

Anna Molicka-Haniawetz
Joachim Flaczek
Ewa Vrabetz
INSTYTUT METALI NIEŻELAZNYCH
GLIWICE

MOŻLIWOŚCI ZASTOSOWANIA KOLEKTYWNEGO WZBOGACANIA MINERAŁÓW CYNKU I ŻELAZA W OBECNIE STOSOWANYCH SCHEMATACH FLOTACJI RUD CYNKOWO-OŁOWIOWYCH

Wstęp

Badania nad kolektywną flotacją minerałów użytecznych z rud cynkowo-ołowiowych prowadzi się w Instytucie Metali Nieżelaznych od przeszło 10 lat. Za pracami nad tym zagadnieniem przemawiają takie względy jak:

- ubożenie krajowych surowców cynkowo-ołowiowych,
- możliwość obniżenia kosztów wzbogacania,
- możliwość uzyskania wyższych wskaźników wzbogacania.

Metoda kolektywnej flotacji minerałów ołowiu, cynku i miedzi rozwinęła się w ZSRR. W Instytucie Mechanobr. w Leningradzie opracowano schematy technologiczne kolektywnego wzbogacania dla kilkunastu rud z różnych kopalń. Teoretycznymi problemami z zakresu kolektywnej flotacji zajmuje się Instytut Glinowietmet. Jak stwierdzono w wyniku badań przeprowadzonych w ZSRR spośród 16 przebadanych surowców, dla 14 otrzymano pozytywne wyniki wzbogacania, natomiast dwa nie nadawały się do kolektywnego wzbogacania i to wyłącznie z powodu negatywnych wyników rozdziału kolektywnego koncentratu.

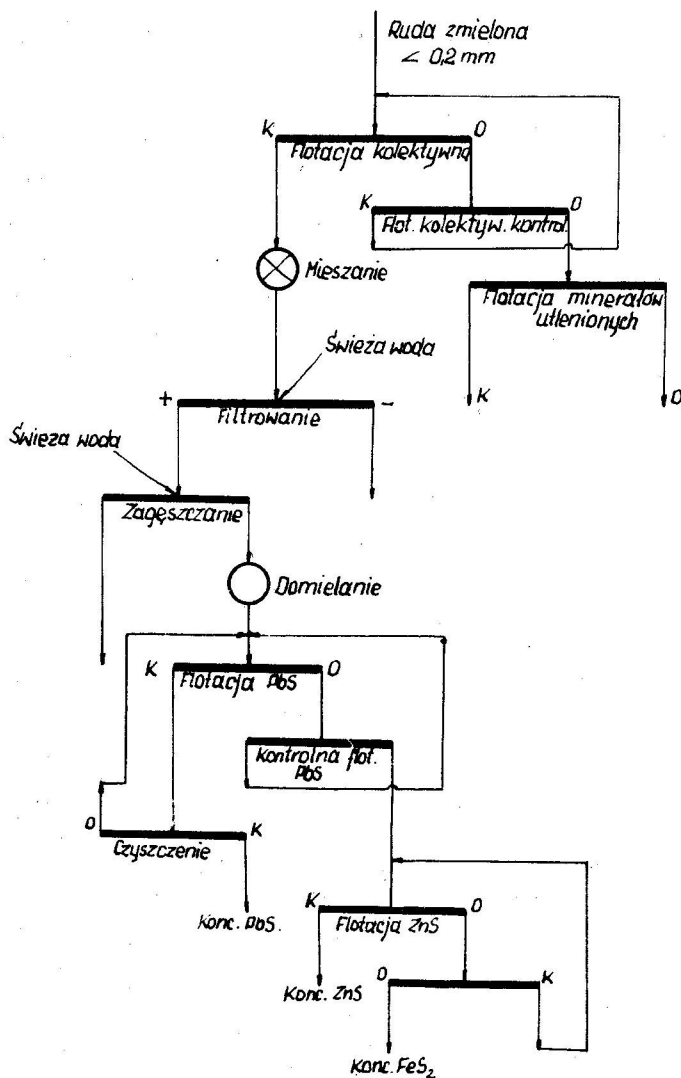
W kilku zakładach przerobowych, między innymi w zyrianowskim i ałtyn-topkańskim wdrożono kolektywną flotację, uzyskując bardzo korzystne efekty, wyrażające się:

- podniesieniem uzysku cynku w koncentracie blendowym o około 13%, przy równoczesnym podniesieniu zawartości cynku w koncentracie o około 6%,
- obniżeniem zawartości cynku w koncentracie galenowym,
- zwiększeniem przepustowości zakładu o około 25%,
- obniżeniem kosztów wzbogacania rudy.

Zagadnieniami kolektywnej flotacji rud cynkowo-ołowiowych zajmuje się również czeski instytut przeróbki rud w Pradze (Ustav pro Vyzkum Rud) oraz instytut przeróbki rud we Freibergu (NRD).

Badania nad kolektywnym wzbogacaniem krajowych rud Zn-Pb

Pierwsze prace z zakresu kolektywnej flotacji w Zakładzie Przeróbki Rud Instytutu Metali Nieżelaznych obejmowały badania rud cynkowo-ołowiowych ze złoża bytomskiego. Stosowane w tym rejonie technologie wzbogacania opierają się na schematach selektywnej flotacji galeny, blendy i markasytu.



Rys. 1. Schemat flotacji kolektywnej rud cynkowo-ołowiowych

W wyniku badań i prób zastosowania kolektywnej flotacji dla surowców ze złoża bytomskiego, opracowano schemat technologiczny (rys. 1). Obejmował on wspólne wydzielanie w produkcie pianowym galeny, blendy i markasytu, operację odświeżania powierzchni minerałów użytecznych i flotację rozdziającą.

W wyniku kolektywnej flotacji mieszanych, siarczkowo-utlenicznych rud cynkowo-ołowiowych o stosunkowo niskich zawartościach metali otrzymano koncentrat c zawartości:

około 6% Pb z uzyskiem około 72%,

około 35% Zn z uzyskiem około 83%,

około 18% Fe z uzyskiem około 46%.

W porównaniu do wyników selektywnej flotacji, otrzymano lepsze odflotowanie minerałów siarczkowych, co wyraża się niższymi stratami ołowiu i cynku w odpadach.

Przed rozdzieleniem kolektywnego koncentratu na poszczególne składniki, konieczne jest odświeżenie powierzchni minerałów przez przeprowadzenie desorpcji odczynników z ich powierzchni. Najlepsze wyniki desorpcji otrzymano przy zastosowaniu siarczku sodu. Operacja ta polega na mieszaniu kolektywnego koncentratu z siarczkiem sodu, jego zagęszczeniu, a następnie wymieszaniu z świeżą wodą. Niekiedy operację zagęszczania koncentratu i przemywania świeżą wodą powtarza się wielokrotnie w celu jak najdokładniejszego usunięcia odczynników pozostałych z poprzedniego procesu flotacji. O prawidłowym przebiegu procesu desorpcji oraz o jego skuteczności decyduje w znacznym stopniu stężenie siarczku sodu, czas jego działania oraz dokładność usunięcia z mętów resztek odczynników. Stwierdzono, że w przypadku badanych surowców niezbędny dodatek siarczku sodu wynosi do 6 kg/t koncentratu, a czas mieszania wynosi do 10 min.

Analiza wyników procesu kolektywnej flotacji zastosowana do produkcji koncentratów galenowego, blendowego i markasytowego, w przypadku krajowych surowców, nie wykazała pełnej przydatności tego sposobu. Wynikało to z:

- niekorzystnego stosunku zawartości Pb do Zn w koncentracie kolektywnym,
- wyższych niż przy selektywnej flotacji kosztach wzbogacania wynikających z stosowania znacznych ilości siarczku sodu,
- skomplikowanego schematu flotacji, trudniejszego do opanowania niż stosowany schemat flotacji selektywnej.

W ramach prowadzonych badań zajęto się problemem częściowego zastosowania kolektywnej flotacji. Przede wszystkim zwrócono uwagę na możliwość zastąpienia flotacji uzupełniającej blendy i następnej flotacji markasytu, wspólną flotacją obu minerałów. Uzupełniającą flotację blendy przeprowadza się z domielonych odpadów po flotacji głównej ZnS w warunkach intensywnej depresji markasytu. Po wyflotowaniu resztek minerałów cynku, flotu-

je się w dalszym ciągu markasyt przy znacznym dodatku ksantogenianu. Próby przeprowadzone nad tym zagadnieniem obejmowały kolektywną flotację ZnS i FeS_2 , następnie przygotowanie produktu pianowego do rozdziału oraz flotację selektywną, w wyniku której, otrzymuje się koncentrat blendowy i markasytowy.

Flotację kolektywną prowadzono z dodatkiem ksantogenianu oraz siarczku miedzi w celu zaktywowania minerałów cynku. W porównaniu do flotacji selektywnej otrzymano w końcowych odpadach znacznie niższe zawartości zarówno cynku jak i żelaza, co wskazuje na możliwość zmniejszenia strat tych metali w procesie wzbogacania.

Otrzymany koncentrat kolektywny wymaga rozdzielenia go na blendę i markasyt. Rodziału tego można dokonać dwoma sposobami a mianowicie przeprowadzając:

- flotację markasytu z zastosowaniem depresji blendy,
- flotację blendy z zastosowaniem depresji markasytu.

W ZSRR opracowano metodę rozdziału takiego produktu z uprzednią desorpcją przy pomocy Na_2S .

Po zagęszczeniu koncentratu doprowadza się do niego świeżą wodę i tak przygotowany materiał poddaje się procesowi flotacji FeS_2 . W celu zdepresowania minerałów cynku, używa się różnych odczynników między innymi siarczanu sodu, siarczynu sodu oraz siarczynu cynku z węglanem sodu.

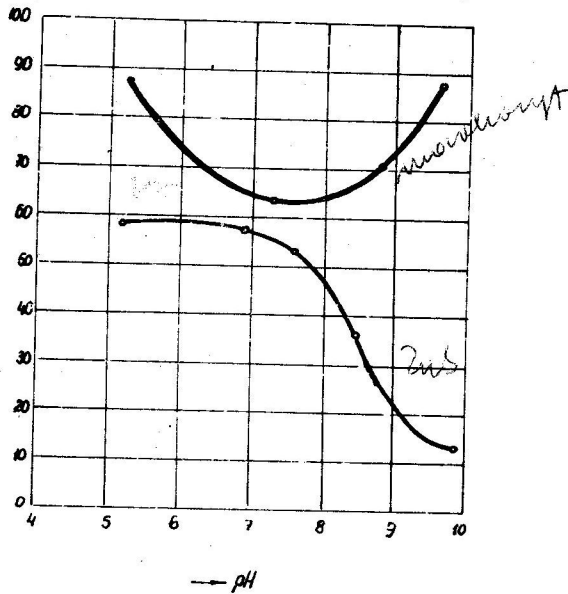
Stwierdzono w próbach wykonanych w IMN, że najkorzystniejsze wskaźniki depresji ZnS otrzymuje się przy stosowaniu siarczynu cynku z węglanem sodu. W badaniach tych uwzględniono wpływ koncentracji jonów wodorowych na wpływanie markasytu i sfalerytu.

Przy zmiennych stężeniach jonów wodorowych od pH 5 do 10 zauważono, że markasyt wykazuje minimum własności flotacyjnych w środowisku neutralnym (rys. 2), a przy pH powyżej 7 obniża się uzysk blendy.

Zwiększenie koncentracji jonów wodorowych w obecności siarczynu cynku (rys. 3) powoduje głęboką depresję cynku, natomiast aktywność flotacyjna markasytu utrzymuje się na stosunkowo wysokim poziomie. Istnieje więc szansa rozdziału kolektywnego koncentratu blendowo-markasytowego drogą depresji blendy.

Minerały żelaza występujące w naszych rudach, to nie wyłącznie siarczki, ale również uwodnione tlenki i inne niesiarczkowe minerały żelaza. Składniki te nie przechodzą w procesie rozdziału do produktu pianowego to jest do koncentratu markasytowego, powodując zanieczyszczenia koncentratu blendowego.

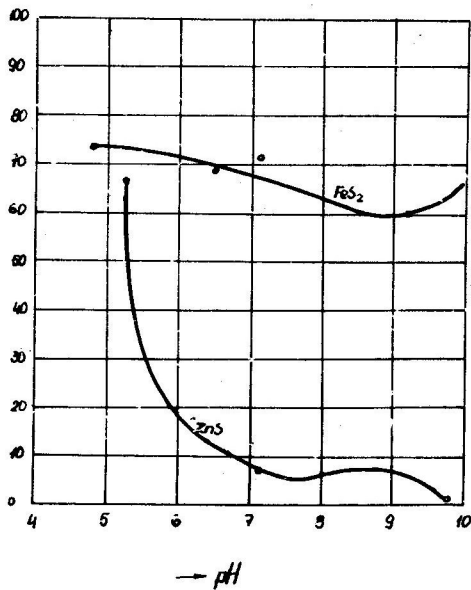
W związku z tym przystąpiono do badań drugiej wersji rozdziału koncentratu kolektywnego polegającej na flotacji ZnS a depresji markasytu.



20 mg/l

nieaktywny
do aktywacji

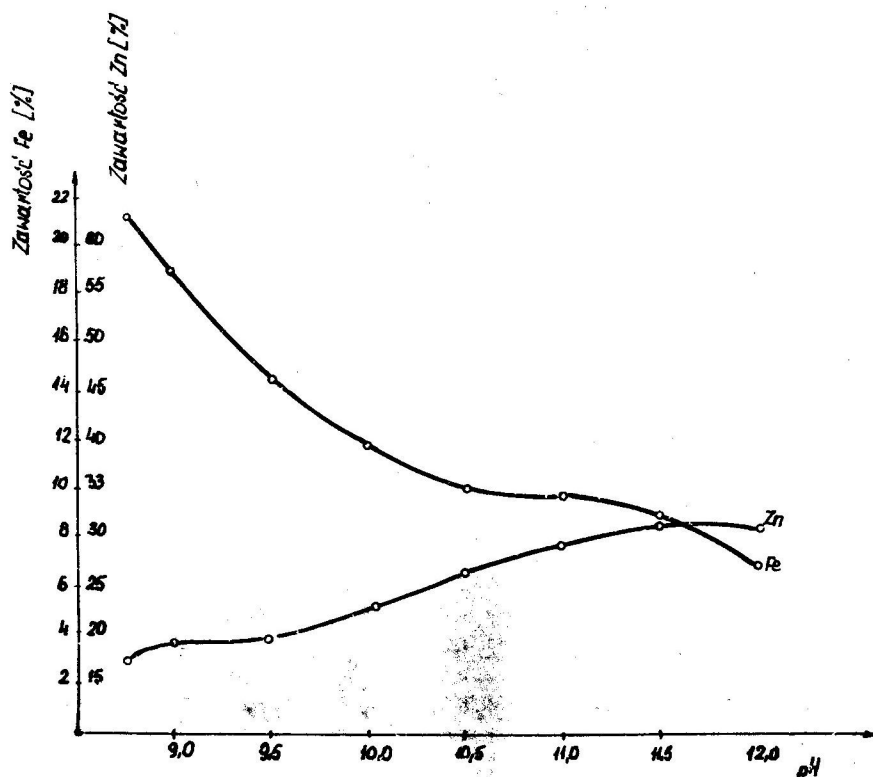
Rys. 2. Wpływ koncentracji jonów wodorowych na uzysk FeS_2 i nieaktywowanego ZnS



Rys. 3. Wpływ koncentracji jonów wodorowych na uzysk ZnS i FeS_2 w obecności siarczianu cynku

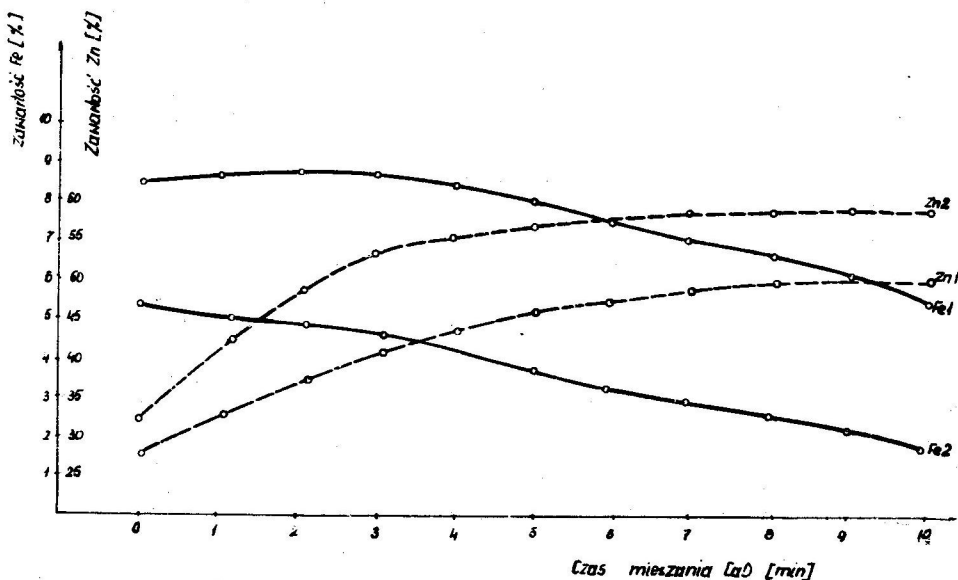
Przeprowadzone próby zastosowania desorpcji odczynników z minerałów cynku i żelaza wykazały, że zbędne jest stosowanie klasycznego procesu desorpcji polegającego na mieszaniu z siarczkiem sodu. Korzystne bowiem, zgodnie z przewidywaniem, jest pozostawienie zaktywowanej w poprzednich procesach powierzchni blendy, a zastosowanie energicznej depresji markasytu. Jedynym prawie i bardzo skutecznym depresorem dla tego minerału jest wapno. W przypadku kolektywnego koncentratu ZnS i FeS_2 , oba składniki są łatwo flotowalne, posiadając znaczną aktywność flotacyjną. W związku z tym depresja markasytu w procesie flotacji blendy jest najważniejszą operacją w schemacie technologicznym, polegającym na kolektywnej flotacji tych obu składników.

Badania przeprowadzono zarówno z punktu widzenia niezbędnych ilości CaO stosowanego do depresji jak i czasu depresji. Przeprowadzone próby wykazały, że optymalny dodatek CaO powinien odpowiadać pH około 11,5 (rys. 4), przy tym bowiem pH uzyskano najkorzystniejsze wskaźniki depresji FeS_2 i flotacji ZnS . Z otrzymanych rezultatów wynika konieczność



Rys. 4. Zależność rozdzielenia ZnS i FeS_2 od pH

stosowania znacznego dodatku wapna, w celu uzyskania pH powyżej 11. W takim bowiem środowisku otrzymuje się warunki alkaliczności, powodujące skuteczną depresję markasytu oraz wpływające na mineralizację cynku. Jednak wyniki rozdzielania nie były w pełni zadowalające, bowiem w produkcie pionowym otrzymanym w warunkach pH około 12, zawartość cynku wynosiła około 30%, a żelaza spadła do około 8,5%. Przeprowadzono więc próby depresji markasytu stosując mieszanie mętów z wapnem w określonym czasie bez dopływu powietrza oraz mieszanie w maszynie flotacyjnej z dopływem powietrza. Znacznie korzystniejszy rozdział ZnS od FeS_2 otrzymuje się w procesie agitacji z wapnem bez dopływu powietrza. Minimalny czas mieszania bez dopływu powietrza wynosi około 4 minuty. Flotacja tak przygotowanego materiału umożliwia uzyskanie koncentratu blendowego o zawartości około 55% Zn i około 4,5% Fe (rys. 5).

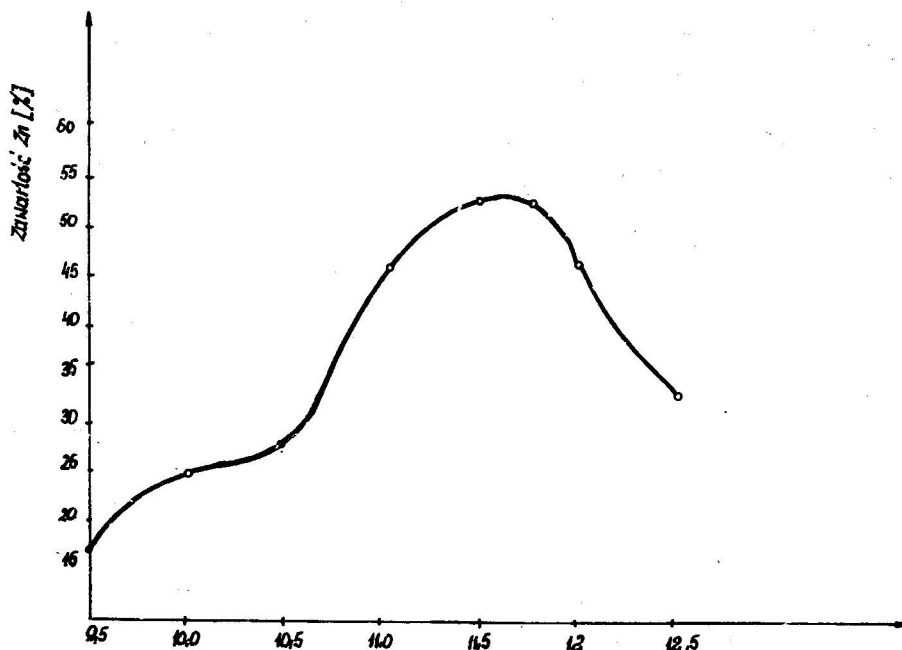


Rys. 5. Wpływ pH przy aktywacji $CuSO_4$ na zawartość Zn w koncentracie ZnS
1. mieszanie z CaO z dopływem powietrza, 2. mieszanie z CaO bez dopływu powietrza

W procesie flotacji ZnS z kolektywnego koncentratu korzystny jest dodatek siarczynu miedzi do aktywacji tego minerału. W przypadku konieczności stosowania depresji markasytu wapnem i aktywacji blendy siarczanem miedzi bardzo istotne jest utrzymywanie pH poniżej 12.

Zwiększenie dodatku wapna po otrzymaniu pH 12 jest niekorzystne dla procesu aktywacji blendy (rys. 6), co wyraża się spadkiem flotowalności tego minerału.

Po ogólnych badaniach nad kolektywną flotacją blendy z markazytem przystąpiono do prób technologicznych.



Rys. 6. Wpływ pH przy aktywacji za pomocą CuSO_4 na zawartość Zn w koncentracie blendowym

Badania technologiczne zastosowania kolektywno-selektywnej flotacji ZnS
1 FeS_2 z odpadów po głównej flotacji blendy

Do badań technologicznych nad kolektywną flotacją blendy i markazytu użyto dwóch próbek odpadów głównej flotacji blendy, jednego z zakładów przerobowych.

Zawartość Zn w tych próbach wynosiła 3,5-5,5%, w tym Zn w postaci utlenionej 1,7-2,0%, a zawartość Fe wynosiła 8-9%. Badany materiał składał się z gruboziarnistego dolomitu z przerostami blendy cynkowej, wolnych ziarn blendy wielkości od 35 do 200 μm oraz drobnoziarnistego markazytu występującego w zrostach z dolomitami oraz w postaci wolnych ziarn.

Przeprowadzono próby flotacji kolektywnej tego materiału w celu ustalenia podstawowych parametrów tego procesu. Stwierdzono, że najkorzystniejszy dodatek ksantogenu etylowego wynosi 0,2 kg/t, a siarczaniu miedzi 0,5 kg/t. Czas flotacji ustalony na podstawie frakcjonowanej flotacji

wynosił 30 min. Otrzymany produkt zawierał 10% Zn i 16% Fe, przy uzysku Zn 79%, a Fe ok. 60%. Odpady zawierały 1,3% Zn w tym w postaci utlenionej 10% i 4,7% Fe.

Flotacja kolektywna dała zupełnie zadowalające wyniki z punktu widzenia stopnia odflotowania minerałów użytecznych, natomiast koncentrat kolektywny jest bardzo ubogi zawiera bowiem zaledwie 38% minerałów siarczkowych, pozostałe jego składniki to dolomit i inne zanieczyszczenia. W związku z tym w celu usunięcia tych zanieczyszczeń przeprowadzono próby flotacji czyszczącej. Otrzymany po procesie czyszczenia koncentrat zawierał sumarycznie około 80% blendy i markasytu. Proces ten nie wymagał dodatku ani odczynników zbierających, ani pianotwórczych. Koncentrat kolektywny poddano procesowi mieszania w czasie 5 minut z wapnem w ilości 6 kg/t (pH 11,8).

Do mętów flotacyjnych w procesie flotacji rozdzielającej stosowano dodatek CuSO_4 w ilości 0,5 kg/t.

Uzyskane wyniki ilustruje tablica 1.

Tablica 1

Flotacja kolektywna ZnS i FeS_2 z odpadów głównej flotacji blendy

Operacja	P r o d u k t	Wychód %	Zawartość %		Uzysk %	
			Zn	Fe	Zn	Fe
Flotacja kolektywna	nadawa	100,0	3,87	8,66	100,0	100,0
	koncentrat kolektywny	22,5	13,69	21,67	79,6	56,3
	odpady	77,5	1,02	4,88	20,4	43,7
Flotacja czyszcząca	koncentrat kolektywny czyszczony	15,4	19,22	24,18	76,5	43,0
	produkt przejściowy	7,1	1,69	16,22	3,1	13,3
Rozdział koncentratu	koncentrat blendowy	5,4	52,39	4,65	73,1	2,9
	koncentrat markasytowy	10,0	1,31	34,73	3,4	40,1

Podobne badania wykonano dla próby odpadów flotacji głównej z innego zakładu przerobowego, przy czym zastosowano ustalony uprzednio schemat technologiczny. Wyniki przeprowadzonych prób zestawiono w tablicy 2.

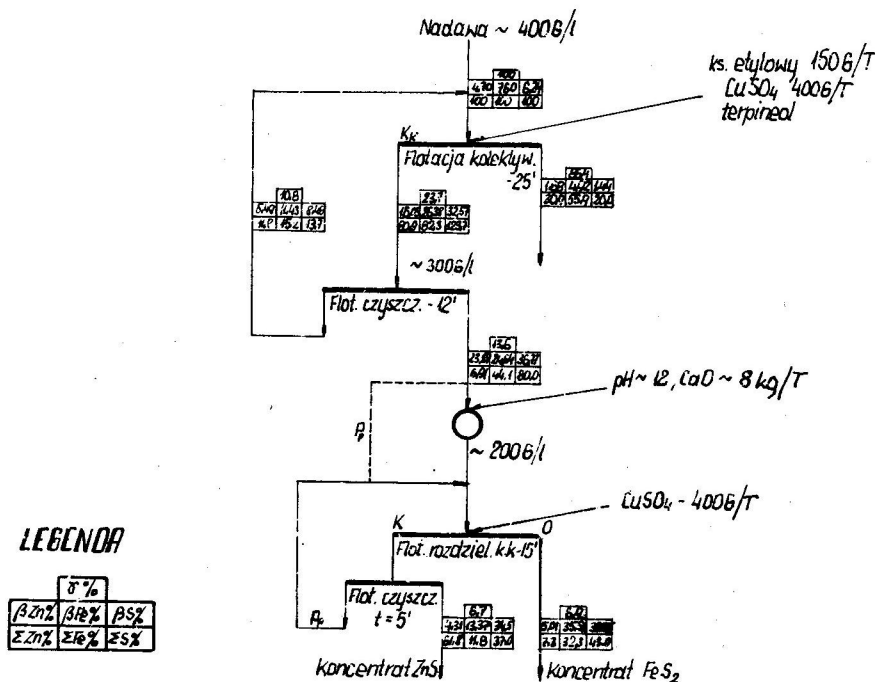
Wzbogacanie bogatszego materiału dało korzystniejsze wyniki niż uboższego. Spowodowane to było nie tyle wyższą o prawie 2% zawartością Zn w nadawie, ile korzystniejszym stosunkiem zawartości Zn do Fe (szczególnie w koncentracie przeznaczonym do rozdziału). Jak zauważono, im stosunek ten jest bliższy jedności tym korzystniejsze są efekty flotacji rozdzielającej. Dla potwierdzenia uzyskanych wyników wykonano próby flotacji kolek-

tywno-selektywnej w ruchu ciągłym w zespołach flotacyjnych o pojemności komory 8 l. Schemat ilościowy tych prób ilustruje rys. 7.

Tablica 2

Flotacja kolektywna i rozdział koncentratów z odpadów głównej flotacji blendy

Operacja	P r o d u k t	Wychód %	Zawartość, %		Uzysk, %	
			Zn	Fe	Zn	Fe
Flotacja kolektywna	ładawa	100,0	5,92	8,39	100,0	100,0
	koncentrat kolektywny	23,2	20,19	22,80	79,1	59,5
	odpady	76,8	1,61	4,69	20,9	40,5
Flotacja oczyszczająca	koncentrat kolektywny oczyszczony	14,0	31,28	23,68	73,9	37,2
	produkt przejściowy	9,2	3,35	21,49	5,3	22,3
Rozdział koncentratu	koncentrat blendowy	7,3	59,09	3,47	71,9	3,1
	koncentrat markasyt.	6,7	1,70	42,39	2,0	34,1



Rys. 7. Schemat ilościowy flotacji kolektywnej

Uzyskane wyniki potwierdziły możliwość zastosowania opracowanego schematu technologicznego dla odpadów głównej flotacji blendy. Metoda ta daje przede wszystkim możliwość odrzucenia w procesie flotacji kolektywnej ponad 80% materiału o niskiej zawartości składników użytecznych (1,68 Zn, 4,92 Fe, 1,44 S).

Opracowaną technologię sprawdzano również w skali półtechnicznej w Stacji Doświadczalnej Instytutu Metali Nieżelaznych. Flotację kolektywną prowadzono w maszynach typu "Mechanobr 1", oczyszczenie koncentratu blendowego przeprowadzono w maszynie flotacyjnej o pojemności komory 45 l. Nadawa do flotacji charakteryzowała się stosunkowo drobnym uziarnieniem. Około 70% materiału posiadało uziarnienie poniżej 60 μm . W trakcie prób przerobiono około 30 ton odpadów głównej flotacji blendy. Na podstawie uzyskanych wyników sporządzono bilans technologiczny (tablica 3).

Tablica 3

Bilans próby flotacji kolektywnej w skali półtechnicznej

P r o d u k t	Wschód %	Zawartość %			Uzysk %		
		Zn	Fe	S	Zn	Fe	S
Nadawa	100,0	2,90	10,94	7,62	100,0	100,0	100,0
Koncentrat blendowy	1,7	52,50	6,05	32,18	30,8	0,9	7,2
Koncentrat markasytowy	8,6	2,81	39,67	44,52	8,3	31,2	50,2
Odpady	89,7	2,15	8,68	4,25	66,5	71,2	50,0
Nieuchwycone					+5,6	+3,3	+7,4

Odpady końcowe zawierały średnio 2,15% Zn w tym 1,74% w postaci utlenionej. W okresie prowadzenia prób w skali półtechnicznej, zawartość cynku w odpadach z selektywnej flotacji przemysłowej wynosiła średnio 2,48 Zn. Z zestawienia zamieszczonego w tablicy 4 wynika, że zawartość cynku w odpadach flotacji kolektywnej była niższa o 0,33% od zawartości cynku w odpadach flotacji selektywnej.

Tablica 4

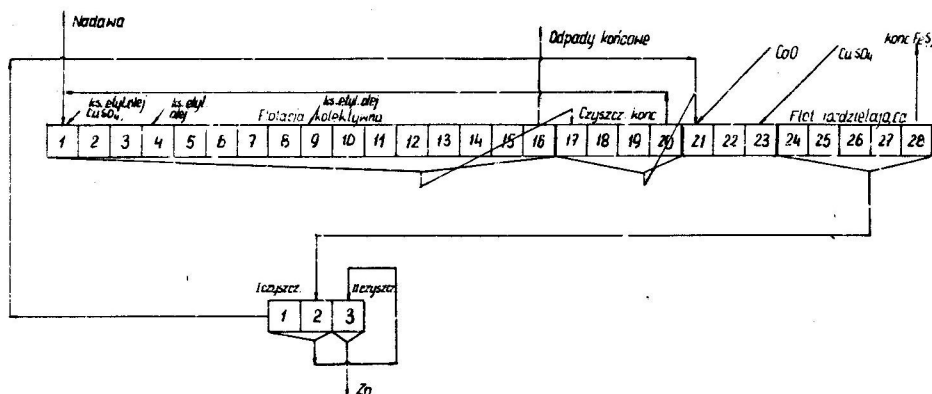
Porównanie zawartości Zn w nadawie i odpadach flotacji doświadczalnej kolektywnej oraz flotacji selektywnej przemysłowej

Zawartość Zn w nadawie %		Zawartość Zn w odpadach %	
flotacja kolek- tywna	flotacja selek- tywna	flotacja kolek- tywna	flotacja selek- tywna
2,91	2,76	1,94	2,36
2,23	2,32	1,72	2,02
3,22	3,22	2,37	3,02
3,05	3,32	1,91	2,61
2,73	2,12	2,23	1,91
3,65	3,22	2,62	3,02
2,76	2,71	2,25	2,41
2,81 ^{x)}	2,93 ^{x)}	2,15 ^{x)}	2,48 ^{x)}

x) - średnie zawartości.

Zastosowanie kolektywnej flotacji ZnS i FeS₂ w przemyśle

W oparciu o przeprowadzone badania i próby półtechniczne podjęto decyzję wdrożenia do przemysłu kolektywnej flotacji ZnS i FeS₂ w miejsce flotacji uzupełniającej blendy i następnej markasytu. Wdrożenie poprzedzał okres próbny, który miał na celu ustalenie optymalnego schematu obiegu mętów, miejsce dozowania odczynników itp. w warunkach przemysłowych.



Rys. 8. Schemat flotacji kolektywnej: skala przemysłowa

Zastosowany schemat technologiczny (rys. 8) jest bardzo zbliżony do schematu prób półtechnicznych.

Flotację kolektywną przeprowadza się w 18 komorowej maszynie flotacyjnej typu "Mechanobr 5a", zaś czyszczenie koncentratu kolektywnego w czterech komorach tego samego typu. Mieszanie mętów flotacyjnych z CaO odbywa się w trzech komorach (bez zasysania powietrza), przy czym do przelewu ostatniej z tych komór dodaje się siarczan miedzi. Po agitacji z CaO następuje rozdział koncentratu kolektywnego w 5 komorach. W wylewie maszyny flotacyjnej otrzymuje się koncentrat markasytowy, natomiast w produkcji pianowym koncentrat blendowy, który poddaje się dwukrotnemu czyszczeniu.

Równolegle, dla porównania, prowadzono proces selektywnej flotacji.

Bilans flotacji sporządzony w oparciu o wyniki średnie z 34 zmian zestawiono w tablicy 5.

Tablica 5

Bilans metali z flotacji kolektywnej ZnS i FeS w skali przemysłowej

P r o d u k t	Wychód, %	Zawartość, %		Uzysk lub strata, %	
		Zn	Fe	Zn	Fe
Nadawa	100,0	7,15	11,60	100,0	100,0
Koncentrat kolektywny	24,4	22,53	25,01	76,9	52,6
Koncentrat blendowy	8,0	54,75	6,44	61,3	4,4
Koncentrat markasytowy	16,4	6,81	34,11	15,6	48,2
Odpady	75,6	2,18	7,26	23,1	47,4

Zarówno jakość koncentratu blendowego jak i odpadów można uznać za zadowalające. Pewne zastrzeżenia może jednak budzić dość wysoka zawartość Zn w koncentracie markasytowym. W związku z tym w dalszych próbach postanowiono przedłużyć czas flotacji w procesie rozdziału, powiększając front maszyn o cztery komory.

Na podstawie wyników dotychczasowych prób można stwierdzić, że zawartość cynku w odpadach flotacji kolektywnej jest z reguły niższa od zawartości Zn w odpadach flotacyjnych równoległej flotacji selektywnej (tablica 6). Średnia zawartości cynku w odpadach z procesu flotacji kolektywnej wynosi 2,16% Zn, natomiast z procesu flotacji selektywnej 2,58% Zn. Przedstawione dane wykazują, że zawartość Zn w odpadach flotacji kolektywnej jest niższa o 0,44% Zn od zawartości cynku w odpadach flotacji selektywnej. Uzyskanie niższej zawartości cynku w odpadach ma bezpośredni wpływ na zwiększenie uzysku cynku. Poza tym otrzymano również wyższe zawartości Zn w koncentracie blendowym o około 1,5%.

Tablica 6

Porównanie zawartości Zn w odpadach flotacji kolektywnej i selektywnej

Lp.	Odpady z flotacji kolektywnej			Odpady z flotacji selektywnej		
	Zn	Zn(O)	Zn(S)	Zn	Zn	Zn(S)
1	2,25	1,70	0,55	2,47	brak ozn.	brak ozn.
2	2,40	2,02	0,38	2,52	- " -	- " -
3	2,35	1,95	0,40	2,45	- " -	- " -
4	2,15	1,76	0,39	2,32	1,68	0,64
5	1,96	1,53	0,43	2,29	1,69	0,60
6	2,03	1,43	0,60	2,16	1,53	0,63
7	2,10	1,56	0,54	3,59	1,68	1,71
8	2,16	1,62	0,54	3,19	1,62	1,57
9	2,31	1,61	0,70	2,91	1,61	1,30
10	2,06	1,46	0,60	2,43	1,46	0,97
11	2,36	1,57	0,79	2,69	1,60	1,09
12	1,84	1,35	0,49	1,91	1,37	0,54
Srednia	2,16	1,63	0,53	2,58	1,58	1,00

Przytoczone wyniki potwierdzają dane jakie osiągnięto w trakcie prób póltechnicznych.

Po zakończeniu prób przemysłowych przeprowadzona zostanie dokładna analiza ekonomiczna tego procesu. Orientacyjna analiza ekonomiczna wykonana na podstawie prób póltechnicznych wykazała sumaryczne efekty w wysokości 1,5 miliona złotych rocznie.

Do wyliczenia korzyści przyjęto przede wszystkim podwyższenie uzysku cynku w koncentracji blendowym oraz siarki w koncentracji markasytowym.

Dotychczasowe wyniki prób przemysłowych pozwalają sądzić, że w wyniku wdrożenia flotacji kolektywnej przewidywane efekty ekonomiczne zostaną przekroczone.

LITERATURA

- ¹ Kurdiakova N.J., Inf. Biul. Inst. Mechanobr, Nr 3, 1956 r.
- ² Konev A.S., Debrivnaja L.B., Trans. of the Inter. Min. Dressing Congress in Stockholm 1957 r.
- ³ Molicka-Haniawetz A., Ogaza H., Płaczek J., Sprawozdanie IMN nr 1719/60.
- ⁴ Debrivnaja L.B., Chadzijew P.G., Obogaśnienie rud, Nr 6, 1964.
- ⁵ Płaczek J., Myczkowski Z., Wojtas J., Sprawozdanie IMN nr 1069/64.
- ⁶ Płaczek J., Myczkowski Z., Sprawozdanie IMN nr 1118/65
- ⁷ Debrivnaja L.B., Chadzijew P.G., Obogaśnienie rud, nr 6, 1965.