

Cynk (łac. *zineum* – **Zn**) – pierwiastek przejściowy rozpoczynający dodatkową rodzinę – cynkowce (Zn, Cd, Mg). Jest pierwiastkiem dość pospolitym. Średnią zawartość w skorupie ziemskiej szacuje się na $4 \cdot 10^{-3}\%$ wag. Występuje w postaci siarczków, węglanów, krzemianów oraz tlenków. Najważniejsze minerały cynku zestawiono w tab. 1.

Tabela 1. Cynk – kopaliny użyteczne

Nazwa	Wzór chemiczny	Teot. zaw. Sn %	Ukł kryst.	Twardość	Gęstość
Sfaleryt	α -ZnS	67,10	reg.	3,5–4,0	3,9–4,1
Wurtzyt, Wurzycyt	β -ZnS	67,10	reg.	2,5–4,0	3,9–4,1
Smithsonit	ZnCO ₃	52,15	tryg.	4,5	4,4–4,5
Dolomit cynkowy	Ca(Mg, Zn)[CO ₃] ₂	do 12,0	tryg.	4,5	2,8–3,0
Monheimit	(Zn, Fe)CO ₃	50	tryg.	4,5	4,5–4,8
Hydrocynkit	Zn ₅ [(OH) ₃ CO ₃] ₂	59,53	jedn. skytokryst.	2,0–2,5	3,5–4,0
Hemimorfit	Zn ₄ [(OH) ₂ Si ₂ O ₇] · H ₂ O	54,29	romb.	5,0	3,3–4,0
Cynkit	ZnO	80,34	heks.	4,0–4,5	5,6–5,7
Willemit	Zn ₂ SiO ₄	58,40	tryg.	5,5	3,9–4,2
Malayait	Fe ₂ ZnO ₄	do 24	reg.	6,0–6,5	5,0–5,2

Z minerałami cynku często współwystępują minerały ołowiu. Z tego powodu wzbogacanie rud cynku i ołowiu omówiono łącznie.

Minerały ołowiu → hasło **Ołów**

Przeróbka mechaniczna

Rudy Pb oraz Zn i Pb wzbogaca się metodami grawitacyjnymi i flotacyjnymi. Pierwsze stosuje się wówczas, gdy minerały użyteczne występują w postaci grubych wprysnięć i gdy w nadawie znajdują się duże ziarna skały płonnej, nie zawierające składników użytecznych lub zawierające je w małych ilościach. W tych przypadkach, gdy minerały Zn i Pb są drobno wprysnięte oraz gdy współwystępują z nimi inne minerały użyteczne, wzbogacanie odbywa się metodą flotacyjną. W większości układy technologiczne składają się z operacji grawitacyjnych połączonych z operacjami flotacyjnymi. Najbardziej typowe jest:

- wzbogacanie grawitacyjne w osadzkach i (lub) na stołach koncentracyjnych oraz flotacja szlamów,
- wzbogacanie w osadzkach i (lub) na stołach koncentracyjnych oraz flotacja produktów po ich domieleniu,
- wzbogacanie w osadzkach materiału gruboziarnistego oraz flotacja materiału drobnoziarnistego nadawy i produktów pośrednich z osadzarek po ich domieleniu,
- wzbogacanie w cieczach ciężkich gruboziarnistego materiału, w osadzkach średnioziarnistego i flotacja ziaren najdrobniejszych,

- wzbogacanie grawitacyjne w węzle mielenia, a następnie flotacja,
- wzbogacanie grawitacyjne strumieniowe (stoły koncentracyjne, wzbogacalniki zwojowe,) w celu odzysku minerałów ciężkich w różnych węzłach zakładu przerobczego,
- wzbogacanie grawitacyjne,
- wzbogacanie flotacyjne.

Kombinowane układy wzbogacania pozwalają na osiągnięcie bogatszych koncentratów niż układy wyłącznie grawitacyjne lub flotacyjne.

Wzbogacanie grawitacyjne

Do czasu wprowadzenia flotacji rudy Zn i Pb przerabiane były tylko metodami grawitacyjnymi. Pozwalały one na uzyskiwanie zadowalających rezultatów przy grubo wprysniętych monometalicznych rudach Pb, gorsze rezultaty osiągnąć przy wzbogacaniu rud Zn i Pb, minerały Zn wzbogacają się gorzej. Z metod grawitacyjnych zastosowanie znalazło wzbogacanie: w cieczach ciężkich, w osadzkach, na stołach koncentracyjnych, we wzbogacalnikach zwojowych i we wzbogacalnikach strumieniowych.

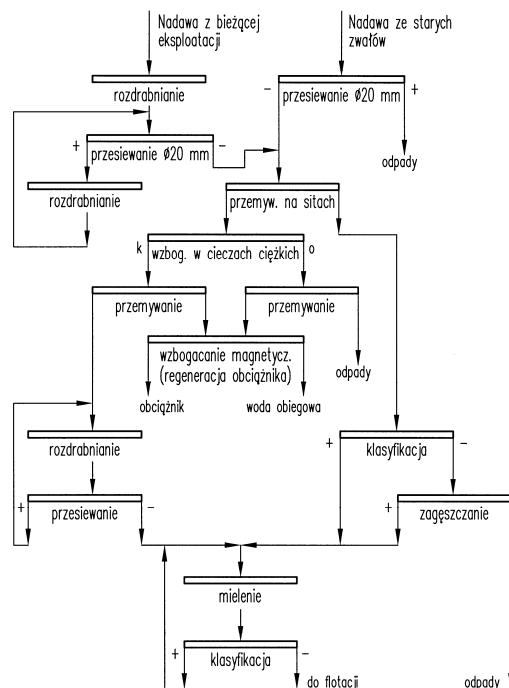
Wzbogacanie w cieczach ciężkich zawieszinowych

rud Zn i Pb znalazło zastosowanie w wielu zakładach przerobczych w połączeniu z innymi procesami grawitacyjnymi i flotacyjnymi. Ma ono na celu wydzielenie do odpadów możliwie największej ilości ziaren skały płonnej, umożliwiając zmniejszenie obciążenia następnych węzłów zakładu. Wydzielenie odpadów o małej zawartości Zn i Pb możliwe jest już przy małym stopniu rozdrobnienia (poniżej 40 mm), przy którym inne metody grawitacyjne są mało efektywne. Wzbogacając nadawę w cieczach ciężkich można usunąć z procesu do 60% gruboziarnistej skały płonnej, która znajduje zastosowanie jako materiał budowlany w drogownictwie, kolejnictwie, itp. Duża dokładność rozdziału pozwala na zastosowanie cieczy ciężkich również w przypadkach przeróbki rud ubogich. Proces przebiega dokładnie, gdy różnica gęstości rozdzielanych minerałów nie jest mniejsza niż $0,02 \text{ g/cm}^3$. Gęstość cieczy można regulować z dokładnością $\pm 0,01 \text{ g/cm}^3$. Do procesu kieruje się materiał o dość szerokim przedziale uziarnienia. Górna granica zależy od wielkości wprysnięć minerałów użytecznych, a dolna od prędkości opadania ziaren w cieczy i od możliwości oddzielenia ziaren wzbogaczanych od obciążnika cieczy ciężkiej. Przed wzbogacaniem nadawa musi być przemyta w celu usunięcia szlamów, obniżających gęstość cieczy ciężkiej i zwiększających jej lepkość. Przemycanie prowadzi się przy pomocy czystej wody, aby nie spowodować koagulacji obciążnika. Jako obciążników używa się: galeny, która pozwala na uzyskanie gęstości c.c. do $4,3 \text{ g/cm}^3$ (produkt grawitacyjny) lub do $3,3 \text{ g/cm}^3$ (produkt flotacyjny), żelazokrzemu (gęstość c.c. $3,2\text{--}3,5 \text{ g/cm}^3$), magnetytu (gęstość c.c. do $2,8 \text{ g/cm}^3$) lub ich mieszanin.

Proces prowadzi się we wzbogacalnikach różnego typu (Wemco, Drew-Boy, Harding i in.). Stosuje się także cyklony z cieczą ciężką z obciążnikiem magnetytowym pozwalające na obniżenie dolnej granicy wzbogaczanych ziaren do 1, a nawet $0,5 \text{ mm}$.

Przykładowy schemat wzbogacania w cieczach ciężkich utlenionych rud ołowionych pokazano na rys. 1. W zakładzie przerabia się mieszaninę rud, pochodzących z bieżącej eksploatacji (50%), zawierających 2,5–10% Pb i ze starych zwałów odpadów wzbogacania grawitacyjnego o zawartości 2,5–4,0% Pb (50%). Obciążnikiem jest żelazokrzem. Wyniki wzbogacania wahają się znacznie w zależności od charakteru nadawy, zwłaszcza wielkości ziaren minerałów użytecznych i gęstości skały płonnej. Średnio z nadawy o uziarnieniu 7–20 mm i zawartości 3,29% Pb uzyskuje się koncentrat o zawartości 8,29% Pb i uzysku 83–46% oraz odpady o zawartości 0,81% Pb.

Wzbogacanie w osadzarkach stosowane jest w tych zakładach przerobczych, w których galena występuje w postaci uwolnionych ziaren w nadawie o ziarnistości $< 20 \text{ mm}$. Pozwala to na uzyskiwanie koncentratów, odpadów

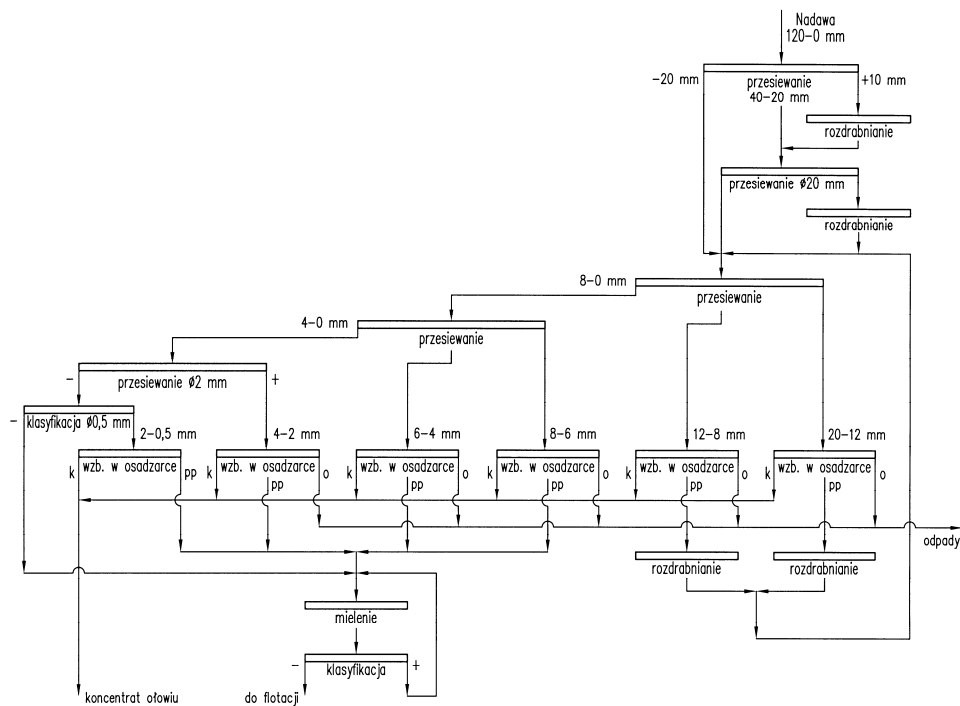


Rys. 1. Schemat wzbogacania utlenionych rud ołowiu w cieczach ciężkich

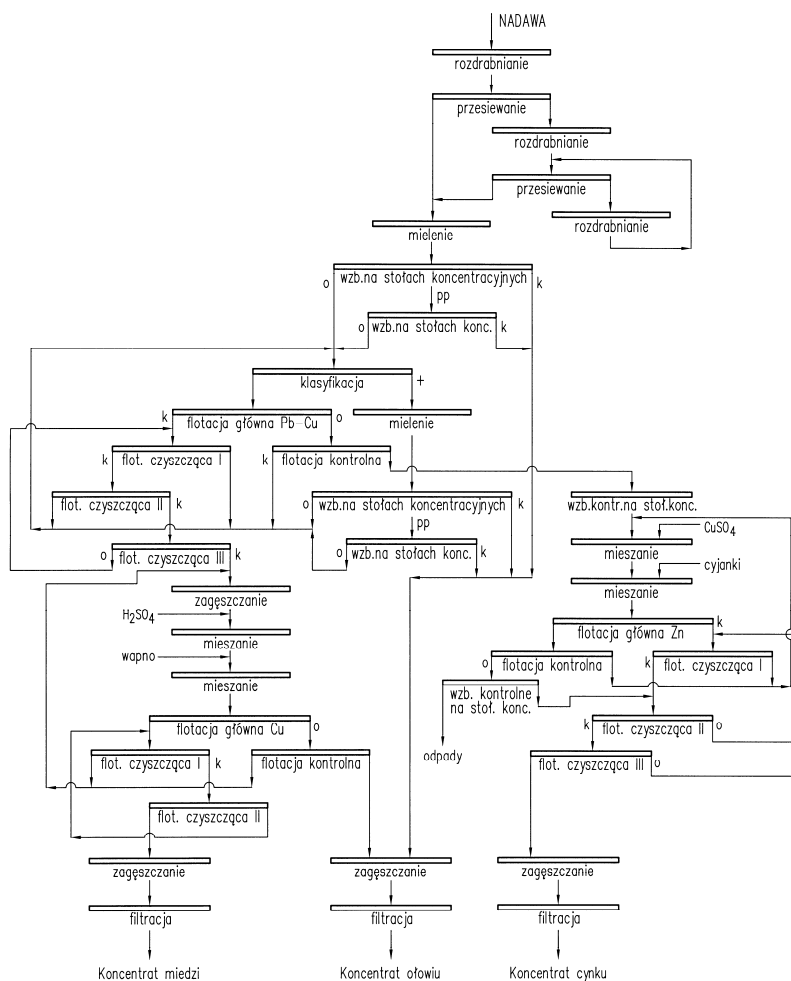
i produktów pośrednich, kierowanych po domieleniu do wzbogacania flotacyjnego.

Osadzarki stosuje się często w węzle mielenia i klasyfikacji w celu odzysku grubowprysniętych minerałów Pb, Cu i innych metali przy równoczesnym niedopuszczeniu do ich przemielenia. Wzbogacanie można prowadzić w szerokim interwale ziaren, np. 25–1,5 mm, na wąskich klasach ziarnowych, np. 20–12, 12–8, 8–6, 6–4, 4–2, 2–0,5 mm lub też na rozdrobnionej rudzie $< 5 \text{ mm}$, a nawet 1 mm. Zależy to od sposobu występowania galeny w nadawie. Klasy gruboziarnowe wzbogaca się w osadzarkach tłokowych, drobne w osadzarkach membranowych, przy czym im drobniejszy materiał, tym mniejsza wysokość podnoszenia warstwy wody i większa częstotliwość wahań. Wzbogacanie w osadzarkach pozwala na usunięcie do odpadów do 40% nadawy o zawartości metali średnio 0,1% Pb i do 0,7% Zn oraz uzyskanie koncentratu końcowego o wychodzie 2–10% i zawartości 73–78% Pb (rys. 2).

Wzbogacanie na stołach koncentracyjnych stosuje się do wzbogacania wstępnego w węzle mielenia i klasyfikacji przy przeróbce rud siarczkowych, do wydzielenia koncentratów z odpadów wzbogacania flotacyjnego, przy przeróbce rud utlenionych, a także do wzbogacania drobnych klas ziarnowych w węzle wzbogacania grawitacyjnego (rys. 3) W węzle flotacji stoły koncentracyjne umieszczone są przy każdej maszynie flotacyjnej. Mają one na celu wydzielenie resztkowych ilości minerałów użytecznych. Stoły koncentracyjne stosuje się również do wydzielenia koncentratów Sn z odpadów zakładów wzbogacania rud Zn-Pb-Sn.



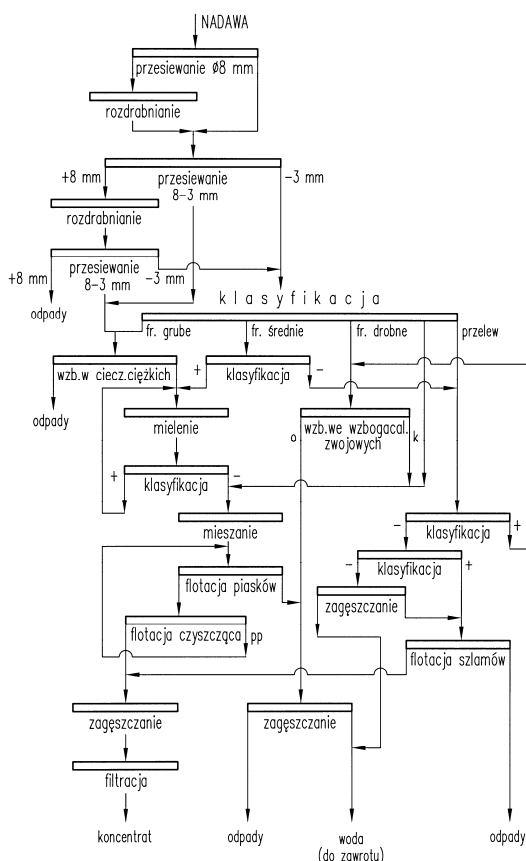
Rys. 2. Schemat wzbogacania galeny w osadzarkach



Rys. 3. Schemat wzbogacania rud Zn-Pb-Cu z zastosowaniem stołów koncentracyjnych

Wzbogacalniki zwojowe znajdują zastosowanie przy przeróbce utlenionych rud Zn i Pb. Dawniej stosowane były również przy przeróbce rud siarczkowych. Ze względu na małe zużycie energii (brak części ruchomych) oraz niezbyt duże zapotrzebowanie wody są one stosowane w obszarach suchych, położonych daleko od źródeł energii. Wzbogacalniki zwojowe stosuje się do wzbogacania nadawy o ziarnistości 1–0,5 mm, przy czym klasyfikuje się ją na wąskie klasy ziarnowe. Znane są przypadki wzbogacania z dobrymi rezultatami, ziaren w szerokim przedziale ziarnistości 0,5–0,1 mm, a także przypadki wzbogacania materiału o ziarnistości <0,074 mm.

Zastosowanie wzbogacalników zwojowych umożliwia wydzielenie znacznych ilości drobnoziarnistych odpadów, a koncentraty z reguły kierowane są do flotacji w celu uzyskania produktów handlowych. Wzbogacanie drobnych klas ziarnowych pokazano na przykładzie zakładu przerabiającego ubogie rudy tlenowo-siarczkowe Pb (rys. 4). Nadawa na wzbogacalniki zwojowe zawiera 0,6–0,7% Pb, koncentrat 1,8–2,5% Pb, odpady 0,2–0,3% Pb, a uzysk ołowiu w koncentracji wynosi 70–75%.



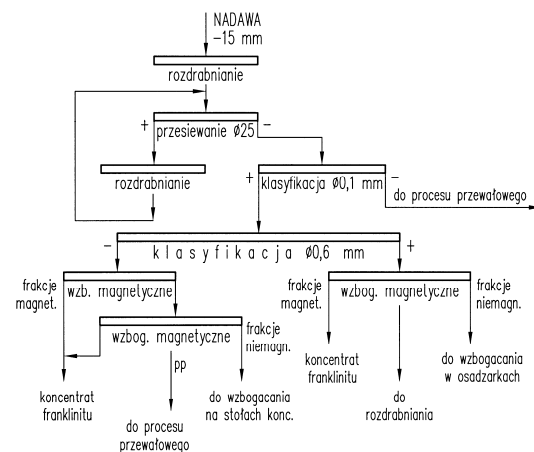
Rys. 4. Schemat wzbogacania częściowo utlenionych rud Pb z zastosowaniem wzbogacalników zwojowych

Wzbogacalniki zwojowe w zakładach przeróbki rud Zn i Pb stosuje się także dla odzysku ołowiu i cyny i innych metali z odpadów flotacyjnych, a także z niektórych produktów pośrednich.

Wzbogacalniki strumieniowe proste stosuje się w układach technologicznych zakładów przerobczych w celu wydzielenia minerałów Sn, Pb i innych ciężkich z produktów i odpadów wzbogacania rud Zn i Pb. Przykładowo do wydzielenia kasyterytu z odpadów flotacyjnych węzła wzbogacania sfalerytu zastosowano automatyczne wzbogacalniki typu Denver-Buckman, dzięki czemu z odpadów zawierających 0,065% Sn wydzielono ziarna kasyterytu (15–20 μm). Produkt ten po oczyszczeniu zawierał 66% Sn przy uzysku cyny 42%.

Wzbogacanie magnetyczne

Wzbogacanie magnetyczne przy przeróbce rud Zn stosowane jest rzadko. Niektóre odmiany żelazistego sfalerytu poddano takiemu wzbogacaniu, osiągając dobre rezultaty po jego uprzednim prażeniu. Proces ten jest jednak drogi. Częściej stosowane jest wzbogacanie magnetyczne do wydzielenia minerałów nie flotujących. W warunkach przemysłowych wydziela się w ten sposób franklinit z utlenionych rud Zn (rys. 5). Rudę zawierającą 40% franklinitu, 23% willemitu, 1% cynkitu oraz 36% krzemianów i węglanów rozdrabnia się i klasyfikuje. Klasę 2,5–0,1 mm wzbogaca się dwustopniowo w separatorach magnetycznych uzyskując końcowy koncentrat franklinitu, produkt przejściowy kierowany do procesu przewalowego i produkt niemagnetyczny kierowany do dalszej przeróbki.



Rys. 5. Schemat wydzielenia franklinitu z utlenionych rud Zn na drodze wzbogacania magnetycznego

Wzbogacanie magnetyczne może służyć również do wydzielenia siarczków żelaza z koncentratów sfalerytu. Siarczki żelaza wydziela się po uprzednim prażeniu.

Wzbogacanie flotacyjne

Flotacja jest główną metodą wzbogacania rud Zn i Pb. Rozwiązania układów technologicznych, warunki i skuteczność procesu zależą od składu mineralnego rudy i ich właściwości. Wzbogacanie flotacyjne

monometalicznych rud Zn i Pb jest proste. Trudność wzrasta w przypadku występowania domieszek minerałów Cu, pirytu i innych, a zwłaszcza szlamujących się ochr, soli rozpuszczalnych metali ciężkich, grafitu, miękkich łupków, itp. Wielkość wprysnięć minerałów użytecznych wpływa na rozwinięcie układów przerobczych. Nierównomierne wprysnięcia wymagają wielostadialnego wzbogacania. Drobne wprysnięcia i przerosty minerałów powodują konieczność wydzielenia dużej ilości produktów pośrednich. Występowanie rud utlenionych i siarczkowych Pb i Zn powoduje różnorodność rozwiązań technologicznych flotacji rud siarczkowych, rud utlenionych i ich mieszanin.

Rudy siarczkowe Zn i Pb są łatwo wzbogacalne. Najłatwiej wzbogacają się rudy, w których minerały użyteczne występują w postaci wprysnięć, nieco gorzej, gdy są obecne w postaci zrostów. W rudach siarczkowych obecne są nadto w różnych ilościach siarczki żelaza – piryt, markasyt, pirotyn, siarczki Cu, przemysłowe ilości minerałów Ag, Co, Ni, Sn, Au, itd. oraz minerały metali rzadkich. Składnikami płonnymi są głównie kwarc, kalcyt, dolomit, wapienie, miki, itd. Udział składników użytecznych i płonnych jest różny w różnych rudach, co wpływa na przebieg flotacji, i na rezultaty wzbogacania. Flotowalność galeny i sfalerytu w warunkach przemysłowych jest różna, i zależy nie tylko od ich właściwości, ale także od właściwości siarczkowych minerałów towarzyszących, i płonnych.

Galena jest jednym z najłatwiej flotujących siarczków. W przypadku powierzchni nieutlenionych jej flotacja przebiega już z odczynnikami pianotwórczymi, którymi są olej sosnowy i krezol, podawane w małych ilościach (około 20 g/t). Depresorami sfalerytu są cyjanki, siarczan cynku i siarczki sodu.

Flotację sfalerytu prowadzi się zwykle w ośrodku alkalicznym o pH = 10–12, regulując go wapnem (równocześnie depresującym piryt) lub sodą kalcynowaną. Ilość regulatorów zależy od ilości rozpuszczalnych soli, znajdujących się w pulpie i może wynosić nawet kilka kilogramów na tonę.

Występujące w rudach Zn i Pb siarczkowe minerały Cu (chalkopiryt, bornit, chalkozyn i in.) dobrze flotują przy użyciu tych samych odczynników jak w przypadku sfalerytu czy galeny. Najłatwiej depresuje się chalkopiryt przy dodatku małych ilości cyjanków. Minerały Cu nie zawierające żelaza, depresują się cyjankami słabo, nie wpływa na nie również wapno. Minerały zawierające żelazo zachowują się jak piryt – można je więc depresować cyjankami.

Siarczki żelaza (piryt, markasyt, pirotyn) flotują łatwo, jeżeli ich powierzchnia nie jest utleniona. W miarę wzrostu utlenienia są coraz trudniejsze do flotowania. Piryt dobrze flotuje w środowisku kwaśnym i neutralnym, źle w zasadowym. Depresowany

jest cyjankami, wapnem, chrominami. Najlepiej depresuje go mieszanina cyjanku i wapna przy przewadze wapna. Pirotyn można depresować krochmalem i sodą kalcynowaną. Flotacja pirytu i pirotynu po uprzedniej flotacji minerałów Zn jest trudna. Aby zachodziła, dodaje się kwasu siarkowego lub siarkawego, powodującego oczyszczanie ich powierzchni z tlenków i pokryć cyjankowych, a następnie stosuje się zbieracze tiolowe typu ksantogenianów.

Wzbogacanie flotacyjne rud utlenionych lub częściowo utlenionych jest złożone. Proces prowadzi się po uprzednim siarczkowaniu powierzchni minerałów, używając do tego celu siarczku sodu, wodorosiarczku sodu i siarkowodoru. Po siarczkowaniu dobrze flotuje cerusyt, anglezyt i wulfenit, pozostałe gorzej. Rezultaty wzbogacania rud utlenionych zależą od ich składu i właściwości. Cerusyt występujący w skałach krzemianowych i kwarcowych, nie zawierających tlenków żelaza, wzbogaca się łatwo, trudniej natomiast, gdy występuje w wapieniu dolomitycznym, a bardzo trudno, gdy obecne są wodorotlenki żelaza. Trudność flotacji zwiększa się, gdy minerały są drobno wprysnięte, a ruda zawiera ochry żelaziste i składniki organiczne. Jako odczynników zbierających przy wzbogacaniu rud utlenionych używa się kwasy oleinowe, oleinian sodowy, produkty utlenienia nafty, mydła naftenowe, olej talowy, odczynniki typu Minerec i Emulsol. Rudy utlenione zawierają znaczne ilości minerałów kruchych, które przy rozdrabnianiu i klasyfikacji tworzą szlamy. Stosowanie peptyzatorów nie zawsze jest skuteczne, zachodzi wówczas konieczność przemywania rudy i usuwanie szlamów, co powoduje znaczne straty ołowiu w odpadach.

Wzbogacanie flotacyjne utlenionych rud Zn w warunkach przemysłowych nie zostało dotychczas całkowicie rozwiązane. Badania laboratoryjne wykazują, że utlenione minerały Zn, a zwłaszcza smitsonit można flotować kwasami tłuszczowymi i ich mydłami, merkaptanami, pierwszorzędowymi aminami, dwutiokarbaminianami. Trudność flotacji polega na wpływie na nią minerałów skały płonnej, które flotują razem z minerałami Zn lub adsorbują odczynniki flotacyjne. Problem polega więc na opracowaniu sposobu depresji skały płonnej. Zastosowanie w tym celu kwasu cytrynowego, szkła wodnego i wodorotlenku sodowego nie dało zadowalających rezultatów.

Prowadzone są próby siarczkania rud z późniejszą aktywacją węglanów Zn siarczanem miedzi, długotrwałego siarczkania przy podgrzewaniu pulpy, przy flotowaniu krzemianów i węglanów cynku (metody nie przydatnej dla rud zawierających tlenki żelaza), flotacji węglanów i krzemianów cynku wyższymi alifatycznymi pierwszorzędowymi aminami z wykorzystaniem siarczku sodu. Ten ostatni sposób znalazł zastosowanie w warunkach przemysłowych m.in. na Sardynii. Większość, opracowanych na pod-

stawie badań laboratoryjnych metod nie jest stosowana w warunkach przemysłowych lub też znalazła zastosowanie dla pewnych przypadków, a dla innych nie potwierdziła się.

Przy wzbogacaniu flotacyjnym częściowo utlenionych rud Zn w pierwszej kolejności flotuje się siarczkowe i utlenione minerały Pb, a następnie sfaleryt. Odpady są nadawą do flotacji utlenionych minerałów Zn. Siarczowanie prowadzi się przy pomocy siarczku sodu, następnie dodaje się zbieraczy, którymi są pierwszorzędowe aminy. Wymagane są dobre odczynniki pianotwórcze.

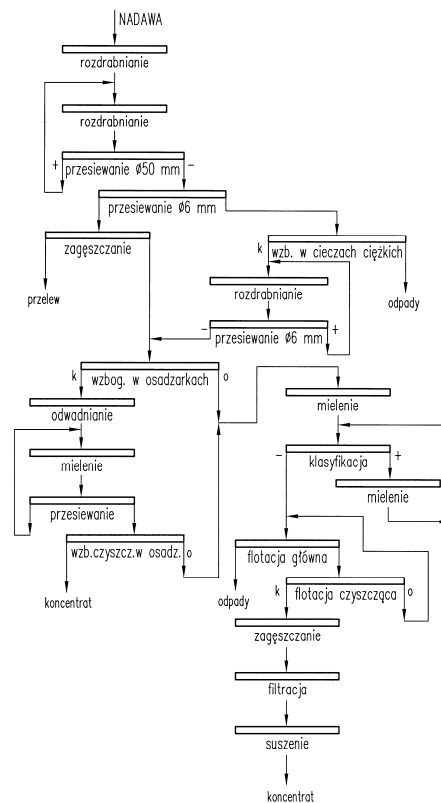
Przed flotacją należy usunąć piryt, cerusyt, talk i inne minerały, dla których aminy są zbieraczami lub które adsorbują siarczek sodu, a także usunąć szlamy i gliny adsorbujące aminy. Zużycie odczynników jest bardzo duże – rzędu kilku, a czasem kilkudziesięciu kilogramów. Koncentraty mogą zawierać około 40–45% Zn. Jeżeli charakter rudy nie pozwala uzyskiwać koncentratów bogatszych niż 25–30% Zn, kieruje się je do przeróbki ogniowej w procesie przewalowym. Odpady zawierają 1–3% Zn.

Praktyka wzbogacania rud cynku i ołowiu

Wzbogacanie monometalicznych rud Zn jest proste. Dla rud grubo i drobno wprysniętych stosuje się grawitacyjno-flotacyjny układ wzbogacania, a dla drobno wprysniętych – flotację. Przykład wzbogacania grawitacyjno-flotacyjnego pokazano na rys. 6. Rudę rozdrabnia się poniżej 50 mm, a następnie rozsiewa się na klasy 50–6 mm – kierowane do wzbogacania w cieczach ciężkich w celu wydzielenia odpadów oraz klasę 6–0 mm, która połączona z rozdrobnionym koncentratem ze wzbogacania w cieczach ciężkich wzbogacana jest w osadzarkach. Koncentrat wzbogacania głównego w osadzarkach po domieleniu, a po wzbogacaniu czyszczącym w osadzarkach jest produktem końcowym. Odpady osadzarek głównych i czyszczących kieruje się do mielenia, a następnie do wzbogacania flotacyjnego. Obciążnikiem cieczy ciężkiej jest żelazokrzem (gęstość 2,85 g/cm³), zużycie obciążnika 0,08 kg/t. W celu zmniejszenia utlenienia żelazokrzemu do obiegu c.c. dodaje się wapno w ilości około 13 g/t. Koncentrat wzbogacania w cieczach ciężkich zawiera 10,85% Zn, odpady stanowiące 62% nadawy – 0,28% Zn. Wzbogacanie klas drobnych prowadzi się w osadzarkach z pościelą, przy czym część otrzymywanego koncentratu jest także produktem nadsitowym. Koncentrat osadzarek zawiera 59% Zn i 1,86% Fe; stanowi on 25% całkowitego koncentratu.

Wzbogacanie rud drobno wprysniętych metodą flotacyjną jest również proste. Stosuje się klasyczny układ flotacji głównej w połączeniu z dwukrotną flotacją kontrolną odpadów i kilkukrotną flotacją czyszczącą koncentratów. Produkty pośrednie flotacji kon-

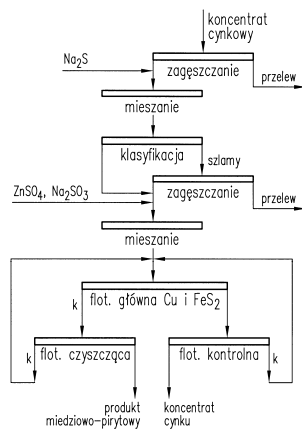
trolnej I i czyszczącej I domiela się i zawraca do flotacji głównej. Flotację główną prowadzi się przy pH = 11,5, a czyszczącą przy pH = 12. Jako odczynniki stosuje się aeroflot sodowy 15 g/t, metyloizobutylokarbinol (odczynnik pianotwórczy) 15 g/t, siarczan miedzi 150–200 g/t, mleko wapienne (w celu regulacji pH i depresji pirytu) 1,25–1,5 kg/t. Otrzymuje się koncentrat sfalerytu o zawartości 60% Zn.



Rys. 6. Schemat wzbogacania rud Zn metodą grawitacyjno-flotacyjną

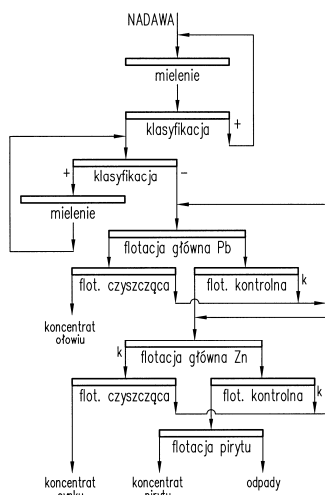
Wzbogacanie rud Zn zawierających siarczki Cu i Fe sprowadza się do oddzielenia sfalerytu od innych siarczków i minerałów skały płonnej. Dokładność rozdzielania ma duże znaczenie, ponieważ domieszki innych siarczków, szczególnie Fe, w koncentracie cynku są szkodliwe – komplikują przeróbkę metalurgiczną i powodują straty cynku. Flotacyjne właściwości siarczku cynku zależą od rodzaju minerałów wchodzących w ich skład (sfaleryt, cleiofan, marmatyt, wurecyt). Aktywatorami są jony Cu i Zn, depresorami siarczan cynku, stosowany przy flotacji rud Zn i Cu, siarczek sodu, cyjanki. Pozwalają one oddzielać sfaleryt od siarczków Cu. Selektywne rozdzielanie siarczków Cu i Zn jest trudne ze względu na aktywację sfalerytu jonami miedzi przechodzącymi do pulpy na skutek utleniania i rozpuszczania minerałów Cu. Zastosowanie cyjanków dla depresji siarczku cynku wymaga dokładnego dozowania, gdyż ujawniają one również depresujący wpływ na siarczki Cu. Trudność wzbogacania wzrasta także w przypadkach rud, których siarczki Cu, Zn i Pb są poprzrastane.

g/t. Odczynnikiem pianotwórczym olej sosnowy – 20–30 g/t. Po takim zabiegu koncentrat cynku zawiera do 48% Zn i do 2% Cu.



Rys. 9. Schemat wzbogacania uzupełniającego koncentratów Zn

Rudy siarczkowe Zn i Pb przerabia się przez wzbogacanie grawitacyjno-flotacyjne. Wzbogacanie grawitacyjne może mieć na celu wydzielenie handlowych koncentratów galeny (przy przeróbce grubo wprysniętych rud) lub też usunięcie możliwie największej ilości skały płonnej. Wzbogacanie flotacyjne rud Zn i Pb prowadzi się na drodze flotacji selektywnej (rys. 10), wydzielając kolejno galenę, następnie siarczki cynku, a czasami także piryt (markasyt). Flotacja kolektywna siarczków (rys. 11), a następnie rozdzielanie koncentratu kolektywnego na poszczególne składniki, jest stosowana rzadko. Jako odczynniki zbierające stosuje się aerofloty 31, 211 i 242 oraz ksantogeniany etylowe i izopropylowe.



Rys. 10. Schemat flotacji selektywnej rud Zn-Pb

Zużycie odczynników jest niewielkie, średnio: aerofloty 35 g/t, ksantogeniany 30–60 g/t. Aerofloty można stosować zarówno w węźle flotacji siarczków cynku, jak i galeny. Zalecane jest stosowanie różnych zbieraczy

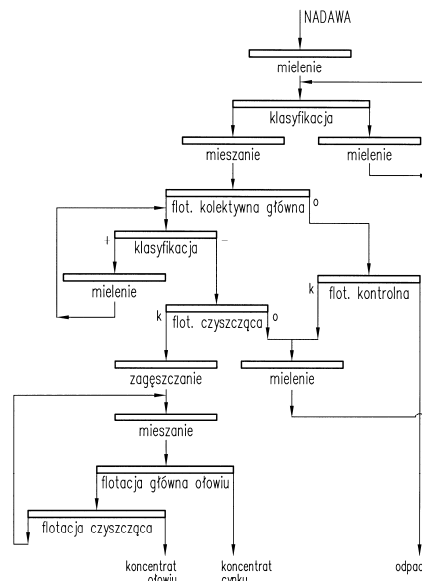
w poszczególnych węzłach, np. w jednym aeroflot, a w drugim ksantogenian. Odczynnikami pianotwórczymi są: olej sosnowy, terpineol, kwas krezolowy, krezol, Aerofloth 77, Dowfroth, metyloizobutylokarbinol i heksanol. Przy stosowaniu jako zbieraczy aeroflotów w wielu przypadkach nie są potrzebne odczynniki pianotwórcze. Regulatorami środowiska w węźle flotacji galeny są soda (50–1400 g/t) i wapno (100–1000g/t). Ilość dodawanego odczynnika musi być dokładnie dawkowana, aby zapobiec depresji galeny. Sfaleryt i piryt w węźle flotacji galeny depresuje się cyjankami, siarczanem cynku lub siarczkiem sodu. W węźle flotacji siarczków cynku aktywuje się je siarczanem miedzi (50–1000 g/t), natomiast piryt depresuje się wapnem.

Najprostsze do wzbogacania są rudy Zn i Pb zawierające siarczki żelaza. W rudach tych flotacja selektywna może odbywać się bez depresji sfalerytu lub tylko z niewielką dawką (kilka gramów na tonę) cyjanków.

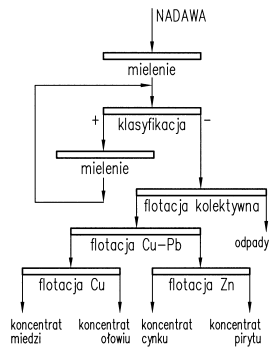
Najczęściej spotyka się jednak rudy Zn-Pb-Fe. Zawartość żelaza może znacznie się zmieniać od 2–7%, a w niektórych przypadkach dochodzi do 15–20%. Przy wzroście jego zawartości zwiększa się ilość używanych depresorów i zmniejsza się selektywność rozdziału minerałów Zn i Pb. Przy dużej zawartości siarczków Fe do ich depresji stosuje się siarczki i dwusiarczki sodu.

Rudy Cu-Zn-Pb-Fe są trudne do wzbogacania. Stosuje się metody flotacyjne:

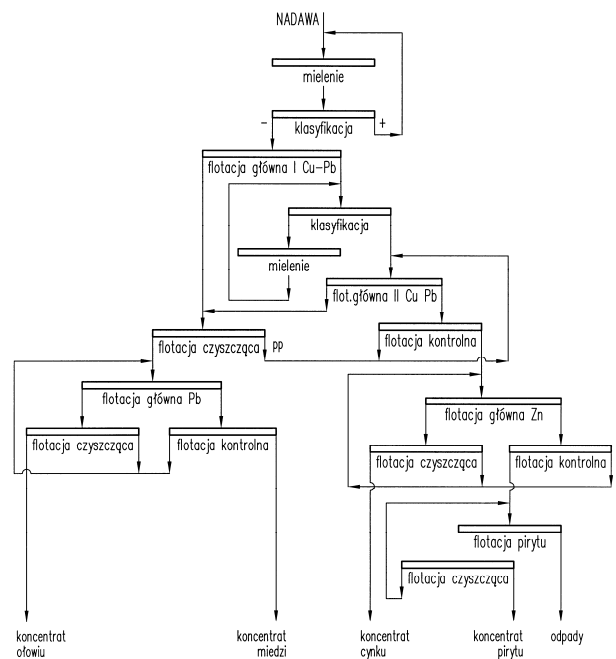
- flotacja selektywna kolejnych siarczków (rzadko stosowana),
- flotacja kolektywna wszystkich siarczków, a następnie ich selektywne rozdzielanie (rys. 12),
- flotacja kolektywna siarczków Cu i Pb przy depresji sfalerytu i pirytu (rys. 13), a następnie rozdział kolektywnych produktów.



Rys. 11. Schemat flotacji kolektywnej rud Zn-Pb



Rys. 12. Schemat flotacji kolektywnej rud Cu-Zn-Pb-Fe



Rys. 13. Schemat flotacji kolektywno-selektywnej rud Cu-Zn-Pb-Fe