W., Woch M.: Sprawozdanie IMN nr 7124/13: Opracowanie i wdrożenie innowacyjnych układów klasyfikacji w hydrocyklonach klasyfikująco-zagęszczających. Gliwice 2013.
7. Wieniewski A., Szczerba E., Zachariasz T.: Hydrocyklony zagęszczająco-klasyfikujące nowego typu. Rudy i metale nieżelazne. Nr 10, Warszawa 2012.
8. Wieniewski A., Zachariasz T., Szczerba E., Łuczak R.: Sprawozdanie IMN nr 7262/14 z realizacji podzadania 2.1.1.: Badania przemysłowe nowej konstrukcji hydrocyklonów zagęszczająco-klasyfikujących, zadania 2.: Badania i opracowanie nowych konstrukcji maszyn i urządzeń do procesu klasyfikacji i wzbogacania surowców mineralnych i wtórnych, projektu kluczowego nr POIG.01.03.01-24-019/08: Nowe technologie oraz nowe konstrukcje maszyn i urządzeń do wzbogacania i metalurgicznego przerobu surowców. Gliwice 2014.
9. Zachariasz T., Szczerba E.: Nowa konstrukcja hydrocyklonu dla modernizacji klasyfikacji procesu wzbogacania rud miedzi. CUPRUM-Czasopismo Naukowo-Techniczne Górnictwa Rud. Nr 3 (76), Wrocław 2015.
10. Zachariasz T., Szczerba E., Szczepaniak K.: Sprawozdanie IMN nr 7365/15: Badania nad możliwością wykorzystania hydrocyklonów nowego typu HC500/12°ZAM-IMN dla poprawy klasyfikacji mułów węglowych w ZPMW KWK Pniówek. Gliwice 2015.

Maszyny procesowe dla przeróbki surowców mineralnych, a zwłaszcza węgla kamiennego

Joanna Kazubińska – Kopex Machinery S.A.

Zygmunt Śmiejek – Kopex Machinery S.A.

Streszczenie: Przyjmując założenia systemowe, z których wynikają racje istnienia nowych produktów, skupiono uwagę na trzech znamiennych maszynach procesowych biorących kluczowy udział w klasyfikacji, wzbogacaniu i odwadnianiu surowców mineralnych, a zwłaszcza węgla kamiennego. Fakt poświęcenia szczególnej uwagi postaciom konstrukcyjnym i działaniu odśrodkowego sita OSO, mechanicznemu wzbogacalnikowi DISA oraz przesiewaczowi o wielokrotnie łamanej linii pokładu sitowego wynika z tego, że są one znamienne polskiej technice i technologii przeróbki mechanicznej węgla kamiennego. Maszyny te można zaliczyć do rozwiązań konstrukcyjnych wyprzedzających stan techniki lat, w którym powstawały na dziesiątki lat wprzód a to, że są stosowane do dziś jest tego niezbitym dowodem. Twórcy tych maszyn stosując „myślenie otwarte” przy ich popętnianiu nie powielali starych wzorców, lecz zaproponowali rozwiązania oczekiwane przez przemysł wydobywczy. Cel nadrzędny rozdziału to wskazanie współczesnym grupom działającym w obszarze przeróbki, że te ponadczasowe maszyny nie muszą być produkowane jako wierne kopie pierwowzorów.

Machines for processing the raw minerals, especially for hard coal processing

Abstract: Assuming system policies, which result in the existence of reasons for new products, we focused our attention on three significant machines, which taking a key part in the classification, enrichment and dewatering of mineral resources, especially coal. Pay special attention to the construction and operation of centrifugal screen OSO, mechanical concentrator DISA and screening machine with repeatedly broken line of screening deck due to the fact that they are symptomatic of Polish technique and technology of coal processing. These machines can be classified as structural solutions leading current level of technique, which emerged from several decades and that are still used today. Designers of these machines using the so-called "open thinking" did not duplicate old standards but proposed solutions expected by the mining industry.

1. Wprowadzenie

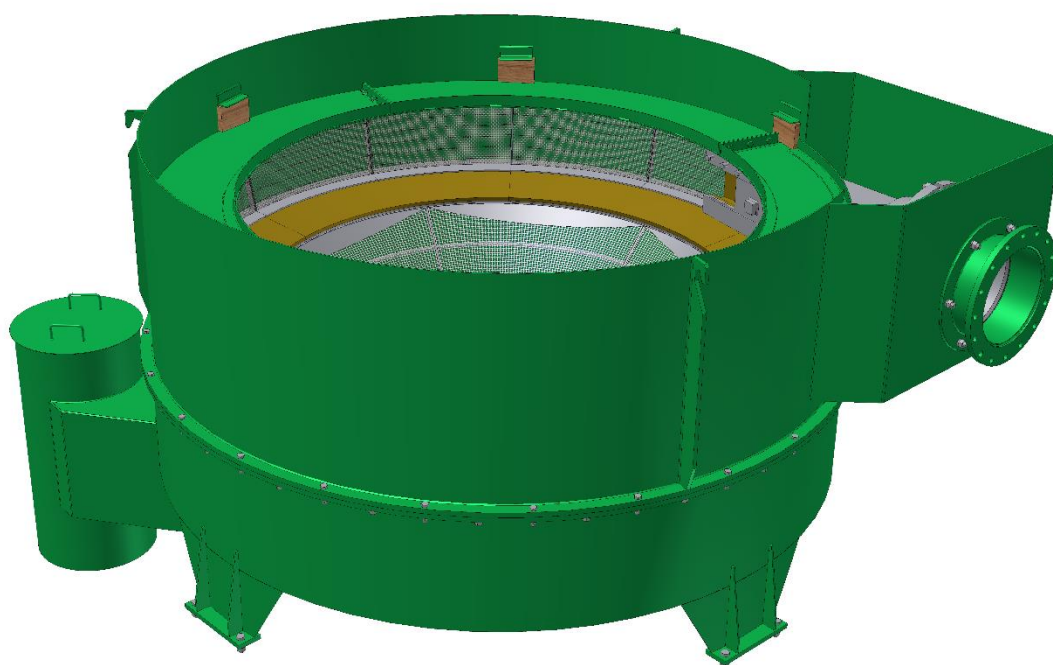
Wybór trzech maszyn wykonawczych pracujących w instalacjach przeróbczych nie został dokonany przypadkowo. Maszyny te powstały w Polsce i są utożsamiane bardzo jasno z dokonaniem naszej przeróbki, tak na poziomie naukowym, jak i projektowym oraz wykonawczym. W latach 80-tych ubiegłego wieku zakończono eksport polskiej myśli przeróbczej na rynki zagraniczne i należy się zastanowić dlaczego.

Powrót na obiekty przeróbcze, których powstają dziesiątki w skali roku, należy opisać programem działania, w czym mogą pomóc aplikacje maszyn, przedstawionych w rozdziale.

2. Odśrodkowe sito odwadniające OSO

Sita OSO znajdują szerokie zastosowanie w zakładach przeróbki i służą przede wszystkim do odwadniania mialów węglowych. Produkowane w kilku polskich fabrykach oraz w Stanach Zjednoczonych sita były wielokrotnie modernizowane i doskonalone, a powszechność stosowania urządzeń na zakładach przeróbczych spowodowała, że w 2000 roku opracowano normę: „Odśrodkowe sito odwadniające, nie mającej odpowiednika w normach międzynarodowych ISO i europejskich EN, podobnie jak jej przedmiot będący oryginalnym polskim pomysłem i wyrobem nie mającym odpowiednika w technice światowej” – twórcą sita OSO był dr inż. Wacław Jachna z b. CMG KOMAG – Gliwice.

Od momentu powstania tego urządzenia wyprodukowano je w tysiącach egzemplarzy, przeznaczonych dla procesów technologicznych przeróbki węgla na całym świecie. Istnieją też wykonania do innych dziedzin przemysłu, jak np. cukrownictwo, kruszywa naturalne czy oczyszczalnie ścieków [1]. Poniżej znajduje się rysunek przedstawiający przykładową postać konstrukcyjną sita OSO 2000.



Rys. 1. Odśrodkowe sito odwadniające [4]

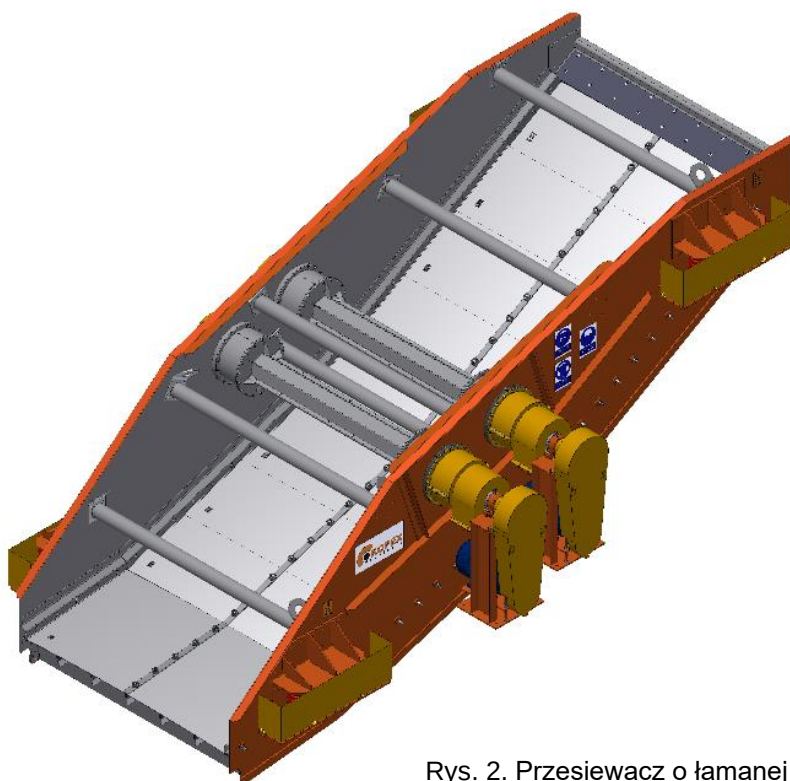
Zasady użytkowania oraz wytyczne projektowania węzłów wstępnego odwadniania z użyciem sit OSO szczegółowo podaje przywołana wyżej norma. Sita OSO, a konkretnie wielostożkowe sita odwadniające są modernizowane głównie w obszarze dyszy zasilającej oraz wkładów sitowych, tak metalowych, jak i z tworzyw sztucznych. Pracując wiele lat z dr inż. Wacławem Jachną można wskazać kierunki badań, których nie zdążył dokonać:

- opisanie wielkości kąta sit w zależności od zastosowanej w nim szczeliny,
- zróżnicowanie kątów pochylenia pobocznic stożków sit w kierownicy oraz w dolnym fragmencie urządzenia, w zależności od zmieniającego się składu granulometrycznego materiału wewnątrz urządzenia.

Dodatkowo można stwierdzić, że wynik negatywny uzyskały próby wibracyjnego sita OSO, które zostało złomowane.

3. Przesiewacz o łamanej linii pokładu sitowego WZ1P

Przesiewacze klasy WZ1P należą do generacji wielkogabarytowych maszyn wibracyjnych o zróżnicowanym nachyleniu pokładu sitowego, w którym wykorzystano zasadę cienkowarstwowego przesiewania materiału przy bardzo dużej prędkości ruchu na stromym odcinku sita. Przedstawiony na rysunku 2 przesiewacz wibracyjny przeznaczony jest do klasyfikacji wstępnej surowców mineralnych o granulacji $0 \div 200$ mm przy minimalnym ziarnie podziałowym 10 mm, dla procesów suchych i 6 mm dla procesów z dosiewaniem mokrym na ostatnim odcinku sita - tam gdzie prowadzi się odsiew kontrolny [3].



Rys. 2. Przesiewacz o łamanej linii pokładu sitowego WZ1P [4]

Przesiewacze tego typu pracują od kilkunastu lat w Zakładach Przeróbczych KWK Pniówek, KWK Borynia, KWK Jankowice i KWK Mysłowice-Wesoła, a w styczniu 2016 r. przesiewacz taki został sprzedany także na rynek wietnamski.

Technologia prowadzenia klasyfikacji według zasady tzw. „kątów usypowych” przy użyciu napędów mocowanych w burtach i pracujących w oparciu o fizykalną samosynchronizację, której twórcą ponad 60 lat temu był prof. I. Blechman notuje wyjątkowo pozytywne rezultaty, tak w osiągniętych wydajnościach, jak i parametrach jakościowych procesu rozdziału granulometrycznego.

Podstawą prawidłowego doboru i skonstruowania takiego przesiewacza są badania opisujące dla konkretnej nadawy wyznaczenie „kątów usypowych” wszystkich odcinków sit, przy założonym ziarnie podziałowym procesu klasyfikacji.

Tak jak kiedyś, wyniki badań prowadzone w zakładzie przeróbczym nieistniejącej już kopalni Kleofas otwały drogę do prawidłowego doboru i produkcji sit perforowanych o oczkach podłużnych w układzie mijanym dla przesiewaczy PZ, tak obecnie Instytuty Badawcze mogą opracować bazę danych dla wybranych obiektów krajowych, aby nie stosować przesiewaczy o wielokrotnie łamanej linii pokładu sitowego w sposób przypadkowy lub przez analogię do już istniejących [2, 5, 7].

Takie tematy badawcze prowadzone są w wielu krajach, a zwłaszcza w Chinach, gdzie zwiększenie wydajności w nadawie o dwucyfrowe punkty procentowe ma duże znaczenie.

4. Nowej generacji wzbogacalnik z cieczą ciężką DISA

Wzbogacalniki DISA są produkowane i konstruowane w Polsce od wielu lat i służą do grawitacyjnego wzbogacania węgla w klasie ziarnowej 10÷250 mm. Twórcą ich był prof. Janusz Dietrych wraz z zespołem projektantów ówczesnego Biura Projektów Separator Katowice. Ciecz ciężką zawiesinową stanowi zmielony magnetyt zmieszany z wodą. Urządzenie może być dwu lub trójproduktowe. Konstrukcje nowej generacji wzbogacalników posiadają wiele istotnych zmian w stosunku do maszyn produkowanych w zeszłych latach, a mianowicie [6]:

- posiadają większą wydajność powierzchni roboczej,
- posiadają kadzie robocze przystosowane do utrzymania stałej gęstości medium roboczego,
- ich zmodernizowane mechanizmy pracy i prowadzenia kół wynoszących pozwalają na płynną regulację położenia koła wynoszącego podczas pracy wzbogacalnika,
- odbiór frakcji tonącej jest udoskonalonym rozwiązaniem, gdyż pozwala na to, że podawanie nadawy węgla surowego dokonuje się na całej szerokości koryta roboczego,
- nowa konstrukcja wsporcza pozwala na wymianę koła wynoszącego bez potrzeby cięcia taśmy napędowej.

Praca działania nowej generacji wzbogacalników typu DISA jest identyczna do pracy działania maszyn produkowanych w latach poprzednich zgodnie z pomysłem profesora J. Dietrycha mówiąc, że: „Nadawa kierowana do wzbogacalnika ulega wewnątrz koryta z cieczą ciężką rozwarstwieniu na frakcje pływającą i tonącą. Frakcja pływająca przesuwa się z prądem cieczy ciężkiej w kierunku przelewu, a frakcja tonąca po opadnięciu do przegród koła wynoszącego wyniesiona zostaje na wymaganą wysokość. Po przekroczeniu przez materiał znajdujący się w kole wynoszącym naturalnego kąta zsypania, następuje jego zsuwanie się do zsuwni odprowadzającej frakcję tonącą, za pomocą której wychodzi na zewnątrz wzbogacalnika”. Doskonały pomysł wiszącego koła wynoszącego produkty ciężkie należy uzupełnić o badania oraz zmiany postaci konstrukcyjnych wielu elementów roboczych, łącznie z kadzią tak, aby wykorzystać współczesną inżynierię materiałową oraz doświadczenia eksploatacyjne z setek takich wzbogacalników pracujących w kraju i za granicą w przeciągu kilkudziesięciu lat od powstania.

Nasze aplikacje tych maszyn, z wieloma zmianami i modernizacjami, trafiły na zakład przeróbczy Qian Jia Ying w Chinach oraz PG Silesia w Czechowicach Dziedzicach (rys. 3).



Rys. 3. Miejsce zabudowy wzbogacalnika DISA w zakładzie przeróbczym PG Silesia

5. Podsumowanie

Przedstawienia i sformułowania tematów i zadań dla naszego krajowego zaplecza górnictwa węglowego, pragnącego zaistnieć w granicach dostaw, począwszy od skipu, a skończywszy na odstawie produktów z zakładu przeróbczego, mogą dokonać jedynie zespoły lub zespół, którego uczestnicy byłiby wybrani z wielu rozproszonych po kraju podmiotów naukowych, projektowych i produkcyjnych. Według takiego modelu działa nasza konkurencja w wielu krajach – lider wyznacza zadania i cele, a strona handlowa jest wynikowa. Nasza konsekwencja w działaniach doprowadziła w ostatnim czasie do powrotu z maszynami przeróbczymi na rynki Rosji, Chin i Wietnamu, co dowodzi o takich możliwościach przy konsekwentnym, długoterminowym działaniu.

Literatura

1. Hycnar J., Pasiowiec P., Wajs J., Tora B.: „Poprawa możliwości technologicznych oczyszczania wody odciekowej z instalacji odwadniania żużla przy zastosowaniu odśrodkowych sit odwadniających OSO” Komeko 2015 r.
2. Jonczak P., Pasiowiec P., Śmiejek Z.: „Technologiczne i ekonomiczne racje istnienia nowych rozwiązań w obszarze stosowania sit produkcji Progress Eco S.A” Komeko 2004 r.
3. Kazubińska J., Śmiejek Z.: „Polski przesiewacz wibracyjny w przeszłości, teraz i w aktualnych pracach Kopex Machinery S.A. do zastosowań w ziarnowej klasyfikacji surowców mineralnych”. Konferencja 200 lat górnictwa polskiego w Polsce. Przeszłość, teraźniejszość i przyszłość. Kielce 2016 r.
4. Opracowania własne Kopex Machinery S.A.
5. Raszyński J.: „Nowe wysokowydajne przesiewacze do klasyfikacji drobnych ziarn”. Mat. konferencyjne: Mechaniczna Przeróbka Kopalin i Gospodarka Odpadami w Aspekcie Ochrony Środowiska, KOMAG Szczyrk 1995 r.
6. Sorek S.: „Dwufunkcyjny wzbogacalnik zawieszinowy DISA 3/2KR-2600/2000 jako urządzenie do bezpośredniego wzbogacania trójproduktowego lub dwuproduktowego”. Maszyny Górnicze 2004, Tom r. 22, nr 2, strona 27-32.
7. Śmiejek Z.: „Problemy techniczno-technologiczne przy użyciu wibracyjnych o łamanej linii pokładu sitowego”. Komeko 2014 r.

Problemy dotyczące bezpieczeństwa eksploatacji przenośników taśmowych w zakładach przeróbczych

Józef Koczwara – Wyższy Urząd Górniczy

Roman Sasiadek – Wyższy Urząd Górniczy

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono wybrane powtarzające się okoliczności wypadków przy pracy związanych z eksploatacją przenośników taśmowych w zakładach przeróbczych. Przedstawione w rozdziale okoliczności i przyczyny wypadków przy pracy wskazują na konieczność ponownej oceny skuteczności stosowanych środków profilaktycznych oraz zmian metod i organizacji pracy w celu zapewnienia większego poziomu bezpieczeństwa i ochrony zdrowia pracowników. Zwrócono uwagę, że w aspekcie dotychczasowego sposobu dokumentowania zidentyfikowanych zagrożeń od stosowanych układów transportowych oraz oceny ryzyka zawodowego zatrudnionych pracowników nie uwzględniania rzeczywistego poziomu zagrożeń, który jak wykazano powinien wynikać z analizy wszystkich zdarzeń wypadkowych i ich okoliczności zaistniałych w całym przemyśle górniczym przy pracach tego samego rodzaju. W rozdziale wykazano, że w celu poprawy bezpieczeństwa pracy należy poszukiwać nowych rozwiązań technicznych i konstrukcyjnych uniemożliwiających ruch maszyn, urządzeń w obecności czynnika ludzkiego w strefie szczególnie niebezpiecznej lub też przy wyeliminowaniu jakiegokolwiek środka ochronnego.

Problems of safe operation of belt conveyors in processing plant

Abstract: Examples of selected typical accidents associated with operation of belt conveyors in mine processing plants. Presented circumstances and reasons of the accidents indicate for the necessity of reassessment of effectiveness of the currently used protective measures as well as methods and organization of work to increase operational safety and health of workers. Attention was paid to the fact that present methods for documentation of identified hazards for used transportation systems as well as occupational risk of workers do not cover real hazards, which should result from analysis of all events and their circumstances in whole mining industry. It is concluded that we should search for new technical and design solutions to eliminate a possibility of machines operation in the presence of workers in especially dangerous areas and where there are no any protection systems.

1. Wstęp

Istotnym warunkiem ciągłości ruchu zakładu górniczego jest zapewnienie niezawodnego systemu transportu. W wielu przypadkach uzyskanie rentowności zakładów górniczych jest możliwe dzięki koncentracji wydobycia i wyposażeniu kompleksów ścianowych w wysoko wydajne urządzenia, skutek czego systemy odstawy urobku oraz zakład przeróbczy węgla, stały się jednym z kluczowych ogniw systemu produkcyjnego. Dla osiągnięcia tego celu istotnym jest utrzymanie we właściwym stanie technicznym urządzeń transportowych w całym systemie produkcyjnym przez cały okres ich eksploatacji. Urobiona przez kombajn nadawa, w pierwszym etapie, transportowana jest przenośnikami zgrzeblowymi, a następnie przez sieć przenośników taśmowych, pod szyb wydobywczy lub bezpośrednio na powierzchnię.

Prawidłowy dobór, sprawność oraz odpowiedni sposób eksploatacji przenośników taśmowych mają bezpośredni wpływ na uzyskiwanie planowanego wydobywania przez zakład górniczy. Szeregowe usytuowanie wszystkich urządzeń odstawy sprawia, że awaria lub zły dobór jednego z nich, ma istotny wpływ na efekty techniczne, a co za tym idzie, również efekty ekonomiczne. Awaria dowolnego taśmociągu powoduje zatrzymanie pozostałych, a ponowny rozruch wiąże się z upływem czasu. W zależności od ilości urobionego surowca znajdującego się na przenośniku, jego rozruch trwa od 40 sekund do ponad 1 minuty.

Proces produkcyjny wymaga od użytkownika ciągłej kontroli eksploatowanych urządzeń, stąd bardzo często przenośniki taśmowe objęte są stałym nadzorem nad ich pracą zarówno przez układy automatyki czy też przez zatrudnione osoby. Rola w zakładzie górniczym urządzeń transportowych wymusza opracowanie zasad organizacji prac przy przenośnikach taśmowych, które w sposób bezpieczny i możliwie szybki będą umożliwiały, zarówno usunięcie awarii, jak też prowadzenie eksploatacji. Należy mieć na uwadze, że prace wykonywane w zakładzie górniczym przy urządzeniach transportowych są przyczyną wielu zdarzeń wypadkowych średnio każdego roku dochodzi do dwóch wypadków śmiertelnych i jednego ciężkiego przy eksploatacji przenośników taśmowych (w całym przemyśle wydobywczym), co świadczy o skali zagrożeń jakim są przenośniki taśmowe w środowisku pracy. Stan taki wynika z ruchu składowych elementów tych urządzeń, występujących dużych sił i nagromadzonej energii, wielu elementów grożących pochwyceniem części ciała osób oraz dużego nagromadzenia tych urządzeń o stosunkowo małej przestrzeni [2].

2. Obowiązujący stan prawny dotyczący zasad bezpiecznego wykonywania prac przy przenośnikach taśmowych w zakładach przeróbczych

Podstawowym aktem prawnym regulującym ruch zakładu górniczego jest ustawa z dnia 9 czerwca 2011 roku - Prawo geologiczne i górnicze (Dz. U. z 2015 r., poz. 196 z późn. zm.) ustawa Prawo geologiczne i górnicze z dnia 4 lutego 1994 r. (tekst jednolity Dz.U. z 2005 r. Nr 228, poz. 1947 z późn. zm.). Na podstawie delegacji zawartej w art. 224 wymienionej ustawy do czasu wydania stosuje się w dalszym ciągu rozporządzenia Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu i specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz. U. nr 139; poz. 1169 z późn. zm.). Wobec powyższego można wskazać, że w przypadku eksploatacji przenośników taśmowych w zakładach przeróbczych podziemnych zakładów górniczych obowiązują następujące przepisy:

§ 428	Maszyny, urządzenia i instalacje utrzymuje się, konserwuje, naprawia i remontuje w sposób ustalony w dokumentacji techniczno-ruchowej.
§ 430	1. Pracownicy obsługujący maszyny, urządzenia i instalacje powinni posiadać upoważnienia do ich obsługi. 2. Upoważnienie, o którym mowa w ust. 1, wydaje kierownik ruchu zakładu górniczego na podstawie udokumentowanych uprawnień i kwalifikacji; upoważnienie pracownicy powinni posiadać przy sobie.
§ 431	1. Oddanie do ruchu maszyn, urządzeń i instalacji oraz dokonanie w nich zmian po zabudowie wymaga zezwolenia kierownika ruchu zakładu górniczego lub osoby przez niego upoważnionej.

	2. Zezwolenie, o którym mowa w ust. 1, wydaje się na podstawie dokumentacji technicznej lub dokumentacji wprowadzonych zmian oraz protokołu odbioru technicznego.
§ 432	Dozór oddziału ruchu zakładu górniczego, użytkujący maszyny, urządzenia i instalacje, jest odpowiedzialny za prawidłowe ich użytkowanie, za obsługę zaś - osoby je obsługujące.
§ 433	1. Osoby nieupoważnione nie mogą wykonywać samodzielnie żadnych czynności przy maszynach, urządzeniach i instalacjach. 2. Niedozwolona jest naprawa maszyn, urządzeń i instalacji podczas ich ruchu oraz bezpośrednie smarowanie i czyszczenie części ruchomych. 3. Prace, o których mowa w ust. 2, można wykonywać wyłącznie po zatrzymaniu maszyny lub urządzenia, ich zabezpieczeniu przed samoczynnym przemieszczeniem oraz po wyłączeniu dopływu energii.
§ 435	1. Maszyny, urządzenia i instalacje pracujące w ruchu ciągłym powinny być bezpośrednio przekazywane i przejmowane przez pracowników obsługi na stanowisku ich pracy. 2. Przepis ust. 1 nie dotyczy maszyn i urządzeń zautomatyzowanych, pracujących bez obsługi.
§ 436	1. Pracownicy obsługujący maszyny, urządzenia i instalacje powinni : 1) zapoznać się ze stanem technicznym maszyny lub urządzenia przed przejęciem obsługi, 2) zawiadomić osoby dozoru ruchu o wszystkich brakach i usterkach, 3) zabezpieczyć maszyny i urządzenia przed przypadkowym przemieszczeniem lub samoczynnym uruchomieniem, 4) ostrzec osoby znajdujące się w zasięgu pracy maszyn i urządzeń bezpośrednio przed uruchomieniem, 5) zabezpieczyć stan wyłączenia maszyny po skończonej pracy. 2. Przy zdalnym sterowaniu urządzeń i maszyn osoby, o których mowa w ust. 1: 1) ostrzegają obsługę wyraźnym sygnałem akustycznym lub świetlnym albo obydwoma jednocześnie, zgodnie z Polską Normą, o zamiarze ich uruchomienia, 2) upewniają się, że w strefie, w której może zaistnieć niebezpieczeństwo związane z załączeniem lub wyłączeniem urządzenia, nie przebywają ludzie. 3. Osoba, która znalazła się w strefie zagrożonej, powinna mieć możliwość w każdym momencie, z miejsca, w którym się znajduje, wstrzymać rozruch lub zatrzymać i zablokować urządzenie, natomiast informację o łącznym zatrzymaniu lub zablokowaniu urządzenia powinno się zwrotnie przekazać do osoby sterującej.

W przypadku eksploatacji przenośników taśmowych w zakładach przerobczych odkrywkowych zakładów górniczych możemy wskazać na obowiązujące rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 8 kwietnia 2013 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego (Dz. U. z 2013 r., poz. 1008), w którym odniesiono do przenośników taśmowych następujące przepisy:

§ 97	1. Przenośniki taśmowe wyposaża się w urządzenia: 1) do napinania oraz czyszczenia taśmy; 2) hamulcowe, zabezpieczające przed samoczynnym ruchem taśmy pod wpływem ciężaru urobku oraz przed zasypaniem przenośnika odbierającego; 3) umożliwiające awaryjne zatrzymanie przenośnika;
-------------	--

	4) służące jako osłony części wirujących i ruchomych, określone szczegółowo w dokumentacji technicznej; 5) sygnalizujące (akustyczne i optyczne), informujące o zamierzonym uruchomieniu przenośnika; 6) wyłączające z ruchu przenośnik w przypadku zaistnienia poślizgu taśmy na bębnach napędowych. 2. Przenośnik taśmowy wyposaża się w skuteczne zabezpieczenie przed przypadkowym uruchomieniem. 3. W przypadkach uzasadnionych warunkami technicznymi przenośniki, które zgodnie z dokumentacją techniczną nie posiadają pełnego wyposażenia, o którym mowa w ust. 1 pkt 1, 2 i 6, oddaje do ruchu kierownik ruchu zakładu górniczego pod warunkiem ustalenia dodatkowych wymagań gwarantujących bezpieczeństwo.
§ 98	1. Wzdłuż tras przenośników taśmowych w miejscach ustalonych przez kierownika ruchu zakładu górniczego lub wyznaczoną przez niego osobę dozoru ruchu zakładu górniczego znajdują się bezpieczne dla osób przejścia przez te przenośniki. 2. Teren wzdłuż przenośników taśmowych utrzymuje się w sposób umożliwiający przejazd lub przejście w celu przeprowadzenia kontroli stanu technicznego przenośnika lub jego naprawy. 3. Stałe stanowiska obsługi przenośników taśmowych wyposaża się w techniczne środki łączności. 4. W przypadkach uzasadnionych warunkami technicznymi kierownik ruchu zakładu górniczego może odstąpić od wymogu określonego w ust. 3.
§ 99	1. W rejonie stacji napędowych przenośników taśmowych zapewnia się powierzchnię niezbędną do korzystania z urządzeń dźwignicowych podczas montażu lub napraw. 2. W przypadku, gdy nie jest możliwe zapewnienie powierzchni, o której mowa w ust. 1, stacje napędowe przenośników taśmowych wyposaża się we własne urządzenia dźwignicowe, odpowiadające wymaganiom określonym w przepisach o dozorze technicznym.
§ 100	1. Przenośniki taśmowe ustawia się w bezpiecznej odległości od dolnej lub górnej krawędzi poszczególnych skarp. 2. Odległość, o której mowa w ust. 1, określa kierownik ruchu zakładu górniczego.
§ 101	Przenośniki taśmowe eksploatuje się w sposób nie stwarzający zagrożenia powodowanego przez wypadający z ich taśm urobek.
§ 102	Transportowanie przenośnikami taśmowymi popiołu odbywa się z zastosowaniem odpowiednich środków zapobiegających pyleniu, po uprzednim jego wygaszeniu i ochłodzeniu do temperatury nie wyższej niż +50 °C.
§ 103	Niedopuszczalne jest: 1) zbliżanie się do ruchomych nieosłoniętych części przenośnika taśmowego na odległość mniejszą niż 0,5 m; 2) dokonywanie napraw i robót konserwacyjnych przy przenośniku taśmowym podczas jego ruchu, gdy istnieje zagrożenie bezpośredniego zetknięcia się z elementami będącymi w ruchu; 3) uruchamianie przenośnika taśmowego bez uprzedniego sygnału ostrzegawczego; 4) przebywanie na konstrukcji przenośnika lub na taśmie podczas jego ruchu.

§ 104	Przenośniki taśmowe przesuwają się zgodnie z instrukcją zatwierdzoną przez kierownika ruchu zakładu górniczego
§ 105	Wykorzystywanie przenośników taśmowych do celów innych niż określone w procesie technologicznym jest dopuszczalne na zasadach określonych w dodatkowej instrukcji zatwierdzonej przez kierownika ruchu zakładu górniczego.
§ 106	Naprawianie przenośnika jest dopuszczalne, po uprzednim jego zabezpieczeniu przed przypadkowym uruchomieniem, w sposób ustalony przez kierownika ruchu zakładu górniczego.

Analizując obowiązujące przepisy zarówno dla zakładów podziemnych, jak i odkrywkowych możemy jednoznacznie stwierdzić, że istota bezpiecznej eksploatacji przenośników taśmowych polega na:

- eksploatacji przenośników w sposób ustalony w dokumentacji techniczno-ruchowej,
- powierzeniu eksploatacji przenośników taśmowych osobom upoważnionym,
- wykonywaniu napraw oraz czynności eksploatacyjnych polegających na bezpośrednim smarowaniu i czyszczeniu części ruchomych wyłącznie po zatrzymaniu przenośnika, jego zabezpieczeniu przed samoczynnym przemieszczeniem oraz po wyłączeniu dopływu energii,
- zachowaniu bezpiecznych odległości wzdłuż tras przenośników oraz w miejscach zabudowy elementów składowych przenośnika.

Należy podkreślić, że skierowanie do prac związanych z eksploatacją przenośników taśmowych osób posiadających stosowne upoważnienie uzyskane po wykazaniu się odpowiednią wiedzą i umiejętnościami powinno być skutecznym środkiem nabycia świadomości o zagrożeniach występujących w przestrzeni zabudowy przenośników.

3. Wypadki przy pracy

W latach 2011-2016 w zakładach przeróbczych doszło do pięciu wypadków śmiertelnych przy pracach związanych z eksploatacją przenośników taśmowych.

- W dniu 8 stycznia 2011 r., w KHW S. A. Kopalni Węgla Kamiennego „Wieczorek” w Katowicach, wypadkowi śmiertelnemu uległ płuczkarz oddziału przeróbki mechanicznej. Wypadek zaistniał na trasie przenośnika taśmowego, pierwszego ciągu estakady odstawy urobku z szybu wydobywczego do zakładu przeróbki mechanicznej węgla. Zwłoki uszkodzonego zostały znalezione na konstrukcji przenośnika, pomiędzy górną a dolną taśmą, w odległości ok. 5 m od jego stacji zwrotnej. Według ustaleń, przyczyną wypadku było pochwycenie pracownika przez górną taśmę będącego w ruchu przenośnika taśmowego, najprawdopodobniej w czasie poprawiania ułożenia gumowych osłon formujących strugę urobku w przesypie. Wiek uszkodzonego 55 lat, staż pracy w górnictwie 33 lata.
- W dniu 17.03.2011 r., w zakładzie górniczym Kopalnie Surowców Skalnych (KSS) w Bartnicy Sp. z o.o. - Kopalnia Gabra „Braszowice”, wypadkowi śmiertelnemu uległ operator ciągu technologicznego węzła wstępnego kruszenia stacjonarnego zakładu przeróbczego. Wypadek zaistniał w rejonie przesypu z przenośnika taśmowego, na

kolejny przenośnik taśmowy. Zwłoki uszkodzonego zostały znalezione, jako uwięzione w pozycji stojącej, pod będącym w ruchu przenośnikiem taśmowym, przy czym lewa ręka uszkodzonego i stylisko gracy były wciągnięte pomiędzy dolną taśmę a rolkę ją podtrzymującą. Według ustaleń, przyczyną wypadku było czyszczenie przenośnika taśmowego będącego w ruchu, przy użyciu gracy. W czasie operowania gracą, jej stylisko, a następnie lewa ręka uszkodzonego zostały wciągnięte pomiędzy dolną taśmę a rolkę ją podtrzymującą. Wiek uszkodzonego 47 lat, staż pracy w górnictwie 28 lat.

- W dniu 8 lutego 2013 r., w KW S.A. Oddział KWK „Bobrek - Centrum” ruch Bobrek w Bytomiu, wypadkowi śmiertelnemu uległ pracownik oddziału JM RB Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla. W dniu zdarzenia uszkodzony w zespole dwuosobowym wykonywał czynności związane z wymianą dolnego krążnika przy przenośniku taśmowym w rejonie otworu technologicznego w obmurzu budynku płuczki. W tym celu jeden z pracowników zaciągnął linkę wyłącznika awaryjnego ruchu taśmy. Drugi z pracowników wszedł na górną taśmę przenośnik nr 92 i klęcząc, mierzył przeznaczony do wymiany krążnik dolnej taśmy przenośnika nr 93. Na polecenie dyspozytora zakładu przeróbczego, pracownica obsługi uruchomiła przenośniki taśmowe nr 92 i nr 93 w wyniku czego pracownik klęczący na taśmie został przemieszczony i dociśnięty do krawędzi otworu technologicznego w obmurzu budynku płuczki. Przyczyną wypadku śmiertelnego było przemieszczenie i dociśnięcie pracownika do krawędzi otworu technologicznego w obmurzu budynku płuczki, w wyniku uruchomieniem przenośnika taśmowego nr 92. Wiek uszkodzonego 52 lata, staż pracy w górnictwie 32 lata.
- W dniu 1 września 2014 r., w KHW S.A. KWK „Mysłowice-Wesoła” w Mysłowicach, wypadkowi śmiertelnemu uległa pracownica oddziału JPS-1 (płuczkarz) Zakładu Przeróbki Mechanicznej Węgla. W dniu zdarzenia uszkodzona, została wyznaczona do obsługi przenośników taśmowych. Prawdopodobnie podczas ręcznego usuwania zanieczyszczeń spod konstrukcji przenośnika, przy pomocy gracki, pracownica obsługi została pochwycona przez dolne pasmo taśmy będącego w ruchu przenośnika i wciągnięta w przestrzeń między taśmę, a belkę poprzeczną konstrukcji nośnej trasy. Wiek uszkodzonej 50 lat, staż pracy w górnictwie 32 lata.
- W dniu 26 listopada 2014 r. w JSW S.A. w Kopalni Węgla Kamiennego „Knurów-Szczygłowice” Ruch Szczygłowice w Knurowie, wypadkowi śmiertelnemu uległ pracownik oddziału JMW1-Sz (płuczkarz). W dniu zdarzenia uszkodzony został skierowany do obsługi przesiewaczy oraz współpracującego z nimi układu pięciu przenośników taśmowych oraz podajnika wibracyjnego. Uszkodzony samodzielnie obsługiwał powierzone mu urządzenia. Zwłoki uszkodzonego zostały zauważone na kolejnej zmianie przez innego pracownika. Zwłoki znajdowały się w pozycji klęczącej na posadzce pod dolną taśmą przenośnika w rejonie przesypu. Lewa ręka i częściowo klatka piersiowa były wciągnięte i zgniecione pomiędzy dolną taśmą a krążnikiem, który odciskał taśmę przed bębniem stacji zwrotnej. Wiek uszkodzonego 52 lata, staż pracy w górnictwie 33 lata.

4. Zagrożenie pożarowe

Zapalenie maszyn i urządzeń może nastąpić wskutek obecności zewnętrznego źródła wysokiej temperatury lub wskutek przemian fizykochemicznych, przebiegających z wydzielaniem ciepła, jakim ulegają same materiały palne zastosowane w budowie maszyn i urządzeń. Najczęstszą przyczyną pożarów są nieprawidłowo eksploatowane urządzenia energomechaniczne lub prowadzone w ich pobliżu prace stwarzające zagrożenie pożarowe np. prace spawalnicze [5]. Analizując zagrożenie pożarowe przenośników taśmowych możemy wskazać między innymi, następujące możliwe przyczyny:

- tarcie taśmy,
- zablokowanie taśmy,
- zatarcie elementów napędu,
- pożar cieczy palnych,
- poślizg taśmy o napęd,
- zatarty krążnik,
- zapalenie się ściągów od zatarcia łożyska krążnika,
- tarcie hamulców,
- stożek węglowy,
- podwyższona temperatura napędu (przegrzanie napędu),
- zatarcie łożysk napędu,
- przegrzanie przekładni przenośnika,
- uszkodzone urządzenie naciągu taśmy,
- iskra, łuk elektryczny,
- tarcie taśmy o konstrukcję,
- gorące powietrze,
- wybuch pyłu węglowego,
- urządzenia pracujące przy przenośniku,
- prowadzone prace przy przenośniku.

Prace spawalnicze prowadzone w pobliżu przenośników taśmowych możemy sklasyfikować jako prace niebezpieczne pod względem pożarowym i wybuchowym. Ryzyko pożaru jest szczególnie duże ze względu na możliwość zapłonu nagromadzonego pyłu węglowego, zwłaszcza zalegającego w miejscach trudno widocznych lub do których nie ma bezpośredniego dostępu. Zagrożenie pożarowe powodowane jest wytwarzaniem przez urządzenia spawalnicze bardzo wysokich temperatur, powstawaniem odprysków metali i żużla oraz przewodnictwem cieplnym metali, co może przyspieszyć samozagrzewanie i samozapłon pyłu węglowego.

W dniu 18 lutego 2012 r., doszło do katastrofy budowlanej w KW S.A. Oddział KWK „Bielszowice” w Rudzie Śląskiej wskutek zaistniałego pożaru w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla. Do pożaru doszło na moście przenośnikowym, którym transportowano

węgiel od stacji przygotowania węgla do stacji przesypowej. Most przenośnikowy objęty pożarem miał 183 m długości, wykonany był jako kratownica przestrzenna konstrukcji stalowej nośnej. Posadzkę stanowiły płyty stropowe prefabrykowane ułożone na belkach stalowych. Ściany i dach były z konstrukcji stalowej wypełnionej wełną mineralną obudowaną blachami falistymi. Dach pokryty był papą termozgrzewalną. Most podparty był w czterech miejscach słupami stalowymi, w górnej części wsparty był na konstrukcji stacji przesypowej na wysokości 40,65 m, a w dolnej na konstrukcji stacji przygotowania węgla na wysokości 4,15 m. W dniu zdarzenia, w budynku stacji przygotowania węgla zaplanowano wymianę uszkodzonych części zsydni węgla poprzez wycięcie (wypalenie) uszkodzonego odcinka i przyspawanie w to miejsce arkusza blachy. Roboty spawalnicze, prowadzone były od godziny 14⁵⁰ do godz. 19⁵⁰. Po zakończeniu robót spawalniczych, sztygar zmianowy wykonał kontrolę miejsca spawania, około godziny 21⁰⁰, a następnie zgłosił Dyspozytorowi ZPMW konieczność przeprowadzenia ponownej kontroli miejsca spawania na zmianie następnej. Sztygar prowadzący zmianę C skierował trzech pracowników na obchód obiektów zakładu przeróbczego. Pracownicy ci około godziny 22⁴⁰ powiadomili telefonicznie sztygara, że na moście przenośnikowym widoczny jest ogień i dym. Sztygar, po przybyciu w rejon tego obiektu, stwierdził pożar i powiadomił o powyższym Dyspozytora Ruchu Kopalni. Dyspozytor powiadomił o pożarze Państwową Straż Pożarną oraz osobę pełniącą dyżur kierownika ruchu zakładu górniczego. Około godziny 22⁵⁹ na miejsce pożaru przybyły pierwsze wozy straży pożarnej. Łącznie w akcji brało udział 25 jednostek straży pożarnej. Akcją pożarową kierował komendant wojewódzkiej straży pożarnej w Katowicach, który w dniu 19.02.2012 r. o godzinie 7³⁷ zakończył akcję pożarową. W wyniku pożaru zawalił się most przenośnikowy, na długości 158,5 m. Bezpośrednią przyczyną pożaru mostu przenośnikowego było zaproszenie ognia w wyniku prowadzonych prac spawalniczych w budynku stacji przygotowania węgla, a jako przyczynę pośrednią możemy wskazać niewłaściwą organizację prac spawalniczych.

5. Wnioski

Obowiązek zgłaszania właściwym okręgowym urzędem górniczym wszystkich zaistniałych wypadków śmiertelnych, ciężkich oraz zbiorowych umożliwia przeprowadzenie szczegółowej analizy okoliczności zaistniałych zdarzeń. Dysponując zbiorem danych o zaistniałych zdarzeniach można wskazać na bardzo duży udział wypadków śmiertelnych związanych z eksploatacją przenośników taśmowych. Stan taki świadczy o braku możliwości awaryjnego zatrzymania czy też uwolnienia się pracownika w przypadku pochwycenia go przez ruchome elementy przenośnika. Należy podkreślić, że średnia wieku poszkodowanych w wypadkach śmiertelnych wynosi 51 lat przy stażu pracy w górnictwie 31 lat, wobec czego trudno wskazywać brak znajomości zasad eksploatacji przenośników taśmowych oraz zagrożeń z tego wynikających, nie mniej fakt, że poszkodowanych znajdowano wraz z narzędziami pracy (grackami) świadczy o nagminnym czyszczeniu części ruchomych przenośników bez uprzedniego ich zatrzymania. Być może takie działanie wymusza szeregowy proces technologiczny, w którym brak jest możliwości elastycznego dysponowania czasem pracy obsługiwanych urządzeń a w chwili ich ewentualnego zatrzymania brak jest dostatecznej liczby osób mogących usunąć nagromadzone zanieczyszczenia we wszystkich obsługiwanych urządzeniach. Niewątpliwym jest to, że sama eksploatacja przenośników taśmowych należy

do prac charakteryzujących się dużym wyznacznikiem ryzyka zawodowego, wynika to z występowania w strefie zasięgu wielu czynników niebezpiecznych (poruszające się maszyny i mechanizmy, ruchome elementy urządzeń, przemieszczające się wyroby, materiały, bryły, masy, wystające elementy). Analizując opisane zdarzenia wypadkowe można stwierdzić, że jedynie sprawnie działający system kontroli obecności człowieka w strefie niebezpiecznej może zapewnić skuteczny nadzór nad obsługującymi przenośniki osobami. Postawioną tezę możemy uzasadnić tym, że do wypadków dochodzi pomimo spełnienia następujących zasad:

- wyposażenia przenośników w odpowiednio zaprojektowane osłony,
- obsługi przenośników przez upoważnione osoby,
- odpowiedniego stanu obsługiwanych urządzeń,
- stosowania urządzeń ostrzegawczych.

Jedynym kierunkiem jest wdrożenie aktywnego systemu nadzoru nad niebezpieczną strefą w przestrzeni zabudowy przenośników, jest to jedyny sposób wyeliminowania przyczyny pochodzącej od szeroko rozumianego tzw. czynnika ludzkiego, którego udział w przedstawionych wypadkach wynosi blisko 100%. Istotną kwestią jest także zwrócenie uwagi czy w obecnie stosowanych układach sterowania przenośnikami nie występuje możliwość nieuprawnionego uruchomienia poprzez sterowanie centralne pomimo aktywnej blokady w miejscu prowadzonych prac.

Literatura

1. Broja A. Mróz J.: Struktura i elementy systemu wykrywania pożarów przenośników taśmowych, *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, 2012, nr 6.
2. Dębski M.: Bezpieczna praca przy przenośnikach do transportu materiałów luzem w górnictwie skalnym. *Górnictwo i Geoinżynieria*, 2010, Zeszyt 4.
3. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 28 czerwca 2002 r. w sprawie bezpieczeństwa i higieny pracy, prowadzenia ruchu oraz specjalistycznego zabezpieczenia przeciwpożarowego w podziemnych zakładach górniczych (Dz.U. nr 139, poz. 1169 z późn. zm.).
4. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 8 kwietnia 2013 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego (Dz. U. z 2013 r., poz. 1008).
5. Szczygielska M., Mróz J., Małachowski M.: Badania produktów gazowych powstających przy rozwoju źródeł pożarów przenośników taśmowych, *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, 2010, nr 9.

Proces doskonalenia wirówek z możliwością rozszerzenia ich stosowania w instalacjach pozagórnich

Tomasz Zejer – Kopex Machinery S.A.

Władysław Borkowski – PG Silesia

Tomasz Kaletka – KWK Jankowice

Joanna Kazubińska – Kopex Machinery S.A.

Zygmunt Śmiejek – Kopex Machinery S.A.

Streszczenie: Skuteczne odwodnienie i oddzielenie najdrobniejszych frakcji węglowych skutkuje poprawą jakości odwodnionego urobku, a w szczególności zmniejszeniem udziału wilgoci oraz zwiększeniem wartości opałowej węgla. Dodatkowe efekty wynikają z uzyskania filtratu o małej zawartości frakcji stałych. Proces doskonalenia postaci konstrukcyjnych wirówek jest ważnym przedsięwzięciem w aspekcie zmieniających się parametrów handlowych produktów wzbogacania. W efekcie wieloletnich prac modernizacyjnych produkowanych przez Kopex Machinery S.A. wcześniej Wamag S.A. Wałbrzych maszyn odwadniających, zaprezentowano przemysłowe zastosowania wirówek zainstalowanych w Zakładach Przeróbki PG Silesia w Czechowicach Dziedzicach oraz KWK Jankowice w Rybniku. Postacie konstrukcyjne urządzeń odwadniających są na aktualnym lub wyprzedzającym istniejącym stanie techniki światowej w tej branży, będąc dodatkowo przyjaznymi dla środowiska.

Process of improving the centrifuges designs with a possibility of using them in non-mine installations

Abstract: Effective dehydration and separation of the finest fraction of coal results in improvement of the quality of the dehydrated ore and in particular decrease in the share of moisture and increase in calorific value of coal. Additional effects result from obtain the filtrate with low solids content. The process improvement of structural form of centrifuges is an important concept in the context of changing parameters of the commercial products of the enrichment. As a result of many years of modernization produced by Kopex SA Machinery (former Wamag S.A) drainage machines, we can present industrial applications of centrifuges installed at the Processing Plants in PG Silesia coal mine in Czechowice Dziedzice and Jankowice mine in Rybnik. The solutions of both dewatering devices are on current or even step ahead level of existing equipment standards as well as being environmentally friendly.

1. Wprowadzenie

Produkowane wirówki poziome wibracyjne oraz pionowe sitowo-ślimakowe służą do odwadniania produktów wzbogacania, a konkretnie mułowo-miałowych koncentratów węglowych. Inne zastosowania takich maszyn notuje się w instalacjach szeroko pojętej ochrony środowiska tj. oczyszczanie z zanieczyszczeń organicznych lub nieorganicznych

pulpy wodnej. W celu poprawy jakości i parametrów techniczno-technologicznych odwadnianego węgla skonstruowano i wyprodukowano dwie nowe wirówki, a mianowicie wirówkę odwadniającą wibracyjną WOW-1,3Z oraz wirówkę sitowo ślimakową NAEL 1,1. Obie wirówki znajdują przemysłowe zastosowanie w Zakładach Przeróbki Węgla KWK Jankowice i PG Silesia. Wyniki badań nadawy przed i po procesie odwadniania, przeprowadzonych na obu ww. obiektach, przedstawiono w prezentacji przygotowanej do niniejszego rozdziału [1, 2].

2. Miejsce pracy wirówki odwadniającej wibracyjnej WOW-1,3Z w zakładzie przeróbczym PG Silesia

W 2014 r. zespół działu przeróbki surowców mineralnych pracujący w strukturach organizacyjnych w Kopex Machinery S.A. w Zabrze rozpoczął prace badawczo-rozwojowe w zakresie modernizacji i stworzenia nowego produktu, wirówki WOW-1,3Z. Konstrukcja nowej wirówki wibracyjnej była wzorowana na wirówce WOW-1,3A z tym, że w przypadku WOW-1,3Z napęd bezwładnościowy z użyciem przekładni zębatej został zastąpiony dwoma elektrowibratorami pracującymi na zasadzie samosynchronizacji. Zmiana zaszła także w modelu pracy układu drgającego i obrotowego wirówki, gdzie pracuje jedynie sam układ kosza ze stożkiem wprowadzającym przy nieruchomym kadłubie. Poniżej przedstawiono w tabeli charakterystykę techniczną urządzenia oraz postać konstrukcyjną wirówki [3, 4, 5].

Charakterystyka techniczna wirówki wibracyjnej WOW-1,3Z

Tabela 1

Parametry techniczne	WOW-1,3Z		
Wydajność	≤ 300 Mg/h		
Średnica sita wirówki	1300 mm		
Szczelina sita	0,15÷1,0 mm (0,35 mm - PG Silesia)		
Liczba obrotów sita	250÷320 obr/min		
Liczba drgań sita	1460 okresów/min		
Wielkość ziarn	0÷50 mm		
Wilgoć powierzchniowa materiału odwodnionego	8÷10 %		
Silnik napędu głównego (sita)	37 kW	1484 obr/min	500 V
Silnik napędu wibratora	2 x 7 kW	1460 obr/min	500 V
Silnik napędu pompy smarującej	0,9 kW	1400 obr/min	500 V
Masa wirówki	6700 Mg		

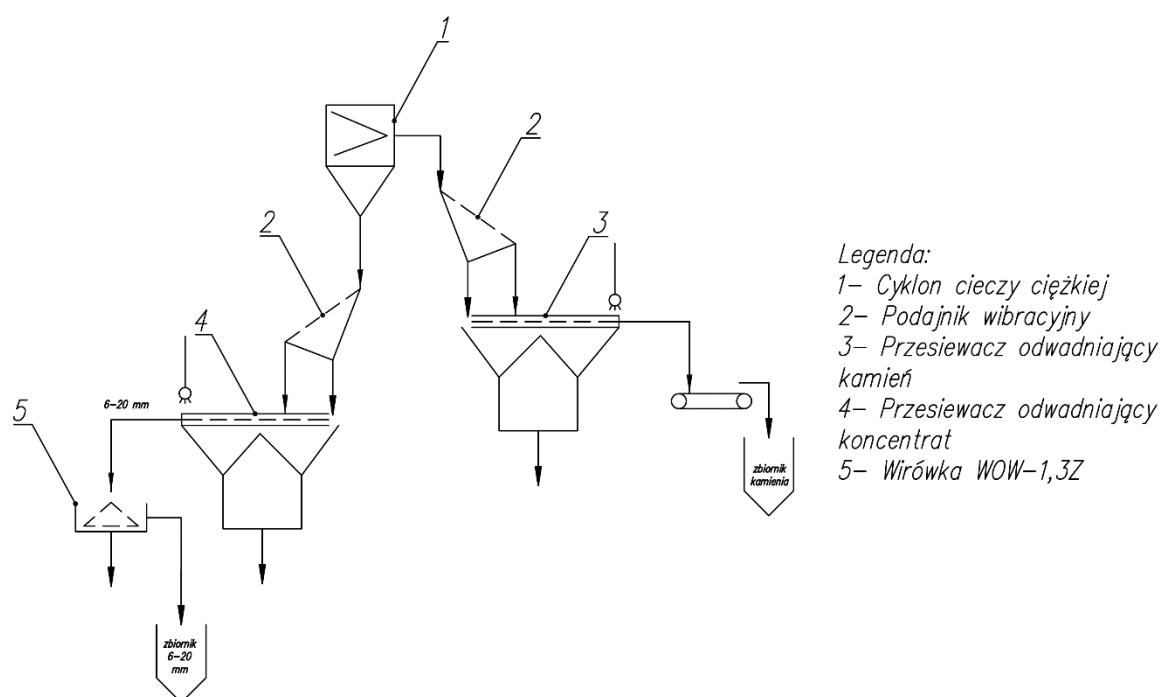


Rys. 1. Postać konstrukcyjna poziomej wirówki wibracyjnej WOW-1,3Z [4]

Miejszem eksploatacji urządzenia jest zakład przeróbczy PG Silesia, gdzie od stycznia 2016 r. badana i obserwowana jest praca tego urządzenia, czego efektem są badania laboratoryjne węgla, a w szczególności zawartość wilgoci przemijającej nadawy na wirówkę oraz produktu po procesie odwadniania.

Rysunek 2 przedstawia fragment schematu technologicznego Zakładu Przeróbki PG Silesia z uwzględnieniem miejsca zastosowania wirówki WOW-1,3Z. Wirówka (oznaczona nr 5 na rys. 2) została umiejscowiona za cyklonową płuczką cieczy ciężkiej (nr 1 na rys. 2) w ciągu technologicznym i odwadnia materiał o granulacji $6 \div 20$ mm. Odwodniony materiał o średniej zawartości wilgoci przemijającej 6-7 % trafia do zbiornika koncentratu.

Całość badań wirówki przeprowadzonych w zakładzie przeróbczym węgla kamiennego, przedstawia nam szerokie spektrum zastosowania tego urządzenia w innych dziedzinach przemysłu, a w szczególności np. oczyszczalniach ścieków lub w przypadku oczyszczania dna jeziora z zanieczyszczeń organicznych po procesie refulacji – zastosowania te będą przedmiotem następnych aplikacji przemysłowych. Maszyna została zaoferowana także na rynki: rosyjski, wietnamski i czeski [3, 4, 5] oraz dla kilku programów modernizacji polskich zakładów przeróbczych, jako zamiennik klasycznego produkowanego od pięćdziesięciu lat modelu wzorowanego na produkcie zaimportowanym dla jednej z kopalń jastrzębskich.



Rys. 2. Fragment schematu technologicznego zakładu przerobczego PG Silesia [4]

3. Miejsce pracy wirówek sitowo-ślimakowych NAEL 1,1 w zakładzie przerobczym KWK Jankowice

Rozpoczęte w 2009 roku prace przyniosły efekty w postaci wyprodukowania wirówki NAEL 1,1 przeznaczonej do odwadniania mułowych koncentratów węglowych. Zadanie zostało zrealizowane począwszy od koncepcji poprzez projekt i dokumentację techniczną, a od sierpnia 2015 r. odwadniarki w ilości 4 sztuk pracują pod obciążeniem nadawą w zakładzie przerobczym w kopalni KWK Jankowice.

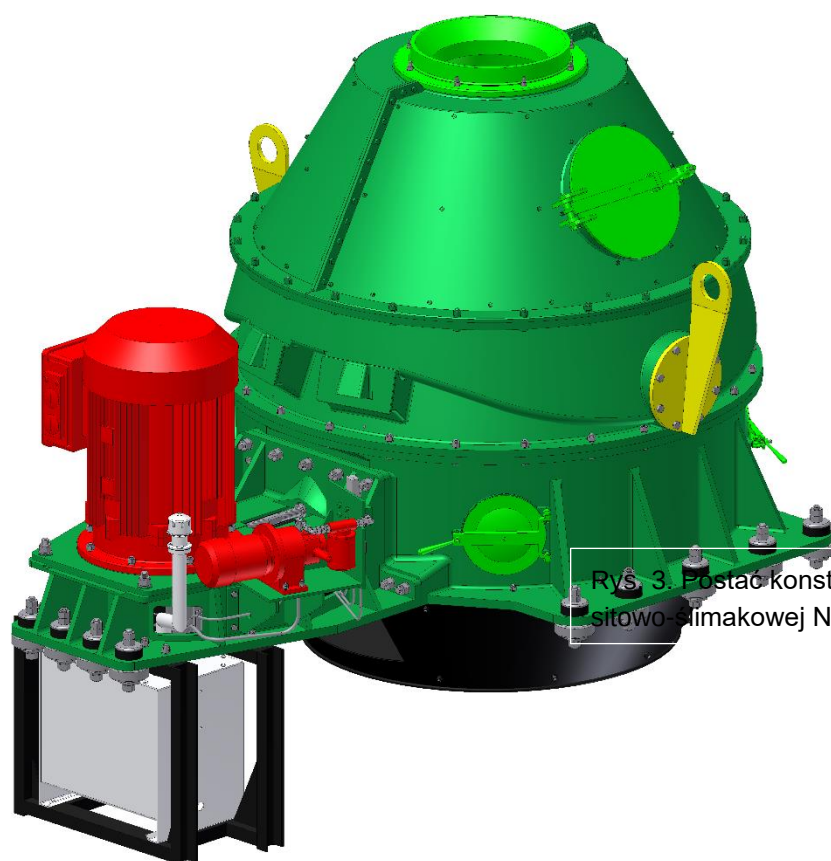
Dokumentację techniczną wykonano w Biurze Projektowym Wamag w Gliwicach na bazie dokumentacji wirówki NAEL 3A z lat 60 ubiegłego wieku. Prace te pozwoliły na wyprodukowanie wirówki NAEL 1,1 o następujących parametrach [3, 4, 5], (tabela 2).

Charakterystyka techniczna odwadniarki NAEL 1,1

Tabela 2

	NAEL 1,1
Średnica wirnika	913 mm
Obroty sita	556,4 obr/min
Obroty wirnika zgrzeblowego	540,9 obr/min
Powierzchnia sita	1,1 m ²
Wydajność nadawy	40÷120 Mg/h

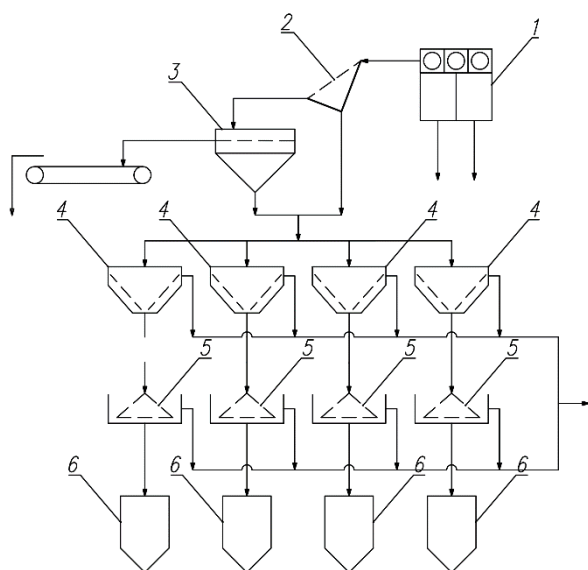
Moc silnika	45 kW
Obroty silnika	740 obr/min
Przekładnia pasowo – klinowa (przełożenie)	1:1
Zespół pasów klinowych	5SPC-3150
Przekładnia kół zębatych do napędu sita stożkowego (przełożenie)	1:1,22
Przekładnia kół zębatych do napędu wirnika zgrzeblowego (przełożenie)	1:1,257
Obroty wału przystawki przekładni	≤ 740 obr/min
Długość całkowita	2 850 mm
Szerokość całkowita	2 030 mm
Wysokość całkowita	2 355 mm
Liczba wirowania k	≤ 200 dla ziaren 0,15÷13 (20) mm
	≤ 240 dla ziaren 0,15÷1 (4) mm
Klasa ziarnowa nadawy	0,15÷1 (4) mm
Wilgoć przemijająca nadawy	≤ 45%
Wilgoć powierzchniowa materiału odwodnionego	8÷10%
Ilość noży na wirnik	8, 10, 12
Rozmiar szczeliny w koszu sitowym	0,15÷0,75 mm (0,5 mm KWK Jankowice)
Możliwość mechanicznej regulacji obrotów	TAK



Rys. 3. Postać konstrukcyjna pionowej wirówki sitowo-ślimakowej NAEL 1,1 [4]

Schemat przedstawiony na rysunku 4 obrazuje miejsce umiejscowienia 4 sztuk wirówek NAEL 1,1 (nr 5 na

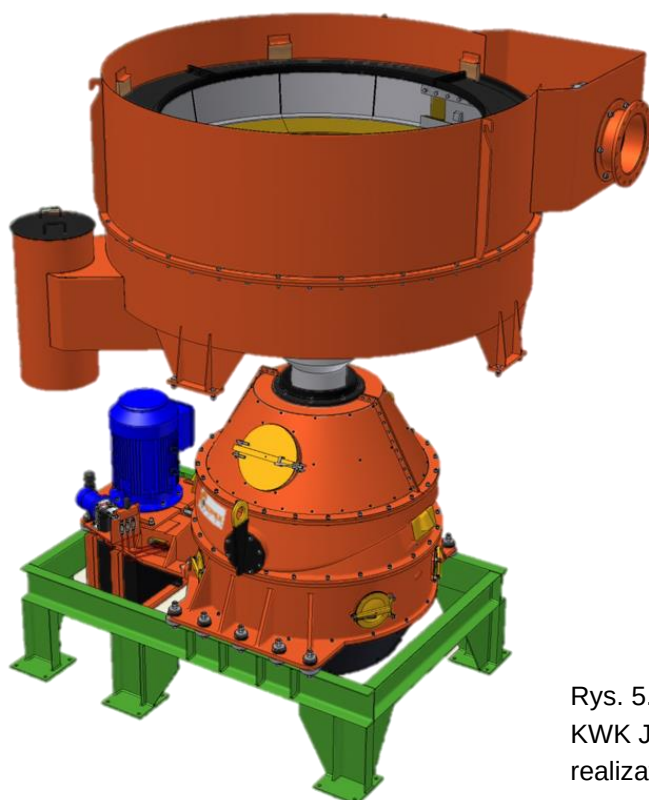
rysunku 4) na zakładzie przeróbczym KWK Jankowice. Maszyny odwadniają koncentrat mułowy, wstępnie odwodniony na odśrodkowych sitach OSO (nr 4 na rys. 4) o granulacji $0 \div 4$ mm. Badania nadawy przed i po procesie odwadniania wykazały, że średnia zawartość wilgoci w produkcie odwodnionym wynosi 8% [4].



Legenda:

- 1- Osadzarka wodna pulsacyjna
- 2- Sito obciekowe
- 3- Przesiewacz wibracyjny
- 4- Odśrodkowe sito odwadniające
- 5- Wirówka NAEL 1,1
- 6- Zbiornik

Rys. 4. Fragment schematu technologicznego zakładu przeróbczego KWK Jankowice [4]



Aktualnie po wysyłce przesiewacza o łamanej linii pokładu sitowego WZ1P-2,6x7,0 do Wietnamu współpracujemy z dwoma Inwestorami wietnamskimi nad aplikacjami przedmiotowych wirówek NAEL 1,1 w układzie z sitem OSO. Na rysunku nr 5 przedstawiono aplikację wirówki NAEL 1,1 z odśrodkowym sitem odwadniającym OSO w aplikacji krajowej (KWK Jankowice), jak i zagranicznej.

Rys. 5. Krajowa aplikacja przemysłowa - KWK Jankowice, projekt- BPP Prorem Rybnik, realizator Inwestycji - Carboautomatyka Tychy [4]

4. Podsumowanie

Zakończone z wynikiem pozytywnym prace dotyczące wirówek, a przeprowadzone w pełnym cyklu rozwojowym pozwalają oferować te maszyny do zastosowań tak na rynku krajowym, jak i zagranicznych.

Niniejszy rozdział przedstawiając skrótowo dokonania w propagowaniu polskiej myśli przeróbczej obrazuje w pełni zasadę, że dążenie do doskonalenia pracy urządzeń oraz funkcji im przypisanych przynosi wymierne efekty tak techniczne, jak i ekonomiczne.

Obydwie wirówki przygotowane są do pracy w modernizowanych, jak i nowych instalacjach odwadniania zgodnie z przeznaczeniem technologicznym, a ich dokumentacje konstrukcyjne są na etapie serii przemysłowej.

Literatura

1. Battaglia A.: Odwadnianie produktów wzbogacania i obiegi wodne płuczek. Katowice, 1958 r.
2. Białas J., Lutyński A., Białas M.: Klasyfikacja i odwadnianie koncentratów miałowych. Gospodarka surowcami mineralnymi. Polska Akademia Nauk. IGSMiE PAN tom 15, 1999 r.
3. Sieklucki M.: Doskonalenie postaci konstrukcyjnej polskiej pionowej wirówki sitowo-ślizgowej. Komeko 2014 r.
4. Prace własne Kopex Machinery S.A.
5. Zejer T., Śmiejek Z.: Racje techniczne i ekonomiczne tworzenia w Kopex Machinery S.A. nowych postaci konstrukcyjnych wirówek do koncentratów węglowych. Konferencja MEC Istebna 2014 r.

Rozwój konstrukcji wirówek ślimakowych na podstawie analizy doświadczeń eksploatacyjnych

Krzysztof Kwaśny – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie: Przedstawiono analizę pracy wirówek ślimakowych typu NAEL, najczęściej stosowanych w Zakładach Przeróbki Mechanicznej Węgla w polskich kopalniach. Określono zależność wydajności oraz zapotrzebowania na moc od parametrów nadawy. Wyszczególniono elementy konstrukcji wirówek stanowiące tzw. „słabe punkty”. Przedstawiono nowe rozwiązanie konstrukcyjne Komagu – wirówkę FK-NAEL 1.

Development of design of worm centrifuges on the basis of analysis of operational experience

Abstract: Operation of NAEL worm centrifuges, which are most frequently used in coal mechanical processing plants in Polish mines, is analysed. Relationship between efficiency and feed parameters as well as relationship between demand for power and feed parameters are determined. Centrifuge components, which are so-called "weak points", are specified. FK-NAEL 1 centrifuge, which is a new design solution developed at KOMAG, is presented.

1. Wprowadzenie

Wirówki ślimakowe sitowe służą do odwadniania miąłów węglowych i drobnego produktu pośredniego. Nominalna wielkość ziaren odwodnionych to $13 \div 0$ mm, a wielkość maksymalna $16 \div 0$ mm [1, 3]. Nie są one tak rozpowszechnione w polskich kopalniach jak wirówki wibracyjne. Wynika to głównie z ich mniejszej wydajności oraz większego zapotrzebowania na moc w odniesieniu na 1 mm średnicy kosza sitowego.

Posiadają one szereg zalet w porównaniu z wirówkami wibracyjnymi. W wirówkach wibracyjnych transport i rozluźnianie materiału jest realizowane przez nadanie koszu sitowemu poosiowych drgań. Drgania są jednak główną przyczyną występowania awarii.

W wirówkach ślimakowych nie występuje drgający ruch roboczy, dzięki czemu ich trwałość jest znacznie większa, a praca spokojna i cicha. Potwierdzają to doświadczenia użytkowników obu typów wirówek [5]. Konstrukcja wirówek ślimakowych, ze względu na brak wibratora, jest także prostsza. Dużą zaletą jest pionowe ułożenie kosza sitowego, dzięki czemu rozkład materiału na jego powierzchni jest równomierny (występują mniejsze wibracje).

Najczęściej stosowanymi w Polsce wirówkami ślimakowymi są wirówki typu NAEL. ITG KOMAG, we współpracy z firmą FUGOR prowadzi prace modernizacyjne konstrukcji odwadniarki typu NAEL. Efektem jest opracowanie wirówek FK-NAEL oraz FK-NAEL 1. Wirówkę FK-NAEL wdrożono w ZPMW KWK Knurów. Wprowadzone zmiany konstrukcyjne dotyczyły głównie układu napędowego, systemu uszczelnień oraz układu smarowania. Dalsze modernizacje omawianych wirówek będą miały na celu zwiększenie wydajności.

Wykonano teoretyczną analizę zależności parametrów pracy wirówki od wybranych parametrów nadawcy oraz produktu końcowego.

2. Doświadczenia z eksploatacji wirówek ślimakowych typu NAEL

Na podstawie doświadczeń eksploatacyjnych wyszczególniono elementy wirówki będące tzw. „słabymi punktami”. Najczęściej zgłaszane przez użytkowników problemy to:

- nadmierne, przyspieszone zużycie kosza sitowego,
- niedostateczne smarowanie górnego łożyska wału głównego,
- szybkie zużycie (przez ścieranie) dolnego pierścienia wylotowego materiału odwodnionego,
- awarie napinacza przekładni pasowej,

W wirówce NAEL transport materiału jest realizowany za pomocą wirnika ślimakowego. W celu zapewnienia właściwej pracy wirówki, konieczne jest utrzymanie odpowiedniej wielkości szczeliny pomiędzy łopatkami wirnika ślimakowego a powierzchnią kosza sitowego. Szczelina powinna wynosić 1 - 2,5 mm (dąży się, aby była ona jak najmniejsza). Zbyt duża szczelina, powiększająca się wraz ze ścieraniem łopatek wirnika ślimakowego, powoduje przyspieszone zużycie kosza sitowego. W praktyce trudno jest utrzymać odpowiednią wielkość szczeliny. Wynika to z utrudnionej i uciążliwej dla obsługi regulacji. W celu skorygowania szczeliny, demontuje się pokrywę dzieloną oraz wirniki sitowy i ślimakowy. Poprzez zmianę ilości specjalnych podkładek pod kołnierzem wirnika ślimakowego, ustala się jego nowe położenie. Poprawność ustawienia szczeliny można zweryfikować po zamontowaniu obu wirników. W przypadku dalszej niezgodności, wymienione czynności należy powtórzyć. W związku z powyższym, zaistniała potrzeba wprowadzenia zmian konstrukcyjnych umożliwiających regulację szczeliny bez konieczności demontażu elementów roboczych.

Ważnym elementem z punktu widzenia eksploatacji wirówek jest również układ smarowania. W dotychczasowych rozwiązaniach wirówek NAEL smarowanie realizowano poprzez centralny układ smarowania wyposażony w pompę olejową napędzaną z głównego silnika. W rozwiązaniu tym, w czasie rozruchu wirówki, łożyska oraz koła zębate pracują bez smarowania. Może to prowadzić do przyspieszonego zużycia.

W eksploatowanych wirówkach zanotowano również przypadki przedwczesnego zużycia łożysk w górnej części głowicy przekładni, stanowiących najwyżej położony punkt smarowniczy układu. Analizując uszkodzenia w zdemontowanych łożyskach stwierdzono, że ich przyczyną mogło być niedostateczne smarowanie.

Dotychczasowe rozwiązanie napinacza charakteryzowało się dużą awaryjnością ze względu na ciężkie warunki pracy oraz utrudnioną konserwację złączy gwintowych.

3. Opis konstrukcji i działania wirówki ślimakowej typu FK-NAEL 1

W procesach odwadniania wykorzystywane jest zjawisko ruchu cieczy i ciał stałych względem siebie [1, 3]. W najprostszym przypadku tj. obciekaniu, działa siła ciężkości, zależna od składu mineralogicznego i wielkości ziaren odwadnianego materiału. W wirówkach sitowych, do których należą wirówki ślimakowe typu NAEL, odwodnienie następuje pod wpływem siły odśrodkowej P_c . W przeciwieństwie do siły ciężkości, może być ona dobierana według zależności:

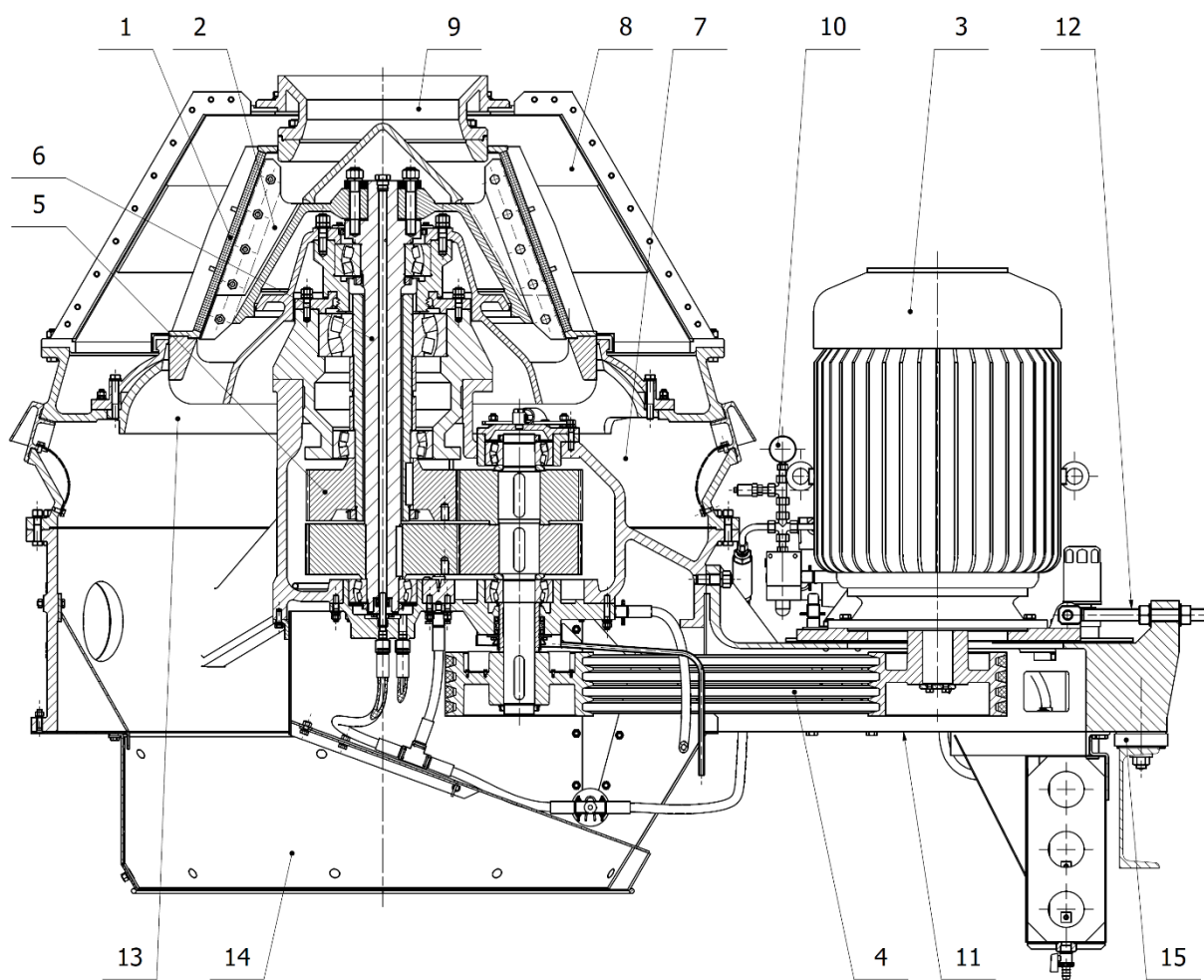
$$P_c = m \cdot \frac{u^2}{r} \quad (1)$$

gdzie:

m – masa [kg],

u – prędkość obwodowa ruchu obrotowego [m/s],

r – promień po którym krąży masa m [m].

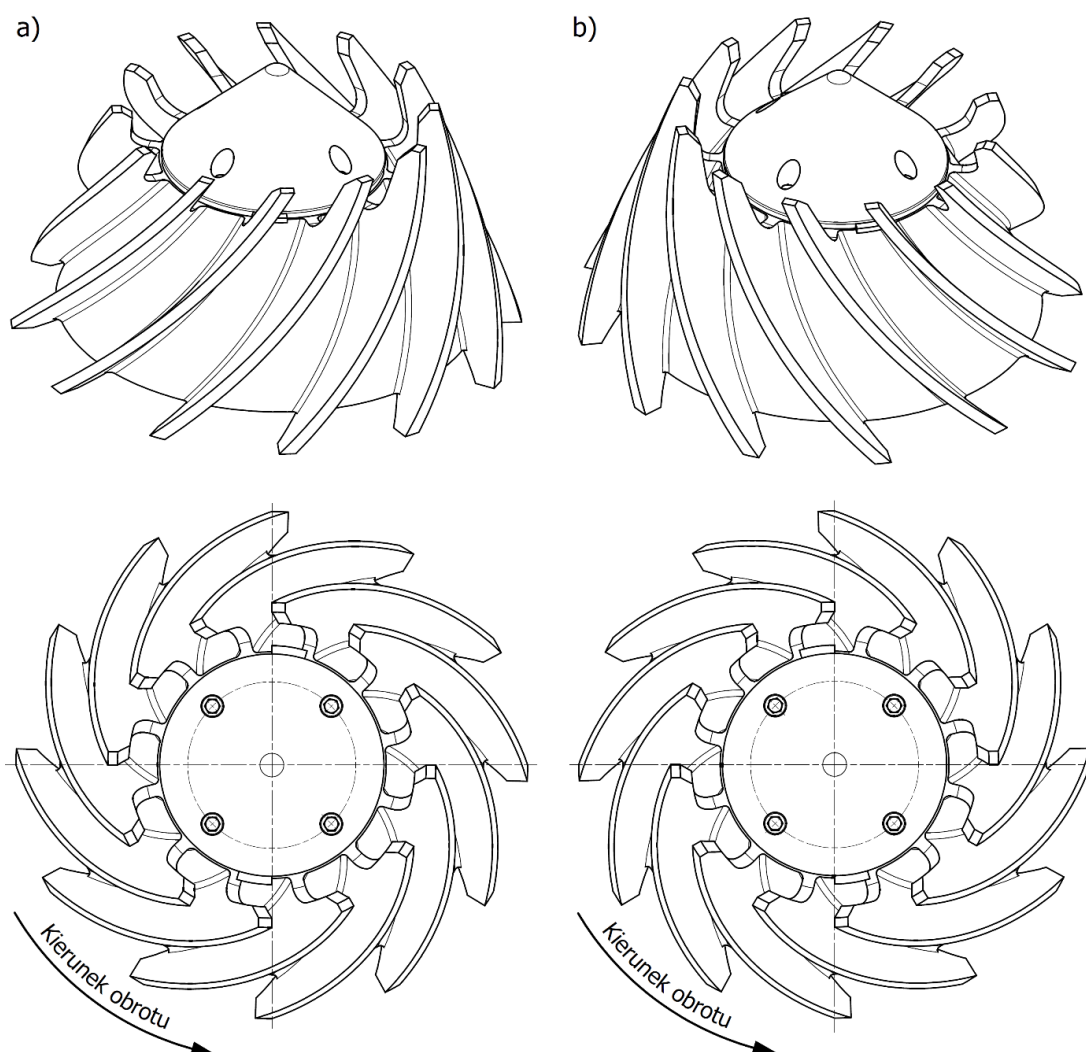


Rys. 1. Wirówka ślimakowa typu FK-NAEL 1 [4]

Głównymi elementami roboczymi w wirówce ślimakowej FK-NAEL 1 (rys. 1) są kosz sitowy (1) oraz wirnik ślimakowy (2). Odwirowywana zawiesina doprowadzana jest do przestrzeni pomiędzy koszem i wirnikiem, wyposażonym w noże zgarniające. Kosz i wirnik wirują w tym samym kierunku, lecz z różnymi prędkościami. Na materiał działa siła odśrodkowa i jest on spychany w dół przez noże zgarniające. Elementy robocze w poszczególnych rozwiązaniach konstrukcyjnych mogą różnić się między sobą np.: wielkością kosza, kątem nachylenia kosza, czy ilością noży zgarniających. Można wyróżnić dwa warianty pracy wirnika ślimakowego (rys. 2):

- obraca się on szybciej od kosza sitowego,
- obraca się on wolniej od kosza sitowego.

Wynika to z kierunku pochylenia linii śrubowej noży zgarniających wirnika ślimakowego. W rozwiązaniu pierwszym kierunek nachylenia noży zgarniających jest zgodny z kierunkiem obrotu, a w drugim kierunek nachylenia noży zgarniających jest przeciwny do kierunku obrotu. Dobierając prędkości obrotowe wirników, w pierwszej kolejności dobiera się prędkość obrotową kosza sitowego, wynikającą z potrzeb technologicznych procesu odwadniania. Następnie określa się różnicę prędkości obrotowych pomiędzy koszem sitowym i wirnikiem ślimakowym, która decyduje o prędkości transportu materiału w wirówce. Bardziej korzystne jest rozwiązanie drugie ze względu na mniejsze zapotrzebowanie mocy.



Rys. 2. Wirnik ślimakowy; a) kierunek nachylenia noży zgarniających zgodny z kierunkiem obrotu, b) kierunek nachylenia noży zgarniających przeciwny do kierunku obrotu [4]

Wirówka napędzana jest silnikiem elektrycznym (3). Z wału silnika obroty przekazywane są, poprzez przekładnię pasową (4), do przekładni zębatej o podwójnym przełożeniu (5). Przekładnia zębata, poprzez głowicę przekładni (6), napędza kosz sitowy oraz wirnik ślimakowy. Zespoły wirujące osadzone są w korpusie wirówki (7) na łożyskach baryłkowych. Korpus wykonany jest jako odlew żeliwny.

Łożyska oraz koła zębate przekładni smarowane są olejem przez centralny układ smarowania (10), wyposażony w niezależny napęd. W wirówce FK-NAEL 1, w układzie smarowania, wprowadzono zmiany konstrukcyjne mające na celu wyeliminowanie awarii występujących w poprzednim rozwiązaniu. Zastosowano nowoczesną pompę łopatkową z niezależnym napędem. Podczas rozruchu wirówki w pierwszej kolejności uruchamiany jest układ smarowania. Następnie, po osiągnięciu nominalnego ciśnienia oleju, uruchamiany jest napęd główny. Zwiększono wydajność układu smarowania. Zmieniono rozkład ilości oleju podawanego do poszczególnych punktów smarowniczych (zwiększono ilość oleju podawanego do górnych łożysk głowicy przekładni).

Silnik kołnierzowy (3), stanowiący główny napęd wirówki, zabudowany jest pionowo na przesuwnej płycie, prowadzonej we wsporniku napędu (11). Napinanie przekładni pasowej jest realizowane śrubą napinającą (12). Napinacz został umiejscowiony w łatwo dostępnym miejscu, umożliwiającym regularną konserwację. W przypadku awarii możliwa jest szybka naprawa z wykorzystaniem elementów znormalizowanych.

Kosz sitowy osłania pokrywa dzielona (8), wyłożona materiałem trudnościeralnym. Do górnej części pokrywy zamocowana jest gardziel (9), przez którą wprowadza się nadawę. Po odwodnieniu na koszu sitowym, materiał przemieszcza się w dół. Po przejściu przez pierścień wylotowy (13) i stożek wylotowy (14) jest usuwany z wirówki. W korpusie znajduje się szereg wzierników, umożliwiających kontrolę spływu odwodnionego materiału.

Dolna część gardzieli oraz pierścień wylotowy są szczególnie narażone na ścieranie. W nowym rozwiązaniu wprowadzono zmiany w tych elementach. Zastosowano nowy materiał o podwyższonej wytrzymałości na ścieranie. W pierścieniu wylotowym wprowadzono zmiany konstrukcyjne mające na celu łatwiejszy spływ odwodnionego materiału.

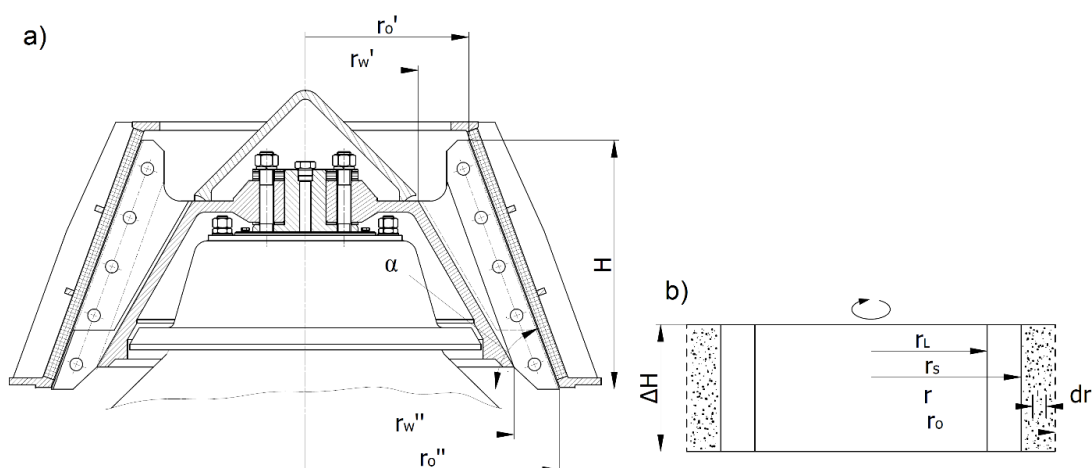
Wirówka jest posadowiona na konstrukcji wsporczej za pomocą amortyzatorów gumowych (15), tłumiących drgania maszyny.



Rys. 3. Model 3D wirówki FK-NAEL 1 [4]

4. Wyznaczanie parametrów pracy wirówki

W wirówkach sitowych ślimakowych odwodnienie materiału następuje w wyniku działania siły odśrodkowej, powstającej w czasie wirowania kosza sitowego wraz z nadawą. Na rysunku 4a pokazano przekrój części roboczej wirówki oraz zaznaczono podstawowe wymiary charakteryzujące wirniki. Na rysunku 4b przedstawiono wycinek o wysokości ΔH przekroju podłużnego wirówki, obrazujący rozwarstwienie zawiesziny. Ze względu na małą wysokość ΔH , pochylenie kosza jest pomijane.



Rys. 4. Wirówka sitowa; a) schemat części roboczej, b) ogólny schemat rozwarstwienia zawiesziny [5]

Pod wpływem działania siły odśrodkowej następuje rozwarstwienie materiału. Przy koszu sitowym układa się warstwa osadu tworząca pierścieniowy walec o promieniach ograniczających r_o i r_s . Wewnątrz występuje warstwa cieczy (wody) tworząca pierścieniowy walec o wewnętrznym promieniu r_L . W warstwie osadu, w odległości r od osi wirowania, występuje walec pierścieniowy o nieskończenie małej grubości ściany dr . Na podstawie podanych wielkości wyznacza się wydajność wirówki Q_s oraz zapotrzebowanie na moc N [1, 3, 6].

Do wyznaczenia wydajności wirówki stosuje się zależność (1):

$$Q_s = \pi^3 \cdot \chi \cdot \sin \alpha \cdot n^2 \cdot H \cdot \frac{(r_o' - r_L') \cdot \left(3r_o' + r_L + 2 \frac{H}{\tan \alpha} \right)}{(\zeta_n - \zeta_k) \cdot \ln \left(\frac{2r_o' + \frac{H}{\tan \alpha}}{r_L' + r_o' + \frac{H}{\tan \alpha}} \right)} \quad (1)$$

gdzie:

χ – Współczynnik zależny od zamulenia nadawy. Literatura nie precyzuje dokładnej zależności współczynnika χ od zamulenia. Podany jest jedynie przedział wartości wynoszący $2,5 \cdot 10^{-6} \div 3,5 \cdot 10^{-6}$. Najmniejszy współczynnik odnosi się do materiału o dużej zawartości mułu, największy, do materiału odmulonego [1, 3].

n – prędkość obrotowa kosza sitowego [min^{-1}],

ζ_n – rozcieńczenie nadawy [%],

ζ_k – rozcieńczenie produktu końcowego [%],

przy czym:

$$\zeta_n = \frac{100}{\alpha_n} - 1, \quad (2)$$

$$\zeta_k = \frac{100}{\alpha_k} - 1, \quad (3)$$

gdzie:

α_n , α_k – zawartość części stałych odpowiednio w nadawie i produkcie końcowym [%].

$$r'_L = \sqrt{r_o'^2 - (r_o'^2 - r_w'^2) \zeta_n \cdot \frac{\gamma_u \cdot \gamma_s}{(\gamma_s - \gamma_u) \cdot \gamma_c}} \quad (4)$$

gdzie:

r'_L – wewnętrzny promień pierścienia wody w górnej części kosza sitowego [m],

γ_u – ciężar właściwy usypowy części stałych [kg/m^3],

γ_s – ciężar właściwy mineralogiczny części stałych [kg/m^3],

γ_c – ciężar właściwy cieczy [kg/m^3],

$$r_L = \frac{r'_L + r''_0}{2} \quad (5)$$

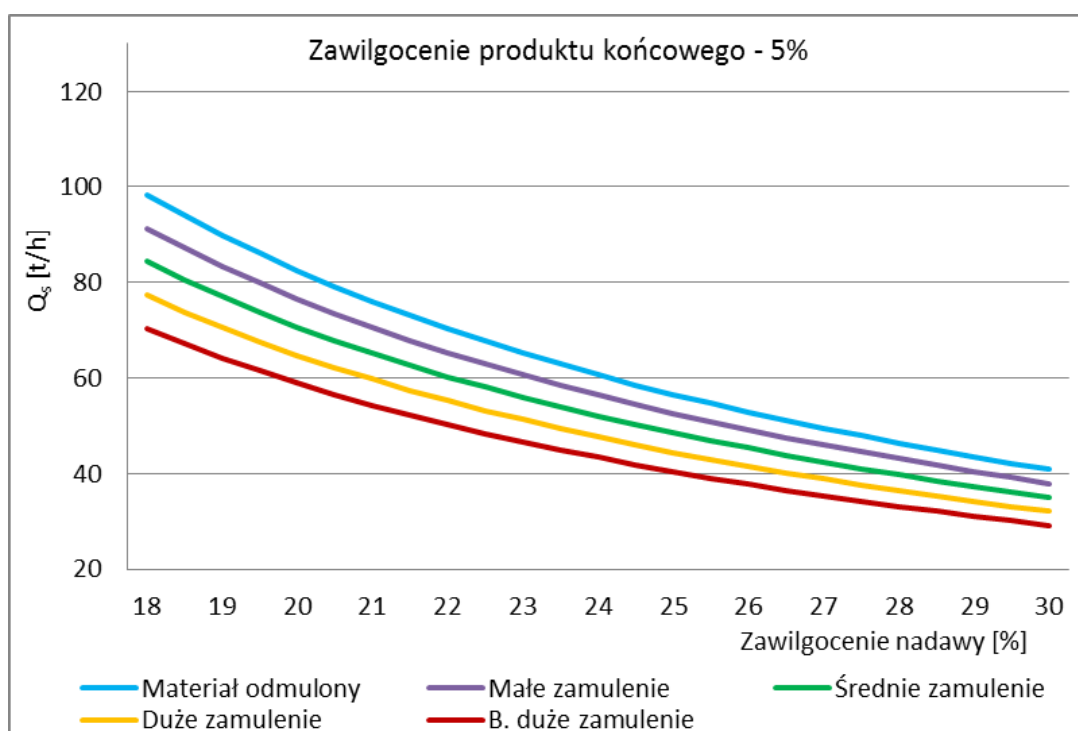
Przedstawione zależności wskazują, że na wydajność odwadniania ma wpływ wiele czynników. Są to głównie wilgotność i zamulenie nadawy oraz wilgotność produktu końcowego. W rzeczywistych warunkach pracy wirówki, wymienione parametry mogą zmieniać się w szerokim zakresie. W specyfikacji technicznej wirówek typu FK-NAEL 1 podane są następujące parametry pracy:

- wydajność maksymalna: 100 t/h,
- zawilgocenie nadawy: 18 ÷ 30%,
- zawilgocenie produktu końcowego: 5 ÷ 8% [4].

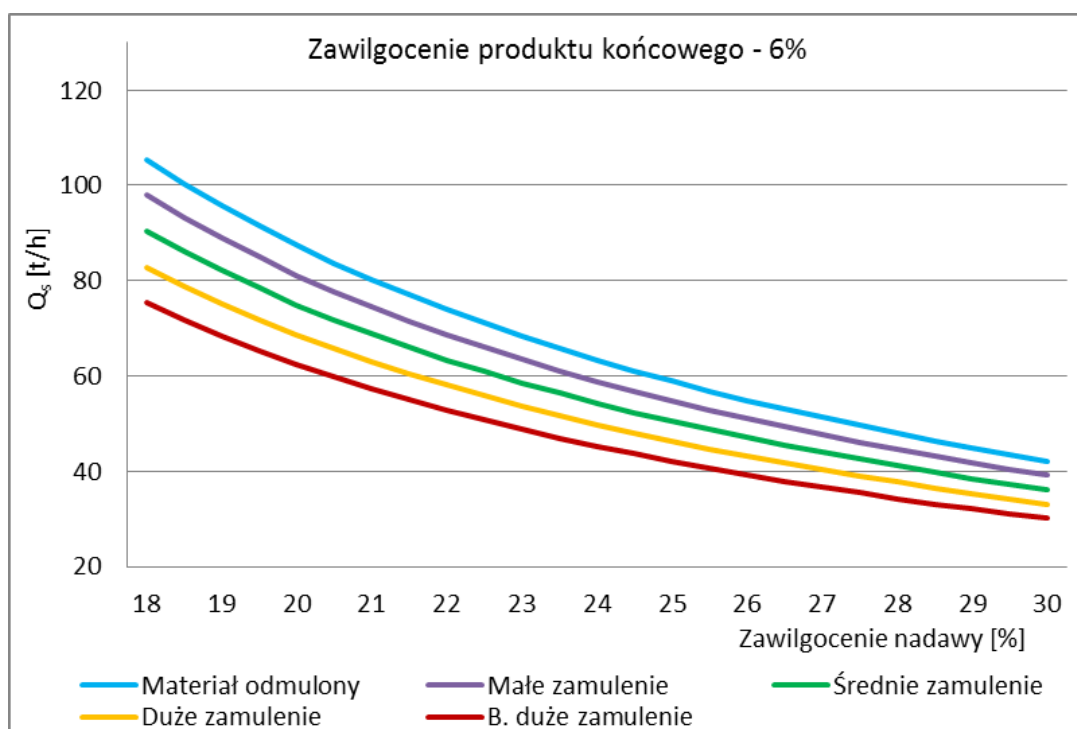
Nie podane są jednak informacje na temat zależności pomiędzy tymi wielkościami. Dysponując przedstawionymi powyżej równaniami, służącymi do wyznaczania wydajności wirówki, wykonano analizy zależności wydajności wirówki od parametrów nadawy i produktu końcowego. Wyniki przedstawiono w formie wykresów, pokazanych na rys. 5 do rys. 8. Każdy z wykresów przedstawia zależność wydajności od zawilgocenia nadawy, dla różnych wartości zamulenia nadawy, przy stałym zawilgoceniu uzyskiwanego produktu końcowego. Zakresy wartości zawilgocenia nadawy oraz produktu końcowego przyjęto na podstawie specyfikacji technicznej wirówki typu FK-NAEL 1. Wartości współczynnika χ , określającego stopień zamulenia nadawy, przyjęto w oparciu o [1, 3] w przedziale $2,5 \cdot 10^{-6} \div 3,5 \cdot 10^{-6}$, z którego wyszczególniono pięć wartości. Wartościom tym przypisano stopnie zamulenia nadawy:

- $\chi = 2,5 \cdot 10^{-6}$ – bardzo duże zamulenie,
- $\chi = 2,75 \cdot 10^{-6}$ – duże zamulenie,
- $\chi = 3 \cdot 10^{-6}$ – średnie zamulenie,
- $\chi = 3,25 \cdot 10^{-6}$ – małe zamulenie,
- $\chi = 3,5 \cdot 10^{-6}$ – materiał odmulony.

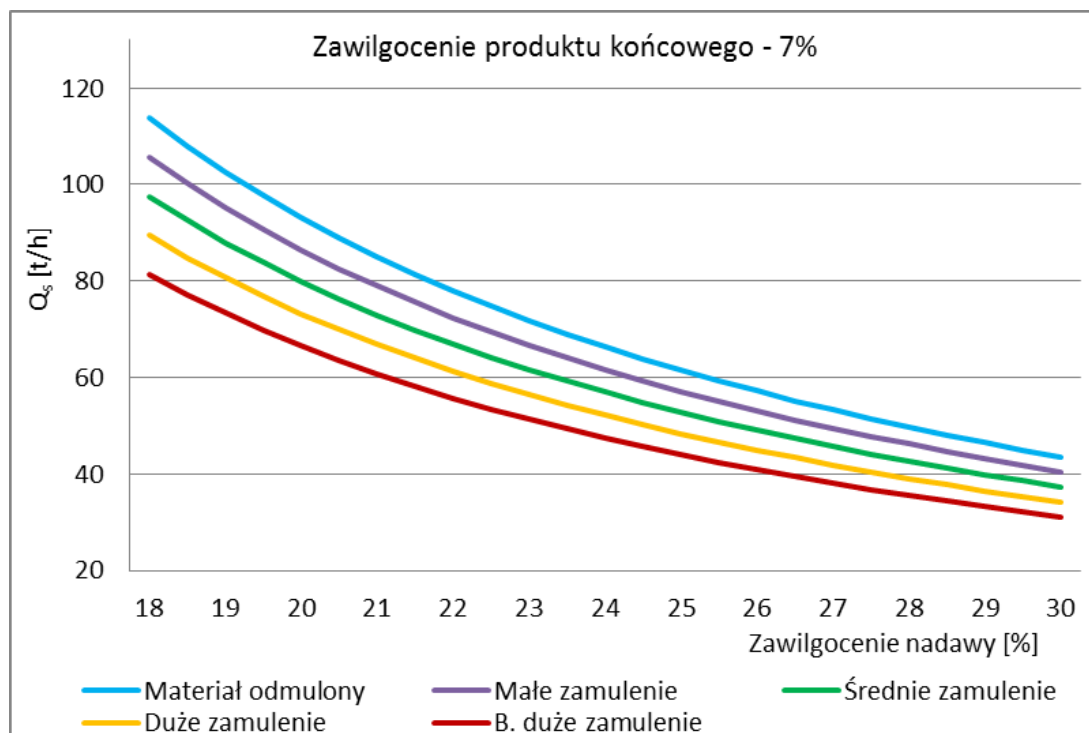
Analizy wykonano dla czterech wartości zawilgocenia produktu końcowego: 5%, 6%, 7% oraz 8%.



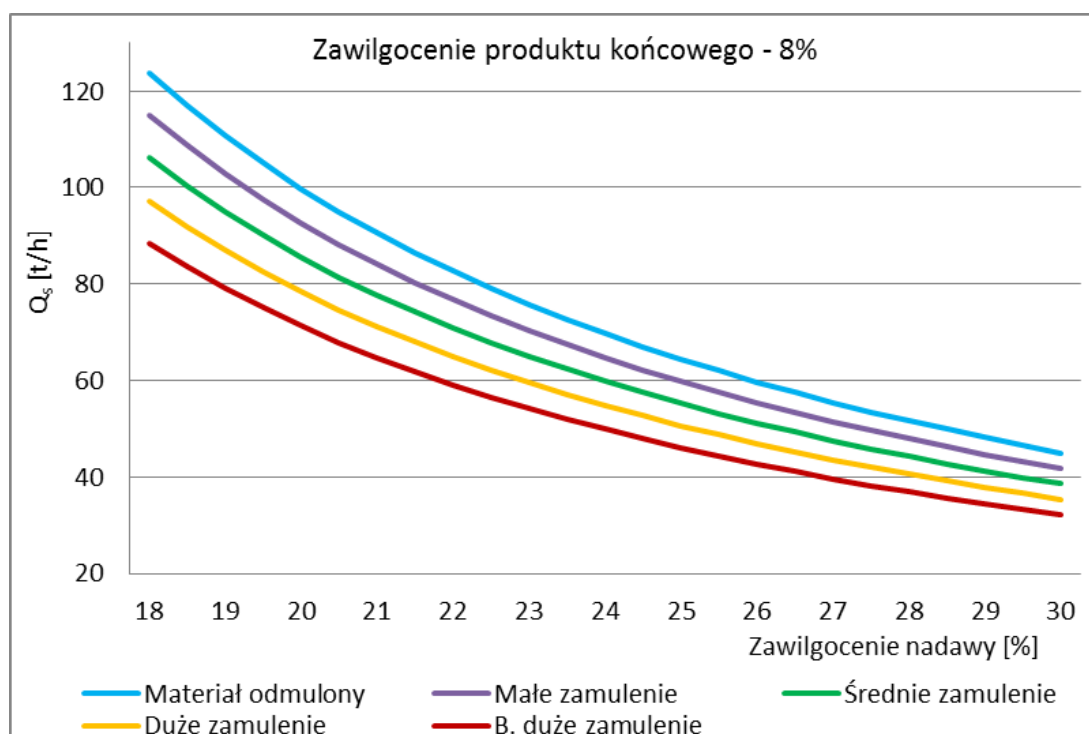
Rys. 5. Zależność wydajności Q_s wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 5% [5]



Rys. 6. Zależność wydajności Q_s wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 6% [5]



Rys. 7. Zależność wydajności Q_s wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 7% [5]



Rys. 8. Zależność wydajności Q_s wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 8% [5]

Analizując powyższe wykresy można stwierdzić, że wydajność może wynosić do 120 t/h (w specyfikacji technicznej wirówki FK-NAEL 1 podano maksymalną wydajność 100 t/h). Wynika to z faktu, że wydajność jest ograniczona maksymalną prędkością transportu materiału po powierzchni kosza. Prędkość ta jest uzależniona od konstrukcji wirnika ślimakowego oraz od różnicy prędkości pomiędzy wirnikiem sitowym, a wirnikiem ślimakowym. Wyniki zawarte na wykresach odnoszą się do wydajności odwadniania materiału na sicie stożkowym. Duży wpływ na wydajność ma zawilgocenie nadawy. Wraz ze wzrostem wilgotności wydajność spada. Zamulenie nadawy również wpływa niekorzystnie na wydajność. Wpływ ten jest szczególnie duży przy niskim zawilgoceniu nadawy. Spadek wydajności wywołany zamuleniem materiału nadawy może sięgać ok. 12 t/h (dla nadawy o dużej wilgotności), do ok. 36 t/h (dla nadawy o małej wilgotności).

Istotnym parametrem wirówki jest zapotrzebowanie na moc. Sumaryczna moc wirówki składa się z mocy potrzebnych na:

N_1 - wprowadzenie nadawy w ruch obrotowy,

N_2 - przesunięcie materiału stałego od wlotowego do wylotowego przekroju kosza,

N_3 - pokonanie oporów tarcia w łożyskach,

N_4 - pokonanie oporów tarcia wirujących części o powietrze.

Wielkości i oznaczenia przyjęto analogicznie jak w przypadku wyznaczania wydajności wirówki.

$$N_1 = 0,76 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{n^2 \cdot Q_s}{\eta_h} \cdot \left(r_o''^2 + r_w''^2 + (\zeta_n - \zeta_k) \cdot \frac{(r_o' + r_o'')^2 + (r_w' + r_w'')^2}{4} \right) \quad (6)$$

gdzie:

η_h - sprawność hydrauliczna.

$$N_2 = 1,25 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{n^2 \cdot Q_s}{\eta_f} \cdot (r_o' + r_o'') \cdot H \cdot (f \cdot \sin \alpha - \cos \alpha) \quad (7)$$

gdzie:

f – współczynnik tarcia,

η_f – sprawność zgarniania,

$$N_3 = 5,15 \cdot 10^{-4} \cdot G \cdot n \cdot d \cdot \mu_f \quad (8)$$

gdzie:

G - ciężar części ruchomych [kg],

d - średnica czopów wału [m],

μ_f - współczynnik tarcia w łożyskach.

$$N_4 = 0,32 \cdot 10^{-10} \cdot (D' + D'')^5 \cdot n^2 \cdot \xi \cdot \gamma_p \quad (9)$$

gdzie:

D' i D'' - średnica górna i dolna zewnętrznej części kosza [m],

ξ - współczynnik oporu powietrza,

γ_p - ciężar właściwy powietrza [kg/m³].

Obliczona moc na pokonanie tarcia dla wirówek, których obroty nie przekraczają 600 min^{-1} , wynosi ułamki kilowatów. Rzeczywiste straty mocy wywołane tarcie ośrodką ruchu są znacznie większy. Różnica między obliczeniami a rzeczywistym zapotrzebowaniem na moc wynika z uwzględnienia tylko tarcie powietrza o zewnętrzne ściany kosza. Oprócz oporu tarcia o ściany zewnętrzne występują w rzeczywistości również opory powietrza wewnątrz wirnika. Należy również zauważyć, że ośrodek trący o zewnętrzne ściany kosza nie jest czystym powietrzem, lecz zawiesiną wody i powietrza z udziałem drobnych części stałych. W praktyce można przyjąć:

$$N_4 = 0,1 \cdot N_1 \quad (10)$$

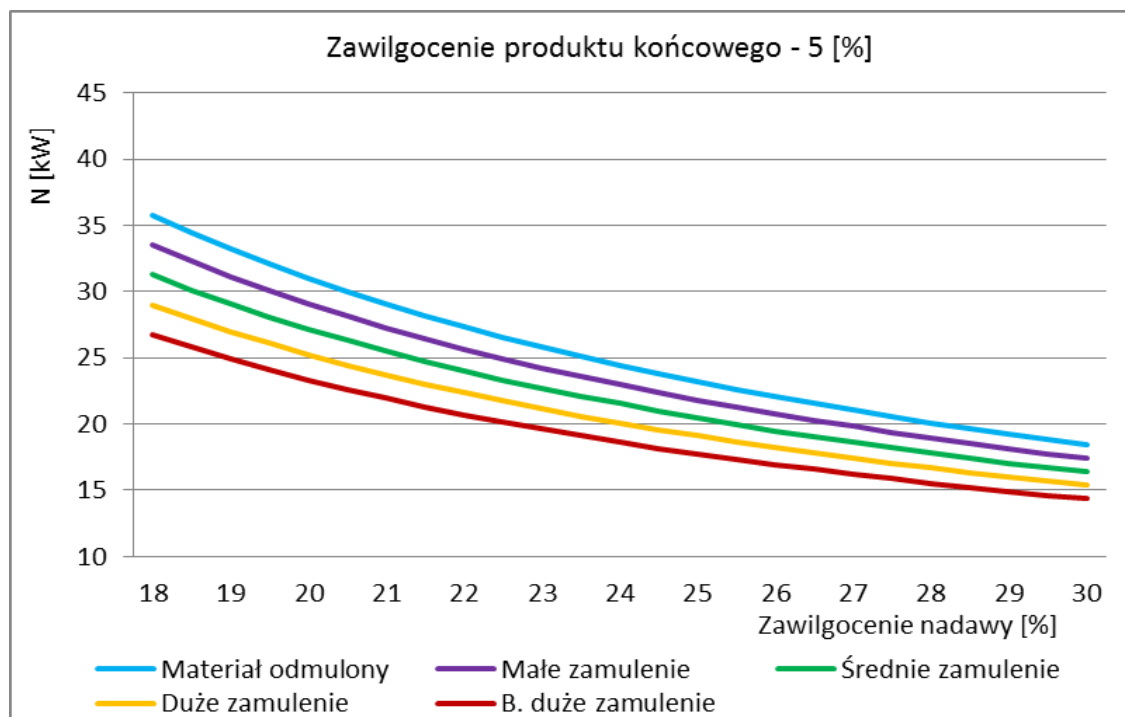
Całkowite zużycie mocy wynosi:

$$N = \frac{N_1 + N_2 + N_3 + N_4}{\eta_p} \text{ [kW]} \quad (11)$$

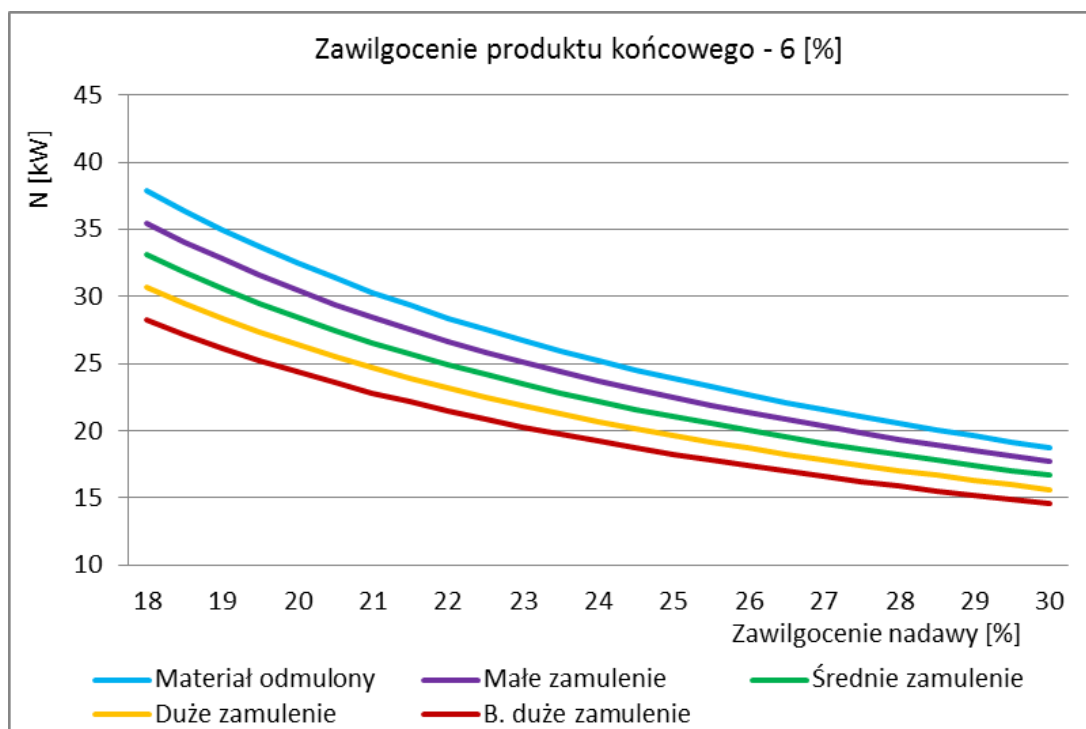
gdzie:

η_p – sprawność przekładni [1, 3, 6].

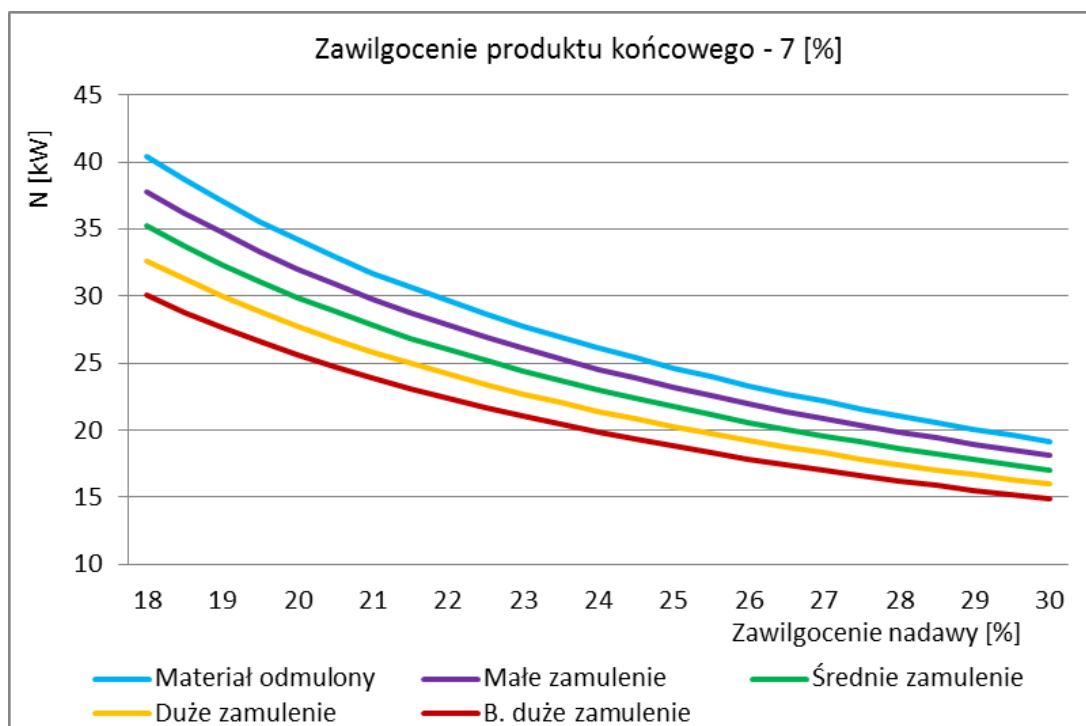
W celu określenia poboru mocy w całym zakresie parametrów pracy wirówki (zawilgocenie i zamulenie nadawy oraz zawilgocenie produktu końcowego) wykonano analizy zależności mocy od tych parametrów. Wyniki przedstawiono w postaci wykresów na rys. 9 do rys. 12. Wykresy przedstawiają zależność mocy od zawilgocenia nadawy, dla różnych wartości zamulenia nadawy, przy stałym zawilgoceniu uzyskiwanego produktu końcowego. Zakresy wartości zawilgocenia nadawy oraz produktu końcowego przyjęto podobnie jak w przypadku obliczeń wydajności.



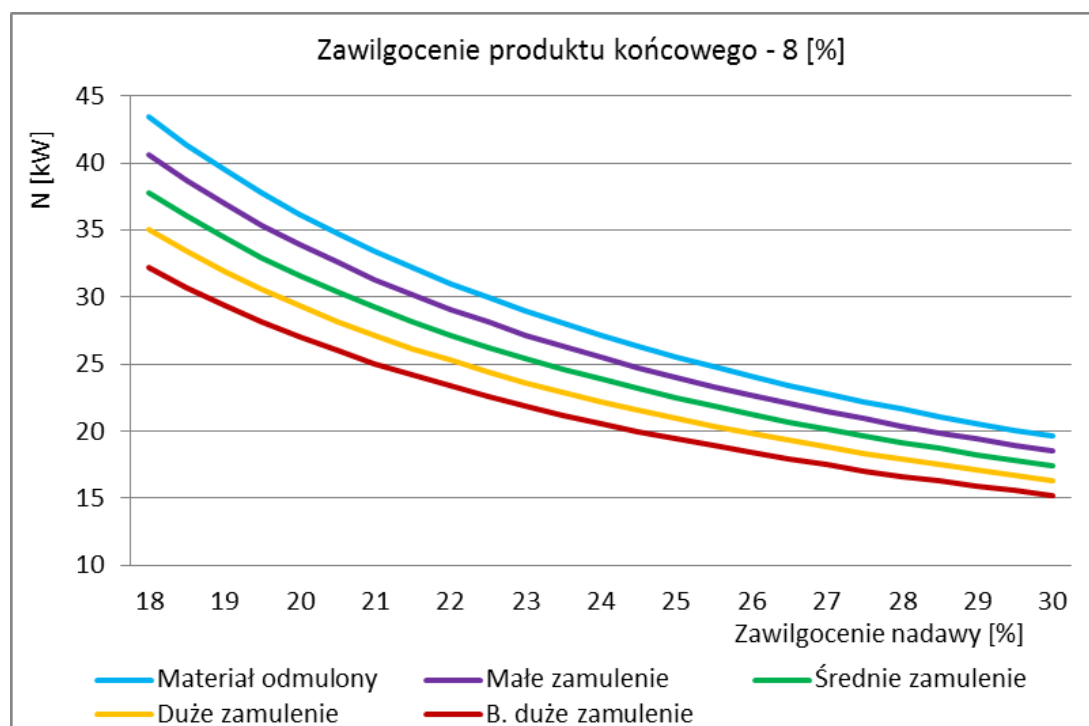
Rys. 9. Zależność poboru mocy N wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 5% [5]



Rys. 10. Zależność poboru mocy N wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 6% [5]



Rys. 11. Zależność poboru mocy N wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 7% [5]



Rys. 12. Zależność poboru mocy N wirówki od zawilgocenia i zamulenia nadawy przy zawilgoceniu produktu końcowego – 8% [5]

Zapotrzebowanie mocy wirówki w największym stopniu zależy od wydajności, stąd w podobny sposób zmienia się pod wpływem zmian parametrów pracy wirówki.

5. Podsumowanie

Na podstawie analizy eksploatowanych wirówek określono zakres zmian konstrukcyjnych wirówki. Przedstawiono budowę wirówki ślimakowej sitowej FK-NAEL 1. Opisano poszczególne zespoły oraz omówiono zasadę działania. Przedstawiono sposób doboru podstawowych parametrów wirówki tj. wydajności i zapotrzebowania na moc. Przedstawiono wyniki analizy jej wydajności i zapotrzebowania na moc. Parametrem nadawy, mającym duży wpływ na wydajność i zapotrzebowanie na moc, jest zamulenie, szczególnie w przypadku nadawy o małym zawilgoceniu. Spadek wydajności wywołany zamuleniem materiału nadawy może sięgać ok. 12 t/h (dla nadawy o dużej wilgotności) do ok. 36 t/h (dla nadawy o małej wilgotności).

Literatura

1. Battaglia A.: Odwadnianie produktów wzbogacania i obiegi wodne płuczek. Wydawnictwo Górnictwo-Hutnicze, Katowice 1963.
2. Kabut A., Deja A., Białas J., Majka-Myrcha B., Białas M.: Skutki modernizacji układu wzbogacania i odwadniania miałow węglowych w KWK Gliwice. Gospodarka surowcami mineralnymi, Tom 13, Kraków 1997.
3. Nawrocki J.: Budowa i eksploatacja maszyn do odwadniania produktów wzbogacania. Skrypt uczelniany Politechniki Śląskiej, Gliwice 1975.

4. Praca statutowa "Nowa wirówka odwadniająca, ślimakowa NAEL typu KOMAG", Instrukcja Użytkowania Wirówki, ITG KOMAG, Gliwice 2013 (materiały nie publikowane).
5. Praca statutowa: Analiza możliwości modelowania komputerowego zjawisk fizycznych zachodzących w czasie pracy wirówki odwadniającej typu NAEL, ITG KOMAG, Gliwice 2013 (materiały nie publikowane).
6. Leszczyński S.: Filtracja w przemyśle", Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa 1972.
7. Erdmann W.: Recent developments in the dewatering of fine and very fine-grained coal products. Aufbereitungs-Technik, Nr 5/1985.
8. Вермола Л. Т., Абрамюк С. Ф., Кучма Ю. Я. – „Современное оборудование для обезвоживания углей”, Уголь Украины 3/2009.

Przesiewacze rotacyjne o stopniowanych średnicach sit

Piotr Wodziński – Politechnika Łódzka

Remigiusz Modrzewski – Politechnika Łódzka

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

Streszczenie: Niniejszy rozdział opisuje przesiewacze rotacyjne - bębnowe w świetle nowych wyników badań tych maszyn, wykonanych w ostatnich latach w Politechnice Łódzkiej. Uwzględnia także najnowsze osiągnięcia konstrukcyjne w tej dziedzinie. Wydaje się, że nowoczesne przesiewacze bębnowe powinny być maszynami szybkobieżnymi tzn. takimi w których wyróżnik szybkobieżności (stosunek prędkości kątowej bębna do prędkości wirowania), powinien być na poziomie $0,8 \div 0,9$, a nie $0,3 \div 0,4$, jak to ma miejsce w obecnie eksploatowanych przesiewaczach.

Rotational screens of gradated diameters of sieves

Abstract: This work intended to describe drum screens in the light of new results of researches on these machines carried out recently at the Technical University of Łódź. The latest designing achievements in this area have also been taken into account. It seems that modern drum screens should be high-speed machines, i.e. such in which high speed factor (the ratio of drum angular velocity to rotation velocity) should range from 0,8 to 0,9, and not from 0,3 to 0,4, as is the case in the currently operating screens.

1. Wprowadzenie

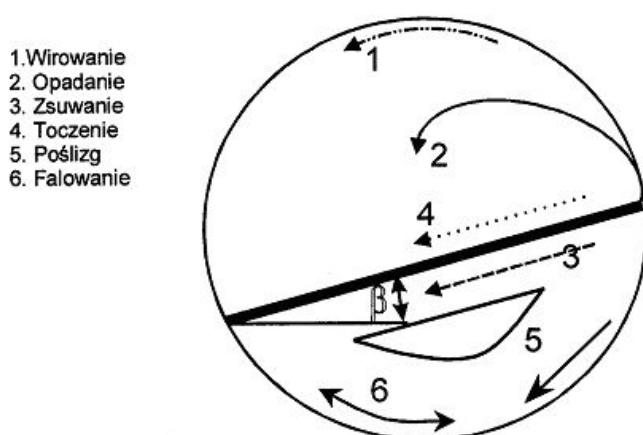
Przesiewacze bębnowe były najprawdopodobniej pierwszymi mechanicznymi, napędzanymi maszynami przesiewającymi. Wcześniej były jedynie przesiewacze ręczne oraz rusztowe przesiewacze statyczne. Przesiewacze bębnowe są proste w budowie oraz w technologii wykonania. Do ich napędu, czyli do wywołania ruchu obrotowego bębna używa się tradycyjnych układów napędowych, złożonych z silnika elektrycznego, przekładni zębatej oraz napędu łańcuchowego lub zębatego. Nierzadko przesiewacze bębnowe pracują w obudowie pyłoszczelnej, która spełnia jednocześnie rolę obudowy wyciszającej. Do wad przesiewaczy bębnowych zaliczyć należy niskie wydajności jednostkowe – procesowe, duże opory tarcia, a w ślad za tym zwiększone zapotrzebowanie mocy, duże gabaryty i problemy związane z blokowaniem się otworów sitowych. Widać, iż wady przeważają nad zaletami i zapewne to właśnie spowodowało zanikanie tych konstrukcji w technice przesiewania.

Jeżeli chodzi o przesiewanie kruszyw mineralnych, to maszyny te stanowią obecnie niewielki ułamek ogółu wykorzystywanych przesiewaczy [3]. Jednakże coraz częściej obserwuje się nawrót do stosowania przesiewaczy bębnowych. Wydaje się, że wielu użytkowników maszyn przesiewających chciałoby się pozbyć powszechnie stosowanej techniki wibracyjnej, nie zastanawiać się nad dynamicznym zrównoważeniem dużych przesiewaczy i nie mieć do czynienia z problemami rozbiegu i dobiegu tych maszyn [1].

Niniejszy rozdział opisuje serię nowych konstrukcji przesiewaczy bębnowych o zmiennej lub stopniowanej średnicy sit, które mają znaleźć zastosowanie w różnych gałęziach gospodarki narodowej i pracować tam w charakterze nowoczesnych maszyn przesiewających.

2. Ruch materiału w rotacyjnym przesiewaczu bębnowym

Jak wiadomo podstawowym parametrem charakteryzującym pracę aparatu bębnowego jest prędkość wirowania, zwana również prędkością krytyczną. Jest to więc taka prędkość po przekroczeniu której mamy do czynienia z przyleganiem cząstek znajdujących się w bębnie do pobocznic tego bębna (sita), co skutkuje zatrzymaniem procesu przesiewania. Zazwyczaj ruch aparatu bębnowego jest opisywany poprzez tzw. wyróżnik szybkobieżności E , czyli stosunek roboczej prędkości obrotowej bębna u_r do prędkości wirowania u_{kr} .



Rys. 1. Ruch ziaren w przesiewaczu bębnowym

Dla prędkości nieco mniejszych od prędkości krytycznych, mamy do czynienia z ruchem kaskadowym cząstek (rys. 1), które unoszone są na pewną wysokość, a następnie swobodnie opadają po oderwaniu się od powierzchni wewnętrznej bębna. Ten rodzaj ruchu nazywamy opadaniem [2]. Przy dalszym spadku prędkości obrotowej, przekrój poprzeczny złoża przybiera charakterystyczny kształt warstw, a wewnątrz złoża, równoległe do osi obrotu bębna tworzy się stabilny rdzeń materiału. Po nachylonej powierzchni złoża zsuwają się kolejne warstwy ziaren. Takie poruszanie się ziaren w aparacie bębnowym nazywamy zsuwaniem i toczeniem. W przypadku dalszego zmniejszania się prędkości obrotowej bębna, swobodna powierzchnia złoża ulega wyprostowaniu, zaś grubość warstwy poruszającej się po powierzchni swobodnej maleje.

W warunkach wyjątkowo niskiej prędkości aparatu bębnowego w ruchu obrotowym, możemy uzyskać kołysanie się złoża (falowanie). Taki ruch odbywa się tylko w gładkim bębnie bez przegród. W przypadku, gdy w bębnie zastosowano przegrody (progi), mamy do czynienia z innym rodzajem ruchu złoża, który najwłaściwiej byłoby określić mianem opadania. Jednakże w takim przypadku wszystko zależne jest od budowy tych przegród. Na ogół w aparacie bębnowym mamy 6 do 8 przegród, równomiernie rozmieszczonych na obwodzie bębna. Przegrody te powodują opadanie materiału w zasadzie niezależnie od prędkości obrotowej, bowiem podnoszą one pewną porcję materiału aż do momentu zsunęcia się jej z przegrody.

W obecnie budowanych przesiewaczach wartość wyróżnika szybkobieżności E wacha się w granicach 0,3 - 0,4. Zapewnia to ruch złoża w aparacie bębnowym poprzez zsuwanie lub

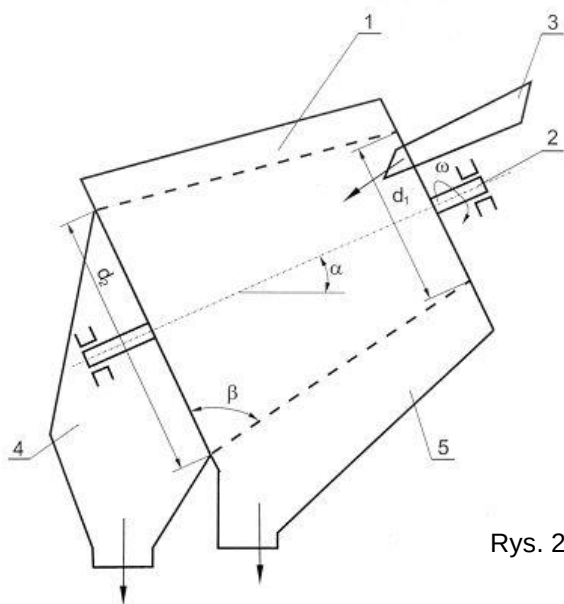
toczenie (rys. 1). Aby przesiewanie w aparacie bębnowym odbywało się w sposób intensywny, konieczne jest utrzymanie wyróżnika szybkobieżności na poziomie 0,8 - 0,9. Wówczas mieć będziemy do czynienia z ruchem kaskadowym złoża (opadaniem). Jednak utrzymanie obrotów bębnowych w tych wąskich granicach w istniejących maszynach jest ze względów konstrukcyjnych bardzo trudne. Jesteśmy bowiem blisko prędkości wirowania, a jej przekroczenie oznaczałoby zatrzymanie procesu przesiewania.

3. Przesiewacze o bębnach stopniowanych

Jako nowe rodzaje przesiewaczy bębnowych opracowane zostały przesiewacze o bębnach stożkowych i kaskadowych oraz ich kombinacje. Wynalazki te zostały zgłoszone do Urzędu Patentowego RP, który udzielił na nie patentów w roku 2009. Maszyny te dają wyraźną poprawę przebiegu procesu przesiewania w sensie większych skuteczności i wydajności. Ponadto w porównaniu do już istniejących rozwiązań technologicznych, w istotny sposób zmieniona jest konstrukcja samych bębnow, co ma umożliwić zastosowanie zwiększonych prędkości obrotowych w tych aparatach. Uzyskanie dużych prędkości roboczych, trudne obecnie ze względów technicznych, jest możliwe poprzez zmianę konstrukcji bębnow i ich posadowienia. Nowe proponowane konstrukcje są bębnami z osiami obrotowymi, tzn. wałami biegnącymi w geometrycznej osi bębna. Równie istotna jest kwestia doboru odpowiedniej, zmniejszonej w stosunku do rozwiązań obecnych średnicy bębnow.

Pamiętać należy, iż zmienna średnica bębna, przy niezmienionej prędkości obrotowej oznacza zmianę charakteru ruchu złoża w bębnie. W klasycznych bębnach cylindrycznych ruch warstwy ziarnistej jest jednakowy w całej długości aparatu. Odmienne zachowywać się będzie złoże ziarniste w aparacie o bębnie stożkowym (rys. 2). Najpierw ma miejsce intensywne opadanie i szybki odsiew, a dalej w miarę zwiększania się średnicy bębna - zmiana charakteru ruchu na toczenie i odsiewanie pozostałej klasy dolnej. W efekcie otrzymujemy zmienny wyróżnik szybkobieżności, przy zmianie średnicy aparatu od d_1 do d_2 .

Zarówno w przypadku sit stożkowych jak i kaskadowych, uzyskujemy zmianę wyróżnika szybkobieżności w jednym przesiewaczu, co jest korzystne, ponieważ w końcowej części bębna mamy do czynienia z nadawą już częściowo odsianą (o zmienionym składzie granulometrycznym). W materiale przesiewanym mamy większość ziaren dużych, bardzo drobne już zostały w większości odsiane.



Rys. 2. Przesiewacz bębnowy - stożkowy

Na rysunku 3 pokazano gotowe stanowisko badawcze przesiewacza stożkowego wraz z podajnikiem wibracyjnym. Napęd stanowi silnik elektryczny z motoreduktorem sterowany poprzez falowniki prądu zasilającego. Dzięki temu z dużą dokładnością i w prosty sposób można regulować obroty bębna. Średnica bębna stożkowego zmienia się od 0,3 m w miejscu podawania nadawy do 0,5 m na drugim końcu sita, a długość bębna to 0,75 m. Powierzchnia sita wynosi zatem 0,95 m².



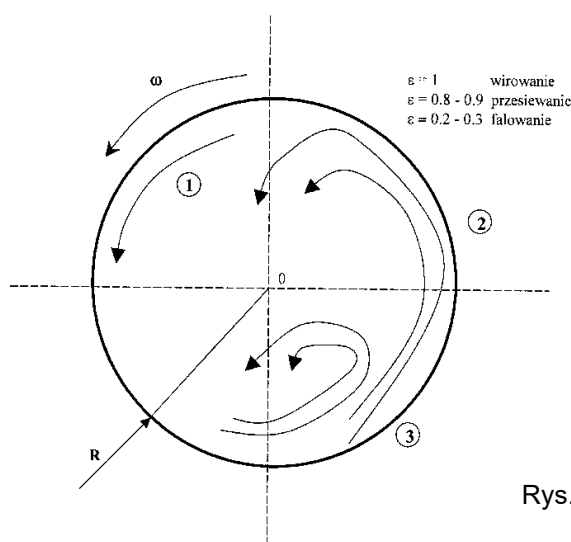
Rys. 3. Przesiewacz bębnowy - stożkowy

Na rysunku 4 pokazano przykładowe możliwości tego przesiewacza jeśli chodzi o charakter ruchu warstwy ziarnistej wewnątrz bębna. Przy niewielkich częstościach obrotowych (lewa strona rys. 4) warstwa zsuwa się po powierzchni sita. Przy dużych częstościach natomiast następuje podnoszenie warstwy na znaczną wysokość, a następnie jej opadanie. Jest to właśnie tak pożądaný ruch kaskadowy, przy którym uzyskujemy intensywne mieszanie ziaren, co skutkuje ich dokładniejszym przesiewaniem.

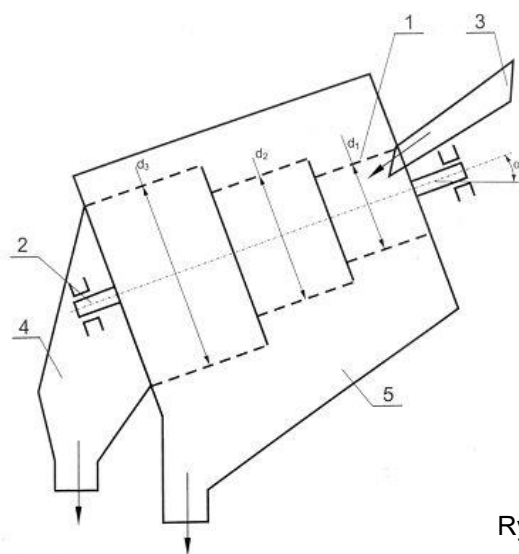


Rys. 4. Ruch ziaren w przesiewaczu stożkowym

Na rysunku 5 przedstawiono niektóre rodzaje ruchu złoża ziarnistego w bębnie. Zaistnienie jednego z przedstawionych ruchów jest uzależnione od tzw. wyróżnika prędkości przesiewacza bębnowego, będącego stosunkiem prędkości obrotowej danego przesiewacza do prędkości wirowania (krytycznej), dla której właściwy jest ruch 1 (rys. 5). W przesiewaczach istniejących stosowana jest tzw. prędkość robocza n_{rob} . Wynosi ona na ogół 0,4 prędkości wirowania. W takim wypadku złoża ziarniste w bębnie porusza się ruchem 3 (rys. 5), a niekiedy porusza się jeszcze wolniej. Z procesowego punktu widzenia powinniśmy osiągnąć ruch 2 (ruch kaskadowy, kataraktowanie). Wtedy wskaźniki procesowe przesiewania będą najwłaściwsze. Ale taki ruch uzyskamy dla wyróżnika prędkości $0,8 \div 0,9$, a nie 0,4. Pewnym rozwiązaniem zmierzającym do uzyskania korzystnego, kataraktowego ruchu złoża ziarnistego w bębnie sitowym jest zastosowanie przegród wewnętrznych, które podnoszą materiał przesiewany na pewną wysokość, po czym materiał ten zsuwa się z przegrody, spadając na dno bębna. Podobne efekty uzyskuje się, gdy zamiast cylindrycznego bębna zastosujemy graniastosłup o podstawie wielokąta foremego (np. sześciokąta). W bębnach stosowanych obecnie prędkość obwodowa cylindra sitowego wynosi w granicach $u_0 = 0,7 \div 1$ m/s.



Rys. 5. Przesiewacz bębnowy – stożkowy, ruch ziaren



W przypadku bębna kaskadowego (rys. 6) mamy wykorzystanie dodatkowego efektu przesypywania się materiału na kolejnych stopniach kaskady i jego dodatkowej segregacji. W kolejnych sekcjach o coraz większych średnicach będziemy mieli coraz mniej intensywny ruch warstwy przesiewanej, co zapewnia powolne i dokładne dosiewanie materiału. Dodatkowo w sekcjach o większych średnicach możliwe jest zamontowanie przegród.

Rys. 6. Przesiewacz bębnowy - kaskadowy

Na rysunku 7 pokazano gotowe stanowisko badawcze przesiewacza kaskadowego wraz z podajnikiem wibracyjnym. W celu pokazania stopniowanego bębna sitowego zostały zdjęte obudowy przesiewacza oraz pojemniki na materiał przesiany i odsiany.



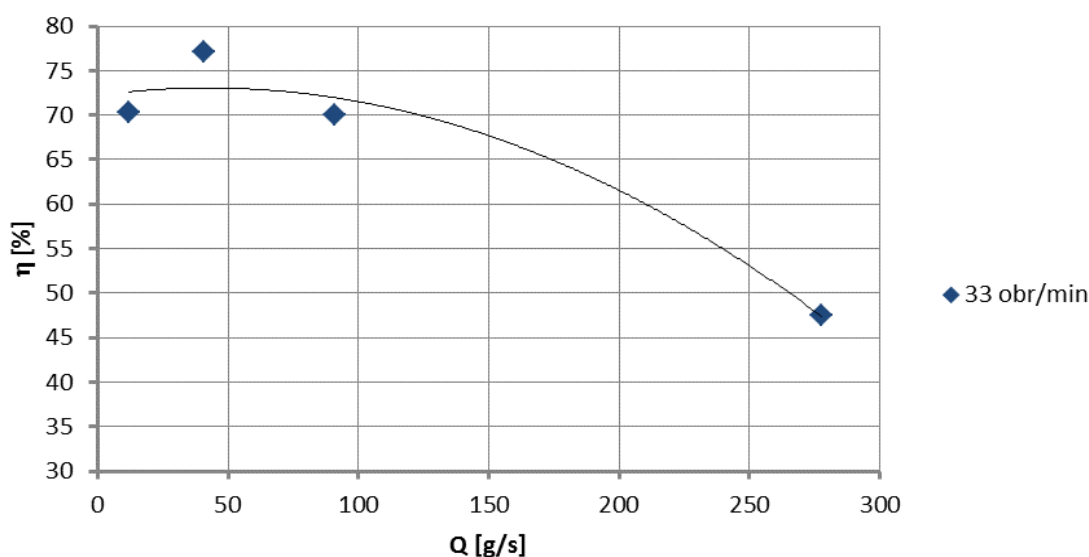
Rys. 7. Przesiewacz bębnowy - kaskadowy

Na rysunku 8 pokazano przykładowe możliwości tego przesiewacza jeśli chodzi o charakter ruchu warstwy ziarnistej wewnątrz bębna. Wraz ze wzrostem częstości obrotowej (w prawą stronę) rośnie wysokość podnoszenia warstwy ziarnistej materiału wewnątrz bębna aż do uzyskania pełnego ruchu kaskadowego (ruch 2 na rys. 5). Ponadto widoczny jest dodatkowy efekt przesypywania się materiału na stopniach bębna.

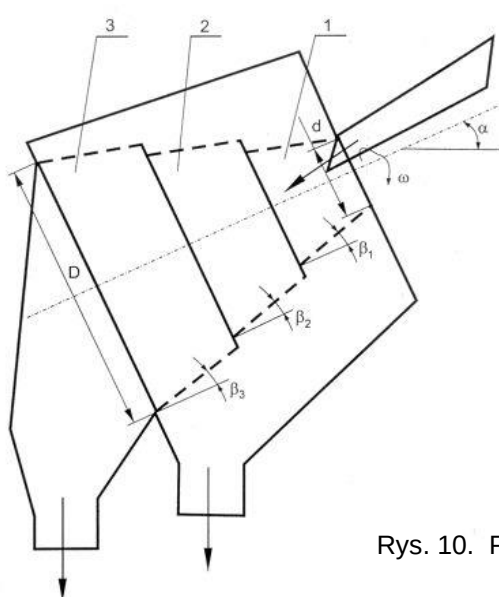


Rys. 8. Ruch ziaren w przesiewaczu kaskadowym

Przeprowadzono wstępne badania skuteczności i wydajności omówionych powyżej przesiewaczy, które dały obiecujące wyniki procesowe. Na rysunku 9 pokazano przykładowe wyniki pomiarów dla przesiewacza bębnowo - stożkowego (rys. 2), jako zależność sprawności przesiewania od wydajności masowej. Przedstawione dane uzyskano dla częstości obrotowej bębna równej 33 obroty na minutę, co dla omawianej konstrukcji daje ok. 80% prędkości wirowania oraz wysoką wartość wyróżnika szybkobieżności $E = 0,8$. Sprawności przesiewania otrzymane w granicach 70 – 80 % można uznać za obiecujące, biorąc pod uwagę, że przesiewany materiał ziarnisty był bardzo drobny, a więc odsiewał się dosyć trudno. Wzrost wydajności masowej powyżej 0,15 kg/s powodował znaczny spadek sprawności spowodowany dużym obciążeniem sita, ale taką wydajność można uznać za wystarczającą dla maszyn o podobnej wielkości (powierzchnia sita poniżej 1 m²).



Rys. 9. Sprawność i wydajność przesiewacza bębnowo - stożkowego

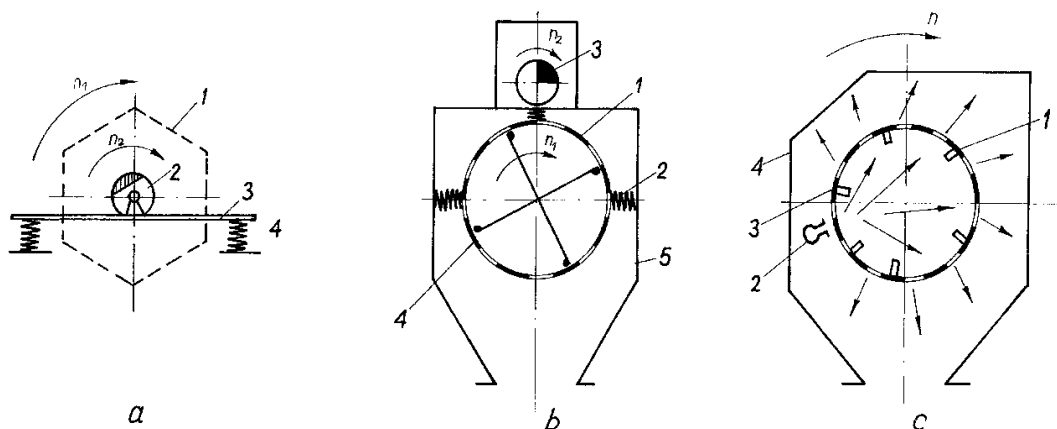


Rys. 10. Przesiewacz kaskadowo - stożkowy

Przesiewacz kaskadowo – stożkowy (rys. 10) łączy w sobie cechy i zalety konstrukcji omówionych poprzednio. Jak wskazuje nazwa poszczególne stopnie sita mają kształt ściętych stożków, a nie walców jak w klasycznym przesiewaczu kaskadowym (rys. 6).

Celem dalszych badań będzie poznanie przebiegu procesu przesiewania w nowych bębnach sitowych, a następnie wyznaczenie najważniejszych parametrów ich pracy. Mamy tu na myśli przede wszystkim średnicę bębnów i ich optymalne prędkości kątowe w ruchu obrotowym. Kolejnym ważnym parametrem koniecznym do wyznaczenia będą kąty pochylenia bębnów aparatu do poziomu. Ma to znaczenie szczególnie w przesiewaczach przemysłowych o ruchu ciągłym, gdyż decyduje o zdolności przepustowej tych maszyn.

Inne możliwe do wprowadzenia modernizacji przesiewaczy bębnowych pokazano na rysunku 11. Znane są bębny w postaci graniastopółów o podstawie wielokątów foremnych (np. sześciokąta) – rys. 11a. Do takiego aparatu bębnowego można dołączyć napęd wibracyjny, zapewniający ruch drgający osi bębna. Inny rodzaj przesiewacza bębnowego – cylindrycznego pokazano na rys. 11b, gdzie obok ruchu drgającego całego przesiewacza, występuje ruch krzyżaka wewnątrz bębna, który oczyszcza sito bębnowe i wspomaga przesiewanie. W pewnych wypadkach np. przesiewanie materiałów bardzo drobno uziarnionych do oczyszczania otworów sitowych stosuje się nadmuchiwanie do wnętrza bębna sitowego sprężonego powietrza (rys. 11c). Opisane powyżej udogodnienia mogą być zastosowane również w aparatach stożkowych i kaskadowych.



Rys. 11. Metody intensyfikacji przesiewania w aparatach bębnowych

Zastosowanie nowych przesiewaczy bębnowo – stożkowych i kaskadowych może mieć miejsce w takich dziedzinach gospodarki, jak:

- górnictwo węglowe (przeróbka kopalin) oraz innych surowców mineralnych,
- przemysł chemiczny,
- przemysł spożywczy oraz zbożowo-młynarski,
- ochrona środowiska (przeróbka odpadów komunalnych i mineralnych).

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

This study is prepared as part of chartered assignments 501/10-34-1-7015.

Literatura

1. Dietrych J.: Teoria i budowa przesiewaczy. WGH Katowice, 1962.
2. Oyama Y.: Studies on mixing of binary system of two size by ball mill motion. Php.Chem. Research No 951. 1940.
3. Sztaba K.: Przesiewanie. WGH Katowice, 1993.

Współczesne konstrukcje młynów wibracyjnych

Jan Sidor – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: Młyn wibracyjny zastosowano po raz pierwszy w Niemczech około 80 lat temu. Obecnie dzięki szerokim możliwościom technologicznym, prostotą budowy i szeregiem innych zalet produkowane są w kilkunastu krajach jako młyny przemysłowe, a także laboratoryjne. W rozdziale przedstawiono rozwiązania konstrukcyjne produkowanych obecnie młynów wibracyjnych stosowanych zarówno w procesach wytwarzania proszków (na sucho i na mokro), nanoproszków oraz jako reaktorów mechanochemicznych. Młyny te cechuje znaczne zróżnicowanie budowy uwarunkowane ich zastosowaniem, możliwościami technologicznymi producentów oraz posiadaniem praw autorskich. Największe zróżnicowanie budowy cechuje młyny o wydajności do 5 Mg/h i mocy do 200 kW. W tej grupie wyróżnić można młyny jedno i kilku komorowe z komorami w kształcie rur i toroidów. Napęd młynów stanowią wibratory bezwładnościowe i kinematyczne. Młyny o większej wydajności – do 60 Mg/h budowane z komorami rurowymi jako jedno, dwu i trzykomorowe z napędami bezwładnościowymi. Największe młyny o mocy dochodzącej do 2000 kW budowane są jako jednostki jednokomorowe rurowe o eliptycznej trajektorii amplitudy drgań.

State-of-the-art designs of vibrating mills

Abstract: Vibrating mill was used for the first time some 80 years ago in Germany. Now, due to advance in technology, the mills are manufactured in many countries as industrial mills and laboratory mills and they have simple design and many advantages. Some designs of currently manufactured vibrating mills used in production of powders (dry and wet method), nanopowders and used as mechanochemical reactors are described. These mills have different designs depending on their use and technological abilities of manufacturers as well on copyrights. The mills of output up to 5 Mg/h and power up to 200 kW have most differentiated designs. In this group we can distinguish one-chamber and multi-chamber mills of tubular or toroidal shape. Inertial and kinematic vibrators are the mills drives. Mills of higher output – up to 60 Mg/h are manufactured with tubular chambers as one or multi-chamber structures with inertial drives. The biggest mills of power up to 2000 kW are manufactures as one-chamber, tubular units of elliptical trajectory of vibrations.

1. Wprowadzenie

Rozwój wielu technologii, w których występują proszki (szczególnie mikro- oraz nanoproszki), otrzymywane w procesie rozdrabniania, a dokładniej mielenia, stawiają wymagania technologiczne maszynom, w których te materiały są wytwarzane, czyli młynom.

Zróżnicowanie w konstrukcji młynów spowodowały: właściwości fizykomechaniczne materiałów, z których wytwarzane są proszki, wymagania technologiczne stawiane proszkom (uziarnienie i ilość), mechanizmy procesu rozdrabniania, możliwości technologiczne producentów młynów, a także ochrona własności intelektualnej.

Główny podział młynów podano w pracy [10]. Postęp techniczny spowodował, że podział ten już się nieco zdezaktualizował. Stąd aktualny podział młynów przy kryterium mechanizmu przekazywania energii a proces mielenia, który wyróżnia młyny:

- z mielnikami swobodnymi z przekazywaniem energii przez ruchomą komorę,
- z mielnikami swobodnymi z przekazywaniem energii przez ruchomy wirnik,
- z mielnikami swobodnymi z przekazywaniem energii przez pole elektromagnetyczne i magnetyczne,
- młyny z mielnikami prowadzonymi,
- młyny udarowe z ruchomymi (obrotowymi) elementami roboczymi z przekazywaniem energii przez te elementy,
- młyny wysokociśnieniowe,
- młyny strumieniowe z przekazywaniem energii przez wprowadzone w ruch medium gazowe – bez mechanicznych elementów roboczych,
- inne młyny (ultradźwiękowe, kawitacyjne i inne).

Od wielu lat najważniejszą grupą młynów, w których wytwarza się masowo największą ilość proszków, jest grupa pierwsza, do której należą m.in. młyny grawitacyjne (kulowe, prętowe, AG, SAG), wibracyjne oraz planetarne [2, 5, 10, 15, 17].

Młyny wibracyjne, w stosunku do powszechnie stosowanych młynów grawitacyjnych o tych samych wymaganiach technologicznych, charakteryzują [8, 10]:

- znacząco większe możliwości technologiczne, w tym możliwością wytwarzania produktu mielenia o drobniejszym uziarnieniu, węższej klasie ziarnowej, ostrych krawędziach ziaren, a także możliwością mielenia materiałów o ziarnach płytkowych (np. miki),
- niższym o około 4÷10 razy poborem energii na proces mielenia,
- niższą o około 4÷5 razy masą młyna i niższym kosztem mielników 6÷8 razy,
- mniejszą powierzchnię zabudowy młyna 3÷4 razy oraz kubatura młynowni - 4÷20 razy,
- prostotą łączenia komór młyna z zasilaczem i urządzeniem odbierającym produkt mielenia, ponieważ króćce wlotu i wylotu materiału nie obracają się.

W stosunku do młynów mieszadłowych młyny wibracyjne cechuje:

- niższy o około 6÷10 razy jednostkowy pobór energii na proces mielenia,
- większy, nawet 20 krotnie maksymalny wymiar ziaren nadawy,
- mniej skomplikowany układ mielenia i łatwiejsza obsługa.

W stosunku do młynów strumieniowych młyny wibracyjne wyróżnia:

- niższy o około 6÷10 razy jednostkowy pobór energii na proces mielenia,
- większy nawet 10 krotnie maksymalny wymiar ziaren nadawy,
- możliwość mielenia materiałów tworzących z powietrzem mieszanki wybuchowe,
- możliwość mielenia na mokro i znacznie tańszy układ oczyszczania powietrza.

Główne wady klasycznych młynów wibracyjnych to: spadek wydajności młyna przy mieleniu na sucho materiałów o wilgotności powyżej kilku procent, szkodliwość oddziaływania na otoczenie – emisja hałasu o poziomie ciśnienia akustycznego 90÷120 dB i przenoszenie obciążeń dynamicznych na podłoże. Wady te znacząco eliminuje się przez zastosowanie obudów dźwiękochłonna-izolacyjnych, lub przy dużych młynach odrębnych hal. Należy dodać, że znaczna część oferowanych obecnie młynów wibracyjnych ma te wady w znacznym stopniu ograniczone, a niektóre np. oddziaływanie na podłoże, w znacznym stopniu wyeliminowane.

Zalety technologiczne młynów wibracyjnych zdeterminowały podejmowanie prac badawczych nad nowymi, bardziej przyjaznymi dla środowiska, konstrukcjami młynów oraz produkcję nowych rozwiązań młynów, zarówno niewielkich wydajności: $0,2\div 2$ Mg/h, średnich wydajności: $2\div 10$ Mg/h, a także wydajności dochodzącej do kilkudziesięciu Mg/h.

W latach 70. ubiegłego wieku młyny wibracyjne produkowały firmy: niemieckie: (Gämmerler, Humboldt, Siebtechnik, Salzgitter, Aubema, czeska (PSP Engineering), angielska (Boulton), amerykańska (Metso) oraz firmy rosyjskie. Pod koniec dwudziestego wieku młyny wibracyjne zaczęły produkować firmy japońskie, chińskie, hinduskie, tureckie, koreańskie, rosyjskie oraz trzy firmy z Kazachstanu.

W ostatnich latach oferowane są także nowe konstrukcje przez firmy z Niemiec Korei, Chin, Kazachstanu Rosji i USA. W Polsce nie produkuje się ich seryjnie. Zastosowano jednak kilka polskich prototypów. Dwa tego typu młyny o łącznej pojemności komór 230 dm^3 i mocy 20,5 kW (opracowane w AGH w 2000 roku), zastąpiły cztery młyny kulowe o łącznej pojemności komór $10\ 400\text{ dm}^3$ i mocy 44 kW w Zakładach Chemicznych "Alwernia".

Prace nad nowymi konstrukcjami młynów wibracyjnych prowadzone są w wielu ośrodkach badawczych wyższych uczelni oraz firmach produkujących młyny wibracyjne.

W Polsce w Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie prowadzi się prace nad nowymi konstrukcjami młynów wibracyjnych, a główny kierunek tych prac ma na celu opracowanie młynów o dobrych parametrach technologicznych oraz o niższej szkodliwości oddziaływania na otoczenie. Prace realizowane są w trzech kierunkach:

- młynów o obniżonych parametrach ruchu drgającego: częstotliwości drgań ($10\div 16$ Hz), przyspieszeniu ruchu drgającego zespołu roboczego młyna (poniżej 80 m/s^2) i złożonym ruchu komory, stąd ich nazwa młyny obrotowo-wibracyjne [10, 13, 14],
- młynów, o obniżonej częstotliwości drgań i przyspieszeniu ruchu drgającego zespołu o kołowej trajektorii amplitudy drgań, w tym młynów wyposażonych w komorę z elementem roboczym aktywizującym ruch mielników [12, 16],
- młynów o obniżonej częstotliwości drgań i przyspieszeniu ruchu drgającego zespołu o eliptycznej trajektorii amplitudy drgań [18].

Wzrost wymagań stawianych nowym konstrukcjom młynów dotyczy: zwiększenia możliwości technologicznych młynów stawianych produktom mielenia, obniżenia szkodliwości oddziaływania na środowisko, przy zachowaniu wysokich wymagań. Rosną też wymagania stawiane nowym konstrukcjom młynów w zakresie obniżania jednostkowego poboru energii oraz wymagań dotyczących skrócenia czasu i kosztów ich projektowania.

W rozdziale przedstawiono klasyfikacje i rozwiązania konstrukcyjne produkowanych obecnie młynów wibracyjnych stosowanych w mikrotechnologiach, technologiach o wydajności do kilku Mg/h oraz o wydajności powyżej 5 Mg/h. Są to młyny stosowane w procesach wytwarzania proszków (na sucho i na mokro), nanoproszków oraz jako reaktory chemiczne.

Młyny wibracyjne cechuje duże zróżnicowanie budowy wynikające z ich zastosowania, możliwości technologicznych producentów oraz prawami autorskimi. Największe zróżnicowanie budowy cechuje młyny o wydajności do 5 Mg/h i mocy do 200 kW. W tej grupie wyróżnić można młyny jedno i kilku komorowe z komorami w kształcie rur i toroidu. Napęd młynów stanowią wibratory bezwładnościowe i kinematyczne. Młyny o większej wydajności – do 60 Mg/h budowane z komorami rurowymi jako jedno, dwu i trzykomorowe z napędami bezwładnościowymi.

Największe młyny o mocy dochodzącej do 2000 kW budowane są jako jednokomorowe rurowe o eliptycznej trajektorii amplitudy drgań.

2. Klasyfikacje, sposób działania młynów wibracyjnych

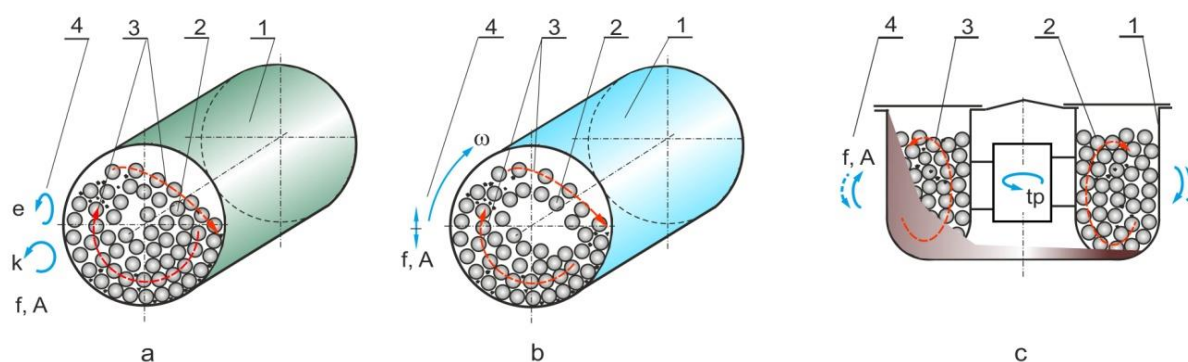
Główny podział dzieli młyny ze względu na podstawowy element konstrukcyjny, a zarazem roboczy, to jest budowę komory i dzieli te młyny na: rurowe i toroidalne (rys. 1). Podział drugi dotyczy budowy źródła siły wprawiającej komorę w ruch drgający, czyli rozwiązania wibratora i rozróżnia młyny:

- z bezwładnościowym wymuszeniem ruchu drgającego - dominująca ilość,
- z kinematycznym wymuszeniem ruchu drgającego.

Trzeci klasyfikuje młyny ze względu na trajektorię ruchu komory i rozróżnia młyny o trajektorii amplitudy drgań: kołowej, quasi kołowej, eliptycznej, odcinkowej, przestrzennej oraz złożonym - obrotowo-wibracyjnym ruchu komory [5 10,].

Obecnie najczęściej stosowane są rurowe młyny wibracyjne, budowane jako jedno lub wielorurowe z liczbą komór: 1, 2, 3 4. Ich odmianą o dużych możliwościach technologicznych są młyny obrotowo-wibracyjne rozwijane w AGH [10, 12, 13, 14].

Sposób działania młynów wibracyjnych przedstawiono schematycznie na rysunku 1.



Rys. 1. Schemat działania młynów wibracyjnych: a – rurowego o kołowej (quasikołowej) i eliptycznej, b – rurowego - obrotowo-wibracyjnego o odcinkowej, c – toroidalnego o trójpłaszczyznowej:

1 – komora, 2 – mielniki, 3 – trajektorie ruchu mielników, 4 – trajektorie ruchu komory, A – amplituda drgań, (e – eliptyczna, k – kołowa), tp – trójpłaszczyznowa, f – częstotliwość drgań, ω - prędkość kątowa (źródło własne)

Proces mielenia w młynach wibracyjnych zachodzi w zbiorniku zwanym komorą, która jest rurą zamkniętą z obu stron pokrywami (rys. 1, 1a i b) lub toroidem (rys. 1 c). W młynach o działaniu ciągłym w pokrywie komory od strony wylotu zmielonego materiału lub w komorze umieszczana jest przegroda sitowa, która zatrzymuje mielniki w komorze i zapewnia swobodny przepływ mielonego materiału. Komora wraz z zespołem roboczym, w którym znajduje się jeszcze konstrukcja wsporcza podparta na elementach sprężystych i wibrator wprawiana jest w ruch drgający siłą wibracyjną P_o opisaną zależnością:

$$P_o = m_o e \cdot \omega^2$$

gdzie: P_0 - siła dynamiczna wymuszająca ruch drgający komory, N,

m_0 - masa obciążnika, kg,

e - odległość środka masy obciążnika od punktu obrotu, m,

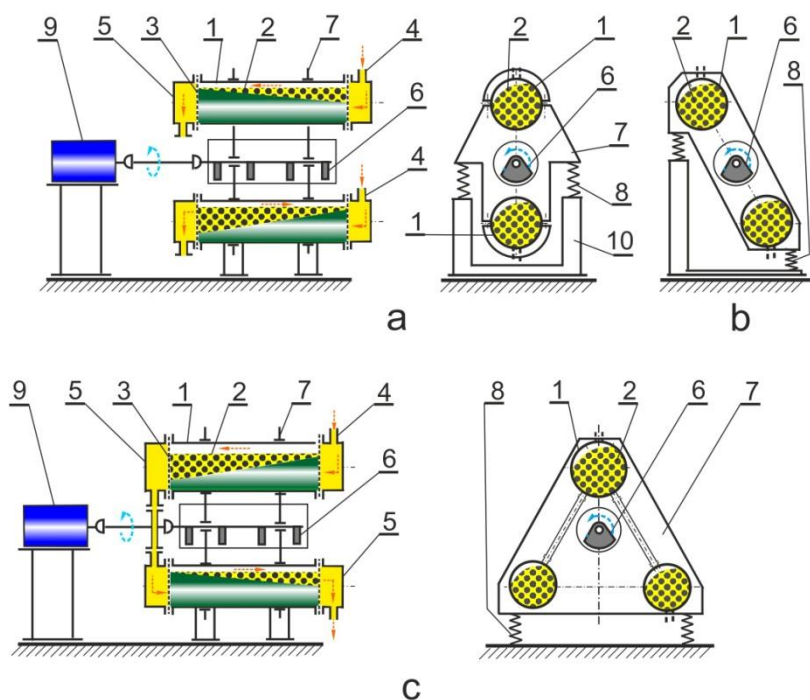
ω - prędkość kątowa wibratora, rad/s.

Elementami roboczymi – mielącymi, są mielniki najczęściej o kształcie kuli, otrzymujące energię od drgającej komory. Częstotliwość drgań klasycznych młynów wibracyjnych wynosi $17 \div 25$ Hz, przyspieszenie ruchu drgającego komory $60 \div 300$ m/s².

Młyny wibracyjne stosowane są w układach mielenia w środowisku powietrza lub cieczy o wydajności: dużej ($20 \div 100$ Mg/h), średniej ($0,5 \div 20$ Mg/h), małej ($0,01 \div 0,5$ Mg/h), w mikrotechnologiach ($0,1 \div 10$ kg/h, procesach wytwarzania nanostruktur, aktywacji mechanicznej materiałów, mechanicznego stapiania oraz przygotowania – przez mielenie i homogenizację próbek o masie $0,1 \div 500$ g do celów analitycznych.

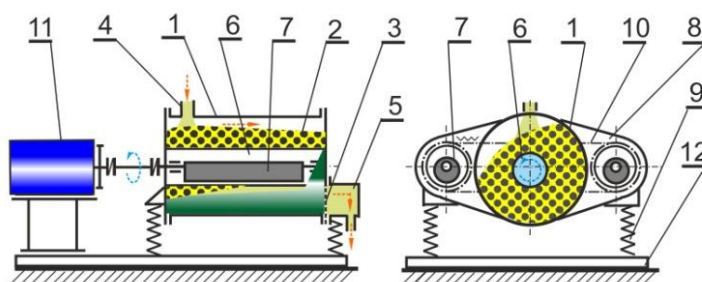
3. Budowa i parametry młynów wibracyjnych

Podstawowe badania młyna wibracyjnego [9] wykazały, że młyn ten uzyskuje największą szybkość procesu mielenia przy kołowej trajektorii amplitudy drgań. Stąd komory robocze niemal wszystkich produkowanych od końca ubiegłego wieku i większość młynów produkowanych obecnie [1, 19, 20, 21] wykonują ruch drgający o trajektorii zbliżonej do kołowej, czyli quasikołową - przy wymuszeniu bezwładnościowym ruchu drgającego. Aby uzyskać taką trajektorię amplitudy drgań zespół roboczy młyna dwu lub trzykomorowego młyna posiada jednomasowy wibrator bezwładnościowy umieszczony w środku masy zespołu roboczego (rys. 2.), a w młynie jednokomorowym, w środku masy umieszczona jest komora a napęd młyna stanowi dwumasowy wibrator o synchronizacji prędkości obrotowej przekładnią pasową z paskiem zębatym (rys. 3).



Rys. 2. Schematy budowy młynów [14, 15]:

- a, b – dwukomorowego,
- c – trzyskomorowego,
- 1 – komora, 2 – ładunek,
- 3 – przegroda sitowa,
- 4 – pokrywa z wlotem,
- 5 – pokrywa z wylotem,
- 6 – wibrator,
- 7 – konstrukcja wsporcza,
- 8 - podparcie sprężyste,
- 9 – silnik,
- 10 – rama (źródło własne)

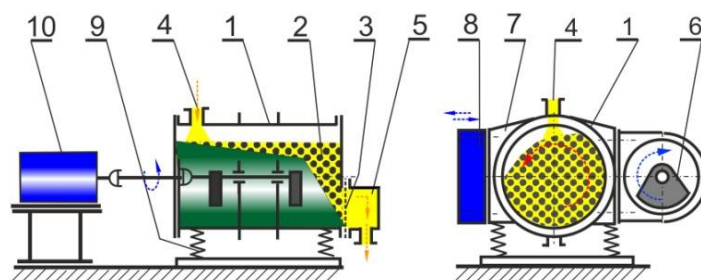


Rys. 3. Schemat budowy młyna jednokomorowego [2, 20] firmy Metso:

- 1 – komora, 2 – ładunek, 3 – przegroda sitowa, 4 – pokrywa z wlotem, 5 – pokrywa z wylotem,
6 – element walcowy, 7 – wibrator, 8 - konstrukcja wsporcza, 9 - podparcie sprężyste,
10 – przekładnia synchronizacyjna, 11 – silnik, 12 – rama (źródło własne)

Młyny (rys. 2) mają pewne ograniczenie wydajności, ze względu na średnicę komory, która nie przekracza 650 mm. Ograniczenie to wynika z faktu, że wraz ze wzrostem średnicy komory maleje szybkość procesu mielenia [10]. Dlatego, aby zwiększyć wydajność młyna do 40-60 Mg/h budowane są młyny wielokomorowe wyposażone w dwie, trzy, równolegle umieszczone komory. Jednym ze sposobów zwiększenia średnicy komory jest umieszczenie w niej elementu 6 (rys. 3) aktywizującego ruch mielników w środku komory. Korzystne rezultaty zastosowania tego rodzaju elementu opublikowano w pracach [12, 16].

W 1996 roku opatentowano w USA nowy młyn wibracyjny [4], o znacząco różnej budowie, w którym jednomasowy wibrator bezwładnościowy umieszczono z boku komory w płaszczyźnie poziomej, a po przeciwnej stronie komory jej drugiej strony umieszczono obciążnik - masę inercyjną. Taka budowa młyna (rys. 4) zapewniła eliptyczną trajektorię amplitudy drgań, modułową budowę młyna oraz możliwość budowy młynów wibracyjnych o zwartej konstrukcji, a w szczególności większej średnicy komory. Prawa autorskie tego patentu miała firma niemiecka Siebtechnik, która jako pierwsza w świecie w latach 20. ubiegłego wieku wyprodukowała komercyjny młyn wibracyjny.



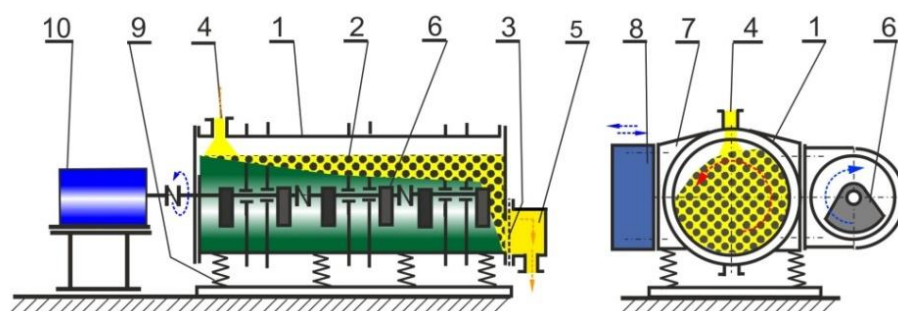
Rys. 4. Schemat budowy młyna wibracyjnego firmy Siebtechnik [4, 22]:

- 1 – komora, 2 – ładunek, 3 – przegroda sitowa, 4 – wlot, 5 – wylot, 6 – wibrator, 7 – konstrukcja wsporcza, 8 - masa inercyjna, 9 – podparcie sprężyste, 10 – silnik (źródło własne)

W taki sam sposób działają młyny wibracyjne różniące się układem napędowym i produkowane obecnie przez firmę Lyvenus w Chinach [20, 21] (rys. 5), w którym ze względu na długą komorę zastosowano wibrator trójmodułowy.

Eliptyczną trajektorię amplitudy drgań ma również młyn Vibra-Drum amerykańskiej firmy General Kinematics przy całkowicie różnej budowie [23, 24]. W tym młynie ruch drgający generują dwa typowe silniki wibracyjne (elektrowibratory) zamocowane do masy inercyjnej, która w górnej części ma układ sprężyn napędzających komorę, natomiast od dołu ma drugi układ sprężyn o znacznie mniejszej sztywności posadowiony na fundamencie młyna. Schemat działania młyna przedstawiono na rysunku 6.

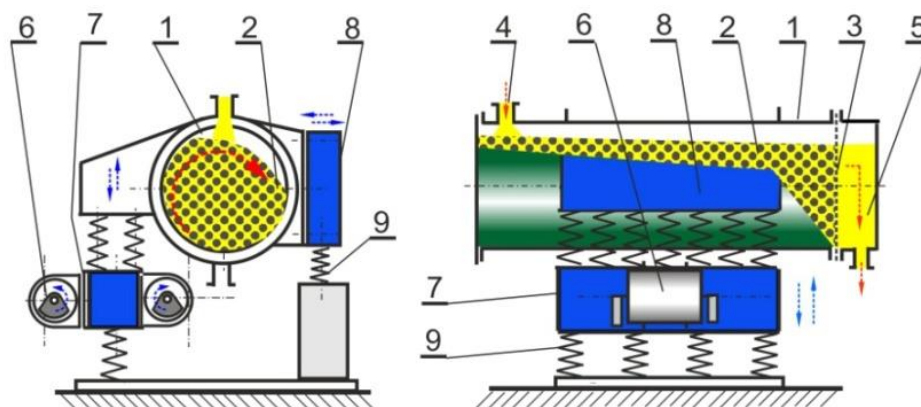
Kołową trajektorię amplitudy drgań mają jednokomorowe młyny wibracyjne HORS produkowane w Rosji [26] przez firmę OOO NPP „Osnova”. Tego rodzaju młyn o symbolu ZRM 220-35 opracowano w Technische Universität Clausthal [27]. Młyn ten ma objętość komory 220 dm³, moc 110 kW (rys.7).



Rys. 5. Schemat budowy młyna wibracyjnego z trójmodułowym wibratorem firmy Lyvenus [23, 24]:

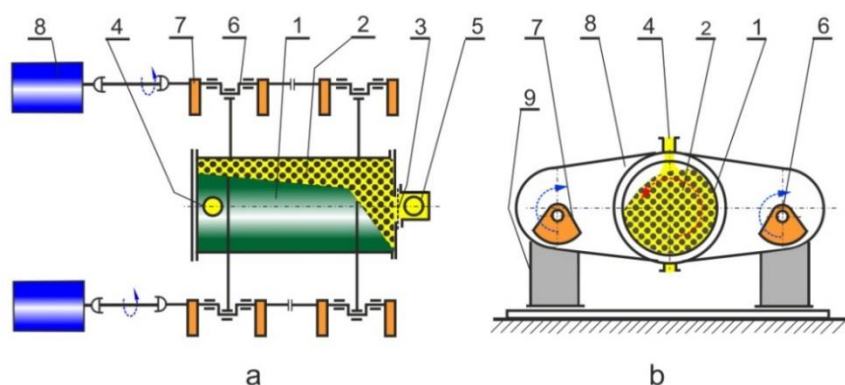
1 – komora, 2 – ładunek, 3 – przegroda sitowa, 4 – wlot, 5 – wylot, 6 – wibrator, 7 – konstrukcja wsporcza, 8 – masa inercyjna, 9 – podparcie sprężyste, 10 – silnik (źródło własne)

Prototyp młyna wibracyjnego o takim wymuszeniu opracowano w AGH w 1999 roku i zastosowano w Zakładach Chemicznych Alwernia do mielenia tlenku chromu na sucho [11]. Po zmianie technologii mielenia tlenku na mokrą w młynie zmieniono wibrator na bezwładnościowy - z którym pracuje obecnie. Młyn ma pojemność komór 150 dm³, moc 30 kW.



Rys. 6. Schemat budowy jednokomorowych rurowych młynów wibracyjnych o eliptycznej trajektorii drgań firmy General Kinematics [25]:

1 – komora, 2 – ładunek, 3 – przegroda sitowa, 4 – wlot, 5 – wylot, 6 – wibrator dwumasowy, 7 – masa inercyjna wibratora, 8 – masa inercyjna komory, 9 – podparcie sprężyste (źródło własne)



Rys. 7. Schemat budowy jednokomorowego rurowego młyna wibracyjnego o kołowej trajektorii drgań HORS firmy OOO NPP Osnova [26]:

1 – komora, 2 – ładunek, 3 – przegroda sitowa, 4 – wlot, 5 – wylot, 6 – wibrator kinematyczny, 7 – obciążnik, 8 – konstrukcja wsporcza, 9 – podparcie - rama młyna (źródło własne)

Rysunek 8 przedstawia fotografię młyna ESM 656 w wersji jednomodułowej, a rysunek 9 największy młyn oferowany przez firmę Siebtechnik - ESM 856 w wersji dwumodułowej. W wersji jednomodułowej młyn ma pojemność komory 0,95 m³ i moc silnika 75 kW [22].



Rys. 8. Młyn wibracyjny ESM firmy Siebtechnik o średnicy komory 620 mm, pojemności 0,605 m³ i mocy silnika 45 kW [22]



Rys. 9. Młyny wibracyjne ESM 856 firmy Siebtechnik o średnicy komory 820 mm w wersji dwumodułowej – o pojemności komory 1,9 m³ i mocy silnika 160 kW [22]

Na rysunku 10 zamieszczono widok jednokomorowego młyna firmy Lyvenus, a na rysunku 11 fragment linii technologicznej mielenia cementu wyposażonej w młyn tej firmy.

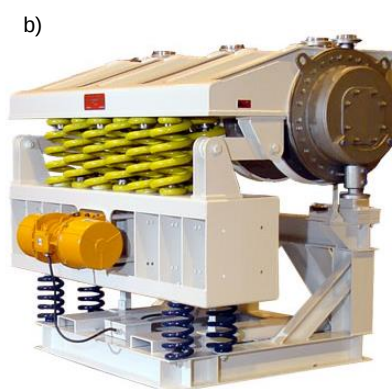


Rys. 10. Młyn wibracyjny firmy Lyvenus z wibratorem jednomasowym [23, 24]



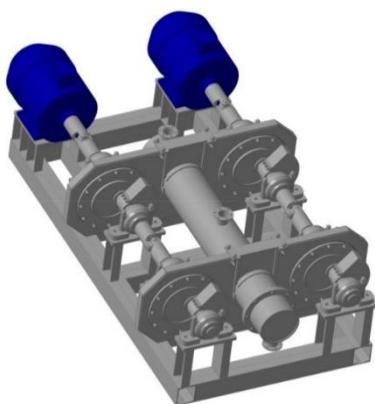
Rys. 11. Linia technologiczna mielenia cementu z młynem MZD 2200x1100 uruchomiona w 2011 roku [23, 24]

Rysunek 12 przedstawia młyny firmy General Kinematics, rysunki 13 i 14 rosyjskie młyny wibracyjne o kinematycznym wymuszeniu ruchu drgającego.

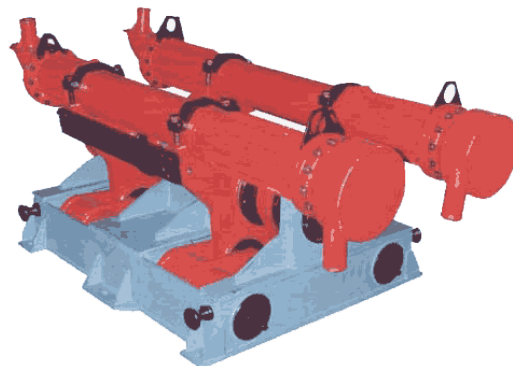


Rys. 12. Młyny wibracyjne firmy General Kinematics:
a - w linii technologicznej w przemyśle górnictwym, b – jeden z prototypów młyna [25, 30]

Na rysunku 15 przedstawiono klasyczne, dwukomorowe młyny wibracyjne. Rysunek 16 przedstawia najdłuższy produkowany jednokomorowy młyn o quasikołowej trajektorii amplitudy drgań, a na rysunku 17 przykład budowy młyna o trójpłaszczyznowej (przestrzennej) trajektorii amplitudy drgań, produkowanego tylko przez kilka firm na świecie.



Rys. 13. Młyn wibracyjny (model wirtualny) HORS firmy OOO NPP Osnova [26]



Rys. 14. Młyn wibracyjny Aktivator produkowany przez firmę OOO Aktivator [28]

a)

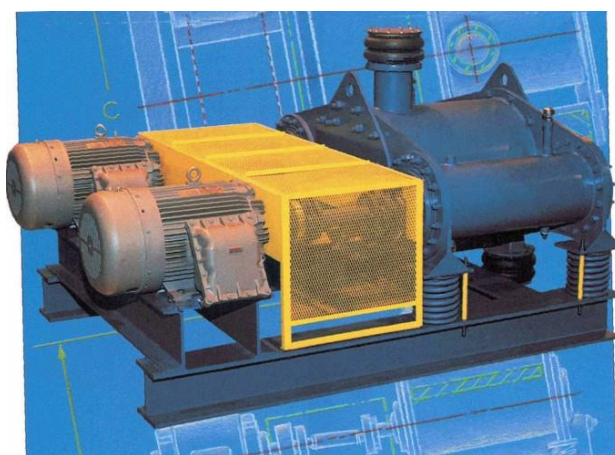


b)



Rys. 15. Największe produkowane obecnie młyny wibracyjne: a – japońskiej firmy Masubo [19],
b – niemieckiej firmy KHD Humboldt [21, 29] - produkowane również przez inne firmy

Na rysunku 17 przedstawiono młyn o trójpłaszczyznowej trajektorii amplitudy firmy Sveco.



Rys. 16. Młyn firmy Metso [14]

Rys. 17. Młyn wibracyjny M45-L firmy Sveco [30]

W tabeli 1 zestawiono podstawowe parametry dużych młynów wibracyjnych oferowanych obecnie - dostępnych danych, a w tabeli 2 największych obecnie młynów wibracyjnych oferowanych przez chińską firmę Lyvenus [23].

Parametry techniczne dużych młynów wibracyjnych

Tabela 1

Parametr, Typ młyna	Palla 65U	GSM 2506	ESM -856	Vibra-Drum	MPV
Średnica komory, m	0,65	0,53	0,82	1,83	3,5
Długość komory, m	4,0	2,12	5,9	4,57	15
Liczba komór, sztuk	2	6	1	1	1
Pojemność komór, m ³	2,66	2,82	1,90	12,0	144
Częstotliwość drgań, Hz	16	16	16	20	---
Masa młyna, Mg	---	14,5	17	---	---
Masa mielników, Mg	11	10,8	7,1	---	---
Moc silnika wibratora, kW	160	160-200	160	74	75-2000
Wydajność, Mg/godz	5÷30	40÷60	6,3	---	---

**Parametry techniczne młynów firmy Lyvenus (D – średnica komory młyna) [23, 24],
drugi wymiar oznacza długość komory w mm**

Tabela 2

Typ, D, mm	1500	1800	2100	1400	2700	3000	3500
MZD	1,5x8	1,8x10	2,1x11	2,4x11	2,7x13	3x13	3,5x15
MPW	1,5x6	1,8x10	2,1x11	2,4x11	2,7x13	3x13	3,5x15
MZDS	1,5x2,5	14x3	2-1x3,8	2,4x4	2,7x4,4	3x9	3,5x6
MWS	1,5x2,5	14x3	2,1x3,8	2,4x4	2,7x4,4	3x5	3,5x6
MPWP	1,5x2,5	14x3	2,1x3,6	2,4x4	2,7x4,4	3x5	3,5x6
MPDP	1,5x2,5	14x3	2,1x3,4	2,4x4	2,7x4,4	3x5	3,5x6
Moc, (kW)	75-320	110-400	160-500	200-800	320-1000	400-1600	500-2000

W tabelach 3 i 4 podano parametry młynów wibracyjnych oferowanych przez firmy rosyjskie: OOO NPP Osnova [26] oraz Aktivator [28]. Młyny te mają kinematyczne wymuszenie ruchu drgającego, a cechuje je znacznie większa zainstalowana moc jednostkowa (przypadająca na jednostkę objętości komory), 2-3 krotnie większa liczba Froude'a oraz większa wydajność z jednostki objętości komory.

Parametry techniczne jednokomorowych młynów firmy OOO NPP Osnova [26]

Tabela 3

Parametr	Typ młyna	CEH-20	CEH -25	CEH -35	CEH -45	CEH -55
Wydajność , kg/h		500÷600	800÷1200	2800÷3200	5000÷6000	10000÷12000
Pręđ. obr. wibratora, obr/min		360÷750				
Uziarnienie nadawy, mm		poniżej 10				
Uziarnienie produktu, μm		poniżej 10				
Masa młyna, kg		1 239	1 881	2 654	3 305	4 349
Moc silników, kW		15 (2×7,5)	37 (2×18,5)	74 (2×37)	150 (2×75)	320 (2×160)
Wymiary, bez napędu, m		1,5×1,7×1,2	2,1×1,8×1,2	2,5×2,2×1,4	3,2×2,5×1,5	4,2×2,7×1,7

Parametry techniczne dwukomorowych młynów firmy Aktivator [28]

Tabela 4

Parametr	Typ młyna	C-100	C-500	C-1000	C-5000
Uziarnienie nadawy, mm		5	5	5	10
Uziarnienie produktu mielenia, μm		1÷3	10÷15	20÷30	<50
Moc silnika, kW		5,5	11	15÷22	42
Pręđkość obrotowa wibratora, obr/min		1300	1000	980	800
Amplituda drgań (promień mimośrod), mm		7	10	20	50
Wydajność, kg/h dla piasku kwarcowego		100	500	1200	5000÷7000
Średnica komory, mm		80	105	120	250
Długość komór, mm		1230	1500	1815	2700
Objętość komór, dm ³		12,4	26,0	41	265
Masa, kg		170	650	1300	1800

Wydajność młynów wibracyjnych jest znacznie bardziej zróżnicowana od wydajności młynów kulowych i uwarunkowana jest w większym stopniu: własnościami fizycznymi mielonego materiału, uziarnieniem nadawy i produktu mielenia, warunkami technologicznymi procesu mielenia, parametrami młyna wibracyjnego (amplitudą drgań – jej wartością i kształtem, częstotliwością drgań oraz budową układu mielenia (cyklem mielenia).

Obrazują to wyniki badań przeprowadzonych w młynie wibracyjnym ESM 656 o objętości komory 0,37 m³, mocy 22 kW, masie 4 Mg, kubaturze 5,6 m³ i powierzchni zabudowy 2,5 x 1,7 m podano w tabeli 5. Wyniki badań wpływu rodzaju trajektorii amplitudy drgań na parametry technologiczne młynów podano w tabeli 6.

Wyniki badań porównawczych mielenia materiałów o zróżnicowanych własnościach fizycznych i wymaganiach technologicznych mielonych w młynie ESM 656 [7]

Tabela 5

Mielony materiał	Węglik krzemu	Metal z 10% W	Żużel ZnO ₂	Żużel tantal-niob	Kwarc	Żużel w-pieczowy
Uziarnienie nadawy	100% <16 mm	100% < 30 mm	100% < 25 mm	100% < 2 mm	100% <0,1 mm	100% < 20 mm
Uziarnienie produktu mielenia	100% <8 mm	100% < 0,5 mm	100% <0,25 mm	100% < 0,1 mm	100% <0,04mm	100% <3 mm
Wydajność, Mg/h	0,30	1,00	3,00	0,40	2,00	3,00
Jedn. pobór energii, kWh/Mg	180	33	17,5	112	27	15

Wyniki badań młynów Palla z młynem ESM [3] – przy mieleniu poniżej 0,5 mm

Tabela 6

Parametry młyna	Młyn dwukomorowy Palla U		Młyn jednokomorowy ESM	
Ilość komór w młynie, sztuk	2	2	1	1
Średnica komory D, m	0,5	0,65	1	1
Długość komory L, m	2x3	2x4	2,5	5,0
Objętość komory, V, m ³	1,357	2,991	1,96	3,927
Wydajność ¹ , Mg/h	1,24	2,8 ²	3,4	6,81
Jednostkowy pobór energii ³ , kWh/Mg	48,44	44 ³	27,83	28,4
Moc, kW	75	160	75	160
Moc jednostkowa kW/m ³	55,1	53,5	38,5	40,7

¹- Częstotliwość drgań 16,7 Hz, amplituda drgań 6 mm, stopień napełnienia 0,8,

²- Mielenie tlenku magnezu, nadawa 1÷4 mm produkt poniżej 0,5 mm,

³- Dane projektowe.

4. Podsumowanie

W ostatnich latach można zauważyć większe zainteresowanie młynami wibracyjnymi. Powodują to ich dobre parametry techniczne i bardzo szerokie możliwości technologiczne. Możliwości te rozszerzono dzięki zastosowaniu eliptycznej trajektorii amplitudy drgań (młyny

Siebtechnik i Lyvenus) oraz konstrukcji rezonansowych (General Kinematics). Spowodowało to zmniejszenie zainstalowanej mocy w młynach, uproszczenie ich budowy, a także uzyskanie możliwości budowy modułowej.

Młyny te są szczególnie przydatne przy mieleniu materiałów w zakresie wydajności od kilkuset kg/h do kilkudziesięciu Mg/h. W ofercie producentów młynów pojawiły się maszyny o bardzo dużej zainstalowanej mocy (0,5÷2,0 MW), których wydajność można tylko oszacować w zakresie 30÷150 Mg/h - wobec braku informacji o nich.

Oryginalnymi konstrukcjami są młyny Vibra-Drum, budowane o szerokim zakresie wydajności - niestety informacje o parametrach tych młynów nie są publikowane. Dobre parametry cechują młyny rosyjskie o kinematycznym wymuszeniu ruchu drgającego.

Moc jednostkowa młynów o bezwładnościowym wymuszeniu ruchu drgającego mieści się w zakresie: 30÷70 kW/m³ komory, natomiast w młynach o kinematycznym wymuszeniu ruchu drgającego wynosi w małych młynach 444÷580 kW/m³, w dużych jednostkach: 30÷155 kW/m³. Stąd ich znacznie korzystniejsze parametry technologiczne, ale okupione większą szkodliwością oddziaływania na otoczenie (hałas, obciążenie fundamentu).

Prace nad młynami wibracyjnymi od wielu lat prowadzi się w Akademii Górniczo-Hutniczej w Katedrze Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych. Niektóre wyniki badań zastosowano już w przemyśle. W KMGPiT opracowano dwa uniwersalne młyny wibracyjne z możliwością ruchu drgającego o quasikołowej i eliptycznej trajektorii amplitudy drgań. Młyny o pojemności komór: 10 dm³ - laboratoryjny i 100 dm³ - ułamkowo-techniczny mogą pracować w sposób ciągły na mokro i na sucho. Pierwsze testy młynów dotyczące badań mielenia rudy miedzi zakończyły się pozytywnym rezultatem. Na podstawie tych testów opracowano wytyczne, założenia do projektu oraz dokumentację konstrukcyjną młyna do mielenia rudy miedzi o wydajności 40÷80 Mg/h [18].

Literatura

1. Andres K., 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, pp. 125-131.
2. Basic in Mineral Processing Edition 10 2015, <http://www.metso.com>.
3. Gock E., Kurrer K. E.: Exzenter-Schwingmühle – ein neuer Weg zur energiearmen Feistzerkleinerung, Erzmetall 49, 1966 Nr 7/8 s. 434-442.
4. Gock E., Beeneken W., Gruschka H.: Eccentric vibration mill, US-Patent No, 08/325,837 01,07,1996 Anm, Siebtechnik GmbH.
5. Höffl K.: Zerkleinerungs- und Klassiermaschinen. Leipzig, VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie 1985.
6. <http://crushersale.xyz/granite-crusher/copper-ore-high-vibratory-grinding-mill-com>.
7. Kurrer K. E., Gock E.: Exzenter-Schwingmühle für Feistzerkleinerung – eine kinematische Analyse, Zement Kalk Gips 50 Vol 1997 No 7 s. 362-373.
8. Lowrison G. Ch.: Crushing and grinding: the size reduction of solid materials. London. Butterworths, 1974.

9. Rose H.: Some Observations on Vibration Mills and Vibration Milling, Symposion Zerkleinern, Weinheim, Verlag Chemie GMBH, 1962, S. 427-456.
10. Sidor J.: Badania, modele i metody projektowania młynów wibracyjnych, Rozprawy Monografie nr 150, UWND AGH, Kraków 2005.
11. Sidor J., Drzymała Z.: Synteza konstrukcji przemysłowego młyna wibracyjnego o niskiej częstotliwości drgań do mielenia tlenku chromu na sucho, Zesz. Nauk. Pol. Białostockiej - Budowa i Eksploatacja Maszyn, Wyd. Pol. Białostockiej, Białystok, 2002, nr 9, s. 405-414
12. Sidor J.: Możliwości intensyfikacji procesu mielenia w młynie wibracyjnym przez zmianę kształtu wnętrza komory. Inżynieria i Aparatura Chemiczna, 2003, nr 3s, s. 138-140.
13. Sidor J.: Modele matematyczne młyna obrotowo-wibracyjnego. Ceramika/Ceramics. Polish Ceramic Bulletin, Polish Academy of Science. Kraków Division, vol. 96, 2006 s. 491-498.
14. Sidor J.: Projecting of vibrating mills, Advanced Grinding: 25th Anniversary of the Comminution in Bydgoszcz, Wyd., Fundacji Rozwoju Mechatroniki, Bydgoszcz 2011.
15. Sidor J.: Kierunki rozwoju młynów do mielenia rud i surowców mineralnych Mechanizacja, Automatyzacja i Robotyzacja w Górnictwie, Monografia, red. nauk. K. Krauze, Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego w Łędzinach, Katedra Maszyn Górniczych, Przeróbczych i Transportowych AGH w Krakowie, Łędziny Kraków: Centrum Badań i Dozoru Górnictwa Podziemnego, 2014 s. 180-193.
16. Sidor J., Tomach P.: Wstępne badania eksperymentalne intensyfikacji procesu mielenia w młynie wibracyjnym za pomocą dodatkowego elementu roboczego w komorze. Materiały Ceramiczne - Ceramic Materials. Kraków. 2013 t. 65 nr 2, s. 140–144.
17. Sidor J., Foszcz D., Tomach P., Krawczykowski D.: Młyny wysokoenergetyczne do mielenia rud i surowców mineralnych. Cuprum, ISSN 0137-2815. 2015 nr 2, s. 71–85.
18. Sidor J., Kalukiewicz A., Krauze K., i inni: Opracowanie energooszczędnej technologii rozdrabniania rudy miedzi dla O/ZWR Polkowice, Zadanie 2 Opracowanie dokumentacji konstrukcyjnej prototypowego młyna wibracyjnego dla potrzeb KGHM PM SA, Kraków AGH 2016, Projekt badawczy CuBR, Nr CuBR-1/9, 2014.
19. www.matsubo.co.jp
20. www.metso.com
21. www.retec.fr
22. www.siebtechnik-gmbh.de
23. www.lyvenus.net
24. www.chinamillrolls.com/p/mpw-iron-free-single-drum-eccentric-vibrate-mill-p4809
25. www.generalkinematics.com
26. www.zolcit.ru/equipments1
27. www2.ifa.tu-clausthal.de/aufbereitung/apparate
28. www.masterbetonov.ru/content/view/16009/128
29. www.at-minerals.com
30. www.specialprojects.com/equipment/6779/

Pracę wykonano w ramach projektu badawczego CuBR - Nr CuBR-1/9, 2014.

Nowe wdrożenia wzbogacalników pulsacyjnych typu KOMAG

Piotr Matusiak – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Daniel Kowol – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Michał Łagódka – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie: Przedstawiono modernizację węzła osadzarkowego w zakładzie przeróbki mechanicznej wzbogacania węgla energetycznego w KWK „Sośnica” w klasie 20-0 mm, z zastosowaniem nowych rozwiązań wzbogacalników pulsacyjnych typu KOMAG. Zamieszczono również opis zakładu przeróbczego w trakcie modernizacji węzła wzbogacania. Omówiono zastosowanie wzbogacalnika pulsacyjnego – klasyfikatora do odzysku węgla kamiennego z odpadów pokopalnianych. Dokładność wzbogacania urządzenia zweryfikowano badaniami laboratoryjnymi i przemysłowymi.

New implementations of pulsating jigs of KOMAG type

Abstract: Modernization of jig node in the steam coal mechanical processing plant in KWK Sośnica mine in size class 20-0 mm, with implementation of new designs of pulsating jigs of KOMAG type is presented. Use of pulsating jig – separator for recovery of hard coal from mine wastes is discussed. Separation effectiveness of the device was verified during laboratory and in-situ tests.

1. Wprowadzenie

Wzbogacanie grawitacyjne w pulsacyjnym ośrodku wodnym jest jednym z najczęściej stosowanych procesów do rozdziału węgla kamiennego i innych surowców mineralnych w polskich zakładach przeróbczych.

W rozdziale przedstawiono wdrożenia wzbogacalników pulsacyjnych typu ITG KOMAG oddanych do użytku w 2015 roku.

Opisano zakres modernizacji węzła osadzarkowego w KWK „Sośnica”, wykonanej na podstawie dokumentacji projektowej i wykonawczej ITG KOMAG. Głównym elementem była osadzarka mialowa OM30, którą opracowano w ITG KOMAG.

Przedstawiono również możliwość zastosowania osadzarki do żwiru – klasyfikatora pulsacyjnego K-102, urządzenia do odzyskiwania koncentratu węglowego ze składowisk pokopalnianych.

2. Węzeł osadzarkowy w KWK „Sośnica” przed modernizacją

Projekt modernizacji węzła wzbogacania w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla KWK „Sośnica” rozpoczęto w 2014 roku, na podstawie umowy zawartej pomiędzy Zamawiającym - Kompanią Węglową S.A., a Wykonawcą - przedsiębiorstwem Carbo-Eco sp. z o.o. oraz Instytutem Techniki Górniczej KOMAG. Zmodernizowany węzeł oddano do użytku we wrześniu 2015 roku.

W Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla w KWK „Sośnica” przed modernizacją zainstalowane były trzy osadzarki przeznaczone do trójproduktowego wzbogacania miałow węglowych.

- OM30-E typu KOMAG, o wydajności do 600 t/h, zmodernizowana w 2006 roku,
- OM24D3E typu KOMAG, o wydajności do 500 t/h, zmodernizowana w 1995 roku,
- OS24D3E typu KOMAG – osadzarka średnioziarnowa, o wydajności do 500 t/h, zmodernizowana w 1994 roku, stosowana do wzbogacania miałow w klasie 20-0 mm.

Osadzarka OM30-E była jedyną, wyposażoną w system sterowania, opracowany przez Zakład Automatyki "BGG" S.C., natomiast dwie pozostałe stanowiły urządzenia awaryjne, nie wyposażone w elektroniczne systemy sterowania.

Stan przed modernizacją przedstawiono na rysunku 1 w postaci uproszczonego schematu osadzarkowego węzła wzbogacania w Zakładzie Przeróbczym w KWK „Sośnica”.

Osadzarka OM30-E, przeznaczona była i jest w dalszym ciągu do trójproduktowego wzbogacania. Wyposażona jest w trzy przenośniki kubełkowe, z których dwa przeznaczone są do odwadniania produktu odpadowego (po jednym dla każdego koryta) oraz jeden do odwadniania produktu pośredniego. Dwie pozostałe osadzarki posiadały po parze przenośników (odpadowy i przerostowy).

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

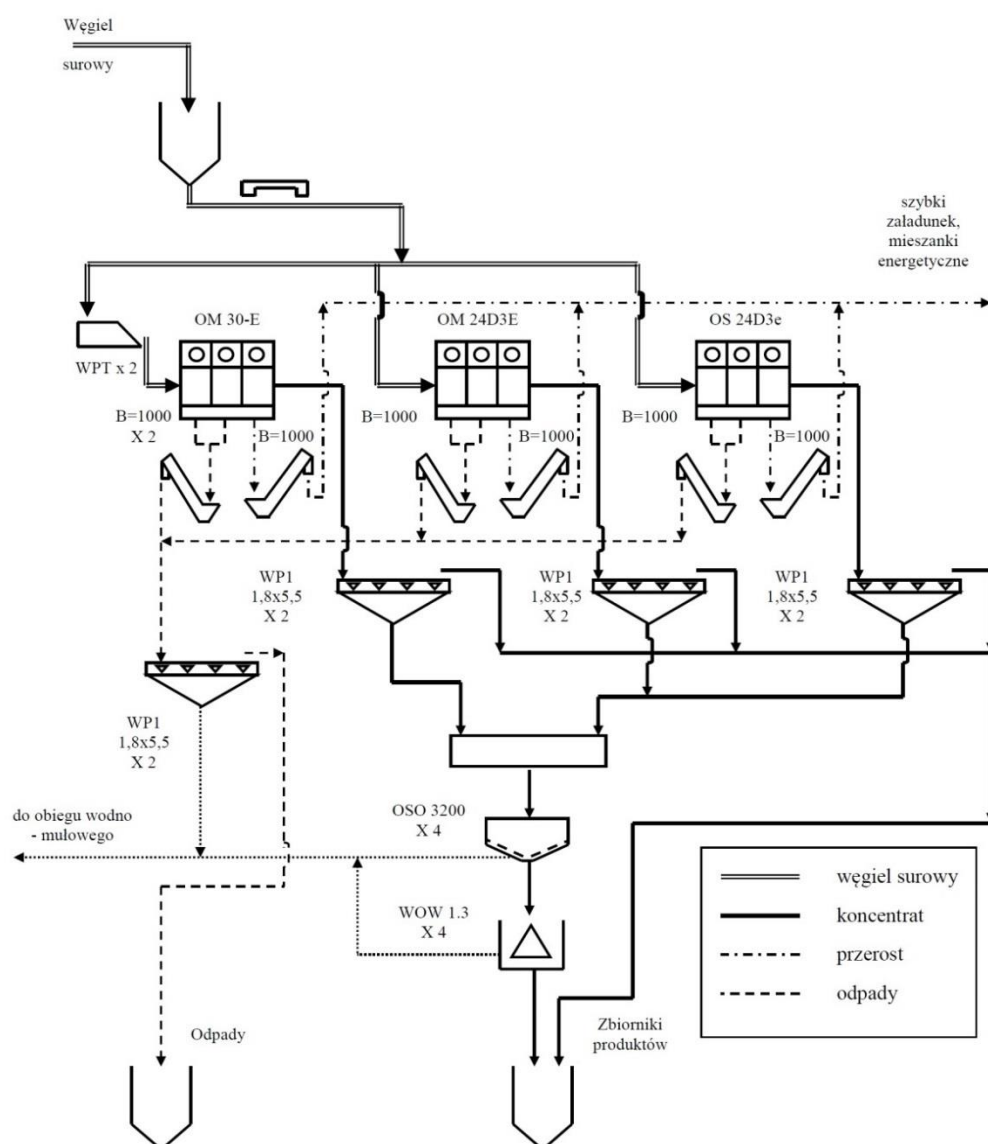
Produkt dolny przesiewaczy transportowany jest przenośnikiem taśmowym do dwóch dwudzielných zbiorników zabudowanych nad każdą osadzarką skąd, za pomocą wibracyjnych podajników trapezowych, dostarczany jest do wzbogacania osadzarkowego.

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

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

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

Modernizacja węzła osadzarkowego polegała na wymianie starej wyeksploatowanej dwukorytowej, trójprzedziałowej osadzarki miałowej OM24D3E na nową typu OM30, wraz z urządzeniami współpracującymi [3, 7, 10].



Rys.1. Uproszczony schemat technologiczny osadzarkowego węzła wzbogacania – KWK „Sośnica” – stan przed modernizacją [11]

3. Modernizacja osadzarkowego węzła wzbogacania w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla w KWK „Sośnica”

W zmodernizowanym osadzarkowym węźle wzbogacania w KWK „Sośnica” głównym, nowym elementem jest osadzarka pulsacyjna OM30 konstrukcji ITG KOMAG, dostarczona i zainstalowana przez Carbo-Eco Sp. z o.o. (rys. 2).

Osadzarka miałowa OM30, zbudowana jest z 3-ch podwójnych przedziałów roboczych, o powierzchni użytkowej łoża 30 m², które wyposażono w podwójne zawory pulsacyjne, kolektor powietrza roboczego i sterującego oraz w zespoły odbioru produktów wzbogacania. Obydwa koryta posiadają niezależne zasilanie powietrzem roboczym i wodą dolną. Osadzarka przeznaczona jest do wzbogacania węgla kamiennego o granulacji 20-0 mm.

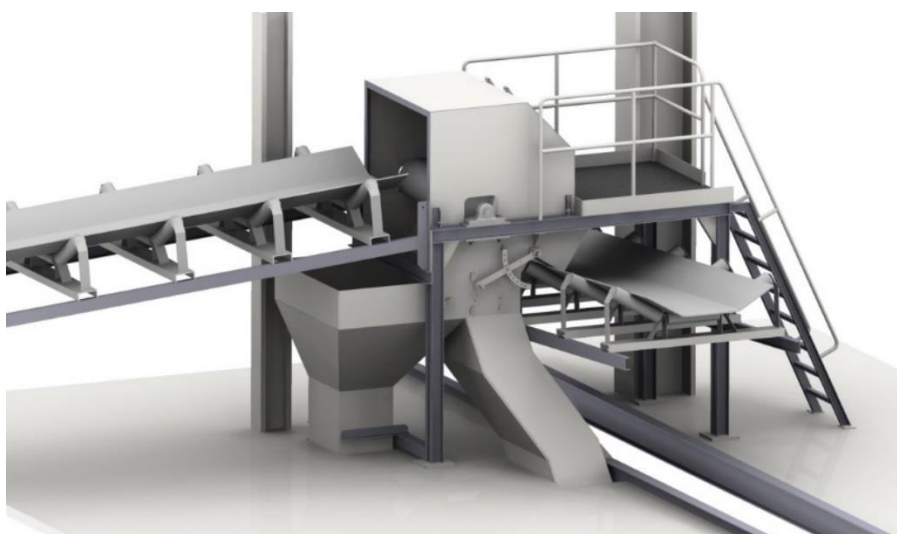
Nową osadzarkę, wyposażono w autorski system sterowania KOGASTER i zabudowano w miejsce wyeksploatowanej osadzarki OM24D3E.



Rys. 2. Nowa osadzarka OM30 typu KOMAG wyposażona w system sterowania KOGASTER
[źródło: dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG]

Gruntownie przebudowano węzeł podawania nadawy (węglu surowego), poprzez zastosowanie rozdzielacza w miejscu wysypu materiału z istniejącego, głównego przenośnika taśmowego nadawczego. Sposób rozdzielenia nadawy umożliwia podawanie nadawy na dodatkowy przenośnik transportujący materiał na istniejącą osadzarkę OM30-E lub zsuwnią bezpośrednio do dwudzielnego zbiornika buforowego osadzarki OM30 lub obu osadzarek równocześnie (rys. 3).

Stacja rozdzielająca wyposażona jest w odpływ tzw. ścierów ze skrobaka, co umożliwia dodatkowo ominięcie węzła wzbogacania i odstawę węgla surowego na zwał.



Rys.3. Model 3D stacji rozdzielającej nadawę na osadzarki OM30 i OM30-E [11]

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

Po usunięciu osadzarki OS24D3E, skróceniu uległ przenośnik taśmowy odbierający produkt odpadowy i został na nim zainstalowany system WILPO C 532 hc (rys. 4) do ciągłych pomiarów zawartości popiołu i wilgoci w materiale.



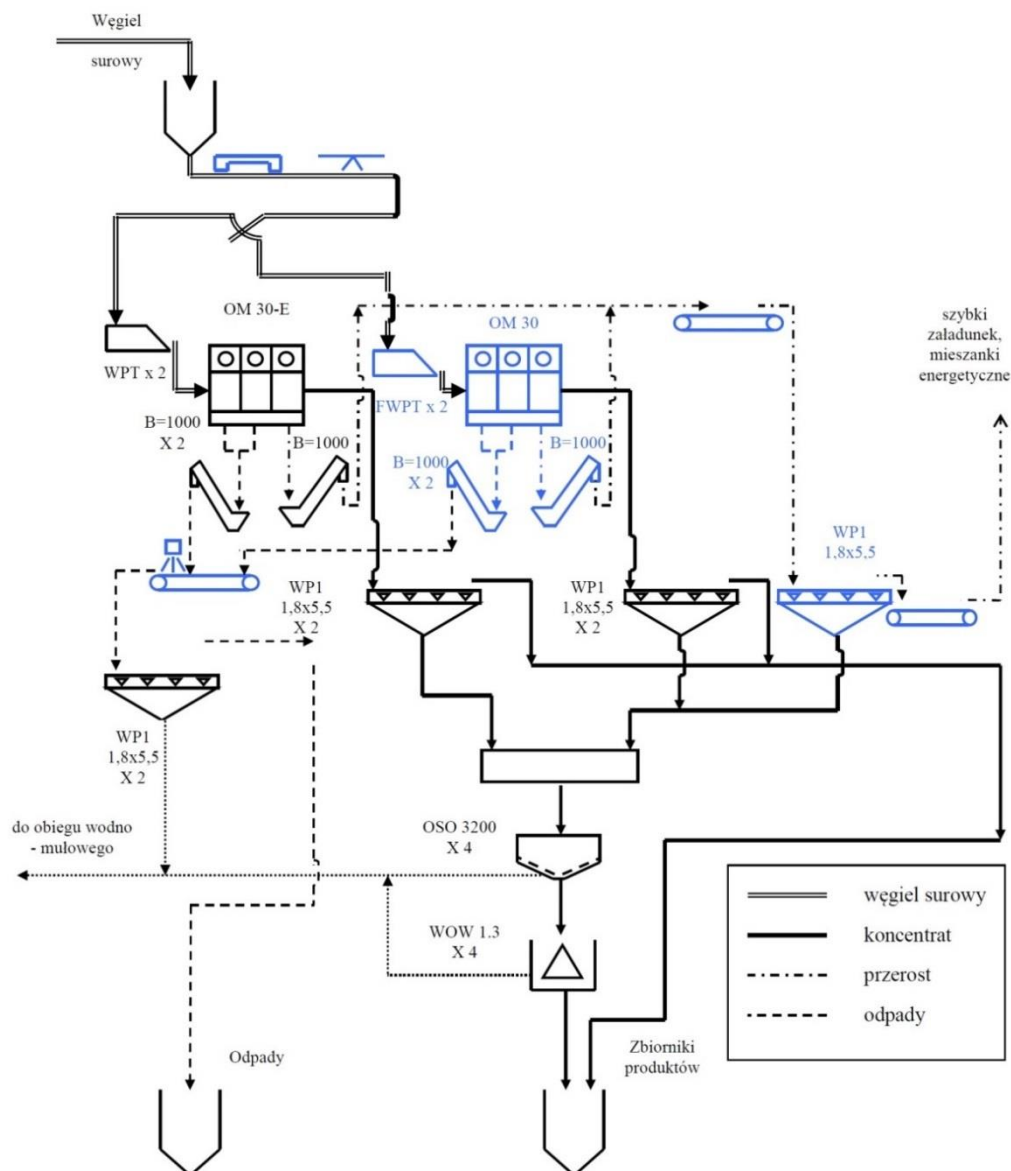
Rys.4. System ciągłego pomiaru parametrów jakości węgla WILPO C 532 hc [11]

Dodatkowo, zainstalowano nowy przesiewacz WP1 i przenośnik transportujący odwodniony produkt pośredni (rys. 5) w polu starej osadzarki OM24D3E, co umożliwia transportowanie tzw. „przerostu” do zbiorników, poprzez układ zsuwni.



Rys.5. Przenośnik transportujący produkt pośredni (w tle nowa osadzarka)
[źródło: dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG]

Najważniejsze zmiany przedstawiono na schemacie technologicznym zmodernizowanego zakładu (rys. 6). Zaznaczono na nim nową osadzkę OM30, nowe przenośniki kbelkowe B-1000, wagę taśmową nadawy, separator elektromagnetyczny oraz popiołomierz na przenośniku odbiorczym produktu odpadowego.



Rys.6. Uproszczony schemat technologiczny osadzkowego węzła wzbogacania – KWK „Sośnica” – stan po modernizacji [11]

Zakres modernizacji, oprócz wymiany osadzarki, zabudowy nowych przenośników i przesiewaczy obejmował:

- przebudowę układu doprowadzenia nadawy,
- zabudowę układu rozprowadzenia i odwodnienia koncentratu,
- zabudowę popiołomierza na taśmie odprowadzających produkt odpady z osadzarki,

- skrócenie istniejącego przenośnika taśmowego B=1000 odbioru odpadów, w celu zwiększenia jego wydajności do 400 t/h,
- zabudowę przesiewacza typu WP1, odwadniającego produkt pośredni.

Zasilanie nadawą umożliwiają zbiorniki nadawcze o pojemności ok. 40 m³, podtrzymujące pracę osadzarki przez kilkanaście minut w przypadku zatrzymania taśmy nadawczej (rys. 7). W dolnej części zbiorników nadawczych zainstalowano zsuwnię rozprowadzającą, wyposażoną w zasuwę nożową regulowaną siłownikami hydraulicznymi. Nadawa podawana jest przez podajniki wibracyjne WPT2,6 (rys. 8) o szerokości równej wymiarom koryta roboczego osadzarki, które umożliwiają równomierne rozprowadzenie jej na całą szerokość pokładu sitowego.



Rys.7. Układ doprowadzenia nadawy na osadzarkę OM30 typu KOMAG [11]



Rys. 8. Podajnik WPT 2,6 [źródło: dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG]

Do sterowania osadząrką i urządzeniami współpracującymi zastosowano KOGASTER - autorski system sterowania osadząrkowego węzła wzbogacania KOGASTER (rys. 9).



Rys.9. Panel operatorski systemu sterowania KOGASTER
[źródło: dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG]

System sterowania umożliwia, między innymi:

- sterowanie procesem pulsacji wody, z możliwością zmian długości i ilości faz (wlotowej, wylotowej i przerw pomiędzy nimi) cyklu pulsacji, niezależne dla każdego przedziału roboczego,
- automatyczną regulację odbioru produktów ciężkich, uwzględniającą pomiar otwarcia przepustu,
- dobór zakresu otwarcia przepustów odprowadzania produktów ciężkich,
- monitoring działania osadzarki z sygnalizacją nieprawidłowości,
- pomiar i rejestrację parametrów monitorowanych, indywidualnie dla każdego przedziału.

Wzbogacony koncentrat węglowy kierowany jest korytami spławnymi koncentratu (rys.10) na podwieszone przesiewacze wibracyjne WPT1 1,8x5,25 (rys. 11), gdzie poddawany jest odwodnieniu.



Rys. 10. Układ koryt spławnych koncentratu [11]



Rys.11. Przesiewacze wibracyjne WPT1 1,8 x 5,25
[źródło: dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG]

Produkt pośredni i odpadowy z osadzarki kierowane są na trzy przenośniki kubelkowe B-1000 (rys.12), o zwiększonej pojemności kubłka do 120 litrów.



Rys.12. Przenośnik kubelkowy odwadniający B-1000 typu KOMAG
[źródło: dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG]

Dwa urządzenia są przeznaczone do odwadniania produktu odpadowego, uzyskiwanego z dwóch pierwszych przedziałów osadzarki, natomiast jedno do wstępnego odwadniania produktu pośredniego (półproduktu), otrzymywanego w trzech przedziałach osadzarki pulsacyjnej. Przenośniki „kamienne” mają długość 16,5 m i kąt pochylenia 62°, natomiast długość przenośnika do odwadniania półproduktu wynosi 16 m, a kąt nachylenia 68°.

4. Wstępne wyniki badań osadzarki OM30

Osadzarka miałowa OM30 typu KOMAG, po uruchomieniu i wykonaniu regulacji spełnia zakładane w niej oczekiwania. Uzyskuje założone parametry:

- straty węgla w odpadach mniejsze od 1%,
- wartość opałowa koncentratu na poziomie 26000 kJ/kg,
- wydajność powyżej 600 t/h.

Wyniki badań ruchowych wykonanych przez użytkownika przedstawiono w tabeli 1.

Udział procentowy poszczególnych frakcji w produkcie odpadowym
[źródło: opracowanie własne, na podstawie danych KWK „Sośnica”]

Tabela 1

Data	Frakcja koncentratowa %	Frakcje pośrednie %	Frakcje odpadowe %
04.02	0,4	3,8	95,8
05.02	0,4	2,8	96,8
08.02	0,6	2,6	96,8
09.02	0,4	2,4	97,2
10.02	0,4	2,4	97,2
11.02	0,8	3,2	96,0
12.02	1,0	2,2	96,8
Średnia	0,57	2,77	96,66

Na podstawie danych pozyskanych od użytkownika stwierdzono:

- udziały frakcji koncentratowej w produkcie odpadowym mniejsze niż 0,6%,
- wstępne wyniki wartości opałowej produktu koncentratowego przeciętnie wynosiły 27000 kJ/kg (od 26000 do 28000 kJ/kg) przy zawartości popiołu około 8%,
- osadzarka pracowała pod nominalnym obciążeniem wynoszącym 600 t/h (chwilowe wartości obciążenia przekraczały 800 t/h, co nie wpływało na jej pracę).

5. Klasyfikator pulsacyjny K-102

Odpady kopalniane, powstałe w procesie przeróbki węgla kamiennego, magazynowane są na składowiskach (hałdach). Wieloletnie składowanie powoduje degradację środowiska naturalnego i stwarza wiele zagrożeń, takich jak: pożary hałd i związane z nimi wydzielanie gazów zanieczyszczających atmosferę (CO, CO₂) oraz zanieczyszczenia wód powierzchniowych i gruntowych chlorkami i siarczkami wymywanymi ze składowisk [1]. Ponadto grunt zajmowany przez składowiska opadów staje się nieużytkiem rolnym.

Naciski organów samorządowych, jednostek administracji publicznej oraz osób prywatnych dążą do wyeliminowania ww. zagrożeń oraz prowadzenia rekultywacji i zagospodarowania gruntów. Składowiska odpadów powęglowych traktowane są również coraz częściej jako wtórne złoża surowców.

Bezpośrednie wykorzystywanie materiałów ze składowisk odpadów kopalnianych jest jednak ograniczone zawartością ziaren organicznych. Zastosowanie metody pozwalającej na wydzielenie ziaren organicznych, w tym węglowych, umożliwia poprawę jakości kruszywa i dodatkową produkcję energetycznego koncentratu węglowego.

Poddane odpowiedniej przeróbce mogą stanowić pełnowartościowy surowiec w postaci oczyszczonego kruszywa naturalnego i paliwa – wzbogaconego koncentratu węglowego. Do zrealizowania ww. metody opracowano nową konstrukcję klasyfikatora pulsacyjnego, wielokrotnie sprawdzonego urządzenia w procesie oczyszczania kruszywa [2, 4, 6, 8, 9]. Nowy klasyfikator pulsacyjny K102 pokazano na rysunku 13.



Rys.13. Klasyfikator pulsacyjny K102 zabudowany w instalacji do rekultywacji składowiska pokopalnianego [źródło: dokumentacja fotograficzna ITG KOMAG]

6. Badania rozdziału odpadów kopalnianych

W celu sprawdzenia efektywności odzysku materiałów użytecznych z hałd powęglowych oraz dostosowania rozwiązań konstrukcyjnych klasyfikatora pulsacyjnego do nowego zastosowania, wykonano badania laboratoryjne na stanowisku doświadczalnym.

Wykonano badania osadzarkowego wzbogacania materiału odpadowego w klasie ziarnowej 30-4 mm, który podlegał rozdziałowi na dwa produkty: „lekki” (węgiel) i „ciężki” (kruszywo).

Analogicznie, jak w klasyfikatorze pulsacyjnym rozdział materiału nadawy na produkty w osadzarce laboratoryjnej realizowany był w pojedynczej komorze roboczej z pochylonym, w kierunku przepływu materiału, poliuretanowym sitem o rozmiarze otworów szczelinowych wynoszącym 2,5 mm. Stosowano sterowane elektronicznie zawory talerzowe regulujące przepływ sprężonego powietrza roboczego przez dwie powietrzno – wodne komory pulsacyjne.

Materiał surowy i produkty rozdziału poddano analizie gęstościowej w cieczy ciężkiej o gęstościach 1,5 i 1,8 g/cm³. Ponadto oznaczono zawartość popiołu i wartość opałową.

Materiał stanowiący nadawę na osadzarkę charakteryzował się zawartością popiołu równą 77,46% oraz wartością opałową wynoszącą 4,13 MJ/kg. Udział ziaren frakcji koncentratowej w materiale (<1,5 g/cm³) wynosił 5,63%, ziaren przerostowych (1,5–1,8 g/cm³) – 5,70%, a ziaren odpadowych (>1,8 g/cm³) był równy 88,67%.

W rezultacie przeprowadzonego procesu wzbogacania materiału w osadzarce laboratoryjnej uzyskano produkt koncentratowy o średniej zawartości popiołu 18,82% i wartości opałowej 25,68 MJ/kg oraz wychodzie 6,92%. Wychód produktu był mniejszy o 4,4% od sumarycznego udziału ziaren koncentratowych i przerostowych w nadawie. Produkt odpadowy o wychodzie 93,08% charakteryzował się małym udziałem ziaren koncentratowych i wynosił 0,4% oraz posiadał 4,9 % ziaren przerostowych. Zawartość popiołu w produkcie odpadowym wynosiła 81,89 %, a jego wartość opałowa była równa 2,52 MJ/kg.

Parametry nadawy i produktów osadzarkowego wzbogacania zestawiono w tabeli 2.

Parametry nadawy i produktów wzbogacania – Składowisko odpadów pokopalnianych w Przezchlebiu [12]

Tabela 2

Gęstość frakcji, g/cm ³	Nadawa	Produkt „lekki”	Produkt „ciężki”
	wychód, %	wychód, %	wychód, %
<1,5	5,63	76,30	0,38
1,5-1,8	5,70	16,84	4,87
>1,8	88,67	6,86	94,75
Suma	100,00	100,00	100,00
Wychód produktu, %	100,00	6,92	93,08
Zawartość popiołu, %	77,46	18,82	81,89
Wartość opałowa, MJ/kg	4,13	25,68	2,52

Przeprowadzono również badania skuteczności przemysłowego wzbogacania w klasyfikatorze pulsacyjnym K-102 zainstalowanym na składowisku odpadów pokopalnianych w Przezchlebiu. Badania wykazały wysoką skuteczność procesu – wskaźnik imperfekcji wynosił $I=0,124$, przy gęstości rozdziału równej $1,651 \text{ g/cm}^3$.

Parametry wzbogacania – składowisko odpadów pokopalnianych w Przezchlebiu [5]

Tabela 3

Parametr	Δ
Gęstość rozdziału d_r	1,651
Rozproszenie prawdopodobne E_p	0,081
Imperfekcja I	0,124

Przeprowadzone analizy gęstościowo-popiołowe wykazały (tabela 4), że wychód produktu koncentratowego wynosił 7,66%, przy średniej zawartości popiołu równej 19,96%. Drugi produkt wzbogacania (odpadowy), o zawartości popiołu 83,61%, zawierał śladowe ilości substancji węglowej równej 0,15%.

Fracje podstawowe – składowisko odpadów pokopalnianych w Przezchlebiu [5]

Tabela 4

Gęstość frakcji g/cm^3	Nadawa		Produkt koncentratowy		Produkt odpadowy	
	Wychód, %	Popiół, %	Wychód, %	Popiół, %	Wychód, %	Popiół, %
< 1,5	5,25	8,98	66,69	8,44	0,15	16,48
1,5-1,8	4,22	40,42	25,71	36,78	2,44	44,47
> 1,8	90,53	83,66	7,60	64,15	97,41	84,69
Suma	100,00		100,00		100,00	
Średnia		77,91		19,96		83,61
Wychód produktu	100,00		7,66		92,34	

Analizy przeprowadzone przez firmę Rentpol Sp. z o.o., rekultywującą teren składowiska pokopalnianego (tabela 5), wykazały: wysoką wartość opałową, niską zawartość popiołu i siarki, możliwą do uzyskania przy odpowiednio niższym wychodzie koncentratu węglowego.

Parametry koncentratu węglowego – składowisko odpadów pokopalnianych
[źródło: opracowanie własne na podstawie informacji Rentpol Sp z o.o.]

Tabela 5

Data próby Stan roboczy	Wilgoć całkowita	Liczba Rogi	Zawartość popiołu	Wartość opałowa	Siarka całkowita
	W_t^r %		A %	kJ/kg	S_t^a %
21.10.2015	8,1	12	10,9	26473	0,59
05.11.2015	5,8	18	12,1	27199	0,54

7. Podsumowanie

W rozdziale podano przykłady zastosowania osadzarek opracowanych w ITG KOMAG. Opisano modernizację osadzarkowego wężła wzbogacania w Zakładzie Mechanicznej Przeróbki Węgla KWK „Sośnica” oraz zastosowanie klasyfikatora pulsacyjnego K-102 do rekultywacji składowisk pokopalnianych.

Zastosowanie dwóch osadzarek miałowych OM30 i OM30-E typu KOMAG pozwoli na uzyskanie maksymalnej wydajności wężła osadzarkowego rzędu 1200 t/h. Możliwa będzie praca jednego urządzenia w przypadku mniejszego wydobywania, remontu bądź awarii jednego z urządzeń. Optymalne obciążanie osadzarek umożliwi uzyskiwanie korzystniejszych parametrów i wskaźników pracy (imperfekcja, zapopielenie).

Wstępne wyniki badań przeprowadzone przez użytkownika potwierdziły wysoką skuteczność procesu rozdziału materiału i uzyskiwanie pożądanych parametrów produktów. Straty frakcji koncentratowych w produkcie odpadowym nie przekraczały 0,6%, a produkt koncentratowy charakteryzował się średnią wartością opałową równą 27000 kJ.

Również zastosowanie klasyfikatora pulsacyjnego do przeróbki materiałów odpadowych z hałd kopalnianych umożliwiło uzyskanie pozytywnych wyników. Wykonane badania przemysłowego rozdziału odpadów wykazały wysoką skuteczność procesu wzbogacania ($I=0,124$) i w efekcie możliwość uzyskiwania pożądanych parametrów jakościowych produktów rozdziału.

W wyniku osadzarkowego rozdziału materiału 30-4 mm uzyskano koncentrat węglowy o niskiej zawartości popiołu $\leq 20\%$ (15%) i wysoką kaloryczność na poziomie 27000 kJ/kg.

Zmiana parametrów procesu, w oparciu o rachunek ekonomiczny, stwarza możliwość otrzymania innych parametrów ilościowych i jakościowych produktów, niż przedstawionych podczas badań, uwzględniając zależność pomiędzy wychodem produktu koncentratowego, a jego parametrami jakościowymi.

Drugi produkt rozdziału osadzarkowego wzbogacania, z uwagi na niską zawartość substancji organicznej (2,59% o gęstości $< 1,8 \text{ g/cm}^3$), może być z powodzeniem traktowany jako kruszywo alternatywne o szerokim zastosowaniu (m. in.: budownictwo, drogownictwo, materiał podsadzkowy) [12].

Literatura

1. Góralczyk S., Mazela A., Stankiewicz J., Filipczyk M.: Przywęglowa skała płona – odpad czy surowiec?. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa politechniki Wrocławskiej Nr 125, 2009, s. 95-103.
2. Kowol D., Matusiak P.: Zastosowania klasyfikatora pulsacyjnego typu KOMAG do oczyszczania trudno wzbogalnych surowców mineralnych. Mining Science - Mineral Aggregates vol. 21(I), 2014, s. 99-108.
3. Kowol D., Matusiak P.: Modernizacja technologii osadzarkowego wężła wzbogacania z zastosowaniem urządzeń typu KOMAG wraz z wykonaniem badań dokładności wzbogacania, ITG KOMAG Gliwice 2014 (materiały nie publikowane).

4. Kowol D., Matusiak P.: Badania skuteczności osadzarkowego oczyszczania kruszywa z ziaren węglanowych. *Mining Science - Mineral Aggregates* vol. 22(I), 2015, s. 83-92.
5. Kowol D. i inni: Analiza skuteczności grawitacyjnego rozdziału odpadów kopalnianych w warunkach przemysłowych. ITG KOMAG Gliwice 2016 (materiały nie publikowane).
6. Lenartowicz M., Matusiak P., Jędo A., Kowol D.: Rozwój osadzarek pulsacyjnych typu KOMAG. *Maszyny Górnicze* nr 3-4, 2010, s. 126-132.
7. Matusiak P., Kowol D.: Wykonanie koncepcji modernizacji dwukorytowej, trójprzedziałowej osadzarki średnioziarnowej OS-24 wraz z urządzeniami współpracującymi, ITG KOMAG Gliwice 2012 (materiały nie publikowane).
8. Matusiak P., Kowol D.: Klasyfikator pulsacyjny jako sprawdzone urządzenie do oczyszczania surowców mineralnych. *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, Studia i Materiały, Gór. Geol.* XVII 2012 nr 134/41, s. 191-199.
9. Matusiak P., Kowol D.: Możliwości poprawy jakości kruszywa poprzez zastosowanie klasyfikatora pulsacyjnego typu KOMAG. *Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej* nr 136, *Studia i Materiały* nr 43, 2013, s. 109-118.
10. Matusiak P. i inni.: Wykonanie projektu w branży maszynowej modernizacji wytypowanego zakładu przeróbki mechanicznej, ITG KOMAG Gliwice 2014 (materiały nie publikowane).
11. Matusiak P., Kowol D., Suszka F., Król J., Szemet J.: Zwiększenie efektywności działania węzła osadzarkowego Zakładu Przeróbczego KWK "Sośnica-Makoszowy" Ruch "Sośnica". KOMEKO 2015, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. *Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność*, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2015 s. 23-37; 1,25 ark. wyd., ISBN 978-83-60708-85-9.
12. Matusiak P. i inni.: Możliwości zastosowania klasyfikatora pulsacyjnego do rekultywacji terenu. ITG KOMAG Gliwice 2015 (materiały nie publikowane).

Metody sterowania w procesach grawitacyjnego wzbogacania węgla

Stanisław Cierpisz – Instytut Technik Innowacyjnych EMAG

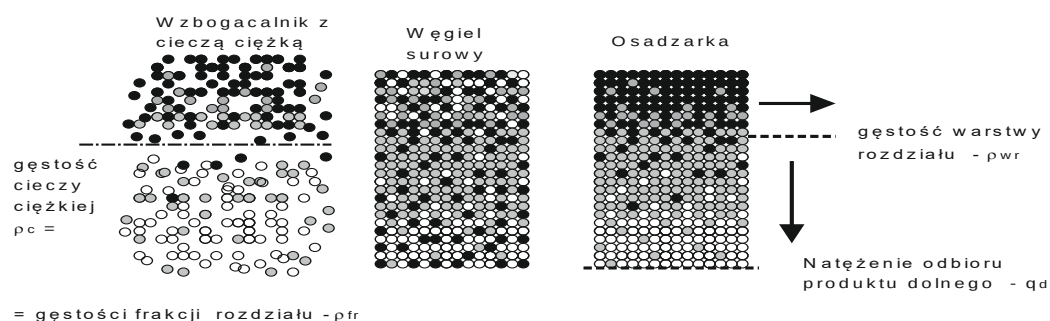
Streszczenie: Przedstawiono metody sterowania w układach równolegle pracujących wzbogacalników grawitacyjnych z cieczą ciężką i w osadzarkach. Analizowane metody sterowania umożliwiają maksymalizację ilości sumarycznego koncentratu o zadanej zawartości popiołu. Podano matematyczne uzasadnienie zasady równych gęstości rozdziału w przypadku wzbogacalników z cieczą ciężką oraz równych gęstości warstw rozdziału dla osadzarek. Przeprowadzono analizę symulacyjną efektów optymalnego sterowania.

Control methods in the process of coal gravitational beneficiation

Abstract: The control methods in the system of gravitational separators with heavy liquid operating in parallel as well as in jigs are presented. The analyzed control methods enable maximization of concentrate volume with the set ash content. Mathematical justification of the rule of even separation density in the case of separators with heavy liquid and even density of separation layers in jigs, is given. Simulation analysis of the results of optimal control is presented.

1. Wprowadzenie

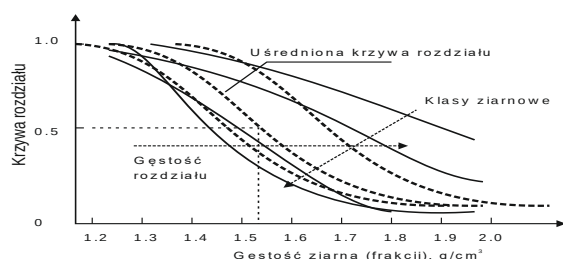
Węgiel surowy wzbogacany jest w większości w procesach grawitacyjnych, w których rozdział ziaren węgla na produkty odbywa się głównie na zasadzie różnic w ich gęstości. W przypadku wzbogacalników z cieczą ciężką rozdział ziaren odbywa się na zasadzie różnic siły wyporu natomiast w osadzarkach na zasadzie różnic w prędkościach wznoszenia i opadania ziaren o różnych gęstościach w pulsującym wodnym ośrodku. Oba sposoby rozdziału ziaren węgla są zakłócone przez turbulencje przepływu cieczy ciężkiej w pierwszym przypadku lub przez różnice w rozmiarach i kształcie ziaren oraz zmienne warunki pulsacji ośrodka w drugim przypadku. Ilustracja procesu wzbogacania w cieczach ciężkich i w osadzarkach przedstawiona jest na rysunku 1.



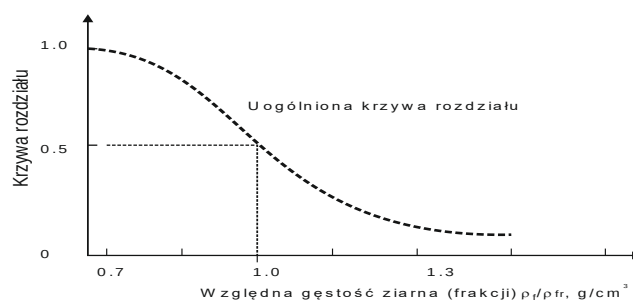
Rys. 1. Ilustracja procesu wzbogacania w cieczach ciężkich i w osadzarkach – parametry sterujące

Parametrem sterującym, wpływającym bezpośrednio na proces rozdziału we wzbogacalnikach z cieczą ciężką jest gęstość cieczy ciężkiej ρ_c , która jest w przybliżeniu równa gęstości frakcji ziaren ρ_{fr} przechodzącej w połowie do koncentratu i w połowie do odpadów. W osadzarkach parametrem sterującym jest gęstość warstwy rozdziału ρ_{wr} ustalonej poprzez odpowiedni dobór natężenia odbioru produktu dolnego. Należy zwrócić uwagę na to, że frakcja (gęstościowa) rozdziału składa się z ziaren o tej samej gęstości ρ_{fr} , natomiast warstwa rozdziału w łożu osadzarki składa się z ziaren o różnej gęstości, które zostały częściowo rozproszone z innych warstw. Gęstość warstwy jest średnią ważoną gęstości wszystkich ziaren znajdujących się w tej warstwie i jest równa gęstości frakcji rozdziału ($\rho_{wr} = \rho_{fr}$) w przypadku tzw. wzbogacania idealnego. W przypadku wzbogacania rzeczywistego, z rozproszeniem ziaren o różnych gęstościach w produktach wzbogacania, obie gęstości są w osadzarce różne. Gęstość ziaren węgla ρ_f jest związana zależnością korelacyjną z zawartością popiołu (substancji mineralnej) a_f jako parametru określającego jakość materiału (wartość opalową) $\rho_f = g(a_f)$. Na ilość produktu użytecznego Q_c i zawartość popiołu w tym produkcie A_c wpływa się poprzez odpowiedni dobór gęstości rozdziału ρ_{fr} lub gęstości warstwy rozdziału ρ_{wr} . Charakterystyki $Q_c(\rho_{fr})$ i $A_c(\rho_{fr})$ nazywane są charakterystykami wzbogacania, które dla wzbogacania idealnego przechodzą w tzw. charakterystyki wzbogacalności węgla surowego.

Dla opisu efektywności rzeczywistego procesu wzbogacania grawitacyjnego wprowadzono pojęcie liczb rozdziału f_i i krzywej rozdziału $f(\rho_f, \rho_{fr})$, które podają udział frakcji gęstościowej w produkcie (zwykle w koncentracie) w stosunku do całej ilości frakcji [7]. Krzywa rozdziału jest stosowana jako podstawowa charakterystyka wzbogacalnika z cieczą ciężką i osadzarki bez względu na mechanizm rozdziału ziaren różny dla tych wzbogacalników. Ponieważ krzywa rozdziału jest funkcją gęstości rozdziału ρ_{fr} wprowadzono [7] pojęcie tzw. uogólnionej krzywej rozdziału niezależnej od gęstości rozdziału $f(\rho_f/\rho_{fr})$. Przykładowe krzywe rozdziału dla osadzarki, dla poszczególnych klas ziarnowych przedstawiono na rysunku 2. W uproszczonych analizach efektywności wzbogacalnika stosuje się uśrednione uogólnione krzywe rozdziału dla szerokich klas ziarnowych wzbogacanego węgla – rysunek 3.



Rys. 2. Krzywe rozdziału osadzarki



Rys. 3. Uogólniona krzywa rozdziału

W procesie wzbogacania węgla w cieczach ciężkich ziarna materiału bezpośrednio trafiają do produktu pływającego lub tonącego na skutek działania czynnika zewnętrznego jakim jest gęstość cieczy ciężkiej. W osadzarce rozdział materiału na produkty następuje po uprzednim rozwarstwieniu materiału na warstwy o wzrastających w kierunku pokładu sitowego gęstościach. Analiza procesu rozwarstwienia łoża na warstwy o zmieniających się gęstościach została przedstawiona poniżej.

2. Stratyfikacja ziaren w łożu osadzarki

Do opisu krzywej rozdziału stosowane są różne modele przedstawiane w wielu publikacjach [5, 7, 13] jak np. dystrybuenta rozkładu normalnego, modele empiryczne (tablicowe), w postaci funkcji tangensa hiperbolicznego [13]. W dalszym ciągu do opisu krzywej rozdziału zastosowano model analityczny przedstawiony w równaniu (1):

$$f(\rho_f, \rho_{fr}) = \frac{1}{2} - \frac{1}{2} \operatorname{tgh} \left[\frac{0,549}{E_p} (\rho_f - \rho_{fr}) \right] \quad E_p = \frac{\rho_{f25} - \rho_{f75}}{2} \quad I = \frac{E_p}{1 - \rho_{fr}} \quad (1)$$

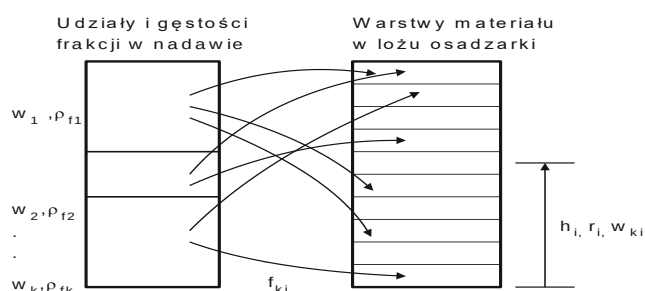
gdzie::

E_p - rozproszenie prawdopodobne,

I - imperfekcja,

ρ_{f25}, ρ_{f75} - gęstości frakcji przechodzące w 25% i w 75% do koncentratu,

ρ_f, ρ_{fr} - gęstość ziarna (frakcji), gęstość rozdziału.



Rys. 4. Ilustracja formowania warstw łoża

Ilustracja przechodzenia poszczególnych frakcji gęstościowych (ziaren) nadawy węgla surowego do poszczególnych warstw łoża osadzarki przedstawiona jest na rysunku 4. Udział poszczególnej frakcji gęstościowej nadawy w produkcie górnym (koncentracie) określa liczba rozdziału wyznaczona z krzywej rozdziału f_{ki} dla danej gęstości rozdziału. Podzielmy łożo materiału w osadzarce na „i” warstw o monotonicznie rosnących

gęstościach $r_{w1}, r_{w2} \dots r_{wi}$, i zaczynmy od 1-szej warstwy wyznaczać udziały poszczególnych frakcji gęstościowych w warstwach. Dla pierwszej warstwy obowiązuje zależność (zakładając wysokość łoża $h_{max} = 1$):

$$w_{f1} \cdot f_{11}(\rho_{f1}, \rho_{w1}) \cdot \rho_{f1} + w_{f2} \cdot f_{21}(\rho_{f2}, \rho_{w1}) \cdot \rho_{f2} + \dots + w_{fk} \cdot f_{k1}(\rho_{fk}, \rho_{w1}) \cdot \rho_{fk} = \frac{1}{i} \cdot \rho_{w1} \quad (2)$$

Z równania tego można wyznaczyć gęstość warstwy ρ_{w1} spełniającą obie strony równania, a następnie udziały $f_{k1}(\rho_{fk}, \rho_{w1})$ frakcji w_{1k} w 1-szej warstwie.

Dla drugiej warstwy obowiązuje zależność:

$$\sum_{k=1}^k [w_{fk} \cdot f_{k2}(\rho_{fk}, \rho_{w2}) - w_{fk} \cdot f_{k1}(\rho_{fk}, \rho_{w1})] \cdot \rho_{fk} = \frac{1}{i} \cdot \rho_{w2} \quad (3)$$

Dla i-tej warstwy obowiązuje zależność:

$$\sum_{k=1}^k [w_{fk} \cdot f_{ki}(\rho_{fk}, \rho_{wi}) - w_{fk} \cdot f_{k(i-1)}(\rho_{fk}, \rho_{w(i-1)})] \cdot \rho_{fk} = \frac{1}{i} \cdot \rho_{wi} \quad (4)$$

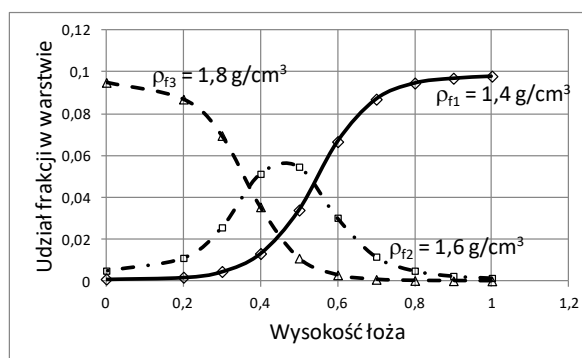
Do powyższych zależności wprowadzono normalizację (5):

$$\sum_i f_{ik} = 1 \quad \sum_k w_{fk} = 1 \quad (5)$$

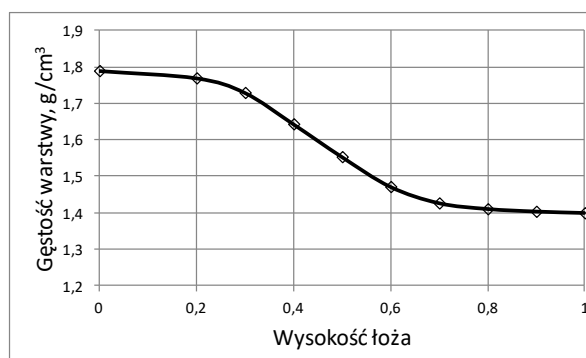
Na podstawie równań (2) ÷ (5) wyznaczono rozkłady trzech frakcji gęstościowych wzdłuż wysokości łóża. Do obliczeń przyjęto następujące dane:

- w_{f1} – udział frakcji „1” w nadawie (0,5),
- w_{f2} – udział „2” frakcji w nadawie (0,2),
- w_{f3} – udział „3” frakcji w nadawie (0,3),
- ρ_{f1} – gęstość „1” frakcji (1,4 g/cm³),
- ρ_{f2} – gęstość „2” frakcji (1,6 g/cm³),
- ρ_{f3} – gęstość „3” frakcji (1,8 g/cm³),
- I – imperfekcja osadzarki ($I = 0,15$)
- i – liczba przyjętych warstw w łóżu ($i = 10$).

Rozkłady poszczególnych frakcji oraz rozkład gęstości wraz z wysokością łóża przedstawiono na rysunku 5 i rysunku 6. Przyjęto $h = 0$ dla pokładu sitowego i $h = 1$ dla powierzchni łóża. Warto zwrócić uwagę na to, że frakcja gęstościowa 1,6 g/cm³ staje się frakcją rozdziału dla warstwy położonej na wysokości $h = 0,45$. Dla tej wysokości gęstość warstwy rozdziału ρ_{wr} jest nieco mniejsza i wynosi ok. $\rho_{wr} = 1,57$ g/cm³. Obie gęstości stają się sobie równe ($\rho_{f2} = \rho_{wr}$) dla wzbogacania idealnego, gdy imperfekcja $I = 0$.

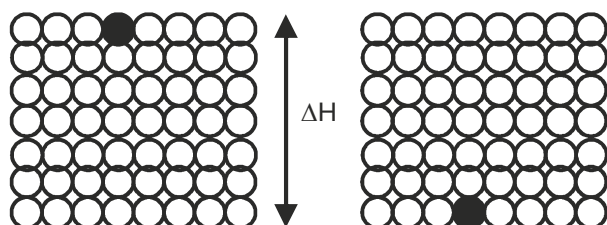


Rys. 5. Rozkład frakcji gęstościowych w łóżu osadzarki



Rys. 6. Zmiana gęstości łóża wraz z wysokością

Proces stratyfikacji ziaren węgla w łóżu osadzarki analizowany jest również z zastosowaniem innych teorii opartych na fizycznym opisie zjawiska. Teorie przedstawione przez Mayera i Kinga [7] oparte są na mechanizmie przesuwania się w dół środka ciężkości ośrodka woda/węgiel w czasie postępujących pulsacji ośrodka. Ruch wody powoduje wprowadzenie ośrodka w stan fluidalny i uwolnienie energii potencjalnej poszczególnych ziaren, które starają



Rys. 7. Zmiana energii potencjalnej układu ziaren

się zająć pozycję o możliwie najmniejszej energii potencjalnej. Model stratyfikacji ziaren materiału we fluidalnym ośrodku, przedstawiony przez Kinga [7], uwzględnia jednocześnie rozkład energii potencjalnej ziaren, powodujący proces stratyfikacji (opadania), z przypadkowym zjawiskiem dyfuzji, które zakłóca idealny rozkład stratyfikacji.

Zmiana energii potencjalnej układu, w którym cząstka o gęstości ρ_f i objętości v_p zmienia swoje położenie o ΔH w zbiorze cząstek o gęstości ρ_w , wynosi:

$$\Delta E = E(H + \Delta H) - E(H) = v_p \cdot g \cdot (\rho_f - \rho_w) \cdot \Delta H \quad (6)$$

Gradient energii potencjalnej z pozycją H zajmowaną przez cząstkę wynosi:

$$\frac{dE}{dH} = v_p \cdot g \cdot (\rho_f - \rho_w) \quad (7)$$

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

$$n_s = -C_f \cdot u \cdot \frac{dE}{dH} \quad (8)$$

gdzie:

C_f – koncentracja cząstek o gęstości ρ_f (wyrażona w stosunku objętości),

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

Łącząc (7) z (8), otrzymujemy:

$$n_s = -C_f \cdot u \cdot v_p \cdot g \cdot (\rho_f - \rho_w) \quad (9)$$

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

$$n_D = -D \cdot \frac{dC_f}{dH} \quad (10)$$

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

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

$$\frac{dC_f}{dH} = -\frac{ugv_p C_p}{D} \cdot (\rho_f - \rho_w) \quad (11)$$

gdzie:

$h = H/H_{max}$ – względna wysokość w stosunku do grubości łóża H_{max} ,

$\alpha = ug v_p H_{max} / D$ – stała stratyfikacji.

Rozwiązanie równania różniczkowego (11) daje rozkład koncentracji poszczególnych klas gęstościowych „ k ” materiału ze względną wysokością h łóża materiału w osadzarce.

$$\frac{dC_{fk}}{dh} = -\alpha \cdot C_{fk} \cdot (\rho_{fk} - \rho_w(h)) \quad \text{dla } k = 1, 2, 3, \dots, n \quad (12)$$

Rozkład gęstości materiału wraz z wysokością $\rho_w(h)$ można wyznaczyć z następującego związku:

$$\rho_w(h) = \sum_{k=1}^n C_{fk}(h) \cdot \rho_{fk} \quad (13)$$

Z warunkami normalizacji:

$$\sum_{i=1}^n C_{fi}(h) = 1 \quad \text{dla wszystkich } h \quad (14)$$

$$C_{fi}^n = \int_0^1 C_{fi}(h) \quad \text{dla wszystkich „i”} \quad (15)$$

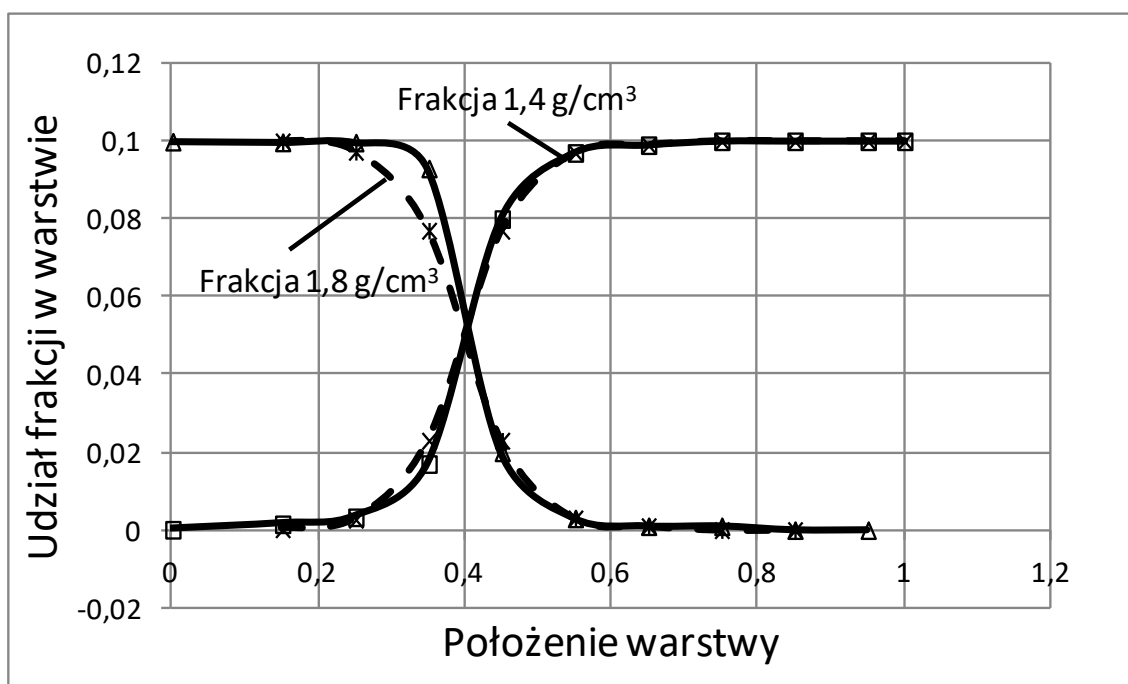
Całkowanie równania różniczkowego (12) w granicach od 0 do h z nieznanym warunkiem początkowym $C_{fi}(0) = C_i^0$ daje:

$$C_{fi}(h) = C_i^0 \cdot \exp [-\alpha \cdot \rho_{fi} \cdot h + \alpha \int_0^h \rho_w(u) du] \quad i = 1, 2, 3, \dots, n \quad (16)$$

Podstawiając (16) do (15) otrzymujemy po przekształceniach:

$$C_i^0 = C_i^n [\int_0^1 \exp (-\alpha \rho_{fi} h + \alpha \int_0^h \rho_w(u) du)]^{-1} \quad (17)$$

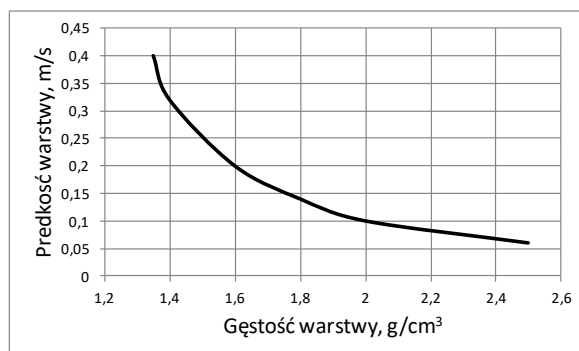
Zakładając wstępny profil $\rho_w(h)$ w równaniu (17) wyznaczamy wstępną wartość C_i^0 , wstawiamy ją do równania (16) i wyliczając w kolejnych iteracjach wyznaczamy końcowe wartości C_i^0 i $C_{fi}(h)$. Na rysunku 8 przedstawiono udziały dwóch frakcji gęstościowych nadawy ($1,4 \text{ g/cm}^3$ – udział 0,6, i $1,8 \text{ g/cm}^3$ – udział 0,4) w dziesięciu warstwach łoża osadzarki wyznaczone iteracyjnie z równań (16) i (17).



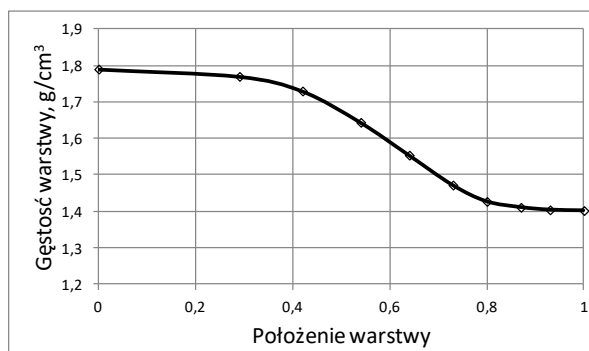
Rys. 8. Rozkład dwóch frakcji gęstościowych w warstwach materiału

- a) Model krzywej rozdziału – linia ciągła
- b) Model energii potencjalnej [7] – linia przerywana

W modelu tym przyjęto stałą stratyfikacji $\alpha = 0,06$. Dla porównania pokazano udziały frakcji wyznaczone metodą z zastosowaniem krzywej rozdziału (tangens hiperboliczny – imperfekcja $I = 0,15$). Widać, że obie metody dają podobne rozkłady frakcji gęstościowych. Prędkość poruszania się warstw gęstościowych łoża w kierunku poziomym jest różna i zależy od ich gęstości i położenia [5]. Dolne warstwy poruszają się wolno, a górne znacznie szybciej. Przykładową zależność prędkości przepływu materiału w kierunku poziomym w zależności od gęstości warstwy przedstawiono na rysunku 9, a jej wpływ na profil gęstości wraz z wysokością łoża na rysunku 10.



Rys. 9. Profil prędkości warstw materiału



Rys. 10. Profil rozkładu gęstości warstw przy profilu prędkości z rys.9

Grubość warstwy materiału Δh w rozwarstwowionym łożu wyznaczyć można z zależności:

$$\Delta h = \frac{q}{b \cdot v} \quad (18)$$

gdzie:

q - natężenie przepływu warstwy, m³/s

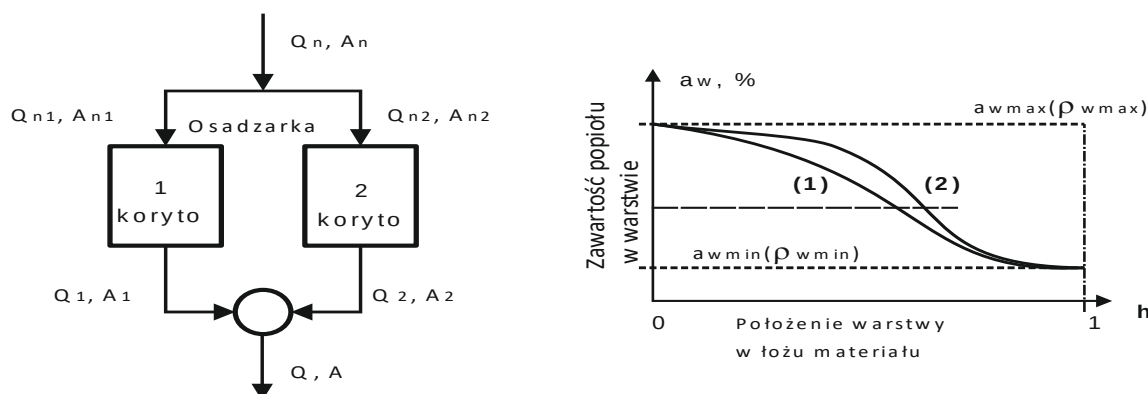
b - szerokość koryta osadzarki, m

v - pozioma prędkość poruszania się warstwy, m/s.

Na rysunku 10 przedstawiono zmieniony profil gęstości ośrodka $\rho(h)$ dla znormalizowanej wysokości h ((0,1) w stosunku do profilu przy stałej prędkości warstw ($v = 0,2$ m/s) pokazanym w przykładzie na rysunku 6. Widać większy udział klasy $1,8 \text{ g/cm}^3$ w objętości rozwarstwowionego łoża (na skutek mniejszej prędkości przemieszczania się tej frakcji lecz nie zmienionym natężeniem przepływu) oraz mniejszy udział klasy $1,4 \text{ g/cm}^3$. Rozkład gęstości materiału w łożu definiuje jednocześnie rozkład zawartości popiołu w warstwach materiału ponieważ występuje dobra korelacja pomiędzy gęstością warstwy a zawartością popiołu w tej warstwie.

3. Zasada równej zawartości popiołu w warstwach rozdziału

Węgiel surowy często jest wzbogacany w równolegle pracujących wzbogacalnikach cieczy ciężkiej, osadzarkach lub cyklonach. Częstym przypadkiem są układy dwóch lub trzech równolegle pracujących osadzarek lub osadzarek dwu-korytowych, w których poszczególne koryta można traktować jako, do pewnego stopnia, niezależne linie technologiczne – rysunek 11.



Rys. 11. Wzbogacanie węgla w osadzarkach 2-korytowych. Układ technologiczny i rozkłady zawartości popiołu w warstwach materiału (łoża)

Obserwacja pracy osadzarek dwu korytowych pokazuje, że dochodzi w nich często do segregacji ziarnowej w strumieniach węgla surowego kierowanych do poszczególnych koryt oraz do odmiennego formowania się warstw gęstościowych (popiołowych) w łożach na skutek odmiennych warunków hydraulicznych, pulsacji ośrodka i ruchu materiału. Istotnym problemem okazuje się właściwy dobór gęstości pływaków sterujących stopniem otwarcia szczelin układów odbioru produktu dolnego ustalających odpowiednie gęstości (zawartości popiołu) warstw rozdzielczych w połowie przechodzących do koncentratu (produktu górnego) i do odpadów (produktu dolnego). Punkty pracy obu koryt powinny być tak dobrane, aby zapewnić maksymalną ilość połączonych koncentratów Q przy zachowaniu zadanej zawartości popiołu A . Problem ten był analizowany w wielu pracach [1, 6, 7], lecz praktycznego znaczenia nabrał obecnie, gdy pojawiły się radiometryczne systemy pomiarowe umożliwiające pomiar gęstości (zawartości popiołu) w wybranej warstwie wzbogacanego w osadzarkach węgla [4, 9, 10]. Poniżej przedstawiono dwie metody analitycznego zagadnienia optymalizacji ilości koncentratu Q o zadanej zawartości popiołu A prezentowane w pracach [1, 8].

Wprowadźmy poniższe oznaczenia:

- $Q_{1,2}$ - natężenia przepływu koncentratu w 1 i 2 korycie osadzarki (lub 2 osadzarek),
- $A_{1,2}$ - zawartości popiołu w koncentratkach,
- $a_w(\rho_w)$ - zawartość popiołu w warstwie węgla,
- $a_f(\rho_f)$ - zawartość popiołu we frakcji węgla,
- ρ_w - gęstość warstwy węgla,
- ρ_f - gęstość frakcji węgla (gęstościowej),
- w_w - udział warstwy węgla o gęstości ρ_w w łożu osadzarki,
- w_f - udział frakcji gęstościowej w nadawie,
- a_{ws} - zawartość popiołu w warstwie rozdzielczej,
- ρ_{ws} - gęstość warstwy rozdzielczej,
- $f(\rho_f)$ - liczba rozdziału z krzywej rozdziału określająca udział frakcji o gęstości ρ_f przechodzący z nadawy do koncentratu,
- λ - nieoznaczony mnożnik Lagrange'a.

Maksimum ilości koncentratu Q o określonej zawartości popiołu A można wyznaczyć stosując np. metodę tzw. nieoznaczonych mnożników Lagrange'a [1] dla monotonicznych funkcji $Q(\rho_w)$ i $A(\rho_w)$. Zwróćmy uwagę, że krzywa $Q = Q(A)$ reprezentuje w rozpatrywanym przypadku tzw. krzywą wzbogacania węgla, która różni się od idealnej krzywej wzbogalności węgla surowego.

Równania bilansu masowego i popiołowego w trzech strumieniach węgla są następujące:

$$Q = Q_1(\rho_{w1}) + Q_2(\rho_{w2}) \quad (19)$$

$$A = \frac{A_1(\rho_{w1}) \cdot Q_1(\rho_{w1}) + A_2(\rho_{w2}) \cdot Q_2(\rho_{w2})}{Q_1(\rho_{w1}) + Q_2(\rho_{w2})} \quad (20)$$

Równanie (20) jest warunkiem ograniczającym dla maksymalizowanej funkcji (19). Utwórzmy funkcję:

$$F = Q + \lambda \cdot \varphi \quad (21)$$

gdzie:

$$\varphi = A_1 Q_1 + A_2 Q_2 - A(Q_1 + Q_2) \quad (22)$$

Dla maksimum funkcji Q zachodzi warunek konieczny równości pochodnych:

$$\frac{\partial F}{\partial Q_1} = \frac{\partial F}{\partial Q_2} = 0 \quad (23)$$

Wykonując różniczkowanie funkcji (21) względem Q_1 i Q_2 otrzymujemy:

$$1 + \lambda \cdot \left(\frac{\partial(A_1 Q_1)}{\partial Q_1} - A \right) = 0 \quad (24)$$

$$1 + \lambda \cdot \left(\frac{\partial(A_2 Q_2)}{\partial Q_2} - A \right) = 0 \quad (25)$$

Z zależności (24) i (25) wynika równość pochodnych:

$$\frac{\partial(A_1 Q_1)}{\partial Q_1} = \frac{\partial(A_2 Q_2)}{\partial Q_2} \quad (26)$$

Jednocześnie obowiązują następujące zależności:

$$Q = \int_0^{\rho_{ws}} w_w(\rho_w) d\rho_w \quad A = \frac{1}{Q} \int_0^{\rho_{ws}} w_w(\rho_w) a(\rho_w) d\rho_w \quad (27)$$

$$dQ = w_w(\rho_w) d\rho_w \quad d(AQ) = w_w(\rho_w) a(\rho_w) d\rho_w \quad \frac{d(AQ)}{dQ} = a(\rho_w) \quad (28)$$

Łącząc (28) z warunkiem maksimum (26) otrzymujemy:

$$a_1(\rho_{1w}) = a_2(\rho_{2w}) \quad (29)$$

Warunek (29) oznacza, że maksimum ilości koncentratu Q o zawartości popiołu A uzyska się wtedy, gdy zawartości popiołu w obu warstwach rozdziału (w obu korytach) będą jednakowe. W przypadku osadzarek przekłada się ten warunek wprost na taki dobór natężeń odbioru produktów dolnych w obu korytach, aby dostępne pomiarowo zawartości popiołu w warstwach rozdzielczych (warstwach znajdujących się na wysokości progu) były sobie równe. Alternatywnie możliwy jest również pomiar gęstości warstwy rozdzielczej i doprowadzenie do równości gęstości obu warstw rozdzielczych. W tym przypadku korzysta się z dobrej korelacyjnej zależności zawartości popiołu w warstwie i gęstości tej warstwy.

Powyższe rozumowanie ma zastosowanie do wzbogacalników z cieczą ciężką [1]. Warunek (29) ma bezpośrednie zastosowanie w przypadku wzbogacania idealnego i oznacza równość zawartości popiołu rozdziału we frakcjach gęstościowych (popiołowych) $a_{1f} = a_{2f}$. W przypadku wzbogacania rzeczywistego z określoną imperfekcją I do wyznaczenia maksimum koncentratu Q obowiązuje zależność (26). W tym przypadku popioły rozdziału lub gęstości rozdziału są różne i oznaczają parametry frakcji gęstościowych nadawy. Odpowiednie zależności dla procesu wzbogacania w równoległych wzbogacalnikach z cieczą ciężką są identyczne jak (19) do (26), a następnie:

$$Q = \int_0^{\rho_{max}} w_f(\rho_f) \cdot f(\rho_f) d\rho_f \quad (30)$$

$$A = \frac{1}{Q} \int_0^{\rho_{max}} w_f(\rho_f) \cdot f(\rho_f) \cdot a(\rho_f) d\rho_f \quad (31)$$

$$\frac{d(AQ)}{dQ} = f(\rho_f) a(\rho_f) \quad (32)$$

Dla wzbogacania idealnego $f(\rho_f)=1$ i otrzymujemy zależność jak dla osadzarki:

$$\frac{d(AQ)}{dQ} = a(\rho_f) \quad (33)$$

Druga metoda wyznaczenia warunku maksimum ilości koncentratu Q z ograniczającym warunkiem na zawartość popiołu A może być stosowana dla osadzarki z rozwarstwionym łóżem rozdzielanym na produkt górny i dolny [8]. Dla wartości maksimum Q według równania (19) pochodna Q względem Q_1 jest równa zero:

$$\frac{\partial Q}{\partial Q_1} = 1 + \frac{\partial Q_2}{\partial Q_1} = 0 \quad \text{skąd} \quad \frac{\partial Q_2}{\partial Q_1} = -1 \quad (34)$$

Pochodna równania (20) względem Q_2 przyrównana do zera daje:

$$\frac{\partial Q}{\partial Q_2} = \frac{1}{A} \left(Q_1 \frac{\partial A_1}{\partial Q_2} + A_1 \frac{\partial Q_1}{\partial Q_2} + Q_2 \frac{\partial A_2}{\partial Q_2} + A_2 \right) = 0 \quad (35)$$

i dalej przekształcając (35) mamy:

$$-\left(Q_1 \frac{\partial A_1}{\partial Q_2} + A_1 \frac{\partial Q_1}{\partial Q_2} \right) = Q_2 \frac{\partial A_2}{\partial Q_2} + A_2 \quad (36)$$

Łącząc (36) i (34) otrzymujemy:

$$Q_1 \frac{\partial A_1}{\partial Q_1} + A_1 = Q_2 \frac{\partial A_2}{\partial Q_2} + A_2 \quad (37)$$

Aby zinterpretować warunek istnienia maksimum (37) rozważmy wzrost ilości koncentratu osadzarki z Q do Q^Δ spowodowany bardzo małą wielkością ΔQ dodanej warstwy o zawartości popiołu a_w . Wtedy do nowej ilości koncentratu Q^Δ stosuje się równania bilansu:

$$Q^\Delta = Q + \Delta Q \quad (38)$$

$$Q^\Delta A^\Delta = Q \cdot A + \Delta Q \cdot a_w \quad (39)$$

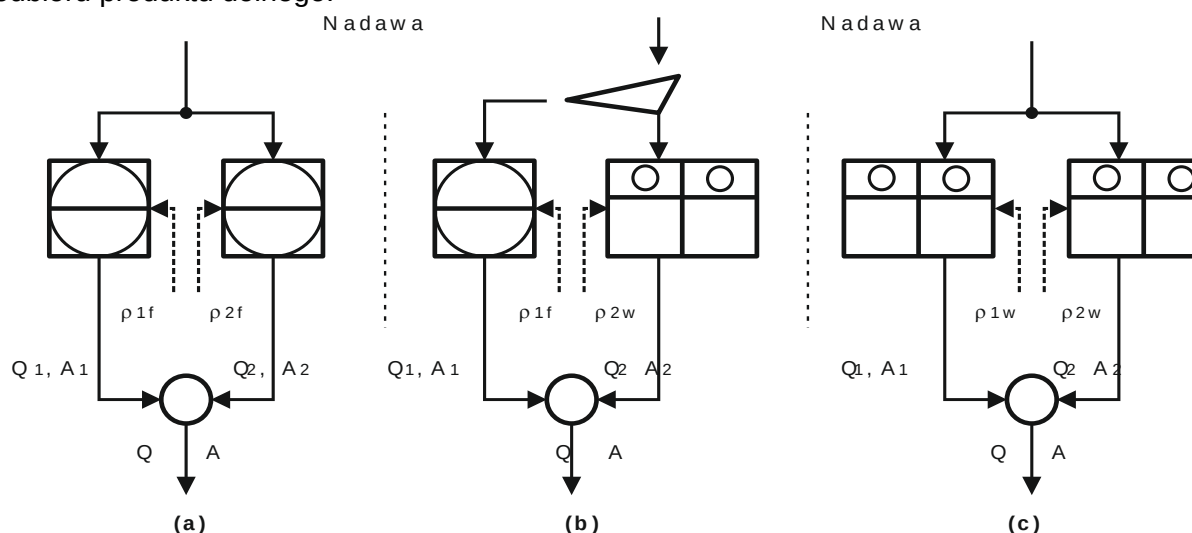
Przekształcając (39) mamy:

$$a_w = \frac{Q^\Delta A^\Delta - QA}{\Delta Q} = \frac{(Q + \Delta Q)(A + \Delta A) - QA}{\Delta Q} = Q \frac{\Delta A}{\Delta Q} + A \quad (40)$$

Wynika z tego, że warunek (37) maksimum ilości koncentratu Q oznacza według (40) równość zawartości popiołu w warstwach rozdzielczych w równoległych procesach wzbogacania ($a_{1w} = a_{2w}$).

4. Układy sterowania

Zasady doboru parametrów rozdziału w celu optymalizacji produkcji koncentratów mogą być stosowane w układach równolegle pracujących wzbogacalników grawitacyjnych: wzbogacalników z cieczą ciężką, osadzarkach i cyklonach. Najczęściej występujące układy technologiczne przedstawione są na rys.12 a, b, c. Dla wzbogacalników z cieczą ciężką przyjęto, że parametrem sterującym procesem wzbogacania jest gęstość cieczy ciężkiej w przybliżeniu równa gęstości rozdziału ρ_{1f} i ρ_{2f} , czyli gęstości frakcji nadawy przechodzącej w połowie do koncentratu i w połowie do odpadów. Dla osadzarek przyjęto, że parametrem sterującym jest gęstość warstwy rozdziału ρ_{1w} i ρ_{2w} ustalana otwarciem szczeliny układu odbioru produktu dolnego.



Rys.12. Układy technologiczne równolegle pracujących wzbogacalników

- a) Dwa wzbogacalniki z cieczą ciężką (DISA), b) Wzbogacalnik z cieczą ciężką (DISA) i osadzarka, c) Dwie osadzarki lub osadzarka dwu korytowa

W celu porównania efektów wzbogacania węgla w równoległych układach technologicznych dla różnych par parametrów rozdziału przeprowadzono analizę symulacyjną z zastosowaniem modelu krzywej rozdziału opisaną przez funkcję tangensa hiperbolicznego [13].

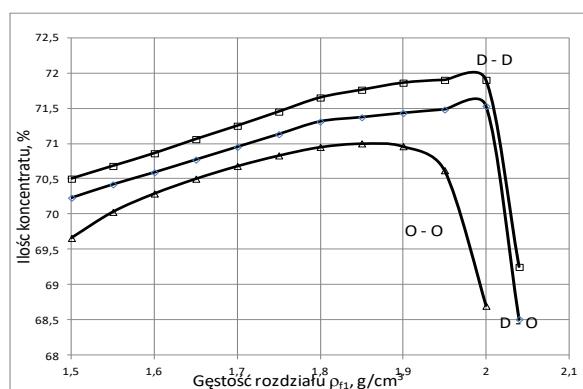
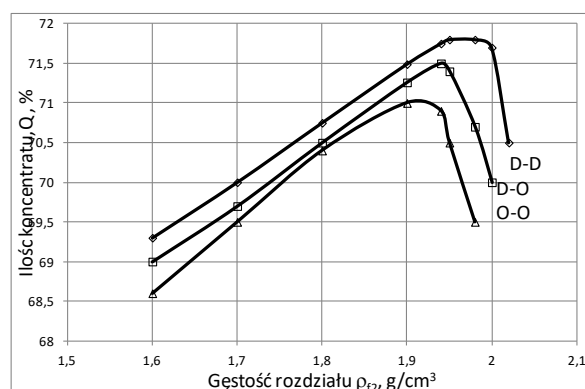
Tabela 1

Frakcja gęstościowa	Nadawa 1	Nadawa 2	Nadawa 1 i 2
g/cm ³	Udział frakcji, %	Udział frakcji, %	Zawartość popiołu, %
<1,3	45	56	3
1,3 – 1,4	8	10	6,5
1,4 – 1,6	2	4	22
1,6 – 1,8	3	7	38
1,8 – 2,0	3	7	59
>2,0	39	22	84
Wzbogacalniki DISA: $I_{D1} = 0,01$, $I_{D2} = 0,015$			
Osadzarka: $I_{O1} = 0,14$, $I_{O2} = 0,18$			

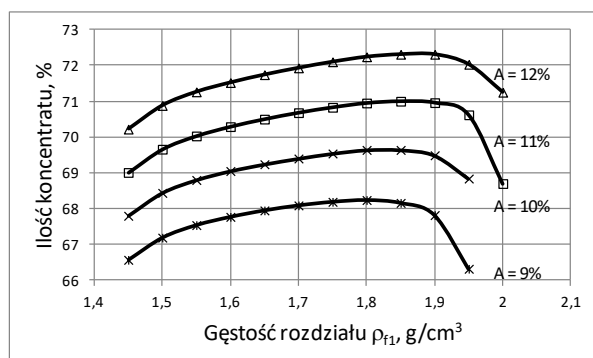
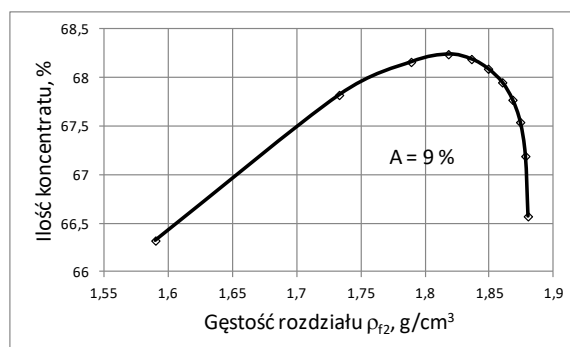
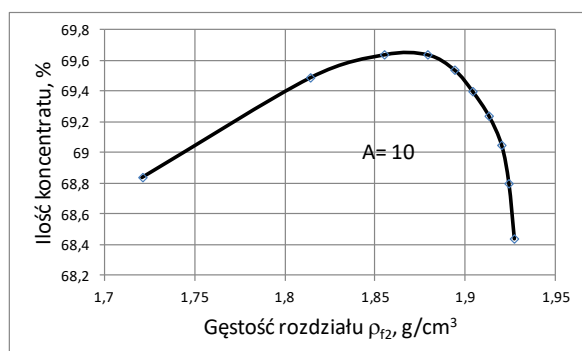
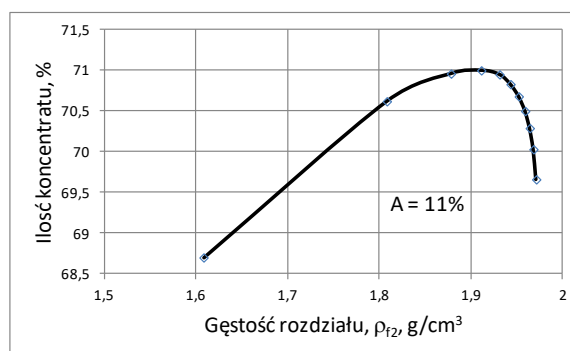
Założono, że nadawa kierowana do wzbogacalników 1 i 2 różni się charakterystyką wzbogacalności oraz założono różne imperfekcje wzbogacalników. Do analizy przyjęto charakterystyki wzbogacalności strumieni nadawy podane w tabeli 1.

Przeprowadzono badania symulacyjne w celu określenia optymalnych gęstości rozdziału $\rho_{f1(opt)}$ i $\rho_{f2(opt)}$ maksymalizujących ilość koncentratu jako sumy połączonych koncentratów z równoległych wzbogacalników Q_{max} o zadanej zawartości popiołu A . Gęstość rozdziału zdefiniowano jako

gęstość frakcji przechodzącej w połowie do koncentratu i w połowie do odpadów. Wyniki analizy symulacyjnej efektów wzbogacania dla równolegle pracujących wzbogacalników z cieczą ciężką (D-D), wzbogacalnika z cieczą ciężką i osadzarką (D-O) oraz dwóch osadzarek (lub osadzarki dwu korytowej) przedstawiono na rysunku 13. Na rysunku 13 a przedstawiono ilość koncentratu Q uzyskiwaną w trzech układach wzbogacania (D-D, D-O, O-O) w zależności od gęstości rozdziału pierwszego wzbogacalnika ρ_{f1} oraz odpowiednio dobranej gęstości rozdziału drugiego tak, aby zawartość popiołu w końcowym koncentracie była równa $A = 11\%$.

Rys.13 a. Zależność $Q = f(\rho_{f1})$ dla $A=11$ dla układów (D-D, D-O, O-O)Rys.13 b. Zależność $Q = f(\rho_{f2})$ dla $A=11$ dla układów (D-D, D-O, O-O)

Na rysunku 14 przedstawiono zależność ilości produkowanego koncentratu (w stosunku do 100% nadawy) od gęstości rozdziału dla dwóch równolegle pracujących osadzarek o różnych imperfekcjach $I_{O1} = 0,14$ i $I_{O2} = 0,18$.

Rys.14 a. Zależność $Q = f(\rho_{f1})$ Rys.14 b. Zależność $Q = f(\rho_{f2})$ dla $A = 9\%$ Rys.14 c. Zależność $Q = f(\rho_{f2})$ dla $A = 10\%$ Rys.14 d. Zależność $Q = f(\rho_{f2})$ dla $A = 11\%$

Zadane zawartości popiołu w połączonym koncentracie wynosiły odpowiednio : $A = 9, 10, 11$ i 12% . Na rysunku 14 a przedstawiono zależność $Q = f(\rho_{f1})$ dla pierwszej osadzarki z nadawą 1, oraz z nadawą 2 dla drugiej osadzarki. Gęstość rozdziału drugiej osadzarki ρ_{f2} była tak dobierana, aby zapewnić zadaną zawartość popiołu w koncentracie A . Na rys.14 b,c,d przedstawiono odpowiednie zależności $Q = f(\rho_{f2})$ dla przyjętych danych. Optymalne wartości gęstości rozdziału $\rho_{f1(opt)}$ i $\rho_{f2(opt)}$ maksymalizujące ilość koncentratu Q o zadanej zawartości popiołu A spełniają warunek (26). Wartości optymalnych parametrów dla analizowanego przykładu zestawiono w tabeli 2.

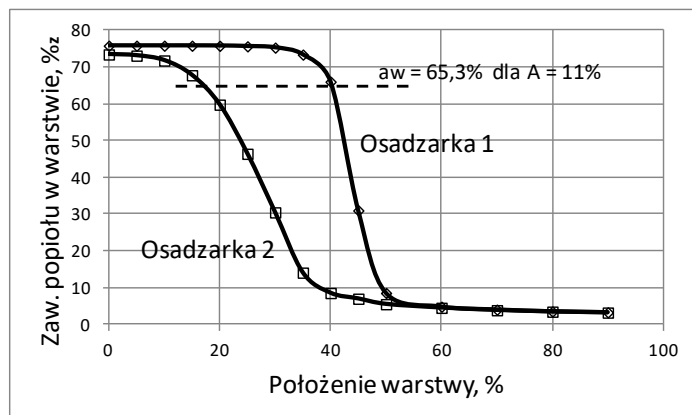
Tabela 2

Lp.	Zadana zawartość Popiołu A , %	Gęstość rozdziału $\rho_{f1(opt)}$, g/cm ³	Gęstość rozdziału $\rho_{f2(opt)}$, g/cm ³	Maksymalna ilość koncentratu Q , %
1	9	1,80	1,82	68,24
2	10	1,83	1,87	69,64
3	11	1,85	1,90	71,00
4	12	1,88	1,94	72,31

Widać, że optymalne wartości gęstości rozdziału (odniesione do frakcji gęstościowych) nie są sobie równe, ale różnią się tym bardziej im większa jest zadana zawartość popiołu. Wynika to bezpośrednio z przeprowadzonej analizy zawartej w równaniach (19) do (29). Oznacza to również, że w przypadku osadzarek, gęstości frakcji znajdujących się w warstwach rozdziału i przechodzących w połowie do produktu górnego i w połowie do produktu dolnego, są różne dla obu osadzarek (lub koryt). Natomiast gęstości warstw rozdziału, maksymalizujące ilość

koncentratu są sobie równe jak to wynika z równań (29) i (40). Na rysunku 15 przedstawiono zależność zawartości popiołu w warstwach łoża osadzarek (1) i (2) od położenia tych warstw w łożu (dla pokładu sitowego $h = 0$).

W

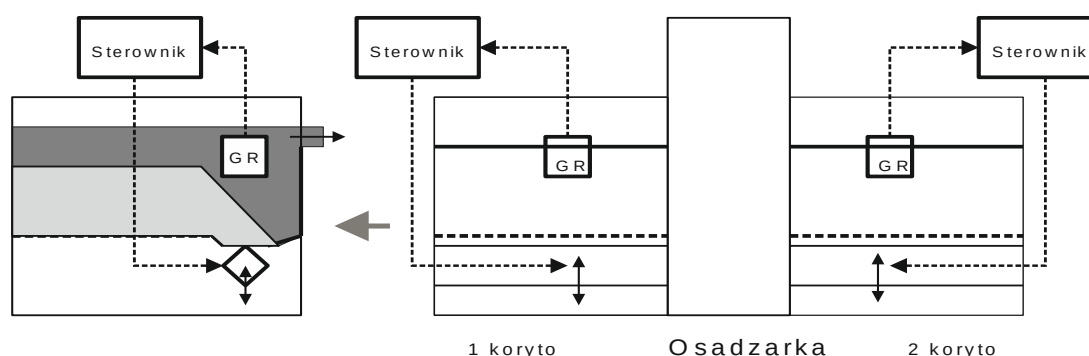


Rys. 15. Zawartość popiołu a_w w warstwie łoża w funkcji położenia warstwy h

Kształt rozkładu zawartości popiołu (gęstości) w warstwach od położenia warstw różni się dla obu osadzarek i zależy od składu densymetrycznego nadaw oraz od imperfekcji obu osadzarek (tabela 1). Na wykresie zaznaczono przykładowo wartość zawartości popiołu w warstwach obu osadzarek ($a_w = 65,3\%$ dla której uzyskuje się maksymalną ilość połączonych koncentratów o sumarycznej zawartości popiołu $A=11\%$). W powszechnie stosowanych pływakowych układach sterowania odbiorem produktu

dolnego, informacja o aktualnej gęstości warstwy rozdzielczej lub zawartości popiołu w tej warstwie jest niedostępna. Położenie pływaka informuje jedynie o przybliżonym położeniu warstwy, która powinna być warstwą rozdzielczą.

Praktyczna realizacja zasady równej zawartości popiołu w warstwach rozdzielczych w równolegle pracujących osadzarkach (lub w równoległych korytach jednej osadzarki) jest możliwa z zastosowaniem gęstościomierzy radiometrycznych lub mierników promieniowania naturalnego mierzących gęstość lub zawartość popiołu w warstwach rozdzielczych. Schemat blokowy takiego układu sterowania przedstawiono na rysunku 16. W przypadku zastosowania gęstościomierzy radiometrycznych mierzona jest gęstość warstwy rozdzielczej, która jest związana dobrą zależnością korelacyjną z zawartością popiołu. W rezultacie stabilizacja zawartości popiołu w warstwach rozdzielczych powoduje pośrednio stabilizację zawartości popiołu. W przypadku stosowania mierników promieniowania naturalnego zawartość popiołu w warstwie rozdzielczej mierzona jest bezpośrednio [4, 9].



Rys. 16. Układ sterowania odbiorem produktu w osadzarce dwu-korytowej maksymalizujący ilość koncentratu o zadanej zawartości popiołu.

GR – gęstościomierz radiometryczny (lub miernik promieniowania naturalnego)

5. Podsumowanie

Grawitacyjne procesy wzbogacania węgla we wzbogacalnikach z cieczą ciężką i w osadzarkach różnią się mechanizmem rozdziału ziaren według ich gęstości. We wzbogacalnikach z cieczą ciężką separacja ziaren węgla następuje na zasadzie różnicy sił wyporu ziaren o różnych gęstościach i bezpośredniego ich przechodzenia do produktu pływającego (koncentratu) i tonącego (odpadów). W osadzarkach najpierw następuje stratyfikacja ziaren według ich gęstości w łóżu osadzarki, a następnie mechaniczny rozdział łóża na koncentrat i odpady. W pierwszym przypadku bezpośrednim parametrem rozdziału jest gęstość cieczy, a w drugim – natężenie odbioru produktu dolnego.

W układach technologicznych równolegle pracujących wzbogacalników grawitacyjnych obowiązuje zasada maksymalnej ilości sumarycznego koncentratu o zadanej jakości (zawartości popiołu). Zasada ta oznacza, że w przypadku wzbogacalników z cieczą ciężką maksymalizacja ilości koncentratu odbywa się poprzez optymalny dobór gęstości frakcji rozdziału, przechodzącej w połowie do koncentratu i w połowie do odpadów. W przypadku osadzarek zasada maksymalnej ilości koncentratu o zadanej jakości sprowadza się do wzbogacania węgla w równolegle pracujących osadzarkach (korytach) przy tej samej zawartości popiołu w warstwach rozdzielczych.

Zasada maksymalnej ilości koncentratu o zadanej jakości dla równoległych osadzarek może być praktycznie zrealizowana przez zastosowanie gęstościomierzy radiometrycznych do pomiaru gęstości warstwach rozdzielczych i wykorzystanie sygnałów pomiarowych do odpowiedniej regulacji natężeń odbioru produktu dolnego w celu stabilizacji gęstości warstw. Alternatywnie mogą być zastosowane mierniki promieniowania naturalnego mierzące bezpośrednio zawartość popiołu w warstwach rozdzielczych.

Literatura

1. Cierpisz S., Gottfried B.: Theoretical aspects of coal washer performance. *International Journal of Mineral Processing.*, 1976, no 4.
2. Cierpisz S., Kowol D.: Wpływ zakłóceń procesu wzbogacania węgla w osadzarce na zmiany gęstości rozdziału - badania laboratoryjne. *Gór. Geoinż. AGH*, 4/2009 .
3. Cierpisz S., Kowol D., Joostberens J.: Model symulacyjny strefy rozdziału węgla w osadzarce. *Mechanizacja i Automatyzacja Górnictwa*, 2010.
4. Cierpisz S. : Analiza procesu rozdziału węgla na produkty w osadzarce z zastosowaniem gęstościomierza radiometrycznego. *Górnictwo i Geologia*, tom 6, zeszyt 2, Gliwice 2011.
5. Coal preparation in South Africa, Compiled by the South African coal processing society, 2002.
6. Jonkers A., Lyman G. J., Loveday G. K.: Advances in modeling of stratification in jigs. XIII International Coal Preparation Congress. Australia 1998.
7. King R.P: Modeling and simulation of mineral processing systems. Butterworth-Heinemann, 2001.
8. Luttrell G.H., Mankosa M.J.: Strategies for the Instrumentation and Control of Solid-solid Separation Processes. *Proceedings of the SME Conference: Mineral Processing Plant Design, Practice and Control*. SME 2002.
9. Lyman G.J. (1992): Review of jigging principles and control. *Coal Preparation*; 11 (1-2); 41-72 (Jun 1992).

10. Lyman G.J., Jonkers A., van Latum L., Hughes D.M.: Automatic computerized jig control. In: Proceedings of the ninth international conference on coal research, Washington, DC, USA, 13-16 Oct 1991.
11. Srinivasan R., Mishra B.K., Mehrotra S.P.: Simulation of particle stratification in jigs. Coal Preparation, vol.20, 1999.
12. 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.
13. Zapła W: Teoretyczny model krzywej rozdziału osadzarki. Materiały XII ICPC, Kraków, 23-27 maja 1994.

Możliwości zastosowania indukcyjnego przemiennika momentu w napędach maszyn przeróbczych

Arkadiusz Tomas – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Tomasz Trawiński – Politechnika Śląska

Streszczenie: W rozdziale przedstawiono przegląd rozwiązań przekładni magnetycznych. Zaprezentowano koncepcję indukcyjnego przemiennika momentu, który jest w założeniu przekładnią magnetyczną o zmiennym przełożeniu kinematycznym i dynamicznym, wykorzystującą do przeniesienia napędu zjawisko indukcji napięcia i momentu elektromagnetycznego w przewodniku w zmiennym polu magnetycznym. Łączy cechy przekładni magnetycznych z magnesami trwałymi, takie jak: tłumienie drgań, brak fizycznego styku pomiędzy elementami nadawczym i odbiorczym, cicha praca, z cechą hydrokinetycznego zmiennika momentu, czyli zmiennym przełożeniem kinematycznym i dynamicznym. Zaprezentowano model obwodowo-polowy i numeryczny przemiennika oraz wyznaczone charakterystyki pracy. Na podstawie charakterystyk pracy wariantów przemiennika przeprowadzono analizę możliwości jego zastosowania w napędach maszyn przeróbczych.

Possibility of using the induction torque converter in drives of minerals processing machines

Abstract: Review of solutions of magnetic gears is presented. The concept of induction torque converter, which is a magnetic gear of changeable kinematic and dynamic gear ratio using the effect of voltage induction and electromagnetic torque in a conductor affected by changeable magnetic field to transfer torque, is discussed. It combines the following features of magnetic gear with permanent magnets: suppression of vibration, lack of physical contact between sending and receiving components, silent operation, with the feature of hydrokinetic torque converter i.e. changeable kinematic and dynamic gear ratio. Circuit-and-field as well as numerical model of converter is presented and its operational parameters are determined. Analysis of possibility of its use in drives of minerals processing machines was made on the basis of operational parameters of different variants of torque converter.

1. Wstęp

Przekładnie magnetyczne to mechanizmy, w których do transmisji momentu obrotowego wykorzystywane są siły oddziaływań magnetycznych. Pierwsze koncepcje przekładni magnetycznych opracowano na początku ubiegłego wieku [14]. Stosowane w nich magnesy ferrytowe miały jednak ograniczenia. W porównaniu z innymi rodzajami przekładni, np. zębatymi, przenosiły niewielkie momenty obrotowe. Pod koniec lat 90 ubiegłego wieku, w celu zwiększenia zakresu przenoszonych momentów, w przekładniach magnetycznych zaczęto stosować magnesy neodymowe [7]. Przekładnie magnetyczne są ciche, nie występuje w nich tarcie pomiędzy elementami nadawczymi i odbiorczymi, nie wytwarzają ciepła związanego z tarciem, tłumią drgania, nie wymagają stosowania środków smarnych [8].

W ITG KOMAG podjęto prace nad szczególnym rodzajem przekładni magnetycznej, o zmiennym przełożeniu kinematycznym i dynamicznym – indukcyjnym przemienniku momentu obrotowego. Prowadzone prace mają na celu połączenie w jednym urządzeniu zalet przekładni magnetycznych z cechą hydrokinetycznego zmiennika momentu. Indukcyjny

przeziennik momentu ma w założeniu znaleźć zastosowanie w napędach maszyn nierównomiernie obciążonych i narażonych na przeciążenia i rozruch pod obciążeniem.

2. Przegląd rozwiązań przekładni magnetycznych

Na przestrzeni kilkudziesięciu lat badań nad przekładniami magnetycznymi, powstało wiele koncepcji i rozwiązań tych mechanizmów.

Analizując ich rozwiązania, można dokonać podziału, ze względu na następujące kryteria [3, 8]:

1. Sposób przeniesienia momentu obrotowego:

- elektromagnetyczne:
 - zasilane elektrycznie,
 - bez zasilania,
- z magnesami trwałymi (nazywane magnetycznymi, ang. magnetic gear):
 - z elementem pośrednim,
 - bezpośrednio.

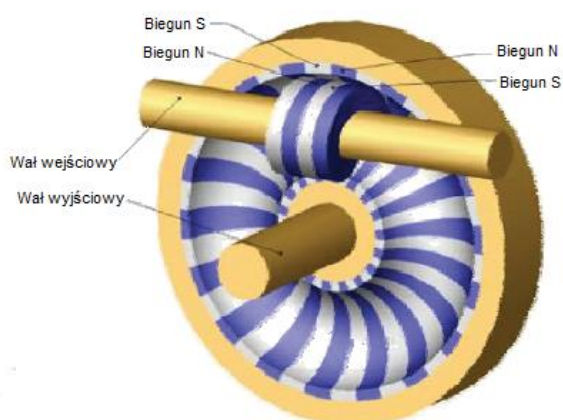
2. Wzajemne ułożenie osi koła napędzającego i napędzanego:

- współosiowe:
 - cykloidalne,
 - planetarne:
 - z kołami satelitarnymi,
 - z wirującym polem,
 - harmoniczne,
- niewspółosiowe:
 - o osiach równoległych:
 - promieniowe,
 - czołowe,
 - koncentryczne,
 - o osiach nierównoległych:
 - ślimakowe,
 - kątowe.

3. Własności kinematyczne:

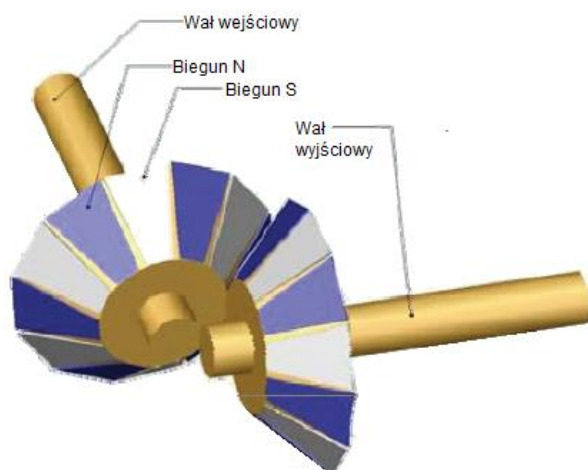
- stałe przełożenie,
- zmienne przełożenie.

Na rysunku 1 pokazano magnetyczną przekładnię ślimakową.



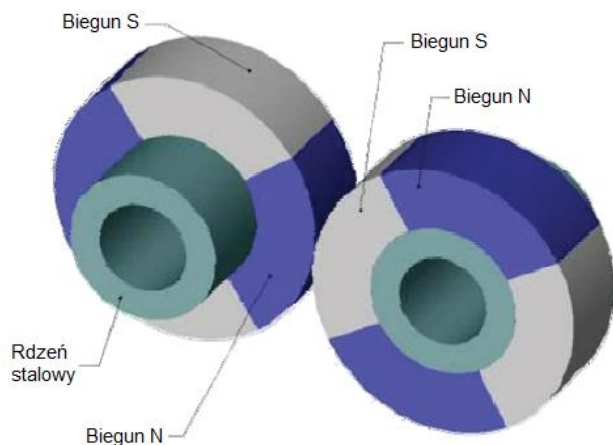
Rys.1. Magnetyczna przekładnia ślimakowa [1]

Przekładnię tą można analizować jedynie teoretycznie, ze względu na trudności w uzyskaniu wymaganego kształtu i ułożenia biegunów magnetycznych. Wartość gęstości momentu obrotowego równa $g_m = 2 \text{ Nm/dm}^3$, jest wynikiem obliczeń teoretycznych.



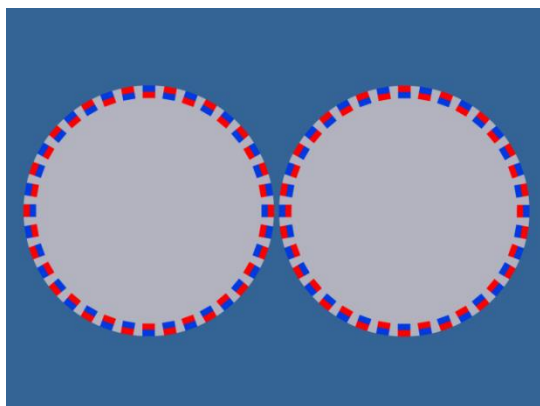
Rys.2. Magnetyczna przekładnia kątowa [1]

Na rysunku 2 pokazano magnetyczną przekładnię kątową. Obliczona wartość gęstości momentu dla tej przekładni wynosi $g_m = 5 \text{ Nm/dm}^3$.



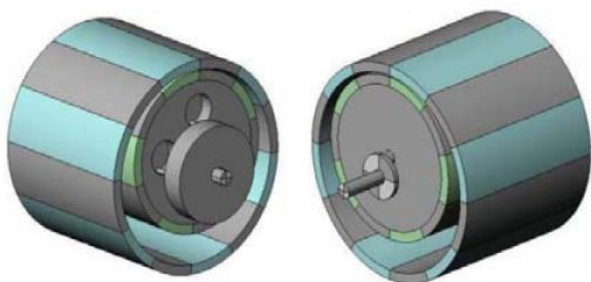
Rys.3. Magnetyczna przekładnia promieniowa [1]

Kolejną analizowaną jest magnetyczna przekładnia promieniowa - rys. 3. Teoretycznie obliczono wartość $g_m=7 \text{ Nm/dm}^3$.



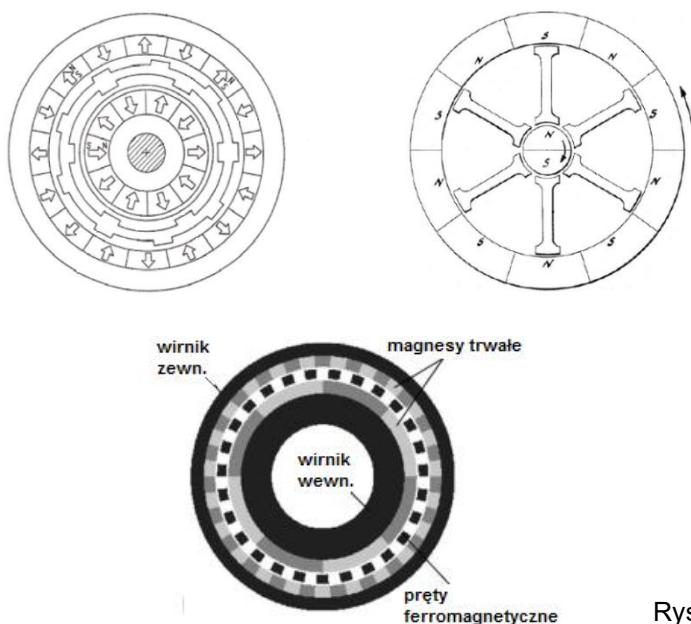
Rys.4. Magnetyczna przekładnia czołowa [16]

Magnetyczną przekładnię czołową pokazano na rysunku 4. Doświadczalnie wyznaczony zakres wartości gęstości momentu obrotowego wynosi $g_m=(10-20) \text{ Nm/dm}^3$.



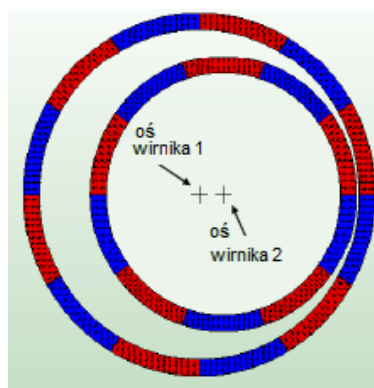
Rys.5. Magnetyczna przekładnia cykloidalna 2-stopniowa, wysokie przełożenie [1]

Magnetyczna przekładnia cykloidalna (rys. 5), w wykonaniu 2-stopniowym, o wysokim przełożeniu, była budowana doświadczalnie. Uzyskano gęstość momentu obrotowego $g_m=75 \text{ Nm/dm}^3$.



Rys.6. Magnetyczna przekładnia planetarna [1]

Na rysunku 6 pokazano różne warianty przekładni magnetycznych planetarnych. Wartości g_m , uzyskiwane praktycznie, mieszczą się w zakresie (45-90) Nm/dm^3 .



Rys.7. Magnetyczna przekładnia koncentryczna 1-stopniowa, niskie przełożenie [1]

Schemat magnetycznej przekładni koncentrycznej 1-stopniowej, o niskim przełożeniu pokazano na rysunku 7. Przekładnie uzyskują wartości $g_m=(70-100) \text{ Nm/dm}^3$.



Rys. 8. Magnetyczna przekładnia harmoniczna 1-stopniowa, niskie przełożenie [1]

Magnetyczna przekładnia harmoniczna (falowa), o 1 stopniu i niskim przełożeniu – rys.8, umożliwia uzyskanie gęstości momentu obrotowego wynoszącej $g_m=110 \text{ Nm/dm}^3$, zaś dla magnetycznej przekładni cykloidalnej 1-stopniowej, o niskim przełożeniu, - rys. 9, uzyskiwane wartości g_m mieszczą się w zakresie (140-290) Nm/dm^3 [1, 2].



Rys. 9. Magnetyczna przekładnia cykloidalna 1-stopniowa, niskie przełożenie [1]

Kryterium porównawczym dla przekładni magnetycznych jest gęstość momentu obrotowego (torque density), definiowana jako stosunek maksymalnego przenoszzonego momentu przekładni, do jej objętości [15]. Kryterium nie precyzuje jednak, czy moment odnoszony jest do całkowitej objętości przekładni, opisującej ją bryły czy też jej części roboczej. W pracy [10] podano, że moment nie rośnie proporcjonalnie ze zmianą objętości. Gęstość momentu obrotowego może być zatem traktowana jako parametr porównawczy. Wymagane jest wprowadzenie nowej wielkości, dokładniej opisującej zależność transmitowanego momentu w zależności od wielkości przekładni (objętości, masy).

Przykładowo gęstość momentu obrotowego magnetycznej przekładni ślimakowej wynosi ok. 2 Nm/dm³, natomiast magnetycznej przekładni cykloidalnej ok. 140÷290 Nm/dm³. W tabeli 1 podano gęstości momentu obrotowego dla różnych przekładni magnetycznych [1, 2].

Gęstości momentu obrotowego dla różnych przekładni magnetycznych [1, 2]

Tabela 1

Lp.	Typ przekładni magnetycznej	Gęstość momentu obrotowego [Nm/dm ³]
1.	ślimakowa	2
2.	kątowa	5
3.	promieniowa	7
4.	czołowa	10-20
5.	cykloidalna 2-stopniowa (wysokie przełożenie)	75
6.	planetarna	45-90
7.	koncentryczna 1-stopniowa (niskie przełożenie)	70-100
8.	harmoniczna 1-stopniowa (niskie przełożenie)	110
9.	cykloidalna 1-stopniowa (niskie przełożenie)	140-290

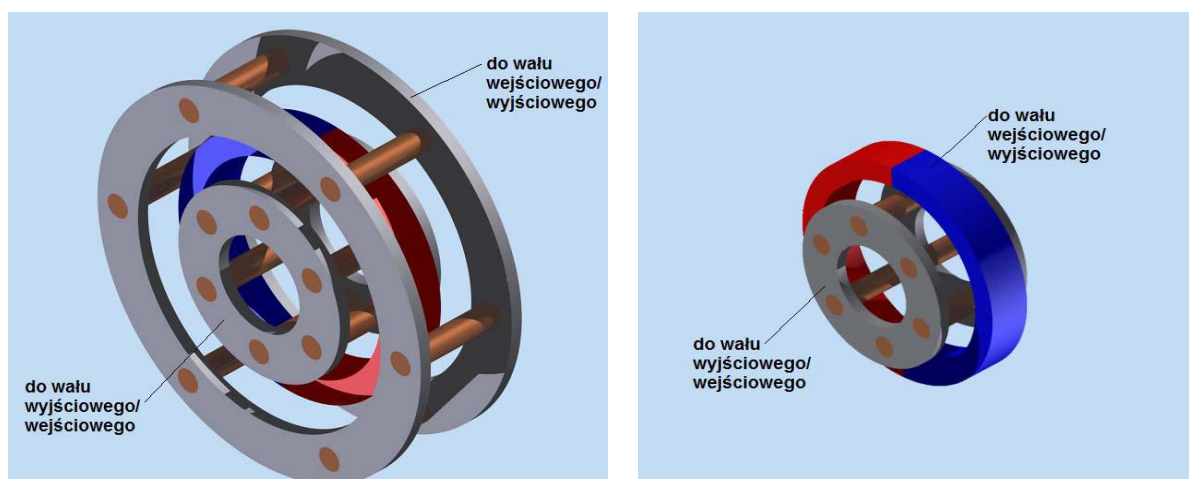
3. Koncepcja indukcyjnego przemiennika momentu

Indukcyjny przemiennik momentu jest w założeniu przekładnią magnetyczną o zmiennym przełożeniu kinematycznym i dynamicznym, wykorzystującą do przeniesienia napędu zjawisko indukcji napięcia w przewodniku w zmiennym polu magnetycznym. Łączy cechy przekładni magnetycznych z magnesami trwałymi, takie jak: tłumienie drgań, brak fizycznego styku pomiędzy elementami nadawczym i odbiorczym, cicha praca, z cechą hydrokinetycznego zmiennika momentu, czyli zmiennym przełożeniem kinematycznym i dynamicznym.

Przemiennik w układzie cylindrycznym, według pierwotnej koncepcji, składał się z co najmniej jednej klatki indukcyjnej i co najmniej jednego obwodu magnesów trwałych. Ruch

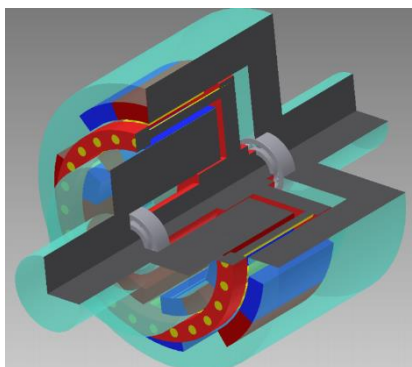
magnesów trwałych wywołany zewnętrznym źródłem momentu obrotowego, względem klatki, skutkowało powstaniem momentu elektromagnetycznego i ruchem obrotowym klatki. Jego zasada działania była analogiczna do silnika asynchronicznego, z tym, że źródłem wirującego pola magnetycznego był wzajemny ruch obrotowy klatki i biegunów magnetycznych, wywołany podanym na wejściu momentem obrotowym.

Koncepcję indukcyjnego przemiennika momentu w układzie cylindrycznym w wariantach: klatka indukcyjna/magnesy/klatka oraz magnesy/klatka pokazano na rysunku 10.

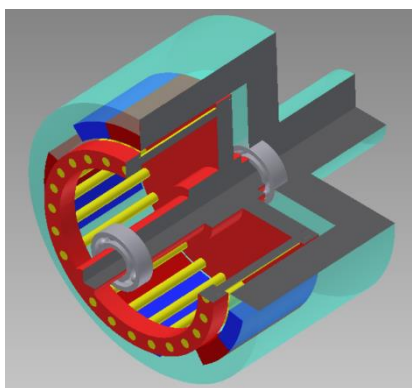


Rys.10. Koncepcja indukcyjnego przemiennika momentu w układzie cylindrycznym [3]

Utworzono model komputerowy wariantu z elementem pośrednim - rys.11 oraz wariantu bez elementu pośredniego – rys.12.

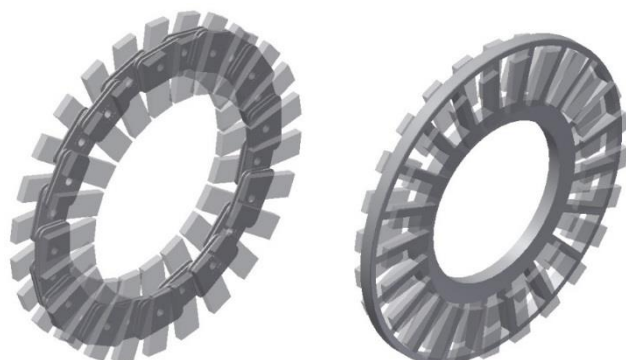


Rys.11. Model przemiennika z elementem pośrednim – klatką indukcyjną [8]



Rys.12. Model przemiennika w układzie bezpośrednim – magnesy/klatka indukcyjna [8]

Ze względu na złożoność modelu, ograniczenia sprzętowe i programowe, a także trudności z wykonaniem modelu fizycznego, podjęto decyzję o przejściu na układ tarczowy (rys.13).



Rys.13. Konceptcja indukcyjnego przemiennika momentu w układzie tarczowym [9]

W układzie tarczowym zasada działania jest taka sama jak w cylindrycznym, jednak magnesy rozmieszczono promieniowo, a element, w którym indukowane są napięcia, miał postać tarczowej klatki indukcyjnej lub rozłożonych po obwodzie cewek.

4. Przemiennik z układem cewek indukcyjnych

W przeprowadzonych symulacjach przemiennika w układzie tarczowym z klatką indukcyjną, uzyskano zmienne przełożenie kinematyczne i dynamiczne, jednak przy niskich wartościach momentu obrotowego, dochodzących do 6,14 Nm [8]. Aby zwiększyć wartości przenoszonych momentów, podjęto decyzję o przejściu na układ z cewkami indukcyjnymi. W układzie takim rośnie długość przewodnika w polu magnetycznym w porównaniu do klatki indukcyjnej, co skutkuje wzrostem generowanego momentu elektromagnetycznego, to zaś przekłada się na wzrost przenoszonego przez przemiennik momentu obrotowego.

Indukcyjny przemiennik momentu służy do transmisji momentu obrotowego (bez bezpośredniego kontaktu mechanicznego części ruchomych) za pośrednictwem pola magnetycznego. Wykorzystuje on magnesy trwałe do generacji pola magnetycznego – tzw. pola wzbudzenia w jego szczelinie powietrznej. Układ magnesów trwałych (układ wzbudzenia) wprowadzony jest w ruch przez źródło napędu, zaś dostarczona energia mechaniczna przekształcana jest w energię wirującego pola magnetycznego. W szczelinie powietrznej przemiennika mogą znajdować się: magnesy trwałe, uzwojenia lub inne pomocnicze elementy, które poprzez interakcję z polem wzbudzenia, dokonują kolejnej przemiany energii pola magnetycznego na energię mechaniczną, o innych parametrach niż energia mechaniczna dostarczana do przemiennika. W przemienniku momentu z cewkami indukcyjnymi, o konstrukcji tarczowej, układ wzbudzenia pola magnetycznego uformowany został w postaci tarcz z magnesami trwałymi, pomiędzy którymi umieszczono tzw. układ odbierający. Układ odbierający, którego rolą jest wejście w interakcję z wirującym polem magnetycznym w szczelinie powietrznej i przetworzenie energii tego pola na energię mechaniczną, zbudowano w postaci uzwojeń (w formie cewek) formujących tarczę. Tarcze układu wzbudzenia i tarcza układu odbierającego tworzą pojedynczy moduł, o określonych parametrach maksymalnych (moc, moment, prędkości kątowne). Moduły można ze sobą

łączyć, dostosowując parametry indukcyjnego przemiennika momentu do wymagań docelowego układu napędowego. Konstrukcja tarczowa indukcyjnego przemiennika momentu, w wycinku obwodu magnetycznego ograniczonego do dwóch biegunów magnesu trwałego oraz przy ograniczeniu liczby uzwojeń układu odbierającego do jednej cewki, cechuje się pewnymi podobieństwami do tzw. silników VCM (stosowanymi powszechnie do napędu systemów pozycjonowania w pamięciach masowych – w dyskach twardych HDD) [11]. Moment elektromagnetyczny generowany przez układ pojedynczej cewki silnika VCM [11] można określić na podstawie następującej zależności:

$$T_e = NB(2r_1l + l^2)i \quad (1)$$

gdzie:

N – liczba zwojów cewki,

B – indukcja w szczeliny powietrznej,

r_1 – promień od osi obrotu do początku cewki (dolnej części cewki),

l – długość boku cewki znajdująca się w obrysie magnesów trwałych,

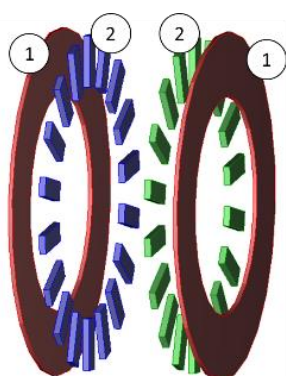
i – natężenie prądu w cewce.

W przypadku silnika VCM na moment elektromagnetyczny możemy dodatkowo wpływać poprzez wymuszany prąd, w przypadku przemiennika momentu prąd jest efektem indukowania się napięcia w uzwojeniach cewek, na skutek ruchu układu wzbudzenia (uzwojenia są zwarte). Ze względu na niewielki zakresu ruchu kąтового w typowych silnikach VCM (30-40 stopni) rozkład indukcji w szczeliny powietrznej przyjmuje się jako równomierny, (wartości indukcji są takie same przy różnych położeniach kątowych uzwojenia). Odmierna sytuacja występuje w indukcyjnym przemienniku momentu. Na obwodzie tarczy może się znaleźć kilka lub kilkanaście biegunów magnesu trwałego. Przyjęcie stałej wartości indukcji jest zatem błędne. Na podstawie zależności (1) można wstępnie oszacować wymiary geometryczne tarcz obwodu wzbudzenia – średnica tarcz będzie co najmniej równa sumie r_1 i l. Model matematyczny przemiennika momentu tworzony jest w trzech etapach:

- W etapie pierwszym wyznaczane są rozkłady przestrzenne pola magnetycznego w szczeliny powietrznej przemiennika momentu. Analiza polowa prowadzona jest tak, aby magnesy trwałe pracowały w swoim optymalnym punkcie pracy (iloczyn natężenia pola magnetycznego i indukcji magnetycznej jest bliski maksymalnej gęstości energii magnesów). Obliczane są uśrednione wartości indukcji, w objętości jednego boku cewki uzwojenia.
- W etapie drugim tworzony jest model matematyczny (model obwodowy), tarczy z uzwojeniami układu odbierającego. Rozważane są – układ jedno-, dwu- i trój-fazowy uzwojeń (uzwojenia nie są ze sobą połączone galwanicznie).
- W etapie trzecim tworzony jest model matematyczny integrujący wyniki obliczeń polowych z modelem obwodowym układu odbierającego.

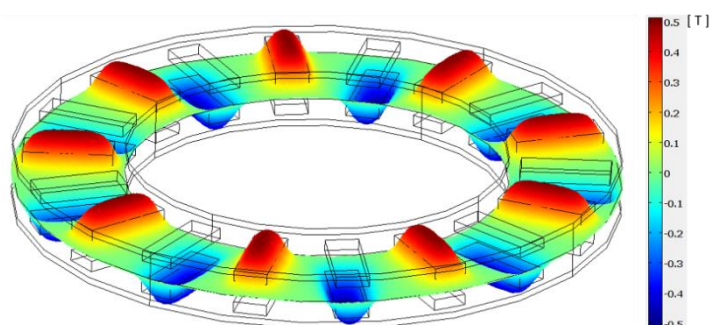
Przedstawiony sposób postępowania pozwala na utworzenie modelu indukcyjnego przemiennika momentu do optymalizacji konstrukcji, bądź też analizy zjawisk cieplnych.

Przykładowa postać tarcz (elementy składowe tarcz zostały rozsunięte) układu wzbudzenia utworzona w programie Comsol Multiphysics, przedstawiona została na rysunku 14.



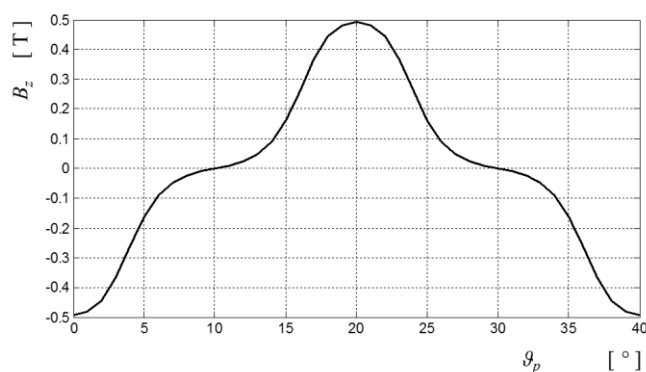
Rys.14. Pierścienie reprezentujące jarzma obwodu magnetycznego – (1), segmentowe magnesy trwałe – (2)

W pierwszej kolejności analizowano geometrię złożoną z 18 magnesów trwałych (wariant 1), rozłożonych równomiernie na obwodzie tarcz (pierścienie na rys.1). W obliczeniach polowych przyjęto neodymowe magnesy trwałe o wymiarach 5x15x40 mm, indukcji remanentu 1,2 T, wartości promienia r_1 90 mm i długości l 40 mm. Szerokość szczeliny powietrznej wynosiła 10 mm, natomiast grubość pierścieni jarzm obwodu magnetycznego 3 mm. Model polowy składał się z 1006678 elementów skończonych, co, ze względu na przyjęte warunki brzegowe, skutkowało 173818 stopniami swobody. Rozkład przestrzenny indukcji w środku szczeliny powietrznej zaprezentowano na rysunku 15. Maksymalne wartości indukcji wynosiły $\pm 0,5$ T.



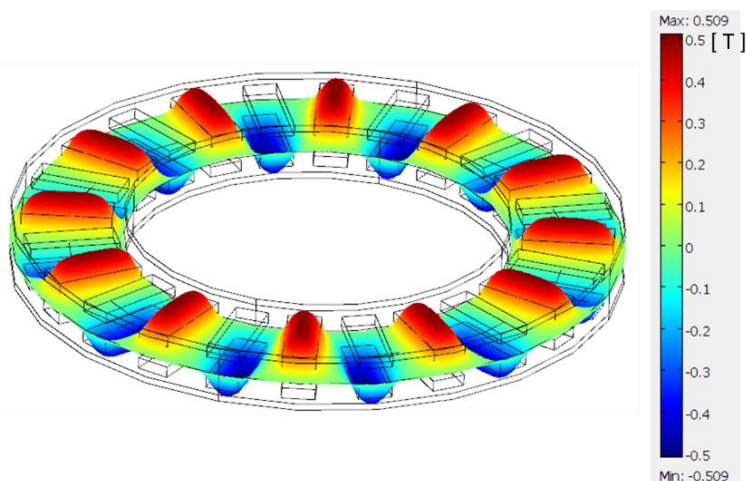
Rys.15. Rozkład przestrzenny indukcji magnetycznej w środku szczeliny powietrznej – 18 magnesów trwałych na obwodzie pojedynczej tarczy [16]

Rozkład przestrzenny składowej B_z indukcji w szczelinie powietrznej, w zakresie dwóch podziałek biegunowych, wzdłuż łuku o promieniu $r = r_1 + 1/2l$ przedstawiono na rysunku 16.



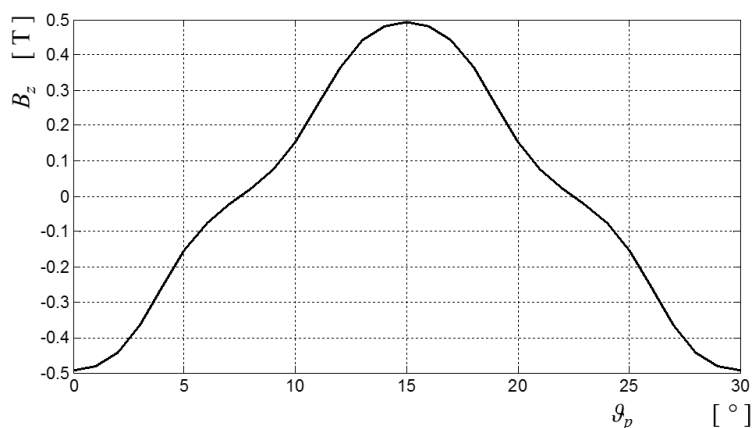
Rys.16. Rozkład składowej B_z indukcji magnetycznej w środku szczeliny powietrznej w połowie długości magnesów trwałych, w obrębie dwóch podziałek biegunowych [16]

Następnie wykonano analizę wariantu 2, modelu zawierającego 24 magnesy trwałe na obwodzie tarcz układu wzbudzenia (wymiary geometryczne magnesów pozostały takie same). Model połowy składał się 1002330 elementów skończonych, o liczbie stopni swobody 173014. W tym przypadku indukcje maksymalne również sięgały $\pm 0,5$ T – rys.17.



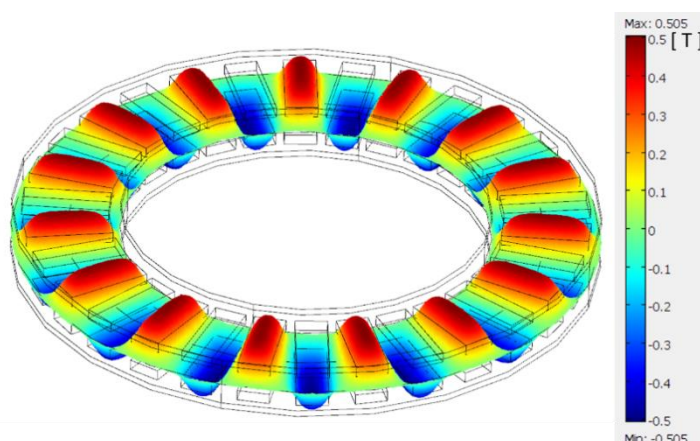
Rys.17. Rozkład przestrzenny indukcji magnetycznej w środku szczeliny powietrznej – 24 magnesy trwałe na obwodzie pojedynczej tarczy [16]

Rozkład przestrzenny składowej B_z indukcji w szczelinie powietrznej, w zakresie dwóch podziałek biegunowych, wzdłuż łuku o promieniu $r = r_1 + 1/2l$ przedstawiono na rysunku 18.

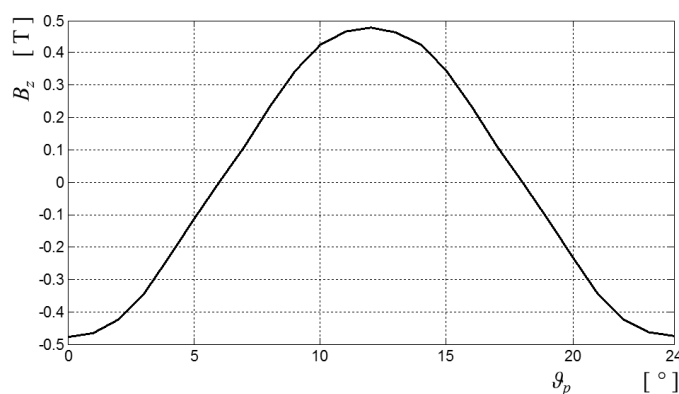


Rys.18. Rozkład składowej B_z indukcji magnetycznej w środku szczeliny powietrznej w połowie długości magnesów trwałych, w obrębie dwóch podziałek biegunowych [16]

Dalsze zwiększanie liczby magnesów trwałych, do 30 (wariant 3), prowadziło do bardziej równomiernego rozkładu przestrzennego indukcji, a kształt składowej B_z indukcji w szczelinie powietrznej, w zakresie dwóch podziałek biegunowych, wzdłuż łuku o promieniu $r = r_1 + 1/2l$, był praktycznie sinusoidalny. Wyniki analizy takiego wariantu modelu układu wzbudzenia przemiennika przedstawiono na rysunkach 19 i 20.



Rys. 19. Rozkład przestrzenny indukcji magnetycznej w środku szczeliny powietrznej – 30 magnesów trwałych na obwodzie pojedynczej tarczy [16]



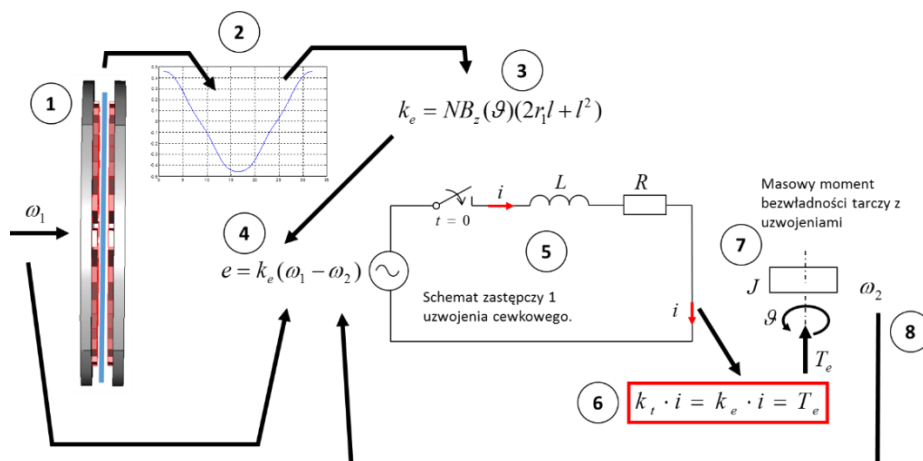
Rys. 20. Rozkład składowej B_z indukcji magnetycznej w środku szczeliny powietrznej w połowie długości magnesów trwałych, w obrębie dwóch podziałek biegunowych [16]

Badania numeryczne wykazały, że możliwe jest uzyskanie rozkładu przestrzennego indukcji w środku długości magnesów trwałych zbliżonego do sinusoidy, z zastosowaniem powszechnie dostępnych kształtów magnesów trwałych, do budowy układu wzbudzenia indukcyjnego przemiennika momentu.

Ze względu na znaczne rozproszenie indukcji w obszarach obejmujących początki i końce magnesów, konieczne było uśrednienie rozkładu przestrzennego indukcji, w obszarze zajmowanym przez bok uzwojenia cewkowego.

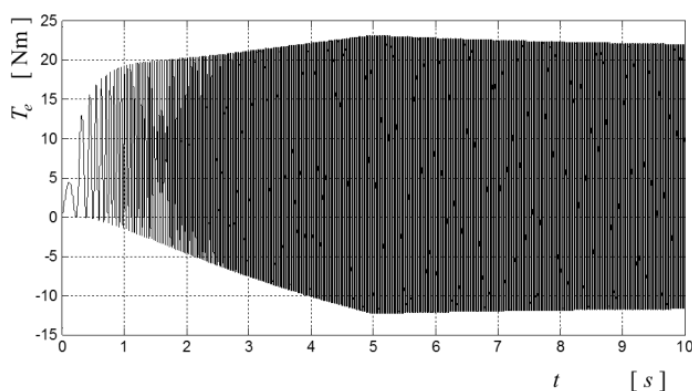
Metodę wykorzystania obliczonych, uśrednionych rozkładów przestrzennych indukcji w modelu obwodowym indukcyjnego przemiennika momentu, przedstawiono na rysunku 21. Założono, że układ odbierający składa się tylko z jednego uzwojenia cewkowego. Układ napędowy zewnętrzny napędza tarczę „1” układu wzbudzenia do prędkości kątowej ω_1 . Obliczony i uśredniony rozkład przestrzenny indukcji „2” służy do obliczenia aktualnej wartości współczynnika napięcia indukowanego k_e „3”. Współczynnik napięcia kątowego, przemnożony przez różnicę prędkości kątowej układu wzbudzenia i układu odbierającego, pozwala na

obliczenia napięcia indukowanego „4” w uzwojeniu cewkowym „5”. Uzwojenie cewkowe „5”, postaci schematu złożonego z dwójnika R-L-e, jest zwarte, co powoduje przepływ prądu, który pomnożony przez współczynnik momentu k_t „6” (lub współczynnik napięcia indukowanego k_e), pozwala obliczyć moment działający na cewkę uzwojenia. Moment wprowadza w ruch tarczę układu odbierającego „7”. Prędkość kątowna tarczy układu odbierającego ω_2 „8” wprowadzona do równania, pozwalana obliczenie napięcia indukowanego „4”.

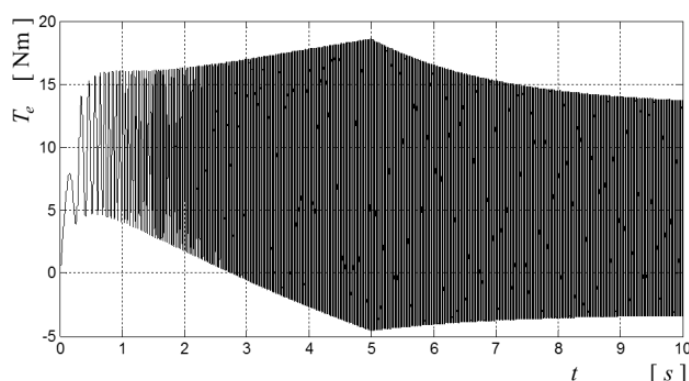


Rys. 21. Metoda wykorzystania obliczonych połowo uśrednionych rozkładów przestrzennych indukcji w modelu obwodowym indukcyjnego przemiennika momentu [16]

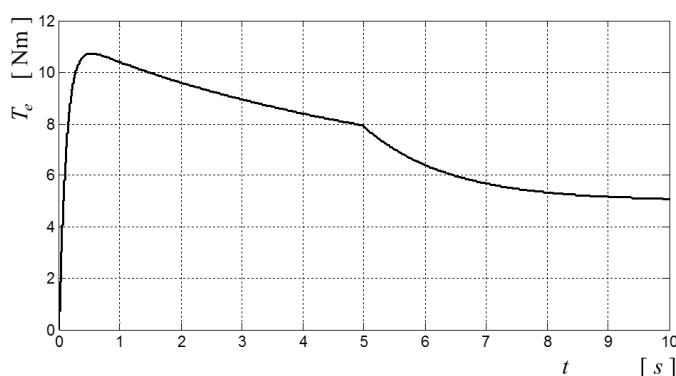
Celem sprawdzenia wpływu liczby cewek układu odbierającego oraz ich wzajemnego położenia przestrzennego na przebiegi chwilowe przenoszonego momentu, wykonano symulację rozruchu przemiennika, w którym układ odbierający złożony był kolejno z: jednej cewki, dwóch cewek (druga cewka była przemieszczona względem pierwszej o $1/3$ podziałki biegunowej magnesów układu wzbudzenia) i trzech cewek (przemieszczonych względem siebie o $1/3$ i $2/3$ podziałki biegunowej magnesów układu wzbudzenia). Założono, że napęd zewnętrzny napędza jednostajnie układ wzbudzenia, ze stałym przyspieszeniem kątowym, w ciągu 5 sekund do prędkości 50π rad/s, zaś przemiennik obciążony jest momentem o wartości 5 Nm. Wyniki zaprezentowano na rysunkach 22-24.



Rys. 22. Przebieg chwilowy momentu indukcyjnego przemiennika momentu – jedna cewka [16]



Rys. 23. Przebieg chwilowy momentu indukcyjnego przemiennika momentu – dwie cewki [16]



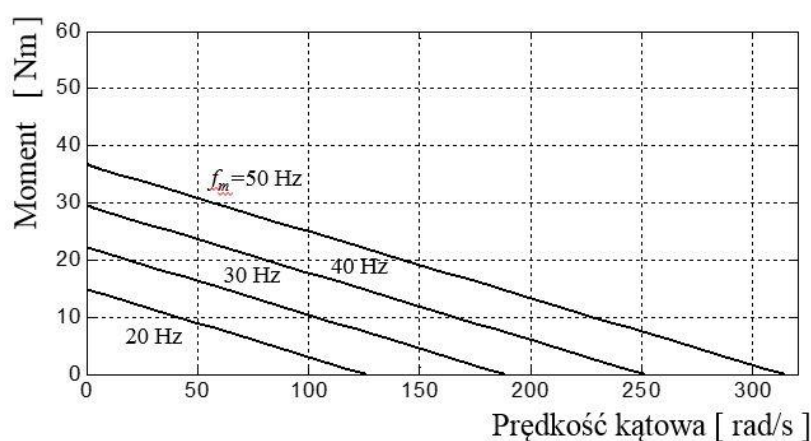
Rys. 24. Przebieg chwilowy momentu indukcyjnego przemiennika momentu – trzy cewki [16]

Stwierdzono, że zastosowanie układu jednej cewki powoduje generację momentu o dużej składowej przemiennej. Wprowadzenie drugiej cewki powoduje złagodzenie składowej przemiennej, (amplituda ok. 5 Nm). Zastosowanie układu trzech cewek spowodowało wyeliminowanie składowej przemiennej. Na rysunku 22 widać nadwyżkę momentu potrzebnego do przyspieszenia mas bezwładnościowych oraz wartość momentu równą wartości momentu obciążającego (w stanie ustalonym).

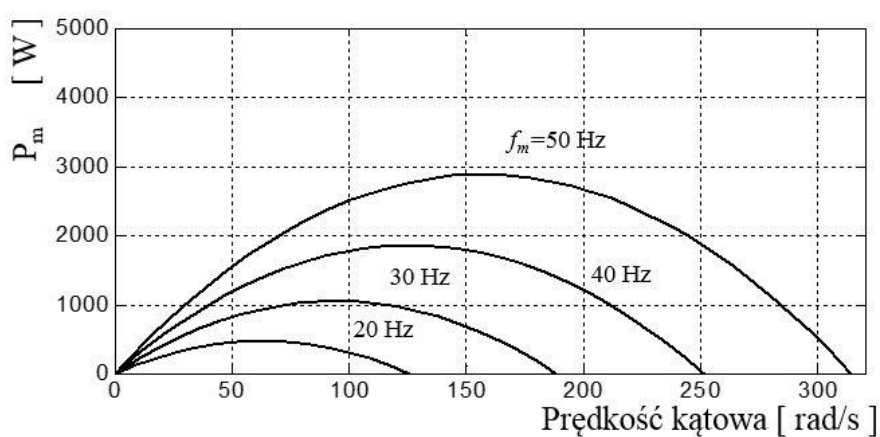
Celem prowadzonych symulacji komputerowych było również wyznaczenie charakterystyk ruchowych – moment obciążenia - prędkość obrotowa przemiennika, dla stałej prędkości kątowej tarcz układu wzbudzenia. Przyjęto zakres częstotliwości obrotowych tarcz układu wzbudzenia od 20 do 50 Hz, narastających do wartości maksymalnej w ciągu 1 sekundy, ze stałym przyspieszeniem. Na rys. 25 – 26 przedstawiono otrzymane dla indukcyjnego przemiennika momentu (wariant 1) charakterystyki:

- charakterystykę zewnętrzną przemiennika momentu (reprezentującą zmiany przenoszonego momentu przez element odbierający w funkcji prędkości obrotowej – rys. 25),
- charakterystykę mocy przenoszonej (w funkcji prędkości kątowej elementu odbierającego – rys. 26),
- charakterystykę strat w uzwojeniach elementu odbierającego – rys. 27.

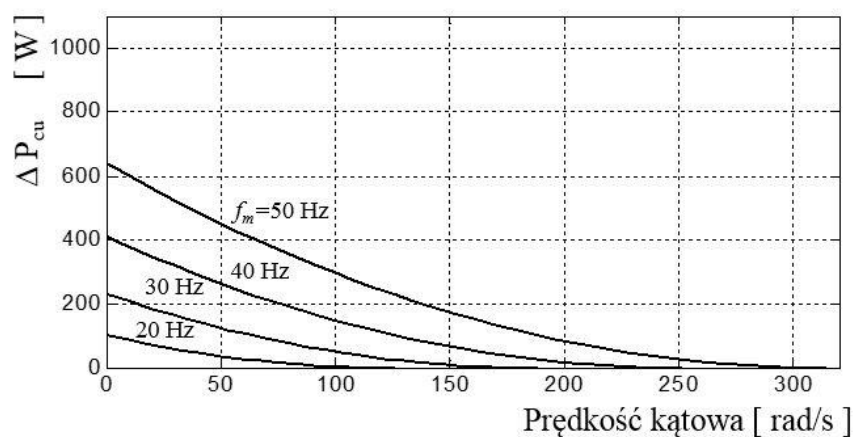
Ze względu na podobieństwo kształtów charakterystyk dla indukcyjnego przemiennika momentu, na rys. 28 – 30 przedstawiono charakterystyki dla przemiennika wykonanego wg wariantu 2, zaś na rysunkach 31-33 dla wariantu 3.



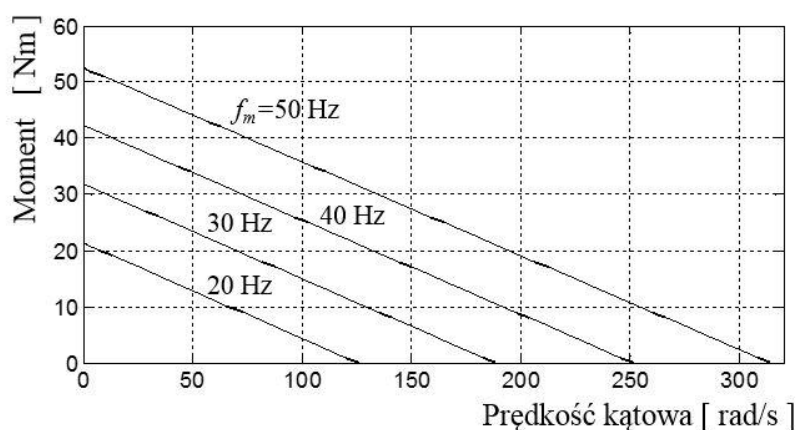
Rys.25. Charakterystyki zewnętrzny przenoszony moment – prędkość kątowna przemiennika momentu (wariant 1), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]



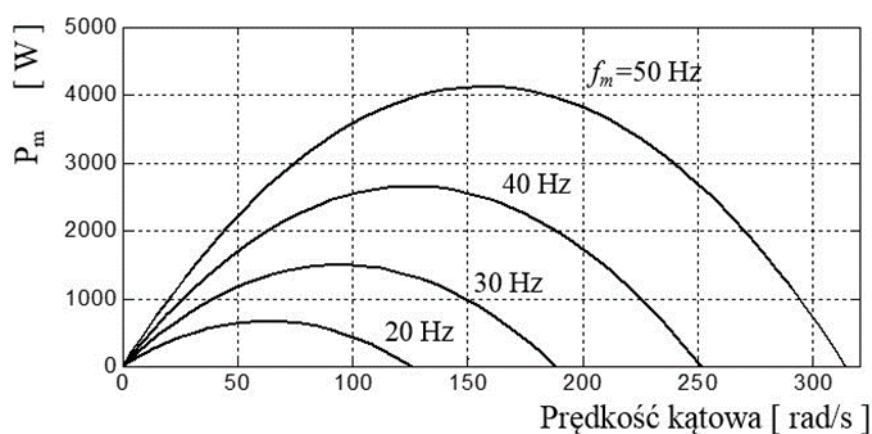
Rys.26. Charakterystyki mocy przenoszonej w funkcji prędkości kątownej przemiennika momentu (wariant 1), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]



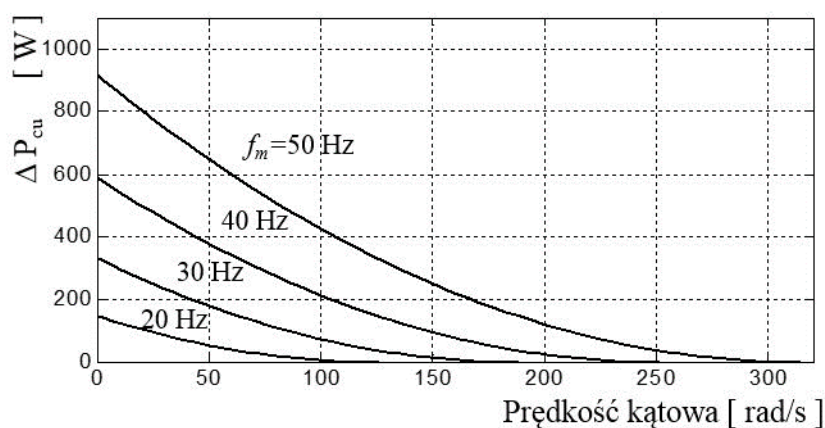
Rys.27. Charakterystyki strat mocy w uzwojeniach przemiennika momentu (wariant 1), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]



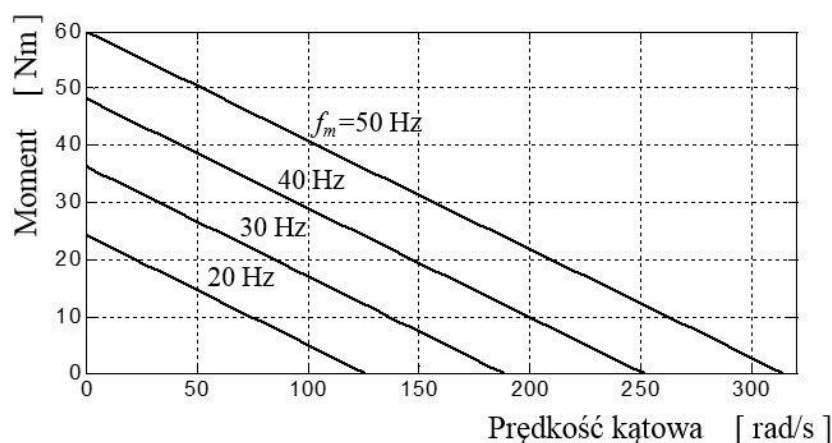
Rys.28. Charakterystyki zewnętrzny przenoszony moment – prędkość kątowna przemiennika momentu (wariant 2), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]



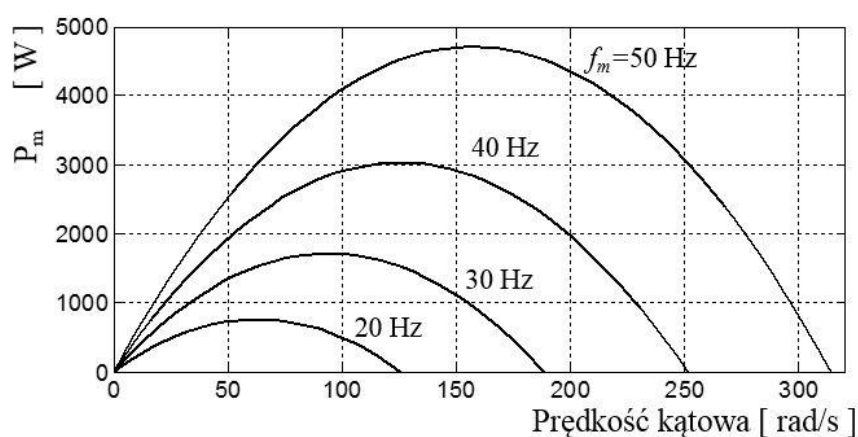
Rys.29. Charakterystyki strat mocy w uzwojeniach przemiennika momentu (wariant 2), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]



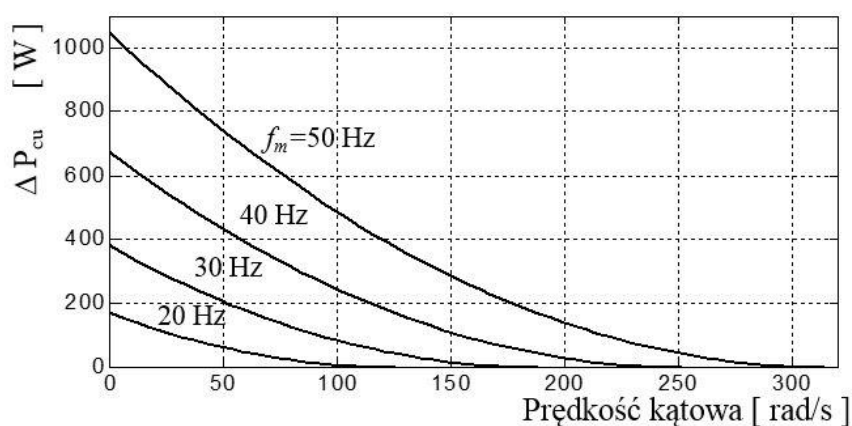
Rys.30. Charakterystyki mocy przenoszonej w funkcji prędkości kątownej przemiennika momentu (wariant 2), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]



Rys.31. Charakterystyki zewnętrzne przenoszony moment – prędkość kątowna przemiennika momentu (wariant 3), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]

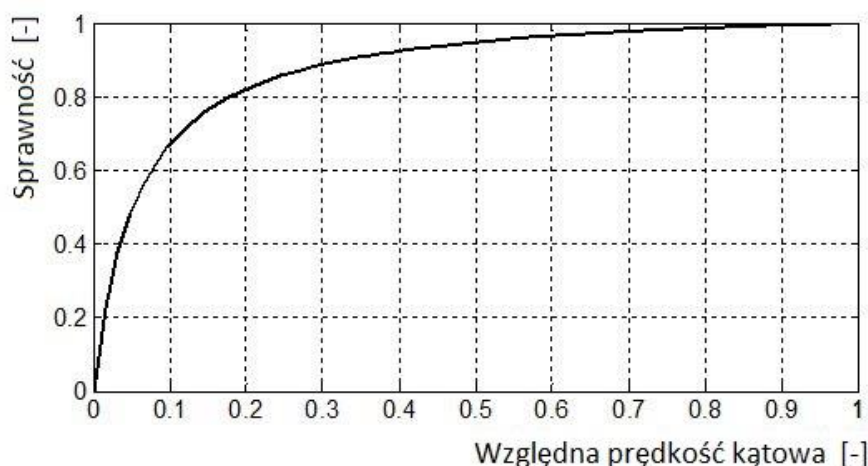


Rys.32. Charakterystyki mocy przenoszonej w funkcji prędkości kątowej przemiennika momentu (wariant 3), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]



Rys.33. Charakterystyki strat mocy w uzwojeniach przemiennika momentu (wariant 3), dla różnych częstotliwości obrotowych układu wzbudzenia [16]

Na rysunku 34 przedstawiono charakterystykę sprawności elektromagnetycznej przemiennika momentu, z uwzględnieniem strat mocy na rezystancji uzwojeń elementu pośredniczącego. Krzywa odnosi się do wszystkich analizowanych przypadków przemiennika momentu. Maksymalną sprawność osiągnięto dla przemiennika momentu obciążonego momentem wynoszącym połowę wartości momentu rozruchowego. Ze względu na nachylenie (i kształt charakterystyk zewnętrznych przemiennika momentu) punkt pracy, w którym przenoszona jest maksymalna moc, przypada w połowie prędkości kątowej elementu odbierającego. Sprawność elektromagnetyczna w tym punkcie wynosi $\eta \approx 0,947$.



Rys.34. Wykres sprawności (bez uwzględnienia strat mocy mechanicznej) w funkcji względnej prędkości kątowej przemiennika momentu (wszystkie warianty)

Po uwzględnieniu strat mechanicznych (tarcia w łożyskach, straty wentylacyjne etc.) ogólna sprawność będzie jednak mniejsza, w opinii autorów będzie kształtowała się na poziomie $\eta = 0.85$.

Obliczona wstępnie wartość gęstości momentu obrotowego g_m mieści się w granicach 27-40 Nm/dm³.

5. Możliwości potencjalnego zastosowania przemiennika w napędach maszyn przeróbczych

Indukcyjny przemiennik momentu jest mechanizmem o ruchu obrotowym i może znaleźć zastosowanie w:

- kruszarkach walcowych, pierścieniowych UPK itp.,
- przenośnikach kubłkowych,
- wirówkach,
- mieszalnikach,
- wygarniaczach w klasyfikatorach.

Napędy wymienionych maszyn przeróbczych pracują przy zmiennych dynamicznie obciążeniach. Występują jednak sytuacje przeciążeń oraz zatrzymań wynikających z zablokowania elementów roboczych, np. przez ziarno nadmiarowe w kruszarce lub

wygarniaczu klasyfikatora. Występują również rozruchy pod obciążeniem, kiedy nie ma możliwości opróżnienia przestrzeni roboczej maszyny.

Układy napędowe maszyn przeróbczych przyjmują różną postać:

- motoreduktora wraz z sprzęgłem, stosowanego w kruszarkach laboratoryjnych, wygarniaczach,
- silnika elektrycznego z sprzęgłem i przekładnią pasową, stosowanego w kruszarkach UPK, mieszalnikach i wirówkach,
- silnika elektrycznego z sprzęgłem i przekładnią łańcuchową, stosowanego w przenośnikach kulekowych.

Korzystną cechą przemiennika, wynikającą jego charakterystyki pracy jest wysoki moment obrotowy, generowany w tarczy odbierającej przy rozruchu i przy niskich obrotach części odbierającej. Zastosowanie przemiennika powinno zatem ułatwić rozruch maszyn obciążonych, takich jak kruszarki, wirówki czy przenośniki kulekowe.

Istotną cechą przemiennika, wynikającą z jego budowy, jest również możliwość pracy napędu w przypadku blokady elementów roboczych odbiornika. Przy zablokowaniu i zatrzymaniu np. walców kruszarki, tarcza z cewkami zatrzyma się, natomiast tarcza nadawcza z magnesami, połączona mechanicznie z napędem, będzie wirować ze stałą prędkością, ponieważ nie ma mechanicznego połączenia z tarczą odbiorczą. Dodatkowo, co wynika z charakterystyki przemiennika, wzrośnie do maksimum moment generowany na tarczy odbiorczej. Konieczne będzie jednak zapewnienie odpowiedniego chłodzenia, ponieważ w tym punkcie charakterystyki generowane są największe straty, (energia wydzielana jest w postaci ciepła na uzwojeniu cewek tarczy odbierającej).

Potencjalnie najmniejsze korzyści z zastosowania w napędzie indukcyjnego przemiennika momentu, uzyskałyby przesiewacze i podajniki wibracyjne. W urządzeniach tych napęd bezwładnościowy nie jest bezpośrednio (mechanicznie) połączony z elementami roboczymi, a więc nie ma możliwości jego przeciążenia czy zablokowania.

Korzystna dla większości maszyn przeróbczych, a więc kruszarek, wirówek, przenośników kulekowych oraz wygarnaczy w klasyfikatorach jest natomiast zdolność tłumienia drgań przez przemiennik, wynikająca braku mechanicznego połączenia pomiędzy tarczą nadawczą i odbiorczą oraz z tłumiącego charakteru oddziaływań magnetycznych.

6. Podsumowanie

W rozdziale przedstawiono koncepcję przemiennika momentu obrotowego, wykorzystującego pole magnetyczne magnesów trwałych i zjawisko indukcji elektromagnetycznej do przeniesienia momentu obrotowego. Przemiennik ma zmienne przełożenie dynamiczne i kinetyczne. Zaprezentowano modele: polowo-obwodowy oraz model matematyczny przemiennika. W modelu matematycznym uwzględniono wartości indukcji z obliczeń polowych. Model może służyć do zadań optymalizacyjnych. Zaprezentowano wyniki badań symulacyjnych pracy przemiennika oraz pokazano charakterystyki jego pracy. Pozwalają one na sformułowanie następujących wniosków:

- Przenoszony moment przemiennika zależy zarówno od prędkości wejściowej, jak i wyjściowej. Wzrost prędkości wejściowej powoduje proporcjonalny wzrost przenoszonego momentu. Wraz ze wzrostem prędkości wyjściowej maleje liniowo moment obrotowy.

- Przenoszona przez przemiennik moc (ze źródła napędu) zależy od prędkości wejściowej (wzbudzenia) oraz prędkości wyjściowej. Wraz ze wzrostem prędkości wejściowej przenoszona moc liniowo rośnie. Zależność przenoszonej mocy od prędkości wyjściowej przyjmuje postać paraboli, z maksimum dla połowy możliwej do uzyskania prędkości wyjściowej.
- Maksymalne straty występują dla zerowej prędkości elementu odbierającego - ze wzrostem jego prędkości maleją.

Przemiennik posiada potencjał zastosowania w napędach maszyn przeróbczych. Zmienne przełożenie dynamiczne może być korzystne w napędach nierównomiernie obciążonych, maszyn takich jak np. kruszarki, wirówki, mieszalniki. Korzystną cechą wydaje się być również zdolność tłumienia drgań. Istotna jest cecha pozwalająca na pracę napędu nawet w przypadku zablokowania elementów odbiornika (np. walców w kruszarce walcowej).

Planowane są badania przemiennika połączanego w szeregowy łańcuch kinematyczny, razem z silnikiem i układem odbiorczym maszyny, z zastosowaniem modeli dynamicznych różnych maszyn roboczych, takich jak kruszarka, przenośnik kubłkowy, wirówka.

Istotnym aspektem będzie także optymalizacja przemiennika pod kątem zwiększenia wartości gęstości przenoszonego momentu obrotowego, co może wpływać na zmniejszenie gabarytów przemiennika.

Literatura

1. Hatch G. P.: Recent Developments In Permanent Magnet Gear Systems & Machines, Magnetics 2010 Conference, Lake Buena Vista, Florida, USA, Luty 2010 via terramagnetica.com.
2. Li X., Chau K.-T., Cheng M., Hua W.: Comparison of magnetic-g geared permanent- magnet machines, Progress In Electromagnetics Research, Vol. 133, p.177-198, 2013.
3. Mężyk A., Tomas A.: Przekładnie magnetyczne - nowa jakość w transmisji momentu obrotowego. Przegląd Mechaniczny 2013 nr 10 s. 40-44.
4. Mitamura Y., Mori Y.: Magnetic Fluid-Driven Artificial Hearts. World Congress on Medical Physics and Biomedical Engineering 2006, IFMBE Proceedings, Vol 14, 2007, s. 4149-4152.
5. Ostberg B. N., Ostberg G. N.: Total artificial heart design with integrated electric motor. Med. & Biol. Eng. & Comput., 1987, 25, 345-346, 53 Temple Street, Heyfield 3858, Victoria, Australia.
6. Pilch Z., Burlikowski W., Trawiński T., Kluszczyński K.: Operation fundamentals of the electromagnetic torque generator part II – Design process, Technical and Economic Aspect of Modern Technology Transfer in Context of Integration with European Union, Vol. 2. Eds: J. Szczygłowski, M. Kolcun. Faculty of Electrical Engineering and Informatics. Technical University of Kosice. Kosice : Mercury-Smekal Publishing House, 2004, s. 261-265.

7. Trout S. R.: Permanent magnets based on the lanthanides Raw Materials, Processing and Properties via www.spontaneousmaterials.com/Papers/Koreapaper.pdf.
8. Tomas A.: Indukcyjny przemiennik momentu - koncepcja i badania symulacyjne. Masz. Gór. 2014 nr 3 s. 11-18, ISSN 0209-3693.
9. Tomas A.: Badania symulacyjne indukcyjnego przemiennika momentu, seminarium KOMAG, maj 2015, Gliwice.
10. Tomas A., Matusiak P., Bal M.: E-BG/12497 Nowe rozwiązanie sprzęgła magnetycznego przeciążeniowego zmiennie-obrotowego, praca statutowa KOMAG, 2011.
11. Trawiński T., Kluszczyński K., Kołton W.: Lumped parameter model of double armature VCM motor for head positioning system of mass storage devices, Przegląd Elektrotechniczny, R. 87 NR 12b/2011, s.184-187.
12. Trawiński T., Pilch Z., Burlikowski W., Kluszczyński K.: Operation fundamentals of the electromagnetic torque generator part I - Properties of the pulsating torque, Technical and Economic Aspect of Modern Technology Transfer in Context of Integration with European Union, Vol. 2. Eds: J. Szczygłowski, M. Kolcun. Faculty of Electrical Engineering and Informatics. Technical University of Kosice. Kosice : Mercury-Smekal Publishing House, 2004, s. 255-260.
13. Trawiński T., Kluszczyński K.: Symbolic calculations - tool for fast analyzing poliharmonic models of squirrel-cage motors. Pr. Inst. Elektrot. 2003 z. 216, s. 117-129.
14. US Patent No 687,292 1812.
15. http://en.wikipedia.org/wiki/Torque_density.
16. [źródło: opracowanie własne].

Wdrożenie układu sterowania węzłem osadzarkowym w KWK „Sośnica”

Joachim Król – KWK „Sośnica”

Łukasz Krzak – Gabrypol S.A.

Sebastian Jendrysik – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Krzysztof Stankiewicz – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Mariusz Woszczyński – Instytut Techniki Górniczej KOMAG

Streszczenie: Przedstawiono układ sterowania i wizualizacji pracy węzła osadzarkowego wdrożony w Zakładzie Przeróbki Mechanicznej Węgla w KWK „Sośnica”. Układ sterujący pracą dwóch osadzarek trójproduktowych miałowych typu OM30, poddano testom w warunkach rzeczywistej pracy, które pozwoliły na wprowadzenie modyfikacji zwiększających funkcjonalność układu sterowania KOGA, w stosunku do stosowanych obecnie systemów sterowania węzłem osadzarkowym.

Implementation of the system for controlling the jig node in KWK “Sośnica” mine

Abstract: Functional and utility effects resulting from implementation of the system for control and visualization of operation of the jig node in the Mechanical Coal Processing Plant of KWK “Sośnica” mine are presented. The system was implemented in three-product medium grain OM30 jig. Tests carried out during real operation of the jig enabled modifying the jig design to improve functionality of KOGA controlling system in relation to the currently used systems for control of jig’s node operation.

1. Wprowadzenie

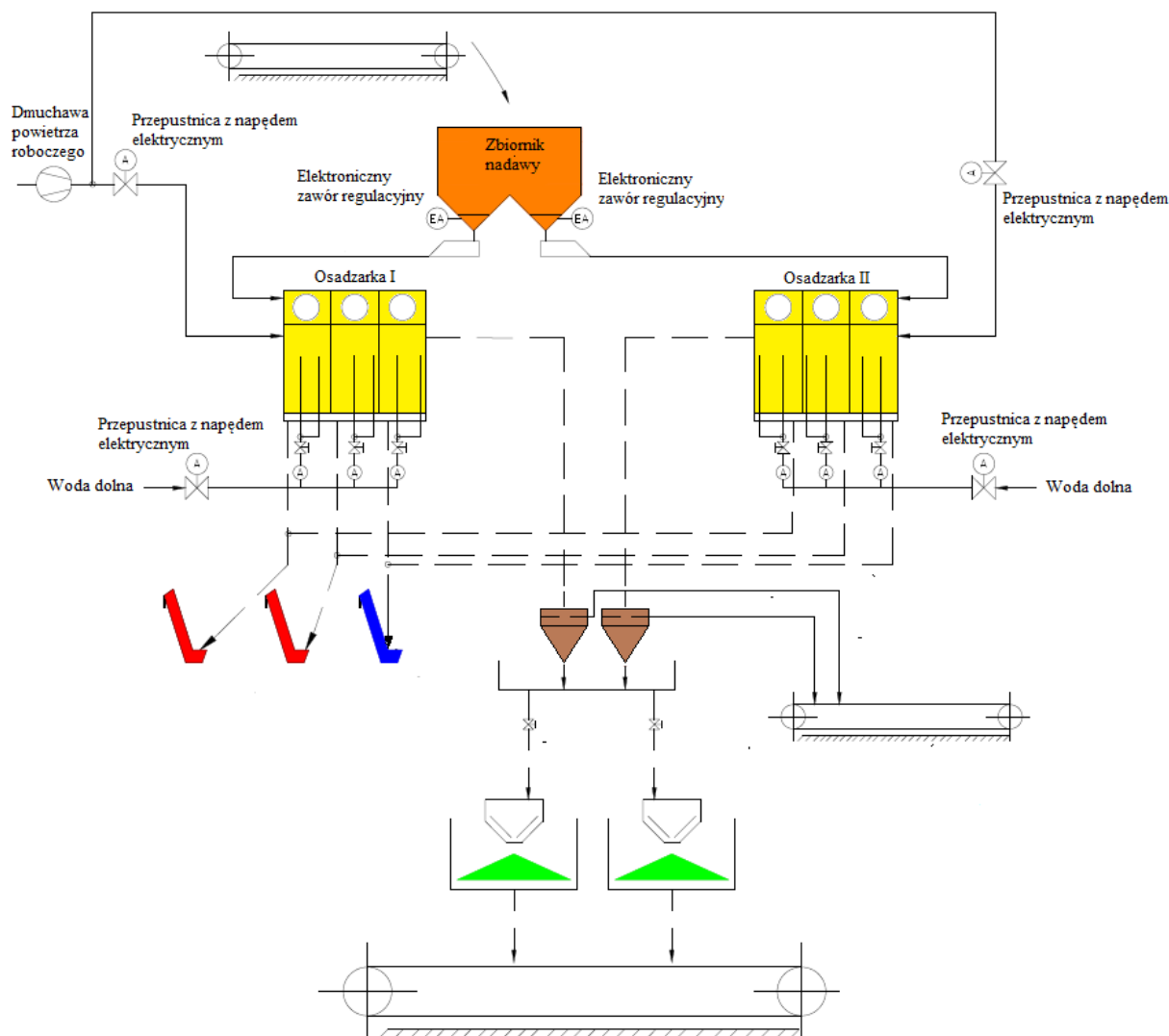
Wymagania dotyczące jakości produktu uzyskiwanego w procesie wzbogacania przeprowadzanego w zakładach przeróbki mechanicznej węgla, wymuszają stosowanie coraz nowocześniejszych, bezpieczniejszych i bardziej niezawodnych systemów sterowania. Coraz szerzej stosowane są rozwiązania z szeroko pojętej dziedziny automatyki przemysłowej, wyposażone w nowoczesne układy mikroprocesorowe oraz wydajne i szybkie moduły komunikacyjne. Umożliwia to kompleksową kontrolę nad całym procesem produkcyjnym, jego wybranym fragmentem lub pojedynczą maszyną.

W ramach prac związanych z realizacją projektu „Modernizacja węzła wzbogacania w osadzarcze miałowej, wraz z całkowitą automatyzacją procesu wzbogacania dla KW S.A. Oddział KWK „Sośnica” wdrożono układ sterowania węzłem osadzarkowym KOGA opracowany przez firmę KOMAG, a którego wyłącznym dystrybutorem jest firma Gabrypol S.A.

System KOGA to innowacyjny układ sterowania węzłem osadzarkowym, obejmujący sterowanie osadzarką, urządzeniami doprowadzającymi nadawę i przenośnikami kubelkowymi.

2. Układ technologiczny modernizowanego węzła osadzarkowego w KWK „Sośnica”

Wdrożony w kopalni KWK „Sośnica” układ steruje pracą dwóch osadzarek miałowych typu OM30, przeznaczonych do trójproduktowego wzbogacania materiału w klasie ziarnowej 20–0 mm. Schemat technologiczny modernizowanego węzła osadzarkowego przedstawiono na rysunku 1.



Rys.1. Schemat technologiczny węzła osadzarkowego w KWK Sośnica [źródło: opracowanie własne]

Układ sterowania węzłem osadzarkowym KOGA zbudowano z wykorzystaniem jednostki centralnej, składającej się ze sterownika PLC i panelu operatorskiego. Układ sterowania, jak również konstrukcja osadzarek oraz instalacji wodnych i pneumatycznych, umożliwiają prowadzenie wzbogacania w każdym korycie niezależnie. Wspólnym elementem obydwu osadzarek jest dmuchawa powietrza roboczego i agregat hydrauliczny, który stosowany jest do sterowania siłownikami otwierającymi kłapy upustowe produktów dolnych i zbiorników buforowych nadawy.

Nadawa jest dostarczana do osadzarki za pośrednictwem zbiornika wyrównawczego z regulowanymi klapami upustowymi. Natężenie przepływu wody dolnej, dostarczanej do każdego przedziału osadzarki, monitorowane jest za pomocą przepływomierzy elektromagnetycznych. Natężenie przepływu wody dolnej regulowane jest za pomocą przepustnic z napędami elektrycznymi. Takie same przepustnice wykorzystano do regulacji powietrza roboczego dostarczanego do osadzarki. Produkty dolne z osadzarek są odbierane przenośnikami kubłkowymi B-1000, z których każdy obsługuje dwa przedziały robocze. Prędkość poruszania się kubłków jest zależna od ich aktualnego obciążenia. Koncentrat z osadzarek jest kierowany do podwieszonych przesiewaczy wibracyjnych.

W układzie zasilania poszczególnych urządzeń przewidziano blokadę, która przerywa pracę osadzarki, w zależności od pracy urządzeń odbioru produktów wzbogacania.

3. Charakterystyka układu sterowania

System sterowania węzłem osadzarkowym KOGA (rys. 2) opracowano z założeniem możliwości [1]:

- współpracy z wieloma urządzeniami wspomagającymi,
- bieżącej kontroli procesu wzbogacania przez operatora osadzarki.



Rys.2. Widok zainstalowanej skrzynki sterowniczej z panelem operatora [źródło: opracowanie własne]

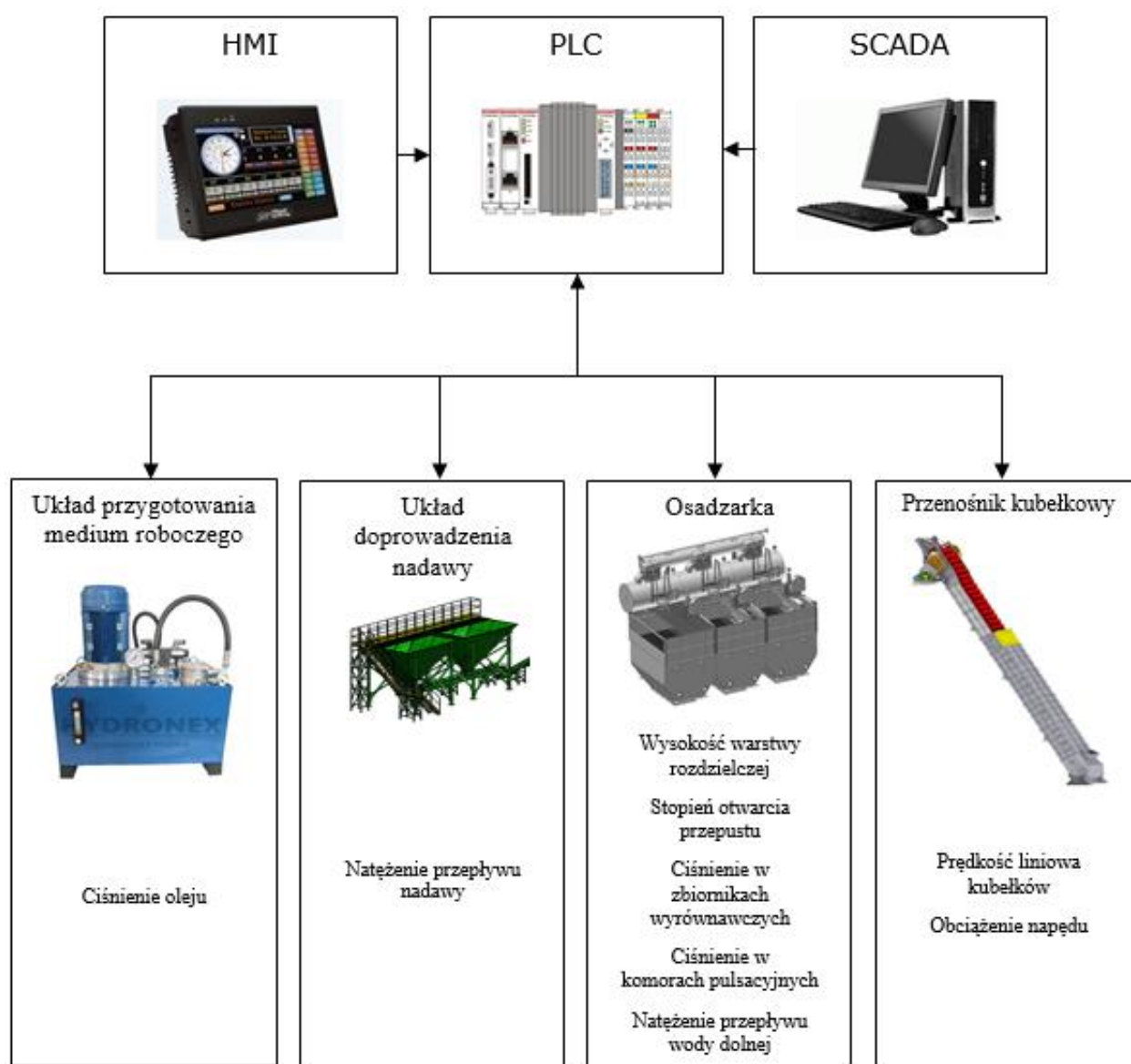
Podstawowymi elementami układu sterowania są:

- sterownik PLC, współpracujący z elementami wykonawczymi węzła osadzarkowego, zbierający dane z zainstalowanych czujników, komunikujący się z urządzeniami interfejsu operatorskiego oraz realizujący pętle regulacyjne i kontrolne,
- panel operatorski, zapewniający wizualizację podstawowych parametrów procesu wzbogacania, sygnalizowanie stanów alarmowych oraz umożliwiający wprowadzanie bieżących nastaw systemu sterowania,
- stacja operatorska, zapewniająca wizualizację i archiwizację parametrów procesu,
- czujniki,
- elementy wykonawcze.

Układ steruje następującymi maszynami i urządzeniami:

- agregat hydrauliczny,
- 2 osadzarki pulsacyjne z zespołami zaworów talerzowych, z zaworami elektrohydraulicznymi do automatycznego sterowania otwarciem klap upustowych produktów dolnych,
- 2 przepustnice do sterowania natężeniem przepływu wody dolnej,
- 2 przepustnice do sterowania natężeniem przepływu powietrza roboczego,
- 3 przemienniki częstotliwości do sterowania prędkością przenośników kubelkowych,
- 2 klapy przepustowe do sterowania natężeniem przepływu nadawy do osadzarki.

Strukturę układu sterowania węzłem osadzarkowym uwzględniającą parametry mierzone w poszczególnych urządzeniach przedstawiono na rysunku 2.



Rys.3. Struktura układu sterowania osadzarkowym węzłem wzbogacania [źródło: oprac. własne]

Automatyczne sterowanie procesem wzbogacania węgla kamiennego w węzłach osadzkowych realizowane jest poprzez:

- zbieranie danych o stanie obiektu,
- przetwarzanie danych w celu podejmowania decyzji dotyczących sterowania procesem,
- korekty regulacyjne.

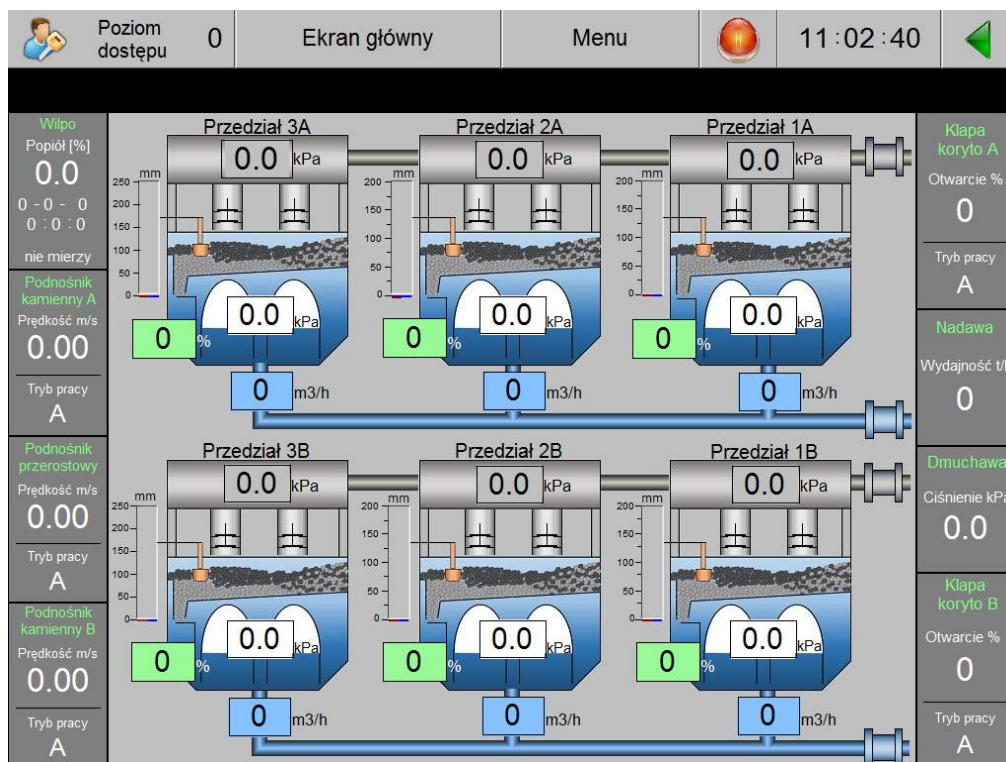
W procesie sterowania mierzone są następujące parametry:

- wysokość warstwy rozdzielczej,
- stopień otwarcia klap regulujących natężeniem przepływu nadawy,
- natężenie przepływu wody dolnej,
- obciążenie napędu przenośnika kubelkowego,
- prędkość robocza przenośnika kubelkowego,
- ciśnienie powietrza w zbiorniku wyrównawczym,
- ciśnienie powietrza w komorze pulsacyjnej,
- ciśnienie oleju w układzie hydraulicznym.

Do podstawowych funkcji, realizowanych przez układ sterowania węzłem należą [1]:

- obsługa urządzeń wykonawczych, w tym:
 - przełączanie powietrznych zaworów talerzowych,
 - ustawianie klap sterujących natężeniem podawania nadawy,
 - sterowanie przepustnicami regulacyjnymi dopływ wody dolnej,
 - kontrola położenia pływaka,
 - kontrola ciśnień powietrza,
 - kontrola i sygnalizacja parametrów podzespołów elektrycznych,
- sterowanie pulsacją, w skład którego wchodzi:
 - przełączanie zaworów dopływu i odpływu powietrza do/z komór pulsacyjnych,
 - stabilizacja średniego ciśnienia powietrza w kolektorze dopływowym do zaworów pulsacyjnych,
 - automatyczna korekta długości fazy wlotu,
 - automatyczna korekta stosunku długości fazy wlotu i wylotu,
- sterowanie przepustem, w skład którego wchodzi:
 - pętla regulacyjna, krokowo zmieniająca położenie przepustu,
 - automatyczna korekta zadanego położenia pływaka,
 - automatyczna korekta mierzonego położenia pływaka,
 - automatyczna korekta symulowanej gęstości pływaka,
 - płukanie, mające na celu usunięcie ziaren blokujących przepływ i uniemożliwiających zamykanie klapy przepustowej,
- sekwencja włączania/wyłączania instalacji realizowana na żądanie operatora.

Układ sterowania umożliwia pracę osadzarki zarówno w cyklu jednofazowym (o pojedynczym wlocie powietrza roboczego, któremu odpowiada jeden wylot), jak również w cyklu wielofazowym (w którym kilku fazom wlotu powietrza roboczego, oddzielnym pauzami, odpowiada jedna lub więcej faz wylotu). Pozwala również na utrzymywanie czasowego cyklu pulsacji, nastawionego przez technologów, a także na utrzymywanie zadanych parametrów pulsacji, poprzez automatyczne korekty długości faz cyklu.



Rys.4. Ekran główny panelu operatora [źródło: opracowanie własne]

Sterowanie umożliwia graficzny panel operatorski zainstalowany w szafie sterowniczej, zapewniający [1, 3]:

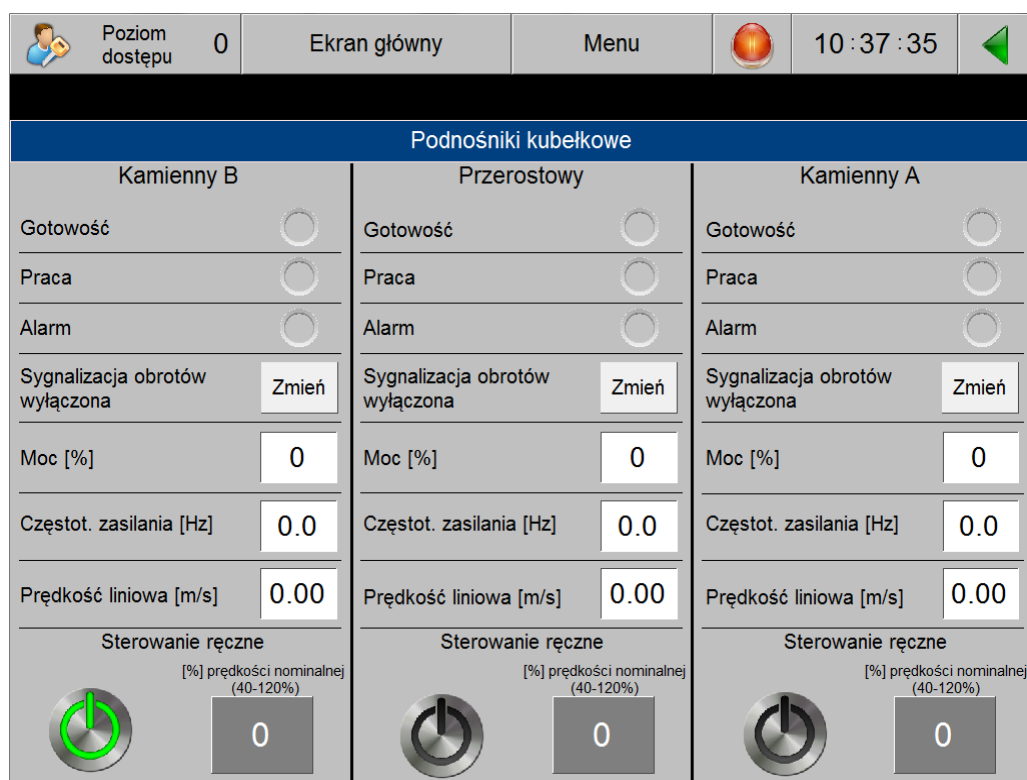
- tekstową i graficzną sygnalizację alarmową,
- możliwość obserwowania przebiegu procesu na ekranie synoptycznym,
- zestawienie parametrów lub wykresów przebiegów czasowych,
- zmiany nastaw podstawowych pętli regulacyjnych.

Główny ekran panelu operatorskiego (rys. 4) wyświetlany jest automatycznie po załączeniu zasilania szafy sterowniczej. Na ekranie tym prezentowane są następujące informacje:

- minimalne położenia pływaków w ostatnim cyklu pulsacji,
- stan otwarcia kłap upustowych osadzarki,
- aktualna wydajność podawania nadawy do osadzarki,
- średnie ciśnienie powietrza w zbiornikach wyrównawczych w ostatnim cyklu pulsacji,
- średnie ciśnienie powietrza w komorach pulsacyjnych w ostatnim cyklu pulsacji,

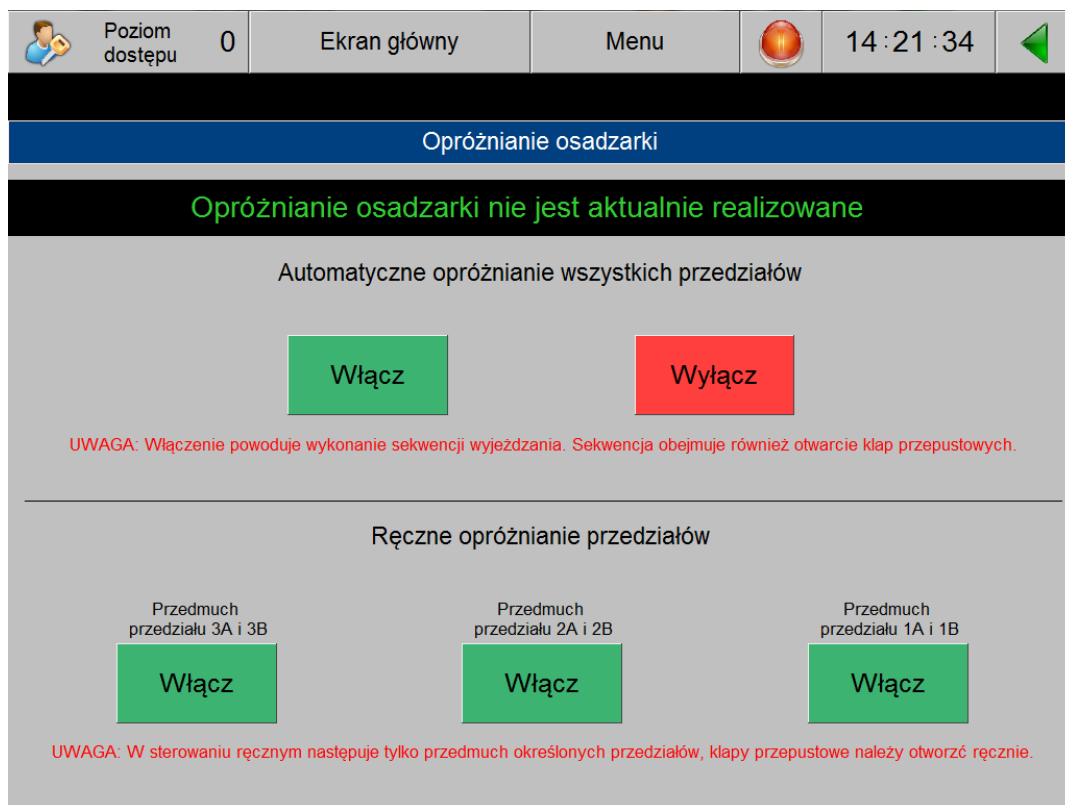
- aktualne natężenie przepływu wody dolnej do osadzarki,
- aktualne prędkości liniowe przenośników kulekowych,
- stopień otwarcia zasuw dozujących nadawę,
- tryb sterowania układami odbioru produktów ciężkich (ręczy lub automatyczny),
- tryb sterowania prędkościami przenośników kulekowych (ręczy lub automatyczny),
- tryb sterowania zasuwami dozującymi nadawę (ręczy lub automatyczny),
- tryb sterowania przepustnicami powietrza i wody.

Układ sterowania węzłem osadzarkowym zainstalowany w kopalni KWK „Sośnica” wyposażono także w układ regulujący prędkość przenośników kulekowych i dostosowujący ich wydajność od aktualnego obciążenia, co wpływa na jego działanie w zależności ograniczenia prędkości ruchu jałowego (bez obciążenia), oraz zmniejsza zużywanie się części mechanicznych przenośnika. Układ sterowania, oprócz automatycznej regulacji prędkości przenośnika, umożliwia jej ręczne zadawanie bezpośrednio z panelu operatorskiego. Ekran główny panelu operatora do sterowania przenośnikami kulekowymi przedstawiono na rysunku 5. Prezentowana jest na nim m.in. prędkość liniowa kuleków, wyznaczana za pomocą czujnika indukcyjnego, zabudowanego na kole zębatym przenośnika. Oprócz zadania informacyjnego, czujnik stanowi również dodatkowe zabezpieczenie wykrywające niekontrolowane zatrzymanie lub obniżenie prędkości przenośnika [4]. W takim przypadku następuje natychmiastowe zatrzymanie całego ciągu technologicznego. Istnieje także możliwość wyłączenia blokady węzła od czujnika obrotów.



Rys.5. Ekran panelu operatora do sterowania przenośnikami kulekowymi [źródło: oprac. własne]

Innowacyjną funkcją wdrożonego układu sterowania jest automatyczne opróżnianie osadzarki (rys. 6). W takim przypadku realizowana jest sekwencja przedmuchu i odbioru produktów ze wszystkich przedziałów, z uwzględnieniem możliwości transportowych przenośników, natomiast w trybie ręcznym operator sam wybiera przedziały, w których ma nastąpić przedmuch i ręcznie steruje odbiorem produktu.



Rys.6. Ekran panelu operatora do opróżniania osadzarki [3]

W systemie zastosowano dodatkowe moduły sterowania przedziałowego (rys. 7), które znacznie ułatwiły obsługę osadzarki, przez możliwość bezpośredniej ręcznej kontroli każdej klapy upustowej produktu dolnego.

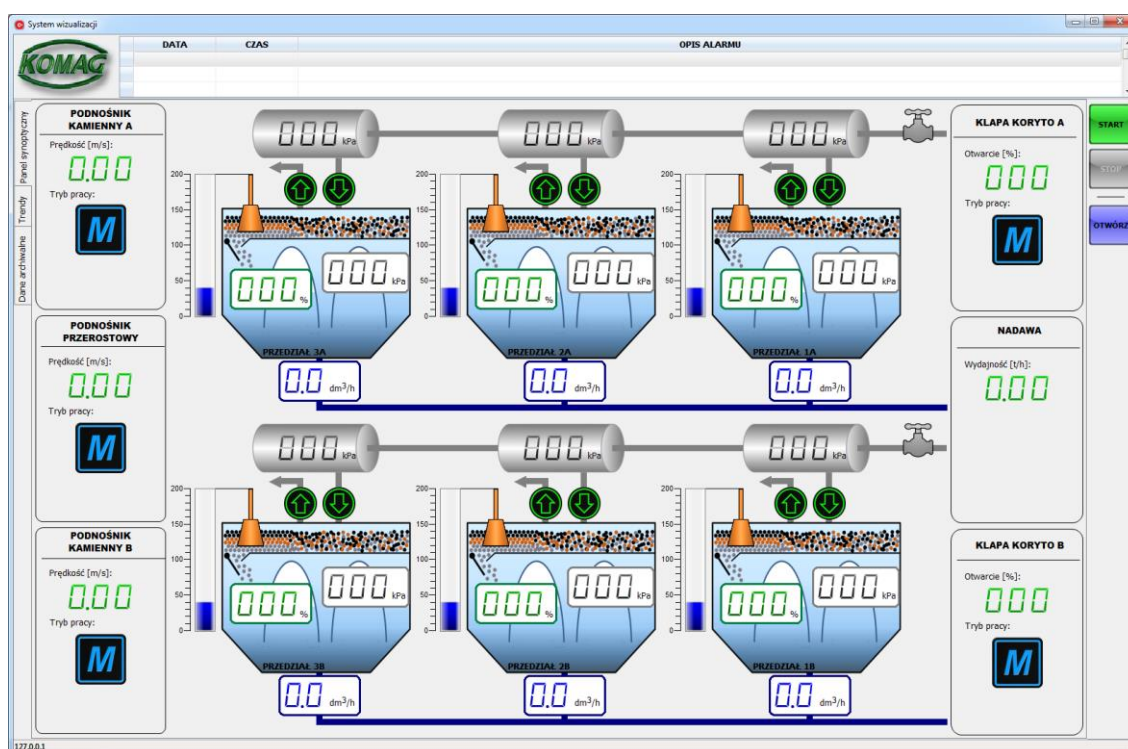


Rys.7. Widok zainstalowanego modułu sterowania przedziałowego [źródło: opracowanie własne]

Układ sterowania wyposażono również w stację operatorską (obejmującą komputer z monitorem), umożliwiającą:

- zdalne dokonywanie zmian nastaw pętli regulacyjnych,
- zdalne dokonywanie zmian podstawowych parametrów procesu,
- sygnalizację alarmową,
- archiwizację parametrów mierzonych,
- generowanie raportów, prezentacji przebiegów czasowych parametrów,
- bieżącą wizualizację pracy osadzarki na ekranie synoptycznym.

Główne okno programu przedstawiono na rysunku 8.



Rys.8. Główne okna aplikacji wizualizacyjnej [źródło: opracowanie własne]

Struktura głównego okna aplikacji wizualizacyjnej odpowiada strukturze głównego ekranu panelu operatorskiego, a zakres wyświetlanych parametrów jest taki sam.

4. Testy rozruchowe układu sterowania w KWK „Sośnica”

Po zainstalowaniu układu sterowania węzłem osadzarkowym przeprowadzono testy sprawdzające jego poprawne działanie. W pierwszym etapie sprawdzono działanie komunikacji pomiędzy poszczególnymi podzespołami układu sterowania.

Następnie sprawdzano działanie wszystkich podzespołów, w trybie sterowania ręcznego. Wyregulowano m.in.:

- działanie talerzowych zaworów pulsacyjnych,
- otwieranie/zamykanie klap upustowych produktu dolnego,

- otwieranie/zamykanie klap wyrównawczych zbiorników nadawy,
- sterowanie prędkością przenośników kubelkowych,
- zakresy działania czujników pływakowych,
- zakresy działania czujników otwarcia klap upustowych produktów dolnych,
- ręczne zawory podziału wody dolnej na poszczególne przedziały osadzarki.

W trzecim etapie testów ruchowych dokonano regulacji natężenia wody dolnej dostarczanej do osadzarki. Ustawiono przepustnice tak, aby natężenie przepływu na każdym z koryt wynosiło 410 m³/h, następnie za pomocą ręcznych przepustnic dokonano rozdziału przepływu na każdy przedział, który wynosił odpowiednio:

- 48% w przedziale 1,
- 35% w przedziale 2,
- 17% w przedziale 3.

Automatyczna regulacja natężenia przepływu wody dolnej do poszczególnych osadzarek sprowadzała się do zwiększenia/zmniejszenia jej natężenia przepływu do całej osadzarki, bez ingerencji w jej rozdział na poszczególne przedziały.

Pozostałe testy ruchowe prowadzono podczas obciążenia osadzarek nadawą. W tym etapie przeprowadzono regulację ciśnienia powietrza roboczego, dostarczanego do komór pulsacyjnych osadzarki tak, jak w przypadku wody dolnej. Automatyczna przepustnica reguluje dopływ powietrza do całej osadzarki, natomiast podział na poszczególne przedziały realizowany jest za pomocą przepustnic ręcznych. Podczas obciążenia nadawą wynoszącego 600t/h, przyjęto wartości średnich ciśnień w zbiornikach wyrównawczych, które wynosiły odpowiednio:

- 28 kPa w przedziale 1,
- 26 kPa w przedziale 2,
- 24 kPa w przedziale 3.

Po przeprowadzeniu testów i regulacji nastaw poszczególnych parametrów procesowych, osadzarki zostały włączone do ruchu.

5. Podsumowanie

Przeprowadzone testy wykazały pełną gotowość systemu do pracy ciągłej. Wprowadzone w trakcie testów zmiany pozwoliły na dopasowanie układu sterowania do potrzeb użytkownika. Uzyskano istotne informacje na temat wymagań kopalni, a także dane pomiarowe, dzięki którym system będzie mógł być w dalszym ciągu udoskonalany. Planowana jest rozbudowa systemu o dodatkowe funkcje sterownicze, w aspekcie kompleksowej automatyzacji pracy węzła osadzarkowego.

Wyniki badań jakościowych działania układu sterowania zostaną zamieszczone w kolejnych publikacjach.

Literatura

1. Praca statutowa E/BDT-9968/OR1 – System sterowania osadzarki pulsacyjnej. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2005.
2. Jendrysik S., Woszczyński M., Stankiewicz K., Gawliński A.: Układ sterowania węzłem osadzarkowym. KOMEKO 2013, Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność, Instytut Techniki Górniczej KOMAG, Gliwice 2013 s. 179-187; 0,53 ark. wyd., ISBN 978-83-60708-71-2.
3. Kozieł A., Jasiulek D., Stankiewicz K., Bartoszek S.: Inteligentne systemy mechatroniczne w maszynach górniczych. Miesięcznik Naukowo-Techniczny Napędy i Sterowanie Nr 2 (154) Luty 2012. ISSN 1507-7764. s. 112-116.
4. Praca statutowa E/BM-9648/OR19 – Zintegrowanie systemu sterowania osadzarki i podnośnika kubelkowego w kopalni KWK Budryk. Materiały nie publikowane ITG KOMAG, Gliwice 2011.

Rekultywacja terenów pogórnich

Roman Uzarowicz – Wyższy Urząd Górniczy

Piotr Wojtacha – Wyższy Urząd Górniczy

Streszczenie: W rozdziale omówiono zagadnienia dotyczące prawnych aspektów prowadzenia rekultywacji terenów pogórnich oraz wyniki rekultywacji wykonanej przez zakłady górnicze w latach 2005 – 2014. Omawiając prawne aspekty rekultywacji wskazano zasady wykonywania rekultywacji gruntów, na których wystąpiło niekorzystne przekształcenie naturalnego ukształtowania powierzchni ziemi, ze szczególnym uwzględnieniem przepisów Prawa geologicznego i górniczego oraz zasad wykorzystania odpadów z przemysłu wydobywczego w rekultywacji. Ponadto przedstawiono zasady rekultywacji gruntów zanieczyszczonych.

Restoration of post-mining areas

Abstract: Legal aspects of restoration of post-mining areas as well as the results of restoration realized by mining plants within years 2005 – 2014 are discussed. The rules of restoration of land, on which natural shape of land surface was changed are indicated with special attention paid to regulations of geological-and-mining law and principles of using the mine wastes in land restoration. In addition, the rules of reclamation of contaminated soil is presented.

1. Wprowadzenie

Pomimo wskazania w ustawie z dnia 9 czerwca 2011 r. – Prawo geologiczne i górnicze [1], że do rekultywacji gruntów po działalności górniczej stosuje się odpowiednio przepisy ustawy z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych [2], rekultywacja terenów zdegradowanych działalnością górniczą jest obecnie zagadnieniem złożonym pod względem prawnym. Rozwój prawodawstwa ochrony środowiska spowodował, że w przypadku gruntów po działalności górniczej wymagających rekultywacji należy uwzględnić, podobnie jak w przypadku każdego innego użytku gruntowego, uwarunkowania wykonywania rekultywacji wynikające z przepisów szeregu innych ustaw, które zostały uchwalone później niż ustawa o ochronie gruntów rolnych i leśnych. Chociaż ustawy te używają pojęć innych niż pojęcie „rekultywacja” (np. „prowadzenie działań naprawczych”, „remediacja”), to faktycznie regulują zasady i warunki wykonywania rekultywacji gruntów zanieczyszczonych substancjami, preparatami organizmami lub mikroorganizmami.

Od początku lat 70-tych, przez ponad dwadzieścia lat, podstawowym aktem prawnym regulującym zasady rekultywacji gruntów, w tym gruntów po działalności górniczej, była wielokrotnie zmieniana ustawa o ochronie gruntów rolnych i leśnych. To do jej przepisów nawiązywały przepisy dekretu Prawo górnicze, a następnie kolejno ukazujące się ustawy Prawo geologiczne i górnicze, wskazujące obowiązek rekultywacji gruntów po działalności górniczej. Z dniem wejścia w życie ustawy z dnia 27 kwietnia 2001 r. – Prawo ochrony środowiska [3], obok przepisów ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych zaczęły również obowiązywać przepisy w niej zamieszczone, określające zasady rekultywacji powierzchni

ziemi. Kolejne zmiany, związane z porządkowaniem zasad wykorzystywania odpadów w rekultywacji, zostały wprowadzone ustawą z dnia 29 lipca 2005 r. o zmianie ustawy o odpadach oraz zmianie niektórych innych ustaw. Szczegółowe warunki wykorzystania odpadów w rekultywacji określiło rozporządzenie z dnia 21 marca 2006 r. w sprawie odzysku lub unieszkodliwiania odpadów poza instalacjami i urządzeniami. Zasadnicza zmiana zasad wykonywania rekultywacji nastąpiła w dniu 30 kwietnia 2007 r., w związku z wejściem w życie przepisów ustawy z dnia 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie [4]. Ustawa ta w sposób odrębny określiła zasady rekultywacji zanieczyszczonej powierzchni ziemi, w tym gruntów rolnych i leśnych. Trudności interpretacyjne odnośnie podstaw i zakresu wykonywania rekultywacji gruntów, które zostały zanieczyszczone przed wejściem w życie przepisów ustawy o zapobieganiu szkodom w środowisku, doprowadziły do uchwalenia ustawy z dnia 11 lipca 2014 r. o zmianie ustawy – Prawo ochrony środowiska oraz niektórych innych ustaw. W zmienionej ustawie – Prawo ochrony środowiska, wprowadzając m.in. pojęcia „*remediacja*” i „*historyczne zanieczyszczenie powierzchni ziemi*”, określono zasady rekultywacji gruntów zanieczyszczonych przed 30 kwietnia 2007 r. substancjami powodującymi ryzyko.

W aktualnym stanie prawnym do rekultywacji gruntów, na których wystąpiło niekorzystne przekształcenie naturalnego ukształtowania powierzchni ziemi, mają zastosowanie przepisy ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych. Natomiast do rekultywacji gruntów zanieczyszczonych substancjami, preparatami, organizmami lub mikroorganizmami, w zależności od daty wystąpienia zanieczyszczenia, mają zastosowanie przepisy ustawy o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie lub ustawy – Prawo ochrony środowiska. Przy planowaniu i wykonywaniu rekultywacji należy również uwzględnić przepisy innych ustaw. Na przykład, gdy w ramach rekultywacji należy wykonać obiekty budowlane, to należy uwzględnić wymogi Prawa budowlanego. Przywrócenie właściwych stosunków wodnych w obszarze rekultywowanym może wiązać się z koniecznością uzyskania pozwolenia wodnoprawnego, zgodnie z wymogami ustawy Prawo wodne.

2. Rekultywacja terenów pogórnich na których wystąpiło niekorzystne przekształcenie naturalnego ukształtowania powierzchni

2.1. Wykonywanie rekultywacji bez wykorzystywania odpadów

Tereny, na których wskutek dokonanej eksploatacji górniczej wystąpiło niekorzystne przekształcenie naturalnego ukształtowania powierzchni, należy zrehabilitować. Jak wynika z art. 129 ust. 1 pkt 5 ustawy Prawo geologiczne i górnicze [1], w przypadku likwidacji zakładu górniczego, w całości lub w części, przedsiębiorca jest obowiązany przedsięwziąć niezbędne środki w celu ochrony środowiska oraz rekultywacji gruntów po działalności górniczej. Natomiast ust. 2 przytoczonego wyżej artykułu wskazuje, że do rekultywacji gruntów po działalności górniczej stosuje się odpowiednio przepisy ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych [2]. Oznacza to, że podstawą wykonywania rekultywacji są decyzje, wydawane przez starostę na podstawie art. 22 ust. 1, określające:

- stopień ograniczenia lub utraty wartości użytkowej gruntów wymagających rekultywacji,
- osobę obowiązującą do rekultywacji gruntów,
- kierunek i termin wykonania rekultywacji gruntów,
- uznanie rekultywacji gruntów za zakończoną.

Decyzje te wydaje się po zasięgnięciu opinii m.in. dyrektora właściwego terenowo okręgowego urzędu górniczego – w odniesieniu do działalności górniczej.

W przypadku, gdy ruch zakład górniczego prowadzony jest w oparciu o plan ruchu, to zgodnie z rozporządzeniem w sprawie planów ruchu zakładów górniczych [5], przedsiębiorca przedstawia w nim zamierzenia w zakresie rekultywacji, określając: kierunek, sposób oraz termin rozpoczęcia i zakończenia rekultywacji terenów po działalności górniczej. W planie ruchu zamieszcza się również inwentaryzację gruntów wymagających rekultywacji, z podaniem numerów ewidencyjnych i powierzchni działek. W przypadku prowadzenia ruchu zakładu górniczego na podstawie koncesji wydanej przez starostę warunki wykonywania rekultywacji określa starosta, działający jako organ ochrony środowiska właściwy w sprawach rekultywacji oraz jako organ administracji geologicznej.

Szczegółowe wymogi wykonywania rekultywacji gruntów po działalności górniczej określają rozporządzenia Ministra Gospodarki w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego [6] oraz w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu zakładów górniczych wydobywających kopaliny otworami wiertniczymi [7].

Rozporządzenie Ministra Gospodarki w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego [6] reguluje kwestie rekultywacji gruntów zdegradowanych w wyniku ruchu tego rodzaju zakładów górniczych w sposób następujący:

- rekultywacji podlegają grunty w granicach zakładu górniczego, zbędne całkowicie, częściowo lub na określony czas do prowadzenia ruchu zakładu górniczego,
- w granicach udokumentowanego złoża kopaliny rekultywację poprzedza się dokonaniem obmiaru wyeksploatowanej części złoża,
- rekultywację prowadzi się w sposób określony w dokumentacji rekultywacji, zatwierdzonej przez kierownika ruchu zakładu górniczego, którą sporządza się z uwzględnieniem wymagań i wytycznych zawartych w normie określającej ogólne wytyczne projektowania rekultywacji w górnictwie odkrywkowym,
- w dokumentacji rekultywacji określa się kierunek, zakres, sposób i termin wykonania rekultywacji, a w szczególności:
 - stan początkowy gruntów wymagających rekultywacji oraz ich docelowe ukształtowanie,
 - usytuowanie obiektów budowlanych,
 - metody kształtowania rzeźby terenu niekorzystnie przekształconego oraz odtwarzania gleb,
 - sposób regulacji stosunków wodnych na gruntach rekultywowanych,
 - sposób zabezpieczenia przeciwoerozyjnego rekultywowanych powierzchni,
 - technologię i środki techniczne służące zapobieganiu powstawania pożarów na terenach rekultywowanych, w przypadku wykorzystywania do rekultywacji odpadów zawierających części palne,
 - sposób zabezpieczenia niewykorzystanej części złoża kopaliny, a w przypadku ich występowania, również sąsiednich złóż kopalin.

Dokumentacja powinna zawierać również harmonogram realizacji robót rekultywacyjnych. Podkreślić należy, że przepisów dotyczących dokumentacji rekultywacji się nie stosuje się do rekultywacji gruntów w odkrywkowych zakładach górniczych wydobywających kopaliny na podstawie koncesji udzielonej przez starostę, z wyjątkiem przypadków wskazujących, że rekultywacja wykonywana jest z wykorzystaniem odpadów pochodzących spoza zakładu górnictwa.

W podobny sposób zostały uregulowane kwestie rekultywacji gruntów po działalności górniczej w rozporządzeniu w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu zakładów górniczych wydobywających kopaliny otworami wiertniczymi [7].

2.2. Wykonywanie rekultywacji z wykorzystaniem odpadów z przemysłu wydobywczego

Odpady z przemysłu wydobywczego mogą zostać wykorzystane w rekultywacji wyłącznie po spełnieniu wymogów określonych w ustawie z dnia 14 grudnia 2012 r. o odpadach [8] oraz ustawy z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych [9].

W rozumieniu przepisów ustawy o odpadach [8] wykorzystanie odpadów w rekultywacji jest procesem odzysku odpadów prowadzonym poza instalacjami i urządzeniami. Rodzaje odpadów oraz warunki ich odzysku w rekultywacji określa rozporządzenie Ministra Środowiska w sprawie odzysku lub unieszkodliwiania odpadów poza instalacjami i urządzeniami [10]. Rodzaje odpadów dopuszczonych do odzysku tworzą zamknięty katalog. Oznacza to, że w rekultywacji możliwy jest wyłącznie odzysk odpadów wymienionych w rozporządzeniu. Z grupy odpadów wydobywczych w rekultywacji można prowadzić odzysk odpadów o następujących kodach:

- ex 01 01 02 – stałe odpady z wydobywania kopaliny innych niż rudy metali,
- 01 01 80 – odpady skalne z górnictwa miedzi, cynku i ołowiu,
- ex 01 03 81 – stałe odpady z flotacyjnego wzbogacania rud metali nieżelaznych inne niż wymienione w 01 03 80, tj. inne niż odpady z flotacyjnego wzbogacania rud metali nieżelaznych zawierające substancje niebezpieczne,
- 01 04 08 – odpady żwiru lub skruszone skały inne niż wymienione w 01 04 07, tj.: inne niż odpady zawierające substancje niebezpieczne z fizycznej i chemicznej przeróbki kopaliny innych niż rudy metali,
- 01 04 09 – odpadowe piaski i ropy,
- ex 01 04 12 – stałe odpady powstające przy płukaniu i oczyszczaniu kopaliny inne niż wymienione w 01 04 07 i 01 04 11, tj.: inne niż odpady zawierające substancje niebezpieczne z fizycznej i chemicznej przeróbki kopaliny innych niż rudy metali oraz odpady powstające przy wzbogacaniu soli kamiennej i potasowej inne niż wymienione w 01 04 07,
- 01 04 13 – odpady powstające przy cięciu i obróbce postaciowej skał inne niż wymienione w 01 04 07,
- ex 01 04 81 – stałe odpady z flotacyjnego wzbogacania węgla inne niż wymienione w 01 04 80, tj.: inne niż odpady z flotacyjnego wzbogacania rud metali nieżelaznych zawierające substancje niebezpieczne.

Odpady o wyżej wymienionych kodach mogą zostać wykorzystane w rekultywacji do wypełniania terenów niekorzystnie przekształconych (takich jak zapadliska, nieeksploatowane odkrywkowe wyrobiska lub wyeksploatowane części tych wyrobisk). Można również wykorzystać odpady do rekultywacji biologicznej zamkniętych obiektów unieszkodliwiania odpadów wydobywczych i zwałowisk skał płonnych pochodzących z górnictwa węgla kamiennego lub ich części (do wykonania tzw. okrywy rekultywacyjnej) z tym, że dopuszcza się użycie wyłącznie odpadów o kodzie 01 04 12, a możliwa do wykorzystania ilość odpadów jest uzależniona od grubości warstwy stosowanych odpadów, która powinna być uzależniona od planowanych obsiewów lub nasadzeń.

Wypełnianie terenów niekorzystnie przekształconych wykonywane w ramach rekultywacji - prowadzi się pod warunkiem, że:

- planowane działanie jest określone w decyzji w sprawie rekultywacji i zagospodarowania gruntów rolnych lub leśnych, wydanej na podstawie ustawy z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych oraz nie spowoduje bezpośredniego zagrożenia szkodą w środowisku lub szkody w środowisku w rozumieniu przepisów ustawy z dnia 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie;
- wypełnianie odpadami prowadzi się do rzędnych przyległych terenów nieprzekształconych z zastrzeżeniem, że warstwę powierzchniową o grubości od 1 do 1,5 m należy formować w sposób zapewniający jej funkcję glebotwórczą lub w sposób odpowiadający docelowemu przeznaczeniu terenu. W przypadku stosowania zagospodarowania metodami bezglebowymi z przeznaczeniem terenu na użytki zielone, tereny rekreacyjne, leśne wypełnianie terenu odpadami o kodach 01 01 02, 01 04 12 i 01 04 81 można stosować do poziomu otaczającej powierzchni;
- odpady o kodzie ex 01 04 81 mogą być stosowane wyłącznie w przypadku, gdy nie zawierają części palnych.

Prowadząc rekultywację wyrobisk górniczych obejmującą ich wypełnianie odpadami wydobywczymi, poza wymogami ustawy o odpadach, należy zachować warunki określone w rozdziale 7 ustawy o odpadach wydobywczych [9]. Oznacza to, że wypełnianie wyrobiska odpadami wydobywczymi powinno odbywać się z uwzględnieniem następujących warunków:

- zabezpieczenia stabilności odpadów wydobywczych,
- zapobiegania zanieczyszczeniu gleby, wód powierzchniowych i podziemnych,
- zapewnienia monitoringu wyrobisk górniczych wypełnianych odpadami wydobywczymi.

Podkreślić należy, że w przypadku wypełniania wyrobisk górniczych odpadami wydobywczymi pochodzącymi z własnego zakładu górniczego wszelkie działania i roboty wykonuje się na podstawie przepisów ustawy Prawo geologiczne i górnicze [1]. Jeżeli wypełnianie wyrobisk górniczych jest prowadzone w ruchu zakładu górniczego odpadami wydobywczymi innymi niż z własnego zakładu górniczego, to zastosowanie mają przepisy ustawy Prawo geologiczne i górnicze oraz ustawy o odpadach [8].

2.3. Rekultywacja gruntów zanieczyszczonych

W aktualnym stanie prawnym, rekultywacja gruntów zanieczyszczonych substancjami, preparatami, organizmami lub mikroorganizmami w wyniku prowadzonej eksploatacji górniczej nie jest wykonywana w oparciu o ustawę o ochronie gruntów rolnych i leśnych [2]. Wynika to

z przepisu art. 22a tej ustawy, który wskazuje, że do rekultywacji gruntów zanieczyszczonych przed 30 kwietnia 2007 r. stosuje się odpowiednio przepisy ustawy z dnia 27 kwietnia 2001 r. - Prawo ochrony środowiska [11], a po 30 kwietnia 2007 r. ustawy z dnia 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie [4].

Obecnie obowiązujące przepisy Prawa ochrony środowiska [8], definiując szereg pojęć z zakresu zanieczyszczenia powierzchni ziemi, takich jak np.: „*substancja powodująca ryzyko*”, „*historyczne zanieczyszczenie powierzchni ziemi*”, „*remediacja*”, ustalają również nowe zasady postępowania w przypadkach zanieczyszczenia, które wystąpiło przed 30 kwietnia 2007 r. Wprowadzają również nowe kryteria oceny stanu zanieczyszczonej powierzchni ziemi, co umożliwia odstępianie od wcześniej obowiązującego wymogu doprowadzenia obszarów zanieczyszczonych do stanu wynikającego ze standardów jakości gleby i ziemi. Dzięki temu na części obszarów zanieczyszczonych dopuszczalne są obecnie działania polegające na kontrolowaniu lub ograniczaniu rozprzestrzeniania się zanieczyszczeń i zmniejszaniu ich ilości w wyniku procesów samooczyszczania, jeżeli przynosi to największe korzyści dla środowiska.

Zasady prowadzenia remediacji historycznego zanieczyszczenia powierzchni ziemi, tzn. które wystąpiło przed 30 kwietnia 2007 r., przedstawiają się następująco:

- Do przeprowadzenia remediacji jest obowiązany władający powierzchnią ziemi, który przedkłada regionalnemu dyrektorowi ochrony środowiska wniosek (wraz z projektem planu remediacji) o wydanie decyzji ustalającej plan remediacji.
- Regionalny dyrektor ochrony środowiska ustala w drodze decyzji plan remediacji. W przypadku, gdy projekt planu remediacji dotyczy zanieczyszczenia spowodowanego ruchem zakładu górniczego, regionalny dyrektor ochrony środowiska wydaje decyzję po zasięgnięciu m.in. opinii dyrektora okręgowego urzędu górniczego.
- Decyzja ustalająca plan remediacji określa: teren wymagający przeprowadzenia remediacji, nazwy substancji powodujących ryzyko oraz ich zawartości w glebie i w ziemi do jakich doprowadzi remediacja, sposób przeprowadzenia remediacji, termin rozpoczęcia i zakończenia remediacji, sposób potwierdzenia przeprowadzenia remediacji oraz termin przedłożenia dokumentacji z jej przeprowadzenia (w tym wyników badań zanieczyszczenia gleby i ziemi).
- Regionalny dyrektor ochrony środowiska dokonuje oceny przeprowadzenia remediacji, która polega na stwierdzeniu zgodności remediacji z ustalonym planem remediacji. W przypadku, gdy stwierdzono niezgodność przeprowadzonej remediacji z ustalonym planem remediacji, stosuje się przepisy o postępowaniu egzekucyjnym w administracji.

W rozumieniu przepisów ustawy o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie [4] zanieczyszczenie powierzchni ziemi, które wystąpiło po 30 kwietnia 2007 r., jest szkodą w środowisku w powierzchni ziemi. Przywracanie stanu zanieczyszczonej gleby i ziemi do stanu akceptowanego wymogami ochrony środowiska traktowane jest jako działania naprawcze.

Aktualnie obowiązujące zasady prowadzenia działań naprawczych, są podobne do zasad prowadzenia remediacji historycznego zanieczyszczenia powierzchni ziemi. Zasadniczą różnicą jest wskazanie, że obowiązany do przeprowadzenia działań naprawczych nie jest władający powierzchnią ziemi, tak jak ma to miejsce w przypadku wykonywania remediacji historycznego zanieczyszczenia powierzchni ziemi, lecz podmiot korzystający ze środowiska,

którego działalność spowodowała zanieczyszczenie gruntu. Podstawą prowadzenia działań naprawczych jest decyzja wydawana przez regionalnego dyrektora ochrony środowiska na podstawie art. 13 ust. 3 pkt 2 omawianej ustawy, ustalająca plan remediacji dla szkody w środowisku w powierzchni ziemi. Jeżeli decyzja dotyczy szkody w środowisku spowodowanej ruchem zakładu górniczego, regionalny dyrektor ochrony środowiska przed jej wydaniem zasięga m.in. opinii dyrektora okręgowego urzędu górniczego.

3. Rekultywacja gruntów z wykorzystaniem odpadów

W aktualnym stanie prawnym, rekultywacja gruntów zanieczyszczonych substancjami, preparatami, organizmami lub mikroorganizmami w wyniku prowadzonej eksploatacji górniczej nie jest wykonywana w oparciu o ustawę o ochronie gruntów rolnych i leśnych [2]. Wynika to z przepisu art. 22a tej ustawy, który wskazuje, że do rekultywacji gruntów zanieczyszczonych przed 30 kwietnia 2007 r. stosuje się odpowiednio przepisy ustawy z dnia 27 kwietnia 2001 r. - Prawo ochrony środowiska [11], a po 30 kwietnia 2007 r. ustawy z dnia 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie [4].

Obecnie obowiązujące przepisy Prawa ochrony środowiska [8], definiując szereg pojęć z zakresu zanieczyszczenia powierzchni ziemi, takich jak np.: „*substancja powodująca ryzyko*”, „*historyczne zanieczyszczenie powierzchni ziemi*”, „*remediacja*”, ustalają również nowe zasady postępowania w przypadkach zanieczyszczenia, które wystąpiło przed 30 kwietniem 2007 r. Wprowadzają również nowe kryteria oceny stanu zanieczyszczonej powierzchni ziemi, co umożliwia odstępianie od wcześniej obowiązującego wymogu doprowadzenia obszarów zanieczyszczonych do stanu wynikającego ze standardów jakości gleby i ziemi. Dzięki temu na części obszarów zanieczyszczonych dopuszczalne są obecnie działania polegające na kontrolowaniu lub ograniczaniu rozprzestrzeniania się zanieczyszczeń i zmniejszaniu ich ilości w wyniku procesów samooczyszczania, jeżeli przynosi to największe korzyści dla środowiska.

Zasady prowadzenia remediacji historycznego zanieczyszczenia powierzchni ziemi, tzn. które wystąpiło przed 30 kwietniem 2007 r., przedstawiają się następująco:

- Do przeprowadzenia remediacji jest obowiązany władający powierzchnią ziemi, który przedkłada regionalnemu dyrektorowi ochrony środowiska wniosek (wraz z projektem planu remediacji) o wydanie decyzji ustalającej plan remediacji.
- Regionalny dyrektor ochrony środowiska ustala w drodze decyzji plan remediacji. W przypadku, gdy projekt planu remediacji dotyczy zanieczyszczenia spowodowanego ruchem zakładu górniczego, regionalny dyrektor ochrony środowiska wydaje decyzję po zasięgnięciu m.in. opinii dyrektora okręgowego urzędu górniczego.
- Decyzja ustalająca plan remediacji określa: teren wymagający przeprowadzenia remediacji, nazwy substancji powodujących ryzyko oraz ich zawartości w glebie i w ziemi do jakich doprowadzi remediacja, sposób przeprowadzenia remediacji, termin rozpoczęcia i zakończenia remediacji, sposób potwierdzenia przeprowadzenia remediacji oraz termin przedłożenia dokumentacji z jej przeprowadzenia (w tym wyników badań zanieczyszczenia gleby i ziemi).
- Regionalny dyrektor ochrony środowiska dokonuje oceny przeprowadzenia remediacji, która polega na stwierdzeniu zgodności remediacji z ustalonym planem remediacji. W przypadku, gdy stwierdzono niezgodność przeprowadzonej remediacji z ustalonym planem remediacji, stosuje się przepisy o postępowaniu egzekucyjnym w administracji.

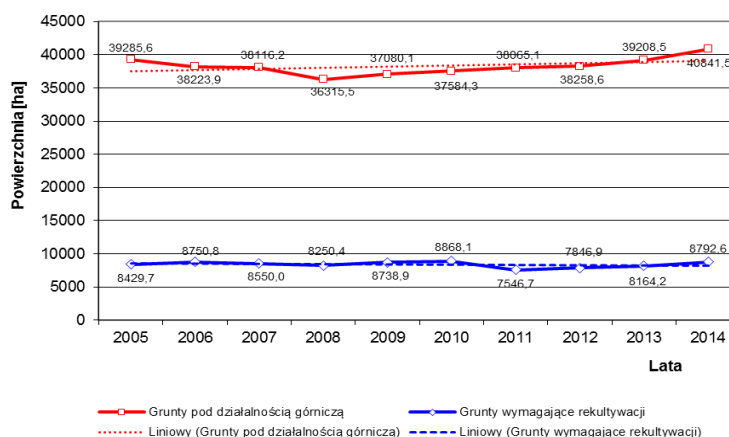
W rozumieniu przepisów ustawy o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie [4] zanieczyszczenie powierzchni ziemi, które wystąpiło po 30 kwietnia 2007 r., jest szkodą w środowisku w powierzchni ziemi. Przywracanie stanu zanieczyszczonej gleby i ziemi do stanu akceptowanego wymogami ochrony środowiska traktowane jest jako działania naprawcze.

Aktualnie obowiązujące zasady prowadzenia działań naprawczych, są podobne do zasad prowadzenia remediacji historycznego zanieczyszczenia powierzchni ziemi. Zasadniczą różnicą jest wskazanie, że obowiązującym do przeprowadzenia działań naprawczych nie jest władający powierzchnią ziemi, tak jak ma to miejsce w przypadku wykonywania remediacji historycznego zanieczyszczenia powierzchni ziemi, lecz podmiot korzystający ze środowiska, którego działalność spowodowała zanieczyszczenie gruntu. Podstawą prowadzenia działań naprawczych jest decyzja wydawana przez regionalnego dyrektora ochrony środowiska na podstawie art. 13 ust. 3 pkt 2 omawianej ustawy, ustalająca plan remediacji dla szkody w środowisku w powierzchni ziemi. Jeżeli decyzja dotyczy szkody w środowisku spowodowanej ruchem zakładu górniczego, regionalny dyrektor ochrony środowiska przed jej wydaniem zasięga m.in. opinii dyrektora okręgowego urzędu górniczego.

4. Rekultywacja terenów pogórnich w latach 2005 – 2014

Zagadnienia dotyczące rekultywacji terenów pogórnich przedstawiono na podstawie nie publikowanych danych Wyższego Urzędu Górniczego, zamieszczonych w corocznych opracowaniach pt.: „Raport w sprawie rekultywacji terenów zdegradowanych działalnością górniczą” [12]. Analiza tych zagadnień obejmuje lata 2005 – 2014. Raporty zawierają dane uzyskane z zakładów górniczych wydobywających kopaliny, klasyfikowane do roku 2012 jako kopaliny podstawowe oraz jako kopaliny pospolite zaliczone do kopalin podstawowych. W związku ze zmianą klasyfikacji złóż kopalin w wyniku wejścia w życie ustawy z dnia 9 czerwca – Prawo geologiczne i górnicze [1], od roku 2012, w kategorii „surowce skalne” ujmowane są również dane dotyczące zakładów górniczych wydobywających kopaliny ze złóż metodą odkrywkową na powierzchni obszaru górniczego nie mniejszej niż 25 ha.

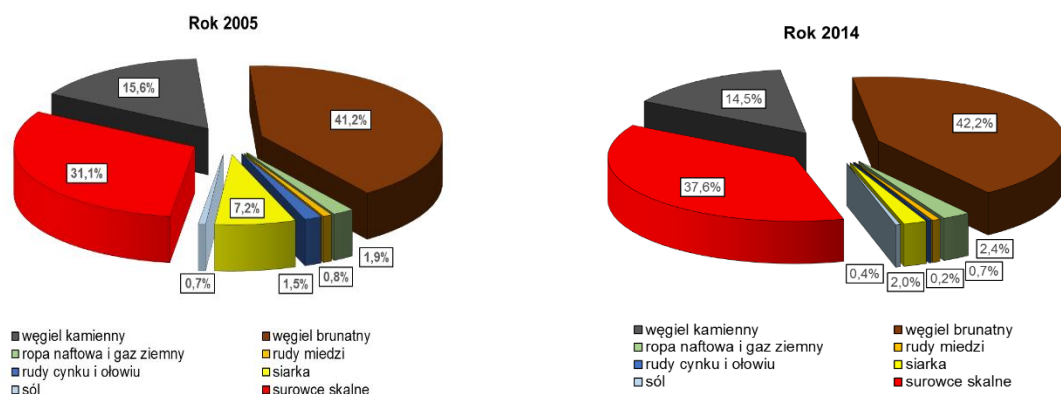
Eksploracja górnicza prowadzi do głębokiego przekształcania znacznych obszarów ziemi. Z reguły przekształcania powierzchni są tak duże, że po zakończeniu działalności górniczej konieczne jest wykonanie rekultywacji terenów pogórnich. Wielkość powierzchni terenów wymagających rekultywacji w odniesieniu do powierzchni pod działalnością górniczą przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Powierzchnie terenów wymagających rekultywacji w odniesieniu do powierzchni pod działalnością górniczą [źródło: opracowanie własne]

Zamieszczone na rysunku 1 dane wskazują, że powierzchnia gruntów pod działalnością górniczą zmieniała się w zakresie od 36 315,5 ha (rok 2008) do 40 841,5 ha (rok 2014), przy widocznym trendzie wzrostowym. Średnio w analizowanym okresie do działalności górniczej użytkowano 38 298 ha gruntów. Powierzchnia gruntów wymagających rekultywacji zmieniała się w zakresie od 7 546,7 ha (rok 2011) do 8 868,1 ha (rok 2010). Średnio rekultywacji wymagały grunty o powierzchni 8 394 ha, tzn. 21,9% gruntów pod działalnością górniczą.

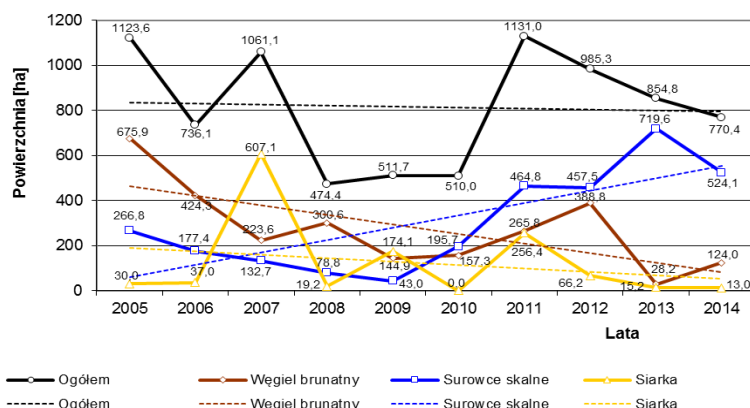
Procentowy udział powierzchni gruntów użytkowanych w 2005 r. oraz w 2014 r. przez zakłady górnicze wydobywające poszczególne rodzaje surowców mineralnych, przedstawiono na rys. 2.



Rys. 2. Powierzchnie pod działalnością górniczą w 2005 r. i 2014 r. wg rodzaju wydobywanej kopaliny [źródło: opracowanie własne]

Rozpatrując dane zamieszczone na rysunku 2 można zauważyć, że górnictwo węgla brunatnego zajmuje dominującą pozycję, użytkując ponad 40% ogólnej powierzchni pod działalnością górniczą. Również ważną pozycję zajmuje górnictwo surowców skalnych, użytkując ponad 30% ogólnej powierzchni wykorzystywanej przez górnictwo ogółem, przy czym w latach 2005 – 2014 nastąpił wyraźny wzrost udziału powierzchni użytkowanej przez górnictwo surowców skalnych, odpowiednio z 31,1% do 37,6%. Podobna tendencja wystąpiła w górnictwie rud miedzi, gdzie odnotowano wzrost udziału powierzchni z 1,9% do 2,4%. W pozostałych rodzajach górnictwa, wystąpił spadek, największy w górnictwie siarki, gdzie udział górnictwa siarki w powierzchni użytkowanej ogółem zmniejszył się z 7,2% do 2,0%.

Wyniki dotyczące wielkości powierzchni terenów zrekultywowanych przez górnictwo ogółem oraz wykonanej przez te sektory górnictwa (węgla brunatnego, surowców skalnych oraz siarki), które zrekultywowały największe powierzchnie terenów zdegradowanych, przedstawiono na rysunku 3.



Rys. 3. Powierzchnie zrekultywowane przez górnictwo ogółem oraz przez górnictwo węgla brunatnego, surowców skalnych i siarki [źródło: opracowanie własne]

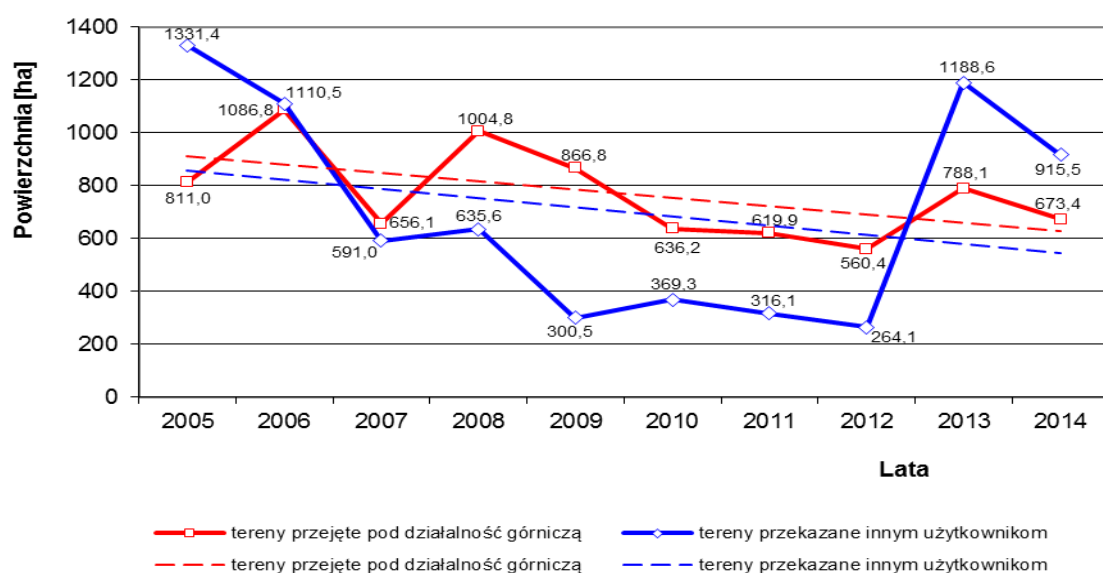
Uwzględniając dane zamieszczone na rysunku 3 można stwierdzić, że w latach 2005 – 2014 górnictwo zrehabilitowało w sumie 8 158,4 ha gruntów, w tym:

- górnictwo węgla brunatnego 2 733,4 ha, tj. 33,5%,
- górnictwo surowców skalnych 3 060,4 ha, tj. 37,5%,
- górnictwo siarki 1 218,2 ha, tj. 14,9%.

Wskazane wyżej rodzaje górnictwa zrehabilitowały 85,9% powierzchni terenów zrehabilitowanych przez górnictwo ogółem. Na marginesie należy dodać, że górnictwo węgla kamiennego, użytkując w analizowanym okresie około 15% powierzchni gruntów pod działalnością górnictwem, zrehabilitowało w sumie 7,5% powierzchni.

Biorąc pod uwagę wartości z poszczególnych lat zauważyć należy dużą zmienność wyników zarówno dla rekultywacji ogółem, jak również dla wyników uzyskanych w poszczególnych rodzajach górnictwa. Wyznaczone dla poszczególnych kategorii wartości linii trendów wykazują tendencję spadkową w zakresie dynamiki rekultywacji w górnictwie ogółem, górnictwie węgla brunatnego oraz górnictwie siarki. Szczególnie wyraźna tendencja spadkowa występuje w górnictwie węgla brunatnego. W przypadku górnictwa siarki należy uwzględnić, że działalność tego rodzaju górnictwa została mocno ograniczona w Polsce. Likwidując kopalnie siarki „Grzybów”, „Machów”, „Basznia” i „Jeziórko” zrealizowano praktycznie w całości program rekultywacji terenów pogórnicznych, co musiało skutkować spadkiem dynamiki rekultywacji w analizowanym okresie. Odmienne prezentują się wyniki rekultywacji w górnictwie surowców skalnych. W górnictwie tym dynamika rekultywacji wykazuje wyraźną tendencję wzrostową, co spowodowało, że w ostatnich dwóch latach ten sektor górnictwa dominuje w rekultywacji terenów po działalności górniczej.

Podstawową zasadą gospodarki gruntami użytkowymi do wydobywania kopalin jest ograniczanie powierzchni terenów przejmowanych do prowadzenia działalności górniczej oraz bieżące wykonywanie rekultywacji gruntów zbędnych do prowadzenia eksploatacji i ich przekazywanie do innego niż górnicze zagospodarowania. Informacje na ten temat zamieszczono na rysunku 4.



Rys. 4. Grunty przejęte pod działalność górnictwem oraz grunty zrehabilitowane przekazane do innego niż górnicze zagospodarowania [źródło: opracowanie własne]

Dane przedstawione na rysunku 4 wskazują, że w latach 2005 – 2014 górnictwo surowców mineralnych przejęło pod działalność górnictwą 7 703,5 ha gruntów przekazując jednocześnie w tym okresie do innego niż górnictwo zagospodarowania 7 022,6 ha gruntów zrehabilitowanych. Wyjaśnienia wymaga, że skokowy wzrost powierzchni terenów przekazanych do innego niż górnictwo użytkowania w 2013 r. wynika z przekazania przez górnictwo siarki do zagospodarowania w tym roku około 670 ha gruntów zrehabilitowanych w poprzednich latach. Natomiast w 2014 r. znaczny wzrost powierzchni przekazanej do innego niż górnictwo użytkowania jest wynikiem przekazania ok. 460 ha gruntów przez górnictwo węgla brunatnego oraz ok. 310 ha gruntów przez górnictwo skalne. Na podstawie przebiegu linii trendów dla kategorii ujętych na rysunku 4 można wyciągnąć wniosek, gospodarka gruntami użytkowymi do prowadzenia działalności górniczej prowadzona jest prawidłowo. Wskazuje na to spadkowa dynamika przejmowania gruntów pod działalność górnictwą oraz praktycznie równoległy przebieg linii trendów dla obu kategorii wyników.

5. Podsumowanie

Rehabilitacja terenów pogórnicznych jest zagadnieniem złożonym pod względem prawnym, ponieważ w zależności od stanu gruntów przekształconych eksploatacją górnictwą wymaga spełnienia uwarunkowań nie tylko ustawy Prawo geologiczne i górnicze, lecz także przepisów innych ustaw. W przypadku rehabilitacji gruntów na których wystąpiło niekorzystne przekształcenie naturalnego ukształtowania powierzchni rehabilitację prowadzi się na podstawie decyzji wydawanych przez starostę w oparciu o przepisy ustawy o ochronie gruntów rolnych i leśnych. W takim przypadku uwzględnić również należy przepisy Prawa geologicznego i górniczego oraz rozporządzeń wydanych na jego podstawie. Jeżeli rehabilitację terenów, na których wystąpiło niekorzystne przekształcenie naturalnego ukształtowania powierzchni, wykonuje się z wykorzystaniem odpadów, to poza przepisami wyżej wymienionych ustaw zastosowanie mają również przepisy ustawy o odpadach oraz ustawy o odpadach wydobywczych. Rehabilitację terenów zanieczyszczonych, w zależności od daty wystąpienia zanieczyszczenia, prowadzi się na podstawie przepisów ustawy Prawo ochrony środowiska (grunty zanieczyszczone przed 30 kwietnia 2007 r.) lub przepisów ustawy o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie (grunty zanieczyszczone po 30 kwietnia 2007 r.).

W latach 2005 – 2014 zakłady górnicze użytkowały średnio ok. 38 tys. ha gruntów, z czego 21,9% wymagało rehabilitacji. Największą część gruntów (ponad 40%) użytkowało górnictwo węgla brunatnego oraz górnictwo surowców skalnych (ponad 30%). Użytkując największą część powierzchni pod działalnością górnictwą ww. rodzaje górnictwa zrehabilitowały zarazem największe powierzchnie gruntów zdegradowanych, odpowiednio 2 733 ha i 3 060,4 ha. W sumie stanowiło to 71,0% gruntów zrehabilitowanych ogółem. W analizowanym okresie dynamika rehabilitacji w górnictwie ogółem wykazuje tendencję spadkową, co spowodowane jest tendencją spadkową w górnictwie węgla brunatnego i siarki. Wyraźny wzrost dynamiki rehabilitacji wystąpił w górnictwie surowców skalnych.

Na podstawie przebiegu linii trendów, dla danych dotyczących powierzchni terenów przejętych pod działalność górnictwą oraz powierzchni terenów zrehabilitowanych i przekazanych do innego niż górnictwo użytkowania, można przyjąć, że gospodarka gruntami użytkowymi do prowadzenia działalności górniczej prowadzona jest prawidłowo. Wskazuje na to spadkowa dynamika przejmowania gruntów pod działalność górnictwą oraz praktycznie równoległy przebieg linii trendów dla obu kategorii wyników.

Literatura

1. Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. – Prawo geologiczne i górnicze (Dz.U. z 2015 r., poz. 196, z późn. zm.).
2. Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych (Dz.U. z 2015 r., poz. 909, z późn. zm.).
3. Ustawy z dnia 27 kwietnia 2001 r. – Prawo ochrony środowiska (Dz.U. z 2001 r., Nr 62, poz. 627).
4. Ustawy z dnia 13 kwietnia 2007 r. o zapobieganiu szkodom w środowisku i ich naprawie (Dz.U. z 2014 r., poz. 1789 oraz z 2015 r. poz. 277).
5. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 16 lutego 2012 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych (Dz. U. z 2012 r., poz. 372).
6. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 8 kwietnia 2013 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu odkrywkowego zakładu górniczego (Dz. U. z 2012 r. poz. 1008).
7. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 25 kwietnia 2014 r. w sprawie szczegółowych wymagań dotyczących prowadzenia ruchu zakładów górniczych wydobywających kopaliny otworami wiertniczymi (Dz. U. z 2014 r, poz. 812).
8. Ustawa z dnia 14 grudnia 2012 r. o odpadach (Dz. U. z 2013 r., poz. 21, z późn. zm.).
9. Ustawa z dnia 10 lipca 2008 r. o odpadach wydobywczych (Dz. U. z 2013 r., poz. 1136).
10. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 11 maja 2015 r. w sprawie odzysku lub unieszkodliwiania odpadów poza instalacjami i urządzeniami (Dz. U. Nr 49, poz. 356).
11. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. – Prawo ochrony środowiska (Dz. U. z 2013 r., poz. 1232, z późn. zm.).
12. Nie publikowane opracowania Wyższego Urzędu Górniczego pt.: „Raport w sprawie rekultywacji terenów zdegradowanych działalnością górniczą”, za lata 2005 – 2014.

Odpady stosowane w rekultywacji terenów pogórnich

Jolanta Biegańska – AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Ewelina Kwaśniewska – Politechnika Śląska

Sławomir Bednarczyk – AGH - Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: W działalności pogórnich, można zaobserwować wszystkie możliwe formy degradacji środowiska, a także wszystkie typy i próby jego rekultywacji. Niniejsze opracowanie odnosi się do przedsięwzięć rekultywacji terenów pogórnich, w których zagospodarowywane są odpady. Celem pracy było opracowanie metodyki prognozowania nowych receptur przy użyciu sztucznych sieci neuronowych.

Waste used in the post-mining reclamation

Abstract: The post-mining activities can be observed in all possible forms of environmental degradation, as well as all the types and attempts of their remediation. Post-mining land reclamation enterprises, in which waste were implemented, has been presented in this paper. The purpose of the work was to develop methods for predicting new recipes using the artificial neural networks.

1. Wprowadzenie

Działalność górnicza kojarzy się zwykle z degradacją środowiska – obserwuje się wszystkie możliwe formy zniszczenia. Eksploatacja surowców i kopalin użytecznych powoduje nieodwracalne zmiany w krajobrazie, które często mają charakter rozległej powierzchni – podobny jak w przypadku wydobycia węgla brunatnego. W wyniku eksploatacji kruszyw, przekształcenia terenu nie mają zwykle takiego charakteru.

Wydobycie węgla brunatnego związane jest z powstawaniem licznych a przede wszystkim bardzo obszernych (często do kilkuset hektarów) wyrobisk oraz nadpoziomowych zwałowisk. Konieczność rewitalizacji (odnowy, ożywienia) oraz rekultywacji (przywracanie wartości użytkowych i przyrodniczych) takich terenów zdegradowanych przez działalność człowieka jest sprawą nie budzącą wątpliwości.

Jednym z obowiązków stawianych przedsiębiorstwom górniczym jest właśnie naprawa skutków spowodowanych ich działalnością poprzez wspomnianą rekultywację i zagospodarowanie terenów pogórnich [14].

Proces takiej naprawy składa się z dwóch faz:

1. Technicznej – kształtowanie rzeźby terenu, regulacja stosunków wodnych, odtworzenie gleby metodami technicznymi, budowa dróg dojazdowych i urządzeń inżynierskich.
2. Biologicznej – uprawa gleby, nawożenie (mineralne i wapnem), uprawa roślin zielnych i drzewiastych.

Kierunek rekultywacji można podzielić na: przyrodniczy, leśny, rolny, parkowo-leśny, rekreacyjno-sportowy, przemysłowy i inne a wybór odpowiedniego kierunku musi być uwarunkowany ekonomiczne, techniczne, technologiczne, ekologiczne. Również wymaga akceptacji społecznej, co często stwarza problemy już na samym początku opracowywania projektu rekultywacji. W skrajnych przypadkach może doprowadzić wręcz do uniemożliwienia realizacji naprawczej.

Najczęściej stosowane kierunki rekultywacji przedstawiono na przykładzie kopalni węgla brunatnego (tabela 1) [5].

Procentowy udział poszczególnych kierunków rekultywacji w polskich kopalniach węgla brunatnego [5]

Tabela 1

Kopalnia	Kierunek rekultywacji, udział procentowy [%]				
	rolny	leśny	wodny	specjalny	rekreacyjny
Adamów	59,0	17,0	24,0	1,0	-
Konin	50,0	31,0	8,0	9,0	2,0
Bełchatów	-	95,0	-	4,0	1,0
Turów	-	96,0	-	4,0	-

Kierunek specjalny, wymieniony w tabeli, może mieć charakter [7]:

– Kulturowy:

Kontemplacyjny: np. parki pamięci, miejsca pamięci, miejsca kultu religijnego.

– Przyrodniczy:

Ochronny: np. rezerваты przyrody, użytki ekologiczne, obszary Natura 2000, pomniki przyrody, stanowiska dokumentacyjne, zespoły przyrodniczo-krajobrazowe, ochrona gatunkowa roślin, zwierząt i grzybów.

Zadarnienie, zakrzewienie, zazielenienie.

– Mieszkaniowy: budownictwo mieszkaniowe, siedliskowe, socjalne, letniskowe

– Gospodarczy:

Przemysłowy: np. parki przemysłowe.

Usługowy: np. inkubatory przedsiębiorczości, magazyny, sklepy; również w formie stref aktywności gospodarczej, parkingi.

– Komunalny: np. składowiska odpadów.

Nadanie charakteru komunalnego rekultywacji i przeznaczenie terenów pogórnich na składowanie odpadów (ostatni z wymienionych kierunków) wymaga opracowania i doboru odpowiednich kompozycji spełniających wymagania ustawy.

2. Uwarunkowania prawne w zakresie rekultywacji

W polskim prawodawstwie, do chwili obecnej, nie ma ustawy kompleksowo regulującej kwestie rewitalizacji terenów zdegradowanych przez działalność człowieka: miejskich, przemysłowych, powojennych i innych.

Z kolei rekultywacja terenów zdegradowanych ma umocowania w czterech ustawach:

1. Prawo ochrony środowiska.
2. Ustawa o ochronie gruntów rolnych i leśnych.
3. Prawo geologiczne i górnicze.
4. Ustawa o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym.

Rekultywacja stanowi obecnie najważniejszy i najistotniejszy problem środowiskowy, społeczny, a także gospodarczy.

Problem przekształcania terenów przemysłowych i zdegradowanych ma znaczenie w całej Unii Europejskiej ze względu na konieczność ochrony gleb, powierzchni ziemi i wód. Względy te znalazły swoje odbicie w zapisach wymogów formalno-prawnych na szczeblu unijnym, zatem obowiązują kraje członkowskie UE.

Dyrektywy unijne obowiązujące i wymagające od państw członkowskich podjęcia działań w zakresie terenów zdegradowanych lub zagrożonych degradacją gleb to:

1. Dyrektywa w sprawie gospodarowania odpadami z przemysłu wydobywczego.
2. Ramowa Dyrektywa Glebowa.
3. Dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady w sprawie odpowiedzialności za środowisko w odniesieniu do zapobiegania i zaradzania szkodom wyrządzonym środowisku naturalnemu. Dyrektywa została transponowana do prawa polskiego w postaci Ustawy o zapobieganiu i naprawie szkód w środowisku.

3. Uwarunkowania prawne w zakresie przyrodniczego stosowania odpadów

Jednym z największych problemów współczesnej ochrony środowiska jest gospodarowanie odpadami. Ustawa z dnia 27 czerwca 1997 r. o odpadach wyróżniała przemysłowe i nie-przemysłowe ich wykorzystanie.

Nieprzemysłowe wykorzystanie odpadów, według ustawy, polegało głównie na ich stosowaniu "do kształtowania powierzchni gruntów lub ich dostosowaniu do określonych potrzeb, a także do nawożenia lub ulepszenia gleby". Takie wykorzystanie odpadów należy rozumieć jako stosowanie ich w środowisku przyrodniczym.

Sporządzono wykaz obowiązujących ustaw i rozporządzeń, dotyczących warunków przyrodniczego stosowania odpadów, w tym do procesów rekultywacji (tabela 2).

Najważniejsze akty prawne, warunkujące stosowanie odpadów na cele nieprzemysłowe

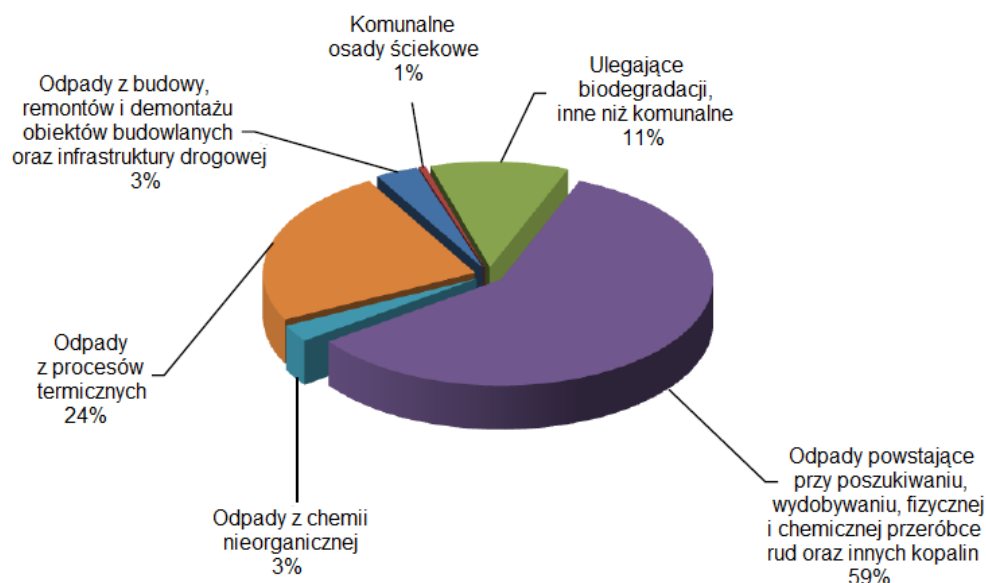
Tabela 2

Typ dokumentu	Tytuł dokumentu	Źródło
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 1 maja 2015 r.	<i>w sprawie odzysku lub unieszkodliwiania odpadów poza instalacjami i urządzeniami</i>	Dz.U. 2015 poz. 796
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 5 kwietnia 2011 r.	<i>w sprawie procesu odzysku R10</i>	Dz.U. Nr 86, poz. 476, 2011: p. 5299 - 5308.
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r.	<i>w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi</i>	Dz.U. 2002, Nr 165, poz. 1359, 2002: p. 10562 - 10564.
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 18 listopada 2014 r.	<i>w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub ziemi oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego</i>	Dz.U. 2014 poz. 1800
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 6 lutego 2015 r.	<i>w sprawie komunalnych osadów ściekowych</i>	Dz.U. 2015 poz. 257
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 13 maja 2004 r.	<i>w sprawie warunków, w których uznaje się, że odpady nie są niebezpieczne</i>	Dz.U. 2004, Nr 128, poz. 1347
Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 21 kwietnia 2006 r.	<i>w sprawie listy rodzajów odpadów, które posiadacz odpadów może przekazywać osobom fizycznym lub jednostkom organizacyjnym niebędącym przedsiębiorcami, oraz dopuszczalnych metod ich odzysku</i>	Dz.U. 2006, Nr 75, poz. 527
Rozporządzenie Ministra Rozwoju Rolnictwa i Wsi z dnia 18 czerwca 2008 r.	<i>w sprawie wykonania niektórych przepisów ustawy o nawozach i nawożeniu</i>	Dz.U. 2008 Nr 119 poz. 765
Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r.	<i>o ochronie gruntów rolnych i leśnych</i>	Dz.U. 1995 Nr 16 poz. 78
Ustawa z dnia 14 grudnia 2012 r.	<i>o odpadach</i>	Dz.U. 2013 poz. 21
Ustawa z dnia 10 lipca 2007 r.	<i>o nawozach i nawożeniu</i>	Dz.U. 2007 Nr 147 poz. 1033
Obwieszczenie Marszałka Sejmu Rzeczypospolitej Polskiej z dnia 26 sierpnia 2013 r.	<i>w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu ustawy - Prawo Ochrony Środowiska</i>	Dz.U. 2013 poz. 1232
Ustawa z dnia 11 lipca 2014 r.	<i>o zmianie ustawy – Prawo ochrony środowiska oraz niektórych innych ustaw</i>	Dz.U. 2014 poz. 1101

Niestety ilość przepisów określających zasady gospodarowania odpadami nie przekłada się na ich jakość. Ustawy regulujące powyższą problematykę były uchwalane na przestrzeni kilkunastu lat. Ich poziom legislacyjny jest bardzo różny. W odniesieniu do części z nich można także wykazać brak spójności pomiędzy poszczególnymi aktami oraz ich konkretnymi przepisami.

4. Odpady stanowiące potencjalne substraty do rekultywacji

Problemy z zagospodarowaniem stwarzają odpady komunalne i przemysłowe, inne niż niebezpieczne, przedstawione [3, 15] na rysunku 1.



Rys.1. Odpady inne niż niebezpieczne trudne do zagospodarowania [3, 15]

Do najbardziej uciążliwych i wytwarzanych w największych ilościach należą odpady powstające przy poszukiwaniu, wydobywaniu i przetwarzaniu rud oraz kopalin (59%), odpady z procesów termicznych (24%) oraz odpady ulegające biodegradacji (lecz inne niż komunalne) (11%). Pozostałe odpady, wytwarzane na podobnym poziomie (3%) to: odpady chemii nieorganicznej i odpady budowlane; osady ściekowe stanowią 1%.

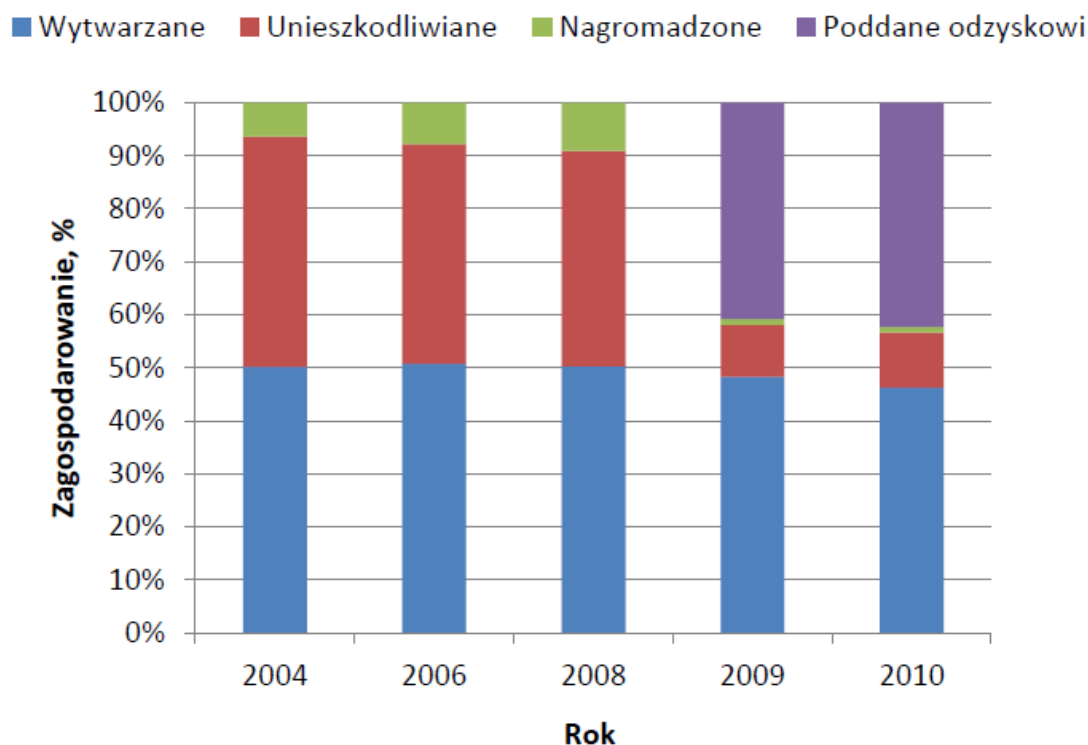
Przeważającą część stanowią odpady powstające w następstwie prowadzenia działań, związanych z pozyskiwaniem rud i kopalin. Według danych zawartych w Krajowym Planie Gospodarki Odpadami 2014 [15], ich ilość kształtuje się na poziomie 63 mln Mg. Problematiczne jest zagospodarowanie odpadów wytwarzanych w wyniku procesów termicznych, których powstaje prawie 26 mln Mg rocznie. Trzeci, najliczniejszy rodzaj, stanowią odpady biodegradowalne inne niż komunalne, należące do grupy 02, których powstało ponad 11 mln Mg.

Statystyki [3] wykazują, że odpady budowlane i odpady z chemii nieorganicznej wytwarzane są, w skali roku, na poziomie 3500 tysięcy Mg każdy. Ten sam problem dotyczy komunalnych osadów ściekowych – wytwarzane są (średnio) w ilości 550 tysięcy Mg/rok, a prognozowana w ciągu kolejnych trzech lat ich ilość, ma wzrosnąć do prawie 700 tysięcy Mg

rocznie [15]. Ponadto, od 1 stycznia 2016 r. ustawowo [9] obowiązuje zakaz składowania nieprzetworzonych osadów ściekowych, charakteryzujących się wyższym ciepłem spalania niż 6 MJ/kg; będą musiały zostać poddane recyklingowi.

Odpady z wydobywania kopalin

Odpady powstające podczas poszukiwania, wydobywania i przetwarzania kopalin oraz rud (rys. 2), należące do grupy 01 w Katalogu odpadów [10], są generowane przez górnictwo surowców energetycznych, przy pozyskiwaniu węgla kamiennego i brunatnego.

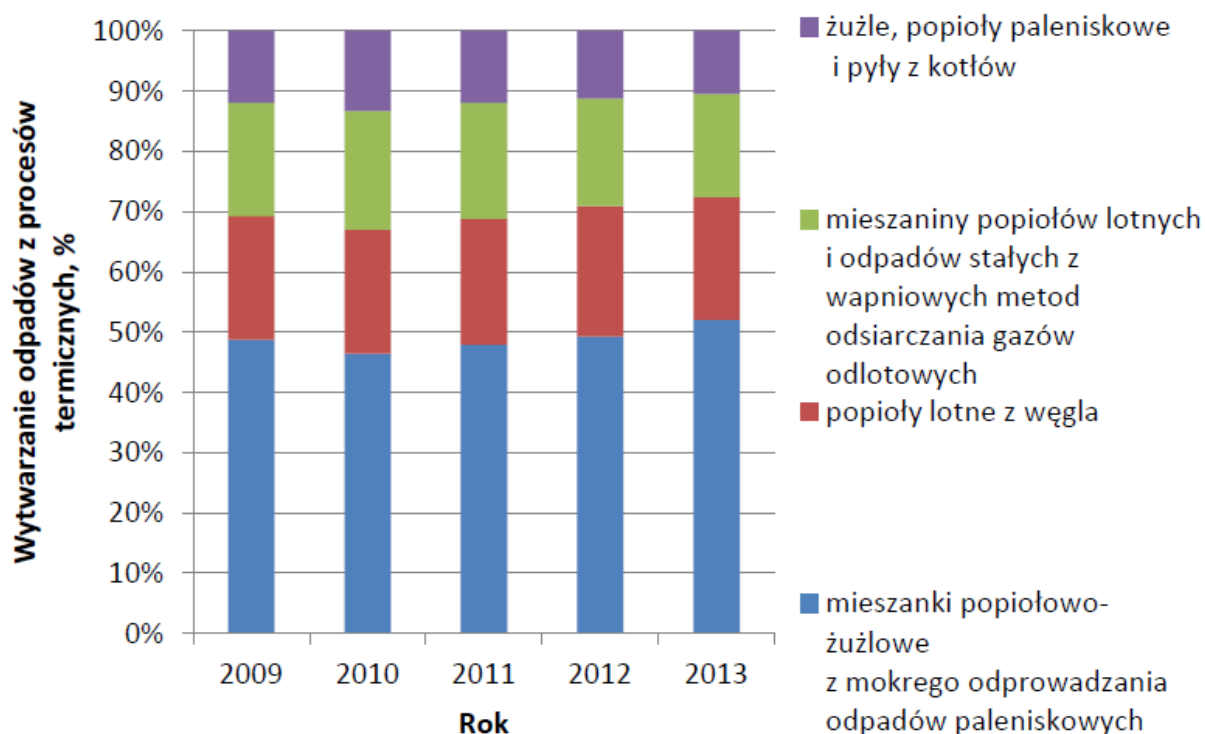


Rys. 2. Ilości generowanych, nagromadzonych i unieszkodliwionych przez składowanie odpadów z wydobywania kopalin, wyrażone w % [15]

Analiza źródeł statystycznych wykazała, że odpady grupy 01 generowane są w największych ilościach, aczkolwiek od 2009 roku w coraz większym stopniu poddawane są odzyskowi.

Odpady z procesów termicznych

Druga grupa odpadów wytwarzanych w Polsce [15], to odpady z procesów termicznych – numer 10 w *Katalogu odpadów ze wskazaniem odpadów niebezpiecznych* [10]. Powstają one podczas procesów wytwarzania energii elektrycznej i ciepłej (uboczny produkt spalania surowców energetycznych – UPS) oraz w wyniku procesów oczyszczania gazów odlotowych. Do wytwarzanych w największej ilości odpadów tej grupy (rys. 3), należą: mieszanki popiołowo-żużłowe z mokrego odprowadzania odpadów paleniskowych, popioły lotne z węgla, mieszaniny popiołów lotnych i odpadów stałych z wapniowych metod odsiarczania gazów odlotowych oraz żużle, popioły paleniskowe i pyły z kotłów [3].



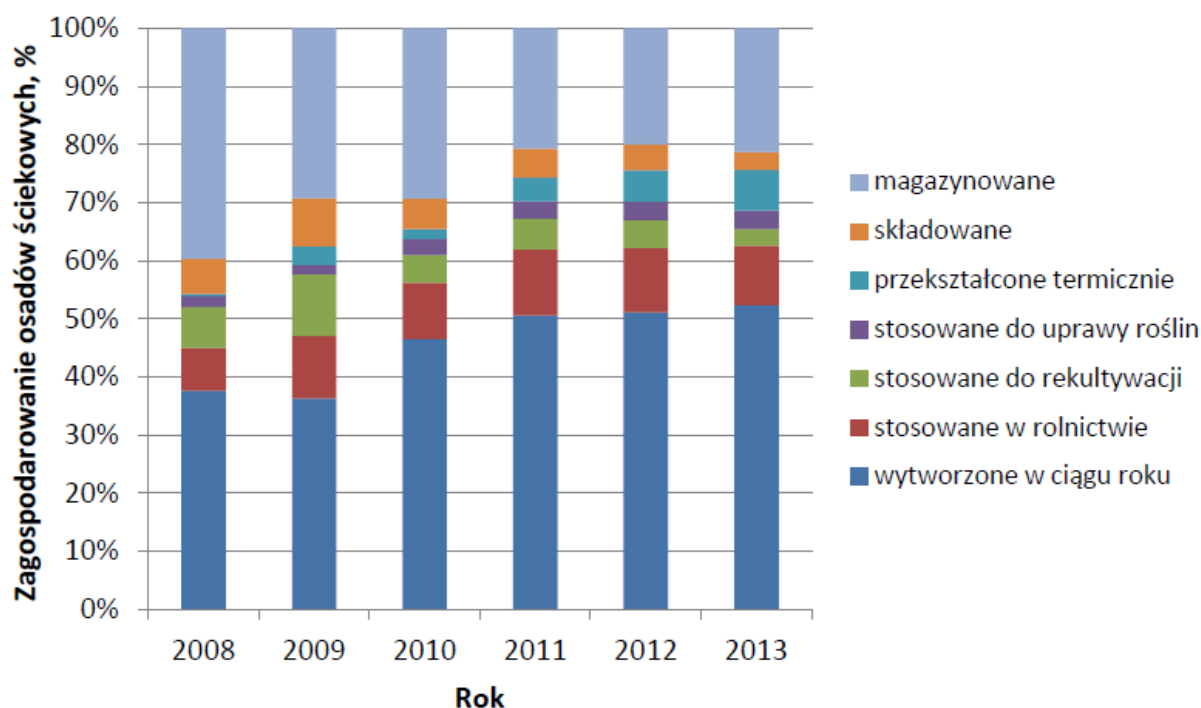
Rys. 3. Ilości wytwarzanych odpadów z procesów termicznych, na przestrzeni lat 2009-2013 [3]

Większość odpadów grupy 10 gromadzona jest na składowiskach, a tylko około 15% zostaje gospodarczo wykorzystana. Nie wszystkie stałe uboczne produkty spalania są traktowane jako odpady przemysłowe; coraz częściej stanowią one surowiec lub cenny materiał. Najliczniejsze wykorzystywanie popiołów w Polsce i na świecie do dnia dzisiejszego występuje w budownictwie, często znajdują również zastosowanie w rekultywacji terenów, rzadziej w rolnictwie.

Komunalne osady ściekowe

Aktualny problem w zakresie gospodarki odpadami pod względem ilościowym, wciąż stanowią komunalne osady ściekowe (rys. 4). Powstające w wyniku procesu oczyszczania ścieków komunalnych osady ustabilizowane, oznaczane są kodem 19 08 05 [10].

Ilość generowanych osadów ściekowych rośnie wraz ze stopniem rozbudowy sieci kanalizacyjnej w aglomeracjach miejskich i wiejskich [15].



Rys. 4. Ilości powstających i zagospodarowywanych komunalnych osadów ściekowych w latach 2008-2013 [15]

Zagospodarowanie osadów ściekowych, w stosunku do ich wytwarzania i magazynowania na terenach oczyszczalni, wynosi zaledwie 31,6% (2013) [3, 15].

Prognozowane dane na 2022 rok, dotyczące masy generowanych osadów ściekowych sięgają 746 Mg s.m., przy czym ocenia się, że 373 Mg będą stanowiły osady o uwodnieniu około 80%. Mimo wyraźnej malejącej tendencji magazynowania osadów, ich wytwarzanie nadal zwiększa się. Odnotowywany udział osadów wykorzystywanych rolniczo rośnie nieznacznie, większy wzrost zaobserwowano natomiast dla poziomu unieszkodliwiania poprzez przekształcanie termiczne. Do rekultywacji i uprawy roślin wykorzystuje się średnio 9,8% osadów, a 33% tego odpadu jest magazynowana bądź składowana.

Krajowe plany ograniczenia składowania osadów ściekowych [15] dotyczą zwiększenia ilości osadów przetwarzanych i stopnia wykorzystania zawartych w nich substancji biogennej.

W plan ten wpisuje się propozycja rozszerzenia zastosowań osadów np. przez włączenie ich w stały skład receptury materiałów, służących do rekultywacji terenów zdegradowanych działalnością przemysłową.

Odpady z przemysłu chemii nieorganicznej

Generowane przez przemysł chemii nieorganicznej odpady z wytwarzania, przygotowania, obrotu i stosowania chemikaliów fosforowych oraz z chemicznych procesów przetwórstwa fosforu, znajdują się w grupie 06 Katalogu odpadów.

Najliczniej wytwarzanym w tej grupie odpadem stałym są tzw. fosfogipsy (06 09 80). Większość odpadów chemii nieorganicznej określono za niezdadne do utylizacji metodami termicznymi, a inne rozwiązania uznano za mało opłacalne. Fosfogipsy, tak jak inne odpady chemii nieorganicznej w Polsce, obecnie unieszkodliwia się przez składowanie [2].

W zależności od intensywności produkcji fosforowych nawozów sztucznych, wytwarzanie fosfogipsu w Polsce szacowane jest pomiędzy 0,5 a 3,2 mln Mg rocznie [2]. W Stanach Zjednoczonych składowane jest 40 mln Mg rocznie, a 90 mln Mg w pozostałych krajach świata. Na jeden Mg wyprodukowanego kwasu fosforowego, przypada około 5,5 Mg odpadowego fosfogipsu. Przy zachowaniu globalnej tendencji wzrostowej wytwarzania fosfogipsu jego ilość składowana, do 2040 roku, co najmniej podwoi się. Jest to najczęściej generowany odpad bez zastosowania żadnych metod jego przetwarzania [1]. Problem odpadowego fosfogipsu w Polsce jest obecny m.in. w Policach, Wizowie oraz Wiślinie (okolice Gdańska). Deponowanie fosfogipsu na hałdach wzbudza wiele kontrowersji, ze względu na skutki środowiskowe, jakie niesie za sobą składowanie go w tak dużych ilościach. Składowany na hałdach fosfogips może stanowić realne zagrożenie dla równowagi środowiska gruntowo-wodnego, które wynika głównie z nieskutecznego zabezpieczenia składowisk.

5. Kompozyty z odpadów możliwe do składowania w wyrobiskach pogórnich

Przeznaczenie terenów pogórnich do składowania odpadów wymaga przebadania, opracowania i doboru odpowiednich kompozycji spełniających wymagania przepisów prawnych. Istotną rolę odgrywają, w takim przypadku, właściwości fizykochemiczne odpadów: spełnienie kryterium wytrzymałościowego i przeciwpożarowego, zminimalizowania przepływu wody i wymywania szkodliwych składników.

Wykorzystaniu osadom ściekowym towarzyszą także różnego rodzaju dodatki mineralne, stąd zarówno w literaturze, jak i w praktyce, można spotkać się z kompozytami mineralnymi bądź mineralno-organicznymi.

Przykładem wykorzystywania mieszanin osadów i odpadów pochodzenia mineralnego do rekultywacji powierzchni są tzw. granulaty mułowe. Kolejny przykład mogą stanowić mieszaniny mineralne. Nieczynne i wyłączone z eksploatacji wyrobiska kopalń wypełniane były mieszaninami popiołów paleniskowych – produkty spalania węgla i odsiarczania spalin transportowano systemem taśmowym do np. nieczynnej kopalni węgla brunatnego. W podobny sposób zagospodarowywane były także popioły energetyczne poprzez zwałowanie ich wraz z nadkładem.

Rozróżnienie rodzajów kompozytów z odpadów w zakresie metod, ich charakterystyki, formowania i stosowania przedstawiono w tabeli 3.

Receptury mieszanin usystematyzowano pod kątem następujących kryteriów:

1. Ilość wykorzystywanych elementów:
 - dwuskładnikowe (2)
 - trójskładnikowe (3)
 - cztery i więcej składnikowe (4, >4)
2. Właściwości:
 - organiczne (O)
 - mineralne (M)
 - organiczno-mineralne (OM)
 - modyfikowane (MD)
3. Cel zastosowania:
 - rolnicze (RL)
 - rekultywacyjne (RK)
 - do celów budowlanych i pogórnich (G-RK)

Kompozyty z odpadów stosowane nieprzemysłowo

Tabela 3

Skład kompozytu	Ilość	Właściwość	Cel	Źródło
Popiół + osad + związki potasu	3	OM, MD	RK	[8]
Osad + organiczne odpady komunalne	2	O, OM	RK	[11]
Osad + odpady organiczne/odpady mineralne	2,3,4, >4	O, OM	RL, RK	[13]
Osad + odpady energetyczne	2, 3	OM	RK	[12]
Osad + popioły energetyczne	2	OM	G-RK	[6]
Żużel wielkopiecowy + popiół lotny + biel tytanowa	3, 4, >4	M, MD	G-RK	[4]

Mieszaniny n-składnikowe (1, 2, 3, 4, >4), organiczne (O) i organiczno-mineralne (OM) znajdują zastosowanie do kompostowania i nawożenia rolniczego (RL), nieprzetwarzane – do rekultywacji (RK) (np. terenów składowisk komunalnych, hałd odpadów poeksploatacyjnych i poprodukcyjnych, wypełniania wyrobisk górniczych lub tworzenia podsadzek hydraulicznych).

Mieszaniny modyfikowane (MD) to materiały o właściwościach stabilizujących lub zestalających, których parametry fizykochemiczne są modyfikowane za pomocą dodatków chemicznych. Projektowane są w celu unieszkodliwiania odpadów niebezpiecznych przez wiązanie zanieczyszczeń w strukturze formowanych brył lub granulatów. Takie kompozyty wykorzystywane są zarówno na potrzeby budownictwa, w obszarach terenów pogórnich, do ukształtowania terenu (G-RK) lub w technologiach podziemnych.

Znane są również takie kompozyty, które mogą zawierać dwa składniki i jednocześnie charakteryzować się właściwościami organicznymi, znajdując zastosowanie w rolnictwie, lub zawierać trzy komponenty i wyróżniać się cechami organiczno-mineralnymi z docelowym zastosowaniem w rekultywacji gruntów.

6. Tworzenie receptur materiałów rekultywacyjnych dla pożądanych parametrów wyjściowych

Z potencjalnej listy odpadów można wyodrębnić takie, które nadają się do rekultywacji terenów zdegradowanych działalnością górniczą i dokonać doboru składu procentowego rozpatrywanej mieszaniny pod kątem pożądanych parametrów.

Na przykładzie materiału złożonego z następujących składników: osadu ściekowego (dalej oznaczany "O") z komunalnej oczyszczalni ścieków, popiołu lotnego z instalacji spalania węgla kamiennego ("P") oraz fosfogipsów z surowca apatytowego ("F") - zbudowano sieć neuronową, która w efekcie mogłaby stanowić narzędzie służące do przewidywania wyników. Poprzez przewidywanie, można uzyskać nowe kombinacje udziałów przygotowanych składników, które nie zostały sporządzone laboratoryjnie. W rezultacie zastosowanie sztucznych sieci neuronowych pozwala na oszczędność czasu i kosztów związanych z wykonywaniem oznaczeń chemicznych na zbliżonych kombinacjach.

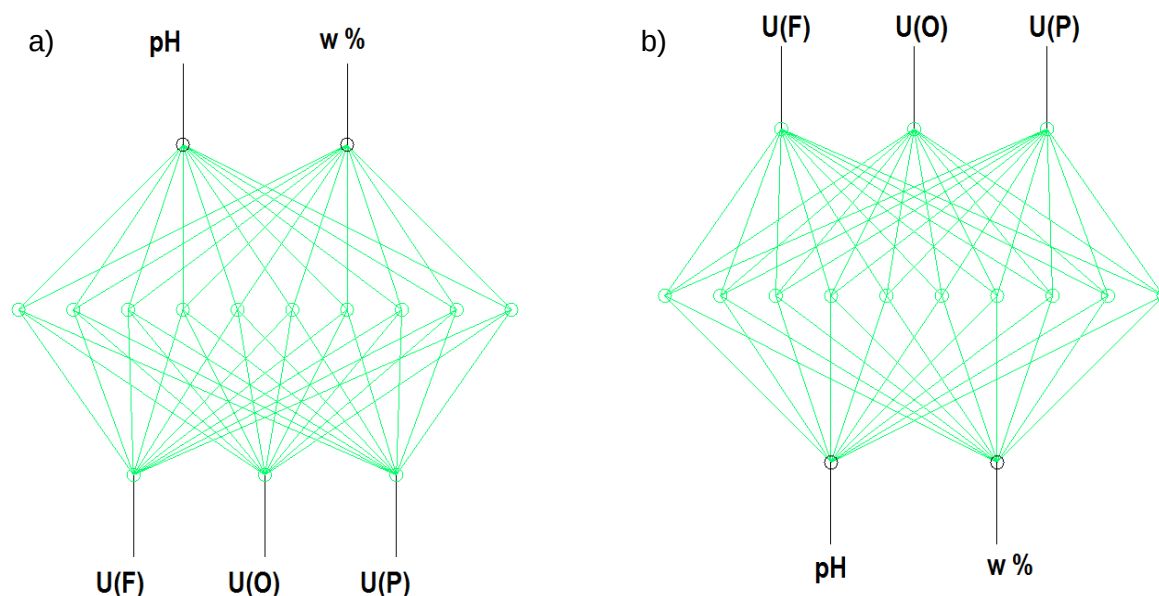
Celem badań doświadczalnych było przygotowanie kompozytów z wybranych grup odpadów o różnych proporcjach oraz wykonanie oznaczeń fizykochemicznych na sporządzonych materiałach. Dobór składu mieszaniny końcowej pod kątem zadanych wielkości parametrów (odczynu i zawartości wilgotności całkowitej) osiągnięto dzięki wdrożeniu danych laboratoryjnych do bazy po odpowiedniej ich organizacji, zapewniając poprawne działanie sieci. Prace nad prognozowaniem nowych receptur wykonywano przy wykorzystaniu programu komputerowego Visual Gene Developer.

Sieci neuronowe są narzędziem coraz częściej wykorzystywanym w różnych dziedzinach nauki, głównie dzięki zdolności do łatwego zaadaptowania ich do wielu problemów obliczeniowych. Ich właściwości są doceniane na wielu płaszczyznach: odwzorowywania wielowymiarowych baz danych, dopasowania modelu do zmiennych warunków badanego obiektu oraz globalnego ujęcia problemu bez potrzeby wnikania w procesy chemiczne zachodzące w mieszaninach. Dzięki tej metodzie dane analizowane są na wejściu oraz na wyjściu rozpatrywanego obiektu badawczego.

Pewną trudnością, związaną z wykorzystywaniem tego coraz bardziej popularnego narzędzia, może być spełnienie warunku: im więcej wyników, tym dokładniejsza predykcja sieci, aczkolwiek można określić minimalną liczbę badań, niezbędną do budowy sieci neuronowej, korzystając z metod planowania eksperymentu.

Budowa sieci i predykcja nowych receptur, w praktyce wymagała również nieco odmiennego podejścia do analizy wyników niż w przypadku stosowania tradycyjnych analiz statystycznych – głównie ze względu na zabieg normowania danych, ale nie jest to uznawane za wadę. Wartości wyników należało wyrazić w sposób bezwymiarowy, aby zawierały się w przedziale $<-1,1>$.

Budowę sieci zaplanowano w dwóch etapach. W pierwszym za wartości wejściowe przyjęto skład mieszanin, a za dane wyjściowe ich parametry fizykochemiczne. Następnie, w drugim etapie, proporcje te odwrócono, co przedstawia rysunku 5.



Rys. 5. Etap 1 – wyznaczanie wartości parametrów mieszanki (pH i zawartości wilgotności – w, %) w oparciu o znane wartości udziałów (U) składników (F, O, P) (rys. 5-a)

Etap 2 – wyznaczanie udziałów (U) wykorzystanych komponentów (F, O, P) w oparciu o dane wartości parametrów mieszanki (pH i za wartości wilgotności – w, %) (rys. 5-b)

Zgodnie z przyjętym założeniem realizacji celu badań, w etapie pierwszym sieć trenowano na zbiorze danych kompletnych. Postęp procesu uczenia weryfikowano w trakcie danymi do walidacji. Po zakończeniu treningu, wykonano symulację dla trzeciej grupy danych — tylko dla wartości wejściowych, by sieć wygenerowała wyniki danych wyjściowych.

Analogicznie postępowano w etapie drugim. Do realizacji wykorzystano identyczne dane, lecz zorganizowane w odwrotnej kolejności. Po zakończeniu analizy, wykonano symulację z wykorzystaniem danych wejściowych, specjalnie przeznaczonych do testowania i predykcji. W rezultacie otrzymano nowe receptury.

Podsumowując, uznano że możliwe jest otrzymanie nowych receptur różnych materiałów do rekultywacji terenów zdegradowanych działalnością przemysłową, dzięki predykcji wyników za pomocą sieci neuronowych. W wyniku dwuetapowego procesu uczenia sieci, uzyskano odpowiedzi w postaci konkretnych udziałów dla pożądaných parametrów. Na przykład, aby otrzymać materiał do rekultywacji, złożony z trzech komponentów: fosfogips, osad ściekowy i popiół paleniskowy, charakteryzujący się pH 9,1 oraz zawartością wilgotności całkowitej 37,53 %, należy mieszać jego składniki w następujących proporcjach: F: $0,68 \pm 0,05$; O: $0,29 \pm 0,01$; P: $0,03 \pm 0,04$. Otrzymany wynik w postaci przewidywanych wartości udziałów uzależnia się od wartości parametrów, jakie mają charakteryzować materiał po zmieszaniu. Dodatkową zaletą stosowania tej metody jest możliwość rozbudowania sieci o inne właściwości opisujące obiekt badawczy.

W ostatnim kroku analizy, wyniki uzyskane za pomocą sieci neuronowych zweryfikowano eksperymentalnie i obliczono błąd sieci, podając wynik w formie wartości udziałów w odniesieniu do wartości rzeczywistych.

7. Podsumowanie

Pozytywna weryfikacja przydatności sieci neuronowej do wyznaczania nowych receptur mieszanin, otwiera możliwości obliczania większej ilości receptur w zależności od ustawień wartości parametrów materiałów rekultywacyjnych. Wykorzystanie automatycznych sieci neuronowych do wyznaczania nowych receptur materiałów do rekultywacji pod kątem pożądanych parametrów, ma zalety ekonomiczne. Jak w każdym procesie technologicznym, istotną rolę odgrywa sprawne i oszczędne poprawianie jakości produktów. Umiejętna modyfikacja modelu może być przydatna w przypadku stosowania również innych mieszanin stosowanych do rekultywacji terenów pogórnich.

Procedurę wykonywanych w niniejszym rozdziale analiz statystycznych można zastosować, np. do szybkiej poprawy właściwości mieszanin pod kątem spełnienia wymagań środowiskowych. Warunkiem niezbędnym jest dobór odpowiednich parametrów do badań i przeprowadzenie liczby badań, zapewniającej poprawne działanie sieci i zapobiegające tzw. zjawisku "przeuczenia się sieci". Właściwe wykonanie symulacji, wiąże się również z ważnym w statystyce stosowanej elementem metodologicznym planowania eksperymentu. Należy zapewnić właściwą proporcję pomiędzy ilością oznaczeń niezbędnych do wykonania ze względu kryterium informatywności, a możliwą do realizacji liczbą powtórzeń (kryterium realizowalności). Niemniej jednak sieci neuronowe stanowią zaawansowaną technikę modelowania, która może być stosowana docelowo w doborze udziałów odpadów wykorzystywanych do rekultywacji terenów pogórnich.

Literatura

1. Biegańska J., Piątkowska E., Pala A.: Zagospodarowanie fosfogipsu na cele nieprzemysłowe. [W]: Innowacyjne i przyjazne dla środowiska techniki i technologie przeróbki surowców mineralnych. Bezpieczeństwo - Jakość - Efektywność. Instytut Techniki Górniczej KOMAG. s. 107-117, Gliwice 2014.
2. Cichy B.: Odpady nieorganiczne przemysłu chemicznego – Foresight technologiczny. Oddział Chemii Organicznej "IChN" w Gliwicach. Gliwice 2012.
3. Główny Urząd Statystyczny: Ochrona środowiska 2014. Informacje i opracowania statystyczne. GUS. Warszawa 2014.
4. Jelínek J., Mališ J., Daněk T. i in.: Uwarunkowania wykorzystania odpadów i mieszaniny odpadów do technicznej rekultywacji terenu., Journal of the Polish Mineral Engineering Society. 1 (27), s. 61-72, 2011.
5. Kasztelewicz Z., Szwed L.: Kierunki zagospodarowania terenów po likwidacji zakładów górniczych wydobywających węgiel brunatny, Przegląd Górniczy. Tom 66 nr. 11, s. 86-102, 2010.
6. Kaźmierczak U., Milian A.: Możliwości i uwarunkowania wykorzystania komunikacji osadów ściekowych do odtwarzania warstwy urodzajnej w procesie rekultywacji. Górnictwo Odkrywkowe. R.52 (1-2), s. 116-121, 2011.
7. Ostrenga A., Uberman R.: Kierunki rekultywacji i zagospodarowania – sposób wyboru, klasyfikacja i przykłady, Górnictwo i Geoinżynieria. Rok 34, Zeszyt 4, s.445-460, 2010.

8. Rosik-Dulewska C., Karwaczyńska U., Ciesielczuk T., Głowala K.: Możliwości nieprzemysłowego wykorzystania odpadów z uwzględnieniem zasad obowiązujących w ochronie środowiska. Środkowo-Pomorskie Towarzystwo Naukowe Ochrony Środowiska. Rocznik Ochrona Środowiska. 11 (61), s. 863-874, 2010.
9. Rozporządzenie Ministra Gospodarki z dnia 8 stycznia 2013 r. w sprawie kryteriów oraz procedur dopuszczania odpadów do składowania na składowisku odpadów danego typu (Dz.U. 2013, nr 0, poz. 38).
10. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 grudnia 2014 r. w sprawie katalogu odpadów (Dz.U. 2014 poz. 1923).
11. Siebielska I., Janowska B.: Porównanie zawartości wybranych metali ciężkich w próbkach kompostów. Rocznik Ochrona Środowiska. 13 (1), s. 815-830, 2011.
12. Siuta J., Dulewski J., Żukowski B.: Rekultywacja i zagospodarowanie gruntów pogórnich w Polsce. Dział Wydawnictw IOŚ - PIB. Warszawa 2012.
13. Siuta J., Wasiak G.: Kompostowanie odpadów i użytkowanie kompostu. Dział Wydawnictw Instytutu Ochrony Środowiska. Warszawa 2000.
14. Uberman R., Uberman R.: Likwidacja kopalń i rekultywacja terenów pogórnich w górnictwie odkrywkowym. Problemy techniczne, prawne i finansowe, Wydawnictwo IGSMiE PAN, Kraków 2010.
15. Uchwała Rady Ministrów z dnia 24 grudnia 2010 r. w sprawie "Krajowego Planu Gospodarki Odpadami 2014" (Monitor Polski. nr 101, poz. 1183).

Procedura rekultywacji i zagospodarowania pogórniczego wytrobiska odkrywkowego na wybranym przykładzie

Sławomir Bednarczyk – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Aleksandra Kultys – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Jolanta Biegańska – AGH Akademia Górniczo-Hutnicza

Streszczenie: Rozdział zawiera schemat prowadzenia rekultywacji wraz ze ścieżką procedury prawnej oraz wybrane przykłady zagospodarowania terenów pogórnich w górnictwie odkrywkowym.

Celem pracy jest prezentacja możliwości przyrodniczego zagospodarowania terenów pogórnich w drodze rekultywacji przyrodniczej.

The recultivation and development procedure of postindustrial sites on the selected example

Abstract: A scheme presenting the process of reclamation and law steps which need to be taken is included, as well as chosen examples of post-mining areas development.

The aim of the paper is to present methods of natural management of postindustrial sites for naturalbiological restoration.

1. Wprowadzenie

W skali kraju problematyka rekultywacji wyrobisk powstałych w wyniku eksploatacji piasku jest znacząca, przede wszystkim ze względu na ilość udokumentowanych i eksploatowanych złóż tego surowca i dość powszechne jego występowanie.

W roku 2014 [10] na obszarze Polski udokumentowanych było 9525 złóż piasków i żwirów (tak łącznie przedstawia to *Bilans zasobów złóż kopalin w Polsce wg stanu na 31.12.2014 r.*, publikowany corocznie przez Państwowy Instytut Geologiczny PIB w Warszawie), zarówno tych eksploatowanych w sposób ciągły i okresowo, jak i nieeksploatowanych.

Złóża piasków cechuje szeroki zakres wielkości – udokumentowane są zasoby w przedziale najczęściej od kilkunastu do kilkudziesięciu milionów ton i z rzadka przekraczają te granice wielkościowe. Ze względu na sposób eksploatacji i zawodnienia wyróżniamy wyrobiska suche, gdzie wydobywanie prowadzi się ponad powierzchnią zwierciadła wód podziemnych, oraz wyrobiska zawodnione. Każda ingerencja w środowisko geologiczne niesie za sobą skutki dla wszystkich elementów przyrodniczych. W przypadku górnictwa odkrywkowego dochodzi m.in. do zmiany użytkowania powierzchni terenu, krajobrazu, likwidacji pierwotnych siedlisk oraz oddziaływania na stosunki wodne.

W ramach rekompensaty szkód wywołanych działalnością górnictw przeprowadza się dość czasochłonny i kosztowny, ale też trudny z formalnoprawnego punktu widzenia proces rekultywacji. Realizuje się go wielofazowo, a w zasadzie planuje się już na etapie dokumentacyjnym i koncesyjnym. Niezależnie od wielkości wyrobiska i złóża jest ona prawnym

obowiązkiem przedsiębiorcy górniczego prowadzącego wydobywanie kopalin (patrz: ustawa Prawo geologiczne i górnicze, ustawa o ochronie gruntów rolnych i leśnych, ustawa o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym, ustawa Prawo ochrony środowiska i in.).

2. Stan prawny zagadnienia

Podstawowe akty prawne

Do najważniejszych aktów prawnych regulujących proces rekultywacji w Polsce zaliczamy:

- Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. Prawo ochrony środowiska, (tj. Dz. U. z 2013 r. nr 0 poz. 1232), zwana dalej „poś”
- Ustawa z dnia 27 marca 2003 r. o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym, (t.j. Dz. U. z 2015 nr 0 poz. 199), zwana dalej „opizp”,
- Ustawa z dnia 9 czerwca 2011 r. Prawo geologiczne i górnicze, (tj. Dz. U. z 2015 r. nr 0 poz. 196), zwana dalej „pgig”,
- Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych (tj. Dz. U. 2015 r. nr 0 poz. 78), zwana dalej „oogrif”,
- Ustawa z dnia 18 lipca 2001 r. Prawo wodne, (tj. Dz. U. z 2015 poz. 469), zwana dalej „pw”.

Usystematyzowanie pojęć

Pojęcie rekultywacji, wywodzące się z łacińskiego *recultivare*, znaczącego „na nowo uprawiać rolę” [2], zgodnie z obecnie obowiązującą definicją wprowadzoną w ustawie pgig, wskazuje podstawowy cel tej działalności - przywrócenie wartości terenom zdegradowanym. T. Gouda [2], rozszerzając temat, wskazuje na kluczowe zadania: maksymalne zmniejszenie uciążliwości terenu poeksploatacyjnego dla otoczenia oraz stworzenie na nim obiektu społecznie pożądanego, opłacalnego ekonomicznie.

Polska norma PN-G-07800:2002 Górnictwo odkrywkowe – Rekultywacja – Ogólne wytyczne projektowania [11] wskazuje na trójstopniowość prac rekultywacyjnych, wyróżniając fazy:

- (1) przygotowawczą,
- (2) techniczną, fizyczną,
- (3) szczegółową, biologiczną.

Wszystkie prace planuje się tak, aby teren po zakończonej rekultywacji mógł spełniać określone funkcje, dlatego też niezbędny jest wybór odpowiedniego kierunku. Literatura przedmiotu podaje wiele propozycji usystematyzowania kierunków rekultywacji; jedną z nich jest podział wg J. Malewskiego [3]: przyrodniczy, rekreacyjno-turystyczny, rolniczy, leśny, wodny, przemysłowy. Możliwe kierunki zagospodarowania wyrobisk piasków w zależności od obecności w nich wody – dla suchych i zawodnionych – przedstawia tabela 1.

Kierunki rekultywacji wyrobisk piasków (źródło: opracowano na podstawie [3])

Tabela 1

Wyrobiska suchy gruntowe	Wyrobiska zawodnione
leśny	wodny - ekologiczny
rekreacyjno-turystyczny	wodny – rekreacyjno-turystyczny
specjalny	wodny – gospodarczym
przyrodniczy „ekologiczny”	przyrodniczy „ekologiczny”

Na czynniki warunkujące wybór kierunku składają się przede wszystkim:

- cechy obiektu,
- koszty przeprowadzenia rekultywacji,
- koszty utrzymania zrehabilitowanego obiektu,
- oczekiwania i zapotrzebowania społeczne,
- uwarunkowania środowiskowe, przestrzenne, formalnoprawne.

Charakterystyka eksploatacji piasków

Eksploracja kruszyw naturalnych, w tym sypkich, takich jak piasek, może odbywać się zasadniczo dwiema metodami: spod lustra wody lub „na sucho”. Porównując eksploatację odkrywkową kruszyw piaskowo-żwirowych i np. węgla brunatnego, widzimy następujące cechy charakteryzujące tę pierwszą [8]:

- stosunkowo niewielka powierzchnia wyrobiska, obszaru górniczego, zwałowiska nakładu i infrastruktury technicznej,
- brak obecności czynników wpływających negatywnie na przydatność gleb nadkładowych w procesie rekultywacji,
- duży potencjał ekologiczny przekształconego terenu,
- niewielka wysokość zgromadzonych „funduszy likwidacyjnych”.

Niniejszy rozdział został przygotowany na bazie doświadczeń rekultywacyjnych prowadzonych w obrębie wyrobiska popiaskowego znajdującego się na gruntach wsi Gródek Stary, położonej w powiecie zwoleńskim, w południowej części województwa mazowieckiego, co ilustruje rysunek 1.



Rys. 1. Lokalizacja wyrobiska (czerwony punkt) na tle granic województwa i powiatu [15]

Odkrywka zlokalizowana jest na działkach o łącznej powierzchni ok. 2 ha. Od strony północnej obszar przylega do lokalnego ciek, a południową granicę stanowią podmokłe łąki.

Wyrobisko górnicze położone jest na obszarze Równiny Radomskiej, stanowiącej region Nizin Środkowych i Wschodnich. Rozpatrując przynależność do regionu pod kątem geologicznym, teren położony jest w obrębie Niecki Mazowiecko-Lubelskiej [14], którą budują utwory kredowe przykryte trzecio- i czwartorzędowymi osadami.

3. Działalność górnicza a wpływ eksploatacji na środowisko

Eksploatowane złoża stanowią piaski średnioziarniste, jasnożółte, udokumentowane w kategorii C₁. Poniżej spągu złoża występują utwory gliniaste. Nadkład został wcześniej już usunięty i zgromadzony w pobliżu wyrobiska, by potem móc go wykorzystać w pracach odtworzenia gleby przy rekultywacji. Wydobycie odbywa się sposobem odkrywkowym.

Oddziaływanie na środowisko tak niewielkiego wyrobiska nie jest znaczące ze względu na wielkość odkrywki i charakter działalności.



Rys. 2. Wjazd na teren wyrobiska piasku [źródło: opracowanie własne]

Jak do tej pory, nie została zaburzona struktura wód podziemnych, ponieważ eksploatacja przebiega ponad zwierciadłem wód podziemnych. Ingerencja w środowisko akustyczne i stan powietrza sprowadza się do emisji z pracujących maszyn na złożu oraz maszyn transportujących urobek, jednak natężenie ich pracy jest niewielkie i ustaje z chwilą zaprzestania eksploatacji.

Największy wpływ eksploatacja wywiera na krajobraz i pokrycie terenu – teren został oczyszczony z roślinności, wycięto część lasu, zdjęto glebę, a w wyniku wydobywania kopalin powstało wyrobisko, w którym gromadzą się okresowo wody powierzchniowe.

Panorama na rysunku 2 przedstawia wjazd na obszar wydobywania, w głębi widać skarpy wyrobiska piasku.

4. Rekultywacja przygotowawcza

Rozpatrywany teren znajduje się poza obszarami chronionymi prawnie; najbliższy znajduje się w odległości kilkunastu metrów – Ostoja Puszczy Kozienickiej. W karcie informacyjnej złoża kopaliny stałej - sypkiej [7], o której mowa w art. 22 ustawy pgig, przewidywanym sposobem wykorzystania złoża po zakończeniu eksploatacji i jego rekultywacji jest kierunek wodno-leśny.

Faza wstępna obejmuje działania realizowane w ramach projektowania inwestycji. Składają się na nią: rozpoznanie złoża, sporządzenie dokumentacji i wniosku o wydanie decyzji o kierunku rekultywacji, określenie paramentów geometrycznych planowanego wyrobiska – wymiarów, kątów nachylenia zboczy i skarp [2], właściwości gruntu.

Etap przygotowawczy, zwany dokumentacyjnym, polega na gromadzeniu i analizie dokumentów – projektu zagospodarowania złoża, decyzji o kierunku zagospodarowania, dokumentów planistycznych, tj. studium, map, inwentaryzacji obiektu oraz analiza materiałów archiwalnych: opracowań kartograficznych i geodezyjnych, dokumentacji geologiczno-inżynierskiej i złożowej, danych górniczych, opisujących właściwości górotworu, oraz przebieg eksploatacji i likwidacji wyrobiska. Dodatkowo, na tym etapie należy wykonać wizje terenowe.

W okresie poprzedzającym rozpoczęcie eksploatacji złoża, na przedmiotowych gruntach nie była prowadzona żadna działalność gospodarcza, w tym rolnicza. Teren stanowiły grunty rolne leżące odłogiem, które w wyniku naturalnych procesów zarastania zostały częściowo zakrzewione. Fragment obszaru był porośnięty lasem iglastym. W ten sam sposób wykorzystane są obecnie grunty przyległych działek sąsiednich.

Występują tutaj niewielkie kompleksy leśne, będące własnością prywatną lub pod zarządem Nadleśnictwa Zwoleń. Dominują słabe siedliska borowe. Pod względem gatunkowym drzewostany stanowią przede wszystkim sosna z domieszkami brzozy, dębu, olszy szarej i czarnej, jodły, grabu, świerku, lipy, klonu, modrzewia, wiązu i buku. Najbliższe obszary prawnej ochrony przyrody to Obszar Natura 2000 „Ostoja Kozienicka” (w odległości 1,5 km) oraz Kozienicki Park Krajobrazowy (3 km) [12].

Teren znajduje się w Mazowiecko-Podlaskim regionie klimatycznym. Średnia roczna temperatura powietrza to 7,5°C, roczna suma opadów waha się między 550 a 600 mm. Przeważają wiatry zachodnie. Okres wegetacji trwa ok. 210-215 dni, a pokrywa śnieżna spoczywa 50-70 dni w ciągu roku. Na tym obszarze najwyższą zanotowaną dobową temperaturą w lipcu było 23°C, a najniższą dobową w lutym -7,1°C [4].

Opisywany obszar znajduje się w regionie wodnym Środkowej Wisły, który jest zarządzany przez Regionalny Zarząd Gospodarki Wodnej w Warszawie. Leży w obrębie 74. Jednolitej Części Wód Podziemnych [13], subregionu nizinnego. Według Atlasu hydrogeologicznego Polski [9] przynależy do IX lubelsko-podlaskiego, X małopolskiego regionu hydrologicznego. Stan wody (ilościowy, chemiczny) w JCWPd nr 74 jest bardzo dobry. Warstwy wodonośne stanowią wody porowe w utworach piaszczystych oraz wody porowe w utworach węglanowych. Swobodne lustro wód podziemnych znajduje się na rzędnej średnio 148,0 m n.p.m. czyli ok. 0,5 m pod poziomem udokumentowanego złoża [14].

Zlokalizowany w pobliżu ciek, Struga Policka, odprowadza wody do rzeki Zwolenki i należy do Obszaru Dorzecza Wisły. W pobliżu wyrobiska nie występują miejsca poboru wód podziemnych służących do masowego zaopatrywania mieszkańców w wodę pitną.

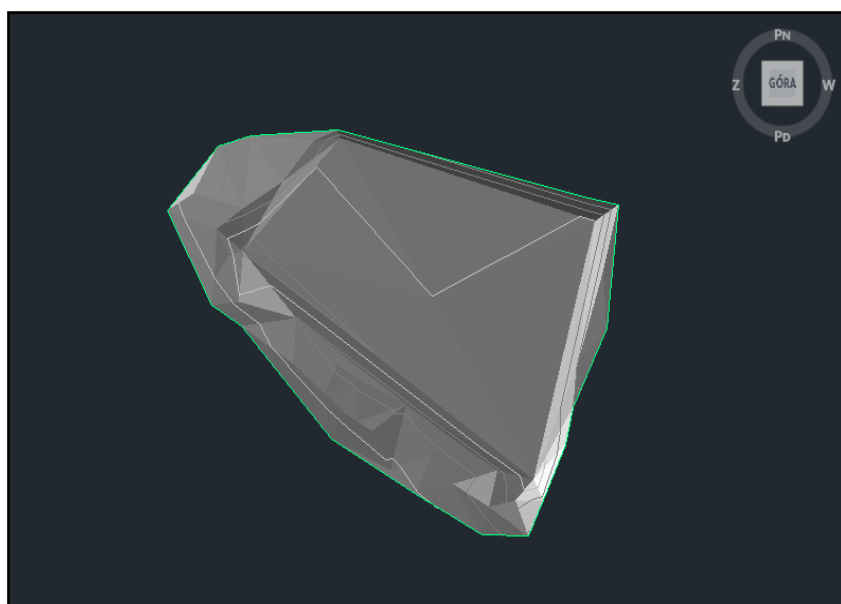
Eksploatacja złoża realizowana jest powyżej zwierciadła wody gruntowej, a co za tym idzie, nie powoduje wpływu na obniżenie zwierciadła wody. Wyróbiska naturalnie wypełniają się okresowo i tymczasowo wodą opadową.

Opisywany teren należy do obszarów o niekorzystnych warunkach gospodarowania. Gleby w obrębie działek, na których zlokalizowana została inwestycja, należały do IV i VI klasy bonitacyjnej - Ps IV (grunt pokryty roślinnością podobną do łąkowej) i LS IV (grunty gruntów leśnych) [11]. Zgodnie z ustawą o gruntach, grunty te nie podlegają ochronie w przedmiotowym zakresie. Były to czwartorzędowe gleby piaszczyste – bielcowe, wykształcone na podłożu piaszczystym.

Gleby, stanowiące nadkład, zostały zebrane znad złoża i zdeponowane w pobliżu wyróbiska. Zdjęto ok. 0,2 metrową warstwę gleby, co daje ok. 3 500 m³ materiału przeznaczonego do rekultywacji. Spąg wyróbiska tworzy minimum 0,5 m warstwa piasku, pozostawiona podczas eksploatacji dla ochrony przed zanieczyszczeniem kopaliny; pod nią występuje warstwa utworów gliniastych.

Powstałe wyróbisko w wyniku eksploatacji piasków, wg podziału T. Goudy [2], możemy zakwalifikować jako teren bezglebowy, podpoziomowy, płytki sztucznych odsłonieć.

Na podstawie mapy wysokościowej pierwotnej powierzchni terenu, wykonanej na etapie przygotowawczym rozpoznawania złoża oraz danych geometrycznych w programie Civil 2014, opracowany został cyfrowy model terenu (rys. 3.).



Rys. 3. Model powierzchni rozpatrywanego terenu, widok z góry [Źródło: opracowanie własne, wykonane w programie AutoCad Civil na podstawie mapy wysokościowej]

Ze względu na specyfikę wydobycia i charakter, usunięte gleby, będące nadkładem, mogą mieć pożyteczne zastosowanie podczas rekultywacji, ponieważ pozbawione są one czynników mogących negatywnie na nią wpływać – zawartość substancji toksycznych, metali ciężkich etc. [8]. O ich przydatności świadczy fakt, że już w fazie eksploatacji kopaliny naturalnie wracza na nie roślinność.

5. Kierunek rekultywacji

W karcie informacyjnej złoża kopaliny stałej, przewidywanym sposobem wykorzystania złoża po zakończeniu eksploatacji i jego rekultywacji jest kierunek wodno-leśny [6]. W pojęciu ogólnym, za wyborem kierunku leśnego, czy też wodnego, przemawiają omówione dalej przesłanki.

Jeśli część wglębna wyrobiska w sposób naturalny wypełnia się wodą opadową, lub eksploatacja prowadzona była metodą „spod wody”, zasadnym jest kierunek rekultywacji - wodny. Obiekt zrehabilitowany w tym kierunku może docelowo spełniać m.in. funkcje ekologiczne, wzbogacając bioróżnorodność regionu, stać się atrakcyjnym miejscem dla siedlisk ptaków, płazów i innych zwierząt. Zagospodarowanie w kierunku wodno-rekreacyjnym daje miejsce do wypoczynku i spotkań lokalnych społeczności [3].

Co więcej, zbiornik może pełnić rolę retencyjną lub zostać zarybionym – charakter hodowlany.

Niezbędnym jest wskazanie celu (kierunku szczegółowego), jaki ma spełniać zbiornik, aby odpowiednio dobrać zakres i rodzaj prac rekultywacyjnych.

Za wyborem kierunku leśnego przemawiać może przede wszystkim czynnik związany z jakością gleb nadkładu o małej przydatności rolniczej. Inne kryteria, które decydują o jego wyborze, to m.in. duże spadki terenu, sąsiedztwo źródeł emisji zanieczyszczeń, sąsiedztwo zbiorowisk leśnych, uregulowane stosunki wodne, słabo produktywne utwory o niewielkiej przydatności rekultywacyjnej. Część rekultywowana w kierunku leśnym może spełniać rolę przede wszystkim ochronną, zapewniającą ochronę przeciwoerozyjną gleby (glebochronną) oraz regulującą stosunki wodne (wodochronną). Dodatkowo, zalesienie może służyć typowej funkcji produkcyjnej [3]. Niewątpliwą zaletą rekultywacji leśnej jest brak konieczności ukształtowania warstwy próchnicznej na gruncie bezglebowym.

Rekultywacja leśna może być prowadzona tak, aby docelowo spełniać funkcje gospodarcze lub estetyczne (tabela 2). Na wybór szczegółowego kierunku rekultywacji leśnej wpływają głównie ekonomiczne przesłanki inwestora, ponieważ wymagania techniczne i biologiczne oraz zakres wymaganych prac w obu przypadkach są podobne. Różnić mogą się zastosowaniem odmiennych gatunków roślin, aby spełniały one funkcje zgodne z przeznaczeniem.

Kierunki rekultywacji leśnej

Tabela 2

Kierunek szczegółowy	Przykład	Wymagane prace - LEŚNY	Przesłanki
Gospodarczy	– biotyczne, – produkcyjne, – reprodukcyjne;	– ukształtowanie rzeźby terenu – maks. nachylenie skarp 1: 2, – pokrycie 0,5 m warstwą gleby, – zabiegi agrotechniczne,	– przesłanki ekonomiczne, zyskowna sprzedaż produktów;
Estetyczny	– parkowe, – rekreacyjne;	– odtworzenie gleby, – wprowadzanie roślinności próchnicotwórczej, docelowej, – pielęgnacja;	– niedalekie sąsiedztwo osiedli ludzkich;

6. Rekultywacja techniczna

Formowanie obiektu realizowane w tej fazie ma zagwarantować stateczność obiektu, zabezpieczenie przed działaniem procesów erozji oraz odpowiednie właściwości utworów powierzchniowych [2].

Ogólny zarys zakresu prac oraz główne wytyczne, zarówno dla fazy rekultywacji technicznej, jak i pozostałych, przedstawia tabela 3.

Podglądowe prace kolejnych etapów rekultywacji leśnej

Tabela 3

Etap rekultywacji		Wykonywane prace
PRZYGOTOWAWCZA		Usunięcie zbędnej roślinności; Rozbiórka i uprzątnięcie pozostałości po infrastrukturze;
REKULTYWACJA TECHNICZNA	Kształtowanie terenu	Maksymalne nachylenie skarp 1:2;
		Wypełnienie wyrobiska nadkładem lub innym stosownym materiałem;
		Przeprowadzenie mikroniwelacji,
	Odtworzenie gleb	Pokrycie nieużytków co najmniej 0,5 m warstwą gleby z możliwością zastosowania: – mieszanki gruntów nieurodzajnych i urodzajnych; – komunalnych (np. osady ściekowe);
	Budowa dróg	Stworzenie dróg dojazdowych, ścieżek rowerowych, tras pieszych;
REKULTYWACJA SZCZEGÓŁOWA	Neutralizacja utworów	Zastosowanie metod: – izolacja materiałem allochtonicznym (gleba jałowa); – neutralizacja chemiczno-mechaniczna;
	Zabiegi agrotechniczne i nawożenie	Orka, kultywatorowanie, bronowanie; Nawożenie – nawozy mineralne, organiczne;
	Odtworzenie gleb	Wprowadzanie roślinności próchniczotwórczej;
	Wprowadzenie docelowej roślinności	Zabiegi agrotechniczne; Wprowadzenie roślin krzewiastych i drzewiastych;
	Pielęgnacja nasadzeń	Odchwaszczanie; Uzupełnianie ubytków;

7. Rekultywacja biologiczna

Głównym celem etapu jest odtworzenie gleby, nadanie jej wartości użytkowych, przede wszystkim aktywności biologicznej. Fazę szczegółową prowadzi się przez mechaniczne zabiegi agrotechniczne, skorygowanie właściwości chemicznych, nawożenie wzbogacające glebę w składniki pokarmowe dla planowanych roślin docelowych [3].

Na etapie rekultywacji biologicznej wprowadza się rośliny o dużym przyroście rocznym masy zielonej, którą poddaje się następnie orce, aby wprowadzić materię organiczną do gleby. Stosuje się w tym celu rośliny o niewielkich wymaganiach siedliskowych, które, poza użyźnieniem, pełnią funkcję ograniczenia wystąpienia chwastów oraz chronią przed różnymi formami erozji.

Rolą wieloletnich roślin o rozbudowanym systemie korzeniowym jest pochłanianie wody opadowej, zapobiegając m.in. erozji zboczowej. W przypadku planowanej funkcji leśnej, gdzie sadzonki drzew i krzewów są luźno rozlokowane, zaleca się równoczesny wysiew pionierskich roślin wieloletnich, między sadzonkami drzew [6].

Przykładowy zestaw roślin do zadarniania skarp (źródło: opracowanie na podstawie [3])

Tabela 4

Gatunek:	Charakterystyka:	Występowanie w sąsiedztwie
wierzba iwa <i>Salix caprea</i>	– gatunek fitomelioracyjny, zabezpieczający skarpy,	tak
olsza szara <i>Alnus incana</i> ,	– gatunek uniwersalny,	tak
robinia akacjowa <i>Robinia oseudiacacia</i>	– gatunek pionierski, – zapewnia szybkie zabezpieczenie przeciwerozyjne skarp,	-
rokitnik zwyczajny <i>Hippophae rhamnoides</i>	– gatunek szybko zarastający skarpy, – odporny na mróz, szybko się rozrastający,	-
wierzba wiciowa <i>Salix viminalis</i>	– gatunek fitomelioracyjny, zabezpieczający skarpy, – odporna na skrajne warunki klimatyczne, choroby, o małych wymaganiach glebowych, szybko przyrastająca.	tak

8. Zagospodarowanie

Ustawa o ochronie gruntów rolnych i leśnych definiuje zagospodarowanie jako użytkowanie rolnicze, leśne lub inne gruntów zrehabilitowanych. Prawo nie nakłada obowiązku jej przeprowadzenia, jak w przypadku rekultywacji. Prace tego etapu przeprowadza się po przywróceniu wymaganych własności użytkowych obszaru w procesie rekultywacji biologicznej. Realizowane są one zgodnie z wybranym wcześniej kierunkiem szczegółowym

zagospodarowania. Celem etapu dla lasu produkcyjnego jest zasadzenie gatunków drzew i taka ich pielęgnacja, która zapewnia maksymalne przyrosty masy roślinnej. Dla funkcji przyrodniczej istotne jest stworzenie warunków dla siedlisk zwierząt.

Las przyrodniczy. Wprowadzenie roślinności docelowej

Etap ten wdrażany jest po upływie zalecanego czasu prowadzenia upraw roślin pionierskich, dla lasu przyrodniczego po ok. 2 latach, dla produkcyjnego 3-8 latach, w zależności od tempa osiągnięcia wymaganej aktywności biologicznej gleby [2].

Dla realizacji celu przyrodniczej funkcji lasu ważny jest wybór właściwych gatunków roślin. Stworzeniu, korespondującego z sąsiedztwem, obszaru wzbogacającego różnorodność biologiczną, przyjaznego życiu zwierząt – dającego im schronienie, miejsce żerowania czy schronienia, służą gatunki biocenotyczne. Drzewa i krzewy wytwarzają owoce i nasiona atrakcyjne szczególnie dla małych gryzoni oraz ptaków, które mogą zakładać tutaj gniazda. Ptaki, dodatkowo przynoszą nasiona spoza rekultywowanego obszaru, wpływając na upodobnienie składu gatunkowego wprowadzonych roślin do sąsiedztwa. Obecność tych zwierząt sprowadza drapieżniki na nie polujące. W ten sposób teren zajmują kolejne gatunki zwierząt, ubogacające bioróżnorodność.

Przykładowy zestaw roślin biocenotwórczych (źródło: opracowano na podstawie [3, 4])

Tabela 5

Gatunek:	Charakterystyka:	Występowanie w sąsiedztwie
czeremcha zwyczajna <i>Prunus padus</i> ,	– gatunek biocenotyczny (owocami żywią się ptaki oraz mniejsze ssaki, pędami – sarny); – walory ozdobne; – Umiejscowienie: zacienienie, wilgotne stanowiska;	tak
jarzab pospolity <i>Sorbus aucuparia</i>	– gatunek biocenotyczny; – dobrze sprawdza się na glebach przepuszczalnych; – Umiejscowienie: częściowo zacienione;	tak
leszczyna pospolita <i>Corylus avellan.</i>	– gatunek biocenotyczny (orzechy pokarmem dla gryzoni); – szeroki zakres tolerancji warunków glebowych i dostępności światła słonecznego;	tak
bez czarny <i>Sambucus nigra</i>	– gatunek biocenotyczny (wytwarza owoce); – szeroki zakres tolerancji glebowej, najlepiej rozwija się na stanowiskach umiarkowanie wilgotnych , skrajach lasu;	tak
głóg dwuszyjkowy <i>Crataegus oxyacantha</i> ,	– gatunek biocenotyczny (wytwarza owoce); – krzew ozdobny ze względu na kwiaty i owoce; – odporna na susze, skrajne warunki klimatyczne; – niskie wymagania glebowe; – Umiejscowienie: widne miejsce, skraj lasu.	tak

Las produkcyjny

W skład gatunkowy, w przypadku realizacji produkcyjnego przeznaczenia lasu, należy wprowadzić przede wszystkim drzewa cenne gospodarczo – gatunki produkcyjne wprowadzane po zapewnieniu wymaganego stopnia żyzności gleby we wcześniejszych etapach. Już w fazie rekultywacji biologicznej można sadzić gatunki uniwersalne, należące do produkcyjnych, ale dobrze udające się również jako pionierskie [3].

Wyboru gatunków dokonuje się przy współpracy z leśnikami i innymi specjalistami w przedmiotowej dziedzinie tak, aby dobrać odpowiednie nasadzenia dla danych warunków siedliskowych.

Przykładowy zestaw gatunków produkcyjnych

Tabela 6

Gatunek	Charakterystyka	Występowanie w sąsiedztwie
klon jawor <i>Acer pseudoplatanus</i>	– gatunek produkcyjny, główny;	tak
lipa wąskolistna <i>Tilia cordata</i> ,	– gatunek produkcyjny, główny;	tak
leszczyna pospolita <i>Corylus avellan.</i>	– gatunek produkcyjny, główny (drewno żywiczne, posiadające dużo sęków, trwałe, elastyczne); – szeroki zakres tolerancji warunków glebowych i dostępności światła słonecznego;	tak
głóg dwuszyjkowy <i>Crataegus oxyacantha</i> ,	– gatunek biocenotyczny; – krzew ozdobny ze względu na wytwarzane kwiaty i owoce; – odporna na susze, skrajne warunki klimatyczne; – niskie wymagania glebowe.	tak

W kolejnych latach procesu rekultywacji ważną rolę pełni doglądanie stanu zadrzewień, pielęgnacja, odchwaszczanie i uzupełnianie ubytków. Prace te są szczególnie istotne w przypadku gospodarczego wykorzystania lasu, gdy istotną rolę pełni otrzymanie możliwie największych przyrostów masy roślinnej.

9. Podsumowanie

Eksploatacja kruszyw naturalnych - piasków i żwirów, odbywająca się metodą odkrywkową, powoduje powstanie wyrobisk o zróżnicowanej wielkości powierzchni i głębokości. Wymaga ściągnięcia gleby znajdującej się nad złożem, która może być przydatna w rekultywacji przy odtwarzaniu aktywności biologicznej zewnętrznej warstwy ziemi. W odniesieniu do poziomu występowania zwierciadła wód podziemnych względem złoża, wyróżnia się eksploatację suchą i „spod wody”.

W wyniku eksploatacji odkrywkowej powstaje przekształcenie powierzchni terenu, nierzadko wzbogaca to monotony krajobraz otoczenia, umożliwiając wprowadzenie nowych siedlisk, a tym samym urozmaicenie bioróżnorodności poprzez procesy rekultywacyjne. Rekultywację prowadzi się, aby zrekompensować środowisku negatywne skutki prowadzonego wydobywania. Po jej zakończeniu otrzymujemy nowy obiekt, który może być przydatny gospodarczo lub społecznie. Suche wyrobiska popiaskowe przeważnie przeznacza się do zalesienia dla celów produkcyjnych lub estetycznych, przyrodniczych.

Nielegalne wyrobiska popiaskowe, pochodzące z lat minionych, nieobjęte rekultywacją, przez wiele lat stanowiły nieużytki i miejsca niebezpieczne. Często stają się „dzikimi” wysypiskami odpadów. Naturalna sukcesja na takich obszarach odbywa się bardzo powoli. Strome, niewyprofilowane skarpy, ulegają erozji i powodują osunięcia.

Opisywana propozycja koncepcji zabiegów rekultywacyjnych dotyczyła obszaru górniczego zlokalizowanego w Gródku Starym (województwo mazowieckie). Eksploatacja piasku, prowadzona na potrzeby lokalne, nie naruszała naturalnego zwierciadła wód podziemnych.

Prace etapu biologicznego regulują chemizm poprzez m.in. wapnowanie, nawożenie, wprowadzanie roślin pionierskich. Etap zagospodarowania wprowadza rośliny odpowiednie dla spełniania wybranej funkcji użytkowej.

Po zalesieniu terenu, w kolejnych latach należy prowadzić kontrole nad stanem drzewostanów, prace pielęgnacyjne oraz uzupełniać ubytki. Szczególną uwagę należy otoczyć lasy produkcyjne.

Literatura

1. Chwastek J.: Ochrona i rekultywacja w powierzchni w górnictwie odkrywkowym. Wydawnictwo PW, Wrocław 1972.
2. Gouda T.: Rekultywacja. AGH Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, Kraków 2005.
3. Karczewska A.: Ochrona gleb i rekultywacja terenów zdegradowanych. Wydawnictwo Uniwersytetu Przyrodniczego we Wrocławiu. Wyd. 2, Wrocław 2012.
4. Lokalna strategia rozwoju na lata 2015-2021. LGD Dziedzictwo i Rozwój.
5. Maciak F.: Ochrona i rekultywacja środowiska. Wydawnictwo SGGW. Wyd. 2, Warszawa 1999.
6. Maciejewska A.: Rekultywacja i ochrona środowiska w górnictwie odkrywkowym. Oficyna Wydawnicza PW, Warszawa 2000.
7. MIDAS. Karta Złoża Kopaliny Stałej „Gródek Stary”. System gospodarki i ochrony bogactw mineralnych MIDAS, geoportal.pig.gov.pl, 27.01.2016 r.
8. Naworyta W.: Jeszcze raz krytycznie o kierunkach rekultywacji i ich wyborze. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, nr 136, str. 141-154., Wrocław 2013.
9. Paczyński B. (red.): Atlas hydrogeologiczny Polski. Skala 1:500 000, Państwowy Instytut Geologiczny PIB, Warszawa 1995.

10. Państwowy Instytut Geologiczny PIB – Centralna Baza Danych, http://geoportal.pgi.gov.pl/surowce/skalne/piaski_zwiry, 27.01.2016 r.
11. Polska norma PN-G-07800:2002 Górnictwo odkrywkowe – Rekultywacja – Ogólne wytyczne projektowania.
12. System Informacji Przestrzennej Urzędu Gminy w Policznej, policzna.e-mapa.net, 10.12.2015 r.
13. Ustawa z dnia 18 lipca 2001 r. Prawo wodne, (tj. Dz. U. z 2015 poz. 469).
14. Wieczorek E.: Dokumentacja geologiczna złoża piasków „Gródek Stary” w kat. C₁ w miejsc. Gródek Stary. Gródek Stary 2008.
15. Wikipedia – szablon: mapa konturowa województwa mazowieckiego, [www.wikipedia.org/wiki/Szablon:Mapa dane mazowieckie](http://www.wikipedia.org/wiki/Szablon:Mapa_dane_mazowieckie), 15.11.2015 r.

INDEKS AUTORÓW

Ireneusz Baic
Sławomir Bednarczyk 264
Katarzyna Biel
Wiesław Blaschke 60
Jolanta Biegańska 264
Władysław Borkowski
Stanisław Budzyń
Stanisław Cierpisz
Henryk Giemza 55
Damian Homa
Sebastian Jendrysik
Tomasz Kaletka
Joanna Kazubińska 117, 132
Józef Koczwara
Daniel Kowol
Joachim Król
Stanisław Król
Łukasz Krzak
Aleksandra Kultys
Ewelina Kwaśniewska
Krzysztof Kwaśny
Aleksander Lutyński 40
Michał Łagódka
Katarzyna Ławińska
Ryszard Majchrzak
Piotr Matusiak
Remigiusz Modrzewski

Piotr Myszkowski
Anna Orlicka
Piotr Pasiowiec
Roman Sąsiadek
Jan Sidor
Wojciech Sobko
Krzysztof Stankiewicz
Józef Szafarczyk
Edward Szczerba
Zygmunt Śmiejek 117, 132
Arkadiusz Tomas
Barbara Tora 79
Tomasz Trawiński
Roman Uzarowicz
Beata Witkowska-Kita
Piotr Wodziński
Piotr Wojtacha
Mariusz Woszczyński
Tomasz Zachariasz
Tomasz Zejer