

POLITECHNIKA WROCŁAWSKA

WYDZIAŁ GEOINŻYNIERII, GÓRNICCTWA I GEOLOGII

**WPŁYW DROBNEGO MIELENIA NA FLOTACJĘ  
KRAJOWYCH RUD MIEDZI**

**mgr inż. Aleksandra Potulska**

**Rozprawa doktorska**

Promotor: dr hab. inż. Andrzej Łuszczkiewicz

Wrocław, 2008 r.

I.	Wprowadzenie i cel pracy .....	4
II.	Część literaturowa .....	11
1.	Zarys fizykochemii flotacji ziarn drobnych .....	11
1.1.	Wstęp.....	11
1.2.	Wpływ wielkości ziarna na przebieg flotacji .....	14
1.3.	Kinetyka flotacji .....	18
1.4.	Wpływ ilości kolektora na przebieg flotacji .....	22
1.4.	Podstawowy akt flotacji – wpływ wielkości ziarna na prawdopodobieństwo kolizji .....	25
1.6.	Wpływ czynników hydrodynamicznych. Stopień aeracji zawiesiny i energia kolizji .....	26
1.7.	Wpływ wielkości pęcherzyków na prawdopodobieństwo adhezji.....	28
1.8.	Wpływ innych parametrów fizykochemicznych.....	30
1.8.1.	Kąt zwilżania.....	30
1.8.2.	Eh – potencjał elektrochemiczny .....	31
1.8.3.	Odczyn pH zawiesiny.....	32
1.8.4.	Stabilność piany .....	33
1.8.5.	Wyniesienie mechaniczne .....	34
2.	Mielenie – wpływ warunków przygotowania nadawy do flotacji .....	37
3.	Stopień uwolnienia a flotacja .....	40
4.	Problemy technologiczne. Rozwiązania w zakresie flotacji ziarn drobnych.....	41
5.	Charakterystyka rud z LGOM i technologii ich wzbogacania.....	46
5.1.	Charakterystyka złoża .....	46
5.2.	Charakterystyka rudy miedzi z rejonu ZG Polkowice- Sierszowice.....	48
6.	Podsumowanie części literaturowej .....	53
III.	<b>CZĘŚĆ BADAWCZA</b> .....	55
1.	Wstęp.....	55
2.	Materiały do badań.....	57
3.	Metodyka badań .....	58
3.1.	Analiza granulometryczna.....	58
3.2.	Badania kinetyki mielenia .....	59
3.3.	Badania flotacyjne.....	60
3.4.	Analizy chemiczne i mineralogiczne .....	63
4.	Omówienie wyników badań.....	64

4.1. Badania kinetyki mielenia .....	64
4.2. Badania flotacyjne .....	76
4.2.1. Ocena wpływu uwolnienia minerałów kruszczowych na przebieg flotacji .....	76
4.2.2. Wpływ ilości obrotów wirnika wyniki flotacji .....	94
4.2.3. Wpływ ilości powietrza na wyniki flotacji .....	106
4.2.4. Wpływ ilości zbieracza na wyniki flotacji .....	120
4.2.5. Ocena wyników flotacji w świetle analizy produktów na mikrositach .....	129
IV.    PODSUMOWANIE .....	150
V.    WNIOSKI .....	162
VI.    LITERATURA .....	165

## I. WPROWADZENIE I CEL PRACY

Rozwój cywilizacyjny świata stawia przed górnictwem XXI wieku nowe wyzwania zmuszające do szukania coraz doskonalszych rozwiązań w technologiach pozyskiwania surowców mineralnych, zwłaszcza metalicznych. Historia górnictwa jest historią wyczerpywania się bogatych złóż i konieczności sięgania po surowce coraz uboższe i trudniejsze w wykorzystaniu. Zjawiska te stały się głównym źródłem postępu w technologiach zarówno wydobywania jak i przeróbki kopalin. Z końcem XX wieku tendencje te nasiliły się, co spowodowało konieczność sięgania nawet po takie surowce, w których zawartości składników użytecznych zbliżają się do rzędów niewiele wyższych od poziomów średniej zawartości w skorupie ziemskiej. Składniki użyteczne w wielu współcześnie wydobywanych kopalinach, zwłaszcza metalicznych, są silnie rozproszone w skałach, w postaci coraz drobniejszych ziaren ich nośników. Surowce takie stają się coraz trudniej wzbogacalne, zarówno ze względu na trudności z uwalnianiem minerałów użytecznych od składników płonnych, jak i z powodu kłopotów ze skutecznym rozdziałem uwolnionych, ale bardzo drobnych ziarn w procesach wzbogacania (Van Loon, 2002; Łuszczkiewicz, 2002).

Jednym z ważnych kierunków gospodarki surowcowej jest opracowanie nowych i bardziej skutecznych metod pozyskiwania składników użytecznych z ubogich surowców pierwotnych oraz często dorównujących im jakościowo odpadów górniczych, przerobczych i hutniczych z wcześniejszej działalności wydobywczej i przetwórczej. Standardowe fizyczne metody wzbogacania (np. separacja magnetyczna, flotacja, separacja grawitacyjna) okazują się w takich przypadkach coraz mniej skuteczne, głównie z powodu trudności z uwolnieniem coraz drobniejszych ziarn minerałów użytecznych, często o rozmiarach pojedynczych mikrometrów, a także z powodu pogarszania się selektywności rozdziału minerałów zmielonych do tak drobnego uziarnienia. Problemy te dotyczą, lub w najbliższym czasie będą dotyczyły, większości wydobywanych surowców metalicznych. W takich przypadkach koniecznością staje się poszukiwanie nowych specyficznych warunków procesów wzbogacania materiału w ramach klasycznych metod fizycznych, a przede wszystkim, w na ogół skuteczniejszych od nich metodach fizykochemicznych. W dalszej perspektywie, gdy metody fizyczne wyczerpią swoje możliwości skutecznego rozdziału, postępu można oczekiwać głównie w procesach chemicznych np., hydrometalurgii, co dla wielu surowców np. typowych metali rzadkich, ma już miejsce (Van Loon, 2002).

Podstawową metodą wzbogacania surowców wymagających dla uwolnienia bardzo drobnego rozdrabniania jest, i zapewne w przyszłości pozostanie, flotacja. Jedynej drogi rozwiązania problemu pogarszającej się wzbogacalności surowców należy, zdaniem wielu autorów, szukać w zasadniczej zmianie „filozofii” pozyskiwania składników użytecznych. W przypadku flotacji trudno wzbogacalnych rud metali nieżelaznych, jednym z najważniejszych współcześnie kierunków rozwoju technologii są nowe rozwiązania mielenia rud do uziarnienia z zakresu pojedynczych mikrometrów i opracowanie warunków skutecznej flotacji przy takim uziarnieniu.

Zarówno praktyka flotacyjna, jak i wielu badaczy wskazują, że najlepsze wyniki flotacji minerałów kruszcowych obserwuje się przy uziarnieniu 0,020–0,100 mm (Trahar i Warren, 1976; Collins i Jameson, 1976, Pease i in., 2006). Z drugiej strony, liczne dane oraz zakresy stosowalności flotacji, opisywane w podręcznikach, wskazują także, że ziarna o uziarnieniu <0,010mm flotują znacznie gorzej od ziarn większych od tego rozmiaru.

Problem obniżającej się skuteczności flotacji, w związku z koniecznością głębokiego mielenia drobno uziarnionych rud metali nieżelaznych od wielu lat jest szeroko badany w przypadku kilku złóż rud cynkowo ołowionych w Australii (Mount Isa, McArthur River) Harbort i in.(1999). Liczne opracowania naukowe dotyczące problemów wzbogacania rud, zwłaszcza z tego rejonu, stworzyły podstawy nowych kierunków we współczesnych technologiach flotacji siarczkowych rud metali nieżelaznych. Dzięki nowym rozwiązaniom układów technologicznych mielenia i flotacji nadaw o uziarnieniu <0,008 mm, otrzymuje się koncentraty sfalerytowe z efektami zbliżonymi do wskaźników wzbogacania nadaw o uziarnieniu >0,010 mm (Johnson, 2006; Pease i in., 2006). Należy jednak podkreślić, że większość opublikowanych prac traktujących o problemach flotacji ziarn bardzo drobnych, zaczynając od klasycznych prac Gaudina i Trahara (Gaudin, 1963; Trahar i Warren, 1976; Trahar, 1976), dotyczy głównie rud cynkowo-ołowiowych, czasami rud typu kompleksowego (Zn-Pb-Cu), rzadko typowych rud miedzi, w których głównym minerałem miedzionośnym zwykle jest chalkopiryt. Prace te dotyczą wyłącznie rud typu „pierwotnego” – genetycznie związanych z procesami magmowymi. Brak w literaturze światowej prac dotyczących wzbogacalności, specyficznych pod wieloma względami, rud pochodzenia osadowego. Takie informacje byłyby przydatne dla porównania, czy poszukiwania rozwiązań problemów wzbogacania krajowych osadowych rud miedzi, charakteryzujących się bardzo drobnoziarnistą mineralizacją. Można przypuszczać, że główne cechy odróżniające minerały miedzionośne pochodzące z osadowych rud miedzi od powszechnie opisywanych

w literaturze minerałów z rud typu pierwotnego, to przede wszystkim ich właściwości fizykochemiczne i złożony charakter wtrąceń w formie wrostków i przerostów z minerałami skały płonnej.

W przypadku rud miedzi z Lubińsko-Głogowskiego Okręgu Miedziowego (LGOM) problemy flotacji ziarn bardzo drobnych pojawiają się w zasadzie od początku eksploatacji i projektowania technologii ich wzbogacania. Rozwiązania technologiczne wzbogacania rud LGOM-u powstały według koncepcji sprzed ponad 40 lat i funkcjonują do dziś z niewielkimi praktycznie zmianami. Technologia zaprojektowana była i jest dostosowana do mineralizacji o rozmiarach ziarn kruszców głównie od 0,030 do 0,150 mm. Takie też informacje o mineralizacji przeważają w aktualnej i dostępnej literaturze mineralogiczno-geologicznej, a także technologicznej (Kijewski i Jarosz 1996; Spalińska i inni 1996). Obecnie, w krajowych zakładach przeróbki rud miedzi KGHM Polska Miedź SA, dolna granica wielkości ziarn w ruchowych analizach granulometrycznych, rejestrowana jest na poziomie 0,044 mm. Znacząca część wydobywanych rud z LGOM-u wymaga jednak bardziej głębokiego zmielenia dla uwolnienia minerałów siarczkowych. Dotyczy to głównie odmian rud określanych jako łupkowe, w których zawarta jest znaczna część zasobów metali w rudach LGOM-u. Odmiany te, pomimo że są najbogatsze w miedź i metale jej towarzyszące, w stosunku do pozostałych odmian litologicznych okazują się trudno wzbogacalnymi. Jedną z głównych tego przyczyn jest bardzo drobne uziarnienie minerałów metalonośnych i trudności zarówno z ich uwolnieniem jak i flotacją (Łuszczkiewicz, 2000). W ostatnich latach trudnym problemem we wzbogacaniu okazały się także rudy dolomitowe, głównie tzw. dolomit smugowany, występujący w znaczącej ilości w nadawie do Zakładu Wzbogacania Rud (ZWR) Polkowice (Łuszczkiewicz i Wieniewski, 2006). Rozdrobnienie rudy z rejonu Polkowice-Sieroszowice do uziarnienia około 70–75% <0,044mm, stosowane obecnie, nie zapewnia dostatecznego uwolnienia minerałów kruszczowych. Wiele analiz technologicznych wskazuje, że mineralizacja tej rudy wymaga zmielenia do uziarnienia <0,020 mm (Łuszczkiewicz i in., 2006). Jak wynika z rezultatów przedstawionych w niniejszej pracy – niekiedy nawet do rozmiaru 0,010 mm. Stosowane obecnie układy mielenia i klasyfikacji okazują się nieskuteczne wobec konieczności uwalniania ziarn minerałów siarczkowych o takich rozmiarach, a taka właśnie mineralizacja zaczyna przeważać w niektórych eksploatowanych rejonach złoża, np. jak we wspomnianych nadawach z rejonu kopalni Polkowice-Sieroszowice (Łuszczkiewicz i Wieniewski, 2006).

Nowe unikalne rozwiązanie problemu uwalniania drobno uziarnionych minerałów kruszczowych zaproponowali Łuszczkiewicz i Chmielewski (2006), które stało się podstawą wdrożonego układu technologicznego wzbogacania węglanowych rud miedzi. Rozwiązanie to polega na zmianie wzbogacalności flotacyjnej nadawy na drodze jej chemicznej obróbki – częściowego ługowania składników płonnych („chemiczne mielenie”), a zatem metody z pogranicza hydrometalurgii. W procesie tym, dzięki dużej „precyzji” uwalniania chemicznego poprzez ługowanie kwasem siarkowym, pojawia się część uwolnionych ziarn minerałów siarczkowych o skrajnie drobnych rozmiarach, które charakteryzują się umiarkowaną, a częściej złą, selektywnością rozdziału w procesie flotacji.

Analizując właściwości nadaw obecnie kierowanych do zakładów przerobczych oraz prognozy dotyczące wydobywanych w najbliższej przyszłości w LGOM rud miedzi, należy się spodziewać pogłębiania opisywanych zjawisk, głównie coraz drobniejszej mineralizacji nadaw do zakładów przerobczych, autorka tej rozprawy uznała, że ocena wzbogacalności rud miedzi w warunkach głębokiego mielenia rudy miedzi jest problemem technologicznym bardzo aktualnym, wymagającym szczegółowego rozpoznania.

## **Cel i zakres pracy**

Na podstawie rozważań licznych autorów, dotyczących definicji ziarn drobnych i grubych z punktu widzenia flotacji, uwarunkowań mineralogiczno-petrograficznych krajowych rud miedzi oraz kierując się możliwościami technicznymi badań, w tej pracy przyjęto, że ziarna drobne będą definiowane jako ziarna mniejsze niż 0,025 mm, a drobnym mieleniem będzie proces, którego produkt jest charakteryzowany określoną wysoką, np. co najmniej 80%-ową zawartością ziarn mniejszych niż 0,025 mm. Mielenie takie często określane jest przez technologów terminem głębokie mielenie i jest coraz częściej konieczną operacją dla uwolnienia minerałów metalonośnych w procesach przeróbki rud z LGOM.

Biorąc pod uwagę następujące uwarunkowania:

- brak opracowań dotyczących zagadnienia drobnego mielenia krajowych rud miedzi oraz obecności i zachowania się ziarn bardzo drobnych w procesach ich flotacji,

- jak również niewiele danych literaturowych opisujących wzbogacalność drobnych ziarn w przypadku specyficznych osadowych rud miedzi, jakimi są rudy z LGOM,
- a także wychodząc naprzeciw potrzebom technologii przeróbki tych rud,

autorka uczyniła celem swojej rozprawy zbadanie wpływu skutków drobnego mielenia na przebieg flotacji wybranego typu rudy. Cel ten, był rozumiany jako próba dokonania analizy wpływu stopnia zmielenia na przebieg flotacji krajowej rudy miedzi wymagającej, dla uwolnienia zawartych w niej minerałów użytecznych, doprowadzenia jej do drobnego uziarnienia.

Wpływ drobnego mielenia na flotację rudy siarczkowej można opisać badając oddziaływania podstawowych czynników natury fizycznej i fizykochemicznej. Spośród wielu z nich, w rozważaniach tej pracy uznano, że należą do nich kinetyka mielenia rudy i kinetyka flotacji, zagęszczenie zawiesiny, poziom pH zawiesiny, warunki odczynnikowe oraz warunki hydrodynamiczne takie jak ilość podawanego powietrza i prędkość obrotów wirnika maszyny flotacyjnej.

Wybór górnej granicy uziarnienia nadawy do flotacji  $<0,025$  mm, określanej w pracy jako drobne i uznane jako wymagające badań, podyktowane było tym, że w istniejących obecnie uwarunkowaniach wzbogacania krajowych rud z LGOM, takie wielkości ziarn są praktycznie poza kontrolą technologiczną, a niewątpliwie mają istotny wpływ na efekty końcowe procesów wzbogacania flotacyjnego.

Badana w pracy nadawa flotacyjna charakteryzowała się innymi parametrami uziarnienia w stosunku do standardowo stosowanych w zakładach wzbogacania KGHM Polska Miedź SA. Efekt zastosowanego w skali laboratoryjnej sposobu mielenia, praktycznie niemożliwy do osiągnięcia w istniejących układach technologicznych zakładów przerobczych KGHM Polska Miedź S.A, wykorzystano do zbadania relacji pomiędzy warunkami i skutkami głębokiego mielenia rudy miedzi a jej wzbogacalnością flotacyjną. Stąd ważnym elementem pracy była analiza zachowania się w procesie flotacji głównych minerałów kruszczowych obecnych w rudzie, doprowadzonych do uziarnienia  $<0,025$  mm.

Do badań użyto próbkę rudy miedzi, której mineralizacja kruszczowa wskazywała, że dla uwolnienia minerałów miedzi konieczne jest zmielenie jej do uziarnienia  $<0,020-0,025$  mm. W przekonaniu autorki, określenie zależności pomiędzy wymienionymi warunkami i czynnikami powinno być pomocne przy wyborze kierunków modernizacji układów



technologicznych wzbogacania krajowych rud miedzi zarówno na etapie mielenia jak i prowadzenia flotacji nadaw, przygotowanych w sposób gwarantujący wysoki stopień uwolnienia naturalnie drobno uziarnionych kruszców w rudach miedzi, z określonych rejonów złóż eksploatowanych w LGOM. Wobec braku w dostępnych źródłach jakichkolwiek informacji dotyczących składu granulometrycznego i właściwości ziarn znajdujących się w materiale zmielonym do uziarnienia  $< 0,025\text{mm}$ , a nawet takich braków dla standardowej granicy analiz w praktyce technologicznej  $< 0,044\text{mm}$ , powstał dylemat dotyczący wyboru szczegółowego zakresu badań. Spośród bardzo wielu istotnych czynników wpływających na proces, wymagających zbadania, zdecydowano się wybrać tylko kilka z nich, czyniąc je przedmiotem badań.

Praca składa się z części literaturowej i części opisującej badania własne autorki. W rozdziale literaturowym, starano się dokonać analizy poglądów różnych autorów, głównie praktyków związanych z badaniami technologicznymi, a także teoretyków, na problemy wpływu wielkości ziarn mineralnych na skuteczność ich rozdziału w procesach flotacji. W części badawczej przedstawiono analizę flotacji materiału o uziarnieniu  $< 0,025\text{ mm}$  z określeniem wpływu następujących czynników:

- ilości standardowego odczynnika zbierającego
- warunków hydrodynamicznych flotacji badanego materiału
- stopnia uwolnienia z analizą rozkładu głównych minerałów kruszczowych w produktach flotacji
- składu ziarnowego mineralogicznego i chemicznego produktów flotacji w klasach ziarnowych:  $0-0,010$ ,  $0,010-0,015$  i  $0,015-0,025\text{ mm}$ .

Realizując niniejszą pracę zdawano sobie sprawę z pominięcia w przeprowadzonych badaniach szeregu ważnych czynników decydujących o przebiegu flotacji, zwłaszcza dotyczących ziarn traktowanych we flotacji jako bardzo drobne. Czynniki te, to właściwości powierzchniowe minerałów, stan jonowy zawiesiny flotacyjnej, wpływ pH środowiska i potencjału redox zawiesiny, ilości odczynnika spieniającego i jego współdziałanie z kolektorem, właściwości generowanych pęcherzyków powietrza, itp.

Jak można zauważyć wybrane jako przedmiot badań czynniki w większości należą do grupy typowych parametrów o charakterze bardziej fizycznym, a nawet „mechanicznym”, choć wiadomo, że flotacja jest metodą rozdziału wykorzystującą głównie właściwości fizykochemiczne składników układu flotacyjnego: minerałów, fazy ciekłej i gazowej z ich złożonymi właściwościami powierzchniowymi. Na badane w pracy poszczególne wybrane

czynniki mają niewątpliwie silny wpływ liczne parametry fizykochemiczne, których w badaniach w ramach tej pracy w zasadzie nie analizowano, a nawet nie rejestrowano, jednak zdawano sobie sprawę, że badane wybrane czynniki są w pewnym sensie wypadkową tych skomplikowanych oddziaływań i parametrów fizykochemicznych.

## II. CZĘŚĆ LITERATUROWA

### 1. Zarys fizykochemii flotacji ziarn drobnych

#### 1.1. Wstęp

Proces flotacji polega na separacji ziarn rozproszonych w zawieszynie flotacyjnej. Podczas separacji zachodzą złożone zjawiska chemiczne i fizyczne związane z współdziałaniem fazy stałej, ciekłej i gazowej, które są w ciągłym kontakcie ze sobą. Fazą stałą są ziarna mineralne, ciekłą – woda zwykle z roztworzonymi w niej odczynnikami flotacyjnymi, a gazową – pęcherzyki (zwykle powietrza). Rozdział minerałów użytecznych od pozostałych ziarn dokonuje się przez wynoszenie na powierzchnię ziarn minerałów przyczepiających się, dzięki odpowiednim właściwościom powierzchniowym, do pęcherzyków i transportowanie ich do produktu pianowego. Proces flotacji zależy od stopnia uwolnienia minerałów użytecznych. Jak w każdym procesie wzbogacania, im dokładniej uwolnione są minerały użyteczne, tym łatwiej wzbogacalną jest dana nadawa. Skuteczność procesu uwalniania, realizowanego przez rozdrabnianie (kruszenie i mielenie), zależy od wielu czynników, głównie od właściwości skał i tworzących je minerałów oraz od charakteru procesu rozdrabniania.

Idealne uwolnienie zachodzi wtedy, gdy w trakcie rozdrabniania dochodzi do rozrywania więzi dokładnie wzdłuż wszystkich płaszczyzn zrastania się różnych minerałów, np. płońskiego i użytecznego. Niestety w wielu skałach, w tym w większości rud metali, więzi pomiędzy różnymi minerałami są często silniejsze od wiązań wewnątrz kryształu (płaszczyzny łupliwości), stąd zaznacza się tendencja przełamania przechodzącego wewnątrz ziarn mineralnych (Gaudin, 1963). Jeśli przez mielenie otrzymuje się coraz drobniejsze ziarna – wzrasta więc stopień uwolnienia minerałów. W praktyce, zmielenie rudy do uziarnienia nawet znacznie mniejszego niż naturalne w skale, nie doprowadza do całkowitego uwolnienia minerałów użytecznych, a jedynie zwiększa ich uwolnienie prowadząc równocześnie do przemielenia części z nich (Laskowski i Łuszczkiewicz, 1989). Powszechnie panuje przekonanie, że przemielenie uwolnionych już ziarn może doprowadzić do ich wyjścia poza zakres stosowalności metody wzbogacania i na przykład w przypadku flotacji, może prowadzić do pogorszenia skuteczności wzbogacania.

Poza stopniem uwolnienia minerałów, proces flotacji jest zależny od wielu innych czynników, które można zebrać w czterech grupach:

1. czynniki charakteryzujące zawiesinę flotacyjną takie jak: zagęszczenie części stałych w zawiesinie, skład ziarnowy, kształt ziarn, gęstość ziarn, właściwości fazy rozpraszającej, temperatura,
2. czynniki związane z warunkami odczynnikowymi: postać, rodzaj oraz ilość stosowanych odczynników, sposób i kolejność ich podawania, czas kontaktu odczynnika z zawiesiną flotacyjną,
3. czynniki wynikające z właściwości mineralogiczno-strukturalnych fazy stałej w zawiesinie flotacyjnej, w tym fizykochemicznych właściwości powierzchni ziarn,
4. czynniki związane z konstrukcją i zasadą działania maszyny flotacyjnej, takie jak sposób i stopień napowietrzania zawiesiny flotacyjnej, intensywność mieszania, czas retencji flotacji, sposób odbioru produktu pianowego.

Proces flotacji można, jak podaje na przykład Schulze (1992, 1993), potraktować jako składający się z mikroprocesów zachodzących w czasie i w przestrzeni kolejno po sobie. W celu otrzymania prostego modelu mechanizmu elementarnego aktu flotacji proponuje się ograniczyć mikroprocesy do trzech podstawowych:

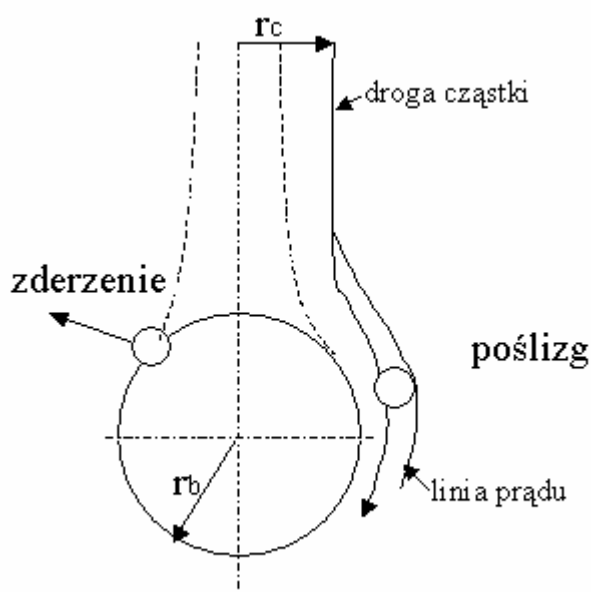
- a. zderzenia (kolizji) pęcherzyka powietrza z ziarnem mineralnym,
- b. utworzenia cienkiego filmu wodnego między pęcherzykiem i ziarnem mineralnym, zerwanie filmu i połączenie pęcherzyka z ziarnem,
- c. stworzenia stabilnego agregatu ziarno-pęcherzyk.

Bardziej ogólny opis flotacji zaproponowali Lynch i współpracownicy (1981) wskazując na dwa makroprocesy.

1. Przejście składników zawiesiny do piany, na które składają się:
  - transport agregatów ziarno-pęcherzyk do piany flotacyjnej
  - wynoszenie uwięzionych ziarn pomiędzy kilkoma pęcherzykami do produktu pianowego.
2. Przejście składników z piany do zawiesiny flotacyjnej, na które składają się:
  - drenaż wyniesionych do piany i uwięzionych pomiędzy pęcherzykami ziarn z powrotem do zawiesiny,
  - pękanie pęcherzyków lub rozpad agregatów ziarn z pęcherzykami i ich powrót z piany flotacyjnej do zawiesiny oraz przemiana piany w zawiesinę flotacyjną.

W cytowanych pracach można ponadto znaleźć sugestie i wyróżnienia charakterystycznych cech odnoszących się do flotacji ziarn drobnych:

- zderzenie ziarna z pęcherzykiem – drobne ziarno posiada małą energię kolizji ze względu na swoją niewielką masę i energię poruszania się,
- adhezja ziarna do pęcherzyka – mechanizm tworzenia agregatu pokazano na rys. 1.
- wynoszenie ziarn do fazy piany – bardzo specyficzne dla ziarn drobnych, ziarna mogą być łatwo unoszone przez uwięzienie ich pomiędzy innymi agregatami ziarno-pęcherzyk lub tworząc agregat z innym ziarnem już połączonym z pęcherzykiem.



Rys. 1. Tworzenie agregatu ziarno-pęcherzyk,  $r_c$  – promień kolizji,  $r_b$  – promień pęcherzyka (na podstawie: Schulze, 1992; Schulze, 1993).

Aby nastąpiło trwałe utworzenie agregatu ziarno-pęcherzyk, siły wiązania kapilarnego między ziarnem i pęcherzykiem muszą przeważać nad sumą sił zewnętrznych. Jeśli warunek ten zostanie spełniony, możliwe jest przeniesienie agregatu do warstwy piany, która ulegając coraz większej mineralizacji tworzy koncentrat pianowy.

Adhezja pęcherzyka i ziarna znajdujących się w bliskim sąsiedztwie może zajść (Schulze, 1993; Nguyen i in., 1997; Phan i in., 2003; Ralston i in., 2002) gdy:

- zachodzi zderzenie pomiędzy pęcherzykiem i ziarnem, w wyniku czego powierzchnia pęcherzyka zostaje mocno zdeformowana; pęka cienki film wodny pomiędzy pęcherzykiem powietrza a ziarnem i następuje ich połączenie – tworzą agregat,

- ziarno ślizga się wzdłuż powierzchni, powstaje niewielkie zniekształcenie powierzchni pęcherzyka.

Stosunek między czasem trwania kolizji lub poślizgu, a czasem zaniku filmu wodnego, liczonym do momentu jego przerwania, decyduje o powstaniu agregatu ziarno–pęcherzyk. Stąd prawdopodobieństwo adhezji zależy od rodzaju zderzenia i jego energii. Poziom energii kinetycznej powinien być na tyle duży, by było możliwe pokonanie bariery potencjału oddziaływania ziarna z pęcherzykiem, ale jednocześnie na tyle mały by nastąpiło trwałe połączenie. Kolizja ziarna z pęcherzykiem jest możliwa dla dużych, ciężkich ziarn poruszających się ze znaczną prędkością prostopadle do powierzchni pęcherzyka. Poślizg może mieć miejsce w przypadku lekkich ziarn, poruszających się z niewielką prędkością. Z punktu widzenia przedmiotu tej pracy, istotna jest analiza charakterystycznego zachowania się drobnych ziarn z dominującym poślizgiem po powierzchni pęcherzyka, dlatego też ten aspekt przedstawiono bardziej szczegółowo.

Prawdopodobieństwo adhezji w wyniku poślizgu zależy od następujących czynników:

- rodzaju ruchu ziarn w obszarze przepływających pęcherzyków powietrza, czy jest to ruch turbulentny, czy laminarny,
- jednorodności powierzchni pęcherzyka,
- krytycznej grubości filmu wodnego – wartości, dla której film zostaje przerwany
- rozmiarów ziarna

i może być opisane równaniem (1) (Schulze, 1993):

$$P_{asl} = \sin^2 \varphi_{kryt}, \quad (1)$$

gdzie:

$P_{asl}$  - oznacza prawdopodobieństwo poślizgu

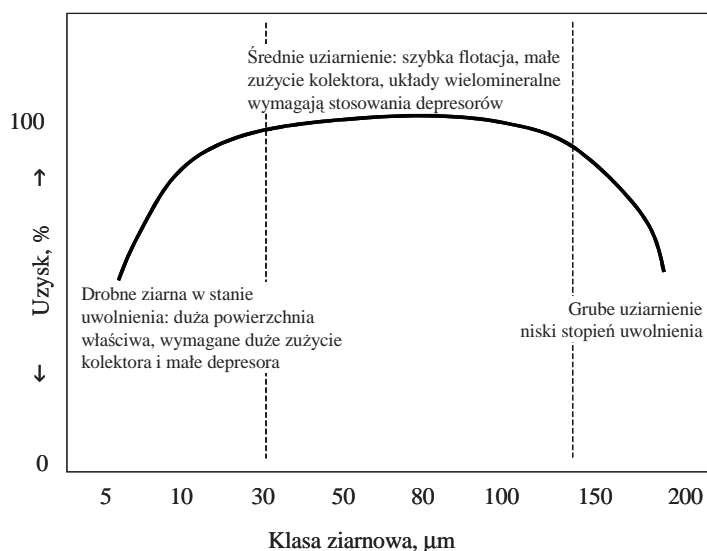
$\varphi_{kryt}$  - jest krytyczną wartością kąta zderzenia, po osiągnięciu której nie jest możliwa adhezja na skutek poślizgu.

Prawdopodobieństwo adhezji w wyniku poślizgu jest tym większe, im mniejsza jest rzeczywista prędkość unoszenia się pęcherzyków powietrza. Dlatego warunki aeracji zawiesiny podczas flotacji powinny być różne dla ziarn drobnych i grubych (Schulze, 1992).

## 1.2. Wpływ wielkości ziarna na przebieg flotacji

Wielkość ziarna jest jednym z głównych parametrów mających wpływ na flotację. Parametr ten przyjmuje różne wartości zależnie od flotowanego materiału.

Typowy przebieg flotacji w skali przemysłowej dla różnych klas ziarnowych, najczęściej przedstawiany jest tak, jak to pokazano, według Pease'a i współpracowników (2006) na rys. 2. z wyszczególnieniem ważniejszych uwarunkowań procesu. Z rysunku tego jednoznacznie wynika, że poniżej i powyżej pewnej wielkości ziarna skuteczność flotacji wyraźnie spada. Jednak cytowani autorzy wykazali, że flotacja ziarn drobnych może być skuteczna w praktyce przemysłowej, gdy uwzględni się wyniki badań, które sugerują zastosowanie odpowiednich, różnych warunków procesu dla ziarn drobnych i grubych. Należy podkreślić, że w licznych badaniach laboratoryjnych i technologicznych stwierdzono, że głównym czynnikiem decydującym o skuteczności rozdziału flotacyjnego ziarn bardzo drobnych, obok odpowiednich warunków fizykochemicznych układu, jest i w tym przypadku



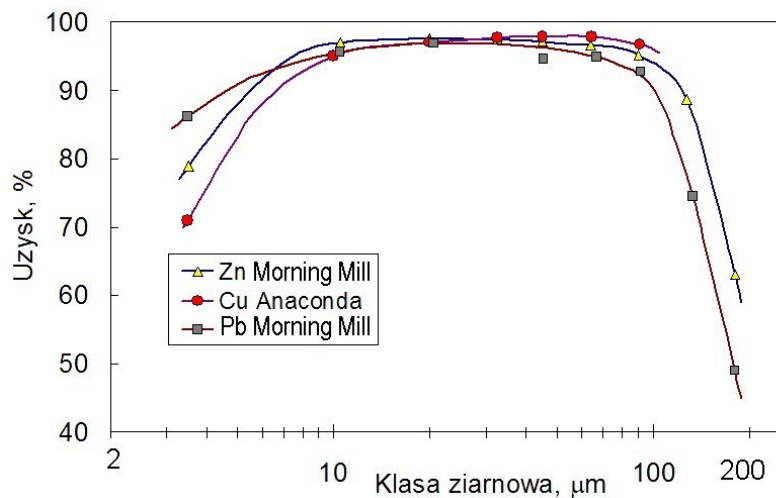
Rys. 2. Obraz wpływu wielkości ziarna na skuteczność rozdziału w procesie technologicznym flotacji według Pease'a i in. (2006)

przez Trahara i Warrena (1976) na podstawie danych Gaudina oraz opublikowane przez Bayraktara i in. (1991) na podstawie danych z pracy Lyncha i in. (1981). Na rysunkach tym można zauważyć wyraźny spadek uzysku minerałów siarczkowych dla ziarn mniejszych niż 0,010 mm i większych niż 0,050 mm. Spadek uzysku minerałów miedzionośnych dla ziarn poniżej 0,010 mm występuje mimo wysokiego stopnia uwolnienia materiału. Zjawiska te ujawniają się zwykle w sposób wyraźny w rozkładzie strat metalu w klasach ziarnowych odpadów flotacyjnych, jak to pokazano na rys. 5 (Lynch i in. 1981). Wartości graniczne wielkości ziarn dobrze flotujących są różne dla różnych minerałów siarczkowych, gdyż decydują o tym ich takie właściwości fizykochemiczne jak gęstość i budowa krystalochemiczna decydująca o ich właściwościach powierzchniowych, związanych także

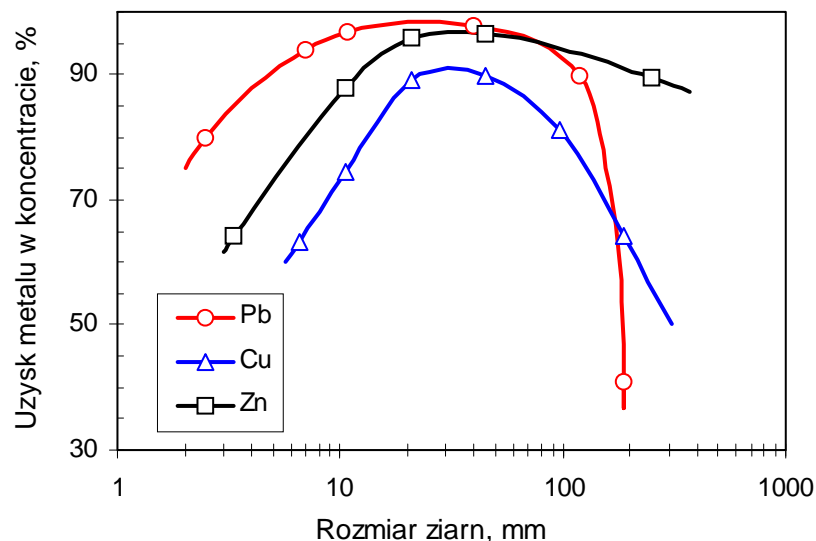
uwolnienie ziarn oraz utrzymanie warunków gwarantujących czystość powierzchni ziarn nadawy flotacyjnej.

Trahar (1976) określił optymalny przedział flotowalności dla chalkopirytu zaliczając ziarna o rozmiarach od 0,015 do 0,060 mm do tego przedziału. Na rys. 3 i 4 pokazano zależności uzysku od wielkości ziarn rud siarczkowych trzech metali, flotowanych w warunkach przemysłowych przedstawione

z genezą złoża. Wyraźnie pokazuje to przykład zmienności zakresu wielkości optymalnego przedziału flotacji ziarn sfalerytów pochodzących z różnych złóż, co za Traharem i Warrenem (1976) pokazano na rys. 6. Z rysunku tego widać jak uzysk cynku, dla ziarn poniżej 0,015 mm, w przypadku rudy z kopalni Broken Hill South wyraźnie obniża się, a dla rudy z kopalni Morning Mill uzysk przy tej wielkości ziarna nadal wynosił około 95% i małał dopiero dla ziarn mniejszych niż 0,010 mm. W warunkach laboratoryjnych natomiast, nośniki cynku (sfaleryt) wydzielano z rudy w klasie ziarnowej <0,005 mm z uzyskiem aż 95% . Świadczy to o tym, że odpowiednio kontrolowany przebieg procesu gwarantować może znacznie korzystniejsze wyniki.

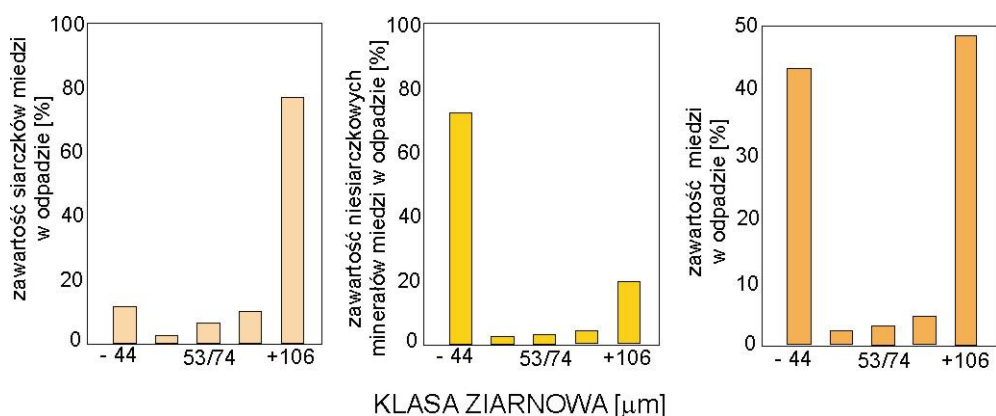


Rys. 3. Wpływ wielkości ziarna na uzysk w warunkach przemysłowych flotacji siarczkowych rud miedzi, ołowiu i cynku (Trahar i Warren 1976, za Gaudinem i in. 1931)

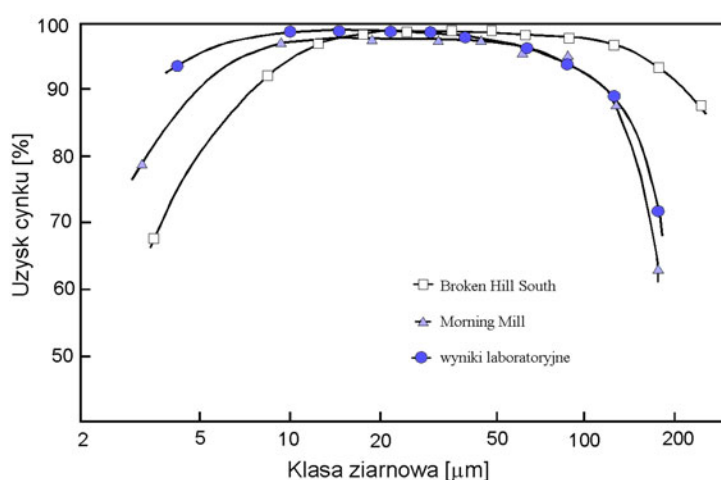


Rys. 4. Wpływ wielkości ziarna na uzysk w procesach flotacji w warunkach przemysłowych siarczkowych rud miedzi, ołowiu i cynku (Bayraktar i in., 1991, na podstawie danych Lyncha i in. 1981)





Rys. 5. Rozkład strat siarczkowych i niesiarczkowych minerałów miedzi w odpadach flotacji rudy porfirowej chalkopirytowo – bornitowej (Lynch i in., 1981)



Rys. 6. Porównanie wyników laboratoryjnych flotacji sfalerytu pochodzącego z różnych złóż (Trahar i Warren, 1976)

W literaturze, oraz w publikowanych analizach procesów przemysłowych wzbogacania, pojęcia ziarn grubych i drobnych nie mają jednoznacznie zdefiniowanych granic wielkości. Wynika to między innymi, z samego, często umownego zróżnicowania granic przedziałów uziarnienia na drobne/średnie/grube, zależnie od rodzaju flotowanego materiału. Przykładowo Ralston (1992), dla flotacji węgla kamiennego, ziarno drobne definiuje jako ziarno o średnicy 0,100–0,200 mm, a dla minerałów siarczkowych o średnicy około 0,005 mm. Norrgran i Armstrong (1985) posługują się terminem mielenie drobnych ziarn dla ziarn rudy miedzi poniżej 0,050 mm. Kirjavainen (1996), za optymalny dla minerałów siarczkowych przedział wielkości ziarn wynikający z jego gęstości, przyjął ziarna o średnicach od około 0,020 do 0,070 mm, w których najlepiej flotują. Rubio (2002) natomiast, określił ziarna rudy miedzi o średnicach od 0,074 do 0,007 mm, jako ziarna drobne. Klassen i Mokrousov (1959) zakres maksymalnego uzysku dla fluorytu obserwują w skali przemysłowej dla ziarn 0,010-0,090, a w skali laboratoryjnej od 0,040 do 0,110 mm. Dla siarczkowych minerałów miedzi zakresy

maksymalnej flotowalności w większości przypadków opisywanych przez Lyncha i in. (1981) oraz Trahara (1981) stwierdzone są dla ziarn  $>0,020$  mm.

Na podstawie wielu publikowanych prac dotyczących wpływu wielkości ziarn na przebieg flotacji, w tym odnoszonych do procesów przemysłowych, a prezentowanych przez różnych autorów, autorka tej pracy przyjęła, że ziarna drobne będą definiowane jako ziarna mniejsze niż 0,020 lub 0,025 mm, a ziarna grube jako ziarna o średnicy większej niż 0,070 mm, choć dla przypadku rudy badanej w tej pracy, bardziej odpowiednią granicą powinno być 0,040 mm. Decydujący wpływ na przyjęcie takich granic miały także właściwości mineralogiczne krajowych rud miedzi z LGOM, a zwłaszcza części odmian litologicznych dolomitowych i ilastych (łupkowych), o typowo drobnoziarnistej mineralizacji miedziowej.

### 1.3. Kinetyka flotacji

W komorze flotacyjnej ziarna minerału przechodzą z zawiesiny do produktu pianowego z określoną prędkością oraz z pewną skutecznością nazywaną selektywnością. Te dwa parametry są jednymi z najważniejszych w ocenie technologii flotacji. Na prędkość flotacji wpływa wiele parametrów (Laskowski, 1974). Jednym z ważniejszych jest wielkość ziarn flotowanej nadawy, którą jak większość czynników wpływających na flotację, nie można analizować w oderwaniu od równoczesnego wpływu większości pozostałych.

Często stosowane równanie prędkości flotacji w formie ogólnej ma następującą postać (Laskowski i in. 1977):

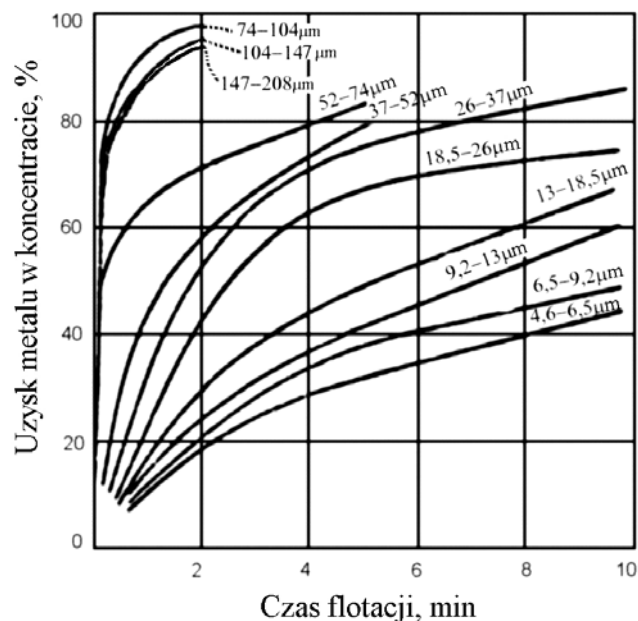
$$\frac{d\varepsilon}{dt} = k(1 - \varepsilon)^n \quad (2)$$

gdzie:

- $\varepsilon$  – uzysk w czasie  $t$
- $k$  – stała prędkości flotacji
- $n$  – liczba dodatnia wskazująca rząd równania

Równanie na prędkość flotacji zwykle otrzymuje się przez dopasowywanie wyników doświadczalnych do równań matematycznych. Liczne wyniki laboratoryjne i przemysłowe wskazują, że  $n$  z równania (2) może zmieniać się od 1 do 6. Istnieje wiele modyfikacji równania 2 (Mitrofanov, 1967).

Taggart (1956) badał zależności kinetyczne uzysku od wielkości ziarna w warunkach standardowej flotacji chalkopirytowej rudy miedzi pokazane na rys. 7. Jak z tego rysunku widać im mniejsze ziarna tym wolniej przebiega proces.



Rys. 7. Kinetyka flotacji rudy miedzi w różnych klasach ziarnowych (Taggart, 1956)

Gaudin (1963) wprowadził do opisu flotacji pojęcia właściwej prędkości flotacji  $Q$  i współczynnika mineralizacji  $M$ . Właściwą prędkość flotacji opisuje wzór:

$$Q = \frac{r}{c \cdot V} \quad (3)$$

gdzie:

- $c$  – stężenie dowolnego składnika w masie zawiesiny,  $\text{g/dm}^3$  wody
- $V$  – objętość wody w komorze flotacyjnej
- $r$  – prędkość wyflotowywania pożądanego składnika w  $\text{g/jednostkę czasu}$ .

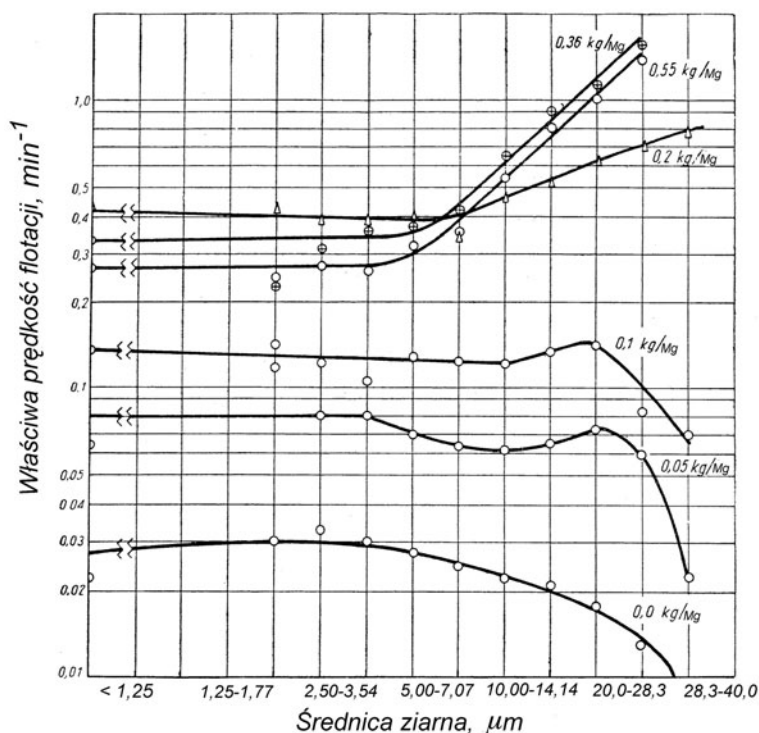
Fizyczne wymiary właściwej prędkości flotacji są odwrotnie proporcjonalne do czasu  $t^{-1}$ . Jeśli  $r$  wyrażone jest w  $\text{g/min}$ , to  $Q$  wyrażone jest w  $\text{min}^{-1}$ . Jak podaje Gaudin (1963), właściwa prędkość flotacji porównuje zachowanie się i właściwości składników pod względem zdolności flotowania. W podanym przez niego przykładzie właściwa prędkość flotacji minerałów miedziowych okazuje się około 150 razy większa niż kwarcu.

Współczynnik mineralizacji  $M$  jest elementem oceny w opisie kinetyce flotacji. Jest to stosunek udziału masowego  $c$  wyflotowanego składnika w odpowietrzonym i nieodwodnionym koncentracie do udziału tego samego składnika w zawieszynie, z której pochodzi koncentrat. Współczynnik mineralizacji równy jedności wskazuje, że składnik zachowuje się jak woda. Współczynnik większy od jedności wskazuje, że części stałe uzyskane w koncentracie są w przewadze w stosunku do wody, a współczynnik mniejszy od

jedności pokazuje, że części stałe przechodzą w mniejszej ilości do koncentratu niż woda. Zatem współczynnik ten opisany jest wzorem:

$$M = \frac{C_{piana}}{C_{zawiesina}} \quad (4)$$

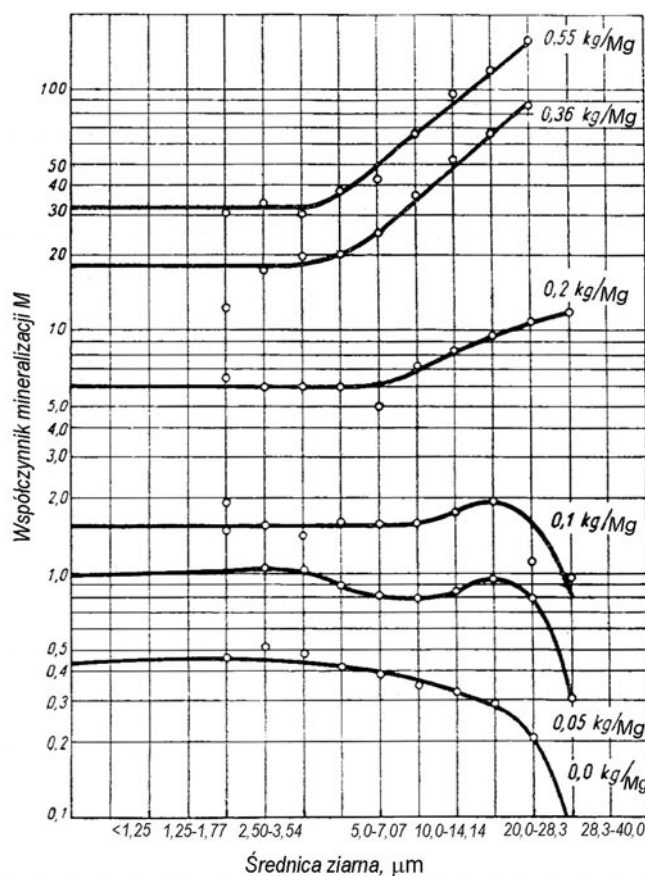
Opisane przez Gaudina problemy wpływu wielkości ziarna na wskaźniki kinetyczne dotyczą głównie badań podstawowych na czystej galenie. Stwierdza on, że dla danego



Rys. 8. Zależność właściwej prędkości flotacji od wielkości ziarna i ilości zbieracza; minerał - galena; odczynnik - etyloksantogenian potasowy w ilości podanej na wykresach (Gaudin, 1963)

dodatku odczynnika zbierającego właściwa prędkość flotacji i współczynnik mineralizacji zmniejszają się liniowo ze zmianą wielkości ziarna od 0,028 mm do około 0,004 mm. Dla ziarn mniejszych od 0,004 mm stwierdzono jednak, że wskaźniki te nie zależą od ich wielkości. Przypuszcza on także, że w zawiesinach galeny w wodzie, bez obecności innych ciał stałych, ziarna galeny zachowują się jak indywidualne cząstki, gdy są większe od 0,004 mm. Ziarna mniejsze od 0,004 mm, prawdopodobnie flokulują, a otrzymane wyniki określają raczej kinetykę flokuł galenowych niż indywidualnych ziarn galeny. Cytowany Gaudin (1963), na podstawie danych innych badaczy pokazał, że zmiany współczynnika mineralizacji oraz właściwej prędkości flotacji w zależności od dodatku odczynnika zbierającego i wielkości ziarn, mogą być bardzo duże. Widać to wyraźnie na rys. 8 i 9, na których

wykazano 1000-krotne zwiększenie się mineralizacji  $M$  dla maksymalnego dodatku zbieracza i ziarn wielkości 0,037 mm (400 mesh).

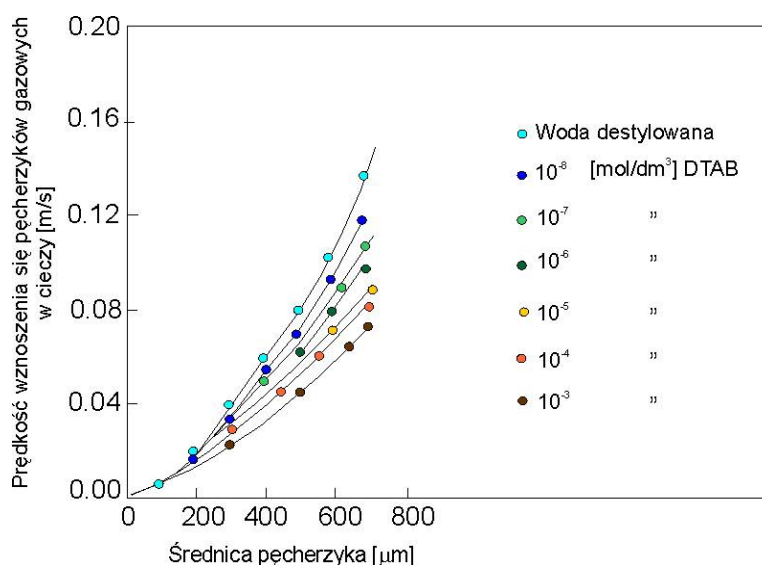


Rys. 9. Zależność współczynnika mineralizacji od wielkości ziarna i ilości zbieracza; minerał - galena; odczynnik - etyloksantogenian potasowy w ilości podanej na wykresach (Gaudin, 1963)

Ahmed i Jameson (1985) stwierdzili, że przy mieszaniu zawiesiny w maszynie flotacyjnej w stałych warunkach, prędkość flotacji zależy od wielkości pęcherzyka jest zdeterminowana zarówno gęstością jak i wielkością ziarna. Bardzo małe pęcherzyki o średnicach  $<0,100$  mm znacznie przyspieszają prędkość flotacji bardzo drobnych ziarn. Gęstość ziarn jest czynnikiem w pewnym stopniu decydującym o prawdopodobieństwie połączenia ziarna z pęcherzykiem, wyższa gęstość przyspiesza przechwycenie ziarna przez pęcherzyk, gdyż ziarno takie ma większą bezwładność. Zatem, o ile przy ziarnach o mniejszej gęstości korzystna jest większa dynamika ruchu zawiesiny wywołanego przez wirnik, to przy wyższej gęstości konieczny jest dobór pewnego optymalnego zakresy obrotów.

Na wielkość i zachowanie się pęcherzyków mają wpływ dozowane do układu odczynniki flotacyjne. Gaudin (1963) opisał doświadczenia, z których wynikało, że pęcherzyk

o począwszy od średnicy około 0,010 mm w roztworze wodnym  $\alpha$ -terpineolu poruszał się z prędkością tym mniejszą im większe było stężenie tego odczynnika. Potwierdziły to badania innych autorów, w tym Karzana i Małysy (2002), z których wynika, że zjawisko to dotyczy nawet bardzo niskich stężeń. Spadek prędkości wznoszenia się pęcherzyka oznacza wydłużenie czasu kontaktu przy zderzeniu się z ziarnem. Solari i Gochin (1992) na podstawie wyników Brandona (1985) przedstawili podobną zależność dla kolektorów (rys. 10). Rosnąca dawka kolektora ma podobny efekt na prędkość wznoszących się pęcherzyków do rosnącej dawki spieniacza, co wyjaśnić można oddziaływaniem zbieracza pojawiającego się na granicy faz pęcherzyk–ciecz. Zaadsorbowane na granicy faz cząsteczki bądź jony związków surfaktantów, jakimi są zbieracze i spieniacze, zwiększają „szorstkość” granicy fazowej, co spowalnia przemieszczanie się pęcherzyka w roztworze.



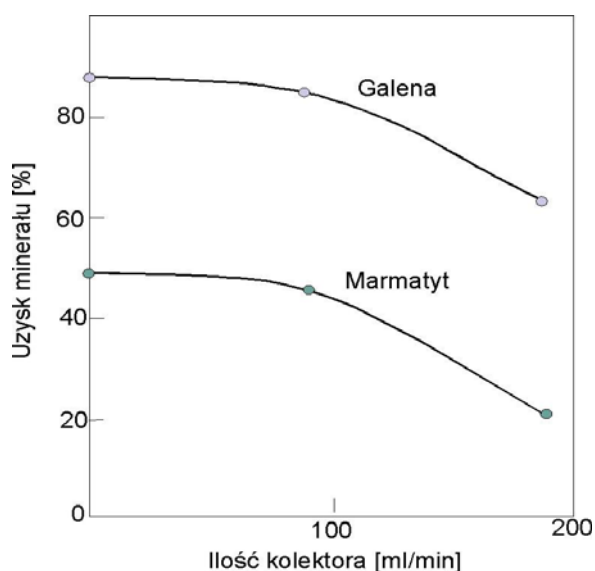
Rys. 10. Wpływ ilości zbieracza na tempo wznoszenia się pęcherzyków gazowych w cieczy, na przykładzie zbieracza DTAB ( $\text{N}_4\text{C}_{12}\text{H}_{25}(\text{CH}_3)_3\text{Br}$ ) (Solari i Gochin 1992)

#### 1.4. Wpływ ilości kolektora na przebieg flotacji

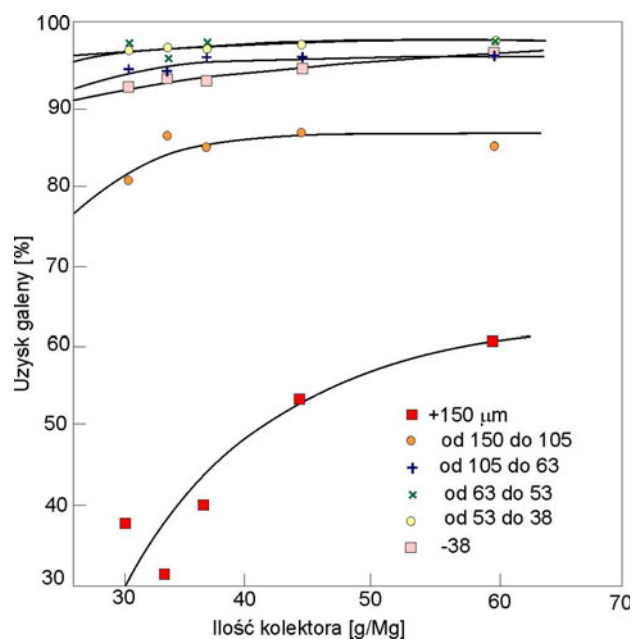
Na rys. 8 i 9 pokazano zależności opisane przez Gaudina (1963), które wskazują, że ze wzrostem ilości zbieracza rośnie zarówno prędkość flotacji, która jest stała dla danych różnych dawek odczynnika dla ziarn o rozmiarach od pojedynczych mikrometrów do około 0,005-0,007 mm, po czym rośnie w przypadku ziarn grubszych przy większych niż 200 g/Mg dawkach zbieracza, i maleje przy jego mniejszych dawkach (poniżej 100 g/Mg). Dane te otrzymano dla czystej galeny. Cytowany autor sugeruje, że w obydwu przypadkach zderzenia ziarn z pęcherzykami skutkują jednakowym prawdopodobieństwem wyflotowania

każdego ziarna, bez względu na jego wielkość. W przypadku jednak mniejszych ilości odczynnika, prawdopodobieństwo skutecznych zderzeń ziarna z pęcherzykiem, a więc flotacji, będzie wyraźnie zależało od stopnia pokrycia nim powierzchni ziarn.

Wiele danych z praktyki laboratoryjnej i przemysłowej wskazują, że zwiększenie ilości kolektora powoduje wzrost uzysku, do momentu przekroczenia określonej dawki. Dalsze zwiększanie ilości zbieracza powoduje jedynie niewielki wzrost uzysku. Przypadek taki opisany przez Lyncha i in. (1981) dla flotacji czyszczącej galeny i marmatytu w warunkach przemysłowych ilustruje rys. 11. Widoczny jest spadek uzysku obu minerałów siarczkowych po przekroczeniu ilości 100 cm<sup>3</sup>/min podawanego ksantogenianu. Według Plaksina i in. (1957) tłumaczyć to można tworzeniem się na minerałach kilku warstw ksantogenianu. Jeśli ostatnia warstwa nie będzie ułożona łańcuchem węglowodorowym w kierunku zawiesiny flotacyjnej, to hydrofobowość ziarna, na którym jest zaabsorbowany kolektor, obniży się.



Rys. 11. Wpływ ilości kolektora (ksantogenianu) na uzysk we flotacjach czyszczących galeny i marmatytu w warunkach przemysłowych (Lynch i in., 1981)



Rys. 12. Wpływ ilości kolektora na uzysk flotacji dla ziarn o różnych wielkościach w warunkach przemysłowych flotacji głównej galeny (Lynch i in., 1981)

Na rys. 12 pokazano zależność uzysku galeny w różnych klasach ziarnowych we wstępnym koncentracie w warunkach przemysłowych przy różnych ilościach kolektora. Wpływ zmian dawki kolektora jest największy dla ziarn powyżej 0,150 mm, natomiast okazuje się niewielkim dla ziarn poniżej 0,100 mm. Thorne (1975), powołując się na Sutherlanda i Warka (1955) tłumaczy to tym, że wzrost koncentracji zbieracza w zawiesinie

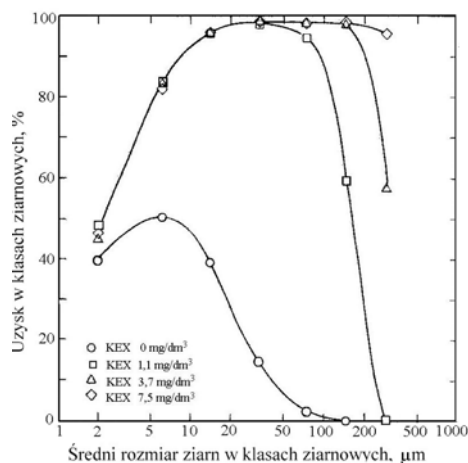
flotacyjnej przyspiesza czas wytworzenia się maksymalnego kąta zwilżania na powierzchni minerałów. Dla gruboziarnistych minerałów siarczkowych wartość kąta zwilżania jest parametrem decydującym o ich uzysku. W przypadku ziarn drobnych natomiast, potrzeba zwiększania ilości zbieracza wiąże się ze wzrostem powierzchni właściwej, którą powinien pokryć odczynnik.

Opisane fakty potwierdzają wyniki flotacji chalkozynu przy różnych dawkach etyloksantogenianu potasu opisane przez Trahara (1981) i pokazane na rys. 13. Z rysunku tego widać, że przy małej dawce kolektora obszar maksymalnej flotowalności jest wąski i dotyczy ziarn najdrobniejszych. Gdy ilość kolektora wzrasta, plateau uzysku stopniowo się poszerza w kierunku materiału średnio i grubo uziarnionego. Reakcja ziarn najdrobniejszych, rzędu 0,002 mm, na wzrost dawki kolektora jest nieznaczna i potwierdza wcześniej opisane spostrzeżenia.

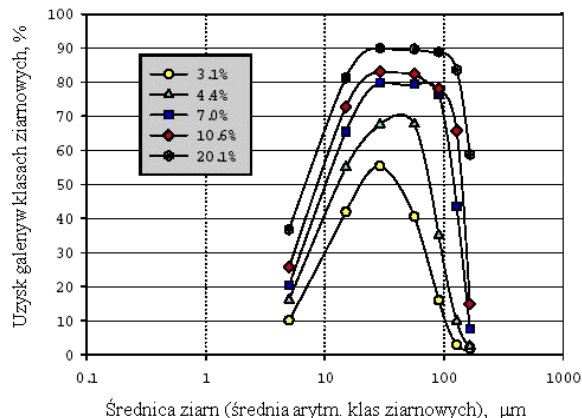
Opisane zjawiska zostały ilościowo opisane przez Vianna i in. (2003), którzy zmierzili wpływ stopnia pokrycia ksantogenianem ziarn galeny o różnym uziarnieniu na jej uzysk w koncentracie w warunkach przemysłowych. Stosując specjalną technikę chromatografii cieczowej (HPLC) i jonowej spektroskopii mas (TOF-SIMS), cytowani autorzy otrzymali zależności pokazane na rys. 14. Z rysunku tego wyraźnie widać, że dla ziarn drobnych o rozmiarach 5  $\mu\text{m}$  nawet największe zastosowane pokrycie kolektorem szacowane na 20% okazuje się zbyt małe w porównaniu do ziarn o rozmiarach powyżej 0,013-0,015 mm, dla których takie pokrycie już wystarcza dla osiągnięcia 90% uzysku. Autorzy sugerują, że stopień pokrycia dla ziarn  $<0,005$  mm jest czynnikiem mniej istotnym dla flotowalności tych ziarn, natomiast dla flotowalności ziarn najgrubszych ( $>0,165$  mm) konieczne są znacznie wyższe pokrycie kolektorem niż zastosowano w opisywanych badaniach.

W skrajnym przypadku, jak zauważył autor innej pracy (Ek, 1985), ksantogenian może być absorbowany przez minerały siarczkowe w bardzo dużych ilościach (do 2400 g/Mg). Wartości te zdecydowanie przewyższają stosowane dawki podczas flotacji. Stężenie resztkowe w roztworze było określane za pomocą spektrofotometrii UV.





Rys. 13. Wpływ ilości dozowanego ksantogenianu potasowego na uzysk chalkozynu po 1 min flotacji (Trahar 1981)

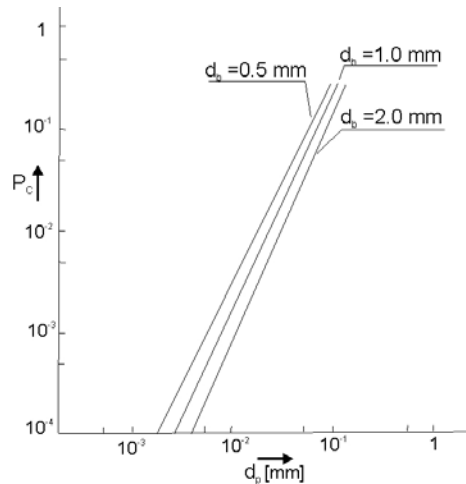


Rys. 14. Wpływ stopnia pokrycia ziarn galeną zbieraczem ditiofosfinianowym na uzysk w koncentracji pianowym (Vianna i in. 2003)

## 1.5. Podstawowy akt flotacji – wpływ wielkości ziarna na prawdopodobieństwo kolizji

Gwarancją efektywnego przebiegu procesu flotacji są czynniki, wpływające na prawdopodobieństwo zajścia kolizji ziarno–pęcherzyk oraz prawdopodobieństwo adhezji. Dotyczy to zarówno drobnych jak i grubych ziarn, w warunkach specjalnych testów w urządzeniach o charakterze pomiarowym, jak i maszynach flotacyjnych.

Analiza zjawiska kolizji ziarno–pęcherzyk w maszynach flotacyjnych jest skomplikowane. W takich urządzeniach na parametry decydujące o jakości procesu flotacji, np. uzysk wpływa równocześnie wiele czynników. Jednym z nich, niewątpliwie istotnym, jest średnica ziarna. Znaczenie wielkości ziarna w prawdopodobieństwie kolizji dla ziarn drobnych opisał m.in. Schulze (1993). Porównał on ilości zderzeń określone dla pęcherzyków gazu o różnych rozmiarach (rys. 15) i stwierdził, że wraz ze spadkiem średnicy ziarna, maleje prawdopodobieństwo zajścia kolizji ziarno–pęcherzyk ( $P_c$ ). Dla ziarn drobnych prawdopodobieństwo zetknięcia się z pęcherzykiem jest bardzo małe, gdyż te ziarna w zawieszynie poruszają się po ściśle określonym torze – zgodnie z liniami przepływu zawiesiny. W ten sposób zmniejszają szanse napotkania na swoim torze pęcherzyków.



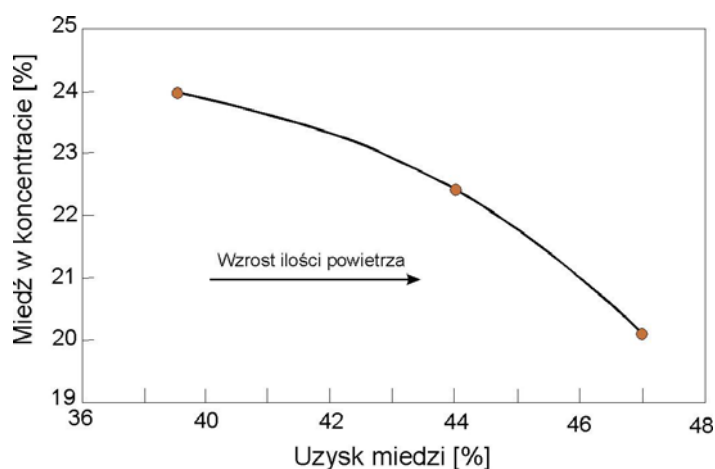
Rys. 15. Prawdopodobieństwo kolizji  $P_c$  jako funkcja średnicy ziarna ( $d_p$ ) i średnicy pęcherzyka ( $d_b$ ) (Schulze, 1993)

Z prawdopodobieństwem kolizji ściśle wiąże się pojęcie energii kolizji. Energia zderzenia jest wypadkową energii kinetycznej ziarna i pęcherzyka. Istnieje pewna krytyczna wartość energii kinetycznej ziarna, konieczna, aby ziarno utworzyło agregat z pęcherzykiem. Wartość tej energii jest zależna od średnicy ziarna.

## 1.6. Wpływ czynników hydrodynamicznych. Stopień aeracji zawiesiny i energia kolizji

Duża ilość pęcherzyków wprowadzonych do komory flotacyjnej zwiększa prawdopodobieństwo ich zderzenia z ziarnem mineralnym. Rozmiary pęcherzyków powinny być właściwie dobrane do wielkości flotowanych ziarn, by zapewnić odpowiednio wysokie prawdopodobieństwo zderzenia. Mniejsze pęcherzyki są odpowiednie dla drobnych ziarn, a większe pęcherzyki dla średnich ziarn. Według Solariego i Gochina (1992) kolizja pęcherzyk-ziarno mineralne jest głównie zdeterminowana przez hydrodynamiczny przepływ cieczy wokół pęcherzyka, który zależy od wielkości pęcherzyka oraz wielkości ziarna mineralnego. Ahmed i Johnson (1985) stwierdzili, że mniejsze pęcherzyki korzystnie wpływają na flotację drobnych ziarn. Collins i Jameson, (1976) wykazali, że prawdopodobieństwo kolizji mikropęcherzyka z drobnym ziarnem jest odwrotnie proporcjonalne do kwadratu średnicy mikropęcherzyka. Oznacza to, że małe pęcherzyki powodują wzrost ilości kolizji, przez co również rośnie prawdopodobieństwo wyflotowania drobnych ziarn mineralnych.

Zwiększenie ilości podawanego powietrza do procesu flotacji zwiększa prędkość flotacji minerałów użytecznych (Sutherland i Wark, 1955). Jednak wzrost uzysku wszystkich składników w koncentracie wiąże się zwykle ze spadkiem zawartości minerałów użytecznych w koncentracie. Na rys. 16 pokazano taką zależność określoną dla warunków przemysłowych flotacji głównej rudy chalkopirytowej w zakładzie Mount Isa (Lynch i in., 1981). Przy zbyt dużej ilości podawanego powietrza wirnik nie zapewnia dostatecznej dyspersji powietrza w zawieszynie. W rezultacie następuje redukcja w ilości powietrza omiatającego ziarna, pojawiają się też niepożądane lokalne turbulencje, a ziarna płonne zaczynają przedostawać się do piany, co prowadzi do spadku zawartości metalu w koncentracie i wzrost uzysku.



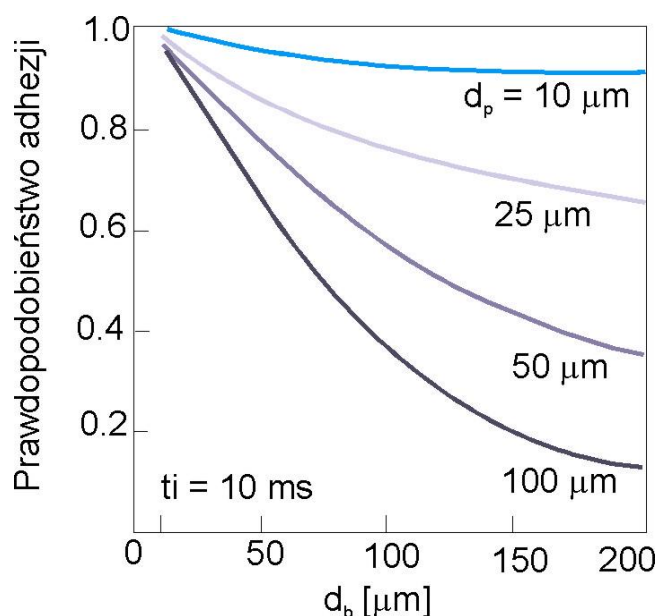
Rys. 16. Wpływ ilości podawanego powietrza na proces flotacji rudy miedzi z Mount Isa w Australii (Lynch i in., 1981)

Optymalne warunki hydrodynamiczne flotacji wzbogacanych minerałów są ściśle związane z wielkością ich ziarn. Schubert (1985a), analizując wpływ warunków hydrodynamicznych związanych z geometrią maszyny, zużyciem energii, zagęszczeniem zawiesiny, ilością podawanego powietrza, rozmiarem ziarn na skuteczność flotacji, wyróżnił oddziaływanie dwóch rodzajów turbulencji (mikro i makro), decydujących o procesach zachodzących w maszynie flotacyjnej. Dyspersja powietrza w celi oraz przebieg kolizji ziarno–pęcherzyk zależą od przepływów mikro-turbulentnych, natomiast despregowanie samej zawiesiny – od przepływów makroturbulentnych i od charakterystyki jej przepływu przy dnie komory (Schubert, 1985b). Zmieniając ilość dostarczanego powietrza i obrotów wirnika zmieniają się wzajemne relacje pomiędzy oboma tymi przepływami. Cytowany autor, na podstawie stwierdzonych korelacji pomiędzy wielkością ziarn a hydrodynamiką procesu opracował modele pozwalające na określenie optymalnych hydrodynamicznych warunków, które powinny być różne dla ziarn grubych od tych dla ziarn drobnych. Ziarna drobne wymagają szybszego przepływu wody niż grube, gdyż taki ruch zapewni pęcherzykom

powietrza odpowiednio wysoką energię kolizji z ziarnami (mikro przepływy). Ze wzrostem ilości ziarn drobnych w zawieszynie flotacyjnej spada stopień dyspersji i ilość kolizji ziarno–pęcherzyk. Powoduje to zmniejszenie uzysku i wydłużenie czasu flotacji. Za taki stan, głównie odpowiada negatywny wpływ dużej ilości ziarn drobnych na mikro turbulencje. Zwiększenie dostarczanej do układu energii przez zwiększenie obrotów wirnika, zmniejszenie gęstości zawiesiny, pozbycie się mułów z nadawy oraz zmiany turbulencji powstających w obszarze wirnik–stator – są kierunkami podwyższenia skuteczności flotacji ziarn drobnych.

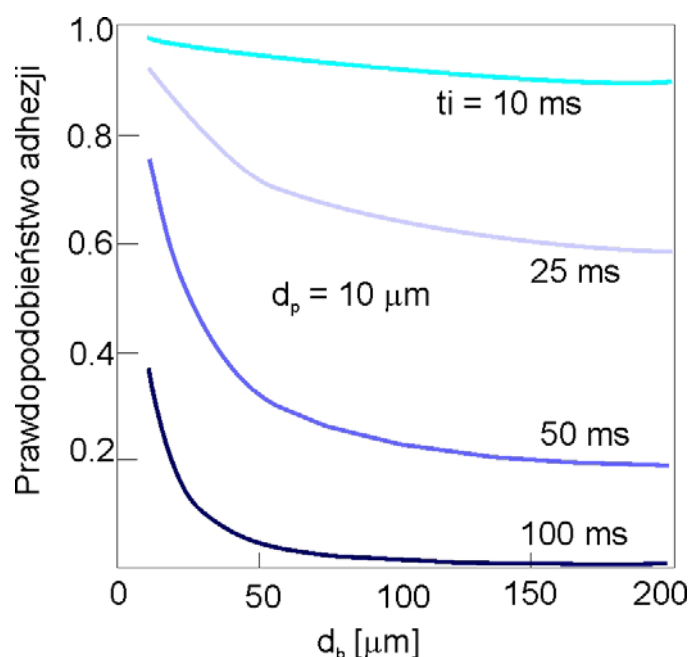
### 1.7. Wpływ wielkości pęcherzyków na prawdopodobieństwo adhezji

Adhezja ziarna i pęcherzyka stanowi jeden z etapów tworzenia się agregatu pęcherzyka gazu z ziarnem. Adhezja zachodzi zaraz po kolizji, podczas ślizgania się ziarna po pęcherzyku. Tworzenie agregatu pęcherzyka gazu z ziarnem zostało opisane przez wielu autorów np.: Crawforda i Ralstona (1988); Gaudina (1963); Kitchenera (1992); Sutherlanda i Warka (1955). Opis czynników determinujących adhezję przedstawiono przy omawianiu podstaw fizykochemicznych flotacji ziarn drobnych, w rozdziale 1.1 i 1.4. Wpływ wielkości pęcherzyków na utworzenie agregatu ziarna z pęcherzykiem przedstawiono na rys. 17 i 18. (Solari i Gochin, 1992).



Rys. 17. Wpływ wielkości pęcherzyka gazu na prawdopodobieństwo adhezji pęcherzyk-ziarno dla ziarn o różnych wielkościach przy stałym czasie indukcji ziarna z pęcherzykiem,  $d_b$  – średnica pęcherzyka,  $d_p$ , – średnica ziarna, (Solari i Gochin, 1992)

Z rys. 17 widać jak wzrost średnicy pęcherzyka zmniejsza prawdopodobieństwo adhezji. Większe pęcherzyki wolniej poruszają się w zawieszynie oraz mają mniejszą powierzchnię właściwą, z którą może agregować ziarno. Mniejsza powierzchnia stwarza mniejszą szansę przyłączenia się ziarna do pęcherzyka. Efekt ten jest tym bardziej widoczny im większe są ziarna, np. 0,100 i 0,050 mm na opisywanym rysunku, natomiast ze zmniejszającą się średnicą ziarna obserwuje się skutek odwrotny. Dla ziarn mniejszych niż 0,010 mm prawdopodobieństwo adhezji jest już praktycznie niezależne od wielkości pęcherzyka.



Rys. 18. Wpływ wielkości pęcherzyka gazu na prawdopodobieństwo adhezji pęcherzyk–ziarno dla ziarn o średnicy  $10 \mu\text{m}$  w zależności czasu indukcji.  $d_b$  – średnica pęcherzyka,  $d_p$ , – średnica ziarna, (Solari i Gochin, 1992)

Na rys. 18 pokazano, spadek prawdopodobieństwa adhezji przy zmianie czasu potrzebnego do rozerwania filmu wodnego przed utworzeniem agregatu z pęcherzykiem zwanego czasem indukcji. Im ziarna są bardziej hydrofilowe tym dłuższy jest ich czas indukcji. Efekt ten, podobnie jak na rys. 17 jest bardziej wyraźny dla większych pęcherzyków. Dla pęcherzyków drobniejszych ( $<0,050$  mm) efekt ten jest bardziej istotny we flotacji ziarn drobnych, bowiem ich zakresach wielkości często równie łatwo flotują minerały użyteczne jak i nieużyteczne.

## 1.8. Wpływ innych parametrów fizykochemicznych

Z przedstawionych dotychczas rozważań wynika, że skuteczność flotacji ziarn drobnych zależy przede wszystkim od stopnia uwolnienia minerałów użytecznych, wielkości ziarna, ilości użytego kolektora oraz powietrza, a także od warunków hydrodynamicznych np. od ilości obrotów wirnika maszyny flotacyjnej. Najlepiej poznane są oddziaływania pojedynczych parametrów na flotację ziarn drobnych. Jednak flotacja jest układem, na który wpływ ma równocześnie wiele czynników. Szczególnie flotacja ziarn drobnych wymaga rozpatrywania jej w aspekcie układu wieloparametrowego, gdyż we flotacji ziarn o tej wielkości obok typowych czynników fizycznych przybierają na znaczeniu czynniki i parametry o charakterze fizykochemicznym. W dalszej części omówiono niektóre z nich.

### 1.8.1. Kąt zwilżania

Przez kąt zwilżania wyrażana jest hydrofobowość minerałów. Jego wartość decyduje, czy ziarno połączy się z pęcherzykiem. Stąd wynik flotacji jest uwarunkowany, między innymi, kątem zwilżania flotowanych minerałów. Wiadomo z licznych doświadczeń, że właściwości powierzchniowe minerałów, zwłaszcza typu siarczków, silnie zależą od ich genezy i pochodzenia. Drzymała (2001) wyznaczył tak zwaną metodą fotometryczną naturalną hydrofobowość, mierzona jako kąta zwilżania, minerałów siarczkowych pochodzących z rud miedzi ze złóż LGOM. Z tabeli 1 wynika, że siarczki z LGOM-u są słabo

Tabela 1. Naturalna hydrofobowość minerałów siarczkowych z Legnicko–Głogowskiego Zagłębia Miedziowego i dla porównania innych minerałów. Hydrofobowość wyrażono w postaci kąta zwilżania obliczonego z pomiarów flotometrycznych (Drzymała 2001)

Siarczek	Kąt zwilżania	Siarczek	Kąt zwilżania
Siarka	63,2	*Chalkopiryt	3,6
Piryt	44,0–0	*Kowelin	1,9
*Bornit	6,5–9,6	*Durleit	0
*Durleit-bornit	4,5	*Chalkozyn	0
*Galena	4,0	Kwarc	0

\* – minerały z LGOM-u

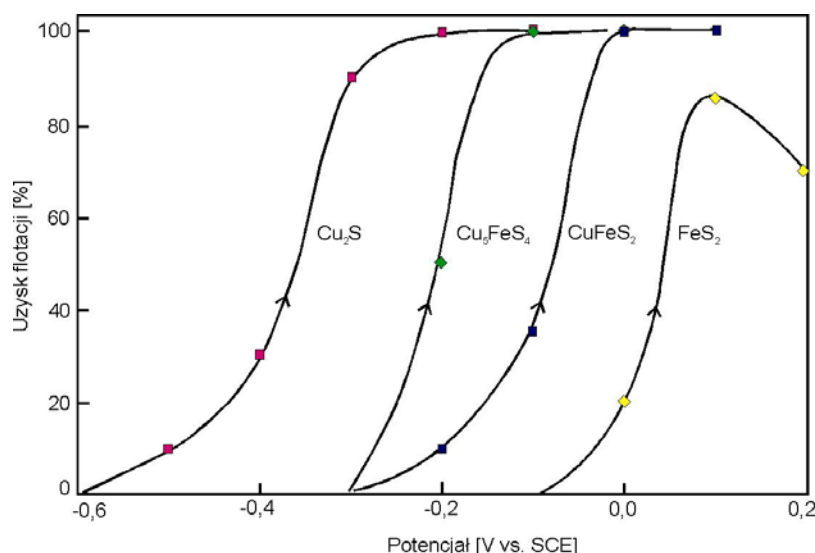
hydrofobowe. Należy zauważyć, że hydrofobowość naturalna minerałów siarczkowych, w zależności od ich pochodzenia, przyjmuje wartości od zera do hydrofobowości siarki, czyli około 63 stopnie. Zatem minerały siarczkowe, zależnie od swej „historii” przed pomiarem mogą przyjmować zdecydowanie różne kąty zwilżania niż ich typowe wartości. Zjawisko to

podkreśla znaczenie genezy złoża i wynikających z niej właściwości mineralogicznych, na skuteczność prowadzenia procesu flotacji

### 1.8.2. Eh – potencjał elektrochemiczny

Potencjał elektrochemiczny jest miarą aktywności elektronów w badanym układzie, mierzonej w odniesieniu do układu porównawczego, na przykład elektrody wodorowej (Drzymała, 2001). Flotacja minerałów siarczkowych zachodzi przy określonych warunkach Eh zawiesiny. Kontrola Eh zawiesiny w trakcie flotacji minerałów siarczkowych umożliwia wpływanie na przebieg procesów. Minerale siarczkowe miedzi flotują przy określonych wartościach potencjału. Jeśli po rozdrobnieniu materiału i dodaniu kolektora i spieniacza potencjał elektrochemiczny będzie poza określonym przedziałem, minerale siarczkowe nie będą flotować i trafią do odpadów. Jednym z czynników determinujących wartość potencjału Eh zawiesiny flotacyjnej jest także rodzaj materiału medium mielącego zastosowanego w procesie rozdrabniania. Problem ten szerzej omówiono w dalszej części, przy omawianiu wpływu czynników w procesie drobnego mielenia. Długotrwałe oddziaływanie zawierającej żelazo stali mielników na powierzchnię ziarn powoduje obniżenie potencjału elektrochemicznego powierzchni minerałów siarczkowych, co wpływa na reakcje redox na powierzchni minerałów siarczkowych. W konsekwencji adsorpcja kolektorów ksantogenianowych na powierzchni minerałów siarczkowych podczas flotacji może ulec zmianie (Heyes i Trahar, 1979; Pease i in., 2004).

Wpływ potencjału elektrochemicznego na flotację minerałów siarczkowych za Richardsonem i Walkerem (1985) pokazano na rys. 19. Cytowani autorzy, prowadząc doświadczenia w mikroflotowniku, wykazali ścisły związek uzysku minerałów siarczkowych (chalkozynu, bornitu, chalkopiryty i piryty) flotowanych przy użyciu ksantogenianu etylu z Eh zawiesiny flotacyjnej. Eksperymenty prowadzono w zakresie potencjału elektrochemicznego od  $-0,5$  do  $+0,2$  V względem elektrody kalomelowej. Zmieniając wartość potencjału od  $-0,4$  do  $0,0$  V wyflotowano wszystkie minerale miedzionośne. Zawężając wartość potencjału np. do przedziału od  $-0,4$  do  $-0,2$  V możliwe jest wyflotowanie tylko chalkozynu, bornitu oraz w minimalnej części chalkopiryty. W ten sposób pokazano, że przekroczenie pewnych wartości potencjału uniemożliwi flotację minerałów siarczkowych.



Rys. 19. Zależność uzysku flotacji minerałów siarczkowych od wartości potencjału elektrochemicznego wodnej zawiesiny minerałów siarczkowych. Potencjał mierzony był względem elektrody kalomelowej (SCE). Zawiesina zawierała ksantogenian etylu o stężeniu  $1,44 \cdot 10^{-5}$  mol/dm<sup>3</sup> dla chalkozynu,  $2 \pm 0,1 \cdot 10^{-5}$  mol/dm<sup>3</sup> dla bornitu, chalkopirytu i pirytu. Czas kondycjonowania 10 min, czas flotacji 2 min, pH=9,2 (Richardson i Walker, 1985)

Guy i Trahar (1985) wykazali, że warunki redoks dla minerałów siarczkowych determinują ich flotowalność, bez względu na to, czy jest ona prowadzona z wykorzystaniem kolektorów czy bezkolektorowo. Oznacza to, że flotacja minerałów siarczkowych jest możliwa tylko przy ograniczonych wartościach potencjału elektrochemicznego, w warunkach średnio utleniających, bez względu na to, czy zastosujemy ksantogenian czy też nie.

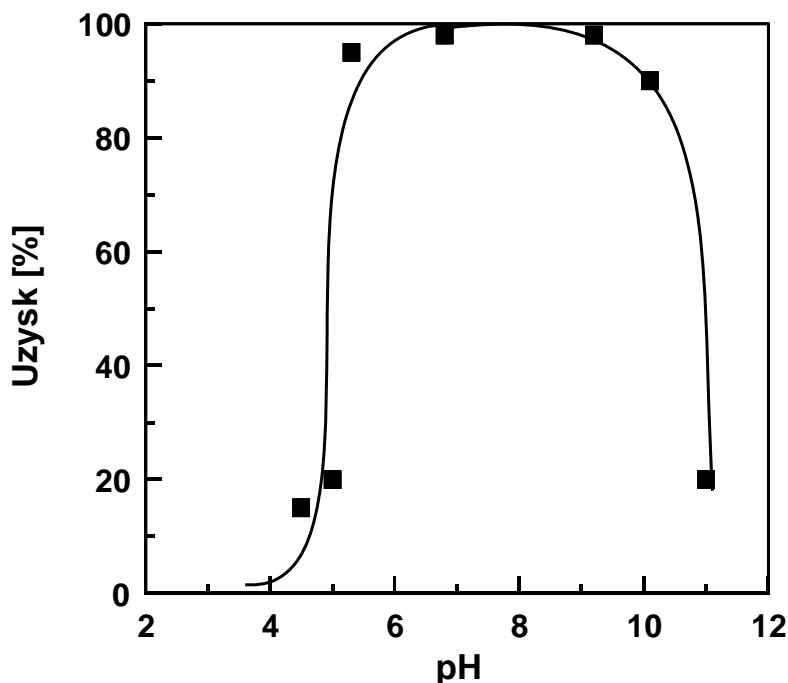
Ważnym czynnikiem, oddziałującym na wartość potencjału elektrochemicznego zawiesiny flotacyjnej i zachodzące reakcje redoks jest ilość rozpuszczonego tlenu w zawieszynie flotacyjnej. Ma to szczególnie wpływ na adsorpcję ksantogenianów na powierzchni minerałów siarczkowych. Przy zwiększającej się ilości rozpuszczonego tlenu, stopień adsorpcji ksantogenianów na powierzchni minerałów siarczkowych wzrasta, jeżeli utrzymuje się właściwy potencjał elektrochemiczny roztworu (Kuopanportii i in., 1997).

### 1.8.3. Odczyn pH zawiesiny

Flotacja minerałów siarczkowych zachodzi w ściśle określonych warunkach Eh–pH zawiesiny. Odczyn pH jest czynnikiem regulującym przebieg flotacji. pH ma wpływ na wartość kąta zwilżania minerałów, a zatem i na wyniki flotacji (Drzymała, 2001). Na rys. 20 przykładowo pokazano wpływ pH na flotację chalkozynu. Z rysunku tego wynika, że jony OH<sup>+</sup> i H<sup>-</sup> regulujące kwasowość i zasadowość zawiesiny mogą spełniać role najprostszyc



depresorów, gdyż flotacja zanika zarówno przy zbyt niskim jak i przy zbyt wysokiej wartości pH. Mechanizm działania odczynników regulujących pH jak i innych depresorów polega na konkurowaniu z jonami kolektora na powierzchni minerału (Drzymała, 2001).



Rys. 20. Wpływ pH na flotację chalkozynu prowadzoną w obecności ksantogenianu butylowego. Zbyt wysokie i zbyt niskie pH powoduje zanik flotacji minerałów (Drzymała, 2001)

#### 1.8.4. Stabilność piany

Mało stabilny produkt pianowy powoduje skrócenie czasu przebywania znajdujących się w nim ziarn drobnych. Ma to wpływ na ostateczny wynik flotacji, gdyż zmniejsza prawdopodobieństwo znalezienia się tych ziarn w koncentracie i jednocześnie zwiększa szansę ich powrotu do zawiesiny. Cutting (1986) oraz Cutting i in. (1986) badając wpływ różnych czynników na właściwości piany flotacyjnej we flotacji ciągłej rudy siarczkowej w skali półprzemysłowej, analizowali jej strukturę i ruchliwość. Flotowana ruda zawierała średnio 35% minerałów siarczkowych, głównie pirytu, a domieszki stanowiły chalkopiryt, sfaleryt, arsenopiryt i galena. Cytowani autorzy stwierdzili, że zachowanie się piany zależy od etapu flotacji, techniki odbierania piany, wysokości jej słupa, ilości podawanego powietrza, zagęszczenia nadawy i rozmiarów flotowanych ziarn. Stwierdzono, że produkt pianowy jest najbardziej stabilny dla ziarn o średniej wielkości, a wraz ze spadkiem wielkości ziarn traci swą stabilność.

Feng i Aldrich (1999) badali za pomocą komputerowej analizy obrazów zależność struktury piany od wielkości ziarn oraz uzysku w warunkach flotacji laboratoryjnej i stwierdzili, że struktura zmineralizowanej piany jest dobrym wskaźnikiem przebiegu rozdziału flotacyjnego. Zauważyli oni, że generalnie, przy średniej wielkości ziarna tworzą się pęcherzyki mniejsze niż te, które obserwuje się przy ziarnach drobnych i grubych oraz, że uzyski w tych średnich ziarnach są wyższe. We flotacji ziarn drobnych, średnica pęcherzyków w pianie wzrasta w stosunku do ich rozmiarów we flotacji ziarn średnich i obniża się uzysk metali, co jest spowodowane głównie nieselektywnym wyniesieniem mechanicznym. Wzrost grubości pęcherzyków piany powoduje wzrost czasu przebywania ziarn w tej pianie. Inni badacze (Bisshop i White, 1976) stwierdzili, że zbyt długi czas pobytu ziarn w produkcie pianowym niekorzystnie wpływa na wynik flotacji, ponieważ zwiększa prawdopodobieństwo powrotu flotowanych ziarn do zawiesiny gdyż ziarna te mogą zostać wymyte z piany.

#### 1.8.5. Wyniesienie mechaniczne

Zagadnienie wyniesienia mechanicznego we flotacji ziarn bardzo drobnych jest jednym z kluczowych elementów w wyjaśnieniu mechanizmów i efektów rozdziału flotacyjnego ziarn drobnych. Przedmiotem tej rozprawy są problemy flotacji nadawy o uziarnieniu  $<0,025$  mm, stąd problem wyniesienia mechanicznego wymaga szerszego omówienia.

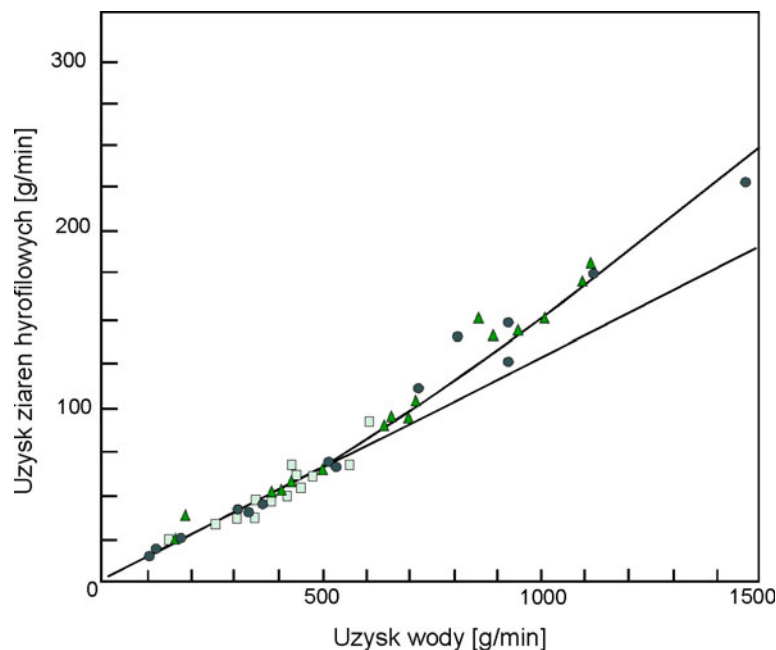
Ze spadkiem wielkości ziarna, jego właściwości fizyczne, jak gęstość, mają mniejszy wpływ na zachowanie się ziarna w procesie flotacji, na rzecz parametrów fizykochemicznych, skutkiem, czego jest częste występowanie mechanicznego uwięzienia drobnych ziarn lub zablokowania ich pomiędzy innymi ziarnami. Występuje również pokrywanie grubszych ziarn szlamami oraz tworzenie się gęstej piany i wydłużenie czasu trwania procesu flotacji. Dla tak małych ziarn rośnie znaczenie chemicznych właściwości ziarna i reakcji zachodzących pomiędzy tymi ziarnami. Efekt mechanicznego wyniesienia ziarn do produktu pianowego staje się znaczący, przez co kontrola selektywności flotacji jest trudniejsza (Fuerstenau, 1980; Hemmings, 1980).

Ogólnie przyjmuje się, że mechaniczny transport ziarn jest skutkiem działania kilku procesów (Kirjavainen, 1996; Konopacka, 2005; Parsonage, 1992):

- przenoszenia ziarn do przestrzeni między pęcherzykami, a następnie do produktu pianowego (ang. *carrying upwards in Plateau regions*),
- okluzji – całkowitego uwięzienia ziarna pomiędzy pęcherzykami (ang. *entrapment*),

- mechanicznego unoszenia ziarn do produktu pianowego na tzw. półkach utworzonych z agregatów ziarn i pęcherzyków (ang. *supporting*),
- heterokoagulacji, czyli na adhezji ziarn różnych minerałów, o podobnych rozmiarach, występującej w wyniku działania sił dyspersyjnych i elektrycznych (ang. *heterocoagulation*),
- porywania ziarn wznoszących się za pęcherzykiem gazu (ang. *waking*),
- pokrycia ziarna mułami w wyniku adhezji drobnych ziarn do powierzchni innych, znacznie większych ziarn (ang. *slime coating*),
- flotacji bezkontaktowej, powstającej na skutek przyczepiania się drobnych ziarn do powierzchni pęcherzyków, w wyniku działań sił elektrycznych opisywanych teorią DVLO i oddziaływań sił Van der Waalsa (ang. *contactless flotation*).

Wyniesienie mechaniczne obejmuje transport do produktu pianowego ziarn zarówno hydrofilowych i jak i hydrofobowych. Wzrost ilości drobnych ziarn w zawiesinie flotacyjnej powoduje wzrost ilości wody przechodzącej do produktu pianowego, a wraz z nią ilości przenoszonych ziarn (George i in., 2004; Lynch i in., 1981). Na rys. 21 pokazano zależność, jaka zachodzi pomiędzy uzyskiem hydrofilowych ziarn, a uzyskiem wody, w związku z wyniesieniem mechanicznym. We flotacji rud siarczkowych, ziarna hydrofilowe to najczęściej minerały płonne niesiarczkowe jak i siarczkowe. Z rysunku tego wynika ogólny trend wzrostu wyniesienia mechanicznego wraz ilością wody odbieranej z pianą.



Rys. 21. Zależność uzysku ziarn hydrofilowych i uzysku wody jaka zachodzi podczas wyniesienia mechanicznego, ● –zmiana ilości powietrza, poziomu zawiesiny

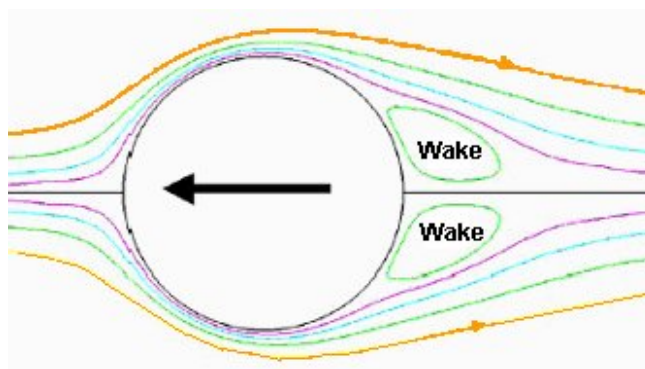
flotacyjnej, obrotów wirnika, ▲ – zmiana miejsca podawania kolektora i jego ilości, ■ – zmiana ilości podanego spieniacza. Wszystkie eksperymenty przeprowadzono przy jednakowej, początkowej gęstości i składzie ziarnowym zawiesiny (Lynch i in., 1981)

Związek między uzyskiem a wielkością ziarna jest złożony, bo zależy od dwóch odmiennych mechanizmów transportowania ziarn do produktu pianowego. Mechanizmy te to wyniesienie mechaniczne i transport ziarna w formie agregatu z pęcherzykiem. Zachodzą one zamiennie i zależą od wielkości przenoszonego ziarna. Wyniesienie mechaniczne dominuje dla ziarn o małych średnicach. Na przykład w badaniach Lyncha i in. (1981) dla marmatytu (Zn,Fe)S stwierdzono wyniesienie mechaniczne dla ziarn  $<0,020$  mm, a transport pojedynczego ziarna w formie jego agregatu z pęcherzykiem dla ziarn  $>0,020$  mm.

Wyniesienie mechaniczne zależy też od innych czynników niż wielkość ziarna. Na przykład wzrost gęstości zawiesiny powoduje zwiększenie ilości mechanicznie wyniesionych do piany ziarn.

W przypadku flotacji ziarn drobnych duże problemy stwarza selektywność procesu. Drobne ziarna bardzo często np. przyklejają się do grubych ziarn oraz koagulują ze sobą, co często niesie za sobą zmiany we właściwościach powierzchniowych flotowanych minerałów, a zatem oddziałuje na ich selektywność. Stąd każde skuteczne rozwiązanie podnoszące selektywność ziarn drobnych i nie powodujące obniżenia uzysku substancji użytecznej jest godne uwagi.

George i in. (2004) wprowadzali w skali laboratoryjnej pęcherzyki azotu o średnicy około 0,150 mm do niewielkiej kolumny flotacyjnej o pojemności 1 dm<sup>3</sup> z ziarnami koloidalnej krzemionki o średnicy od 40 do 150 nm. Autorzy zauważyli, że zmniejszenie średnicy pęcherzyka azotu do rozmiaru 0,0150 mm, zmniejsza związane z nim zawirowania, które powstają za pęcherzykiem (ang. *wakes*, rys. 22). Tym samym redukuje się ilość drobnych ziarn porywanych za pęcherzykiem, które są następnie przenoszone do piany flotacyjnej. W ten sposób zmniejsza ilość przypadkowych ziarn nieselektywnie wyniesionych do produktu pianowego. Skutkiem tak prowadzonej flotacji był wzrost zarówno jej selektywności, jak i efektywności.



Rys. 22. Symulacja tworzenia się zawirowań powstających za pęcherzykiem (ang. wakes), przemieszczających się wraz z pęcherzykiem. Symulacja wykonana dla liczby Reynoldsa = 50. Linie pokazują torę przepływu cieczy. Symulacja wykonana za pomocą programu CFD służącym do obliczeń przepływu cieczy (George i in., 2004)

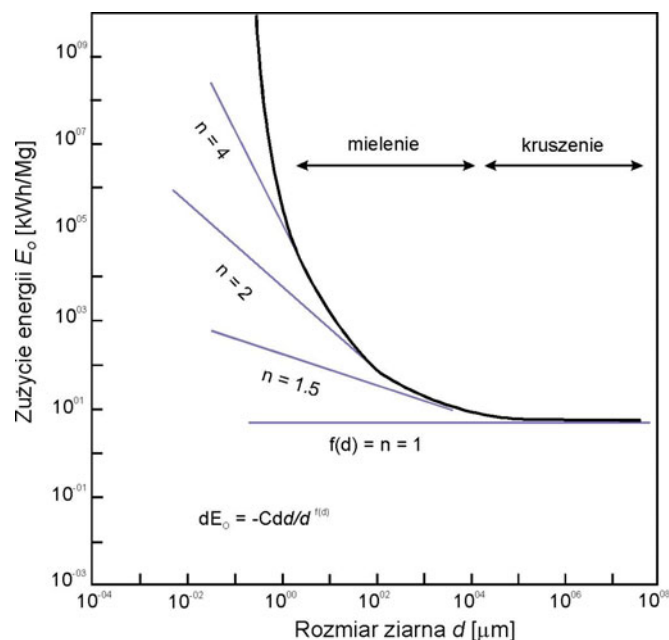
## 2. Mielenie – wpływ warunków przygotowania nadawy do flotacji

W celu uzyskania żądanego stopnia uwolnienia materiałów użytecznych, konieczne jest pomniejszenie ziarn nadawy do rozmiarów nie większych niż naturalne rozmiary tych minerałów w skale.

Należy podkreślić, że rozdrabnianie jest najbardziej kosztowną operacją w procesach przeróbki kopalin. W KGHM Polska Miedź S.A. proces ten pochłania około 47% tzw. technicznego kosztu wytworzenia 1 Mg miedzi w koncentracie, na który składa się w około 9% koszt przygotowania rudy do mielenia, a 37,5% mielenie z klasyfikacją (Konieczny, 2006). Prowadząc drobne mielenie trzeba unikać przemielenia materiału, gdyż powszechnie uważa się, że oprócz ponoszenia niepotrzebnych kosztów, może to powodować wytwarzanie zbyt drobnego i trudno wzbogacalnego we flotacji materiału. Na rys. 23 pokazano zależność między energią jednostkową rozdrabniania, a rozmiarem rozdrabnianych ziarn. Na podstawie tego wykresu można stwierdzić, że do energetycznego opisu rozdrabniania należy stosować odpowiednie równanie (zależnie od rozmiarów ziarn, jakie chce się otrzymać po rozdrabnianiu). Zależność Kicka używa się dla ziarn grubych, Bonda dla średnich, a Rittingera dla drobnych. Z rys. 23 widać, że ze zmniejszeniem ziarn produktu rozdrabniania i wyższym współczynnikiem  $n$  rośnie zużycie energii jednostkowej rozdrabniania.

Mimo wysokiego kosztu energii mielenia, jak i problemów występujących podczas flotacji ziarn drobnych, głębokie mielenie, coraz częściej, staje się koniecznością w przeróbce wielu kopalin metalicznych, w tym również w przypadku krajowych rud miedzi. Głębokie mielenie umożliwia uwolnienie minerałów użytecznych, z drobnomineralizowanych rud. Osiągnięcie jak najdokładniejszego uwolnienia minerałów użytecznych, przy utrzymaniu

uziarnienia nadawy w granicach wymogów danej metody wzbogacania (np. flotacji), daje możliwość osiągnięcia zarówno najlepszej skuteczności flotacji, jak i otrzymania produktów żądanej jakości (Laskowski i Łuszczkiewicz, 1989).



Rys. 23. Zależność energii jednostkowej rozdrabniania  $E_0$  od rozmiaru rozdrabnianych ziarn. Zakres stosowalności równań Kicka ( $n=1$ ), Bonda ( $n=1,5$ ) i Rittingera ( $n=2$ );  $n$  – stała odnosząca się do obszaru wielkości ziarn (Hukki, 1961 na podstawie monografii Drzymały, 2001)

Podczas głębokiego mielenia pojawia się problem związany z długim czasem kontaktu nadawy ze stalowymi mielnikami będącymi najczęściej stosowanym medium mielącym. Kontakt ten oddziałuje niekorzystnie na powierzchnie rozdrabnianych minerałów siarczkowych, gdyż powoduje obniżenie potencjału  $E_h$  powierzchni tych minerałów (Gonçalves i in., 2003; Kocabag i Smith, 1985). Skutkiem zbyt niskiego  $E_h$  może być zablokowanie adsorpcji kolektorów ksantogenianowych w procesie flotacji. Kocabag i Smith wykazali, że powstałe podczas procesu mielenia nowe powierzchnie minerałów siarczkowych nabywają właściwości redukcyjnych, dzięki oddziaływaniu na nie żelaza zawartego w kulowych mielnikach. Efekt jest widoczny podczas procesu flotacji, gdzie na powierzchni minerałów siarczkowych zostaje zablokowana adsorpcja kolektora, bez względu na sposób, w jaki miałyby ona zachodzić: przez reakcję wymiany jonowej, czy przez reakcję elektrochemiczną. Stwierdzono, że powierzchnia minerałów siarczkowych ulega zmianie na skutek elektrochemicznej interakcji zachodzącej pomiędzy powierzchnią minerałów siarczkowych a medium mielącym. Griffin i in. (1993) porównali wyniki badań

prowadzonych przy użyciu młyna z młynkami stalowymi z wynikami otrzymanymi z mielenia autogenicznego w warunkach przemysłowych wzbogacania rudy miedzi w zakładzie Mt Isa w Australii. Po mieleniu autogenicznym potencjał Eh nadawy do flotacji wynosił od +50 mV do +120 mV, a po mieleniu prowadzonym tradycyjnie około -100 mV. Dopóki Eh nadawy flotacyjnej nie osiągnęło wartości między +50 a +100 mV, adsorpcja kolektora na chalkopirycie była mocno ograniczona.

Kocabag i Smith (1985) stworzyli zebrali dane wielu autorów dotyczące wpływu rodzaju stosowanego medium mielącego na flotację minerałów siarczkowych i na ich podstawie doszli do następujących stwierdzeń:

- rodzaj stosowanego medium mielącego i warunki chemiczne mielenia (dodane odczynniki) mają znaczący wpływ na flotację minerałów siarczkowych. W młynie, w którym młynki stanowią stalowe kule, powstaje silnie redukcyjne środowisko mielenia, które oddziałuje na flotowalność minerałów siarczkowych w procesie flotacji prowadzonym zarówno z udziałem kolektora, jak i bez jego udziału,
- podczas mielenia, w procesie korozji żelaza, następuje zużycie tlenu. Ograniczona w ten sposób ilość pozostałego tlenu zmniejsza proces utleniania minerałów siarczkowych,
- obecność ksantogenu, gdy minerały siarczkowe mają kontakt z żelazem ogranicza właściwości redukcyjne żelaza, a tym samym zwiększa utlenianie minerałów,
- istnienie ogniwa galwanicznego pomiędzy żelazem zawartym w młynkach i minerałami siarczkowymi zwiększa korozję medium mielącego i wszystkich metalowych elementów młyna,
- wysoka zawartość pirytu w rudzie może zakłócić selektywność flotacji innych minerałów siarczkowych przez zwiększenie utleniania tych minerałów
- obecność pirytu może również powodować utlenianie ksantogenu do dwuksantogenu, który jest bardzo hydrofobowy, ale on również adsorbuje się na minerałach nieselektywnie.

Wyniki badań Blackwella i Grano (1999) cytowane za Johnsonem (2002), dotyczące stosowania młynków ze stali chromowej pokazały, że użycie młynków ze stali chromowej ograniczyło negatywne oddziaływanie żelaza na mielony materiał oraz zmniejszyło zużycie samych młynków. Spowodowało to wzrost zarówno uzysku, jak i zawartości miedzi

w koncentraty flotacyjnych w stosunku do wyników flotacji nadawy mielonej z użyciem standardowych kul stalowych.

### 3. Stopień uwolnienia a flotacja

Stopień uwolnienia, jak już wspomniano, jest czynnikiem wyjściowym i w dużym stopniu decydującym o wpływie dalszych czynników na wyniki flotacji. Wysoki stopień uwolnienia minerału użytecznego można osiągnąć, gdy siła wiązań między tym minerałem a minerałem płonnym jest słaba. Często jednak, wiązania na granicy zrostu dwóch minerałów są silniejsze od wiązań między płaszczyznami łupliwości wewnątrz danego minerału. Podczas rozdrabniania następuje więc pękanie ziarn mineralnych wzdłuż ich naturalnych płaszczyzn łupliwości, a nie wzdłuż granic zrostu z innym minerałem (Laskowski i Łuszczkiewicz, 1989). Ten nieidealny rozdział minerałów w procesie rozdrabniania mechanicznego jest jednym z powodów niedoskonałości w pozyskiwaniu minerałów użytecznych w procesach wzbogacania, w tym także i flotacji.

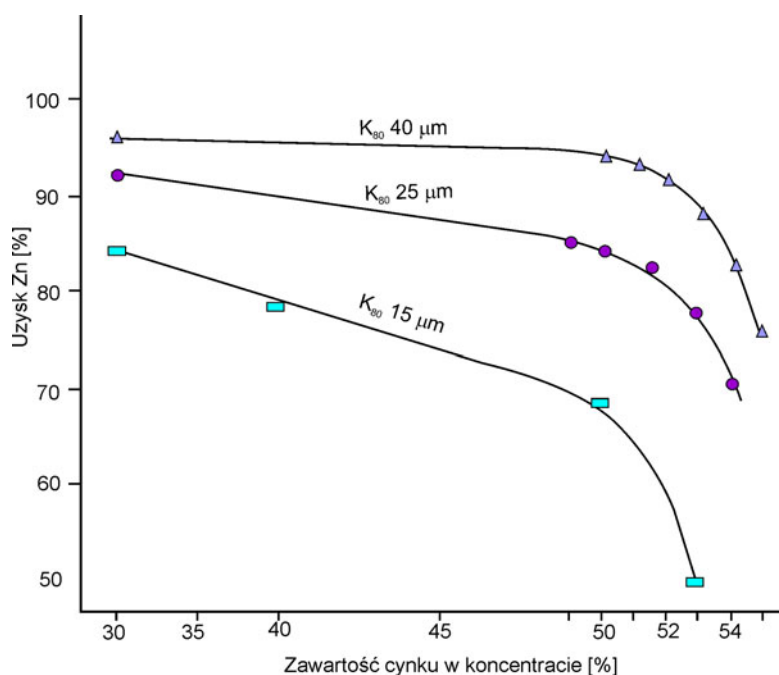
Wesely (1985) analizował problem uwolnienia minerałów siarczkowych z drobnozmineralizowanej kompleksowej rudy siarczkowej z dominującą fazą pirytową zawierającą mocno rozproszone w niej ziarna sfalerytu, galeny i chalkopiryty z Brunswick w Kanadzie. Badania prowadzone były w skali przemysłowej, głównie pod kątem ekonomicznej optymalizacji przeróbki tej drobnozmineralizowanej rudy. Potwierdziły one ogólny pogląd, że mielenie ziarn drobnych w bębnowych młynach kulowych jest mało skuteczne i nieekonomiczne. Alternatywnym rozwiązaniem jest zastosowanie kilkietapowego mielenia zakończonego procesem w młynie typu *stirred ball mill* (perełkowym). Takie rozwiązanie dawałoby końcowy produkt w pożądanej wąskiej klasie ziarnowej. Urządzenia te, nie tylko okazały się energooszczędne, dostarczające produkt drobno uziarniony w wąskiej klasie ziarnowej, ale również niemające wpływu na właściwości powierzchniowe rozdrabnianych minerałów siarczkowych (Pease i in., 2006). Dzięki zastosowaniu piasku kwarcowego lub kul ceramicznych jako medium mielącego i wyłożeniu wnętrza młyna gumowymi okładzinami oraz wyeliminowaniu dostępu do części stalowych w nowych poziomych młynach ceramicznych, pozwoliło również na ograniczenie przemielenia materiału.



#### 4. Problemy technologiczne. Rozwiązania w zakresie flotacji ziarn drobnych

W literaturze dotyczącej zagadnień technologicznych można wyróżnić się dwa sposoby prowadzenia procesu flotacji ziarn drobnych. Zgodnie z pierwszym sposobem, ziarna grube flotowane są razem z ziarnami drobnymi. Uzasadnieniem takiego rozwiązania jest korzystny wpływ efektu wyniesienia mechanicznego, gdzie ziarno drobne wraz z grubym zostaje wyniesione wraz z nim do produktu pianowego (Feng i Aldrich, 1999). Drugim rozwiązaniem jest flotacja prowadzona oddzielnie dla drobnych i grubych ziarn. Dzięki takiemu układowi flotacji możliwe jest optymalizowanie warunków procesu, które są odmienne dla drobnych i grubych ziarn. Wymagane są różne czasy agitacji, ilości odczynników flotacyjnych oraz różna dynamika agitacji zawiesiny. W literaturze już w 1927 Taggart (1956) wskazał zalety i celowość prowadzenia flotacji w wąskich klasach ziarnowych.

Skalę trudności wzbogacania drobno zmineralizowanych rud pokazują przykłady wzbogacania kompleksowych rud Pb-Zn-Cu. Konigsmann (1985) opisał taki przypadek rudy

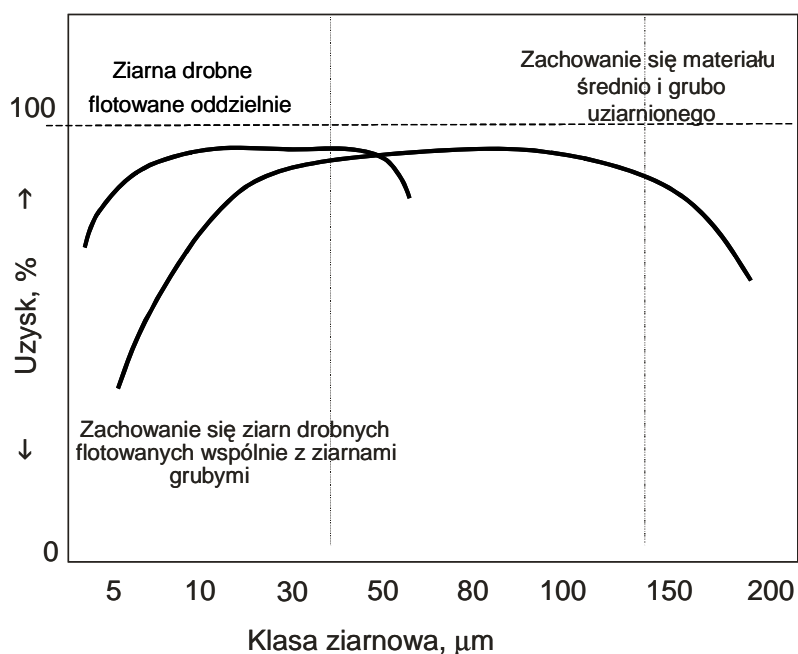


Rys. 24. Krzywe wzbogacania w układzie zawartość–uzysk Zn dla nadawy zawierającej minerały Cu, Pb i Zn.  $K_{80}$ –skład ziarnowy nadawy do flotacji (80% ziarn o rozmiarze poniżej wartości podanej na krzywej) (Konigsmann, 1985)

ze złoża Brunswick w Kanadzie. Nadawa w warunkach technologicznych była mielona do rozmiarów 65% ziarn  $<0,037$  mm. Mineralogia wskazywała jednak, że wymagała zmielenia

95% materiału do ziarn poniżej 0,025 mm. Badania domielania wskazywały na problemy flotacji zależnie od stopnia rozdrobnienia nadawy jak to pokazano na rys. 24 w postaci krzywych wzbogacania dla selektywnego koncentratu cynkowego. Najtrudniejszym materiałem przy prowadzeniu separacji stanowił półprodukt Cu–Pb–Zn. W opisywanym zakładzie zrezygnowano z poszukiwania rozwiązań przeróbki tego półproduktu, natomiast znaleziono odbiorcę, który przerabiał ten produkt metodami hydrometalurgicznymi

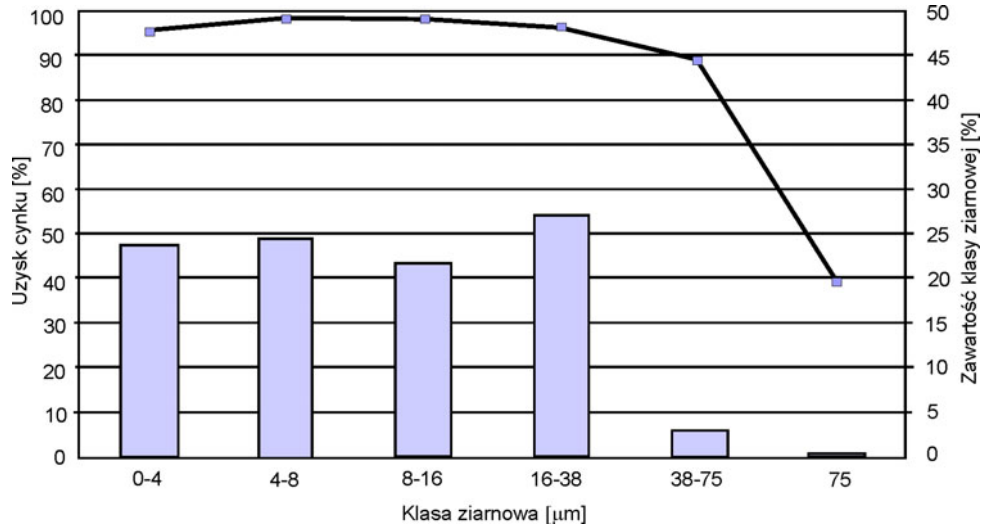
Pease i in. (2004) w badaniach flotacji rudy cynkowo–ołowiowej z Mt Isa z Australii stwierdzili, że zwiększenie stopnia uwolnienia ziarn, które powoduje wzrost ich powierzchni właściwej, wymaga zastosowania większej dawki zbieracza, niż jest to potrzebne we flotacji ziarn grubych. Wzrost stopnia uwolnienia spowodował także zmniejszenie zużycia depresorów. W tym zakładzie wprowadzono odśrodkowe młyny ceramiczne IsaMill, by



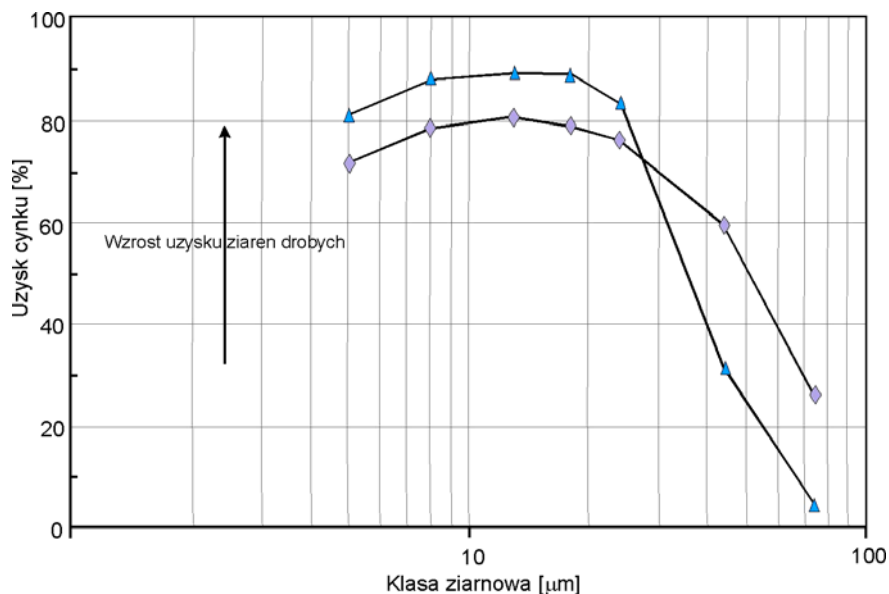
Rys. 25. Przebieg flotacji minerałów siarczkowych w wąskich klasach ziarnowych (na podstawie Pease i in.; 2004, 2006)

domielać koncentraty z pierwszego czyszczenia nitki Pb i z nitki Zn, do ziarn o średnicy <0,012 mm oraz kolejny taki młyn, by domielać koncentrat z drugiego czyszczenia nitki Zn do ziarn o średnicy 0,007 mm. Zaobserwowano, że takie zmielenie rudy Zn-Pb w trakcie wzbogacania pozwoliło na zwiększenie uzysku Pb o 5%, a Zn o 10% (rys. 2). Odnotowano również wzrost zawartości Pb o 5% i Zn o 2% oraz poprawiła się stabilność procesu. Prowadzenie osobno flotacji ziarn grubych i drobnych usprawniło także przebieg flotacji ziarn grubych. Znacznie szybciej można było odrzucić grube ziarna zrostów minerałów użytecznych ze skałą płonną, a następnie osobno je domieścić. Zwiększyło to stopień

uwolnienia tych minerałów. Na rys. 25 pokazano ideę prowadzenia flotacji w wąskich klasach ziarnowych. Na rys. 26 i 27 pokazano wyniki, jakie otrzymano w zakładzie Mt Isa po wdrożeniu do układu technologicznego oddzielnej flotacji ziarn drobnych i grubych oraz mły-



Rys. 26. Uzysk flotacji minerałów siarczkowych w poszczególnych klasach ziarnowych koncentratu we flotacji ziarn drobnych w Mount Isa Mines (na podstawie Pease i in., 2006)



Rys. 27. Uzysk flotacji minerałów siarczkowych w poszczególnych klasach ziarnowych w Mount Isa Mines przed (▲) i po (◆) wprowadzeniu młyna IsaMill do ciągu technologicznego (na podstawie Pease i in., 2006)

na IsaMill. Na rys. 26 pokazano jak w zastosowanych warunkach procesu flotacji ziarn drobnych poszczególne klasy ziarnowe (<0,038 mm) odznaczają się bardzo wysoką

wzbogacalnością (uzysk wyniósł od około 95 do około 98%). Otrzymany koncentrat w ponad 95% składał się z ziarn  $<0,038$  mm a po 30% tego produkt to klasy 0-0,004 i 0,004-0,008 mm. Kolejny rysunek przedstawia wyniki flotacji przed i po wprowadzeniu młyna IsaMill do każdego z ciągów technologicznych Pb i Zn. Po zastosowaniu domielania, widoczny jest stały wzrost uzysku Zn o około 10% we wszystkich klasach ziarnowych od 0,005 do 0,025 mm.

Cytowani autorzy (Pease i in., 2006) przedstawili kierunki działań, które zdecydowanie poprawiają wyniki flotacji ziarn drobnych:

- należy dostosować stopień uwolnienia do mineralogii rudy,
- powinno się wykorzystać najbardziej efektywną i najbardziej ekonomiczną metodę mielenia,
- trzeba utrzymywać powierzchnię zewnętrzną minerałów użytecznych wolną od zanieczyszczeń podczas i po mieleniu,
- konieczne jest minimalizowanie czasu pomiędzy mieleniem a flotacją, by uniknąć utlenienia powierzchni ziarn,
- należy flotować ziarna w wąskich klasach ziarnowych, zatem dokładna klasyfikacja jest problemem decydujący o efektach wzbogacania,
- należy minimalizować ilość materiału krążącego w układzie technologicznym – należy domiełać raczej nadawę do pierwszego czyszczenia, niż odpad z pierwszego czyszczenia,
- powinno się zapewnić odpowiedni dla danego uziarnienia czas kondycjonowania zawiesiny z odczynnikami,
- niezbędne jest dostosowanie ilości kolektora do danego uziarnienia nadawy (powierzchni właściwej) zwłaszcza dla ziarn drobnych.

W podsumowaniu cytowani autorzy zebrali następujące spostrzeżenia:

- powierzchnia właściwa ziarn drobnych reaguje bardziej intensywnie z otoczeniem niż powierzchnia ziarna grubego, a przyczyną jest duży stosunek powierzchni ziarn do ich masy i objętości. Powoduje to np. wzrost wpływu składu chemicznego wody użytej we flotacji na powierzchnię takiego ziarna,
- ziarna drobne w zawieszynie charakteryzują się małym pędem (iloczyn masy i prędkości), więc łatwiej się przemieszczają się przez zawieszinę, a to oznacza mniejszą energię potrzebną im przy kolizji z pęcherzykiem oraz większą tendencję do mechanicznego wynoszenia tych ziarn do produktu pianowego. W rezultacie również

czas flotacji zostaje wydłużony, operacje czyszczące powinny odbywać się przy mniejszych zagęszczeniach części stałych w zawieszynie,

- drobne ziarna hydrofobowe są bardziej narażone na pokrycie ich powierzchni ziarnami hydrofilowymi, niż grube ziarna hydrofobowe, a przyczyną także jest bardzo duża powierzchnia właściwa ziarn drobnych i mała prędkość poruszania się w zawieszynie, która uniemożliwia oderwanie przyczepionych ziarn hydrofilowych,
- kinetyka flotacji ziarn drobnych powinna być wolniejsza i prędkość flotacji może być podobna do grubych ziarn zrostów, ziarna drobne mogą flotować z dyżymi pęcherzykami, lecz mniejszych rozmiarów pęcherzyki zwiększają prędkość ich flotacji.

Autorzy podkreślili także, że nie istnieje jakaś wyraźna czy ostra granica pomiędzy ziarnami drobnymi i grubymi. Różnice te ujawniają się stopniowo wraz ze spadkiem wielkości ziarna.

Jedną z proponowanych metod poprawy flotacji ziarn drobnych jest zwiększenie rozmiarów flotowanych ziarn drogą agregacji (Espinoza Ortega i in., 2004; Lascelles i in., 2004; Xu i in., 2004). Można to osiągnąć na przykład przez selektywną flokulację lub aglomerację ziarn drobnych. Sелеktywna flokulacja jest jednym z rozwiązań opisanych przez Rubio i Kitchenera (1977). Niestety, jej największym ograniczeniem są trudności z osiągnięciem selektywności. Większość flokulantów w praktyce nie wykazuje selektywności i polimery te najczęściej adsorbują się na powierzchni zarówno minerałów skały płonej, jak i minerałów użytecznych. Sелеktywność flokulanta zawodzi w szczególności przy ziarnach drobnych, gdzie na powierzchnię zewnętrzną ziarna ma duży wpływ: nieidealne uwolnienie podczas mielenia, pokrycie powierzchni ziarna szlamami i występująca koagulacja ziarn. Wyraźna selektywność flokulanta (tlenek polietylenu), pojawiająca się w badaniach dla modelowego materiału (mieszanina kwarcu, chryzokoli, malachitu, kalcytu, i dolomitu) niestety zanikała przy zastosowaniu flokulanta dla naturalnej rudy miedzi z Kongo (Rubio i Kitchener, 1977).

Aglomeracja olejowa jest jeszcze innym rozwiązaniem proponowanym we flotacji ziarn drobnych (Laskowski, 1992; Laskowski i Lopez-Valdivieso, 2004). Olej podany do flotacji łączy ze sobą drobne ziarna, które tworzą agregaty. Agregaty te, przy niskim stężeniu oleju, są wynoszone przez pęcherzyki powietrza do produktu pianowego. Aglomeracja olejowa może również zachodzić, gdy zemulgowany olej najpierw reaguje z hydrofobową

powierzchnią minerałów, a dopiero potem ziarno z powłoką olejową łączy się, tworząc agregaty z większymi ziarnami (Rubio i in., 2003).

## **5. Charakterystyka rud z LGOM i technologii ich wzbogacania**

### **5.1. Charakterystyka złoża**

Złoża rud miedzi obszaru LGOM (Legnicko–Głogowskiego Okręgu Miedziowego) należą do złóż typu stradoidalnego i tworzą nagromadzenia minerałów siarczkowych, występujących w warstwie piaskowców czerwonego spągowca, w piaskowcach białego spągowca, cechsztyńskich łupkach miedzionośnych i skałach węglanowych cyklotermu Werry, gdzie dominują dolomity (Nieć i Piestrzyński, 1996). Na podstawie tego podziału stratygraficznego technolodzy wyodrębnili trzy odmiany litologiczne rudy: piaskowcowe, łupkowe i węglanowe. W większości partii złoża odmiany te występują równocześnie, ale w zmiennych proporcjach. Oddzielna selektywna eksploatacja tych odmian z różnych powodów jest niemożliwa.

Rudę piaskowcową – tworzą piaskowce kwarcowe o dużej zmienności rodzaju spoiwa. Spotyka się spoiwo ilaste, węglanowe, węglanowo–ilaste (margliste) oraz siarczkowe (anhydrytowe), jednak najczęściej spotykanym składnikiem jest kalcyt (Kucha i Mayer, 1996). Minerale siarczkowe obecne są w lepiszczu piaskowca. W lepiszczu węglanowo–ilastym (marglistym) często występuje rozproszony typ okruszcowania. Ziarna kwarcu, główne składniki tej rudy w większości występują w klasie 0,05–0,20 mm, natomiast większość kruszców – ponad 75% wag. – trafia do frakcji 0,1–0,5 mm. Spośród trzech wymienionych typów rud, ta odmiana litologiczna zawiera najmniej bardzo drobnych ziaren kruszców (Piestrzyński, 1996).

Rudę węglanową (dolomitową) tworzą spoiwa o charakterze ilastym i wapnistym. Ruda ta charakteryzuje się głównie okruszcowaniem typu gniazdowego. Dolomity wapniste są drobnoziarniste. Ruda dolomitowa często zawiera węgiel organiczny, a wraz ze wzrostem jego zawartości w rudzie, na ogół rośnie także zawartość miedzi. Obecne tu minerały kruszczowe należą głównie do frakcji średnio i gruboziarnistej od 0,14 do 5 mm – około 60% wag. (Kucha i Mayer, 1996; Piestrzyński, 1996; Kijewski i Jarosz, 1996).

Rudę łupkową – tworzą głównie odmiany ilasto–dolomityczne i ilasto–organiczne, okruszcowanie tej rudy jest w większości typu żyłkowego i soczewkowego (Piestrzyński, 1996). Jak podaje Jarosz (1968) większa część kruszców w łupkach, w okolicach kopalni Lubin występuje w postaci skupień o rozmiarach poniżej 0,010, a nawet i 0,007 mm, co

pokazano w tabeli 2. Łupek składa się głównie z minerałów ilastych i węglanowych, dominuje dolomit i kwarc. Charakterystyczna jest wyższa zawartość miedzi w łupkach ilastych (smolistych), stanowiących około 10% całości łupka, w porównaniu do ubogo okruszczonych łupków dolomitycznych stanowiących około 90% całości łupka (Kucha i Mayer, 1996). Łupek dolomityczny składa się z około 60% dolomitu, 30% minerałów ilastych, 5% substancji organicznej i 5% minerałów siarczkowych miedzi. Łupek ilasty (smolisty) zawiera około 70% minerałów ilastych, 10% substancji organicznej, 10-15% minerałów siarczkowych miedzi oraz 5% węglanów i kwarcu. Ciemny, przechodzący w czarny kolor łupków, jest związany z obecnością w nich substancji organicznej. Odmiana ta zawiera najwyższe w stosunku do pozostałych zawartości pierwiastków towarzyszących takich jak: Pb, Ag, Zn, Co, Ni, As, Mo. Ruda łupkowa tworzy w złożu ciągłą warstwę o miąższości przeważnie od 1,5 do 80 cm, średnio 45 cm (Konstantynowicz-Zielińska, 1990; Jarosz, 1968; Tokarska, 1971).

Tabela 2. Okruszczowanie serii łupkowej w rejonie szybu „Bolesław”, kopalnia Lubin (Jarosz, 1968)

Klasa ziarnowa, mm	Seria łupkowa			
	Chalkozyn, %	Bornit, %	Chalkopiryt, %	Piryt, %
0,007- 0,014	68,4	54,7	45,0	70,4
0,014 - 0,028	18,1	22,0	15,0	23,8
0,028 - 0,042	6,7	9,6	15,0	5,8
0,042 - 0,056	3,5	5,9	5,0	
0,056 - 0,070	1,4	2,3	0,0	
0,070 - 0,084	0,6	1,6	5,0	
0,084 - 0,098	0,4	1,0	5,0	
0,098 - 0,112	0,0	0,6	0,0	
0,112 - 0,126	0,5	0,4	0,0	
0,126 - 0,140	0,2	0,7	5,0	
>0,140	0,2	1,2	5,0	

Duże zróżnicowanie uziarnienia minerałów kruszczowych w poszczególnych odmianach litologicznych rudy powodują, że dla uwolnienia tych minerałów wymagane są różne stopnie zmielenia w procesie przeróbczym. Według danych z lat dziewięćdziesiątych ubiegłego wieku, uwzględniających mineralizację złoża partii wówczas eksploatowanych, najdrobniej powinna być mielona ruda łupkowa – poniżej 0,035 mm, nieco grubiej dolomitowa – poniżej 0,045 mm, a najgrubiej – piaskowcowa do 0,100 mm (Kijewski, Jarosz,

1996). Obecnie liczne dane technologiczne wskazują, że eksploatowane aktualnie rejonu złoża charakteryzują się mineralizacją znacznie drobniejszą, stąd też pojawiają się inne wymagania stawiane procesom rozdrabniania.

## 5.2. Charakterystyka rudy miedzi z rejonu ZG Polkowice- Sierszowice

We wszystkich trzech odmianach litologicznych rudy dominującym minerałem miedzionośnym rejonu ZG Polkowice–Sierszowice jest chalkozyn, występujący z digenitem stanowi około 70%. W mniejszej ilości występują: bornit, chalkopiryt, kowelin oraz znacznie rzadziej tennantyt, stromeyeryt i markasyt z pirytem. Pozostałe kruszce w tej rudzie stanowią: sfaleryt, galena, getyt oraz metale rodzime – srebro i złoto rodzime (Kijewski, Jarosz, 1996). Rozkład wielkości ziaren minerałów siarczkowych miedzi jest zmienny – od kilku do 100  $\mu\text{m}$ , jednak zdecydowana większość z nich trafia do frakcji najdrobniejszej. Choć brak jest opublikowanych szczegółowych danych o wielkości ziaren kruszców w rudach, to wiele danych technologicznych wskazuje na konieczność prowadzenia głębokiego mielenia tej rudy. Jak wcześniej wspomniano, parametry jakościowo–ilościowe wydobywanych rudy są zmienne, co wymusza konieczność okresowego dostosowywania układu technologicznego do zmieniających się warunków. Natomiast same warunki jej wzbogacania określa okruszcowanie rudy, które charakteryzuje się generalnie drobną mineralizacją minerałów siarczkowych.

W tabeli 3 przedstawiono średnie, roczne zawartości ważniejszych składników w urobku dostarczonym do ZWR Polkowice w latach 2004 – 2006. Średnia zawartość miedzi w nadawie od 2004 r. wykazuje tendencję spadkową w kolejnych latach, w których stwierdzono także rosnącą zawartość miedzi w formie utlenionej.

Tabela 3. Średnie, roczne zawartości ważniejszych składników w urobku dostarczonym do ZWR Polkowice w roku 2004 (Konieczny, 2006; dane KGHM, 2004)

<b>Składnik</b>	<b>2004</b>	<b>2005</b>	<b>2006</b>
Cu	2,030%	1,960%	1,820%
Ag	40 g/Mg	35 g/Mg	32 g/Mg
Pb	0,140%	0,120%	0,120%
Zn	0,040%	0,040%	0,040%
Fe	0,530%	0,860%	0,560%
CuO	0,240%	0,280%	0,280%
SiO <sub>2</sub>	26,270%	26,480%	26,540%
Au	0,046 g/Mg	bd	0,030 g/Mg



Wyniki analiz litologicznych urobku w 2004 roku wykazały, że nadawa kierowana do ZWR Polkowice składała się średnio w 9 % z rudy piaskowcowej, 11 % z rudy łupkowej i w 80 % z rudy dolomitowej (Konieczny, 2006).

W tabeli 4 przedstawiono prognozę składu litologicznego urobku z Zakładów Górniczych Polkowice–Sierszowice na lata 2007–2016. Jak widać z tych danych, nie przewiduje się bardzo dużych zmian związanych z udziałem łupka, – odmiany uważanej za najtrudniej wzbogacalną. Natomiast, przewiduje się wzrost udziału piaskowca nawet o 10% w stosunku do stanu obecnego. Oznacza to, że wzbogacalność rudy z tego powodu może ulec poprawie. Jednak w roku 2016 udział piaskowca spadnie, a udział węglanów znów wzrośnie do obecnego poziomu.

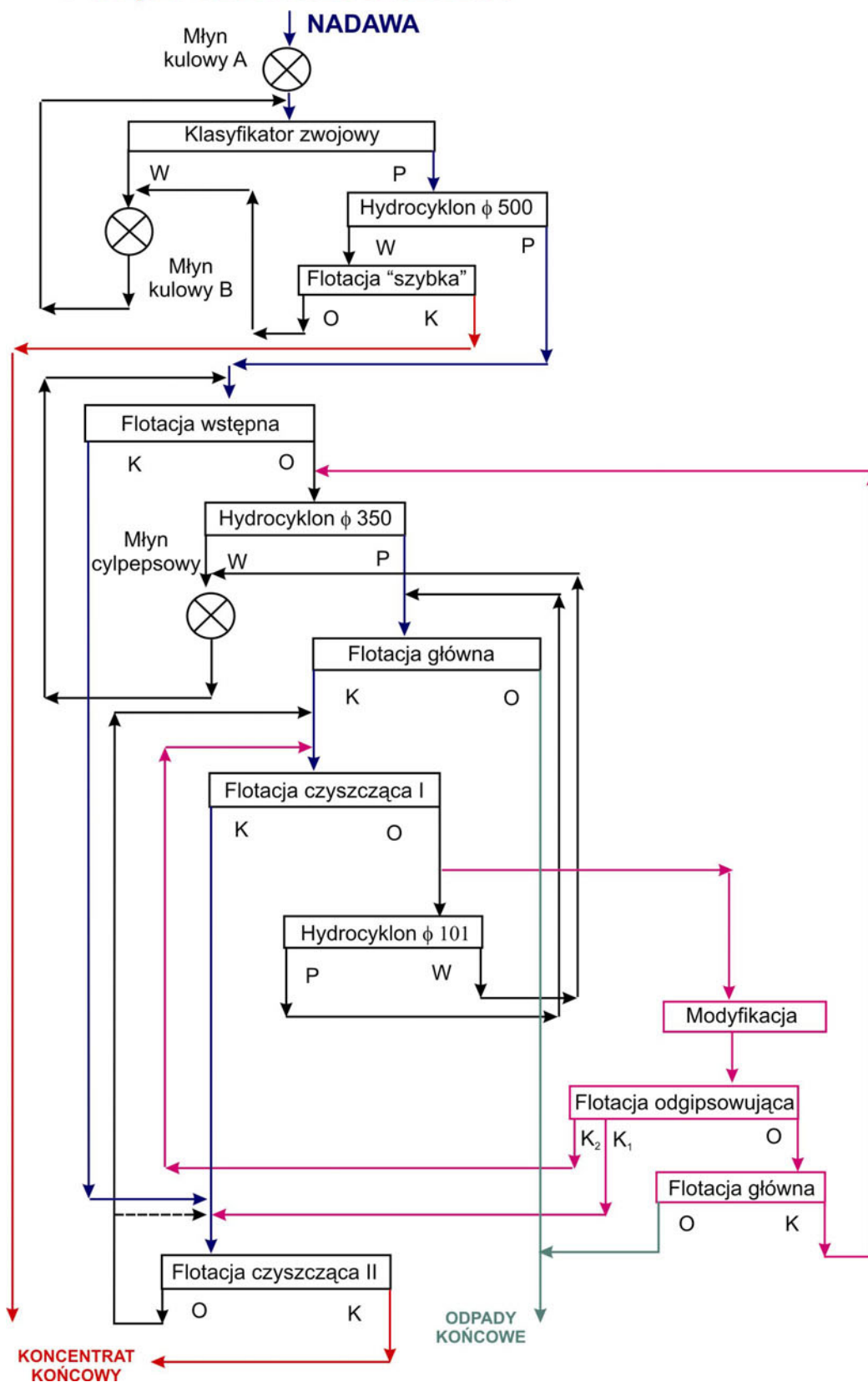
W trakcie badań prowadzonych w ramach tej pracy wykonano analizę mineralogiczną badanej próbki rudy będącej przeciętną nadawą flotacyjną w okresie, gdy ją pobierano. Stwierdzono, że w badanej nadawie zmielonej do uziarnienia 90% ziaren w klasie <0,025 mm, w klasie >0,040 mm 21 % kruszców występuje w formie zrostów; w klasie 0,025–0,040 mm, a w klasie <0,025 mm, 6%.

Tabela 4. Prognoza składu litologicznego urobku z O/ZG Polkowice–Sierszowice na lata 2007–2016 (Konieczny, 2006)

Rok	Odmiany litologiczne rudy		
	Udział rudy piaskowcowej, %	Udział rudy łupkowej, %	Udział rudy węglanowej, %
2007	16	12	72
2008	18	12	70
2009	19	13	68
2010	19	11	70
2011	24	13	63
2012	24	13	63
2013	24	13	63
2014	24	13	63
2015	24	13	63
2016	16	13	71

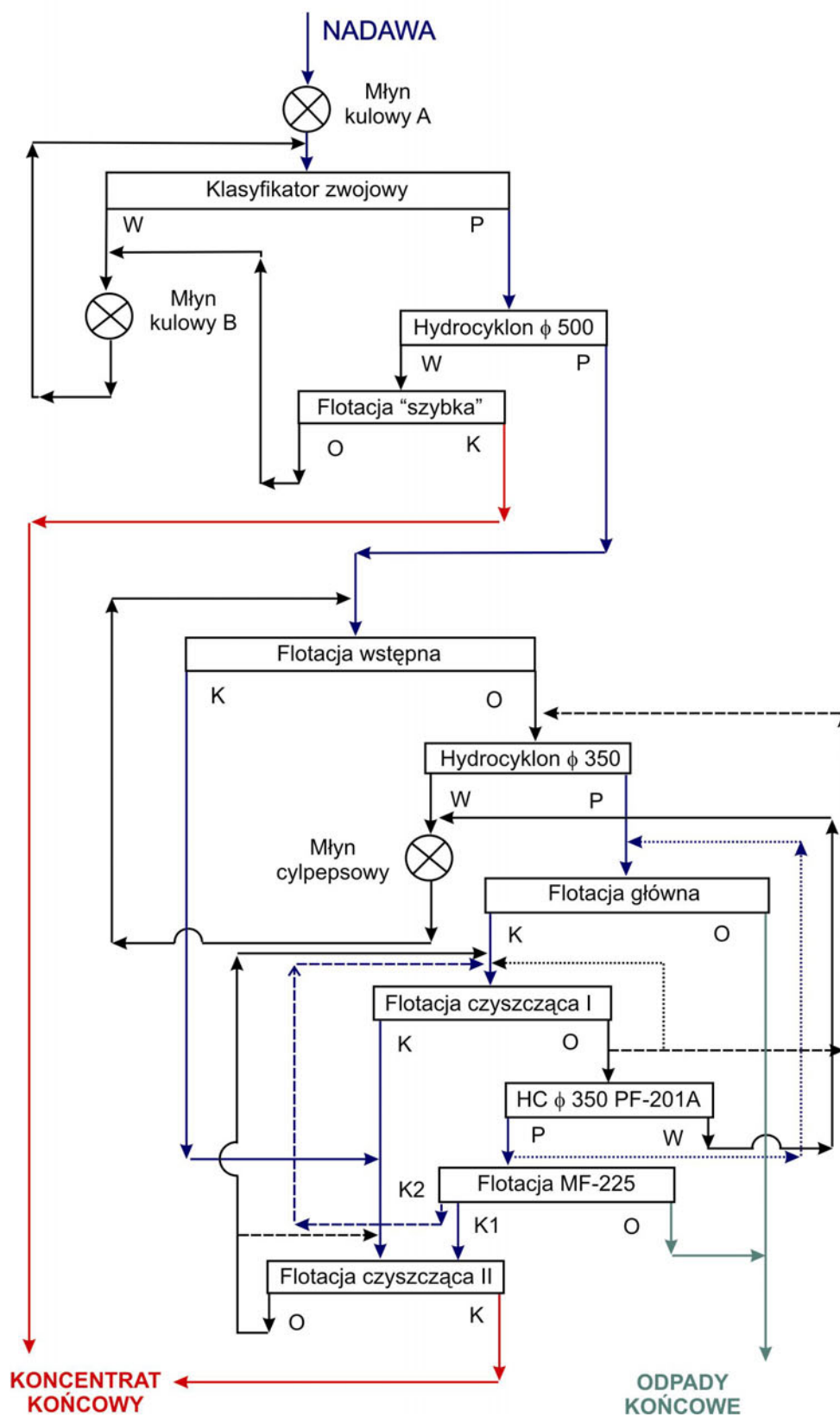
Na rysunkach od 28 do 30 pokazano schematy technologiczne dla wszystkich trzech ciągów.

## SCHEMAT JAKOŚCIOWY I CIĄGU TECHNOLOGICZNEGO



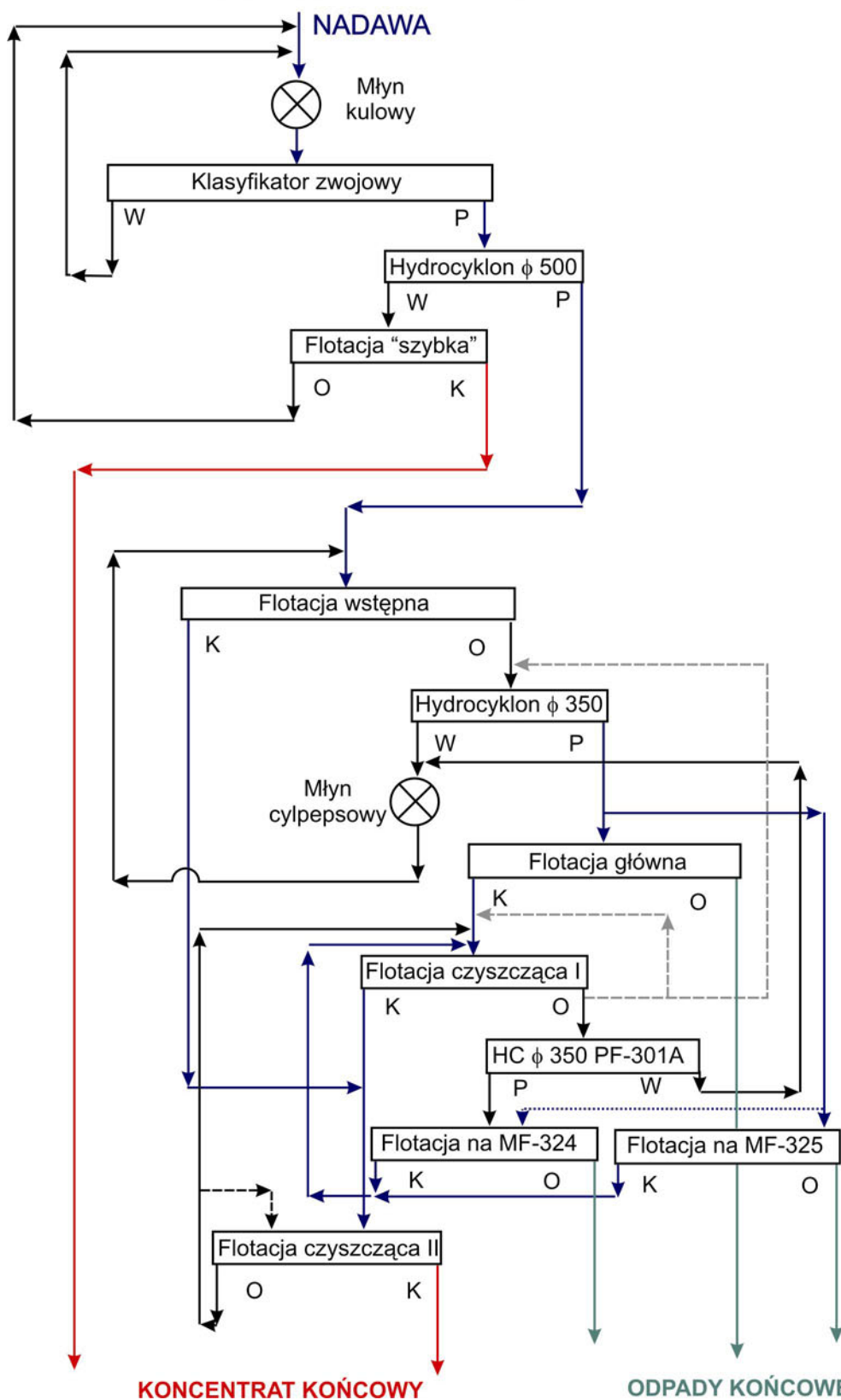
Rys. 28. Schemat technologiczny procesu wzbogacania w O/ ZWR Polkowice z opracowań wewnętrznych O/ZWR Polkowice 2005, ciąg I (dane udostępnione przez KGHM Polska Miedź S.A.)

## SCHEMAT II CIĄGU TECHNOLOGICZNEGO



Rys. 29. Schemat technologiczny procesu wzbogacania w O/ ZWR Polkowice – ciąg II (dane udostępnione przez KGHM Polska Miedź S.A.)

## SCHEMAT III CIĄGU TECHNOLOGICZNEGO



Rys. 30. Schemat technologiczny procesu wzbogacania w O/ ZWR Polkowice – ciąg III (dane udostępnione przez KGHM Polska Miedź S.A.)

## 6. Podsumowanie części literaturowej

Własności mineralogiczne rudy określają wymagany stopień uwolnienia poszczególnych składników, wymagany do wydzielenia minerałów użytecznych w procesie flotacji. Mielenie jest praktycznie jedynym i powszechnie stosowanym sposobem uwolnienia minerałów użytecznych jako operacja przygotowujących te minerały do flotacji. Właściwości i sposób prowadzenia procesu mielenia dostosowane są do charakterystyki mineralogicznej zawartych w rudzie minerałów użytecznych, a także związane są z metodyką dalszych operacji, w tym ich wzbogacania.

Sposób prowadzenia flotacji zależy od wielu cech wzbogacanej rudy. Zależy on przede wszystkim od właściwości fizycznych i fizykochemicznych, w tym między innymi od wielkości i rodzaju zawartych w niej składników użytecznych i nieużytecznych.

Odpowiednio dobrane warunki hydrodynamiczne flotacji prowadzonej dla ziaren drobnych stanowią gwarancję mineralizacji pęcherzyka gazu. W tym celu, wymagane jest zapewnienie pęcherzykom powietrza i ziarnom niezbędnej, wysokiej energii kolizji. Warunki te może zapewnić odpowiednia charakterystyka ruchu zawiesiny flotacyjnej, wymuszonego obrotami wirnika maszyny flotacyjnej. Ten czynnik zapewnia również właściwy dobór wartości kolejnego parametru – ilości dostarczanego powietrza. Zwiększona ilość powietrza doprowadzona do komory flotacyjnej powoduje wzrost prawdopodobieństwa kolizji przez wzrost ilości pęcherzyków, z którymi kolizja ziarn może zajść. W efekcie wzrost ilości podawanego powietrza do zawiesiny flotacyjnej powoduje wzrost prędkości flotacji minerałów użytecznych, która sprzyja wzrostowi ich uzysku w produkcie pianowym. Wzrost uzysku wiąże się zwykle z jednoczesnym spadkiem udziału minerałów użytecznych w koncentracie.

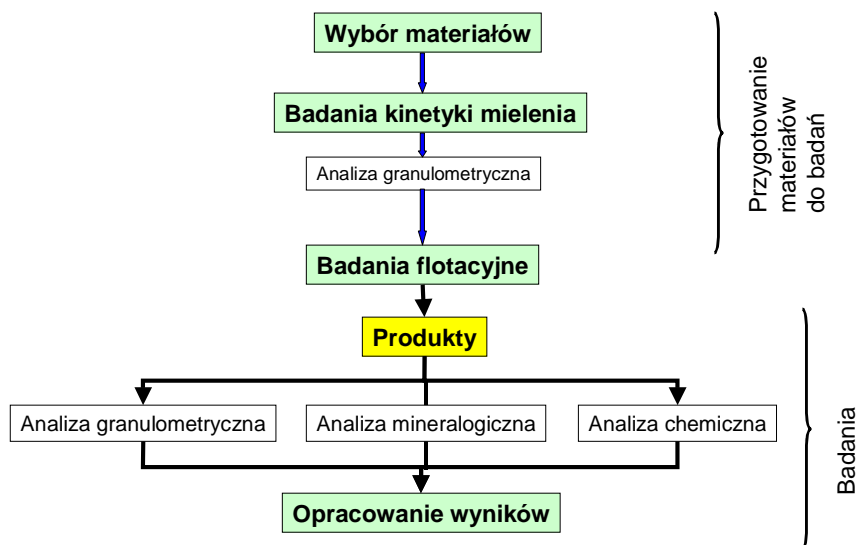
Jednym z czynników o charakterze fizykochemicznym jest napięcie powierzchniowe roztworu flotacyjnego, które wpływa m.in. na rozmiary pęcherzyków gazowych. Napięcie powierzchniowe roztworu determinuje ilość i rodzaj zastosowanych odczynników flotacyjnych. Ilość użytego kolektora wpływa zarówno na uzysk składnika w koncentracie, jak i na jakość koncentratu, a „zapotrzebowanie” ziarna na odczynnik zależy od jego wielkości. W przypadku minerałów siarczkowych, przy niewielkich dawkach zbieracza szybko flotują drobne, w pełni uwolnione ziarna. Natomiast przy dużych dawkach ksantogenianu, szybko flotują zarówno duże, uwolnione ziarna minerałów siarczkowych miedzi oraz zrosty z przewagą w swej budowie różnych minerałów siarczkowych. Niestety również zrosty minerałów siarczkowych z dominacją minerałów niesiarczkowych. Może to

oznaczać, że przekroczenie jakiejś optymalnej ilości kolektora, może prowadzić do zmniejszenia selektywności procesu. Przedawkowana ilość kolektora może również spowodować spadek hydrofobowości minerału, na którym jest zaabsorbowany kolektor. Nadmierna dawka ksantogenu dla minerałów siarczkowych może powodować również łączenie się pęcherzyków w produkcie pianowym, co może prowadzić do rozerwania agregatów pęcherzyk-ziarno, i w efekcie powrót minerału użytecznego do zawiesiny. Należy przy tym pamiętać, że drobne ziarna ze względu na swą dużą powierzchnię właściwą, potrzebują zwiększoną dawkę tego odczynnika w stosunku do ziaren grubszych. Jak wynika z analiz powierzchni ziaren minerałów użytecznych, które znalazły się w odpadach; najczęstszą przyczyną ich słabej flotacji jest niedostateczna hydrofobowość powierzchni tych ziaren minerałów użytecznych. W większości przypadków powodem jest zbyt mała dawka zbieracza lub tzw. pokrycia mułowe powierzchni tych ziaren bardzo drobnymi ziarnami hydrofilowymi.

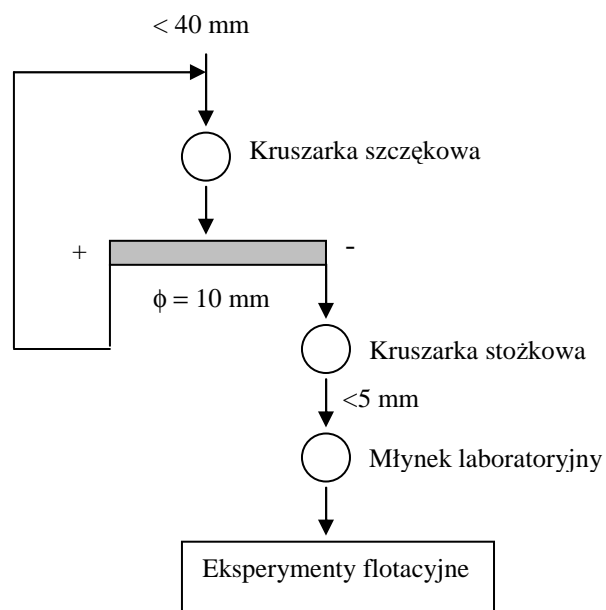
### III. CZĘŚĆ BADAWCZA

#### 1. Wstęp

Przedmiotem badań była próbka rudy z kierowanej do Zakładu Wzbogacania Rud (ZWR) Polkowice. Z tego rejonu, rudy miedzi charakteryzują się bardzo drobnoziarnistą mineralizacją wymagającą głębokiego mielenia dla uwolnienia zawartych w niej minerałów użytecznych. Uwolnienie wymagało rozdrobnienia rudy do ziaren o bardzo drobnych rozmiarach w większości poniżej 0,020 mm. Z teorii i praktyki wiadomo, że przy tak drobnym uziarnieniu nadawy pogarsza się wzbogacalność flotacyjna z powodu szeregu zjawisk natury fizykochemicznej i jest to jedną z przyczyn strat metali w odpadach. Stąd też jednym z celów tej pracy była ocena wpływu określonych czynników na przebieg flotacji przy zmieleniu rudy do uziarnienia  $<0,0025$  mm. W ramach pracy wykonano badania wpływu wybranych wyznaczenia tych wpływu wybranych czynników natury fizycznej i fizykochemicznej: ilości odczynnika zbierającego i warunków hydrodynamicznych zawiesiny flotacyjnej na przebieg procesu drobno zmielonej rudy. W celu zaprezentowania zmian wyników flotacji zależnie od uwolnienia kruszców nadawy badania przeprowadzono w dwóch etapach: pierwszym – mielenia i drugim – badań flotacyjnych, co pokazano na rys. 31. Metodyka badań w ogólnym zakresie obejmowała przeprowadzenie szeregu testów wzbogacania flotacyjnego drobno zmielonej rudy miedzi w maszynie laboratoryjnej typu mechanicznego. Nadawa do eksperymentów była tak mielona, aby zapewniła osiągnięcie założonego poziomu uziarnienia tj. około 65%, 80% oraz 90% klasy poniżej 0,025 mm (rys. 32 i rys. 33). Nadawa i produkty flotacji zostały poddane analizom granulometrycznym metodą sitową oraz analizom mineralogicznym metodą optyczną. Większość analiz składu ziarnowego wykonano na sitach o średnicy oczka do 0,025 mm włącznie. Kilka produktów rozszano na klasy ziarnowe  $<0,025$  mm tj. 0,025–0,015, 0,015–0,010–0,005,  $<0,005$  mm, co umożliwiło przeprowadzenie analiz chemicznych i mineralogicznych w tych klasach. Dzięki temu otrzymano informacje na temat, co dzieje się z najdrobniejszymi minerałami miedzionośnymi w procesie flotacji. Na podstawie wymienionych analiz można było w pełni zbilansować ilościowo i jakościowo poszczególne eksperymenty flotacyjne oraz dokonać oceny wpływu badanych czynników: uziarnienia nadawy, kinetyki procesu, hydrodynamiki procesu, na proces flotacji. Ocena wyników została dokonana na podstawie odpowiednich krzywych separacji, które najlepiej odwzorowują przebieg procesu.

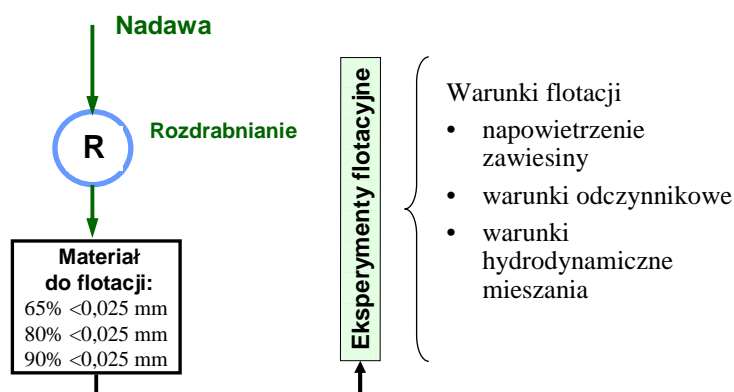


Rys. 31. Metodyka



Rys. 32. Schemat przygotowania rudy do badań





Rys. 33. Metodyka – badania flotacyjne

## 2. Materiały do badań

Do badań pobrano próbkę skruszonej rudy miedzi z Zakładu Wzbogacania Rud KGHM Polkowice. Próbkę o masie około 30 kg pobrano z taśmociągów, ze strumienia nadawy do młynów kulowych ze wszystkich ciągów technologicznych. W celu otrzymania reprezentatywnej próbki materiał był pobierany przez okres 10 dni w odstępach dwudniowych. Każdorazowo pobierano jednakową ilość materiału z każdego punktu poboru, nadawa z ZG Rudna; z ZG Polkowice – Sierszowice, obszar Polkowice i ZG Polkowice – Sierszowice, obszar Sierszowice. Ostatnim dniem poboru próbki był 4.11.2005. Tak przygotowany materiał przewieziono do laboratorium Zakładu Przeróbki Kopalni i Odpadów Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej, gdzie został poddany naturalnemu suszeniu w temperaturze pokojowej przez okres kilku dni. Otrzymany materiał miał uziarnienie poniżej 40 mm.

Próbkę najpierw skruszono do uziarnienia <10 mm w laboratoryjnej kruszarce szczękowej, następnie w laboratoryjnej kruszarce stożkowej do uziarnienia poniżej 5 mm. Tak przygotowany materiał stanowił nadawę do mielenia na mokro i do eksperymentów flotacyjnych. Schemat przygotowania nadawy do badań pokazano na rys. 28. W tabeli 5 zestawiono skład ziarnowy nadawy <5 mm. Natomiast w tabeli 6 zestawiono udział głównych

odmian litologicznych rudy w określonej nadawie do młynka laboratoryjnego. We wszystkich klasach ziarnowych – za wyjątkiem klasy 2,0 – 4,0 mm – dominuje ruda węglanowa. Stąd też przebieg procesu rozdrabniania będzie głównie zależny od rozmielania się właśnie tej rudy. Widoczny jest również prawie 30% udział rudy piaskowcowej w klasie <0,5 mm. Można się więc spodziewać łatwiejszego mielenia tej klasy ziarnowej.

Tabela 5. Skład ziarnowy rudy skruszonej <5 mm

Klasa ziarnowa, mm	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{cu}$ , %	$\beta_{cu}$ , %	$\epsilon_{cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{cu}$ , %	$100 - \Sigma\epsilon_{cu}$ , %
>4,000	3,48	3,48	2,63	2,63	4,40	4,40	100,00
2,000 - 4,000	34,09	37,57	2,19	2,23	35,91	40,31	95,60
1,000 - 2,000	17,38	54,95	2,09	2,19	17,43	57,74	59,69
0,100 - 1,000	26,93	81,87	1,64	2,01	21,21	78,95	42,26
0,071 - 0,100	1,55	83,42	2,06	2,01	1,53	80,49	21,05
0,040 - 0,071	2,58	86,00	3,14	2,04	3,90	84,38	19,51
0,032 - 0,040	4,19	90,19	3,29	2,10	6,62	91,00	15,62
0,025 - 0,032	0,84	91,03	3,06	2,11	1,23	92,23	9,00
<0,025	8,97	100,00	1,80	2,08	7,77	100,00	7,77
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,08		100,00		
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08				

Tabela 6. Skład litologiczny rudy skruszonej <5 mm

Klasa ziarnowa, mm	Skład Litologiczny											
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{cu}$ , %	Ruda węglanowa, %			Ruda piaskowcowa, %			Ruda łupkowa, %		
				$\lambda_i$ , %	$\lambda_{rzecz.}$ , %	$\epsilon_i$ , %	$\lambda_i$ , %	$\lambda_{rzecz.}$ , %	$\epsilon_i$ , %	$\lambda_i$ , %	$\lambda_{rzecz.}$ , %	$\epsilon_i$ , %
>4,0	3,48	3,48	2,63	61,55	2,14	0,55	7,69	0,27	0,22	30,76	1,07	0,34
2,0 - 4,0	34,09	37,57	2,19	33,34	11,36	28,37	3,32	1,13	9,02	63,34	21,59	67,89
1,0 - 2,0	17,38	54,95	2,09	65,12	11,32	14,40	4,65	0,81	3,29	30,23	5,25	8,42
0,5 - 1,0	8,64	63,58	1,95	68,97	5,96	3,77	10,34	0,89	1,81	20,69	1,79	1,42
<0,5	36,42	100,00		54,48	19,84	52,91	27,61	10,05	85,67	17,91	6,52	21,91
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,08	50,62		100,00	13,16		100,00	36,22		100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>	100,00		2,08									

### 3. Metodyka badań

#### 3.1. Analiza granulometryczna

Do analiz składu ziarnowego używano sit laboratoryjnych z oczkami kwadratowymi o rozmiarach 4,0; 2,0; 1,0; 0,100; 0,071; 0,040; 0,032; 0,025 mm. Wszystkie analizy dla ziaren <0,100 mm wykonywano na mokro. Dla wybranych produktów, w trakcie badań, wykonano także analizę sitową na mokro z wykorzystaniem mikrosit z kwadratowymi oczkami o rozmiarach 0,015; 0,010 i 0,005 mm. Dobór sit był zgodny z zaleceniami normy

PN-86/M-94001 obowiązującymi dla przeróbki kopalin w XX wieku. Wybrano sita analityczne stosując moduł 1,26 szeregu R-10 (Sztaba, 1993).

### 3.2. Badania kinetyki mielenia

Badania kinetyki mielenia rudy, czyli wpływu czasu mielenia na skład ziarnowy prowadzono na mokro w stalowym młynku laboratoryjnym typu ML-1 wyprodukowanym przez IMN Gliwice. Rudę mielono przez: 20, 30, 40, 60 i 100 minut. Analizy sitowe otrzymanych produktów mielenia wykonano z wykorzystaniem sit: 0,100 mm, 0,071 mm, 0,040 mm, 0,032 mm oraz 0,025 mm.

Wsadem (nadawą) do młyka była porcja rudy o masie 300 g. Objętość bębna młynka wynosiła 1,3 dm<sup>3</sup>, a wypełnienie mielnikami zajmowało około 40% objętości bębna, średnia gęstość zawiesiny wynosiła 1,5 kg/dm<sup>3</sup>. Mielnikami były kule stalowe o miały średnicach od 1 do 3 cm. Nadawę mielono na mokro po dodaniu do bębna 200 cm<sup>3</sup> wody. Wydzielone w trakcie analizy składu ziarnowego produkty były dekantowane, a trudnosedymentujące zawiesiny najdrobniejszych klas ziarnowych były odsączane na lejku Büchnera.

Do głównych badań wybrano rudę mieloną przez 20, 40 i 60 minut, choć jak wcześniej wspomniano testy mielenia prowadzono również w czasie 30 i 100 minut. Przy wyborze wymienionych czasów mielenia, a zatem i składów ziarnowych kierowano się wynikami wstępnych analiz mineralogicznych, chemicznych i granulometrycznych.

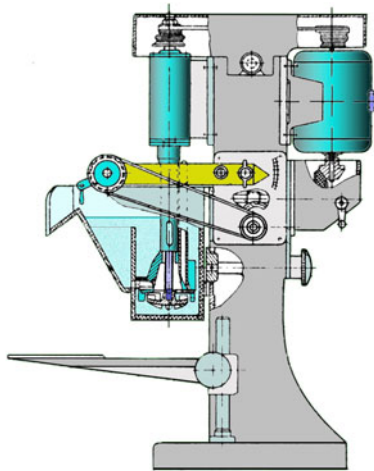
Do oceny wyników eksperymentów flotacyjnych wykorzystano tabelaryczne bilanse masowe oraz sporządzone na nich podstawie wykresy krzywych wzbogacania. Posługiwano się głównie wykresami krzywych znanych jako krzywe Mayera, Halbicha i Fuerstenaua. Te ostatnie (Drzymała i Ahmed, 2005), są „nieczułe” na zmiany zawartości składnika użytecznego w nadawie i umożliwiają obiektywne porównanie ze sobą wzbogacalności dowolnych nadaw i dowolnych składników. W przypadku wielu analizowanych wyników eksperymentów zbilansowanych w tabelach, do oceny czy porównania korzystano głównie lub tylko z danych liczbowych w tych tabelach. Oceniano np. wpływ zmian jakiegoś czynnika w serii eksperymentów nie wykreślając krzywych wzbogacania. Dotyczyło to np. bilansów mineralogicznych, czy niektórych rozkładów miedzi. Autorka zdawała sobie od początku sprawę z niedoskonałości takiego jednoparametrowego podejścia, tj. z faktu, że różniące się wyniki z dwóch różnych eksperymentów mogą leżeć na jednej krzywej.

Aby błędy z takiego sposobu interpretacji były jak najmniejsze, autorka starała się by metodyka i warunki przeprowadzanie poszczególnych eksperymentów były w możliwie wszystkich szczegółach zawsze identyczne. Dotyczyło to zarówno wszystkich elementów

przygotowania nadawy do eksperymentów – mielenia – jak i samych ekperymentów flotacyjnych, w których np. czas wszystkich operacji głównych i pomocniczych był zawsze taki sam.

### 3.3. Badania flotacyjne

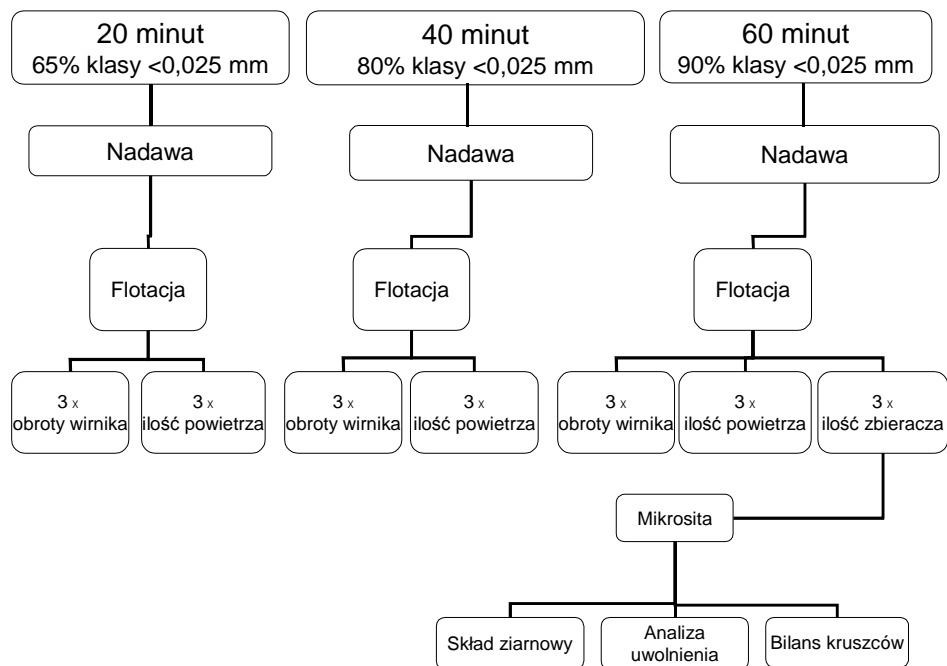
Rozdrobniony i odpowiednio przygotowany materiał poddano flotacji w laboratoryjnej maszynie mechanicznej typu Mechanobr produkcji IMN Gliwice pokazanej na rys. 34. Maszynka była wyposażona w komorę flotacyjną o pojemności 1 dm<sup>3</sup>. Obroty wirnika regulowano na poziomie 590, 670 do 790 obr · min<sup>-1</sup> przez zmianę przełożenia przekładni pasowej, która umożliwia pracę na tych ściśle określonych poziomach. Przepływ powietrza, podobnie jak prędkość obrotów wirnika, był parametrem zmiennym i wynosił 60, 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h. Granica dolna i górna ilości podawanego powietrza wynikały z naturalnych ograniczeń pracy zastosowanej maszyny flotacyjnej typu mechanicznego – z samozasycaniem powietrza. Maksymalna ilość powietrza zasysanego przez wirnik wynika z jego obrotów. Te natomiast, wynikają z konstrukcji przekładni pasowej maszyny dającej 5 poziomów prędkości obrotów, spośród których wybrano dwa skrajne i jeden środkowy.



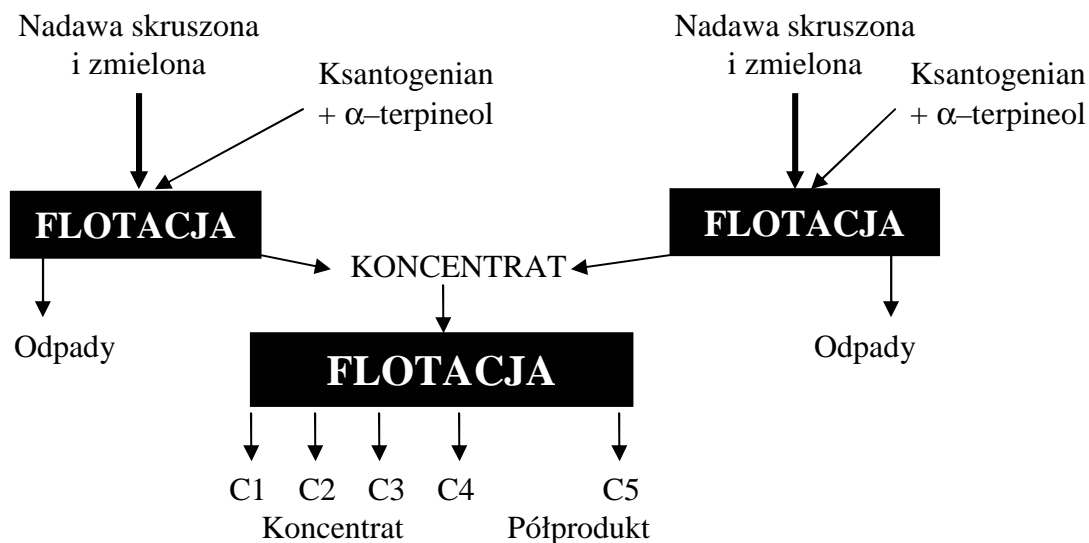
Rys. 34. Mechaniczna maszynka laboratoryjna typu Mechanobr o pojemności celki 0,25-1,0 dm<sup>3</sup> (rysunek Łuszczkiewicza, 2004), w oparciu o pracę Bergera i Efimowa (1962)

Do głównych rozważań tej pracy wybrano trzy serie mieleń. Pierwsza obejmowała badania prowadzone dla rudy mielonej 60 minut, która zawierała 88 % ziaren <0,025 mm. W drugiej serii, badano rudę mieloną 40 minut, zawierała ona 82% ziaren <0,025 mm, natomiast seria trzecia obejmowała eksperymenty prowadzone dla rudy mielonej 20 minut zawierającej 65% ziaren w klasie <0,025 mm. Dla wszystkich trzech serii – dalej zwanych

seriami 65, 80 i 90% – przeprowadzono badania wpływu ilości obrotów wirnika oraz zmiennej ilości powietrza na flotację. Wpływ ilości kolektora na wyniki flotacji przeprowadzono tylko dla serii 90%, ponieważ nadawa stosowana w tej serii charakteryzowała się największą zawartością ziaren bardzo drobnych. Stąd spodziewano się, że w tych warunkach zjawiska związane z flotacją ziaren bardzo drobnych okażą się najbardziej interesujące i charakterystyczne. Ogólny schemat wykonanych eksperymentów flotacyjnych przedstawiono na rys. 35, a schemat pojedynczego testu pokazano na rys. 36. Autorka zdawała sobie sprawę z niedoskonałości takiego wyboru poszczególnych elementów metodyki badań. Jednak wykonanie badań wpływu wszystkich analizowanych parametrów na wszystkie wybrane badane czynniki byłoby niemożliwe ze względu na ograniczenia związane z kosztami oznaczeń mineralogicznych oraz chemicznych, jak też w dużym stopniu niepotrzebne. Autorka decydując się na taki, a nie inny wybór zakresu badań miała na względzie głównie przedstawione cele i tezę pracy.



Rys. 35. Ogólny schemat metodyki badań



Rys. 36. Schemat eksperymentów flotacyjnych

Ekspertymenty flotacji prowadzono tak, aby poza badanym w danym przypadku czynnikiem, pozostałe warunki procesu były utrzymane na stałym poziomie. Każdorazowo kontrolowano gęstość zawiesiny nadawy do flotacji, która wynosiła  $1160 \text{ g/dm}^3$ . Czas agitacji (mieszania) po dodaniu zbieracza, etylowego ksantogenianu sodu wynosił 6 minut, a po dodaniu speniacza,  $\alpha$ -terpineolu 1 minutę. We wszystkich eksperymentach flotacyjnych używano wody wodociągowej. W trakcie eksperymentów kontrolowano pH zawiesiny flotacyjnej, które dla zawiesiny nadawy wynosiło od  $7,3 \div 7,9$ . Po flotacji, pH poszczególnych produktów, zmieniało się w przedziale  $7,5 \div 8,4$ . Po dodaniu kolektora pH wynosiło od  $7,35$  do  $7,88$  zależnie od zastosowanej jego dawki, a po podaniu speniacza rosło do poziomu od  $7,49$  do  $7,95$ . Wpływ ilości powietrza podawanego do flotacji, obrotów wirnika i zbieracza badano na trzech poziomach. W trakcie flotacji utrzymywano również stały poziom zawiesiny w komorze flotacyjnej dostarczając wodę do komory za pomocą pompy perystaltycznej, a temperatura otoczenia wynosiła  $20-22^\circ\text{C}$ . Schemat testów flotacji przedstawiono na rys. 36. Opisany sposób prowadzenia eksperymentów flotacyjnych gwarantował odpowiednią ilość materiału potrzebnego do dalszych analiz. Najwięcej badań przeprowadzono dla rudy o najdrobniejszym uziarnieniu, mielonej przez 60 minut. Zgodnie praktyką flotacyjną i z licznymi danymi literaturowymi (Ek, 1992; Crawford i Ralston, 1988; Feng i Aldrich, 1999) największych problemów spodziewano się z jej wzbogacalnością, gdyż około 88% materiału znajdowało się w trudno wzbogacanej klasie ziarnowej poniżej  $0,025 \text{ mm}$ , z czego 30% w klasie  $<0,010 \text{ mm}$ . Każdy eksperyment obejmował – zmielenie rudy dożądanego uziarnienia oraz samej flotacji. Każdy eksperyment flotacyjny składał się z dwóch etapów.

W pierwszym etapie wykonano dwa równoległe doświadczenia flotacji głównej i wydzielono po jednym produkcie pianowy (koncentrat główny), a pozostający w komorze produkt stanowił odpad. Następnie, po połączeniu obu otrzymanych koncentratów głównych kontynuowano eksperyment wykonując flotację czyszczącą. W trakcie flotacji czyszczącej wydzielano cztery do sześciu produktów pianowych (koncentratów), a pozostały produkt komorowy określano jako półprodukt. Wszystkie wydzielone frakcje koncentratów oraz produkty komorowe suszono w temp. 105°C. Następnie określano ich masę, przygotowywano do oznaczenia zawartości miedzi. Produkty z wybranych eksperymentów podano analizie mineralogicznej, określającej rodzaj i formy występujących w nich minerałów kruszczowych oraz analizie składu garunolometrycznego.

### 3.4. Analizy chemiczne i mineralogiczne

W certyfikowanym laboratorium badawczym firmy KGHM CBJ sp. z o.o. wykonywano analizy chemiczne z oznaczeniem zawartości miedzi w produktach metodą miareczkowania jodometrycznego. Zastosowana metoda oznaczania zawartości miedzi charakteryzuje się określoną dokładnością, która zależy od poziomu zawartości analizowanego metalu. Dla nadawy wyniki mogą się różnić o  $\pm 0,03$ , szerokość przedziału wynosi 0,06. Dla koncentratu o  $\pm 0,15$ , szerokość przedziału wynosi 0,3; a dla odpadu o  $\pm 0,015$ , szerokość przedziału wynosi 0,03. Przykładowo, dla nadawy o zawartości miedzi 2,08%, oznacza to rozbieżność od 2,05 do 2,11%.

Analizy mineralogiczne miały na celu określenie ilościowego rozkładu minerałów kruszczowych w badanych produktach, oraz ocenę stopnia uwolnienia tych minerałów. Analizy te zostały wykonane przez dr A. Muszera z Instytutu Nauk Geologicznych Uniwersytetu Wrocławskiego. Analizy te wykonano w świetle odbitym na preparatach polerowanych, uprzednio zatopionych w żywicy z wykorzystaniem mikroskopu optycznego Optiphot-2 Pol firmy Nikon. Do analiz obrazu mikroskopowego użyto program Lucia-M. Zawartość procentową kruszców występującą w określonych frakcjach, przeliczono na ich rzeczywistą zawartość wykorzystując udział procentowy poszczególnych frakcji w badanych próbkach. Badaniom mikroskopowym poddano wybrane próbki. Ich wyboru dokonano po analizie oznaczeń chemicznych wyników eksperymentów flotacyjnych i zbilansowaniu ich.

Zawartość procentową wolnych kruszców oraz kruszców występujących w zrostach – razem 100% kruszców – występującą w określonej próbce, obliczono na podstawie procentowego udziału poszczególnych form występowania kruszców w ich rzeczywistej ilości. Z tego sposobu obliczeń wynika ograniczona dokładność zastosowanej metody.

Przykładowo, dla nadawy o rzeczywistej zawartości kruszców 3,19% błąd o  $\pm 0,1$  (3,13% wartości) oznacza rozbieżność od 3,09 do 3,29%. Co w przeliczeniu na ilość np. wolnych kruszców oznacza rozbieżność wyników od 67,8 do 72,2%.

Przygotowanie próbek wymagało rozszania produktów na trzy, wąskie klasy ziarnowe 0,00–0,025 mm 0,025–0,040 mm i >0,040 mm. Preparaty przygotowane z tych próbek tj. zgłady, składające się z ziaren o zbliżonych wielkościach, gwarantowały uzyskanie dużej dokładności obrazu mikroskopowego dla wszystkich elementów preparatu. W sumie analizie mineralogicznej poddano 70 próbek. Z czego 15 stanowiło próbki dodatkowo rozszane na najdrobniejsze klasy ziarnowe <0,005 mm, 0,005–0,010 mm, 0,010–0,015 mm i 0,015–0,025 mm. Badania prowadzone dla materiału rozdzielonego na mikrositach 0,005 mm, 0,010 mm i 0,015 mm umożliwiły szczegółową analizę materiału w tych klasach. Stanowiło to istotny etap pracy, gdyż umożliwiło analizę flotowalności dla tak drobnych ziaren.

## **4. Omówienie wyników badań**

### **4.1. Badania kinetyki mielenia**

Założeniem operacji mielenia było osiągnięcie trzech poziomów uziarnienia tj.: około 65%, 80% i 90% klasy <0,025 mm, co wymagało mielenia nadawy odpowiednio przez 20, 40 i 60 minut. Założeniem pierwszego poziomu czasu mielenia – 20 min – było przygotowanie rudy do eksperymentów flotacyjnych charakteryzującej się składem ziarnowym zbliżonym do składu ziarnowego, jaki jest obecnie przyjęty w technologii ZWR olkowice, czyli około 70 - 75% masy nadawy o uziarnieniu <0,045 mm. Przyjęto, że drobniejsze uziarnienie wynikające z dłuższego czasu mielenia, ma odzwierciedlać wyższy stopień uwolnienia. W tabelach 7, 10, 12 i 14 zestawiono wyniki analiz granulometrycznych, a w tabelach 8, 11 i 13 zestawiono wyniki analiz mineralogicznych nadaw do flotacji przygotowanych przy różnych czasach mielenia. W tabelach 8, 11 i 13 zestawiono rzeczywisty rozkład wolnych kruszców w analizowanych próbkach, po uwzględnieniu mas poszczególnych frakcji. Na rys. 37 pokazano krzywe składu ziarnowego produktów mielenia po różnych czasach. Czerwonymi liniami na tym rysunku zaznaczono kryteria składów ziarnowych wybrane do eksperymentów flotacyjnych. Zakładając, że w zakresie odciętej wykresu na rys. 37, od 0 do 0,025 mm przebieg krzywych można aproksymować w dolnej części osi rzędnych linią zbliżoną do prostej, można oszacować, że w produktach opisywanych mieleń jest około 21% klasy ziarnowej <0,010 mm (dla 20 minut mielenia) oraz ponad 22%, około 24%, 30% i 36% tej klasy odpowiednio dla 30, 40, 60 i 100 minut mielenia. Analizy ziarnowe wykonane przy



użyciu mikrosit dla rudy mielonej 60 minut opisane w rozdziale 4.2.5. dotyczącym oceny wyników flotacji w świetle analizy produktów na mikrositach potwierdzają te oszacowania. Z analizy wyników w przedstawionych tabelach 8, 11 i 13 widać, że ze wzrostem czasu mielenia rośnie wychód najdrobniejszej klasy ziarnowej <0,025 mm od 65% dla 20 minut mielenia do nieco ponad 95% dla 100 minut. Wzrost udziału ziaren <0,025 mm przekłada się zarówno na wzrost ilości wolnych kruszców w samej tej klasie, jak i w całej nadawie. Po 20 minutach mielenia około 75% wszystkich kruszców w całej nadawie stanowią wolne kruszce, natomiast po 60 minutach mielenia ich ilość wzrosła do prawie 92%. W najdrobniejszej klasie ziarnowej po 60 minutach mielenia, uwolnienie wynosiło prawie 94% kruszców, a po najkrótszym zastosowanym mieleniu trwającym 20 minut – 84%. Po godzinie mielenia rudy najwięcej zrostów występuje w klasie >0,040 mm – prawie 30% tej klasy, co przedstawia rys. 38. Porównywane są wartości  $\lambda_w$  kruszczach, gdyż one pokazują prawdziwą relację pomiędzy ilością wolnych kruszców i tych występujących w formie zrostów, suma obu wartości stanowi 100% wszystkich kruszców. Natomiast rzeczywista zawartość kruszców oznaczona symbolem  $\lambda_{rzecz.}$  jest zależna od ich ilości w danym produkcie i pozwala na wyliczenie rzeczywistego stopnia uwolnienia kruszców, definiowanego jako stosunek ilości wolnych (uwolnionych) kruszców w produkcie do całej (ogólnej) ilości kruszców w nadawie. Stwierdzono, że im drobniejsza frakcja, tym lepiej zostały uwolnione kruszce z „matrycy” ilastej i ilasto-węglanowej, które dominują w badanej rudzie. Z analizy wyników zestawionych w tabelach 8, 11 i 13 oraz z rys. 38 wynika celowość prowadzenia rozdrabniania badanej rudy do prawie 90% klasy <0,025 mm. Jedynie tak głębokie mielenie zapewnia wysoki, ponad 90%-owy stopień uwolnienia zawartych w tej rudzie kruszców.

Tabela 7. Skład ziarnowy wraz z bilansem masowym i rozkładem zawartości miedzi w klasach ziarnowych dla nadawy mielonej 20 minut

Klasa ziarnowa, mm	Czas mielenia 20 min					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{cu}$ , %	$\epsilon_{cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{cu}$ , %
>0,100	7,26	7,26	3,57	12,58	12,58	100,00
0,071 - 0,100						
0,040 - 0,071	16,46	23,73	2,68	21,43	34,01	87,42
0,032 - 0,040	3,75	27,47	2,68	4,88	38,89	65,99
0,025 - 0,032	7,46	34,94	2,39	8,67	47,56	61,11
<0,025	65,06	100,00	1,66	52,44	100,00	52,44
Nadawa z bilansu	100,00		2,06	100,00		
Nadawa oznaczona			2,08			

Tabela 8. Bilans analizy mineralogicznej nadawy do flotacji w poszczególnych klasach ziarnowych. Nadawa była mielona w młynku laboratoryjnym przez 20 minut

Klasa ziarnowa, mm	$\gamma$ , %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %			Zrosty węglany, %		Zrosty minerały ilaste i węglany, %		Zrosty Kwarc, %	
		$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda_{WK}$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{ZK}$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$
>0,040	23,73	2,95	34,01	4,48	33,20	62,00	2,78	27,57	38,00	1,70	49,79	0,94	41,72	0,37	55,23	0,39	78,66
0,025 - 0,040	11,21	2,49	13,55	3,42	11,96	67,00	2,29	10,74	33,00	1,13	15,58	0,68	14,26	0,23	15,70	0,22	21,34
<0,025	65,06	1,66	52,44	2,70	54,83	84,00	2,27	61,69	16,00	0,43	34,63	0,36	44,02	0,07	29,07	0,00	0,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,06	100,00	3,20	100,00	74,66	2,39	100,00	25,34	0,81	100,00	0,53	100,00	0,16	100,00	0,12	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19													

Legenda:  $\lambda$  – zawartość,  $\epsilon$  – uzysk,  $\lambda_{WK}$  – zawartość wolnych kruszców,  $\lambda_{ZK}$  – zawartość kruszców w zrostach,  $\lambda_{rzecz}$  – zawartość rzeczywista

Tabela 9. Skład ziarnowy wraz z bilansem masowym i rozkładem zawartości miedzi w klasach ziarnowych dla nadawy mielonej 30 minut

Klasa ziarnowa, mm	Czas mielenia 30 min					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %
>0,100	1,72	1,72	4,58	3,82	3,82	100,00
0,071 - 0,100						
0,040 - 0,071	9,28	10,99	3,08	13,85	17,67	96,18
0,032 - 0,040	1,86	12,86	3,22	2,91	20,57	82,33
0,025 - 0,032	8,52	21,37	2,73	11,30	31,88	79,43
<0,025	78,63	100,00	1,78	68,12	100,00	68,12
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,06	100,00		
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08			

Tabela 10. Skład ziarnowy wraz z bilansem masowym i rozkładem zawartości miedzi w klasach ziarnowych dla nadawy mielonej 40 minut

Klasa ziarnowa, mm	Czas mielenia 40 min					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %
0,040 - 0,071	7,75	7,75	3,51	12,94	12,94	100,00
0,032 - 0,040	3,44	11,19	3,47	5,68	18,62	87,06
0,025 - 0,032	6,80	17,99	2,96	9,58	28,20	81,38
<0,025	82,01	100,00	1,84	71,80	100,00	71,80
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,10	100,00		
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08			

Tabela 11. Bilans analizy mineralogicznej nadawy do flotacji w poszczególnych klasach ziarnowych. Nadawa mielona w młynku laboratoryjnym przez 40 minut. Zwartości poszczególnych zrostów są wartościami rzeczywistymi, podobnie jak wszystkie zaprezentowane uzyski

Klasa ziarnowa, mm	$\gamma$ , %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %			Zrosty węglany, %		Zrosty minerały ilaste i węglany, %		Zrosty Kwarc, %	
		$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda_{WK}$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{ZK}$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$
>0,040	7,75	3,51	12,95	8,33	20,11	68,50	5,71	16,34	31,50	2,62	40,24	1,50	40,73	1,12	100,00	0,00	0,00
0,025 - 0,040	10,24	3,13	15,26	7,07	24,61	85,00	6,01	22,75	15,00	1,06	21,49	0,71	25,38	0,00	0,00	0,35	27,24
<0,025	82,01	1,84	71,78	2,25	55,29	89,50	2,01	60,91	10,50	0,24	38,27	0,12	33,89	0,00	0,00	0,12	72,76
Nadawa z bilansu	100,00	2,10	100,00	3,21	100,00	84,26	2,71	100,00	15,74	0,51	100,00	0,29	100,00	0,09	100,00	0,13	100,00
Nadawa oznaczona		2,08		3,19													

Legenda:  $\lambda$  – zawartość,  $\epsilon$  – uzysk,  $\lambda_{WK}$  – zawartość wolnych kruszców,  $\lambda_{ZK}$  – zawartość kruszców w zrostach,  $\lambda_{rzecz}$  – zawartość rzeczywista

Tabela 12. Skład ziarnowy wraz z bilansem masowym i rozkładem zawartości miedzi w klasach ziarnowych dla nadawy mielonej 60 minut

Klasa ziarnowa, mm	Czas mielenia 60 min					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %
0,040 - 0,071	3,58	3,58	3,19	5,54	5,54	100,00
0,032 - 0,040	2,02	5,60	2,95	2,90	8,44	94,46
0,025 - 0,032	6,18	11,78	3,08	9,25	17,69	91,56
<0,025	88,22	100,00	1,92	82,31	100,00	82,31
Nadawa z bilansu	100,00		2,06	100,00		
Nadawa oznaczona			2,08			

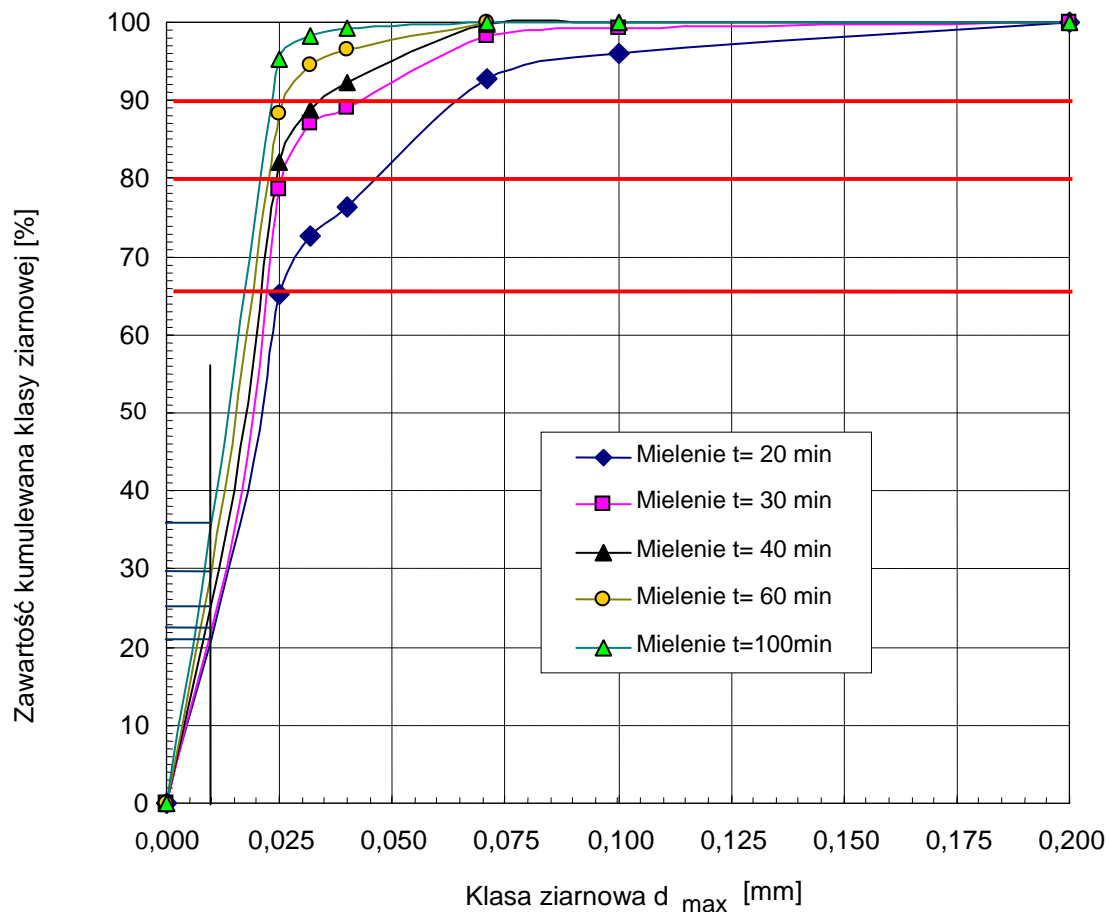
Tabela 13. Bilans analizy mineralogicznej nadawy do flotacji w poszczególnych klasach ziarnowych, nadawa mielona w młynku laboratoryjnym przez 60 minut. Zwartości poszczególnych zrostów są wartościami rzeczywistymi, podobnie jak wszystkie zaprezentowane uzyski

Klasa ziarnowa, mm	$\gamma$ , %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %			Zrosty węglany, %		Zrosty minerały ilaste i węglany, %		Zrosty Kwarc, %	
		$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda_{WK}$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{ZK}$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$	$\lambda_{rzecz}$	$\epsilon$
>0,040	3,58	3,19	5,53	4,91	5,51	71,00	3,49	4,26	29,00	1,42	13,88	0,78	21,89	0,43	32,13	0,21	9,08
0,025 - 0,040	8,20	3,05	12,14	4,65	11,97	87,69	4,08	11,43	12,31	0,57	13,51	0,43	27,52	0,00	0,00	0,14	13,97
<0,025	88,22	1,92	82,32	2,98	82,52	93,85	2,80	84,31	6,15	0,18	72,61	0,07	50,59	0,04	67,87	0,07	76,95
Nadawa z bilansu	100,00	2,06	100,00	3,19	100,00	91,85	2,93	100,00	8,15	0,26	100,00	0,13	100,00	0,05	100,00	0,08	100,00
Nadawa oznaczona		2,08		3,19													

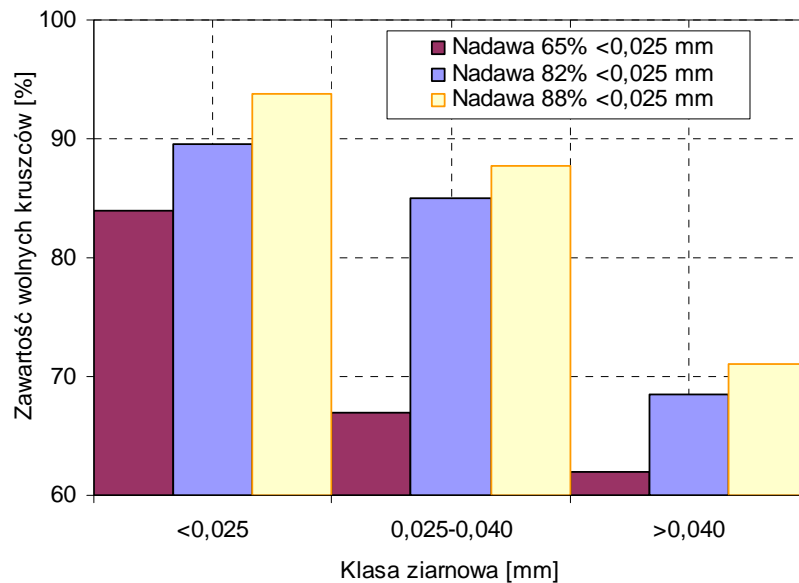
Legenda:  $\lambda$  – zawartość,  $\epsilon$  – uzysk,  $\lambda_{WK}$  – zawartość wolnych kruszców,  $\lambda_{ZK}$  – zawartość kruszców w zrostach,  $\lambda_{rzecz}$  – zawartość rzeczywista

Tabela 14. Skład ziarnowy wraz z bilansem masowym i rozkładem zawartości miedzi w klasach ziarnowych dla nadawy mielonej 100 minut

Klasa ziarnowa, mm	Czas mielenia 100 min					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %
>0,04	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
0,032 - 0,040	1,71	1,71	3,96	3,29	3,29	100,00
0,025 - 0,032	2,96	4,67	3,33	4,78	8,08	96,71
<0,025	95,33	100,00	1,99	91,92	100,00	91,92
Nadawa z bilansu	100,00		2,06	100,00		
Nadawa oznaczona			2,08			



Rys. 37. Krzywe składu ziarnowego produktów mielenia trwającego 20, 30, 40, 60 i 100 minut



Rys. 38. Udział wolnych kruszców w poszczególnych klasach ziarnowych dla nadaw mielonych w różnych czasach (tabele 8, 11 i 13)

Porównując otrzymane rozkłady i zawartości miedzi w klasach ziarnowych zestawione w tabelach 7, 9, 10, 12 i 14 widać, że z wydłużonym czasem mielenia, a zatem i wzrostem stopnia uwolnienia minerałów miedzionośnych wzrasta zawartość miedzi w klasach ziarnowych <0,025 i 0,025 – 0,032 mm.

#### Bilans kruszców

W tabelach od 17 do 19 zestawiono bilanse masowe zawartości oraz rozkłady miedzi i minerałów kruszczowych w poszczególnych klasach ziarnowych nadaw do eksperymentów flotacyjnych. Na podstawie wyników przedstawionych w tabelach sporządzono wykres rozkładu kruszców w nadawie pokazany na rys. 39. Podobne wykresy pokazano na rysunkach od rys. 40 do rys. 45. Przedstawiają one rozkłady uzysków kruszców w klasach ziarnowych dla wybranych czasów mielenia nadawy – oddzielnie dla każdego z kruszców.

W analizowanej nadawie przedstawionej na rys. 39 dominuje chalkozyn z digenitem stanowiąc 61,2% wszystkich kruszców, przy czym jego rzeczywista zawartość wynosi 1,95%. Natomiast bornit, chalkopiryt i kowelin występują w zdecydowanie mniejszej ilości – stanowiąc odpowiednio: 12,3%, 8,5% i 7,5% wszystkich kruszców. W badanej rudzie piryt z markasytem stanowią prawie 5%, galena 3,5%, a inne minerały kruszczowe 2,3%. Inne

kruszcze występujące pobocznie to: złoto, srebro rodzime, getyt, tennantyt, sfaleryt i stroemeyeryt.

Tabela 15. Wyniki analizy mineralogicznej nadawy do flotacji mielonej przez 20 minut

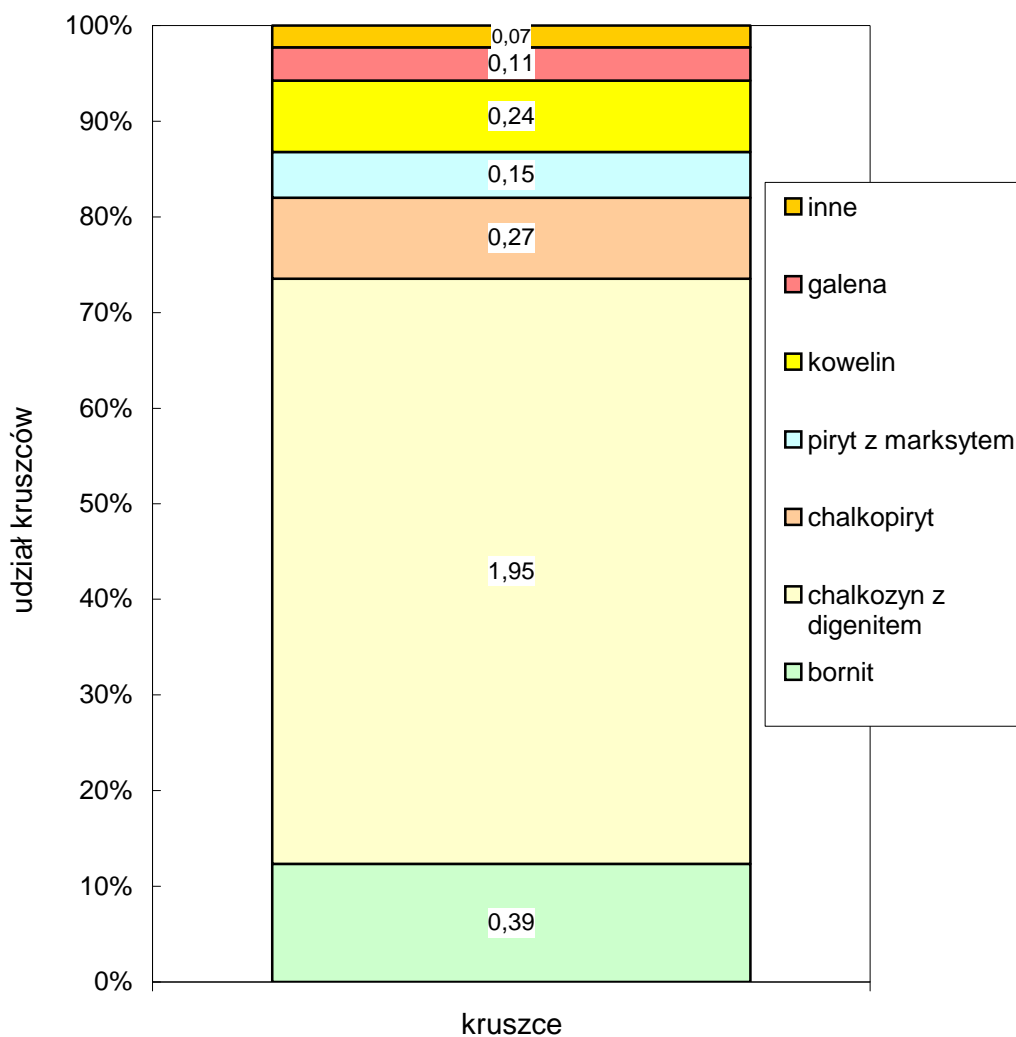
Klasa ziarnowa, mm	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn +digenit, %		Chalko-piryt, %		Pirytyt +markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
>0,040	23,73	2,95	34,01	4,48	33,20	0,90	55,94	2,67	32,61	0,30	21,95	0,15	25,82	0,27	25,01	0,12	30,12	0,07	26,86
0,025	11,21	2,49	13,55	3,42	11,96	0,00	0,00	2,56	14,79	0,36	12,71	0,16	12,94	0,19	8,02	0,14	16,10	0,01	1,21
-0,040	65,06	1,66	52,44	2,70	54,83	0,26	44,06	1,57	52,60	0,32	65,33	0,13	61,24	0,27	66,97	0,08	53,78	0,07	71,93
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,06</b>	<b>100,00</b>	<b>3,20</b>	<b>100,00</b>	<b>0,38</b>	<b>100,00</b>	<b>1,94</b>	<b>100,00</b>	<b>0,32</b>	<b>100,00</b>	<b>0,14</b>	<b>100,00</b>	<b>0,26</b>	<b>100,00</b>	<b>0,10</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

Tabela 16. Wyniki analizy mineralogicznej nadawy do flotacji mielonej przez 40 minut

Klasa ziarnowa, mm	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn +digenit, %		Chalko-piryt, %		Pirytyt +markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
>0,040	7,75	3,51	12,95	8,33	20,10	0,21	3,95	6,76	26,98	0,62	16,62	0,18	8,87	0,03	1,10	0,33	23,24	0,19	25,04
0,025	10,24	3,13	15,26	7,07	22,55	0,21	5,23	6,00	31,68	0,50	17,81	0,08	4,91	0,04	1,56	0,18	16,63	0,06	10,42
-0,040	82,01	1,84	71,78	2,25	57,35	0,45	90,82	0,98	41,33	0,23	65,57	0,17	86,22	0,28	97,35	0,08	60,14	0,05	64,55
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,10</b>	<b>100,00</b>	<b>3,21</b>	<b>100,00</b>	<b>0,41</b>	<b>100,00</b>	<b>1,94</b>	<b>100,00</b>	<b>0,29</b>	<b>100,00</b>	<b>0,16</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,06</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

Tabela 17. Wyniki analizy mineralogicznej nadawy do flotacji mielonej przez 60 minut

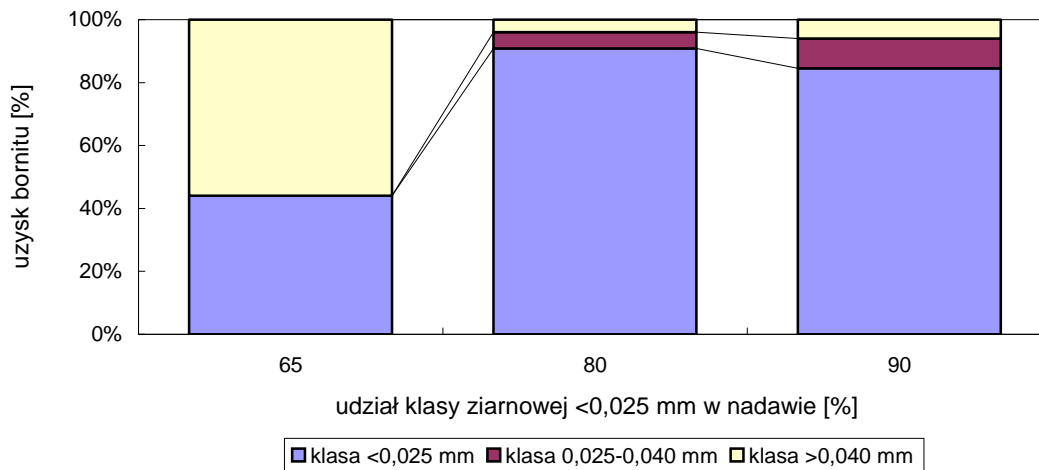
Klasa ziarnowa, mm	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn +digenit, %		Chalko-piryt, %		Pirytyt +markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
>0,040	3,58	3,19	5,53	4,91	5,51	0,66	6,03	3,40	6,24	0,20	2,68	0,26	6,09	0,12	1,73	0,14	4,66	0,12	6,07
0,025	8,20	3,05	12,14	4,65	11,97	0,45	9,42	3,32	13,95	0,25	7,56	0,27	14,58	0,09	3,11	0,18	13,39	0,09	10,25
-0,040	88,22	1,92	82,32	2,98	82,52	0,38	84,55	1,76	79,81	0,27	89,76	0,14	79,33	0,26	95,16	0,10	81,95	0,07	83,68
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,06</b>	<b>100,00</b>	<b>3,19</b>	<b>100,00</b>	<b>0,39</b>	<b>100,00</b>	<b>1,95</b>	<b>100,00</b>	<b>0,27</b>	<b>100,00</b>	<b>0,15</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	



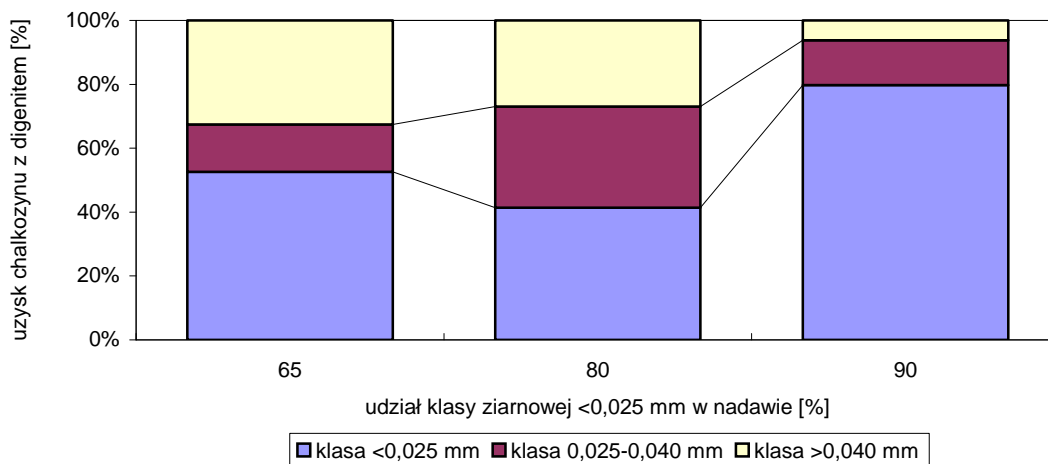
Rys. 39. Rozkład kruszców oznaczony w nadawie do badań. Całkowita zawartość kruszców wynosi 3,19%, liczby umieszczone na danym polu oznaczają rzeczywistą zawartość danego kruszca

Można się było spodziewać różnego zachowania się poszczególnych minerałów siarczkowych podczas rozdrabniania, w zależności od ich twardości. Jak można zauważyć na rysunkach rys. 40 do rys. 45, spośród analizowanych kruszców miedzi najszybciej ulega zmieleniu kowelin, który po 40 minutach mielenia prawie w całości znalazł się w najdrobniejszej klasie ziarnowej. Jest to najbardziej miękki minerał miedzi z spośród występujących w badanej rudzie. Jego twardość w skali Mohsa wynosi od 1,5 do 2,0 (Bolewski i Manecki, 1993). Łatwo mielił się także bornit, którego twardość w skali Mohsa wynosi około 3 oraz galena, której twardość w skali Mohsa wynosi około 2,5. Z pozostałych kruszców łatwo do najdrobniejszych klas ziarnowych przechodził piryt z markasytem pomimo najwyższej twardości spośród minerałów siarczkowych od 5,8 do 6,5. Przyczyną

tego mogła być też drobniejsza niż innych minerałów, naturalne uziarnienie w rudzie pirytu z markasytem. Najtrudniej do najdrobniejszych klas ziarnowych w trakcie mielenia przechodził chalkozyn z digenitem oraz chalkopiryt. W przypadku chalkozynu jest to prawdopodobnie związane z jego najwyższą zawartością w kruszcach i zapewne grubszym naturalnym uziarnieniem.

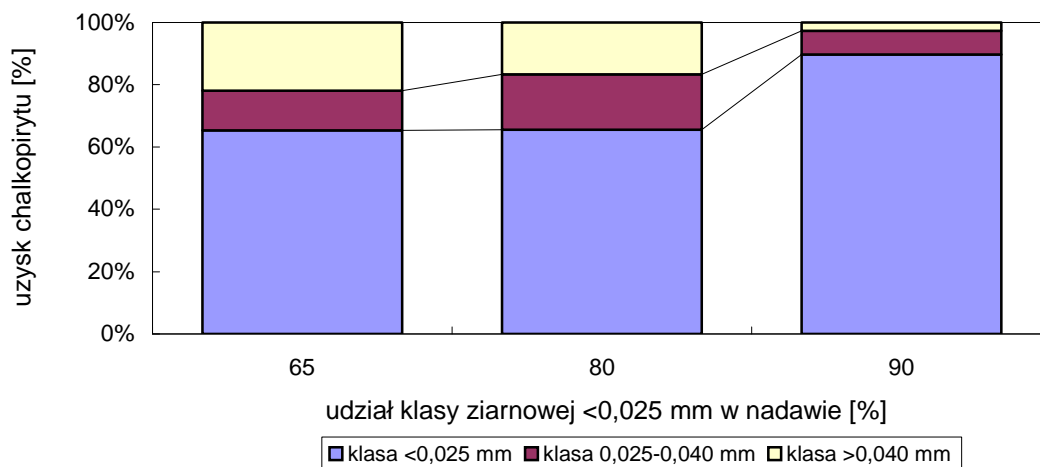


Rys. 40. Uzysk bornitu w nadawach flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm (tabele od 17 do 19)



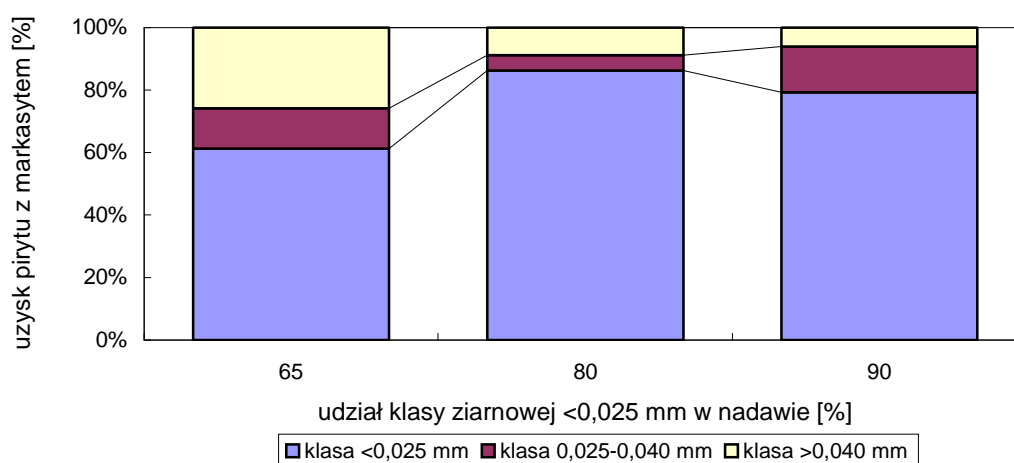
Rys. 41. Uzysk chalkozynu z digenitem w nadawach flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm (tabele od 17 do 19)



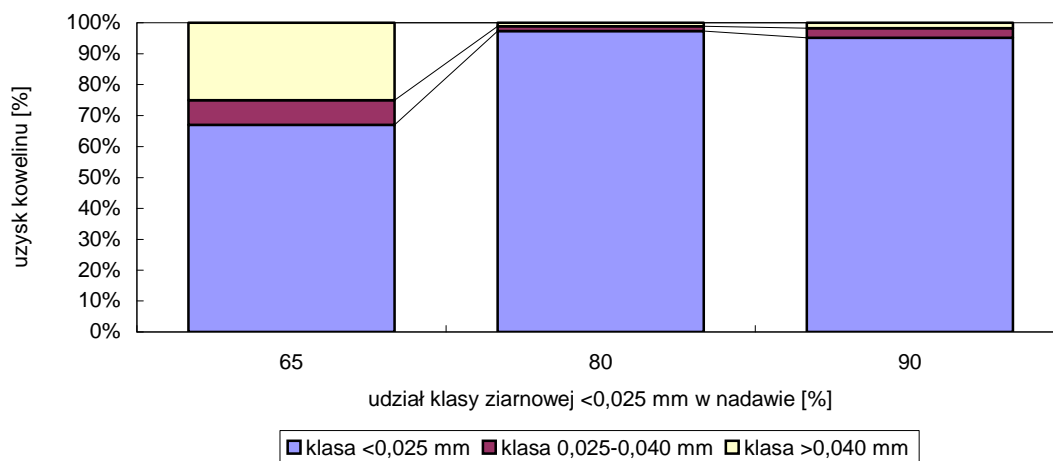


Rys. 42. Uzysk chalkopiryty w nadawach flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm (tabele od 17 do 19)

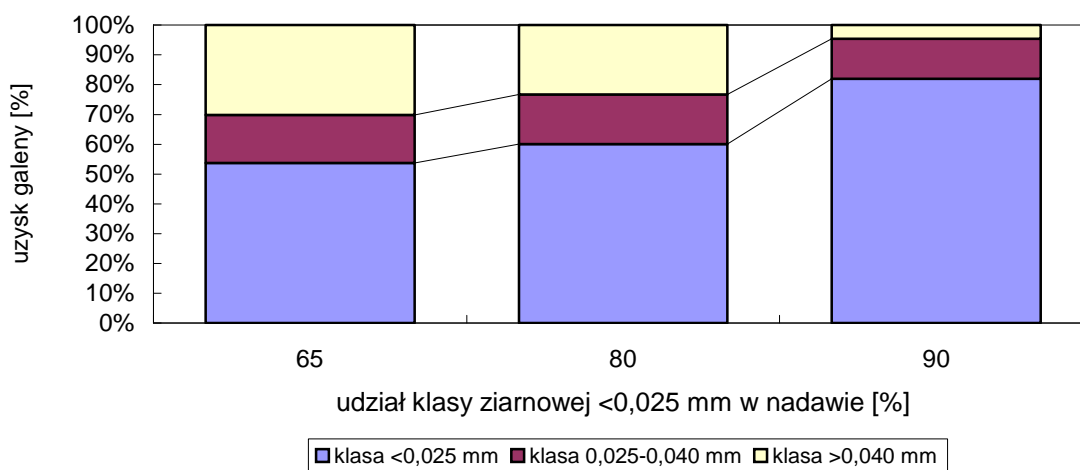
Można zauważyć, że uzysk niektórych kruszców w najdrobniejszej klasie ziarnowej po mieleniu trwającym 40 minut jest większy niż ten po 60 minutach rozdrabniania. Jednak różnice te są niewielkie i mieszczą się w granicach błędu, którego maksymalną wielkość szacowano na 10%. Błędy te, mogą wynikać z ograniczeń zastosowanej metody oznaczeń mikroskopowych. Dotyczy to szczególnie najdrobniejszej klasy, gdzie każda próbka wymaga bardzo dużego powiększenia zawartych w niej ziarn o rozmiarach od 0 do 0,025 mm. Niewielka, bowiem różnica w określeniu zawartości składnika w tej klasie, po uwzględnieniu dominującego jej wychodu, może spowodować duży błąd w uzysku kruszców.



Rys. 43. Uzysk pirytu z markasytem w nadawach flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm (tabele od 17 do 19)

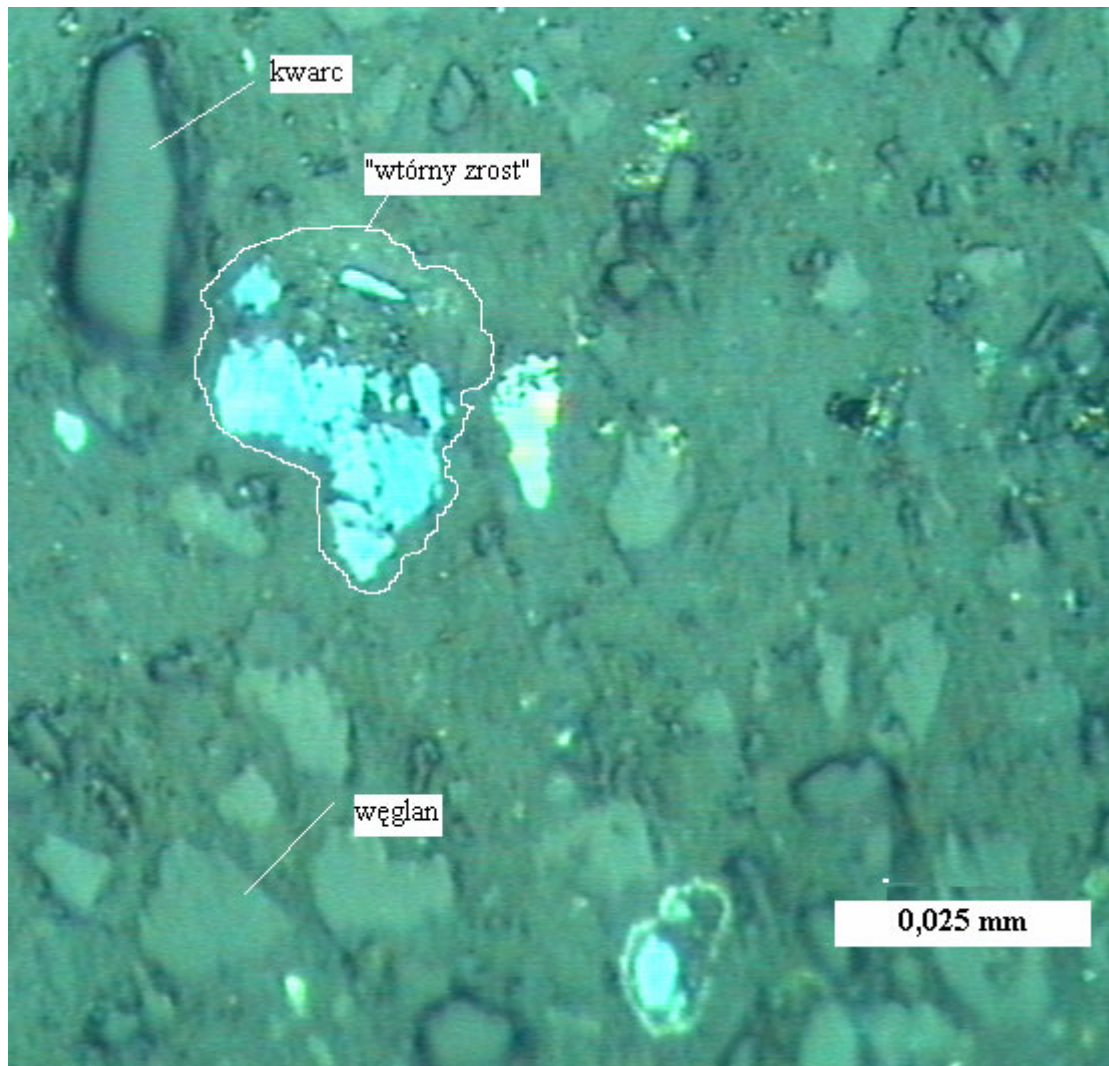


Rys. 44. Uzysk kowelinu w nadawach flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm (tabele od 17 do 19)



Rys. 45. Uzysk galeny w nadawach flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm (tabele od 17 do 19)

W najdrobniejszej klasie ziarnowej może mieć miejsce dodatkowo problem tzw. „zrostów wtórnych” pokazany na rys. 46, które mogą powstawać na skutek zarówno suszenia produktów po flotacji, jak i w trakcie przygotowania preparatów mikroskopowych. Problemy te dotyczą przede wszystkim zrostów minerałów siarczkowych z minerałami ilastymi i węglanami. Na dokładność oznaczeń niewątpliwie mogło mieć także wpływ duże rozproszenie zawartych w miedzi minerałów kruszcowych przy względnie niskich ich zawartościach.



Rys. 46. Przykład tzw. wtórnego zrostu w koncentracie w klasie ziarnowej  $>0,025$  mm

## 4.2. Badania flotacyjne

### 4.2.1. Ocena wpływu uwolnienia minerałów kruszczowych na przebieg flotacji

Opisana w tym rozdziale seria eksperymentów obejmowała eksperymenty flotacji nadawy o różnych składach ziarnowych. Zmniejszając uziarnienie nadawy flotacyjnej zastosowano następujące warunki: zbieracz – ksantogean etylowy 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i obroty wirnika maszynki flotacyjnej 670 /min. Zastosowane parametry były średnimi ich wartościami spośród stosowanych w eksperymentach opisywanych w tej pracy. W tabelach od 18 do 25 zestawiono wyniki tych doświadczeń, a na rysunkach od rys. 48 do 58 pokazano ich interpretacje graficzne w postaci krzywych wzbogacania. Przedstawione wyniki opisują bilanse masowe oraz rozkłady miedzi i kruszców w produktach eksperymentów. Na rys. 47 przedstawiono przebieg procesu flotacji w czasie. Na podstawie bilansów wzbogacania przedstawionych w tabelach wykreślono wykresy krzywych wzbogacalności w układzie uzysk miedzi w koncentracie –uzysk pozostałych składników w odpadzie (krzywe Fuerstenaua) i zależność zawartości miedzi w koncentracie od uzysku miedzi w koncentracie (krzywe Halbicha) oraz zależność uzysku od wychodu dla poszczególnych kruszców (krzywe Mayera).

#### *Wyniki analiz granulometrycznych oraz wyniki eksperymentów flotacyjnych*

Jak widać z rys. 48 oraz z jego powiększonego fragmentu - rys. 49 oraz i kolejnego rys. 50, zmiany zawartości drobnych ziaren w nadawie w zastosowanych warunkach flotacyjnych wpływają na przebieg wzbogacalności dla badanej rudy miedzi. Uzysk miedzi w koncentracie wzrasta od najgrubszej do najdrobniejszej nadawy, jak to widać przy porównaniu dla wartości 80% uzysku substancji nieużytecznej w odpadzie na rys. 49. Oznacza to, że ze wzrostem ilości ziaren drobnych nadawy odzyskano coraz więcej miedzi. Ze wzrostem ilości ziaren drobnych w nadawie do 90% w klasie <0,025 mm związany jest również znaczny, wynoszący około 10%, spadek zawartości miedzi w koncentracie we frakcjach odbieranych na początku procesu, co przedstawia tabela 18 i rys. 50. Z wykresu na rys. 49 można odczytać dla końcowych etapów flotacji – przy stałym uzysku substancji nieużytecznej w odpadzie równym 80%, że ze wzrostem zawartości klasy <0,025 mm w nadawie od 65 do 90% minimalnie rośnie wychód koncentratu odpowiednio od 23,2 do 23,3% przy wzroście zawartości miedzi w koncentracie odpowiednio od 7,8 przez 7,9 do 8,0%. Wartości te,

wyliczono ze współrzędnych punktów zaznaczonych na wykresie na rys. 49 przy stałym uzysku części nieużytecznej w odpadzie równym 80% korzystając ze wzoru:

$$\beta = \frac{(100 \cdot \alpha) \cdot (1 + \varepsilon)}{10000 + (\varepsilon \cdot \alpha) + (\varepsilon_r \cdot \alpha) - (100 \cdot \varepsilon_r)} \quad (5)$$

gdzie:

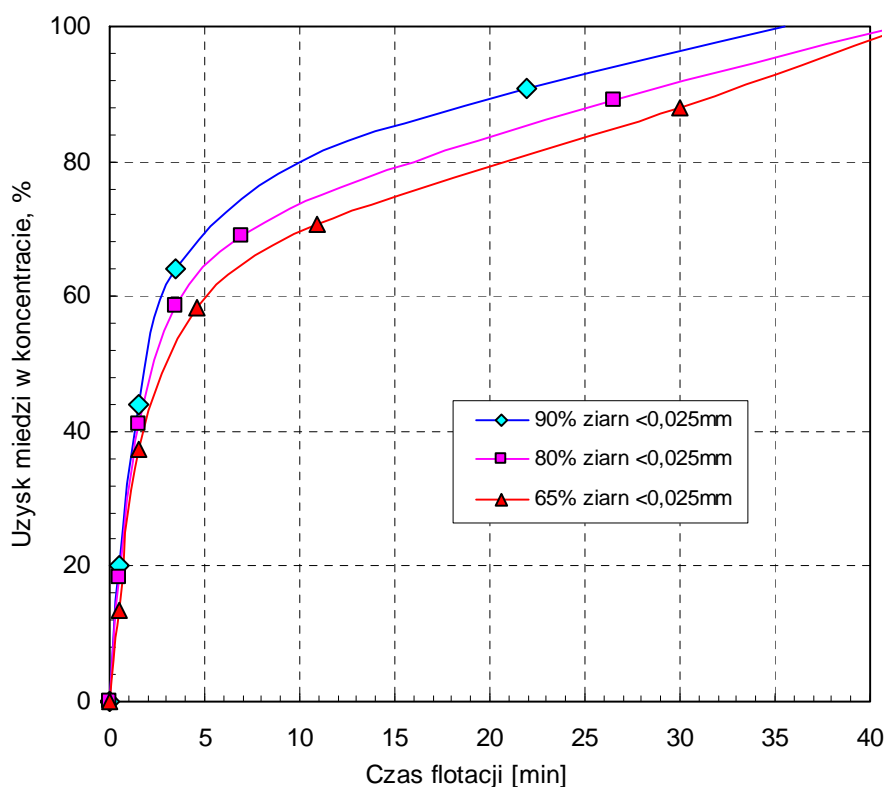
$\varepsilon$  – uzysk miedzi w koncentracie odczytany z rys. 49, który wyniósł 87,4; 88,8 i 89,8%,

$\varepsilon_r$  – uzysk części nieużytecznej w odpadzie,

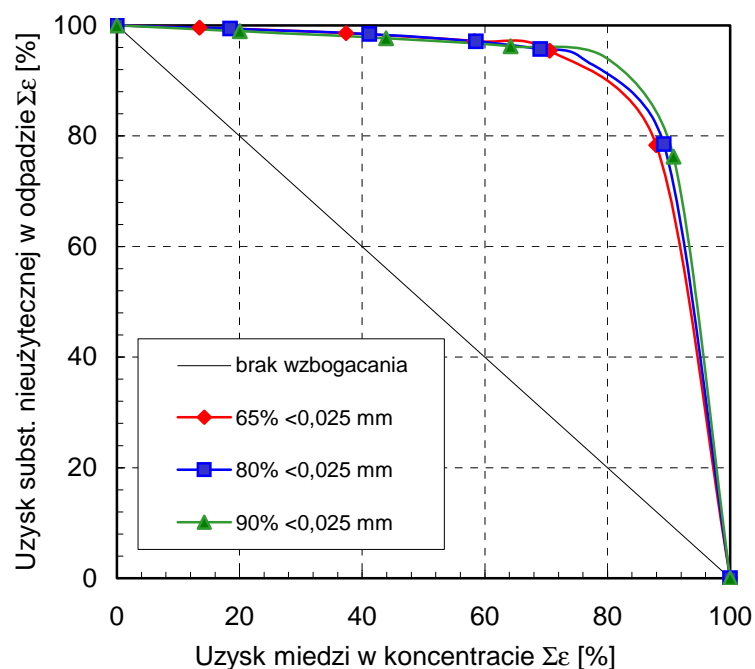
$\alpha$  – zawartość miedzi w nadawie,

$\beta$  – zawartość miedzi w koncentracie.

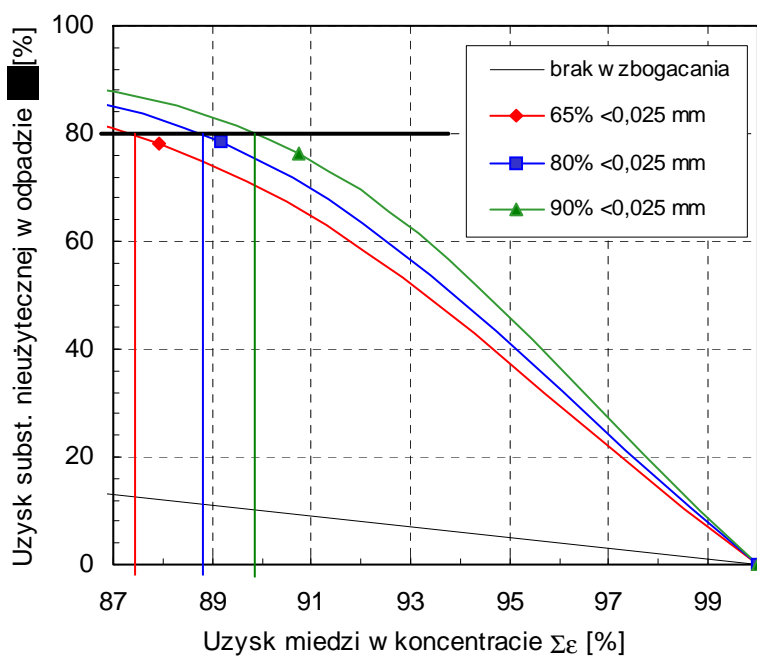
Jak widać z rys. 47 ze wzrostem ilości ziaren drobnych w nadawie z 65 do 90% w klasie <0,025 mm proces flotacji przebiega co raz dynamiczniej – oznacza to, że w badanych warunkach ziarna drobne szybciej flotują.



Rys. 47. Kinetyka flotacji dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm. Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenianu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszynki flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>



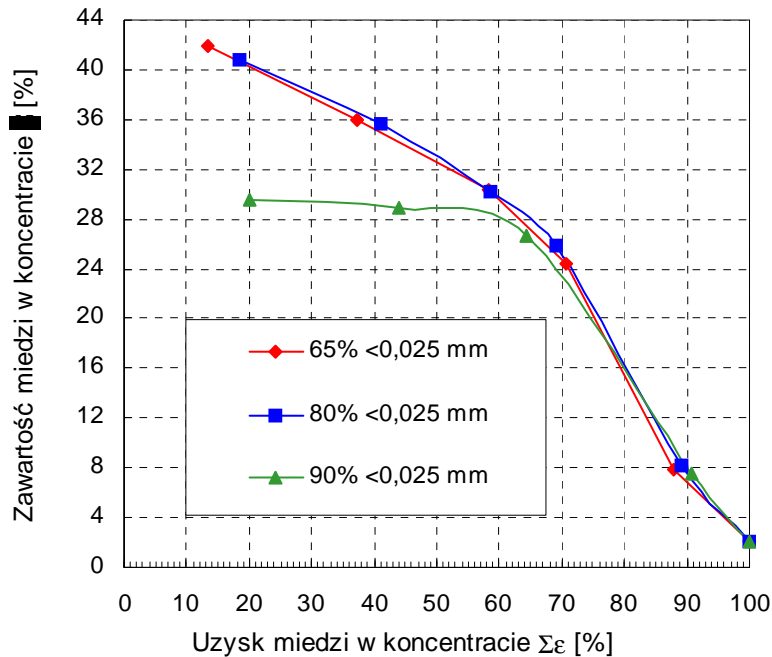
Rys. 48. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk miedzi w koncentracji – uzysk części nieużytecznej w odpadach dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm. Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszyny flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>



Rys. 49. Fragment wykresu z rys. 48 pozwalający ocenić różnice w efektach wzbogacania nadaw o różnych zawartościach klasy ziarnowej <0,025mm

65% <0,025 mm	$\varepsilon = 87,4\%$	$\beta = 7,8\%$	$\gamma = 23,2\%$ ,
80% <0,025 mm	$\varepsilon = 88,8\%$	$\beta = 7,9\%$	$\gamma = 23,3\%$ ,
90% <0,025 mm	$\varepsilon = 89,8\%$	$\beta = 8,0\%$	$\gamma = 23,3\%$ ,
przy: $\alpha = 2,08\%$ , $\varepsilon_r = 80,0\%$ ,			

$\varepsilon$  – uzysk miedzi w koncentracie,  $\varepsilon_r$  – uzysk substancji nieużytecznej w odpadzie,  
 $\gamma = (\varepsilon \cdot \alpha) / \beta$  [%].



Rys. 50. Krzywa wzbogacania w układzie zawartość miedzi w koncentracie – uzysk miedzi w koncentracie dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm. Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszyny flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>

Składy ziarnowe z eksperymentów flotacyjnych przedstawione w tabeli 19 wskazują, że wzrost ilości drobnych ziaren w nadawie zwiększa wychód najdrobniejszej klasy <0,025 mm w każdym z produktów – koncentracie, półprodukcie i odpadzie. Z tym wzrostem wychodu w odpadzie, w klasie <0,025 mm znacząco spada zawartość miedzi z prawie 9% w odpadzie z flotacji najgrubszego materiału, do niewiele ponad 4% w odpadzie z flotacji najdrobniejszej nadawy. Bez względu na ilość ziaren drobnych w nadawie, najbogatsze w miedź są odpady z najgrubszej klasy ziarnowej. Ta zawartość miedzi w najgrubszej frakcji odpadów rośnie ze wzrostem ilości drobnych ziaren w nadawie. Dokładnie odwrotna sytuacja występuje w najdrobniejszej klasie ziarnowej. Co najprawdopodobniej wynika ze wzrostu uwolnienia kruszców w tej klasie.

Tabela 18. Wyniki flotacji nadawy zawierającej 65% materiału (skład 65), 80% materiału (skład 80) i 90% materiału (skład 90) w klasie ziarnowej <0,025 mm. Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenianu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszynki flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt flotacji	Udział klasy <0,025mm w nadawie, %																	
	65						80						90					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %
<b>K1</b>	0,66	0,66	41,85	41,85	13,48	13,48	0,95	0,95	40,86	40,86	18,46	18,46	1,41	1,41	29,58	29,58	20,05	20,05
<b>K2</b>	1,48	2,14	33,23	35,9	23,88	37,36	1,47	2,42	32,36	35,68	22,71	41,17	1,75	3,16	28,42	28,94	23,85	43,9
<b>K3</b>	1,82	3,96	23,7	30,3	20,95	58,31	1,64	4,06	22,22	30,24	17,39	58,56	1,86	5,02	22,64	26,6	20,28	64,18
<b>K4</b>	1,99	5,95	12,67	24,4	12,25	70,56	1,56	5,62	14,17	25,79	10,52	69,08	20,14	25,16	2,74	7,5	26,56	90,74
<b>K5</b>	17,09	23,04	2,09	7,86	17,36	87,92	17,3	22,92	2,44	8,16	20,11	89,19						
<b>Odpad</b>	76,96	100,00	0,32	2,06	12,08	100,00	77,08	100,00	0,29	2,1	10,82	100,00	74,84	100,00	0,26	2,08	9,25	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,06		100,00		100,00		2,10		100,00		100,00		2,08		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08						2,08						2,08			



Autorka zdawała sobie sprawę, że wychody produktów w trzech opisywanych eksperymentach zmieniają się i w porównaniach powinno się przyjąć stały poziom któregoś z parametrów, np. wychodu. Uznano jednak, że zmiany właśnie wychodów produktów w tych eksperymentach nie są zbyt duże i przedstawione porównania jako jednoparametrowe, w znacznym stopniu odzwierciedlają jednak rzeczywiste zjawiska. Przykładowo uzyski miedzi we frakcjach <0,025 mm we wszystkich produktach zmieniają się w sposób ewidentny, np. w koncentratkach dla udziału klasy <0,025 mm 65,80 i 90% odpowiednio 31,3; 43,8 i 52,8% – tabela 19.

Tabela 19. Analiza sitowa koncentratów, półproduktów i odpadów flotacji laboratoryjnych dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm (tabela 18). Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenianu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszynki flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	Klasa ziarnowa, mm	Udział klasy <0,025mm w nadawie, %														
		65					80					90				
		$\gamma_{w \text{ prod.}}$ , %	$\gamma_{rzecz.}$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu \text{ rzecz.}}$ , %	$\gamma_{w \text{ prod.}}$ , %	$\gamma_{rzecz.}$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu \text{ rzecz.}}$ , %	$\gamma_{w \text{ prod.}}$ , %	$\gamma_{rzecz.}$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu \text{ rzecz.}}$ , %
K	>0,040	27,53	1,09	36,47	33,14	19,33	8,01	0,33	37,12	9,83	5,76	3,22	0,16	45,41	5,49	3,53
	0,025 - 0,040	11,84	0,47	33,76	13,20	7,70	10,73	0,44	43,19	15,33	8,97	7,00	0,35	46,35	12,20	7,83
	<0,025	60,63	2,40	26,82	53,66	31,30	81,26	3,30	27,86	74,84	43,82	89,78	4,51	24,39	82,31	52,84
Koncentrat z bilansu		100,00	3,97	30,30	100,00	58,32	100,00	4,06	30,24	100,00	58,55	100,00	5,02	26,60	100,00	64,19
Koncentrat oznaczony			3,97	30,30				4,06	30,24				5,02	26,60		
Pp	>0,040	53,70	10,24	2,54	42,68	12,64	8,63	1,63	7,16	18,14	5,55	2,29	0,46	2,07	1,73	0,46
	0,025 - 0,040	16,96	3,24	3,01	16,00	4,74	2,27	0,43	24,89	16,59	5,08	5,42	1,09	6,12	12,09	3,21
	<0,025	29,34	5,60	4,50	41,33	12,24	89,10	16,80	2,50	65,27	19,99	92,29	18,59	2,56	86,18	22,89
Półprodukt z bilansu		100,00	19,08	3,20	100,00	29,61	100,00	18,86	3,41	100,00	30,63	100,00	20,14	2,74	100,00	26,56
Półprodukt oznaczony			19,08	3,20				18,86	3,41				20,14	2,74		
O	>0,040	16,10	12,39	0,34	16,93	2,04	7,52	7,31	0,60	15,19	2,07	5,74	4,30	1,72	38,37	3,55
	0,025 - 0,040	9,75	7,51	0,31	9,24	1,12	12,16	9,38	0,27	11,16	1,21	9,50	7,11	0,44	16,19	1,50
	<0,025	74,15	57,06	0,32	73,83	8,92	80,32	60,40	0,27	73,66	7,78	84,76	63,43	0,14	45,44	4,21
Odpad z bilansu		100,00	76,96	0,32	100,00	12,08	100,00	77,08	0,29	100,00	11,06	100,00	74,84	0,26	100,00	9,25
Odpad oznaczony			76,96	0,32				77,08	0,29				74,84	0,26		
Nadawa z bilansu			100,00	2,06	100,00	100,00		100,00	2,10	100,00	100,23		100,00	2,08	100,00	100,00
Nadawa oznaczona			100,00	2,08				100,00	2,08				100,00	2,08		

Wniki analiz uwolnienia kruszców zestawione w tabelach od 20 do 22 i przedstawione graficznie na rys. 51 potwierdzają, że materiał o większej ilości wolnych kruszców jest lepiej wzbogacalny. Najmniejsze straty miedzi w odpadach 9,25% o najniższej jej zawartości w tym produkcie 0,26% pokrywają się z największą ilością wolnych kruszców spośród wszystkich analizoawanych odpadów wynoszących ponad 93%. Do odpadów o najmniejszej ilości zrostów trafiły w większości wolne ziarna skały płonnej.

Tabela 20. Wyniki analizy mineralogicznej po flotacji nadawy zawierającej 65% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm. Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenianu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszyny flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	3,97	30,30	58,32	41,75	51,73	83,80	34,99	58,10	16,20	6,76	33,01
<b>Pp</b>	19,08	3,20	29,61	5,00	29,84	59,27	2,96	23,70	40,73	2,04	47,86
<b>O</b>	76,96	0,32	12,08	0,77	18,43	73,65	0,57	18,19	26,35	0,20	19,13
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,06	100,00	3,20	100,00	74,61	2,39	100,00	25,39	0,81	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,20		74,66	2,39		25,34	0,81	

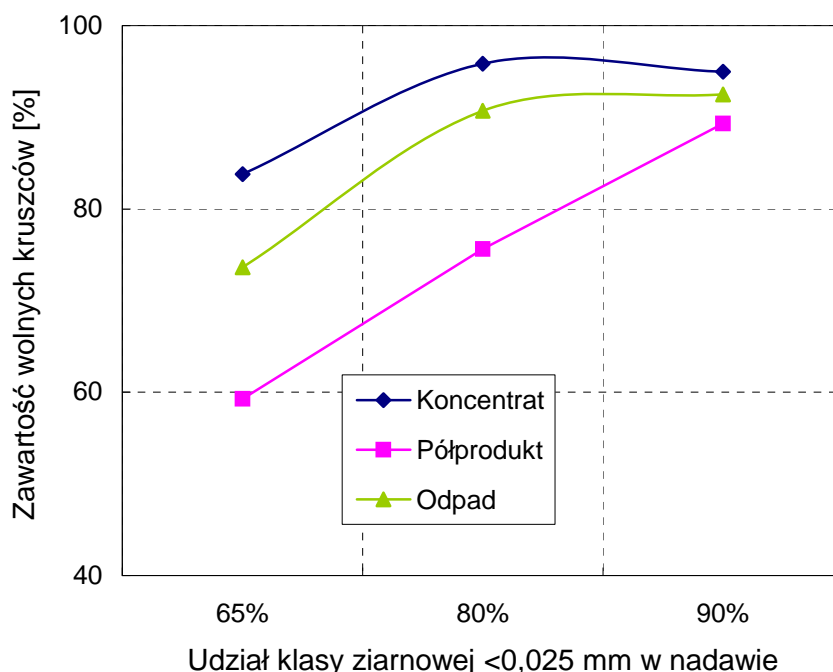
Legenda: λ – zawartość, ε – uzysk, λ<sub>WK</sub> – zawartość wolnych kruszców, λ<sub>ZK</sub> – zawartość kruszców w zrostach, λ<sub>rzecz.</sub> – zawartość rzeczywista

Tabela 21. Wyniki analizy mineralogicznej po flotacji nadawy zawierającej 80% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm. Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenianu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszyny flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	4,06	30,24	58,55	39,46	49,94	95,83	37,81	54,31	4,17	1,65	17,53
<b>Pp</b>	18,86	3,41	30,63	5,82	34,19	75,64	4,40	29,35	24,36	1,42	70,08
<b>O</b>	77,08	0,29	10,82	0,66	15,87	90,72	0,60	16,33	9,28	0,06	12,39
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,10	100,00	3,21	100,00	88,12	2,83	100,00	11,88	0,38	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,21		84,26	2,71		15,74	0,51	

Tabela 22. Wyniki analizy mineralogicznej po flotacji nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm. Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszyny flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>wk</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	94,99	36,10	60,49	5,01	1,90	42,75
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	89,32	4,14	27,85	10,68	0,49	44,56
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	92,48	0,47	11,66	7,52	0,03	12,69
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,08	100,00	3,22	100,00	93,05	2,99	100,00	6,95	0,23	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	



Rys. 51. Rozkład wolnych kruszców w poszczególnych produktach flotacji dla trzech nadaw flotacyjnych o różnych zawartościach klasy ziarnowej <0,025mm, (tabele od 20 do 22)

#### Wyniki bilansu kruszców

W tabelach od 23 do 25 zestawiono wyniki badań mikroskopowych poszczególnych produktów otrzymanych podczas eksperymentów flotacyjnych prowadzonych dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm. Na podstawie tych tabel wykreślono krzywe wzbogacania dla poszczególnych kruszców przedstawione na rys. 52 do 57. Odczytane przy wychodzie 25% wartości z wykresów na rysunkach od rys. 52 do 57

wykorzystano do sporządzenia rys. 58. Wybrana wartość wychodu jest zbliżona do przeciętnego wychodu całości wyflotowanego materiału koncentratu i półproduktu.

Jak widać z rys. 58 uzyski większości kruszców wyraźnie zmieniają się zależnie od stopnia zmielenia, a zatem i ilości ziaren drobnych w nadawie. W przypadku chalkozynu i galeny zmienność ta okazuje się nieznaczną. W przypadku chalkozynu można to wyjaśnić jego dominującą zawartością w kruszczach wynoszącą ponad 60%. Natomiast galena jest często uważana za najlepiej flotujący minerał i jak sugerują dane literaturowe, może przechodzić do koncentratu z wysokimi uzyskami nawet przy rozmiarach ziaren rzędu 0,006 mm (np. Trahar, 1976). Przedstawione wyniki mogą sugerować, że galena dobrze flotuje również w formie zrostów, gdyż osiąga prawie 100% uzysk w zsumowanym koncentracie i półprodukcie we flotacji nadawy zawierającej ponad 23% zrostów. Spadek jej uzysku dla najdrobniejszej nadawy jest nieznaczny i jak pokazują wyniki przedstawione w dalszej części pracy w rozdziale 4.2.5. – w odpadzie ziarna galeny występują tylko w grubszych klasach ziarnowych  $>0,025\text{mm}$  (rys. 101). Najprawdopodobniej w skutek braku dostatecznego ich uwolnienia.

Bardzo widocznie rośnie uzysk bornitu wraz ze wzrostem stopnia uwolnienia nadawy, co pokazano na rys. 40. Niemal jakby odzwierciedlał średnią wartość wszystkich uwolnionych kruszców w nadawie. Również bardzo wyraźny jest wzrost uzysku chalkopiryty dla najbardziej uwolnionych kruszców. Jego uzysk w procesie flotacji odzwierciedla pokaźny wzrost ilości wolnych ziaren osiągnięty dopiero po godzinnym mieleniu, który zaprezentowano na rys.13. Jednak uzysk żadnego z kruszców ani chalkozynu, ani chalkopiryty, czy też bornitu nie przekracza uzysku galeny w koncentracie i półprodukcie. Dzieje się tak pomimo często takiego samego uzysku ziaren w najdrobniejszej klasie ziarnowej.

Pyrty i kowelin osiągają wyraźnie niższe uzyski w koncentracie i półprodukcie od pozostałych kruszców niezależnie od stopnia uwolnienia. W przypadku kowelinu pewnym wyjaśnieniem może być flotowalność tego minerału i jego podatność na mielenie. Ilość odzyskiwanego kowelinu w procesie flotacji jest dużo mniejsza niż pozostałych analizowanych w niniejszej pracy minerałów miedzi. Niewątpliwie, jak wskazują wyniki widoczne na rys. 44, to kowelin najszybciej ulega rozdrobnieniu ze wszystkich minerałów miedzi, może to tłumaczyć fakt, że jego zawartość w odpadzie wzrasta w najdrobniejszych klasach ziarnowych co przedstawia rys. 101. Szczególnie w klasie ziarnowej  $<0,015\text{ mm}$  kowelin stanowi od 15 do 20% wszystkich kruszców.

Wyjaśnieniem niskiego uzysku pirytu może być fakt, że minerał ten flotuje wolniej niż np. chalkozyn, galena czy chalkopiryt, co sugerowali Lekki i Drzymała, (1990). Dodatkowo, jak to przedstawili w swojej pracy Trahar i Warren (1976) – optymalna wielkość flotowanych ziaren pirytu prowadzona w warunkach laboratoryjnych wynosi od 0,020 do 0,150 mm. Zdając sobie sprawę, że flotowalność siarczoków, w tym pirytu zależy od jego pochodzenia, to może to wyjaśniać największy jego udział w odpadzie, w klasie najdrobniejszych ziaren <0,010 mm widoczny na rys. 101. Natomiast, pokazany na tym rysunku wzrost zawartości pirytu w najgrubszej klasie >0,025 mm może wyjaśnić niski uzysk ziaren kruszczowych w tej klasie w nadawie, pokazany na rys. 43, a co najprawdopodobniej wiąże się z niedostatecznym uwolnieniem tego minerału.

Przytaczany tu rys. 101 przedstawia rozkład kruszców w odpadzie w wąskich klasach ziarnowych 0,015-0,025; 0,010-0,015 i <0,010 mm, który zamieszczono na końcu rozdziału 4.2.5. dotyczącego oceny wyników flotacji w świetle analizy produktów na mikrositach.

Tabela 23. Wyniki analizy mineralogicznej po flotacji nadawy zawierającej 65% ziaren w klasie <0.025 mm. Ilość podanego ksantogenianu 100 g/Mg, ilość podawanego powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

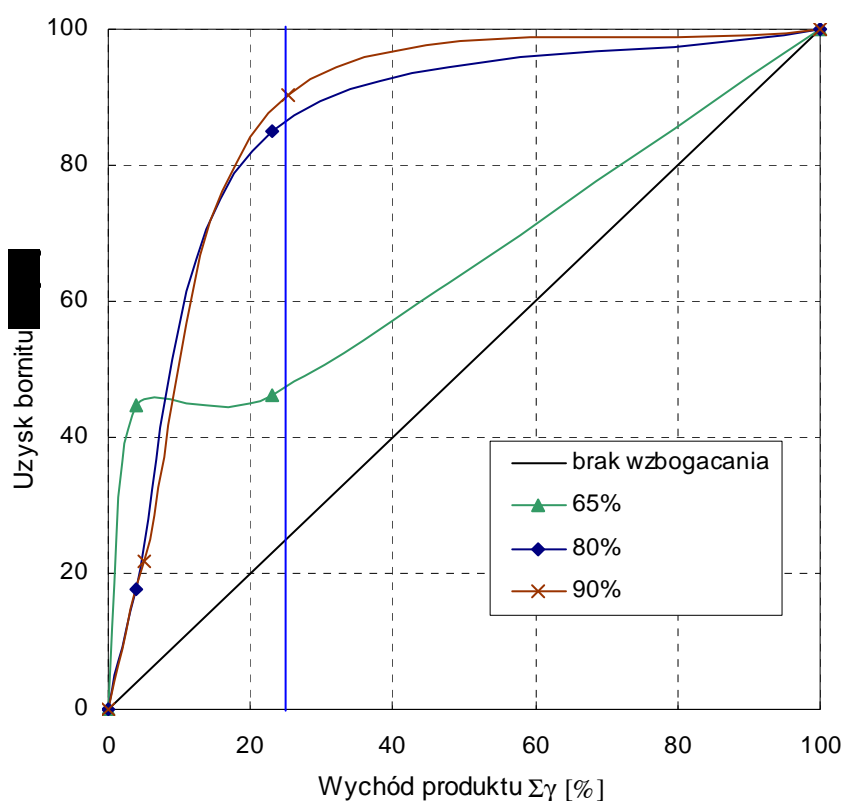
Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryt, %		Piryt+markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	3,97	30,30	58,32	43,61	53,85	4,27	44,60	30,79	62,93	2,15	26,59	0,58	16,54	4,23	63,85	1,04	42,38	0,54	30,52
<b>Pp</b>	19,08	3,20	29,61	4,53	26,92	0,03	1,54	2,87	28,27	0,84	49,65	0,31	41,94	0,00	0,00	0,29	57,62	0,189	51,61
<b>O</b>	76,96	0,32	12,08	0,80	19,22	0,27	53,86	0,22	8,80	0,10	23,76	0,08	41,51	0,12	36,15	0,00	0,00	0,02	17,87
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,06</b>	<b>100,00</b>	<b>3,21</b>	<b>100,00</b>	<b>0,38</b>	<b>100,00</b>	<b>1,94</b>	<b>100,00</b>	<b>0,32</b>	<b>100,00</b>	<b>0,14</b>	<b>100,00</b>	<b>0,26</b>	<b>100,00</b>	<b>0,10</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

Tabela 24. Wyniki analizy mineralogicznej po flotacji nadawy zawierającej 80% ziaren w klasie <0.025 mm. Ilość podanego ksantogenianu 100 g/Mg, ilość podawanego powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

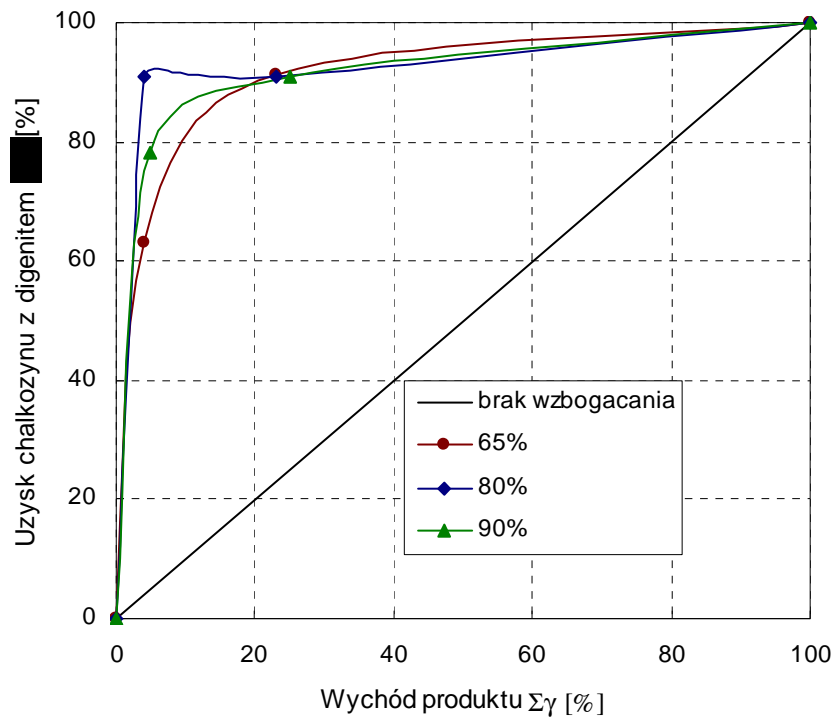
Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryt, %		Piryt+markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	4,06	30,24	58,55	53,42	67,19	1,78	17,66	43,48	91,05	3,20	44,81	0,53	13,51	0,75	12,61	2,66	98,37	1,02	51,75
<b>Pp</b>	18,86	3,41	30,63	3,33	19,41	1,46	67,30	0,00	0,00	0,43	28,21	0,52	61,85	0,86	67,45	0,00	0,00	0,05	10,65
<b>O</b>	77,08	0,29	10,82	0,56	13,39	0,08	15,05	0,23	8,95	0,10	26,99	0,05	24,65	0,06	19,93	0,00	1,63	0,04	37,60
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,10</b>	<b>100,00</b>	<b>3,23</b>	<b>100,00</b>	<b>0,41</b>	<b>100,00</b>	<b>1,94</b>	<b>100,00</b>	<b>0,29</b>	<b>100,00</b>	<b>0,16</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,08</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

Tabela 25. Wyniki analizy mineralogicznej po flotacji nadawy zawierającej 90% ziaren w klasie <0.025 mm. Ilość podanego ksantogenianu 100 g/Mg, ilość podawanego powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

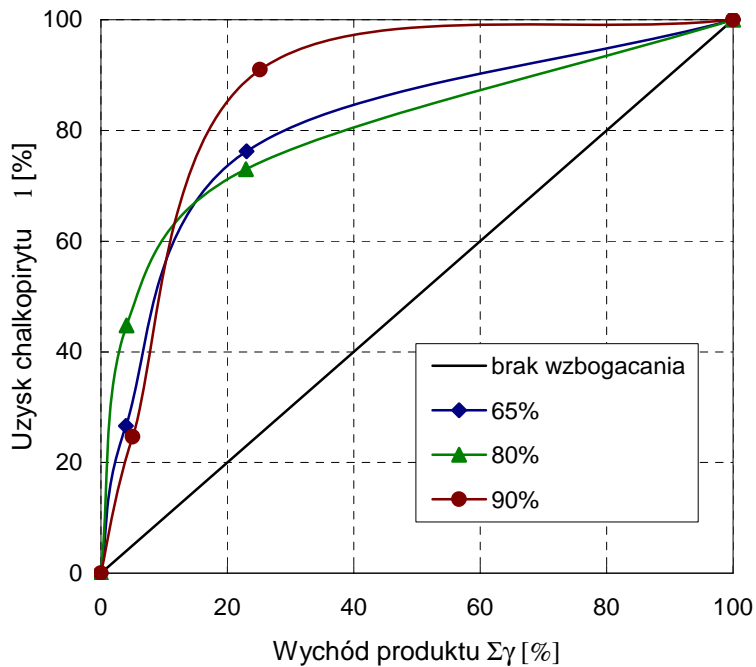
Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryt, %		Piryt+markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	1,76	21,88	30,52	78,21	1,35	24,64	1,47	48,34	0,82	16,88	1,13	50,54	0,95	65,01
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	1,37	68,56	1,23	12,65	0,91	66,34	0,04	4,84	0,73	60,41	0,24	43,90	0,12	31,97
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	0,05	9,56	0,24	9,13	0,03	9,02	0,10	46,82	0,07	22,71	0,01	5,56	0,00	3,02
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,08</b>	<b>100,00</b>	<b>3,22</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,96</b>	<b>100,00</b>	<b>0,28</b>	<b>100,00</b>	<b>0,15</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	



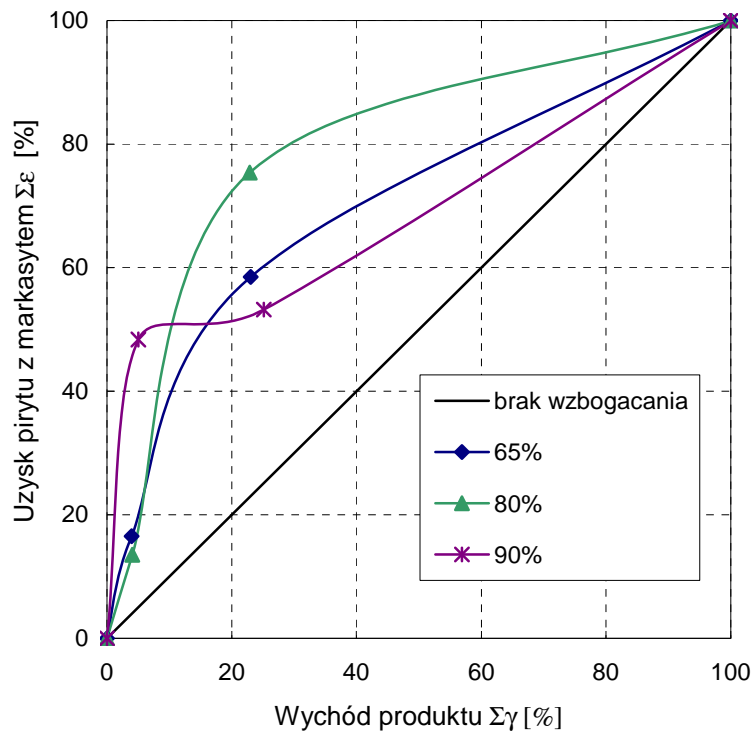
Rys. 52. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk bornitu – wychód produktu dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm



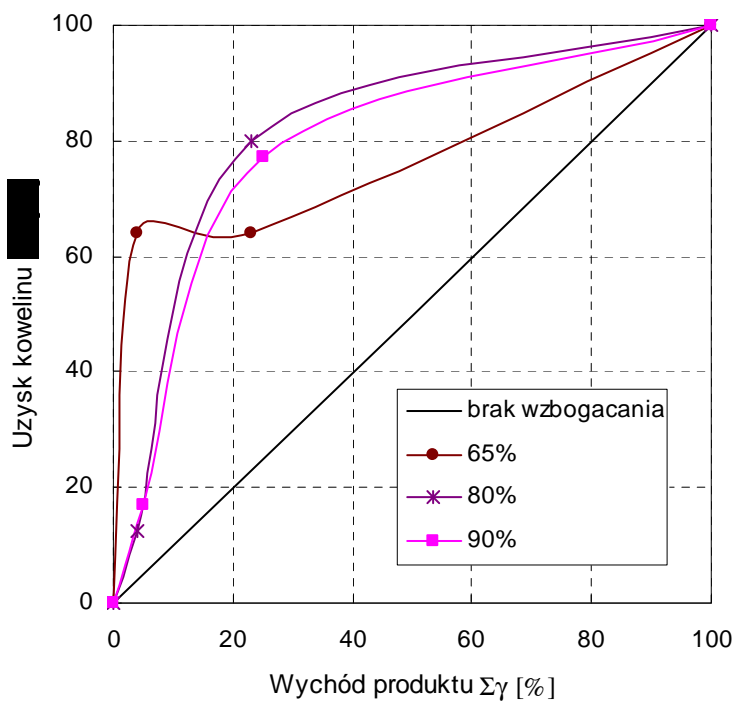
Rys. 53. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk chalcokopirytu z digenitem – wychód produktu dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm



Rys. 54. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk chalcokopirytu – wychód produktu dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm

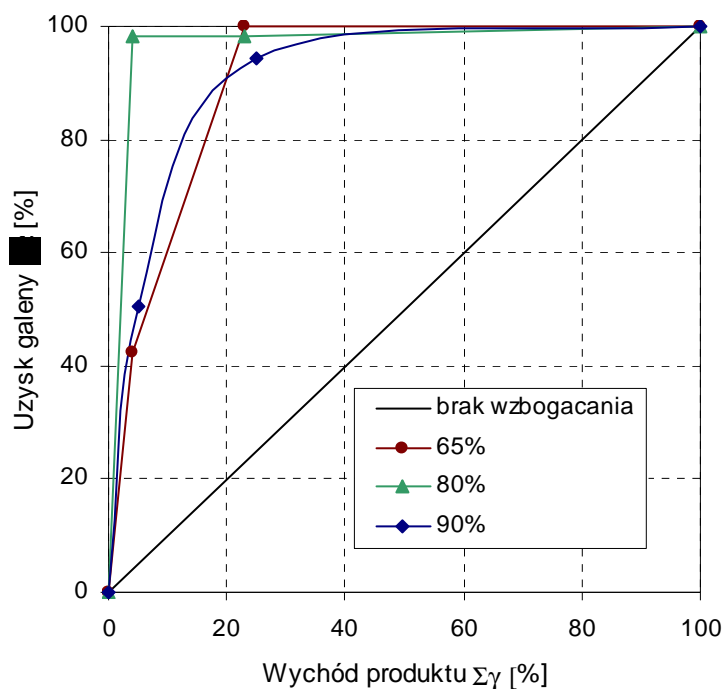


Rys. 55. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk pirytu z markazytem – wychód produktu dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm

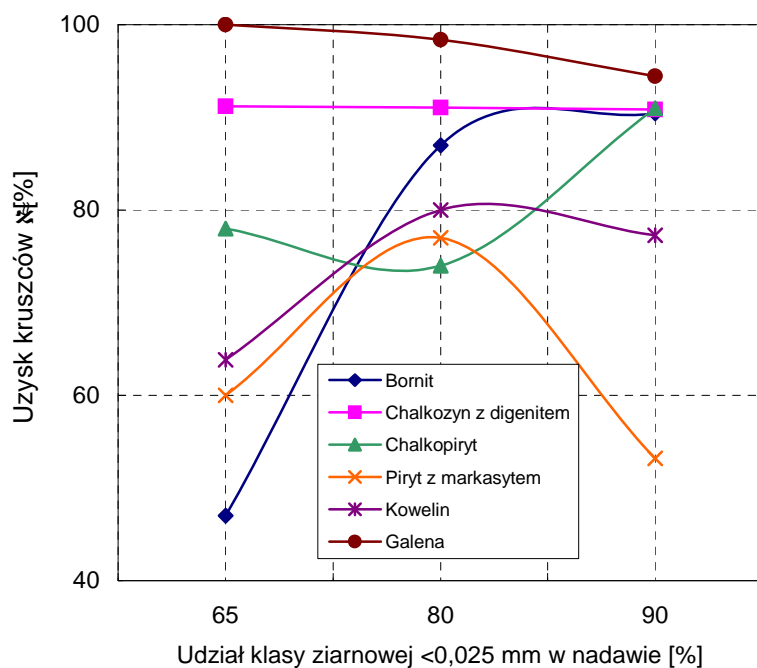


Rys. 56. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk kowelinu – wychód produktu dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm



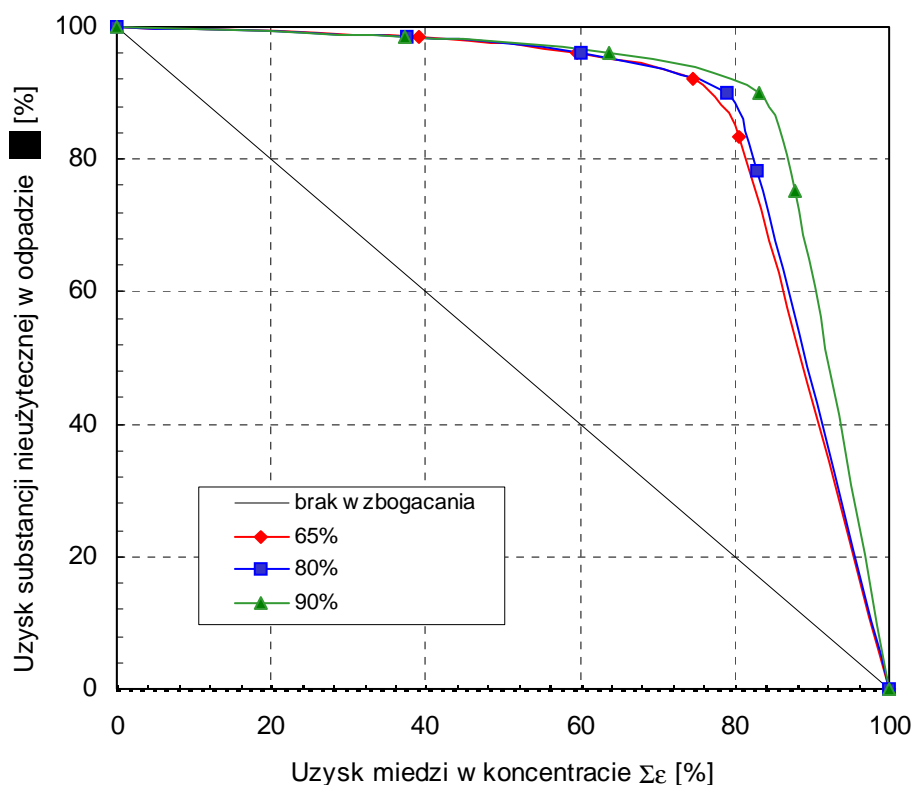


Rys. 57. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk galeny – wychód produktu dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm



Rys. 58. Uzysk poszczególnych kruszców dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm. Na podstawie odczytanych z rysunków od rys. 52 do 57 wartości uzysków dla  $\gamma=25\%$ . Flotacje prowadzono z użyciem ksantogenu etylowego, dawka 100 g/Mg, 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i przy obrotach wirnika maszyny flotacyjnej 670 obr · min<sup>-1</sup>

We wszystkich przeprowadzonych eksperymentach flotacyjnych widać jak wzrost uwolnienia kruszców powoduje wzrost uzysku miedzi w koncentraty i spadek zawartości miedzi w odpadach. Wielkości różnic pomiędzy otrzymanymi rezultatami są zmienne i zależą od zastosowanych warunków. W dalszej części przedstawiono wyniki kilku doświadczeń charakteryzujących się największymi kontrastami przy zmiennej zawartości wolnych kruszców. W tabeli 26 oraz na rys. 59 i 60 przedstawiono wyniki badań prowadzonych dla najniższych obrotów  $590 \text{ min}^{-1}$  i najmniejszej stosowanej ilości dostarczanego powietrza  $60 \text{ dm}^3/\text{h}$ , dawka zastosowanego zbieracza wynosiła  $100 \text{ g/Mg}$ . W tabeli 27, której interpretację graficzną pokazano na rys. 61, przedstawiono rezultaty otrzymane w eksperymentach flotacji prowadzonym przy najwyższych obrotach  $790 \text{ min}^{-1}$  i maksymalnej, badanej ilości dostarczanego powietrza  $110 \text{ dm}^3/\text{h}$ , dawka zbieracza również wynosiła  $100 \text{ g/Mg}$ . Na rys. 61 krzywe uzysków dla flotacji nadawy zawierającej 80% i 90% w klasie  $<0,025 \text{ mm}$  prawie się pokrywają. Wyniki przedstawione w tabeli 27 pokazują jednak nieznaczne różnice.

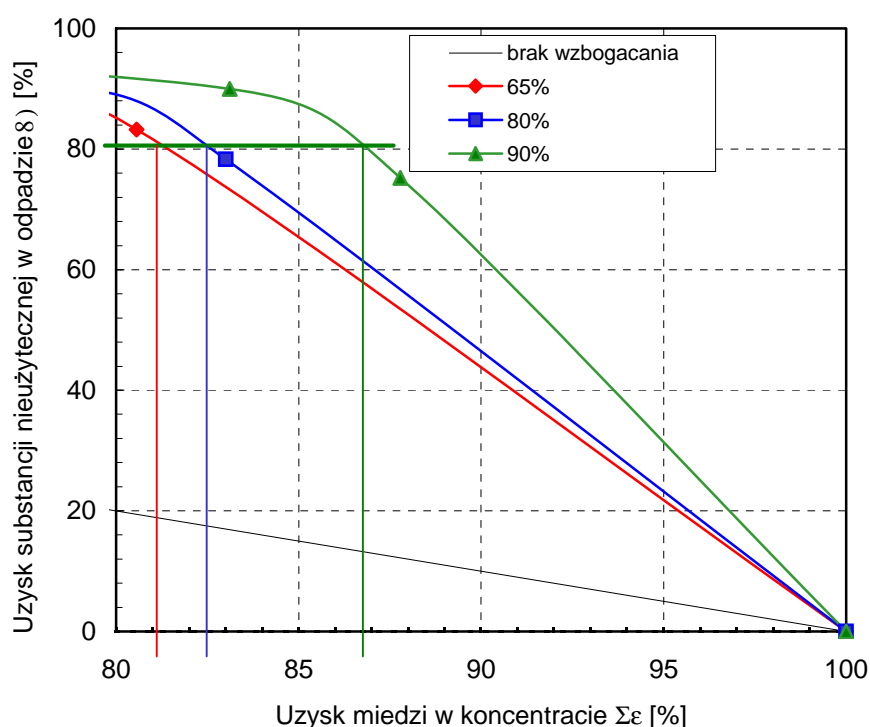


Rys. 59. Krzywe wzbogacania w postaci uzysk miedzi w koncentracie – uzysk części nieużytecznej w odpadach dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej  $<0,025 \text{ mm}$ . Testy prowadzone przy dawce  $100 \text{ g/Mg}$  ksantogenianu, prędkości wirnika  $590 \text{ obr} \cdot \text{min}^{-1}$  i napowietrzeniu  $60 \text{ dm}^3/\text{h}$

Tabela 26. Wyniki flotacji nadawy zawierającej różne ilości klasy ziarnowej <0,025mm 65, 80 i 90%. Ilość zbieracza 100 g/Mg, napowietrzenie 60 dm<sup>3</sup>/h, ilość obrotów 590 min<sup>-1</sup>

Produkt flotacji	Udział klasy <0,025mm w nadawie, %																	
	65						80						90					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %
<b>K1-2</b>	2,34	2,34	34,79	34,79	39,09	39,09	2,31	2,31	33,90	33,90	37,57	37,57	2,31	2,31	33,67	33,67	37,38	37,38
<b>K3</b>	2,86	5,2	14,93	23,85	20,54	59,63	2,81	5,12	16,70	24,46	22,51	60,08	2,80	5,11	19,53	25,92	26,27	63,65
<b>K4</b>	3,96	9,16	7,82	16,92	14,90	74,53	6,28	11,40	6,30	14,46	18,98	79,06	6,44	11,55	6,29	14,97	19,46	83,11
<b>K5</b>	8,92	18,08	1,41	9,26	6,03	80,56	11,60	23,00	0,71	7,52	3,95	83,01	14,53	26,08	0,67	7,00	4,67	87,78
<b>Odpad</b>	81,91	100,00	0,49	2,08	19,44	100,00	77,00	100,00	0,46	2,08	16,99	100,00	73,93	100,00	0,34	2,08	12,22	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,08		100,00		100,00		2,08		100,00		100,00		2,08		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08						2,08						2,08			

Ze wszystkich przedstawionych wyników, czyli warunków minimalnych, średnich i maksymalnych wynika, że wzrost uwolnienia kruszców powoduje wzrost uzysku miedzi w koncentratkach i spadek zawartości miedzi w odpadach. Dla nadawy zawierającej 80 i 90% klasy <0,025 mm występuje taki sam efekt wraz intensyfikacją mieszania zawiesiny i wzrostem ilości dostarczanego powietrza. Natomiast dla najgrubszej nadawy, średnie warunki napowietrzenia i ilości obrotów wirnika są optymalne spośród zastosowanych w badaniach. Wyniki te mogą sugerować, że większe obroty wirnika powodują we flotacji większych ziaren odrywanie się pęcherzyka od ziarna, co prowadzi do spadku uzysku, tak jak to stwierdzili w podobnych badaniach Ahmed i Jamesom (1985) oraz Johnson (2006).



Rys. 60. Fragment wykresu rys. 59 z pozwalający ocenić różnice w efektach wzbogacania w odpadach dla trzech nadaw flotacyjnych o różnej zawartości klasy ziarnowej <0,025 mm

65% <0,025 mm	$\varepsilon=81,2\%$	$\beta=7,3\%$	$\gamma=23,1\%$ ,
80% <0,025 mm	$\varepsilon=82,5\%$	$\beta=7,4\%$	$\gamma=23,1\%$ ,
90% <0,025 mm	$\varepsilon=86,9\%$	$\beta=7,8\%$	$\gamma=23,2\%$ ,
przy: $\alpha=2,08\%$ , $\varepsilon_r=80,0\%$			

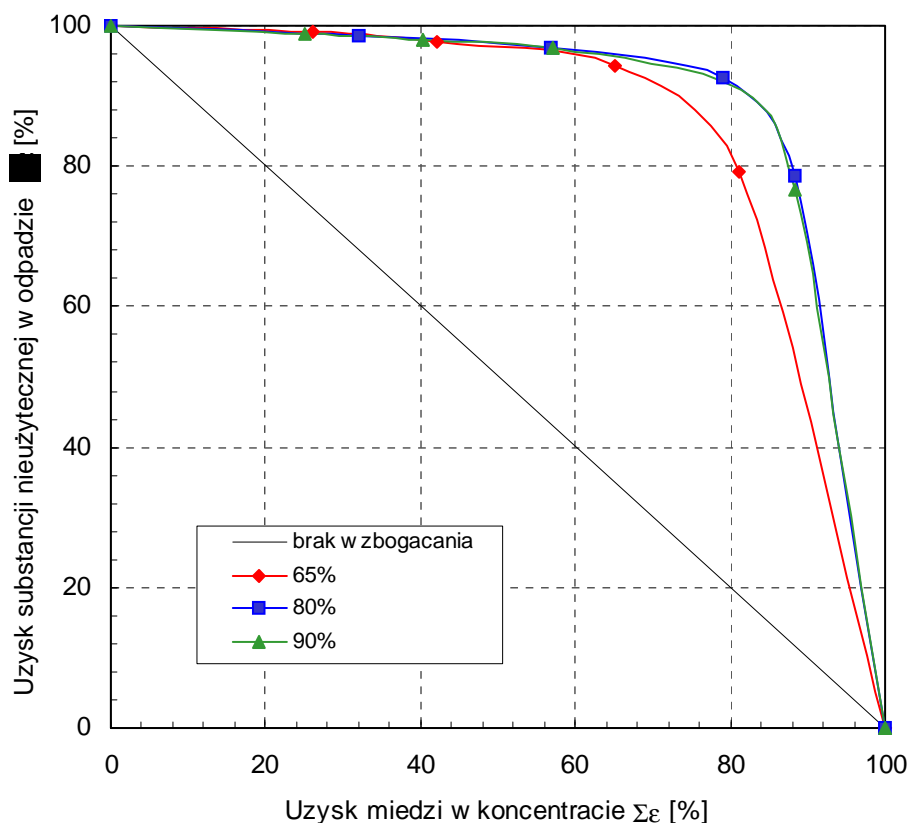
gdzie:

$\varepsilon$  – uzysk miedzi w koncentracie,  $\varepsilon_r$  – uzysk części nieużytecznej w odpadzie,

$\gamma= (\varepsilon \cdot \alpha) / \beta$  [%].

Tabela 27. Wyniki flotacji nadawy zawierającej różne ilości klasy ziarnowej <0,025mm 65, 80 i 90%. Ilość zbieracza 100 g/Mg, napowietrzenie 110 dm<sup>3</sup>/h, ilość obrotów 790 min<sup>-1</sup>

Produkt flotacji	Udział klasy <0,025mm w nadawie, %																	
	65						80						90					
	γ, %	Σγ, %	λ <sub>Cu</sub> , %	β <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	Σε <sub>Cu</sub> , %	γ, %	Σγ, %	λ <sub>Cu</sub> , %	β <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	Σε <sub>Cu</sub> , %	γ, %	Σγ, %	λ <sub>Cu</sub> , %	β <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	Σε <sub>Cu</sub> , %
<b>K1</b>	3,43	3,43	23,44	23,44	38,83	38,83	2,72	2,72	25,67	25,67	33,90	33,9	3,98	3,98	17,11	17,11	33,03	33,03
<b>K2</b>	4,60	8,03	13,46	17,72	29,95	68,78	5,47	8,19	14,72	18,36	39,12	73,02	6,76	10,74	13,61	14,90	44,67	77,7
<b>K3</b>	6,32	14,35	3,72	11,56	11,36	80,14	4,23	12,42	6,00	14,15	12,32	85,34	12,10	22,84	2,27	8,21	13,34	91,04
<b>K4</b>	13,20	27,55	0,48	6,25	3,06	83,2	17,67	30,09	0,79	6,30	6,75	92,09	17,00	39,84	0,27	4,82	2,22	93,26
<b>Odpad</b>	72,45	100,00	0,48	2,07	16,81	100,00	69,91	100,00	0,23	2,06	7,91	100,00	60,17	100,00	0,23	2,06	6,75	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,07		100,00		100,00		2,06		100,00		100,00		2,06		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08						2,08						2,08			



Rys. 61. Krzywe wzbogacania w uzysk miedzi w koncentracji – uzysk części nieużytecznej w odpadach dla trzech nadaw o różnej zawartości klasy <0,025 mm. Testy prowadzone przy prędkości wirnika  $790 \text{ obr} \cdot \text{min}^{-1}$ , ilość powietrza  $110 \text{ dm}^3/\text{h}$

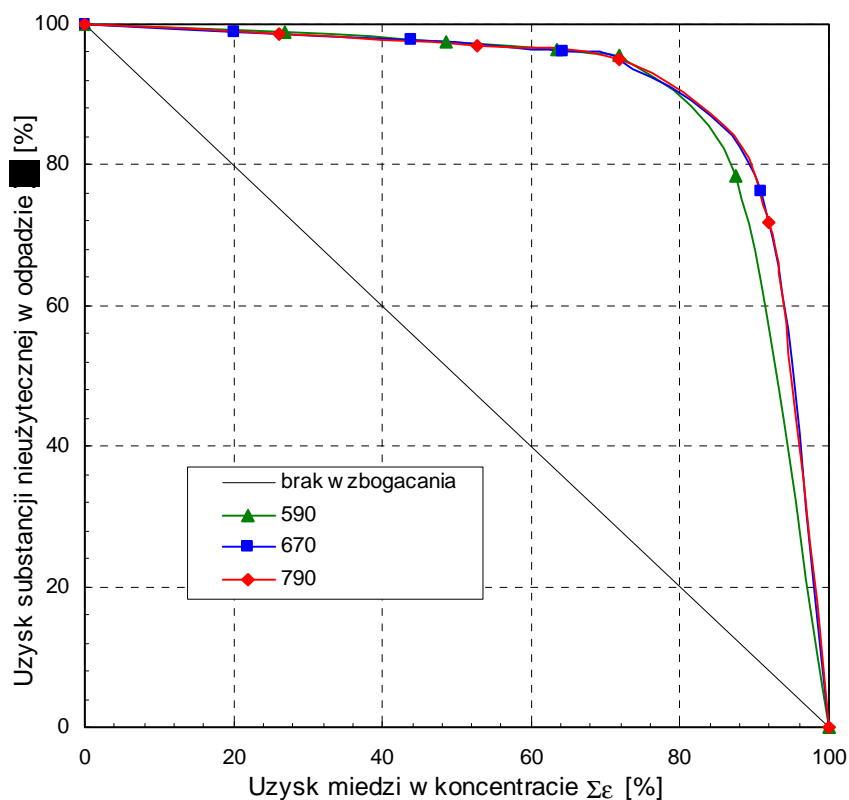
#### 4.2.2. Wpływ ilości obrotów wirnika wyniki flotacji

Seria eksperymentów obejmowała badania przebiegu flotacji przy trzech poziomach obrotów wirnika maszyny flotacyjnej. Skład ziarnowy nadawy był stały i zawierał 90% ziaren w klasie <0,025 mm. Pozostałe zastosowane warunki flotacyjne to: ilość ksantogenu  $100 \text{ g/Mg}$  i podawane powietrze w ilości  $80 \text{ dm}^3/\text{h}$ . W tabelach od 28 do 35 i na rysunkach od 5303 do 68 zamieszczono wyniki tych doświadczeń. Przedstawione w dalszej części wyniki obejmują pełną interpretację bilansów masowych, rozkładów zawartości miedzi i kruszców w produktach przeprowadzonych eksperymentów.

Na podstawie danych z eksperymentów flotacyjnych zestawionych w tabeli 28 można zauważyć, że w zastosowanych warunkach hydrodynamicznych skuteczność wzbogacania zwiększa się ze wzrostem obrotów wirnika z  $590$  do  $790 \text{ min}^{-1}$ . Potwierdzają to krzywe wzbogacalności miedzi na rys. 62 i rys. 63. Jak widać na rys. 63 będącym powiększonym fragmentem rys. 62, różnice pomiędzy wynikami dla  $670$  i dla  $790 \text{ obr} \cdot \text{min}^{-1}$  są niewielkie.

Krzywe flotacji prowadzonych przy średniej i maksymalnej prędkości wirnika częściowo się pokrywają. Zwiększenie ilości pobranych produktów flotacji zapewne pozwoliłoby dokładniej wykreślić kształt krzywych.

Można przypuszczać, że przez zwiększenie ilości obrotów wirnika, do układu dostarczana jest większa ilość energii, co powinno prowadzić do poprawy skuteczności flotacji ziaren drobnych, jak to sugerują Ahmed i Jameson (1985) oraz Schubert (1985a). Wzrost uzysku przy większej ilości dostarczanej energii spowodowany jest głównie przez wzrost wychodu każdego z produktów pianowych. Przy czym, związany z tym spadek jakości koncentratów jest stosunkowo niewielki.

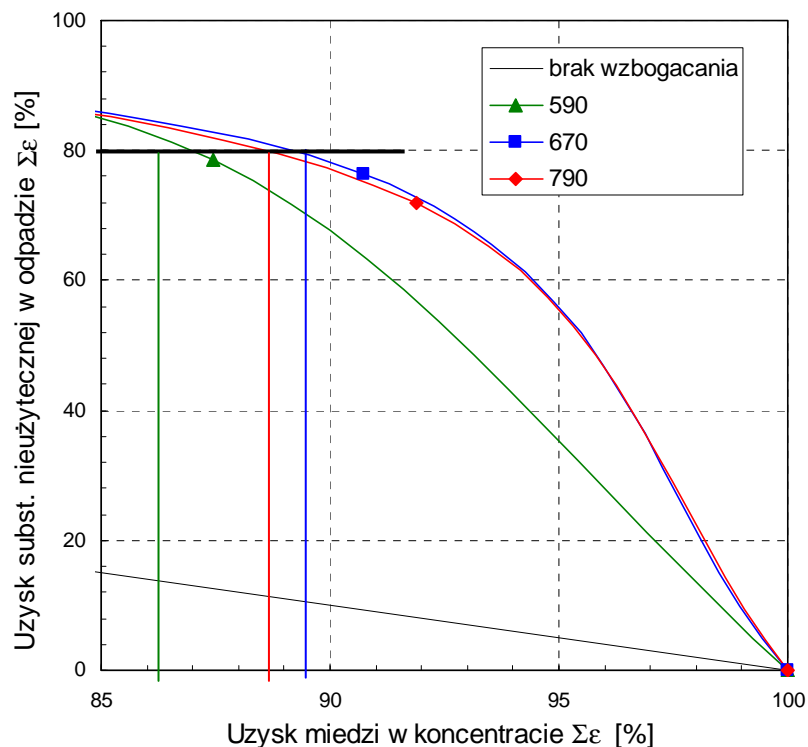


Rys. 62. Krzywe wzbogacania w układzie uzysk miedzi w koncentracie – uzysk części nieużytecznej w odpadach dla trzech prędkości wirnika 590, 670 i 790 obr.  $\cdot$  min<sup>-1</sup>

Tabela 28. Wyniki flotacji prowadzonych przy trzech prędkościach wirnika 590, 670 i 790 min<sup>-1</sup>

Produkt flotacji	Ilość obrotów, min <sup>-1</sup>																	
	590						670						790					
	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\Sigma\epsilon_{Cu}$ , %
<b>K1</b>	1,72	1,72	32,35	32,35	26,93	26,93	1,41	1,41	29,58	29,58	20,05	20,05	1,83	1,83	29,53	29,53	25,99	25,99
<b>K2</b>	1,59	3,31	28,02	30,27	21,51	48,44	1,75	3,16	28,42	28,94	23,85	43,9	2,12	3,95	26,31	27,80	26,76	52,75
<b>K3</b>	1,46	4,77	21,36	27,55	15,02	63,46	1,86	5,02	22,64	26,6	20,28	64,18	2,34	6,29	16,99	23,78	19,06	71,81
<b>K4</b>	1,17	5,94	14,90	25,06	8,43	71,89	20,14	25,16	2,74	7,5	26,56	90,74	23,22	29,51	1,80	6,49	20,09	91,90
<b>K5</b>	16,87	22,81	1,91	7,94	15,57	87,46												
<b>Odpad</b>	77,19	100,00	0,34	2,07	12,54	100,00	74,84	100,00	0,26	2,08	9,25	100,00	70,48	100,00	0,24	2,08	8,10	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,07		100,00		100,00		2,08		100,00		100,00		2,08		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08						2,08						2,08			





Rys. 63. Fragment wykresu z rys. 62 pozwalający ocenić różnice w efektach wzbogacania w odpadach dla trzech prędkości wirnika 590, 670 i 790 obr · min<sup>-1</sup>

590 obr · min <sup>-1</sup>	$\varepsilon = 86,1\%$	$\beta = 7,7\%$	$\gamma = 23,3\%$ ,
670 obr · min <sup>-1</sup>	$\varepsilon = 89,8\%$	$\beta = 8,0\%$	$\gamma = 23,3\%$ ,
790 obr · min <sup>-1</sup>	$\varepsilon = 88,8\%$	$\beta = 7,9\%$	$\gamma = 23,2\%$ ,

przy:  $\alpha_{590\text{ obr}} = 2,07\%$ ,  $\alpha_{670\text{ obr}, 790\text{ obr}} = 2,08\%$ ,  $\varepsilon_r = 80,0\%$

$\varepsilon$  – uzysk miedzi w koncentracji,  $\varepsilon_r$  – uzysk substancji nieużytecznej w odpadzie,  
 $\gamma = (\varepsilon \cdot \alpha) / \beta$  [%].

Składy ziarnowe z eksperymentów flotacyjnych zamieszczone w tabeli 29 wskazują, że wzrost ilości obrotów zwiększa wychód najdrobniejszej klasy <0,025 mm w koncentracji. Największe straty miedzi występują w odpadzie w klasie <0,025 mm. Przy czym, po zwiększeniu obrotów z 590 do 670 min<sup>-1</sup> znacznie spadają one prawie o połowę - z 9,1% do 4,2%. Natomiast po kolejnym wzroście obrotów do 790 min<sup>-1</sup> straty nieznacznie rosną do 5,6%. Bez względu na zastosowaną ilość obrotów, najbogatsze w miedź są odpady z najgrubszej klasy ziarnowej. Co najprawdopodobniej wynika z niedostatecznego uwolnienia kruszców w tej klasie.

Tabela 29. Bilans flotacji nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm wraz z analizą sitową koncentratów, półproduktów i odpadów. Testy prowadzono przy trzech prędkościach wirnika 590, 670 i 790 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	Ilość obrotów wirnika, min <sup>-1</sup>												
	Klasa ziarnowa, mm	590				670				790			
		γ <sub>w</sub> produkcie, %	γ <sub>rzeczywisty</sub> , %	λ <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	γ <sub>w</sub> produkcie, %	γ <sub>rzeczywisty</sub> , %	λ <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	γ <sub>w</sub> produkcie, %	γ <sub>rzeczywisty</sub> , %	λ <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %
K	>0,040	1,16	0,04	55,53	2,12	3,22	0,16	45,41	5,49	3,84	0,15	32,54	4,49
	0,025 - 0,040	7,59	0,25	42,64	10,70	7,00	0,35	46,35	12,20	8,28	0,33	39,11	11,64
	<0,025	91,25	3,02	28,92	87,18	89,78	4,51	24,39	82,31	87,89	3,48	26,53	83,86
Koncentrat z bilansu		100,00	3,31	30,27	100,00	100,00	5,02	26,60	100,00	100,00	3,95	27,80	100,00
Koncentrat oznaczony			3,31	30,27			5,02	26,60			3,95	27,80	
Pp	>0,040	3,73	0,73	9,85	8,87	2,29	0,46	2,07	1,73	3,85	0,99	9,17	11,08
	0,025 - 0,040	4,48	0,87	13,79	14,90	5,42	1,09	6,12	12,09	4,48	1,14	9,69	13,59
	<0,025	91,79	17,89	3,44	76,23	92,29	18,59	2,56	86,18	91,67	23,43	2,62	75,33
Półprodukt z bilansu		100,00	19,49	4,14	100,00	100,00	20,14	2,74	100,00	100,00	25,56	3,19	100,00
Półprodukt oznaczony			19,49	4,14			20,14	2,74			25,56	3,19	
O	>0,040	4,97	3,83	1,40	20,66	5,74	4,30	1,72	38,37	5,89	4,15	0,69	16,95
	0,025 - 0,040	9,05	6,98	0,28	7,47	9,50	7,11	0,44	16,19	10,05	7,09	0,31	12,97
	<0,025	85,99	66,37	0,28	71,87	84,76	63,43	0,14	45,44	84,06	59,25	0,20	70,08
Odpad z bilansu		100,00	77,19	0,34	100,00	100,00	74,84	0,26	100,00	100,00	70,48	0,24	100,00
Odpad oznaczony			77,19	0,34			74,84	0,26			70,48	0,24	
Nadawa z bilansu			100,00	2,07	100,00		100,00	2,08	100,00		100,00	2,08	100,00
Nadawa oznaczona				2,08				2,08				2,08	

#### Wyniki badań mineralogicznych

Analizowane próbki nie wykazują istotnych różnic w zawartości wolnych kruszców w koncentratkach i półproduktach w zależności od ilości obrotów wirnika, co pokazano na rys.

64 i 65. Jedynie udział wolnych kruszców w odpadach wykazuje niewielkie różnice dla najniższych i średnich obrotów wirnika.

Tabela 30. Wyniki analizy uwolnienia po wzbogacaniu laboratoryjnym prowadzonym przy prędkości wirnika 590 obr · min<sup>-1</sup>

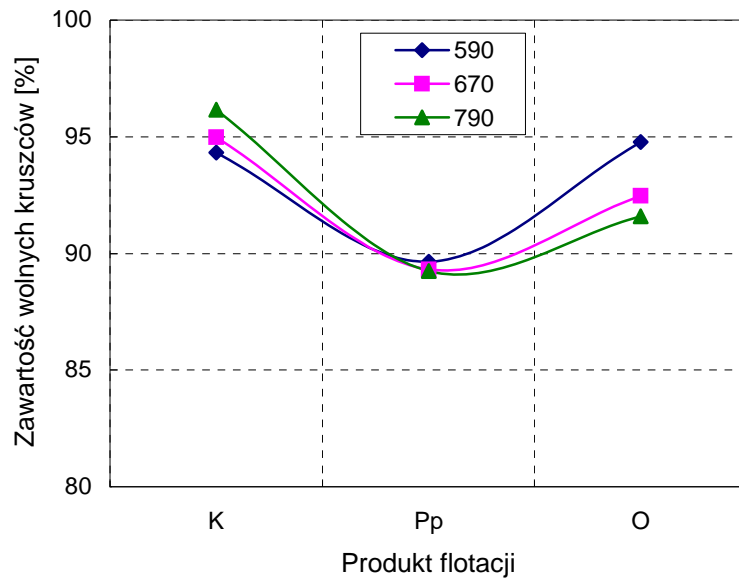
Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	3,31	30,27	48,44	44,28	45,79	94,32	41,77	46,55	5,68	2,51	36,04
<b>Pp</b>	19,49	4,14	39,02	5,71	34,74	89,65	5,12	33,57	10,35	0,59	49,86
<b>O</b>	77,19	0,34	12,54	0,81	19,47	94,78	0,77	19,88	5,22	0,04	14,10
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,07	100,00	3,20	100,00	92,79	2,97	100,00	7,21	0,23	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	

Tabela 31. Wyniki analizy uwolnienia po wzbogacaniu laboratoryjnym prowadzonym przy prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	94,99	36,10	60,49	5,01	1,90	42,75
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	89,32	4,14	27,85	10,68	0,49	44,56
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	92,48	0,47	11,66	7,52	0,03	12,69
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,08	100,00	3,22	100,00	93,05	2,99	100,00	6,95	0,23	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	

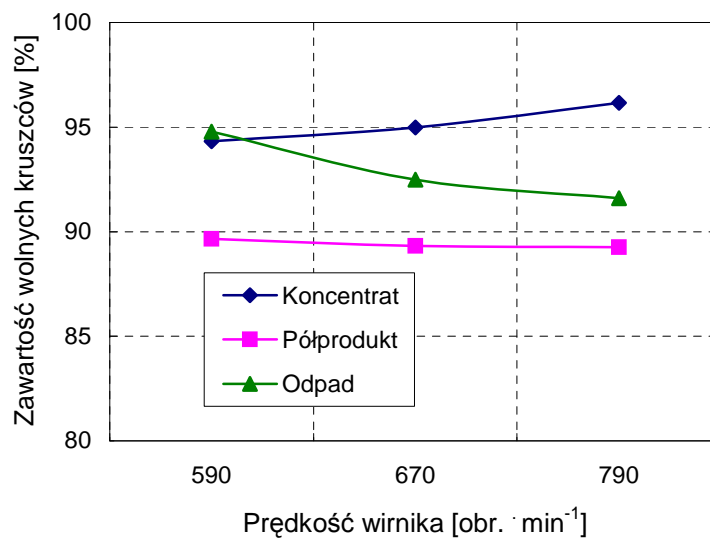
Tabela 32. Wyniki analizy uwolnienia po wzbogacaniu laboratoryjnym prowadzonym przy prędkości wirnika 790 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	3,95	27,80	52,75	40,55	49,73	96,16	39,00	51,41	3,84	1,55	27,37
<b>Pp</b>	25,56	3,19	39,15	4,58	36,30	89,26	4,09	34,84	10,74	0,49	55,84
<b>O</b>	70,48	0,24	8,10	0,64	13,96	91,60	0,59	13,75	8,40	0,05	16,79
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,08	100,00	3,22	100,00	93,02	3,00	100,00	6,98	0,23	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	



Rys. 64. Rozkład wolnych kruszców w poszczególnych produktach flotacji prowadzonej przy trzech prędkościach wirnika: 590, 670 i 790 min<sup>-1</sup>. Wartości widoczne na wykresie są względne i wraz ze zrostami danego produktu stanowią 100% zawartych w nim kruszców

Na rys. 64 widoczne jest charakterystyczne rozchylenie ramion krzywej następujące w wyniku zwiększenia obrotów wirnika. Niemal stała ilość stanowi stała ilość wolnych kruszców pojawia się w półprodukcie, natomiast wzrost zawartości wolnych kruszców ma miejsce w koncentratkach kosztem ich spadku w odpadach. Wyższe obroty wirnika dostarczają



Rys. 65. Rozkład wolnych kruszców w poszczególnych produktach flotacji prowadzonej przy trzech prędkościach wirnika: 590, 670 i 790 min<sup>-1</sup>. Wartości widoczne na wykresie są względne i wraz ze zrostami danego produktu stanowią 100% zawartych w nim kruszców

większej ilości energii do układu, umożliwiając tym wyflotowanie również trudniej flotujących drobnych, wolnych ziaren kruszców. Stąd, przy wyższych obrotach wirnika w koncentracie wzrósł zarówno stopień uwolnienia tego materiału, jak i jego wychód. Wynikiem tego był spadek wychodu odpadu uboższego w drobne ziarna wolnych kruszców, więc i o niższym stopniu uwolnienia.

#### Wyniki bilansów kruszców

Wyniki analiz mineralogicznych poszczególnych produktów otrzymanych z eksperymentów flotacyjnych prowadzonych przy zmiennej prędkości wirnika zamieszczono w tabelach od 33 do 35. Na podstawie zawartych w nich bilansów kruszców sporządzono wykresy rozkładu kruszców w produktach flotacji pokazane na rys. 66 do 68.

Jak widać z rys. 66 do 68 zawartość poszczególnych kruszców w przedstawionych produktach wyraźnie zmienia się ze wzrostem prędkości wirnika. Przy wyższych obrotach wirnika 670 g/Mg w koncentracie głównie wzrasta zawartość chalkozynu – minerału, który dominuje wśród kruszców miedzi w nadawie. Przy maksymalnych obrotach wirnika 790 min<sup>-1</sup> nieznacznie spada.

Chalkopiryt bez względu na ilość obrotów wirnika w podobnej ilości przechodzi do produktu pianowego. Produkt pianowyrozumiany jest tu jako zsumowany koncentrat i produkt pośredni. Zmienia się tylko jego udział pomiędzy koncentratem i półproduktem.

Wzrost obrotów wirnika bardzo zmienia ilość wyflotowanego kowelinu i bornitu. Udział obu tych kruszców początkowo przy wyższych obrotach wirnika 670 min<sup>-1</sup> znacząco wzrasta w półprodukcie. Natomiast przy obrotach 790 min<sup>-1</sup> wyraźnie spada. Galena jako minerał najlepiej flotujący spośród wszystkich tu analizowanych kruszców prawie w całości przeszła do produktu pianowego. Flotacja galeny przebiegała podobnie jak we wszystkich dotychczas analizowanych eksperymentach i niezależnie od ilości obrotów wirnika.

Tabela 33. Wyniki analizy mineralogicznej po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy prowadzonym przy prędkości wirnika 590 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn +digenit, %		Chalkopiryt, %		Piryt+ markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	3,31	30,27	48,44	44,28	45,79	2,23	18,58	33,60	58,51	2,20	26,76	2,31	39,29	1,50	19,57	0,89	26,31	1,57	71,82
<b>Pp</b>	19,49	4,14	39,02	5,71	34,74	1,32	64,98	3,12	31,97	0,85	61,02	0,00	0,00	0,00	0,00	0,41	71,32	0,00	1,32
<b>O</b>	77,19	0,34	12,54	0,81	19,47	0,08	16,43	0,23	9,52	0,04	12,22	0,15	60,71	0,26	80,43	0,00	2,37	0,03	26,86
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,07</b>	<b>100,00</b>	<b>3,20</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,90</b>	<b>100,00</b>	<b>0,27</b>	<b>100,00</b>	<b>0,19</b>	<b>100,00</b>	<b>0,25</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,393</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

Tabela 34. Wyniki analizy mineralogicznej po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy prowadzonym przy prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryty, %		Piryty+markasyty, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	1,76	21,88	30,52	78,21	1,35	24,64	1,47	48,34	0,82	16,88	1,13	50,54	0,95	65,01
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	1,37	68,56	1,23	12,65	0,91	66,34	0,04	4,84	0,73	60,41	0,24	43,90	0,12	31,97
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	0,05	9,56	0,24	9,13	0,03	9,02	0,10	46,82	0,07	22,71	0,01	5,56	0,00	3,02
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,08</b>	<b>100,00</b>	<b>3,22</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,96</b>	<b>100,00</b>	<b>0,28</b>	<b>100,00</b>	<b>0,15</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

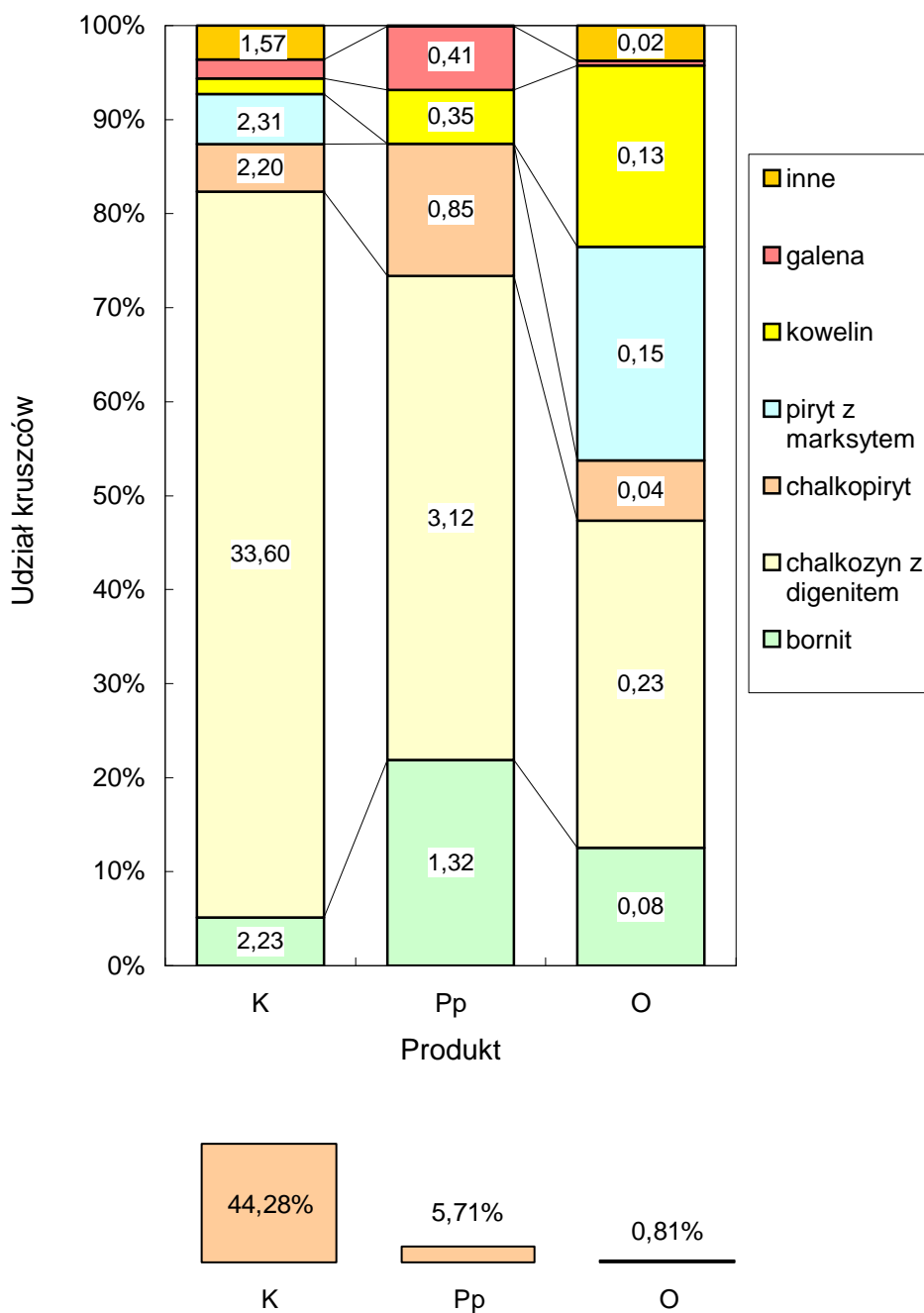
Tabela 35. Wyniki analizy mineralogicznej po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy prowadzonym przy prędkości wirnika 790 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryty, %		Piryty+markasyty, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	3,95	27,80	52,75	40,55	49,73	2,30	22,72	31,49	64,74	1,70	24,38	2,37	47,88	0,71	11,68	1,28	44,99	0,70	37,56
<b>Pp</b>	25,56	3,19	39,15	4,58	36,30	0,93	59,00	2,13	28,30	0,70	64,65	0,00	0,00	0,46	48,55	0,24	53,73	0,13	44,76
<b>O</b>	70,48	0,24	8,10	0,64	13,96	0,10	18,29	0,19	6,96	0,04	10,98	0,14	52,12	0,14	39,77	0,00	1,28	0,02	17,67
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,08</b>	<b>100,00</b>	<b>3,22</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,92</b>	<b>100,00</b>	<b>0,28</b>	<b>100,00</b>	<b>0,20</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,393</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

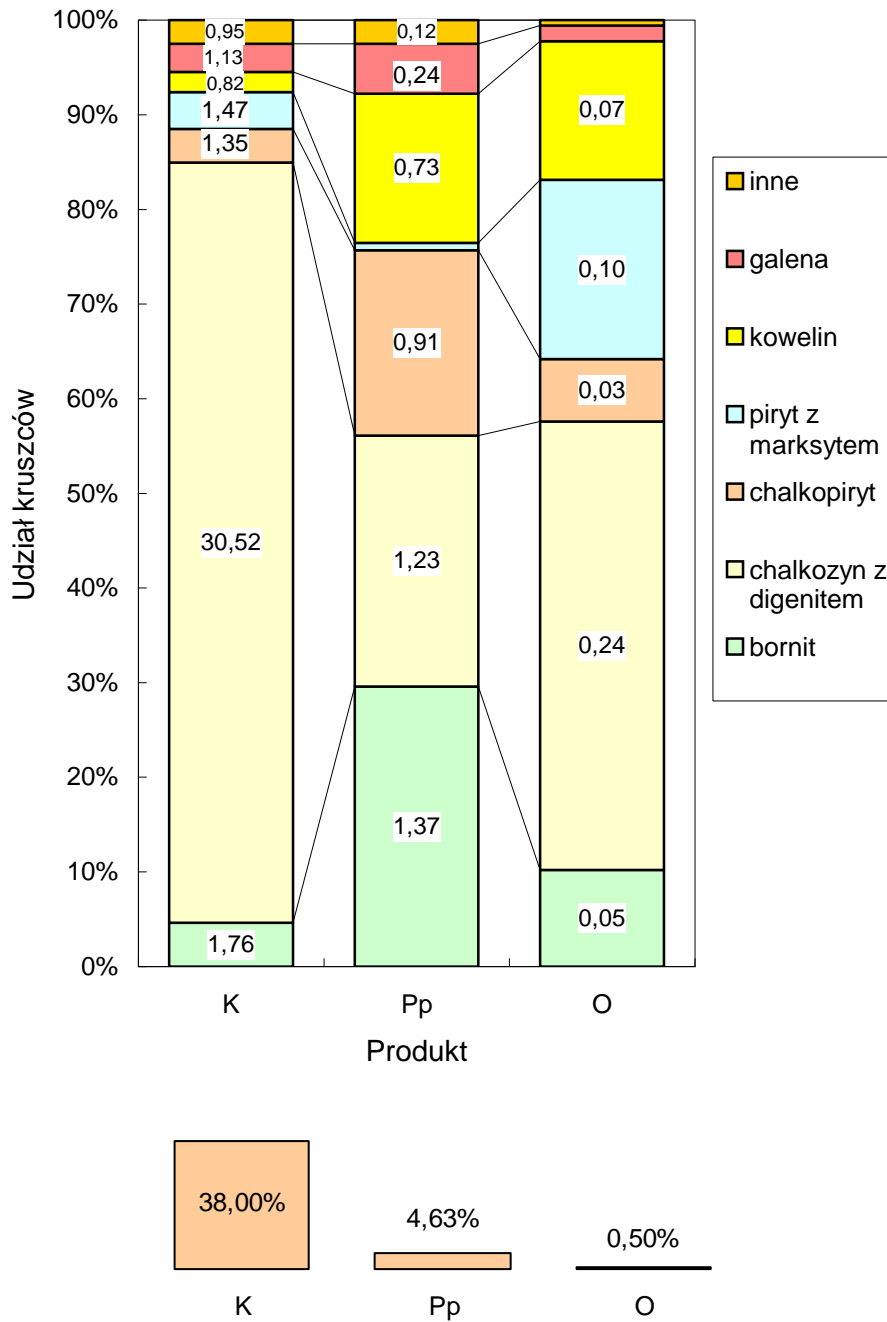
W badanych próbkach charakterystyczny jest wzrost udziału piryty w produkcie pianowym, następujący ze zwiększeniem obrotów wirnika. Najprawdopodobniej dodatkowa ilość dostarczonej energii spowodowała flotację bardzo drobnych ziaren wcześniej trafiających do odpadu jak pokazują wyniki przedstawione w dalszej części pracy na rys. 101 zamieszczonym w rozdziale 4.2.5. dotyczącym oceny wyników flotacji w świetle analizy produktów na mikrositach.

Przedstawione zachowanie się kruszców w opisywanych eksperymentach flotacji, z uwzględnieniem danych zawartych w tabeli 17 w rozdziale 5.1. Charakterystyka złoża, może sugerować, że zwiększenie energii ruchu zawiesiny w formie zwiększonych obrotów wirnika podwyższa skuteczność flotacji drobnych ziaren tych kruszców. Z tabeli 17 wynika bowiem, że do klasy ziaren <0,025 mm we flotowanej w tych eksperymentach nadawie, trafia po ponad 80% bornitu, chalkozynu z digenitem, galeny i piryty oraz 90-95% chalkopiryty i kowelinu. Zatem w eksperymentach opisywanych w tabelach od 33 do 35 przeważająca

część drobnych ziaren przeszła do produktu pianowego, a zwiększenie obrotów wyraźnie podwyższyło skuteczność flotacji pirytu i kowelinu.

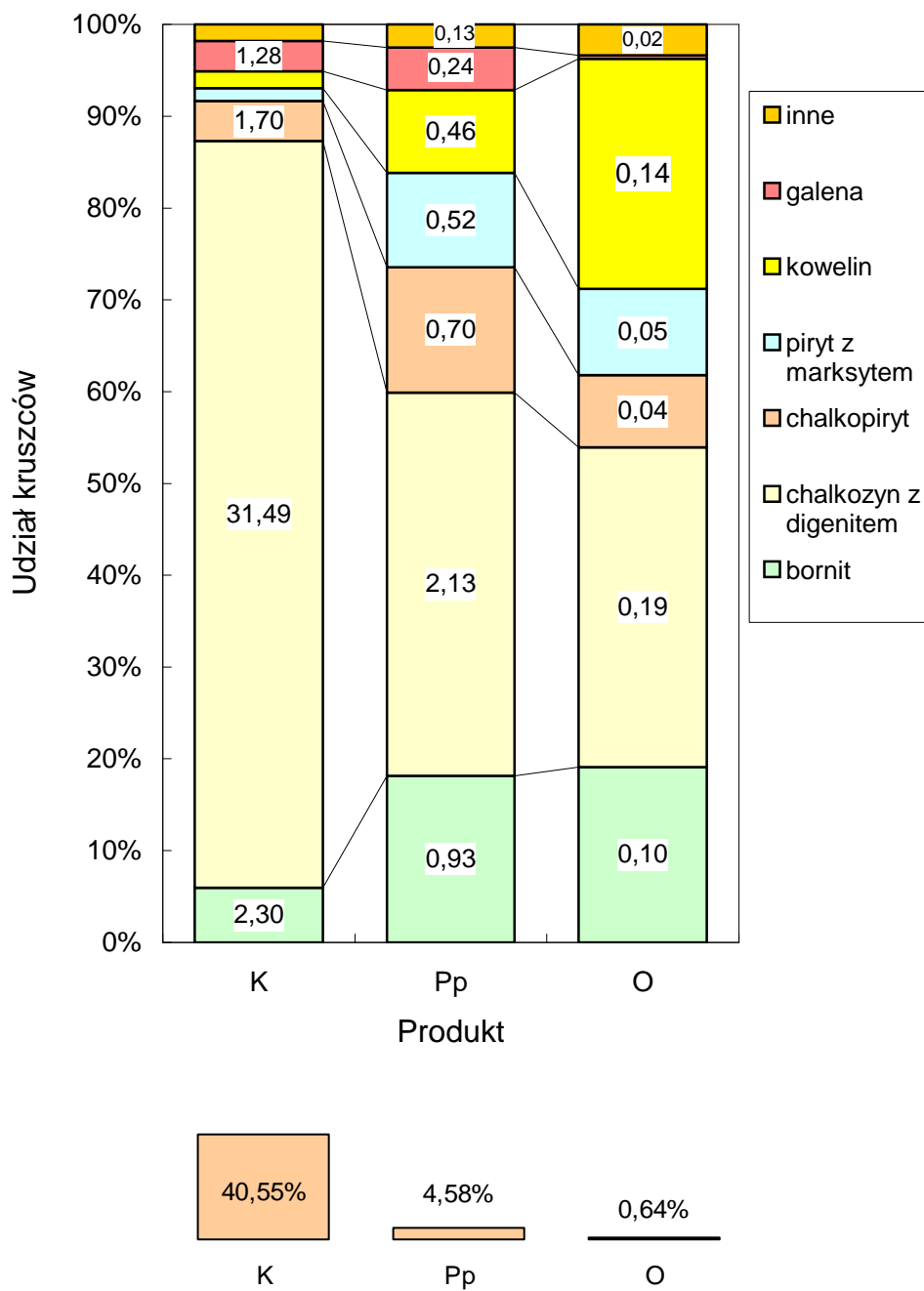


Rys. 66. Rozkład kruszców w poszczególnych produktach po flotacji prowadzonej przy obrotach wirnika  $590 \text{ min}^{-1}$ . Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi 44,28% w półprodukcie 5,71%, a w odpadzie 0,81% (tabela 33)



Rys. 67. Rozkład kruszców w poszczególnych produktach po flotacji prowadzonej przy obrotach wirnika 590, 670 i 790  $\text{min}^{-1}$ . Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi 38,00% w półprodukcie 4,63%, a w odpadzie 0,50% (tabela 34)





Rys. 68. Rozkład kruszców w poszczególnych produktach po flotacji prowadzonej przy obrotach wirnika  $790 \text{ min}^{-1}$ . Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi 40,55% w półprodukcie 4,58%, a w odpadzie 0,64% (tabela 35)

#### 4.2.3. Wpływ ilości powietrza na wyniki flotacji

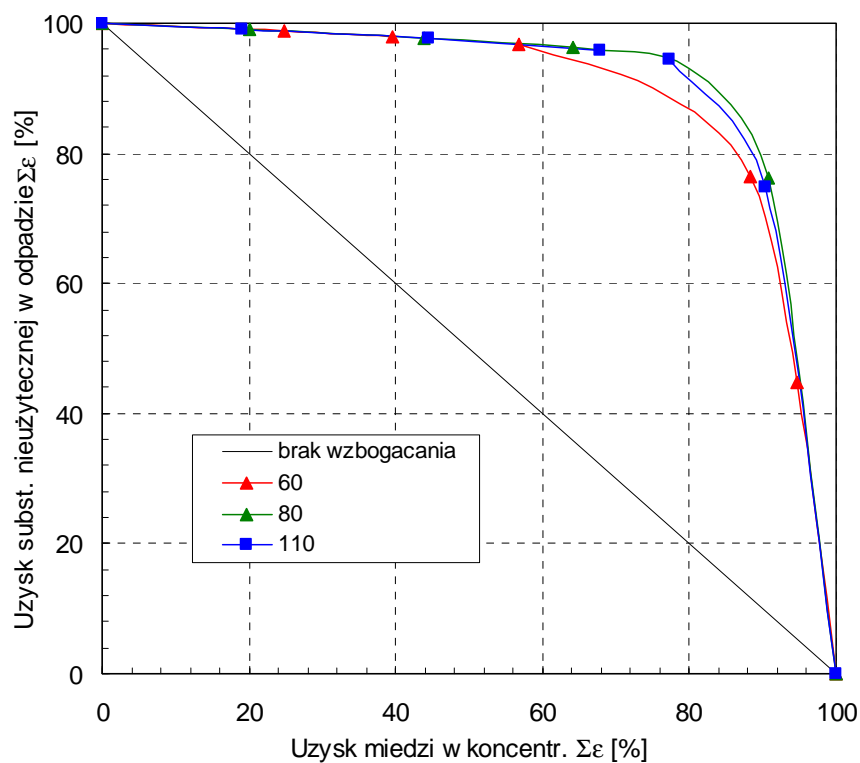
Drugim po obrotach wirnika ważnym czynnikiem składającym się na warunki hydrodynamiczne flotacji jest ilość podawanego powietrza na jednostkę objętości zawiesiny flotacyjnej. Wyniki prezentowane w tym rozdziale opisują serię eksperymentów flotacji przy trzech różnych ilościach powietrza dostarczonego do zawiesiny flotacyjnej: 60, 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h przy dwóch poziomach obrotów wirnika: 670 i 790 min<sup>-1</sup>. Skład ziarnowych nadawy był stały i zawierał 90% ziaren w klasie <0,025 mm. Pozostałe zastosowane warunki flotacyjne to: ilość podawanego ksantogenu 100g/Mg i prędkość wirnika – w pierwszej serii 670 obr · min<sup>-1</sup> oraz w drugiej 790 obr · min<sup>-1</sup>. W tabelach od 36 do 43 i na rysunkach od rys. 69 do 75 zamieszczono rezultaty eksperymentów mniejszej prędkości obrotowej wirnika. Natomiast w kolejnych tabelach od 44 do 50 i na rysunkach od rys. 77 do 82 zamieszczono rezultaty eksperymentów dla maksymalnej prędkości obrotowej wirnika. Przedstawione wyniki obejmują interpretację bilansów masowych, rozkładów miedzi i kruszców w produktach przeprowadzonych eksperymentów.

Bilanse wzbogacania przedstawione w tabeli 36 według oznaczeń chemicznych wskazują, że w zastosowanych warunkach napowietrzenia zawiesiny flotacyjnej wzbogacalność miedzi rośnie przy zwiększeniu ilości powietrza do 80 dm<sup>3</sup>/h, dając przy tej dawce najlepsze rezultaty. Przy dalszym wzroście ilości dostarczonego powietrza wyniki okazują się mniej korzystne. Potwierdzają to krzywe wzbogacalności miedzi pokazane na rys. 69 i 70.

Zwiększenie ilości powietrza w procesie flotacji przyspiesza flotację minerałów użytecznych. Wzrost uzysku wiąże się często ze wzrostem wychodu, co powoduje zwykle obniżenie udziału minerałów użytecznych w koncentracie. Zbyt duże napowietrzenie zawiesiny flotacyjnej najczęściej jednak powoduje obniżanie jakości koncentratów. Zjawisko to występuje zwłaszcza we flotacji ziaren drobnych, gdyż jak udowodnił to Schubert (1985b) optymalne warunki hydrodynamiczne flotacji są ściśle związane z wielkością tych ziaren. W przypadku flotacji ziaren drobnych głównym mechanizmem transportu do produktu pianowego jest wyniesienie mechaniczne będące mało selektywnym rodzajem transportu. Nadmierna ilość powietrza wzmaga ten mechanizm, co prowadzi do obniżenia selektywności i spadku jakości produktów. Analizując wyniki prezentowanych tu eksperymentów, można zauważyć, że przytoczone powyżej opinie znajdują potwierdzenie w przypadku badanej rudy. Widoczne to jest przy maksymalnej zastosowanej ilości powietrza, przy której spada

zawartość miedzi w koncentracie i wzrasta w odpadzie, na co wskazują dane z tabeli 36 i rys. 69 oraz 70.

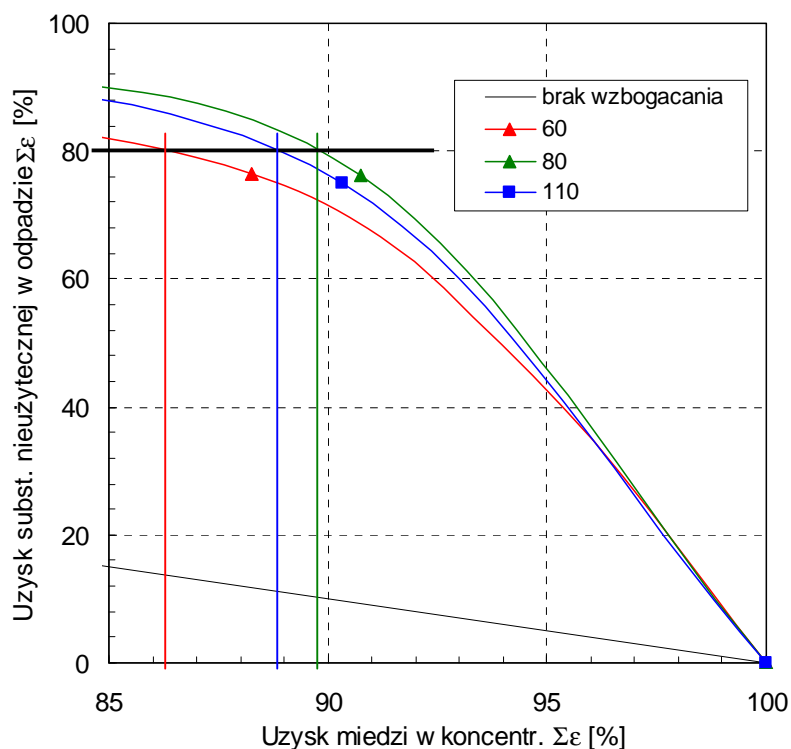
Składy ziarnowe produktów eksperymentach flotacyjnych zestawione w tabeli 37 wskazują, że wzrost ilości podawanego powietrza powoduje nieznaczny wzrost wychodu najdrobniejszej klasy ziarnowej  $<0,025$  mm w odpadzie. Nawet przy najniższych zawartościach miedzi w tej klasie ziarnowej spośród trzech klas ziarnowych odpadów, występują tu największe straty tego metalu. Ze wzrostem napowietrzenia z 60 do 80  $\text{dm}^3/\text{h}$  straty te spadają, co wynika ze spadku o połowę zawartości miedzi w najdrobniejszej klasie ziarnowej odpadu. Po kolejnym zwiększeniu napowietrzenia z 80 do 110  $\text{dm}^3/\text{h}$  straty i zawartość miedzi nieznacznie rosną. Świadczyć to może o spadku selektywności procesu dla ziaren drobnych po przekroczeniu optymalnej dawki powietrza. Potwierdzać to mogą krzywe



Rys. 69. Krzywe wzbogacania w uzysk miedzi w koncentracie – uzysk części nieużytecznej w odpadach dla trzech poziomów ilości podawanego powietrza 60, 80 i 110  $\text{dm}^3/\text{h}$ . Testy prowadzone przy stałych obrotach wirnika  $670 \text{ obr} \cdot \text{min}^{-1}$

Tabela 36. Wyniki flotacji prowadzonych przy trzech ilościach powietrza 60, 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h oraz stałej prędkościach wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt flotacji	Ilość powietrza, dm <sup>3</sup> /h																	
	60						80						110					
	γ,%	Σγ,%	λ <sub>Cu</sub> , %	β <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	Σε <sub>Cu</sub> , %	γ,%	Σγ,%	λ <sub>Cu</sub> , %	β <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	Σε <sub>Cu</sub> , %	γ,%	Σγ,%	λ <sub>Cu</sub> , %	β <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	Σε <sub>Cu</sub> , %
<b>K1</b>	1,67	1,67	31,00	31,00	20,05	20,05	1,41	1,41	29,58	29,58	20,05	20,05	1,40	1,4	28,24	28,24	19,06	19,06
<b>K2</b>	1,10	2,77	28,29	29,92	23,85	43,9	1,75	3,16	28,42	28,94	23,85	43,9	1,85	3,25	28,47	28,38	25,46	44,52
<b>K3</b>	1,50	4,27	23,89	27,80	20,28	64,18	1,86	5,02	22,64	26,60	20,28	64,18	2,15	5,4	22,39	25,99	23,30	67,82
<b>K4</b>	20,56	24,83	3,21	7,44	26,56	90,74	20,14	25,16	2,74	7,50	26,56	90,74	1,71	7,11	11,46	22,49	9,50	77,32
<b>K5</b>													19,32	26,43	1,39	7,07	13,01	90,33
<b>Odpad</b>	75,18	100,00	0,33	2,09	9,25	100,00	74,84	100,00	0,26	2,08	9,25	100,00	73,57	100,00	0,27	2,07	9,67	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,09		100,00		100,00		2,08		100,00		100,00		2,07		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08						2,08						2,08			



Rys. 70. Fragment wykresu z rys. 69 pozwalający ocenić różnice w efektach wzbogacania w odpadach dla trzech ilości podawanego powietrza 60, 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h, przy stałych obrotach wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

60 dm <sup>3</sup> /h	$\varepsilon = 86,2\%$	$\beta = 7,8\%$	$\gamma = 23,1\%$ ,
80 dm <sup>3</sup> /h	$\varepsilon = 89,8\%$	$\beta = 8,0\%$	$\gamma = 23,3\%$ ,
110 dm <sup>3</sup> /h	$\varepsilon = 88,8\%$	$\beta = 7,9\%$	$\gamma = 23,4\%$ ,

przy:  $\alpha_{60 \text{ dm}^3/\text{h}} = 2,09$ ,  $\alpha_{80 \text{ dm}^3/\text{h}} = 2,08\%$ ,  $\alpha_{110 \text{ dm}^3/\text{h}} = 2,07\%$ ,  $\varepsilon_r = 80,0\%$ ,  
 $\varepsilon$  – uzysk miedzi w koncentracie,  $\varepsilon_r$  – uzysk substancji nieużytecznej w odpadzie

wzbogacania wykreślone na podstawie wyników przy rzeczech zastosowanych poziomach ilości podawanego powietrza pokazane na rys. 70. Przy stałym uzysku miedzi w koncentracie równym 91% uzyski części nieużytecznej w odpadzie rosną, a co za tym idzie rosną również zawartości miedzi w koncentracie przy malejącym wychodzie. Obserwowane jednak różnice pomiędzy wynikami flotacji przy 80 do 110 dm<sup>3</sup>/h ogólnie trudno uznać za zbyt wyraźne. Wydaje się, że konstrukcja wirnika nie pozwoliła na osiągnięcie wyraźnych skutków wpływu maksymalnej zastosowanej ilości podawanego powietrza

Tabela 37. Analiza sitowa koncentratów, półproduktów i odpadów flotacji laboratoryjnych nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm. Testy prowadzono dla trzech ilości powietrza 60, 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h, przy stałej prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	Ilość powietrza, dm <sup>3</sup> /h															
	Klasa ziarnowa, mm	60					80					110				
		$\gamma_{w \text{ prod.}}$ , %	$\gamma_{rzecz.}$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu \text{ rzecz.}}$ , %	$\gamma_{w \text{ prod.}}$ , %	$\gamma_{rzecz.}$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu \text{ rzecz.}}$ , %	$\gamma_{w \text{ prod.}}$ , %	$\gamma_{rzecz.}$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu \text{ rzecz.}}$ , %
K	>0,040	2,38	0,07	35,54	2,82	1,12	3,22	0,16	45,41	5,49	3,53	3,07	0,17	25,54	3,02	2,05
	0,025 - 0,040	2,93	0,08	51,75	5,07	2,00	7,00	0,35	46,35	12,20	7,83	7,75	0,42	35,69	10,64	7,22
	<0,025	94,70	2,62	29,11	92,11	36,43	89,78	4,51	24,39	82,31	52,84	89,18	4,81	25,16	86,34	58,56
Koncentrat z bilansu		100,00	2,76	29,92	100,00	39,55	100,00	5,02	26,60	100,00	64,19	100,00	5,40	25,99	100,00	67,82
Koncentrat oznaczony			2,76	29,92				5,02	26,60				5,40	25,99		
Pp	>0,040	4,13	0,91	11,25	10,06	4,90	2,29	0,46	2,07	1,73	0,46	2,96	0,62	6,40	8,57	1,93
	0,025 - 0,040	4,72	1,04	19,47	19,89	9,69	5,42	1,09	6,12	12,09	3,21	4,72	0,99	7,14	15,22	3,43
	<0,025	91,15	20,11	3,55	70,05	34,13	92,29	18,59	2,56	86,18	22,89	92,32	19,42	1,83	76,20	17,16
Półprodukt z bilansu		100,00	22,06	4,62	100,00	48,72	100,00	20,14	2,74	100,00	26,56	100,00	21,03	2,21	100,00	22,51
Półprodukt oznaczony			22,06	4,62				20,14	2,74				21,03	2,21		
O	>0,040	5,37	4,03	0,84	13,80	1,62	5,74	4,30	1,72	38,37	3,55	4,77	3,51	1,56	27,35	2,64
	0,025 - 0,040	11,08	8,33	0,52	17,77	2,08	9,50	7,11	0,44	16,19	1,50	9,28	6,82	0,45	15,44	1,49
	<0,025	83,55	62,81	0,27	68,44	8,03	84,76	63,43	0,14	45,44	4,21	85,96	63,24	0,18	57,21	5,53
Odpad z bilansu		100,00	75,18	0,33	100,00	11,73	100,00	74,84	0,26	100,00	9,25	100,00	73,57	0,27	100,00	9,67
Odpad oznaczony			75,18	0,33				74,84	0,26				73,57	0,27		
Nadawa z bilansu			100,00	2,09	100,00	100,00		100,00	2,08	100,00	100,00		100,00	2,07	100,00	100,00
Nadawa oznaczona			100,00	2,08				100,00	2,08				100,00	2,08		

#### Wyniki badań mineralogicznych

Z otrzymanych wyników analizy uwolnienia kruszców w tabelach od 38 do 40 oraz na rys. 71 i 72 widać, że zwiększenie napowietrzania zawiesiny flotacyjnej nie powoduje znaczących zmian w ilości wolnych kruszców w żadnym z otrzymanych produktów. Porównywane są wartości zawartości wolnych kruszców oznaczonych symbolem  $\lambda_{WK}$ , co jest równoznaczne ze stopniem uwolnienia, gdyż one pokazują prawdziwą relację pomiędzy ilością wolnych kruszców i kruszców występujących w formie zrostów. Wszystkie zmiany w udziale zrostów wykazują zbliżony do rozkładu miedzi przebieg. Analizując rys. 71 i 72

Tabela 38. Wyniki analizy uwolnienia po wzbogacaniu laboratoryjnym prowadzonym przy 60 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i stałej prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	2,76	29,92	39,55	43,37	37,06	95,83	41,56	38,35	4,17	1,81	20,88
<b>Pp</b>	22,06	4,62	48,72	7,16	48,84	90,51	6,48	47,73	9,49	0,68	62,64
<b>O</b>	75,18	0,33	11,73	0,61	14,11	91,36	0,55	13,92	8,64	0,05	16,47
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,09	100,00	3,23	100,00	92,60	3,00	100,00	7,40	0,24	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	

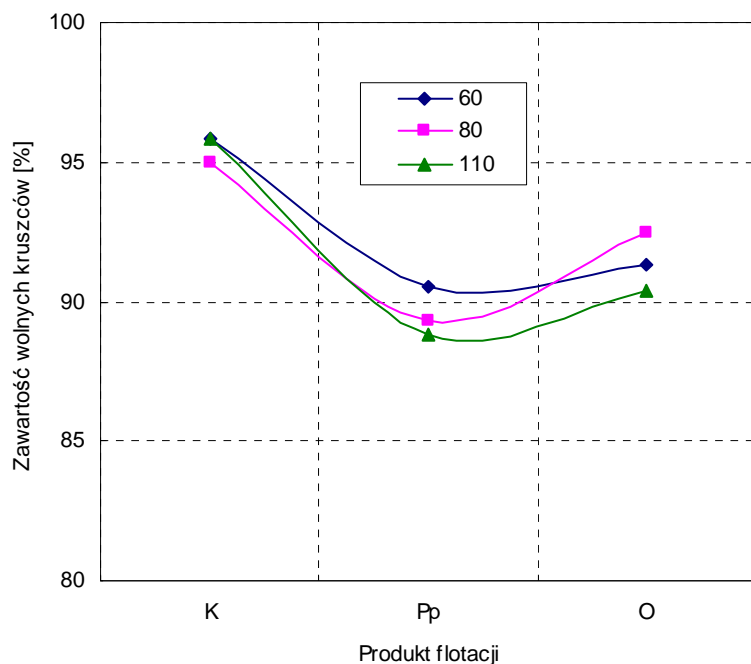
Legenda: λ – zawartość, ε – uzysk, λ<sub>WK</sub> – zawartość wolnych kruszców, λ<sub>ZK</sub> – zawartość kruszców w zrostach, λ<sub>rzecz.</sub> – zawartość rzeczywista

Tabela 39. Wyniki analizy uwolnienia po wzbogacaniu laboratoryjnym prowadzonym przy 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i stałej prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

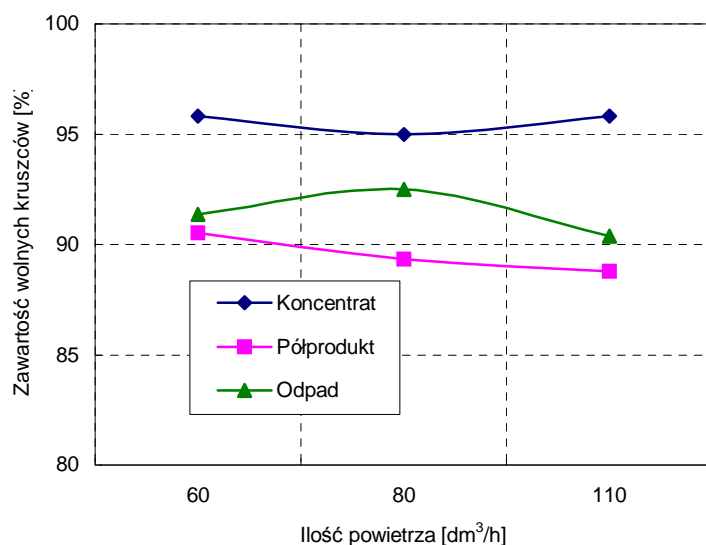
Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	94,99	36,10	60,49	5,01	1,90	42,75
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	89,32	4,14	27,85	10,68	0,49	44,56
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	92,48	0,47	11,66	7,52	0,03	12,69
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,08	100,00	3,22	100,00	93,05	2,99	100,00	6,95	0,23	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	

Tabela 40. Wyniki analizy uwolnienia po wzbogacaniu laboratoryjnym prowadzonym przy 110 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i stałej prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>WK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>ZK</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
<b>K</b>	5,40	25,99	67,82	37,33	62,94	95,83	35,77	64,56	4,17	1,56	39,95
<b>Pp</b>	21,03	2,21	22,51	3,65	24,00	88,80	3,24	22,81	11,20	0,41	40,93
<b>O</b>	73,57	0,27	9,67	0,57	13,06	90,37	0,52	12,63	9,63	0,05	19,13
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,07	100,00	3,20	100,00	93,43	2,99	100,00	6,57	0,21	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	



Rys. 71. Rozkład wolnych kruszców w produktach flotacji prowadzonej przy trzech poziomach napowietrzenia 60, 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h i stałej prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>



Rys. 72. Rozkład wolnych kruszców w produktach flotacji prowadzonej przy trzech poziomach ilości podawanego powietrza 60, 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h i stałej prędkości wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

można się dpatrywać pewnych różnic w rozkładach zawartości wolnych kruszców w eksperymentach przy 60 i 80 dm<sup>3</sup>/h powietrza podawanego do flotacji, to przy wzroście tej ilości do 110 dm<sup>3</sup>/h różnice te wydają się nieistotne. Należy, zatem uznać, że



w zastosowanych warunkach wynikających głównie z właściwości maszynki flotacyjnej „Mechanobr”, ale także z ilości podawanego powietrza nie jest możliwa wiarygodna ocena zachowania się ziarn bardzo drobnych wobec tego parametru.

#### **Wyniki bilansów kruszców**

W tabelach od 41 do 43 zamieszczono wyniki analiz rozkładów kruszców dla produktów eksperymentów flotacyjnych prowadzonych przy zmiennej ilości podawanego powietrza. Cała seria badań była prowadzona przy prędkości wirnika  $670 \text{ obr} \cdot \text{min}^{-1}$ . Na podstawie bilansów kruszców zawartych w tabelach sporządzono wykresy rozkładu kruszców w produktach flotacji.

Jak widać z rys. 73 do rys. 75 zmiana ilości dostarczanego powietrza wpływa na rozkład poszczególnych kruszców w przedstawionych produktach. Wpływ ten jest bardziej widoczny niż to miało miejsce w przypadku porównywania ilości kruszców wolnych. Chalkozyn wykazuje podobne zależności jak przy wzroście ilości obrotów – przy maksymalnych badanych wartościach spada jego udział w odpadzie. Można to wyjaśnić ponad 60% zawartością chalkozynu w kruszczach w nadawie. Zwiększając ilość dostarczanego powietrza nawet przy nieselektywnej flotacji, ziarna tego kruszcu mają bardzo duże szanse przejścia do produktu pianowego. Szczególnie, gdy w większości są w pełni uwolnione.

Flotacja bornitu jest bardzo widocznie zmienna zależnie od ilości dostarczonego powietrza. Przy pierwszym wzroście napowietrzenia z 60 do 80  $\text{dm}^3/\text{h}$  w koncentracie spada, a w półprodukcie zdecydowanie rośnie udział bornitu. By znów wzrosnąć w koncentracie i spaść w półprodukcie przy maksymalnym badanym napowietrzeniu. Dla bornitu najlepsze warunki flotacji okazują się przy 80  $\text{dm}^3/\text{h}$  podawanego powietrza.

Rozkład chalkopiryty nieznacznie się zmienia ze wzrostem napowietrzenia zawiesiny flotacyjnej. Nie zmienia to jednak jego udziału w odpadach. Uzysk chalkopiryty w odpadach wskazuje na to, że zastosowane zmiany ilości podawanego powietrza nie wpływają na stopień odzysku tego minerału. Piryt z markasytem i kowelinem wyraźnie najgorzej flotują spośród oznaczonych kruszców. Jak widać z tabel 41 do 43 straty obu tych kruszców w odpadach są najwyższe i dość wyraźnie rosną z ilością powietrza podawanego do flotacji w zastosowanych warunkach.

Jak pokazano na rys. 101 w dalszej części tej pracy w rozdziale 4.2.5. dotyczącym oceny wyników flotacji w świetle analizy produktów na mikrositach. Duży udział kowelinu w odpadach występuje szczególnie w klasie ziarnowej  $<0,015 \text{ mm}$  kowelin stanowi od 15 do 20% wszystkich kruszców.

Galena jako najlepiej flotujący ze wszystkich tu analizowanych kruszców prawie w całości przechodzi do produktu pianowego. Można powiedzieć, że jej flotacja jest prawie niezależna od stosowanych zmian warunków procesu. Jedynie brak dostatecznego uwolnienia może powodować jej obecność w odpadzie.

Tabela 41. Wyniki analizy mineralogicznej produktów wzbogacania przy ilości 60 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>

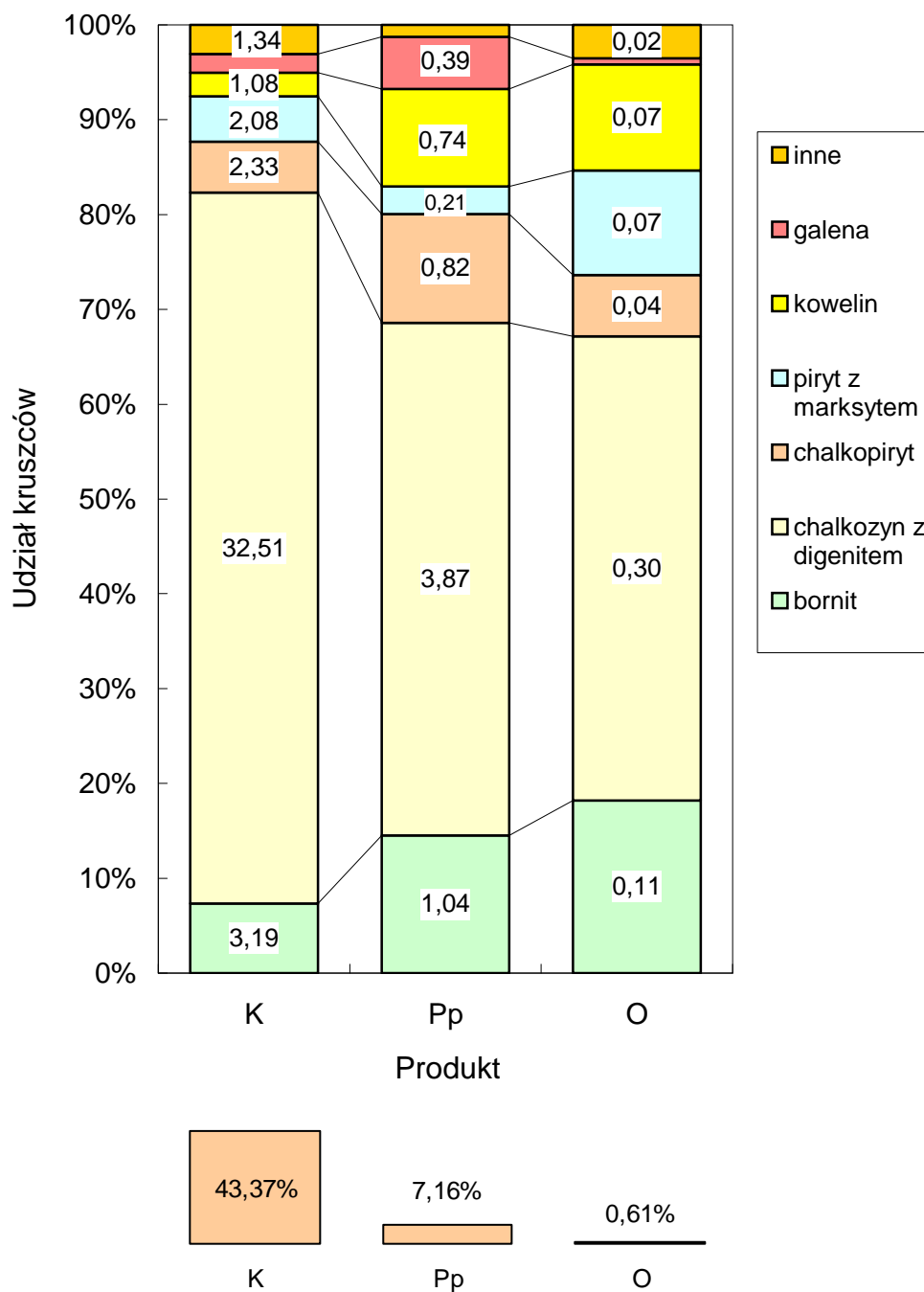
Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryty, %		Piryty+markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	2,76	29,92	39,55	43,37	37,06	3,19	22,02	32,51	45,47	2,33	23,39	2,08	37,36	1,08	12,26	0,85	20,65	1,34	50,77
<b>Pp</b>	22,06	4,62	48,72	7,16	48,84	1,04	57,25	3,87	43,23	0,82	65,88	0,21	29,97	0,74	66,74	0,39	76,82	0,09	27,06
<b>O</b>	75,18	0,33	11,73	0,61	14,11	0,11	20,74	0,30	11,30	0,04	10,74	0,07	32,67	0,07	21,00	0,00	2,52	0,02	22,17
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,09</b>	<b>100,00</b>	<b>3,23</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,98</b>	<b>100,00</b>	<b>0,27</b>	<b>100,00</b>	<b>0,15</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

Tabela 42. Wyniki analizy mineralogicznej produktów wzbogacania przy ilości 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryty, %		Piryty+markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	1,76	21,88	30,52	78,21	1,35	24,64	1,47	48,34	0,82	16,88	1,13	50,54	0,95	65,01
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	1,37	68,56	1,23	12,65	0,91	66,34	0,04	4,84	0,73	60,41	0,24	43,90	0,12	31,97
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	0,05	9,56	0,24	9,13	0,03	9,02	0,10	46,82	0,07	22,71	0,01	5,56	0,00	3,02
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,08</b>	<b>100,00</b>	<b>3,22</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,96</b>	<b>100,00</b>	<b>0,28</b>	<b>100,00</b>	<b>0,15</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

Tabela 43. Wyniki analizy mineralogicznej produktów wzbogacania przy ilości 110 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza, obrotach wirnika 670 min<sup>-1</sup>

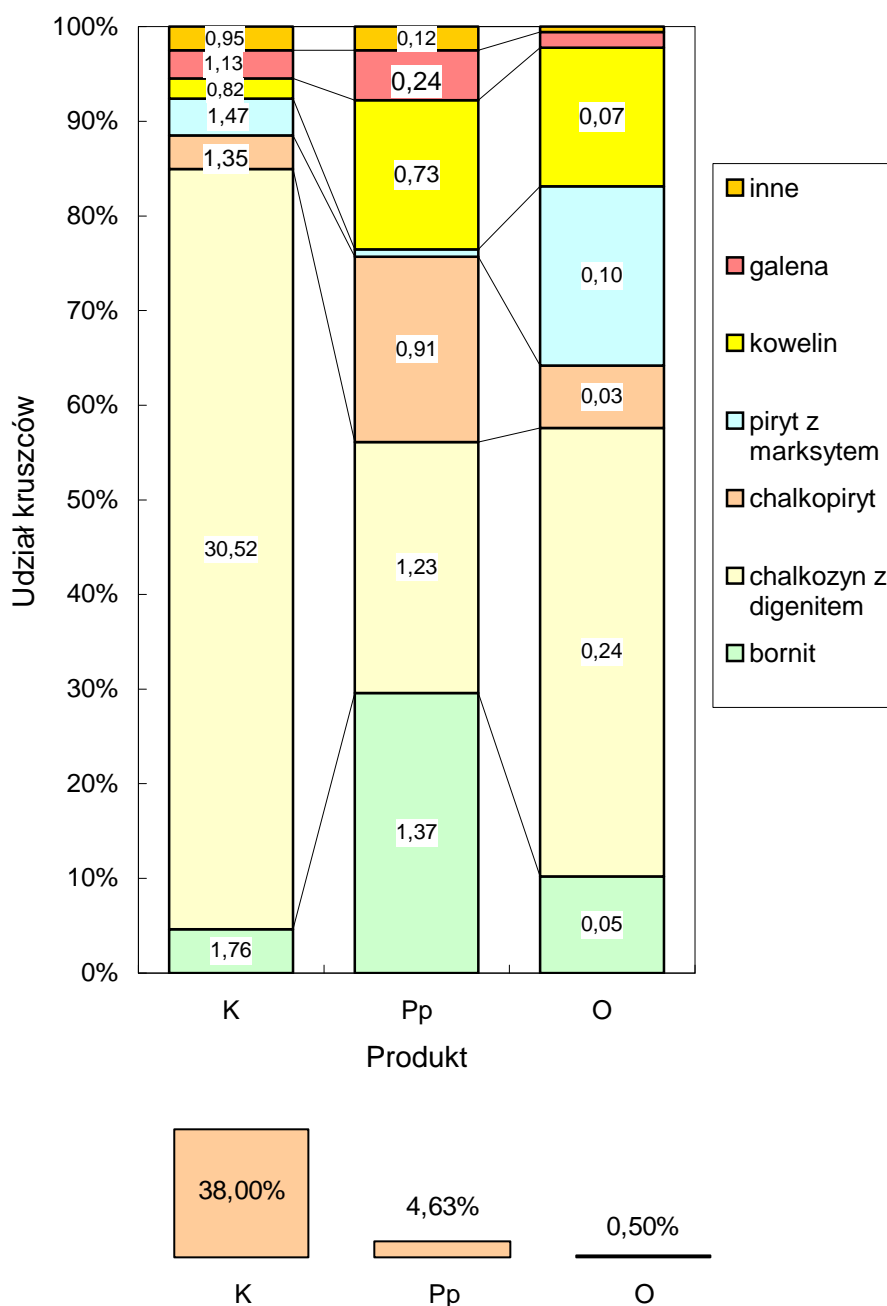
Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn+digenit, %		Chalkopiryty, %		Piryty+markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	5,40	25,99	67,82	37,33	62,94	2,44	33,25	28,85	80,18	2,12	42,10	1,61	52,76	0,72	16,27	0,82	39,52	0,75	55,87
<b>Pp</b>	21,03	2,21	22,51	3,65	24,00	0,89	47,19	1,19	12,94	0,63	48,44	0,00	0,00	0,55	48,16	0,32	59,76	0,07	21,33
<b>O</b>	73,57	0,27	9,67	0,57	13,06	0,11	19,56	0,18	6,88	0,03	9,47	0,11	47,24	0,12	35,57	0,00	0,72	0,02	22,80
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,07</b>	<b>100,00</b>	<b>3,20</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,94</b>	<b>100,00</b>	<b>0,27</b>	<b>100,00</b>	<b>0,17</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	



Rys. 73. Rozkład kruszców w produktach flotacji przy podawaniu ilości  $60 \text{ dm}^3/\text{h}$  powietrza, obrotach  $670 \text{ min}^{-1}$ . Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi  $43,37\%$  w półprodukcie  $7,16\%$ , a w odpadzie  $0,61\%$  (tabela 41)

Piryt najlepiej flotuje przy najniższym napowietrzeniu zawiesiny flotacyjnej, a każde zwiększenie ilości powietrza pogarsza tylko jego flotację. Również z rys. 101 widać, że w odpadzie piryt głównie występuje w najdrobniejszej klasie ziarnowej  $<0,010 \text{ mm}$ . Można spekulować, że słaba flotacja pirytu może być spowodowane wzrostem ilości dostarczanego

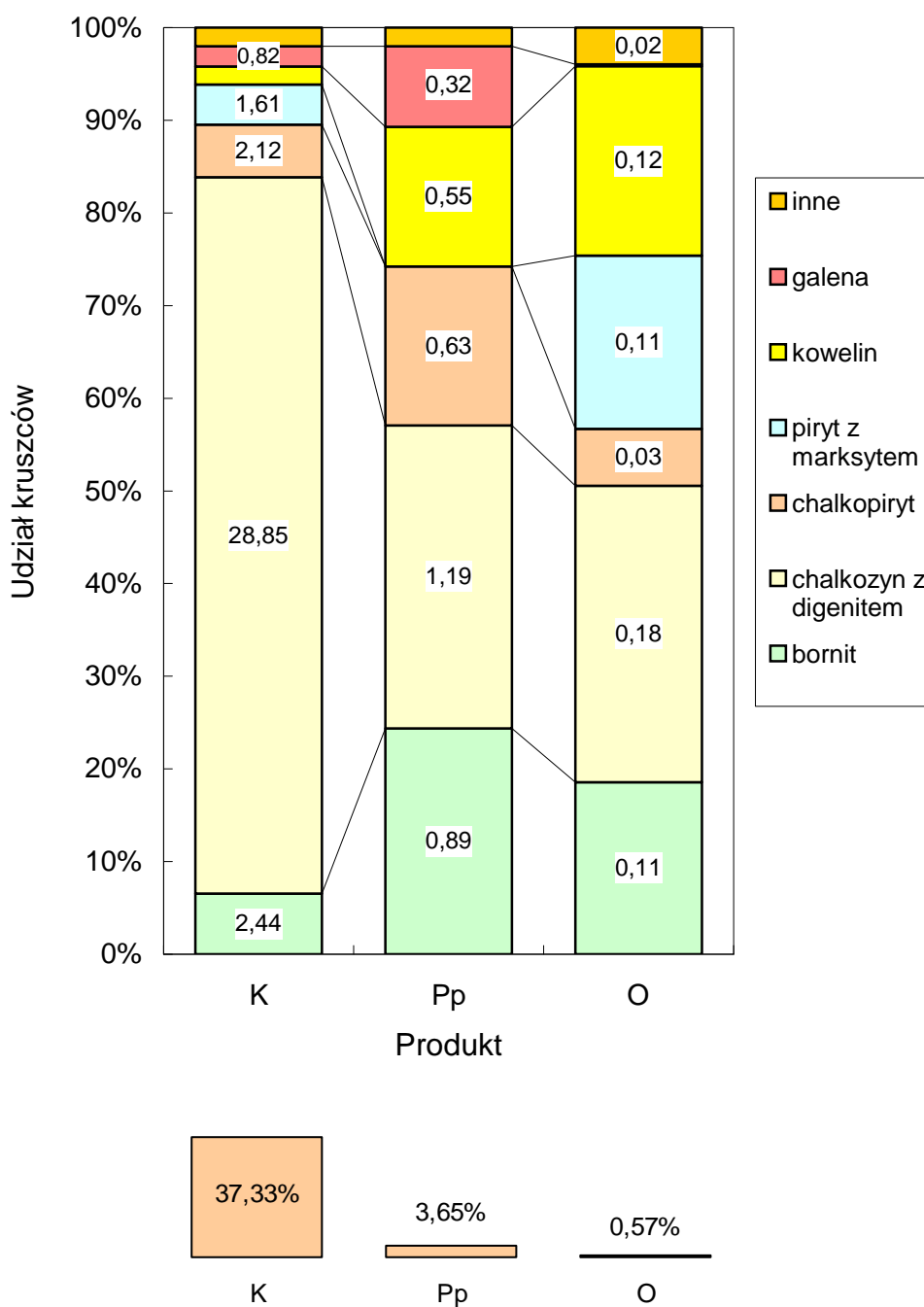
tlenu do układu i szybkiego utleniania się bardzo drobnych ziaren pirytu, co sugerują badania Arbitera (1979).



Rys. 74. Rozkład kruszców w produktach flotacji przy podawaniu ilości  $80 \text{ dm}^3/\text{h}$  powietrza, obrotach  $670 \text{ min}^{-1}$ . Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi  $38,00\%$  w półprodukcie  $4,63\%$ , a w odpadzie  $0,50\%$  (tabela 42)

Z przedstawionych rezultatów wynika, że najlepsze, choć niewiele lepsze wyniki flotacji zawiesiny o nadawy uziarnieniu  $90\%$  klasy  $<0,025 \text{ mm}$  przy obrotach wirnika  $670 \text{ min}^{-1}$  otrzymano przy średnim zastosowanym napowietrzeniu tej zawiesiny. Największe

z zastosowanych napowietrzeń zawiesiny powoduje obniżenie selektywności procesu i flotowalności



Rys. 75. Rozkład kruszców w produktach flotacji przy podawaniu ilości 110 dm<sup>3</sup>/h powietrza, obrotach 670 min<sup>-1</sup>. Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi 37,33% w półprodukcie 3,65%, a w odpadzie 0,57% (tabela 43)

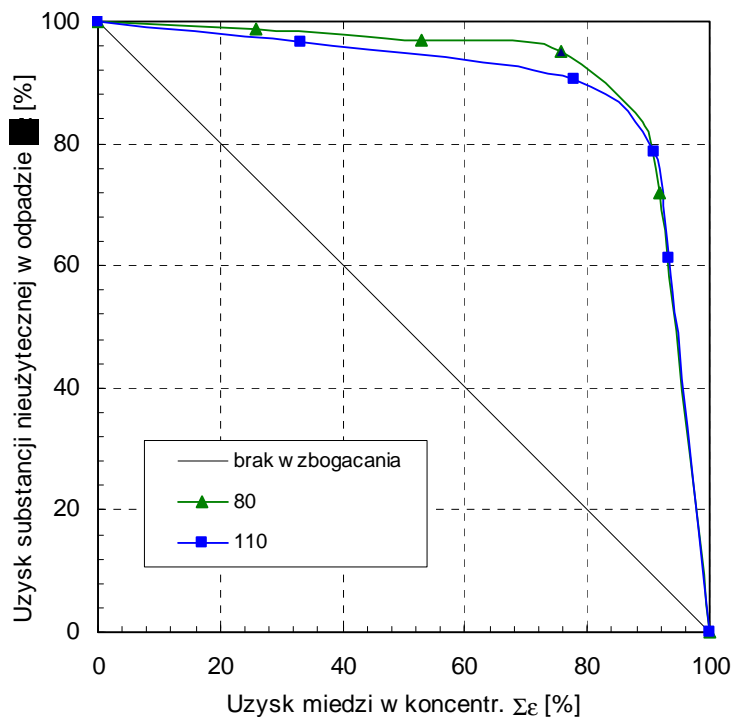
Druga seria eksperymentów flotacji z różną ilością podawanego powietrza prowadzona była przy obrotach wirnika maszyny wynoszących  $790 \text{ min}^{-1}$  i średnim oraz maksymalnym napowietrzeniu zawiesiny:  $80$  i  $110 \text{ dm}^3/\text{h}$ .

### Wyniki eksperymentów flotacyjnych

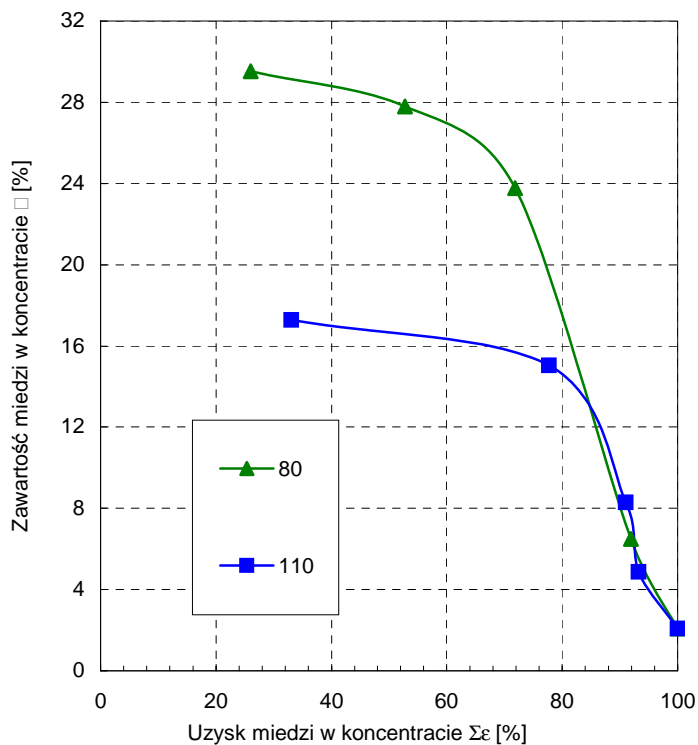
Wyniki analiz chemicznych z eksperymentów flotacyjnych zawarte w tabeli 44 oraz pokazane na rys. 76 i 77 wskazują na wyraźny wzrost uzysku z jednoczesnym spadkiem selektywności spowodowanym zwiększeniem napowietrzenia zawiesiny. Wzrost uzysku o 1,35% jest opłacony ponad 12% spadkiem zawartości miedzi w koncentracie oznaczonym jako K1. W zastosowanych warunkach hydrodynamicznych ten efekt jest wyraźnie widoczny, co zapewne wynika z faktu, że przy większej ilości podawanego powietrza wymagane są wyższe obroty wirnika.

Tabela 44. Wyniki flotacji prowadzonych przy dwóch przy dwóch ilościach powietrza  $80 \text{ dm}^3/\text{h}$  i  $110 \text{ dm}^3/\text{h}$  oraz stałej prędkościach wirnika  $790 \text{ obr} \cdot \text{min}^{-1}$

Produkt flotacji	Ilość powietrza, $\text{dm}^3/\text{h}$											
	80						110					
	$\gamma_x$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{\text{Cu}}$ , %	$\beta_{\text{Cu}}$ , %	$\epsilon_{\text{Cu}}$ , %	$\Sigma\epsilon_{\text{Cu}}$ , %	$\gamma_x$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{\text{Cu}}$ , %	$\beta_{\text{Cu}}$ , %	$\epsilon_{\text{Cu}}$ , %	$\Sigma\epsilon_{\text{Cu}}$ , %
<b>K1</b>	1,83	1,83	29,53	29,53	25,99	25,99	3,98	3,98	17,28	17,28	33,03	33,03
<b>K2</b>	2,12	3,95	26,31	27,80	26,76	52,75	6,76	10,74	13,74	15,05	44,67	77,7
<b>K3</b>	2,34	6,29	16,99	23,78	19,06	71,81	12,10	22,84	2,29	8,29	13,34	91,04
<b>K4</b>	23,22	29,52	1,80	6,49	20,09	91,9	17,00	39,84	0,27	4,87	2,22	93,26
<b>Odpad</b>	70,48	100,00	0,24	2,08	8,10	100,00	60,17	100,00	0,23	2,08	6,75	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,08		100,00		100,00		2,08		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08						2,08			



Rys. 76. Krzywe wzbogacania w uzysk miedzi w koncentracie – uzysk części nieużytecznej w odpadach dla dwóch poziomów ilości podawanego powietrza 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h. Testy prowadzone przy stałych obrotach wirnika 790 obr · min<sup>-1</sup>



Rys. 77. Krzywe wzbogacania w układzie zawartość miedzi w koncentracie – uzysk miedzi w koncentracie dla dwóch ilości powietrza 80 i 110 dm<sup>3</sup>/h. Testy prowadzone przy oraz stałej prędkości wirnika 790 obr · min<sup>-1</sup>

#### 4.2.4. Wpływ ilości zbieracza na wyniki flotacji

W tabeli 45 zebrano bilanse eksperymentów flotacyjnych wykonanych przy trzech poziomach zużycia zbieracza. Bilanse miedzi zestawione w tej tabeli wskazują, że w zastosowanych warunkach odczynnikowych wzbogacalność miedzi poprawi się ze zwiększeniem dawki zbieracza z 70 g/Mg do 100 g/Mg rudy, ale spada przy dalszym zwiększaniu tej dawki do 150g/Mg, dając przy tej dawce najslabsze wyniki spośród wszystkich badanych w tej pracy warunków. Potwierdzają to również krzywe wzbogacalności tego metalu przedstawione na rys. 78 i rys. 79. Stąd też dalszym analizom mineralogicznym i badaniu rozkładu zawartości Cu w poszczególnych klasach ziarnowych poddano tylko produkty otrzymane dla pierwszych dwóch dawek odczynnika, gdzie wystąpiła tendencja rosnąca we wzbogacaniu miedzi.

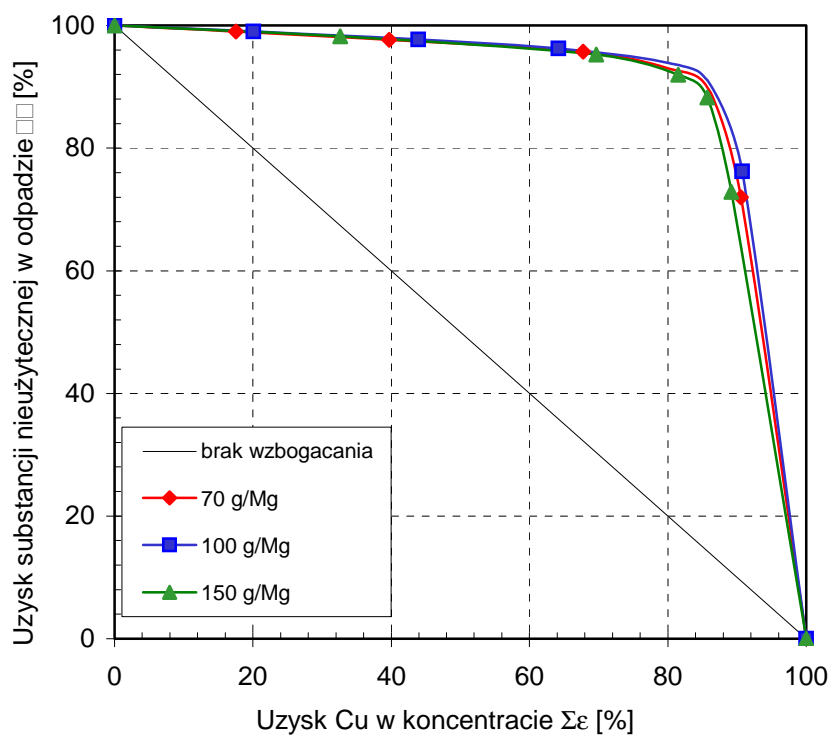
Jeśli taki przebieg procesu przy dawce 150 g/Mg zbieracza nie jest przypadkiem, to wytłumaczenia można doszukiwać się w następującym rozumieniu. Zbyt duża ilość kolektora może powodować jego adsorpcje na powierzchni minerałów nieużytecznych. Zjawisko to może mieć miejsce szczególnie we flotacji ziaren drobnych. Ma ono również największe konsekwencje w przypadku flotacji ziaren drobnych. Gdyż to tu głównym mechanizmem transportu do produktu pianowego może być wyniesienie mechaniczne.

Składy ziarnowe z eksperymentów flotacyjnych zebrane w tabeli 46 wskazują, że wzrost ilości ksantogenianu może przyczyniać się do zwiększenia wychódu najdrobniejszej klasy <0,025 mm w odpadzie. W tej klasie ziarnowej występują największe straty miedzi w odpadzie, które jednak w nieznacznym stopniu po zwiększeniu dawki odczynnika z 70 do 100 g/Mg wykazują wyraźną tendencję spadkową. Niezależnie od zastosowanej dawki, najbogatsze w miedź są odpady z najgrubszej klasy ziarnowej. Przedstawione bilanse wskazują, że ze zwiększeniem dawki zbieracza w określonych granicach może mieć korzystny wpływ na skuteczność flotacji ziaren bardzo drobnych, a zatem wpływa na mniejsze ich straty w odpadach.

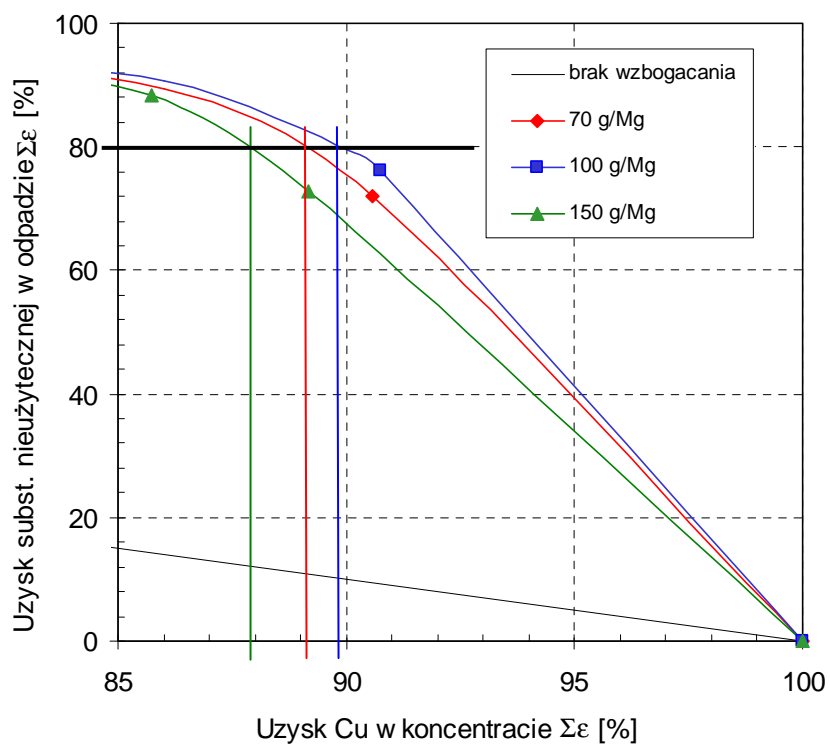


Tabela 45. Wyniki flotacji nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm. Testy prowadzono dla trzech dawek ksantogenianu 70, 100 i 150 g/Mg, przy obrotach wirnika 670 min<sup>-1</sup> i ilości powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h

Produkt flotacji	Ilość zbieracza, g/Mg rudy																	
	70						100						150					
	$\gamma, \%$	$\Sigma\gamma, \%$	$\lambda_{Cu}, \%$	$\beta_{Cu}, \%$	$\epsilon_{Cu}, \%$	$\Sigma\epsilon_{Cu}, \%$	$\gamma, \%$	$\Sigma\gamma, \%$	$\lambda_{Cu}, \%$	$\beta_{Cu}, \%$	$\epsilon_{Cu}, \%$	$\Sigma\epsilon_{Cu}, \%$	$\gamma, \%$	$\Sigma\gamma, \%$	$\lambda_{Cu}, \%$	$\beta_{Cu}, \%$	$\epsilon_{Cu}, \%$	$\Sigma\epsilon_{Cu}, \%$
<b>K1</b>	1,35	1,35	26,90	26,90	17,54	17,54	1,41	1,41	29,58	29,58	20,05	20,05	2,43	2,43	27,91	27,91	32,59	32,59
<b>K2</b>	1,79	3,14	25,73	26,23	22,16	39,7	1,75	3,16	28,42	28,94	23,85	43,9	3,69	6,12	20,89	23,67	37,09	69,68
<b>K3</b>	2,46	5,6	23,71	25,13	28,05	67,75	1,86	5,02	22,64	26,6	20,28	64,18	3,46	9,58	7,12	17,70	11,84	81,52
<b>K4</b>	23,70	29,3	2,00	6,42	22,83	90,58	20,14	25,16	2,74	7,5	26,56	90,74	3,68	13,26	2,38	13,45	4,21	85,73
<b>K5</b>													15,18	28,44	0,47	6,22	3,45	89,18
<b>Odpad</b>	70,70	100,00	0,28	2,08	9,43	100,00	74,84	100,00	0,26	2,08	9,25	100,00	71,57	100,00	0,31	2,08	10,83	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,08		100,00		100,00		2,08		100,00		100,00		2,08		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08						2,08						2,08			



Rys. 78. Porównanie wpływu trzech ilości zbieracza 70, 100 i 150 g/Mg na wyniki flotacji. Krzywa wzbogacania w układzie uzysk miedzi w koncentracji – uzysk części nieużytecznej w odpadach



Rys. 79. Fragment wykresu z rys. 78 pozwalający ocenić różnice w efektach wzbogacania w odpadach dla trzech ilości zbieracza 70, 100 i 150 g/Mg

70 g/Mg	$\varepsilon=89,1\%$	$\beta=8,0\%$	$\gamma=23,3\%$ ,
100 g/Mg	$\varepsilon=89,8\%$	$\beta=8,0\%$	$\gamma=23,3\%$ ,
150 g/Mg	$\varepsilon=87,8\%$	$\beta=7,9\%$	$\gamma=23,2\%$ ,

przy:  $\alpha=2,08\%$ ,  $\varepsilon_r=80,0\%$

$\varepsilon$  – uzysk miedzi w koncentracie,  $\varepsilon_r$  – uzysk substancji nieużytecznej w odpadzie

Tabela 46. Bilans eksperymentów przy trzech poziomach zużycia zbieracza wraz z bilansem w klasach ziarnowych produktów przy nadawie zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm, przy obrotach wirnika 670 min<sup>-1</sup> i ilości powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h

Produkt	Ilość zbieracza, g/Mg rudy																
	Klasa ziarnowa, mm	70					100					150					
		$\gamma_w$ prod., %	$\gamma_{rzecz.}$ %	$\lambda_{Cu}$ %	$\varepsilon_{Cu}$ %	$\varepsilon_{Cu}$ rzecz., %	$\gamma_w$ prod., %	$\gamma_{rzecz.}$ %	$\lambda_{Cu}$ %	$\varepsilon_{Cu}$ %	$\varepsilon_{Cu}$ rzecz., %	$\gamma_w$ prod., %	$\gamma_{rzecz.}$ %	$\lambda_{Cu}$ %			$\varepsilon_{Cu}$ rzecz., %
K	>0,040	2,73	0,15	42,10	4,57	3,20	3,22	0,16	45,41	5,49	3,53	3,26	0,20	23,67	69,67		
	0,025 - 0,040	15,24	0,70	29,60	17,95	10,10	7,00	0,35	46,35	12,20	7,83	5,22	0,32				
	<0,025	82,03	4,75	23,73	77,47	54,44	89,78	4,51	24,39	82,31	52,84	91,53	5,60				
Koncentrat z bilansu		100,00	5,60	25,13	100,00	67,74	100,00	5,02	26,60	100,00	64,19	100,00	6,12				
Koncentrat oznaczony			5,60	25,13				5,02					6,12				
Pp	>0,040	3,82	0,91	3,51	6,71	1,53	2,29	0,46	2,07		0,46	2,54	0,57	1,82	19,49		
	0,025 - 0,040	4,56	1,08	14,96	34,09	7,78	5,42	1,09	6,12	1,73	3,21	3,93	0,88				
	<0,025	91,62	21,71	1,29	59,20	13,52	92,29	18,59	2,56	12,09	22,89	93,54	20,87				
Półprodukt z bilansu		100,00	23,70	2,00	100,00	22,83	100,00	20,14	2,74	86,18	26,56	100,00	22,31				
Półprodukt oznaczony			23,70	2,00				20,14		100,00			22,31				
O	>0,040	4,47	3,16	0,67	10,79	1,02	5,74	4,30	1,72	38,37	3,55	3,88	2,78	0,31	10,83		
	0,025 - 0,040	10,75	7,60	0,38	14,74	1,39	9,50	7,11	0,44	16,19	1,50	7,24	5,18				
	<0,025	84,78	59,94	0,24	74,47	7,02	84,76	63,43	0,14	45,44	4,21	88,87	63,60				
Odpad z bilansu		100,00	70,70	0,28	100,00	9,43	100,00	74,84	0,26	100,00	9,25	100,00	71,57	2,08	100,00		
Odpad oznaczony			70,70	0,28				74,84	0,26				71,57	2,08			
Nadawa z bilansu			100,00	2,08		100,00		100,00	2,08	100,00	100,00		100,00	2,08			
Nadawa oznaczona			100,00	2,08				100,00	2,08				100,00	2,08			

Wyniki badań mineralogicznych produktów flotacji przy dwóch poziomach dawki zbieracza 70 i 100 g/Mg zestawiono w tabelach 47 – 50. Jak widać z tabeli 47 i 48 stosunek ilości wolnych kruszców do ogólnej ilości kruszców w produktach otrzymanych we flotacji z najmniejszą dawką zbieracza jest nieznacznie mniejszy od od podobnego stosunku

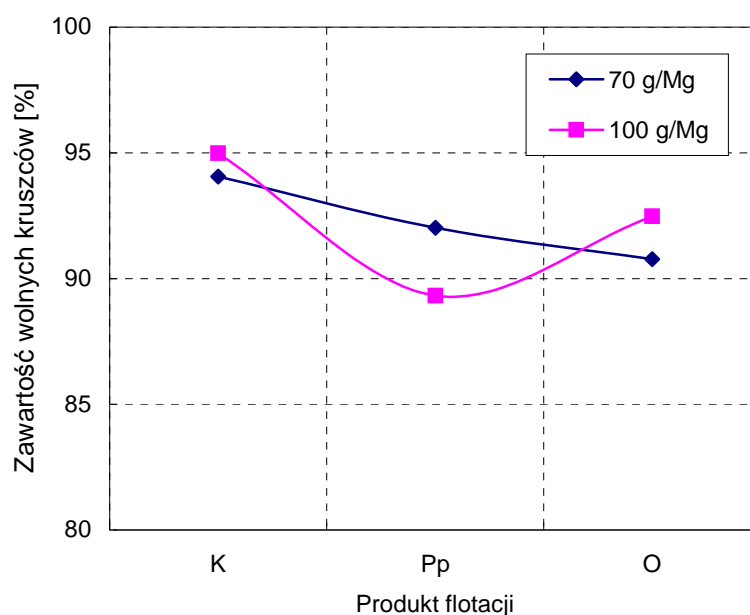
obliczonego przy zastosowaniu większej dawki ksantogenu 100 g/Mg. Zakładając, że różnice te, choć niewielkie są jednak istotne, można to wytłumaczyć tym, że w pełni uwolnione ziarna szybciej i w większej ilości flotują przy większej dawce zbieracza jak to stwierdzili Thorne i in. (1976).

Tabela 47. Wyniki analizy uwolnienia po flotacji z użyciem 70 g/Mg ksantogenu

Produkt	$\gamma$ , %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda_{WK}$	$\lambda_{rzecz.}$	$\epsilon$	$\lambda_{ZK}$	$\lambda_{rzecz.}$	$\epsilon$
<b>K</b>	5,60	25,13	67,74	33,48	58,77	94,05	31,49	59,41	5,95	1,99	50,23
<b>Pp</b>	23,70	2,00	22,83	3,68	27,38	92,02	3,39	27,08	7,98	0,29	31,39
<b>O</b>	70,70	0,28	9,43	0,63	13,85	90,77	0,57	13,51	9,23	0,06	18,37
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,08	100,00	3,19	100,00	93,04	2,97	100,00	6,96	0,22	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	

Tabela 48. Wyniki analizy uwolnienia po wzbogacaniu z użyciem 100 g/Mg ksantogenu

Produkt	$\gamma$ , %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
		$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda$	$\epsilon$	$\lambda_{WK}$	$\lambda_{rzecz.}$	$\epsilon$	$\lambda_{ZK}$	$\lambda_{rzecz.}$	$\epsilon$
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	94,99	36,10	60,49	5,01	1,90	42,75
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	89,32	4,14	27,85	10,68	0,49	44,56
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	92,48	0,47	11,66	7,52	0,03	12,69
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00	2,08	100,00	3,22	100,00	93,05	2,99	100,00	6,95	0,23	100,00
<b>Nadawa oznaczona</b>		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	



Rys. 80. Rozkład wolnych kruszców w poszczególnych produktach flotacji prowadzonej w obecności ksantogenu 70 g/Mg i 100 g/Mg rudy

Jednoznacznie można stwierdzić, że ze zwiększeniem dawki zbieracza wzrasta ilość przechodzących do koncentratu kruszców ogólnych (całkowitej ich ilości). Podsumowując zestawione w tabelach 47 i 48 analizy uwolnienia należy stwierdzić, że przy zastosowanych dawkach odczynnika zbierającego, w przypadku wyższej dawki do produktu pianowego trafia nieco więcej wolnych ziaren niż ma to miejsce przy dawce mniejszej. Jednak różnice te nie są zbyt duże. Dodatkowo różne wychody – np. większe koncentratu przy niższej zawartości składnika użytecznego zmniejszają szanse na jednoznaczne wnioski.

#### Bilans kruszców

Bilans kruszców lepiej pokazuje różnice flotowalności przy różnych poziomach dawki zbieracza, niż poprzednio omówione bilanse. W tabelach 49 i 50 zestawiono wyniki badań mikroskopowych produktów otrzymanych podczas eksperymentów flotacyjnych prowadzonych dla zmiennej ilości odczynnika zbierającego. Na podstawie bilansów kruszców zawartych w tabelach sporządzono wykresy rozkładu kruszców w produktach flotacji, pokazane na rys. 81 i 82.

Jak widać z tch rysunków udział procentowy poszczególnych kruszców w produktach zmienia się wyraźnie zależnie od ilości kolektora. Przy większej dawce odczynnika wynoszącej 100 g/Mg zdecydowanie wzrasta zawartość chalkozynu w koncentracie, który jest dominującym minerałem miedzi w nadawie. Skuteczna flotacja i przejście większej ilości chalkozynu do koncentratu ustąpiła miejsca pozostałym analizowanym, minerałom miedzi w półprodukcie. Stąd przy wzroście dawki zbieracza zdecydowanie rośnie w nim udział zarówno bornitu, jak i chalkopirytu. Oba te kruszce mają zbliżony, bardzo wysoki stopień

Tabela 49. Wyniki analizy mineralogicznej po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg rudy, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn +digenit, %		Chalkopiryty, %		Piryty+markasyty, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	5,60	25,13	67,74	33,48	58,77	3,48	50,01	22,79	65,12	2,67	55,35	1,03	38,47	1,57	36,67	1,35	68,77	0,58	46,64
<b>Pp</b>	23,70	2,00	22,83	3,68	27,38	0,47	28,38	2,25	27,16	0,29	25,69	0,17	26,16	0,28	27,93	0,14	29,42	0,09	31,88
<b>O</b>	70,70	0,28	9,43	0,63	13,85	0,12	21,60	0,21	7,72	0,07	18,97	0,08	35,37	0,12	35,40	0,00	1,82	0,02	21,48
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,08</b>	<b>100,00</b>	<b>3,19</b>	<b>100,00</b>	<b>0,39</b>	<b>100,00</b>	<b>1,96</b>	<b>100,00</b>	<b>0,27</b>	<b>100,00</b>	<b>0,15</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

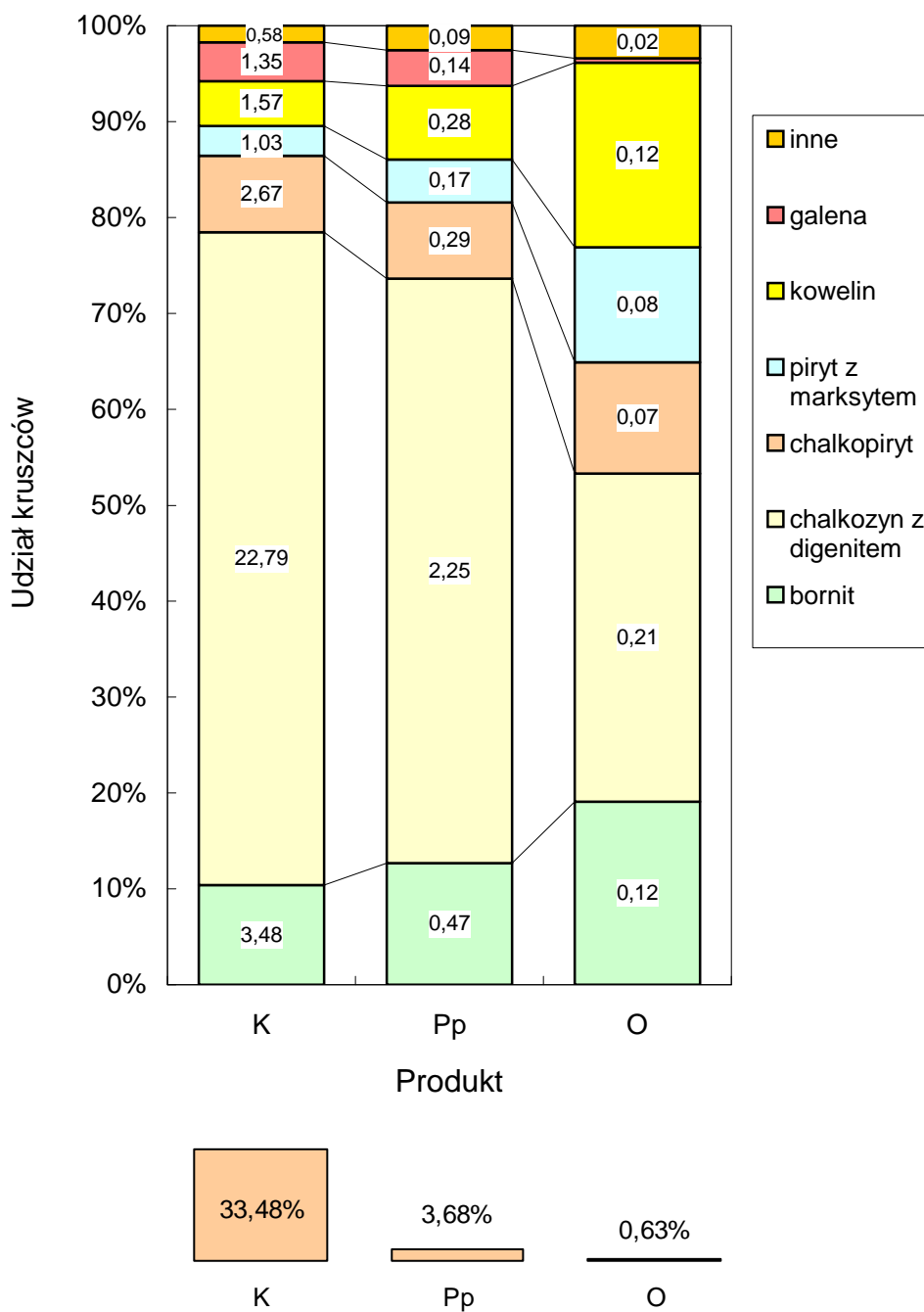
Tabela 50. Wyniki analizy mineralogicznej po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 100 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn +digenit, %		Chalkopiryt, %		Piryt+ markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	5,02	26,60	64,19	38,00	59,26	1,76	21,88	30,52	78,21	1,35	24,64	1,47	48,34	0,82	16,88	1,13	50,54	0,95	65,01
<b>Pp</b>	20,14	2,74	26,56	4,63	29,01	1,37	68,56	1,23	12,65	0,91	66,34	0,04	4,84	0,73	60,41	0,24	43,90	0,12	31,97
<b>O</b>	74,84	0,26	9,25	0,50	11,73	0,05	9,56	0,24	9,13	0,03	9,02	0,10	46,82	0,07	22,71	0,01	5,56	0,00	3,02
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,08</b>	<b>100,00</b>	<b>3,22</b>	<b>100,00</b>	<b>0,40</b>	<b>100,00</b>	<b>1,96</b>	<b>100,00</b>	<b>0,28</b>	<b>100,00</b>	<b>0,15</b>	<b>100,00</b>	<b>0,24</b>	<b>100,00</b>	<b>0,11</b>	<b>100,00</b>	<b>0,07</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

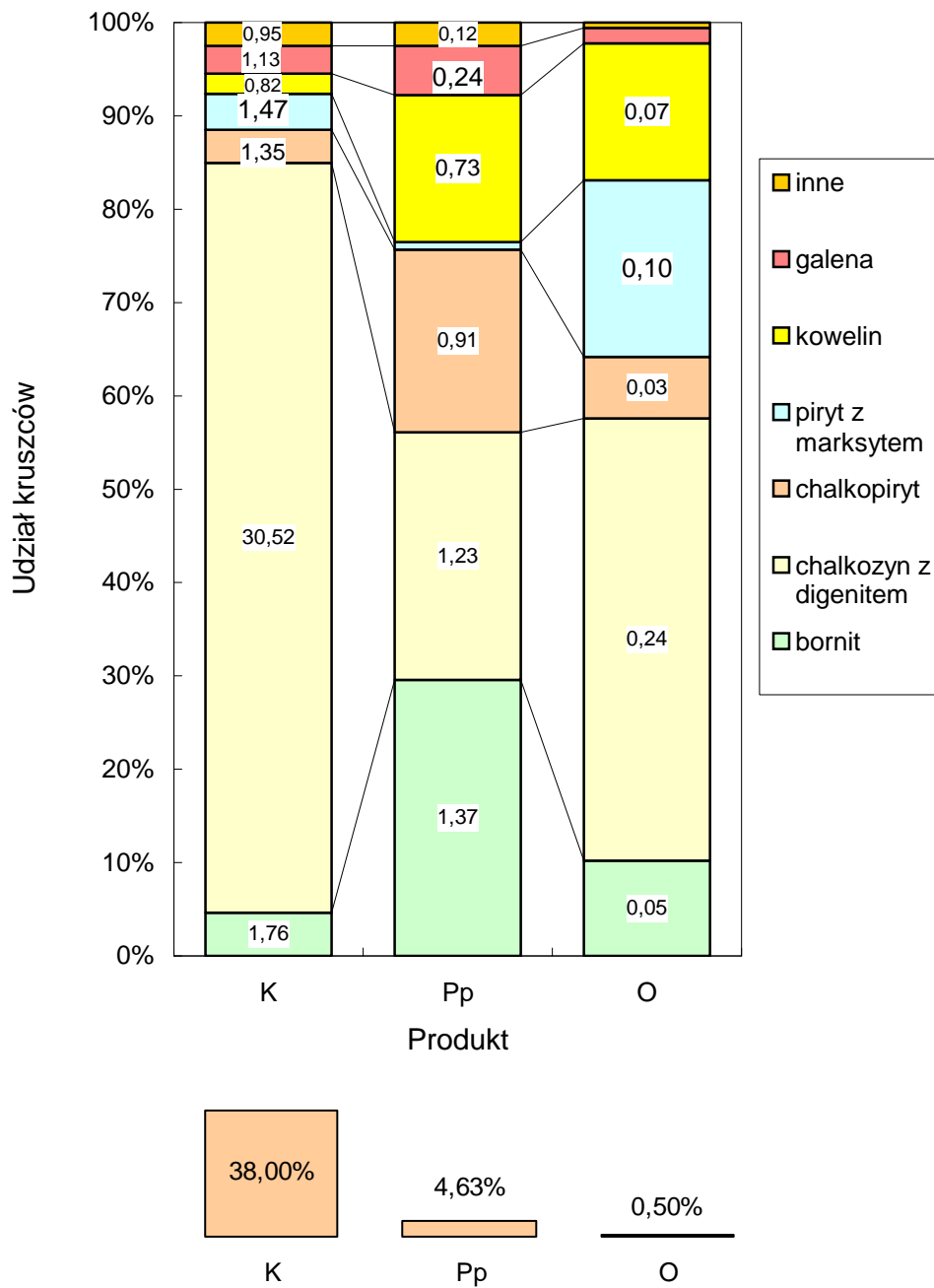
uwolnienia w nadawie oraz zbliżoną w niej zawartość. Jak to pokazano w rozdziale 4.2.5., straty chalkopiryty w odpadzie występują głównie w klasie <0,010 mm.

Analizy rozkładu kruszców w opisywanej tu serii eksperymentów wskazują na istnienie różnic w zachowaniu się poszczególnych kruszców przy różnych dawkach zbieracza. Po naniesieniu danych dla poszczególnych kruszców na wykres w układzie γ-ε można stwierdzić, że przy wyższej dawce odczynnika zbierającego wszystkie analizowane kruszce przechodzą do koncentratów z wyższym uzyskiem. Zatem w większej ilości niż przy mniejszej dawce. Wyjątkiem wydaje się być galena, która w obu analizowanych przypadkach, identycznie i niezależnie od zastosowanej w tym przypadku dawki zbieracza niemal w całości przechodzi do produktu pianowego. W przypadku chalkozynu, niewątpliwie skuteczniejsza jest flotacja z większą ilością odczynnika zbierającego, jednak możliwe jest także, że w obu przypadkach skuteczność flotacji jest identyczna, bo wyniki z obu eksperymentów mogą leżeć na jednej krzywej.

Analizując przebieg flotowalności poszczególnych klas ziarnowych przy zastosowanych trzech dawkach zbieracza, można zauważyć znaczny rozrzut wyników. W klasie ziarnowej <0,025 mm, różnice w sumarycznym rzeczywistym uzysku miedzi przy dawkach zbieracza 70 i 100 g/Mg sięgają prawie 5%. Stąd też, trudne jest jednoznaczne określenie wpływu zbieracza na flotację ziaren drobnych.



Rys. 81. Rozkład kruszców w poszczególnych produktach dla nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm po flotacji prowadzonej w obecności ksantogenianu 70 g/Mg rudy, Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi 33,48% w półprodukcie 3,68%, a w odpadzie 0,63% (tabela 49)



Rys. 82. Rozkład kruszców w poszczególnych produktach dla nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm po flotacji prowadzonej w obecności ksantogenianu 100 g/Mg rudy. Całkowita zawartość kruszców w koncentracie wynosi 38,00% w półprodukcie 4,63%, a w odpadzie 0,50% (tabela 50)



#### 4.2.5. Ocena wyników flotacji w świetle analizy produktów na mikrositach

Produkty jednego z eksperymentów opisanych w poprzednim rozdziale 4.2.4., poddano dodatkowym analizom sitowym z użyciem mikrosit o wielkości oczek 0,005; 0,010 i 0,015 mm. Celem tych analiz, była szczegółowa ocena zachowania się ziaren dotychczas omawianych ogólnie jako ziarna o rozmiarach <0,025 mm i standardowo opisywanych w poprzednich rozdziałach. Analiza produktów flotacji badanej rudy w tak drobnych, rzeczywistych klasach ziarnowych nie była dotychczas przez nikogo wykonywana. Do tej analizy wybrano produkty eksperymentu flotacji rudy zmielonej do 90% ziaren <0,025 mm z użyciem 70 g/Mg ksantogenu, przy obrotach wirnika 670 min<sup>-1</sup> i 80 dm<sup>3</sup>/h powietrza podawanego do procesu. Analizowane produkty rozszano na klasy ziarnowe <0,005 mm, 0,005–0,010 mm, 0,010–0,015 mm i 0,015–0,025 mm. W tabeli 51 zestawiono bilans analizowanego eksperymentu według analiz chemicznych. W tabelach 52 i 53 bilanse analiz granulometrycznych połączonych z oznaczeniami zawartości miedzi w poszczególnych klasach ziarnowych. Na podstawie tabel sporządzono krzywe wzbogacania w układzie uzysk miedzi w koncentracji – uzysk części nieużytecznej w odpadach dla każdej klasy ziarnowej pokazane na rys. 83, krzywe rozkładu zawartości miedzi w klasach ziarnowych pokazane na rys. 85 i 86 oraz krzywe wzbogacania w układzie minerałów w koncentracji – uzysk reszty odpadach dla każdej klasy ziarnowej pokazane na rys. 83 i każdego minerału – pokazane na rys. 97 i 98, jak też w każdej klasie ziarnowej – rys. 95 a i b oraz rys. 96 a i b. Na rys. 94 pokazano ogólnie jak wzbogacają się wszystkie badane kruszce. W tabelach 54 i 55

Tabela 51. Wyniki flotacji nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm z użyciem ksantogenu 70g/Mg, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h

Produkt flotacji	Ilość zbieracza, g/Mg rudy					
	70					
	γ, %	Σγ, %	λ <sub>Cu</sub> , %	β <sub>Cu</sub> , %	ε <sub>Cu</sub> , %	Σε <sub>Cu</sub> , %
<b>K1</b>	1,34	1,34	26,92	26,92	17,32	17,32
<b>K2</b>	1,81	3,15	25,74	26,24	22,35	39,67
<b>K3</b>	2,46	5,61	23,74	25,14	28,06	67,73
<b>K4-5</b>	23,70	29,31	2,01	6,42	22,85	90,58
<b>Odpad</b>	70,70	100,00	0,28	2,08	9,42	100,00
<b>Nadawa z bilansu</b>	100,00		2,08		100,00	
<b>Nadawa oznaczona</b>			2,08			

Tabela 52. Wyniki flotacji nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm z użyciem ksantogenianu 70g/Mg, bilans wewnątrz klas ziarnowych

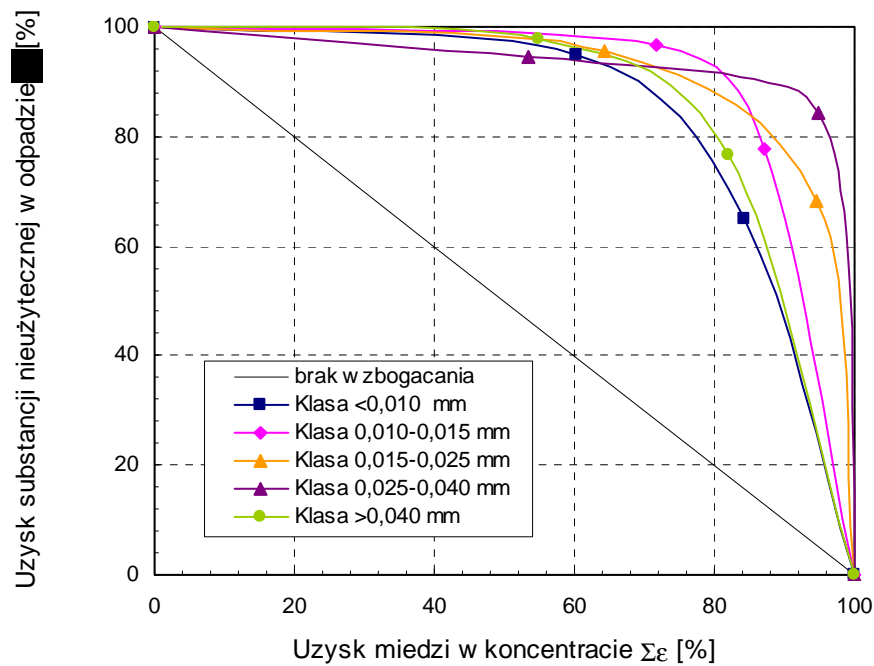
Klasa ziarnowa, mm	Produkt	Rzeczywiste				Rzeczywiste	W klasie ziarnowej		
		$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\lambda_{Cu}$ , %	$\beta_{Cu}$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %	$\gamma$ , %	$\Sigma\gamma$ , %	$\epsilon_{Cu}$ , %
>0,040	K1	0,15	0,15	42,10	42,10	2,80	3,62	3,62	54,88
	Pp	0,91	1,06	3,51	9,09	1,38	21,46	25,08	27,11
	O	3,16	4,22	0,67	2,78	0,92	74,92	100,00	18,01
Klasa >0,040 mm z bilansu		4,22		2,78		5,10	100,00		100,00
0,025-0,040	K1	0,70	0,70	29,60	29,60	9,02	7,47	7,47	53,36
	Pp	1,08	1,78	14,96	20,72	7,03	11,51	18,98	41,56
	O	7,60	9,38	0,26	4,14	0,86	81,02	100,00	5,08
Klasa 0,025-0,040 mm z bilansu		9,38		4,14		16,91	100,00		100,00
0,015-0,025	K1	1,65	1,65	31,28	31,28	22,47	6,35	6,35	64,26
	Pp	7,15	8,80	3,42	8,65	10,63	27,49	33,84	30,39
	O	17,20	26,00	0,25	3,09	1,87	66,16	100,00	5,35
Klasa 0,015-0,025 mm z bilansu		26,00		3,09		34,97	100,00		100,00
0,010-0,015	K1	1,38	1,38	26,24	26,24	15,71	4,44	4,44	71,59
	Pp	5,81	7,19	1,36	6,13	3,44	18,72	23,16	15,66
	O	23,84	31,03	0,27	1,63	2,80	76,84	100,00	12,76
Klasa 0,010-0,015 mm z bilansu		31,03		1,63		21,95	100,00		100,00
<0,010	K1	1,72	1,72	16,93	16,93	12,67	5,86	5,86	60,15
	Pp	8,76	10,48	1,34	3,90	5,11	29,82	35,68	24,24
	O	18,89	29,37	0,40	1,65	3,29	64,32	100,00	15,61
Klasa <0,010 mm z bilansu		29,37		1,65		21,06	100,00		100,00
Nadawa z bilansu		100,00		2,30		100,00			

zestawiono wyniki analizy uwolnienia kruszców, które przedstawiono graficznie na rys. 87. Wyniki bilansu kruszców zestawiono w tabeli 56 i pokazano na rysunkach od 99 do 101. Przebiegi krzywych uzysku produktów pianowych w poszczególnych klasach ziarnowych widoczne na rys. 84 i 85 przyjmują charakterystyczny kształt typowego przebiegu krzywej wzbogacania występujący we flotacji ziaren o mocno zróżnicowanym składzie

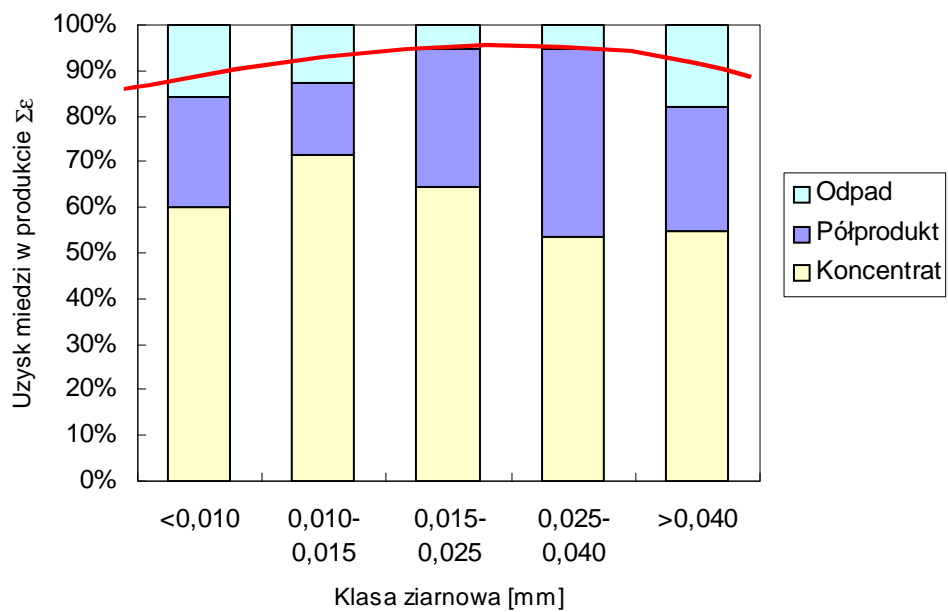
ziarnowym (Trahar i Warren, 1976; Pease i in.; 2004, 2006). W zastosowanych warunkach doświadczeń – pomimo flotacji w wąskich klasach ziarnowych – krzywe wzbogacania przyjmują podobny kształt. Jednak, krytyczne, minimalne wartości związane ze spadkiem wzbogacania, zostały przesunięte z około 0,030 mm, do 0,005–0,010 mm. Natomiast względne rozkłady miedzi w produktach flotacji pokazane na rys. 86 wyraźnie wskazują, że

Tabela 53. Wyniki flotacji nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm z użyciem ksantogenu 70g/Mg, bilans produktów z podziałem na klasy ziarnowe.

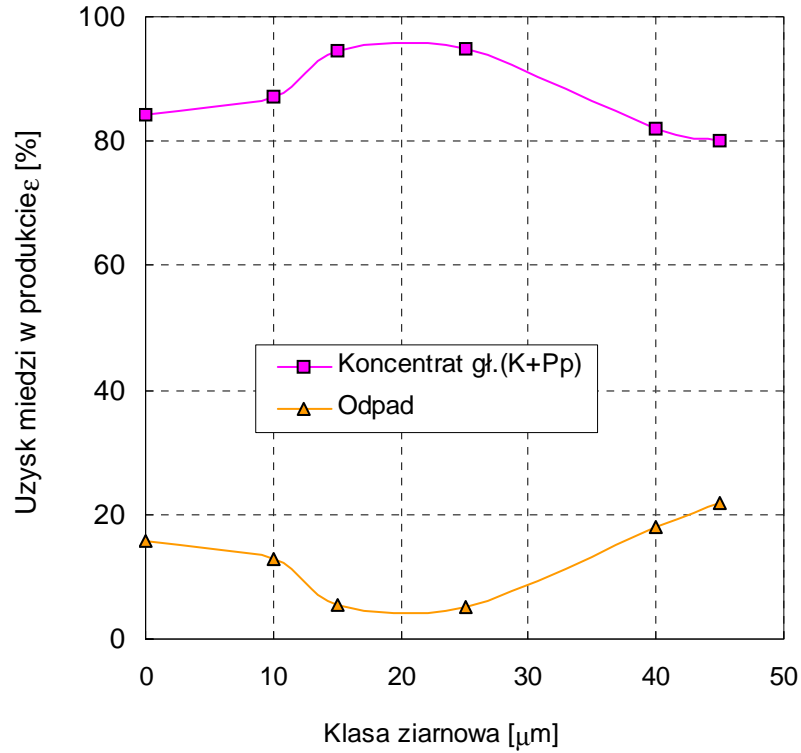
Produkt	Rzeczywiste				Rzeczywiste			W produkcie		
	γ, %	Klasa ziarnowa, mm	γ, %	Σγ, %	λ, %	β, %	ε, %	γ, %	Σγ, %	ε, %
<b>K</b>	5,60	>0,040	0,15	0,15	42,10	42,10	2,80	2,73	2,73	4,47
		0,025-0,040	0,70	0,85	29,60	31,84	9,02	12,51	15,24	14,40
		0,015-0,025	1,65	2,51	31,28	31,47	22,47	29,48	44,72	35,86
		0,010-0,015	1,38	3,88	26,24	29,62	15,71	24,57	69,29	25,07
		0,005-0,010	1,03	4,91	19,30	27,45	8,67	18,43	87,72	13,83
		<0,005	0,69	5,60	13,37	25,72	4,00	12,28	100,00	6,39
Koncentrat z bilansu			5,60		25,72		62,68	100,00		100,00
Koncentrat oznaczony			5,60		25,14		67,73			
<b>Pp</b>	23,70	>0,040	0,91	0,91	3,51	3,51	1,38	3,82	3,82	5,02
		0,025-0,040	1,08	1,99	14,96	9,74	7,03	4,56	8,38	25,48
		0,015-0,025	7,15	9,13	3,42	4,79	10,63	30,15	38,53	38,54
		0,010-0,015	5,81	14,94	1,36	3,46	3,44	24,51	63,04	12,46
		<0,010	8,76	23,70	1,34	2,68	5,11	36,96	100,00	18,51
Półprodukt z bilansu			23,70		2,68		27,58	100,00		100,00
Półprodukt oznaczony			23,70		2,01		22,85			
<b>O</b>	70,70	>0,040	3,16	3,16	0,67	0,67	0,92	4,47	4,47	9,44
		0,025-0,040	7,60	10,76	0,26	0,38	0,86	10,75	15,22	8,83
		0,015-0,025	17,20	27,96	0,25	0,30	1,87	24,33	39,55	19,21
		0,010-0,015	23,84	51,80	0,27	0,29	2,80	33,72	73,27	28,76
		0,005-0,010	11,33	63,13	0,51	0,33	2,50	16,03	89,30	25,65
		<0,005	7,56	70,70	0,24	0,32	0,79	10,70	100,00	8,11
Odpad z bilansu			70,70		0,32		9,74	100,00		100,00
Odpad oznaczony			70,70		0,28		9,42			
Nadawa z bilansu			100,00		2,30		100,00			
Nadawa oznaczona					2,08					



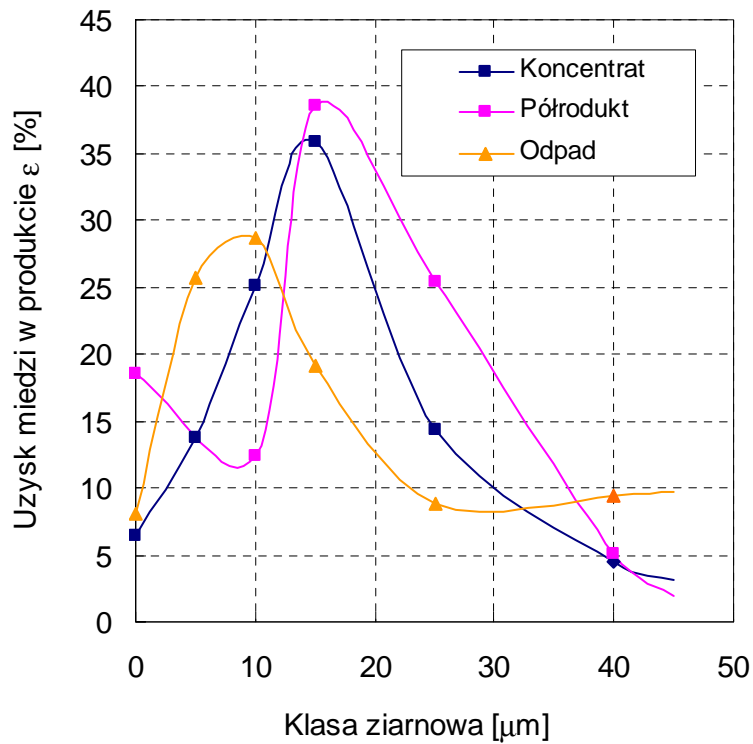
Rys. 83. Krzywe wzbogacania w układzie uzysk miedzi w koncentracie – uzysk części nieużytecznej w odpadach w klasach ziarnowych produktów flotacji



Rys. 84. Rozkład uzysku miedzi w poszczególnych klasach ziarnowych flotowanego produktu dla nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm



Rys. 85. Rozkład miedzi w produktach flotacji (materiał pozostający na sicie), tabela 52



Rys. 86. Względne rozkłady miedzi w produktach flotacji (materiał pozostający na sicie), tabela 53

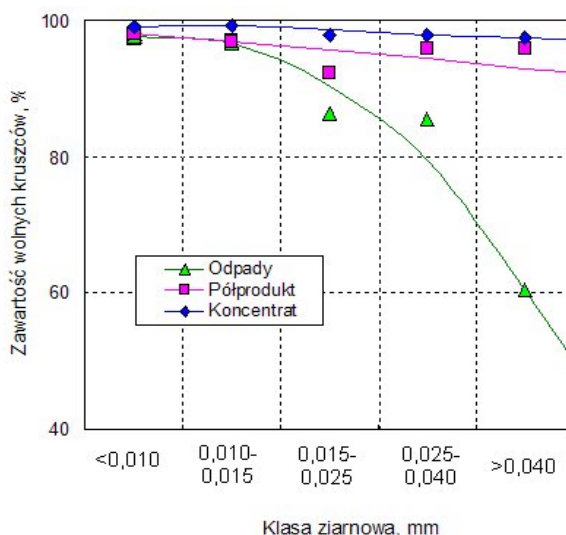
Tabela 54. Wyniki analizy uwolnienia kruszców w nadawie zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm, na podstawie tabeli 55

Klasa ziarnowa, mm	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %			Zrosty węglany, %		Zrosty minerały ilaste i węglany, %		Zrosty Kwarc, %	
		λ	ε	λ	ε	λ <sub>w</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>w</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
>0,040	5,60	25,72	62,68	39,08	58,74	98,66	38,56	59,82	1,34	0,52	25,25	0,24	20,45	0,06	20,44	0,22	36,23
0,025 - 0,040	23,70	2,68	27,58	4,29	27,26	95,63	4,10	26,91	4,37	0,19	38,35	0,13	49,03	0,02	28,82	0,04	27,49
<0,025	70,70	0,32	9,74	0,74	14,00	91,92	0,68	13,28	8,08	0,06	36,40	0,03	30,52	0,01	50,74	0,02	36,28
Nadawa z bilansu	100,00	2,30	100,00	3,73	100,00	96,89	3,61	100,00	3,11	0,12	100,00	0,07	100,00	0,02	100,00	0,03	100,00
Nadawa oznaczona		2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26		0,13		0,16		0,21	

Tabela 55. Pałny bilans prezentujący rozkład uwolnienia w poszczególnych klasach ziarnowych

Produkt	Klasa ziarnowa, mm	γ, %	Cu, %		Kruszce ogólnie, %		Wolne kruszce, %			Suma zrostów, %		
			λ	ε	λ	ε	λ <sub>wk</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε	λ <sub>zk</sub>	λ <sub>rzecz.</sub>	ε
K	>0,040	2,73	42,10	4,47	60,57	4,23	97,53	59,07	4,19	2,47	1,50	7,03
	0,025-0,040	12,51	29,60	14,40	45,39	14,53	97,93	44,45	14,44	2,07	0,94	20,25
	0,015-0,025	29,48	31,28	35,86	47,54	35,86	97,93	46,55	35,65	2,07	0,99	50,04
	0,010-0,015	24,57	26,24	25,07	40,98	25,76	99,27	40,68	25,96	0,73	0,30	12,61
	0,005-0,010	18,43	19,30	13,83	28,35	13,37	99,05	28,08	13,44	0,95	0,27	8,57
	<0,005	12,28	13,37	6,39	19,87	6,25	99,64	19,80	6,32	0,36	0,07	1,50
	Koncentrat z bilansu	100,00	25,72	100,00	39,08	100,00	98,51	38,50	100,00	1,49	0,58	100,00
Pp	>0,040	3,82	3,51	5,02	28,29	25,21	95,90	27,13	25,47	4,10	1,16	20,36
	0,025-0,040	4,56	14,96	25,48	4,26	4,53	96,03	4,09	4,58	3,97	0,17	3,54
	0,015-0,025	30,15	3,42	38,54	5,45	38,32	92,21	5,03	37,23	7,79	0,42	58,83
	0,010-0,015	24,51	1,36	12,46	2,33	13,32	97,10	2,26	13,62	2,90	0,07	7,61
	<0,010	36,96	1,34	18,51	2,16	18,62	97,37	2,10	19,10	2,63	0,06	9,65
	Półprodukt z bilansu	100,00	2,68	100,00	4,29	100,00	94,92	4,07	100,00	5,08	0,22	100,00
O	>0,040	4,47	0,67	9,44	1,40	8,47	63,26	0,89	5,86	36,74	0,51	37,24
	0,025-0,040	10,75	0,26	8,83	0,58	8,45	85,47	0,50	7,88	14,53	0,08	14,67
	0,015-0,025	24,33	0,25	19,21	0,540	17,80	86,36	0,47	16,78	13,64	0,07	29,01
	0,010-0,015	33,72	0,27	28,76	0,620	28,33	96,97	0,60	29,98	3,03	0,02	10,26
	<0,010	26,73	0,40	33,76	1,020	36,94	98,00	1,00	39,50	2,00	0,02	8,83
	Odpad z bilansu	100,00	0,32	100,00	0,74	100,00	91,63	0,68	100,00	8,37	0,06	100,00
Nadawa z bilansu			2,30		3,73		96,57	3,60		3,43	0,13	
Nadawa oznaczona			2,08		3,19		91,85	2,93		8,15	0,26	

najlepiej wzbogaca się klasa 0,015-0,025 mm, a największe straty w odpadzie występują w klasach <0,010 mm. Przy czym w najdrobniejszej badanej klasie <0,005 mm, są one mniejsze niż w klasie 0,005-0,010 mm. Wartości zamieszczone w tabelach 51 – 56 nieznacznie się różnią od tych zamieszczonych w podobnych tabelach w poprzednim rozdziale 4.2.4. Eksperyment flotacyjny z użyciem 70 g/Mg zbieracza został powtórnie wykonany by zapewnić niezbędną, masę produktów wymaganą do analiz w drobnych klasach ziarnowych.



Rys. 87. Rozkład wolnych kruszców w poszczególnych produktach dla nadawy zawierającej 90% materiału w klasie ziarnowej <0,025 mm (tabela 55)

Jak widać z rys. 87 ilość wolnych kruszców w półprodukcie w klasie 0,025–0,040 mm jest większa niż w drobniejszej klasie 0,015–0,025 mm. Może to być spowodowane powstaniem w pełni uwolnionych ziaren ze zmielenia minerałów o dużych ziarnach, które podczas mielenia ulegają rozdrobnieniu szybciej niż drobniejsze ziarna kruszców. W pełni uwolnione ziarna mogą wolniej flotować ze względu na swe niewielkie rozmiary i dlatego nie przeszły do produktu pianowego podczas zbierania koncentratu. Dla klasy <0,005 mm odpadu nie przeprowadzono badań analizy mineralogicznej, gdyż analiza mikroskopowa okazała się trudna, ze względu na niewielką zawartość w nim miedzi i bardzo drobne uziarnienie materiału.

Wartości miedzi zamieszczone w tabelach 53 – 56 są wyższe niż w wynikach analizy całych produktów z tabeli 51. Zawyżone zawartości miedzi, znajdują odzwierciedlenie również w podwyższonych ilościach kruszców, a wynikają one ze wzbogacenia produktów podczas ich przesiewania. Dotyczy to szczególnie klas najdrobniejszych <0,010, 0,005–0,010

Tabela 56. Wyniki analizy mineralogicznej po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>

Produkt	γ, %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %		Chalkozyn +digenit, %		Chalkopiryt, %		Piryt+ markasyt, %		Kowelin, %		Galena, %		Inne minerały kruszczowe, %	
		λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε	λ	ε
<b>K</b>	5,60	25,72	62,68	39,08	58,74	2,44	50,03	27,96	65,13	2,61	55,36	2,33	38,48	1,63	36,68	1,47	68,78	0,63	46,65
<b>Pp</b>	23,70	2,68	27,58	4,29	27,26	0,33	28,37	2,75	27,15	0,29	25,68	0,37	26,15	0,29	27,92	0,15	29,40	0,10	31,87
<b>O</b>	70,70	0,32	9,74	0,74	14,00	0,08	21,60	0,26	7,72	0,07	18,96	0,17	35,37	0,12	35,40	0,00	1,82	0,02	21,48
Nadawa z bilansu	<b>100,00</b>	<b>2,30</b>	<b>100,00</b>	<b>3,73</b>	<b>100,00</b>	<b>0,27</b>	<b>100,00</b>	<b>2,41</b>	<b>100,00</b>	<b>0,26</b>	<b>100,00</b>	<b>0,34</b>	<b>100,00</b>	<b>0,25</b>	<b>100,00</b>	<b>0,12</b>	<b>100,00</b>	<b>0,08</b>	<b>100,00</b>
Nadawa oznaczona		<b>2,08</b>		<b>3,19</b>		<b>0,39</b>		<b>1,95</b>		<b>0,27</b>		<b>0,15</b>		<b>0,24</b>		<b>0,11</b>		<b>0,07</b>	

i <0,005 mm. W celu ich wydzielenia w ilości umożliwiającej wykonanie analizy chemicznej, dokonywano od kilkunastu do ponad 100 operacji przesiewania całości materiału. Przykładowo, dla odpadu minimalna wymagana masa próbki do analizy chemicznej wynosi 3g. W celu dostarczenia takiej masy dla klasy <0,010 mm odpadu, wykonano łącznie ponad sto operacji przesiewania na sitach 0,025; 0,015 i 0,010 mm, gdyż wychód tej klasy w całym odpadzie wynosi około 27%, a maksymalna masa suchego materiału w zawiesinie do pojedynczej operacji przesiewania na sitach 0,015 i 0,010 mm od 0,1 do 0,2 g.

Jak widać z rysunków od 88 do 101 główne minerały kruszczowe przy uziarnieniu <0,025 mm i <0,010 mm ujawniają różnice we flotowalności, tym większe im drobniejsze są ziarna. W klasie ziarnowej: >0,025 mm wszystkie minerały kruszczowe z wyjątkiem pirytu z markasytem i kowelinu wykazują bardzo dobrą flotowalność. Uziarnienie chalkozynu i galeny wykazuje najmniejszy wpływ na flotowalność w całym zakresie do <0,010 mm, co pokazano na rys. 97 i 98. Najśłabszą flotowalność w całym badanym zakresie uziarnienia ujawnia kowelin i piryt z markasytem, przy czym flotowalność pirytu z markasytem jest najśłabsza ze wszystkich badanych kruszczów, a jego straty są one szczególnie duże dla ziaren <0,010 mm. W klasie 0,015 – 0,025 mm właściwości flotacyjne są bardziej zróżnicowane; najlepszą flotowalność wykazuje galena, następnie chalkozyn z digenitem, dalej chalkopiryt z bornitem i wyraźnie słabszą flotowalność wykazują piryt i kowelin. Natomiast w klasie 0,010 – 0,015 mm właściwości flotacyjne są jeszcze bardziej zróżnicowane: galena wykazuje doskonałą wzbogacalność, nieco gorszą cechuje się kolejno chalkozyn, bornit i chalkopiryt. Najślabiej flotuje kowelin. W najdrobniejszej klasie ziarnowej >0,010 mm galena wykazuje doskonałą wzbogacalność, gorszą cechuje się kolejno chalkozyn, wyraźnie gorszą bornit,



Tabela 57. Wyniki analizy mineralogicznej koncentratu po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

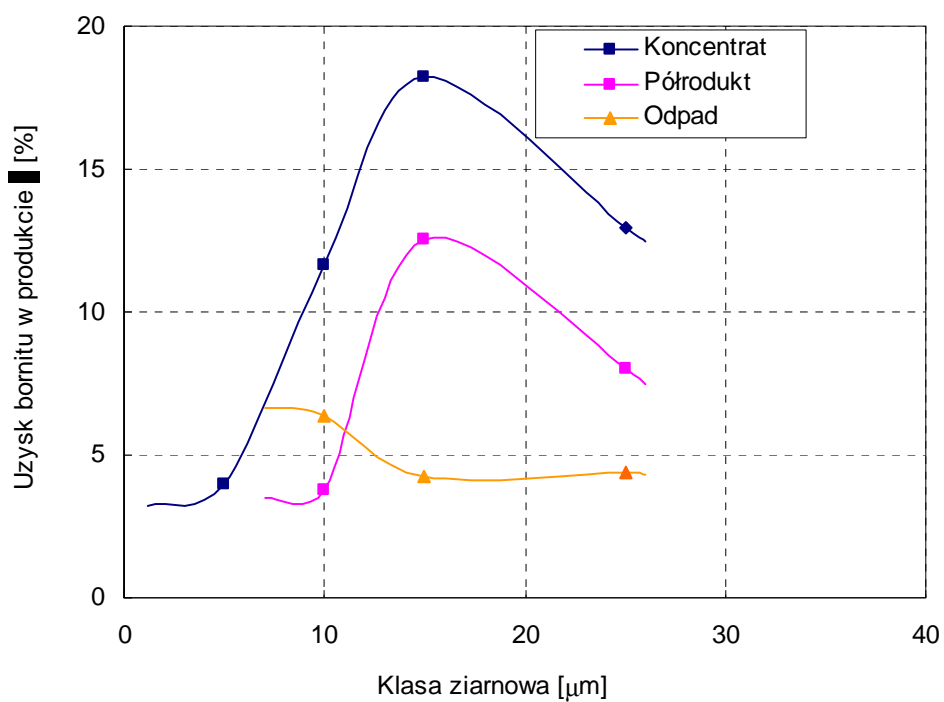
Produkt	Klasa ziarn., mm	γ, %	γ <sub>rzec.</sub> , %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %			Chalkozyn +digenit, %			Chalkopiryt, %			Piryt+markasyt, %			Kowelin, %			Galena, %			Inne minerały kruszczowe, %		
				λ	ε	λ	ε	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>
K	>0,025	15,24	0,85	31,84	18,87	48,11	18,76	4,14	25,84	12,93	32,99	17,98	11,71	4,31	25,17	13,93	1,99	12,99	5,00	2,16	20,16	7,40	1,82	18,89	12,99	0,70	16,76	7,82
	0,015 -0,025	29,48	1,65	31,28	35,86	47,54	35,86	3,02	36,45	18,23	34,04	35,90	23,38	2,62	29,58	16,38	2,62	33,09	12,73	2,42	43,75	16,05	1,61	32,30	22,21	1,21	56,29	26,26
	0,010 -0,015	24,57	1,38	26,24	25,07	40,98	25,76	2,32	23,29	11,65	28,53	25,07	16,33	3,04	28,63	15,85	3,33	35,07	13,49	1,45	21,84	8,01	2,03	33,86	23,29	0,29	11,24	5,24
	0,005 -0,010	18,43	1,03	19,30	13,83	28,35	13,37	1,06	8,00	4,00	22,05	14,53	9,46	1,63	11,53	6,38	1,80	14,19	5,46	0,73	8,31	3,05	0,73	9,20	6,33	0,34	9,98	4,66
	<0,005	12,28	0,69	13,37	6,39	19,87	6,25	1,28	6,43	3,22	14,85	6,53	4,25	1,08	5,09	2,82	0,89	4,66	1,79	0,79	5,93	2,18	0,69	5,75	3,95	0,30	5,73	2,67
Nadawa z bilansu		100,00	5,60	25,72	100,00	39,08	100,00	2,44	100,00	50,03	27,96	100,00	65,13	2,61	100,00	55,36	2,33	100,00	38,48	1,63	100,00	36,68	1,47	100,00	68,78	0,63	100,00	46,65
Nadawa oznacz.				25,14																								

Tabela 58. Wyniki analizy mineralogicznej półproduktu po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

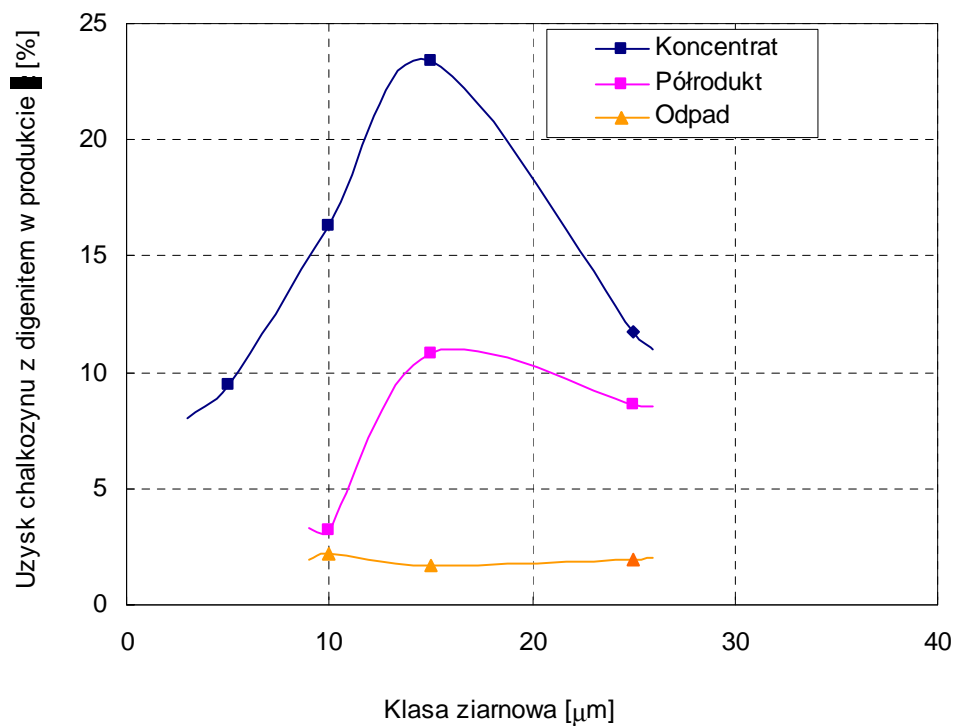
Produkt	Klasa ziarn., mm	γ, %	γ <sub>rzec.</sub> , %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %			Chalkozyn +digenit, %			Chalkopiryt, %			Piryt+markasyt, %			Kowelin, %			Galena, %			Inne minerały kruszczowe, %		
				λ	ε	λ	ε	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzec.</sub>
Pp	>0,025	8,38	1,99	9,74	30,50	15,22	29,74	1,10	28,20	8,00	10,44	31,75	8,62	0,81	23,68	6,08	1,25	27,93	7,31	0,59	16,81	4,69	0,59	33,15	9,75	0,44	36,15	11,52
	0,015 -0,025	30,15	7,15	3,42	38,54	5,45	38,32	0,48	44,24	12,55	3,65	39,91	10,83	0,32	33,78	8,67	0,40	32,23	8,43	0,16	16,49	4,60	0,32	65,01	19,12	0,12	35,45	11,30
	0,010 -0,015	24,51	5,81	1,36	12,46	2,33	13,32	0,18	13,30	3,77	1,34	11,94	3,24	0,24	20,77	5,33	0,32	21,14	5,53	0,19	16,22	4,53	0,00	0,27	0,08	0,05	11,63	3,71
	<0,010	36,96	8,76	1,34	18,51	2,16	18,62	0,13	14,26	4,05	1,22	16,40	4,45	0,17	21,77	5,59	0,19	18,70	4,89	0,40	50,48	14,10	0,01	1,57	0,46	0,05	16,76	5,34
Nadawa z bilansu		100,00	23,70	2,68	100,00	4,29	100,00	0,33	100,00	28,37	2,75	100,00	27,15	0,29	100,00	25,68	0,37	100,00	26,15	0,29	100,00	27,92	0,15	100,00	29,40	0,10	100,00	31,87
Nadawa oznacz.				25,14																								

Tabela 59. Wyniki analizy mineralogicznej odpadu po wzbogacaniu laboratoryjnym nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 obr · min<sup>-1</sup>

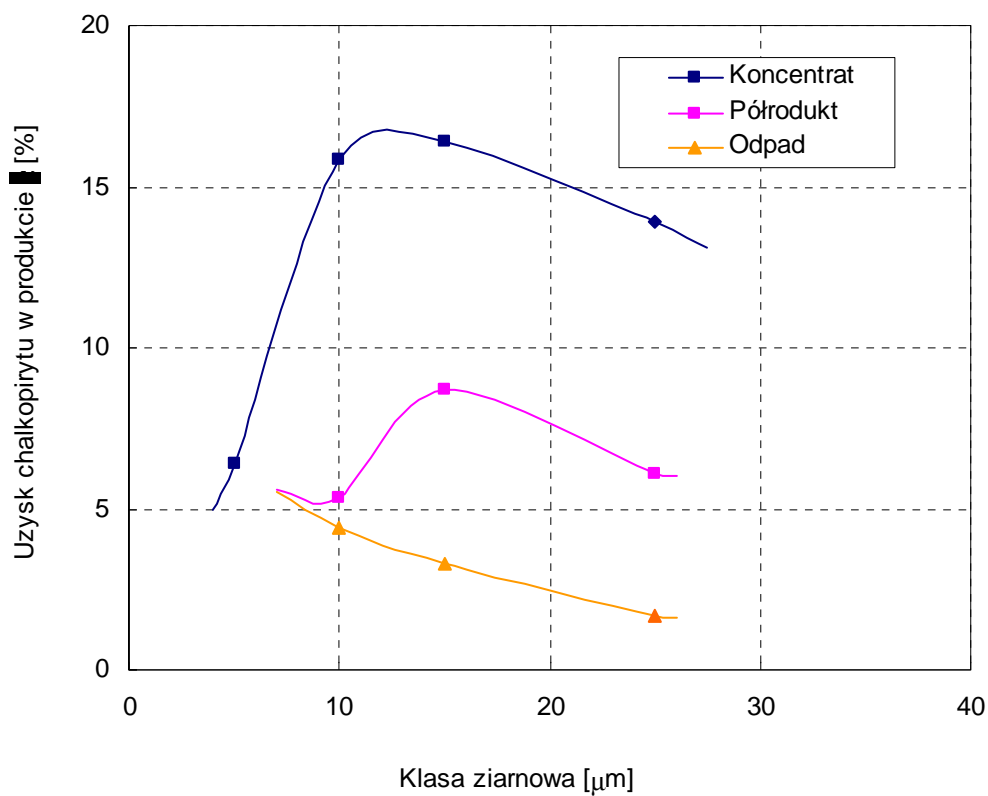
Produkt	Klasa ziarn., mm	γ, %	γ <sub>rzecz.</sub> , %	Cu, %		Kruszce, %		Bornit, %			Chalkozyn +digenit, %			Chalkopiryt, %			Piryt+markasyt, %			Kowelin, %			Galena, %			Inne minerały kruszczowe, %		
				λ	ε	λ	ε	λ	ε	ε <sub>rzecz.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzecz.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzecz.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzecz.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzecz.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzecz.</sub>	λ	ε	ε <sub>rzecz.</sub>
O	>0,025	15,22	10,76	0,38	18,27	0,82	16,92	0,11	20,27	4,38	0,43	24,64	1,90	0,04	8,70	1,65	0,17	15,41	5,45	0,02	2,47	0,88	0,02	100,00	1,82	0,03	20,01	4,30
	0,015-0,025	24,33	17,20	0,25	19,21	0,54	17,80	0,07	19,57	4,23	0,24	21,81	1,68	0,05	17,33	3,29	0,08	12,04	4,26	0,09	16,75	5,93	0,00	0,00	0,00	0,02	17,72	3,81
	0,010-0,015	33,72	23,84	0,27	28,76	0,62	28,34	0,07	29,41	6,35	0,22	28,09	2,17	0,05	23,15	4,39	0,12	24,12	8,53	0,15	39,49	13,98	0,00	0,00	0,00	0,01	17,75	3,81
	<0,010	26,73	18,89	0,40	33,76	1,02	36,94	0,10	30,75	6,64	0,25	25,45	1,97	0,13	50,82	9,64	0,31	48,42	17,13	0,19	41,28	14,61	0,00	0,00	0,00	0,04	44,53	9,57
Nadawa z bilansu		100,00	70,70	0,32	100,00	0,74	100,00	0,08	100,00	21,60	0,26	100,00	7,72	0,07	100,00	18,96	0,17	100,00	35,37	0,12	100,00	35,40	0,00	100,00	1,82	0,02	100,00	21,48
Nadawa oznacz.				25,14																								



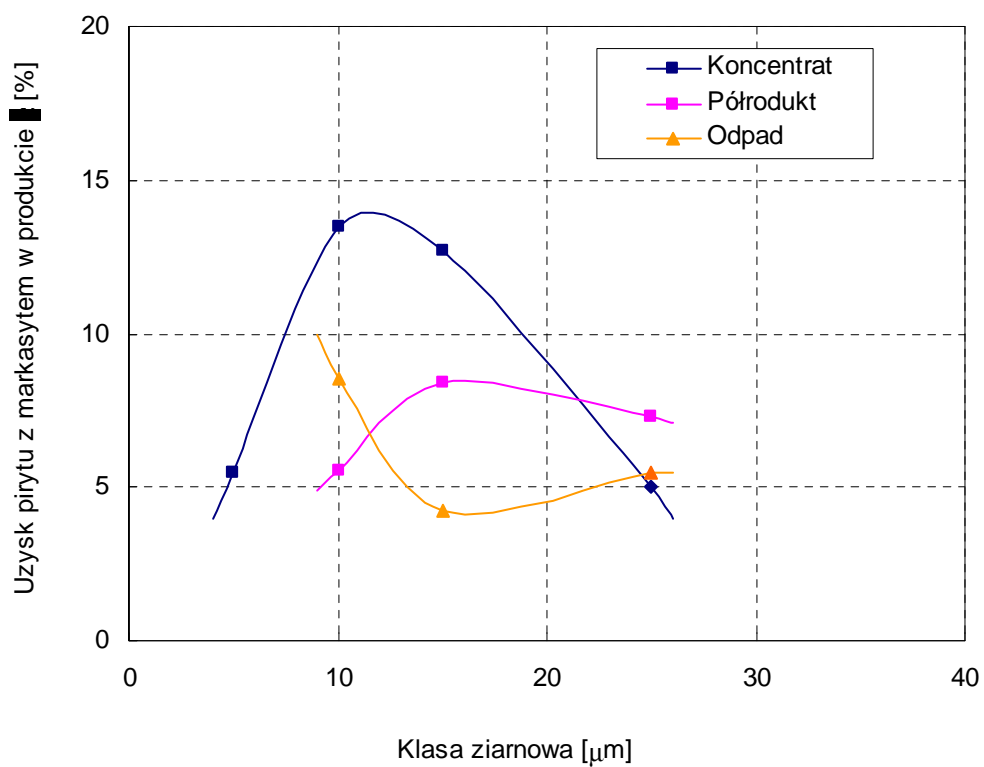
Rys. 88. Rozkład (uzyski) bornitu w produktach flotacji (tabele 57– 59). Nadaw mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>



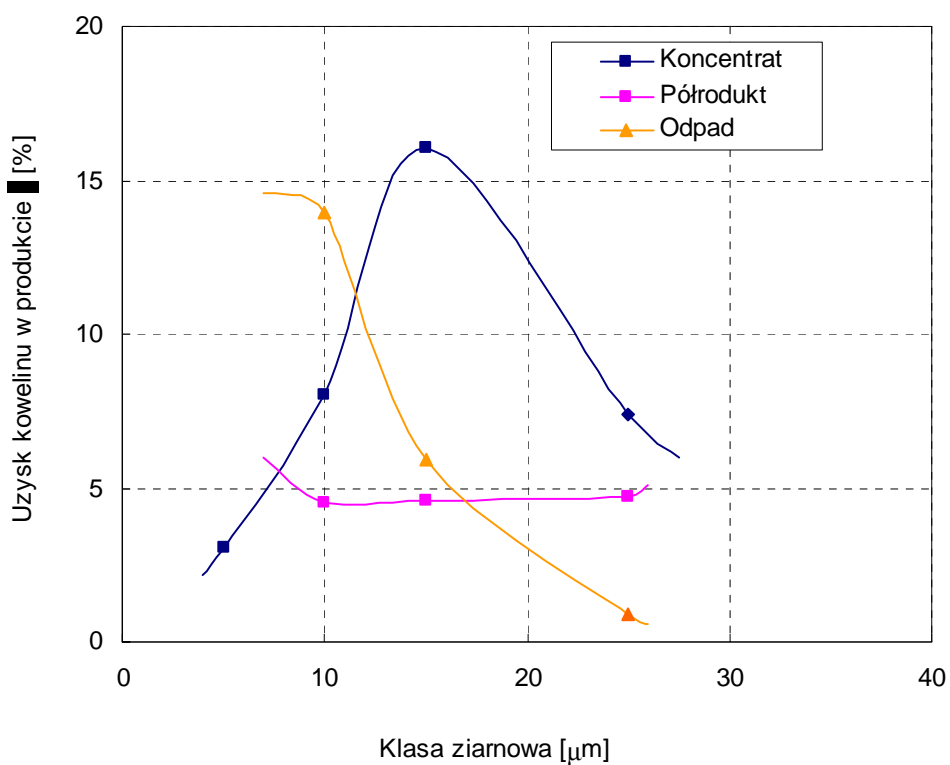
Rys. 89. Rozkład (uzyski) chalcokozynu z digenitem w produktach flotacji (tabele 57– 59)



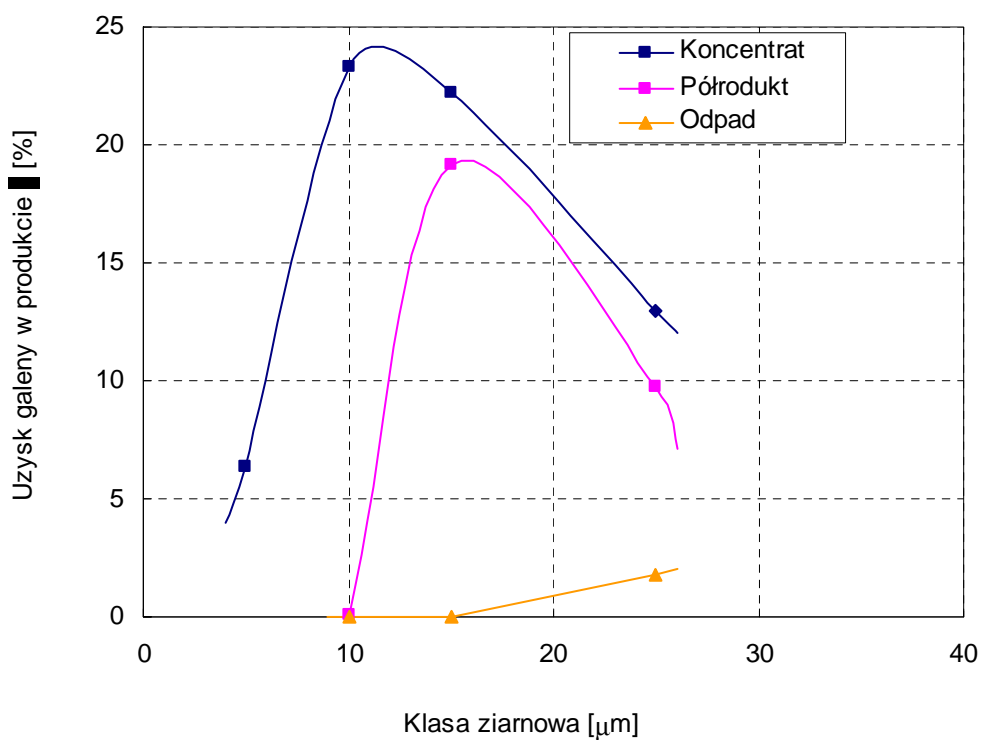
Rys. 90. Rozkład (uzyski) chalkopirytu w produktach flotacji (tabele 57– 59)



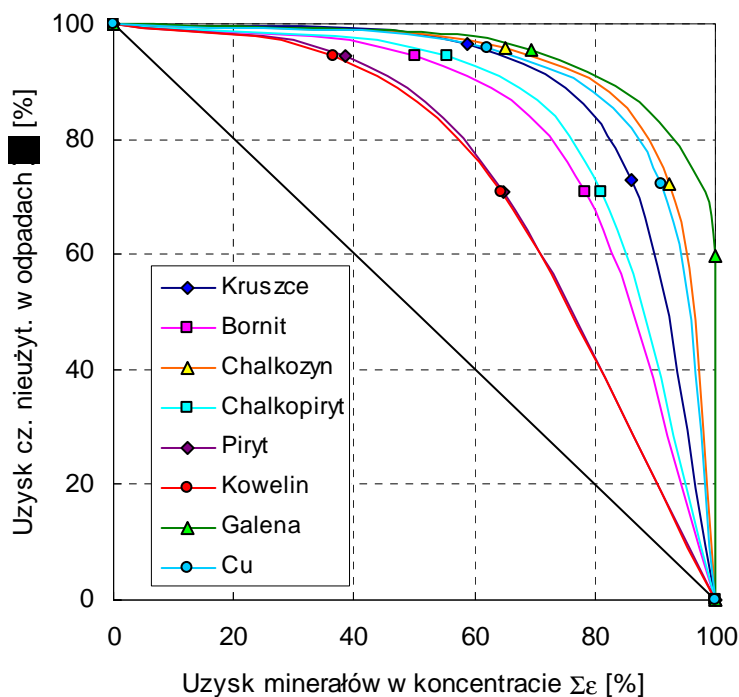
Rys. 91. Rozkład (uzyski) pirytu z markasytem w produktach flotacji (tabele 57– 59)



Rys. 92. Rozkład (uzyski) kowelinu w produktach flotacji (tabele 57– 59)

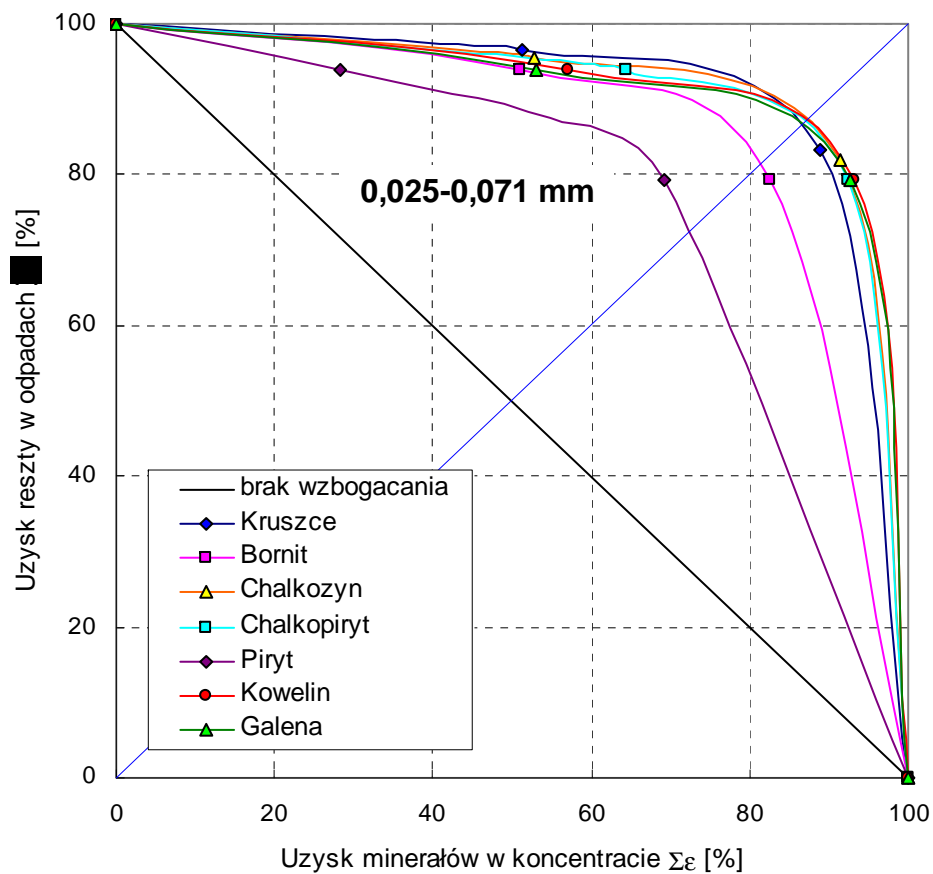


Rys. 93. Rozkład (uzyski) galeny w produktach flotacji (tabele 57– 59)

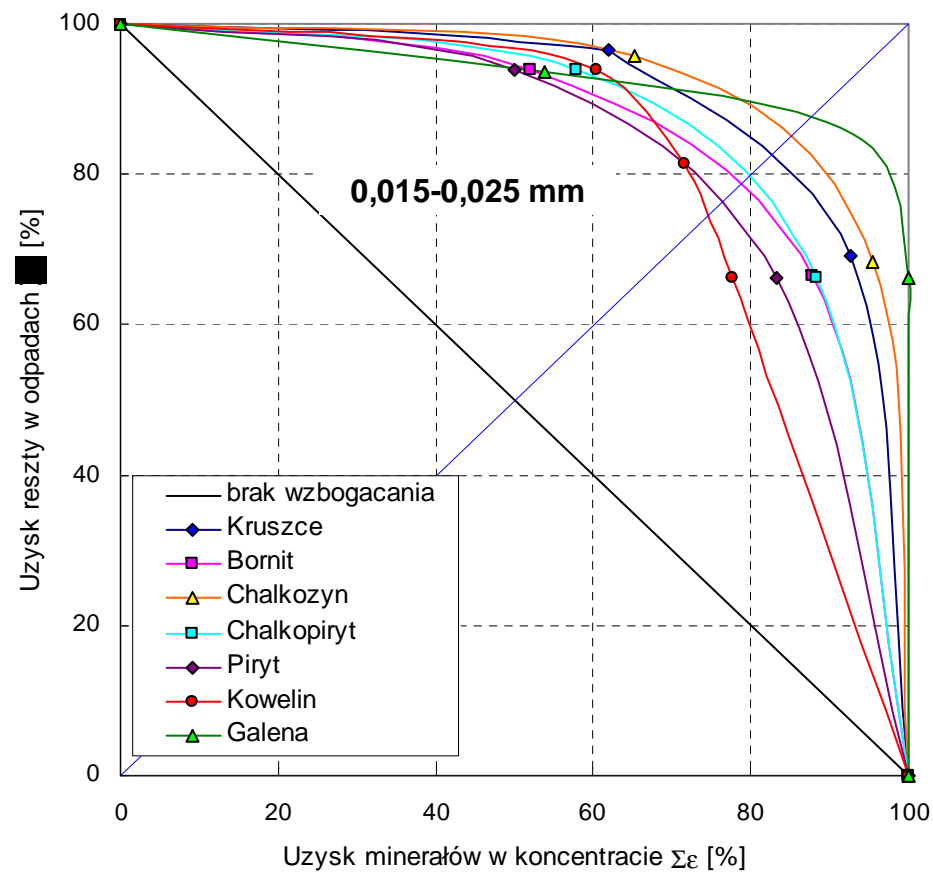


Rys. 94. Krzywe wzbogacania w układzie uzysk minerałów w koncentracie – uzysk reszty odpadach kruszców (tabele 57– 59) nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>

chalkopiryt i kowelin. Najslabiej flotuje piryt z markasytem. Ogólnie mówiąc chalkozyn z digenitem flotuje najlepiej spośród badanych kruszców miedzi, a jego flotowalność w niewielkim stopniu zmienia się ze spadkiem wielkości ziaren. Największe straty w odpadach spośród wszystkich kruszców miedzi występują dla kowelinu. Galena we wszystkich klasach jest najlepiej flotującym minerałem i jest prawie nieobecna w najdrobniejszych frakcjach zarówno półproduktu jak i odpadu, wszystkie jej drobne ziarna przeszły do produktu pianowego już na początku procesu flotacji (koncentrat). Nieznaczne ilości galeny, które znalazły się w odpadzie widoczne na rys. 101 i 93 znajdują się w najgrubszej klasie i można przypuszczać, że jej obecność wynika z niedostatecznego uwolnienia, gdyż w tej klasie w odpadzie ilość zrostów wszystkich kruszców wynosi 21,05%.

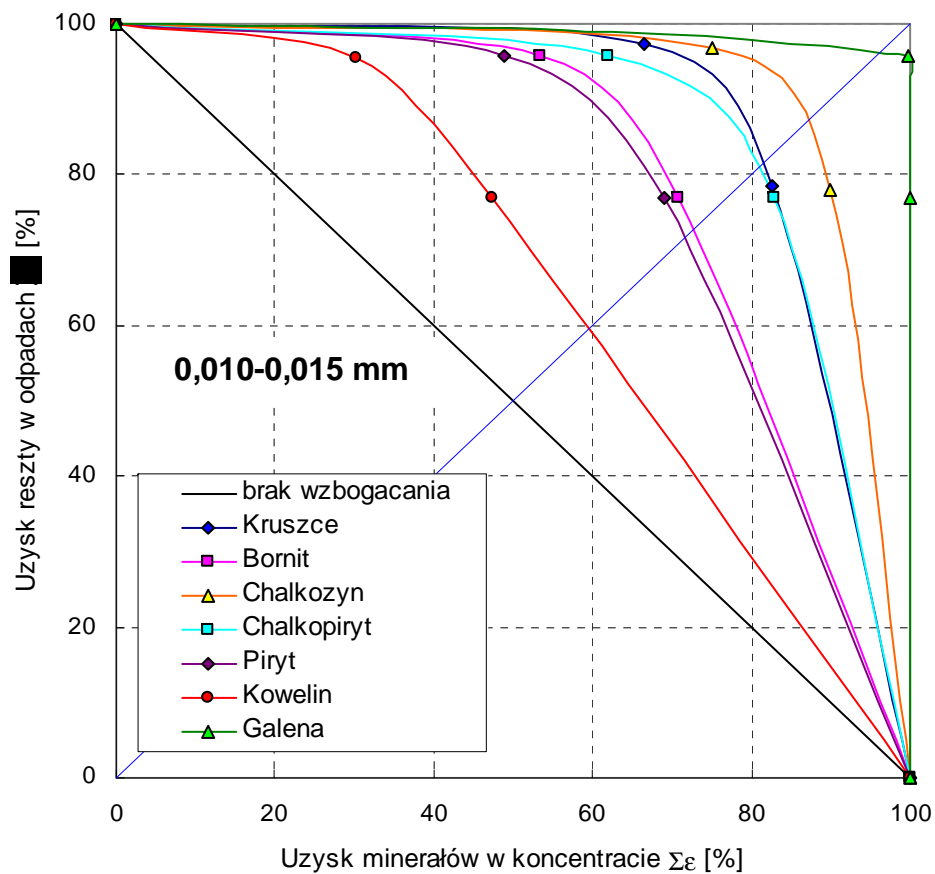


a)

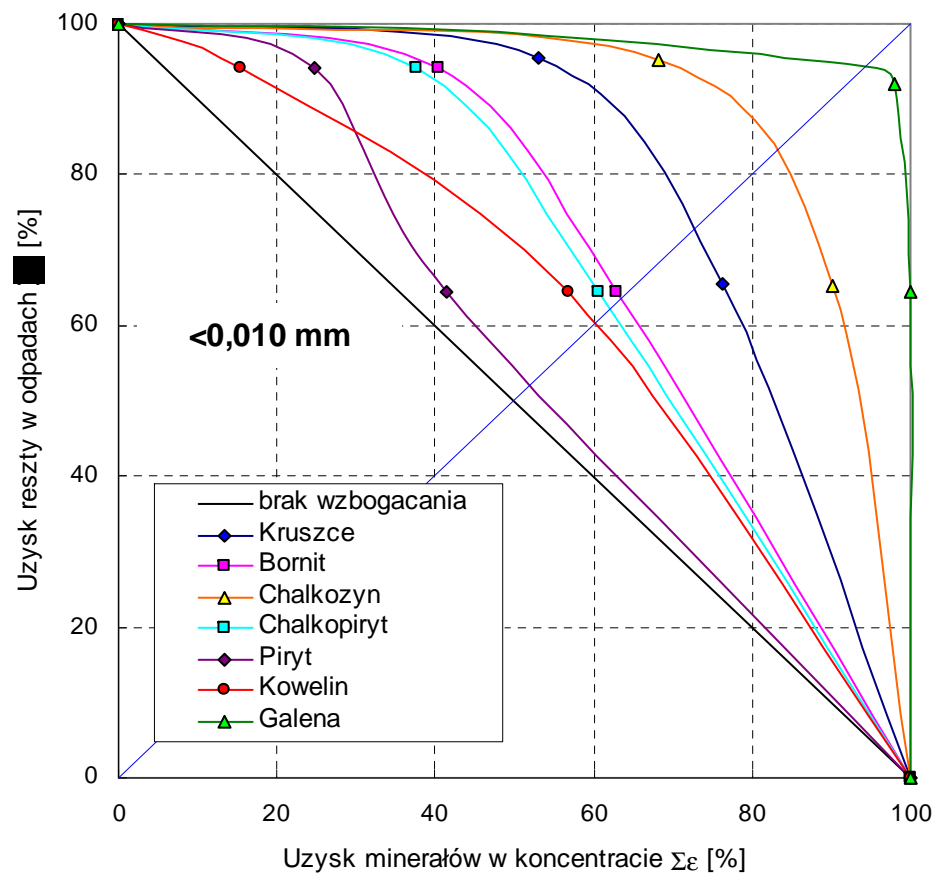


b)

Rys. 95. Krzywe wzbogacania w układzie uzysk minerałów w koncentracie – uzysk reszty odpadach w klasach ziarnowych: a) >0,025 mm i b) 0,015–0,025 mm produktów flotacji



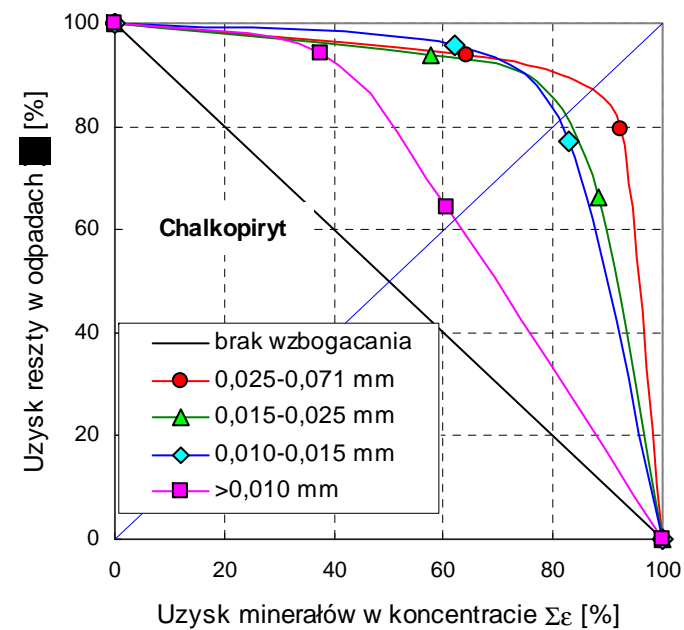
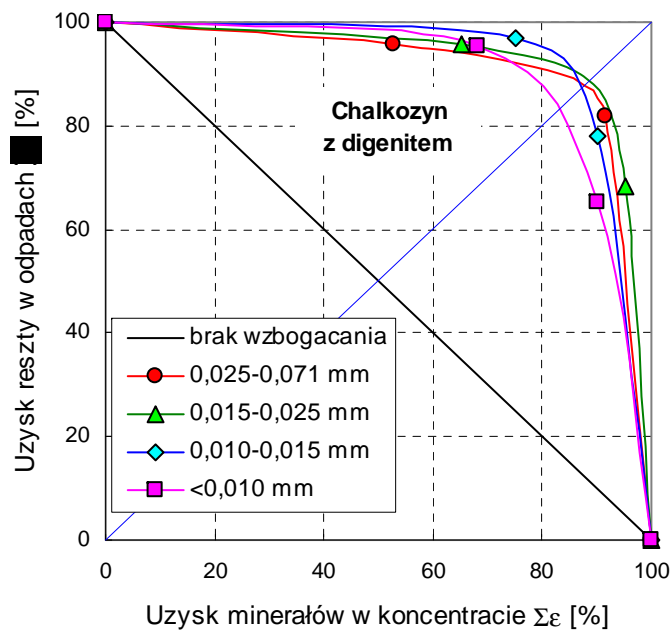
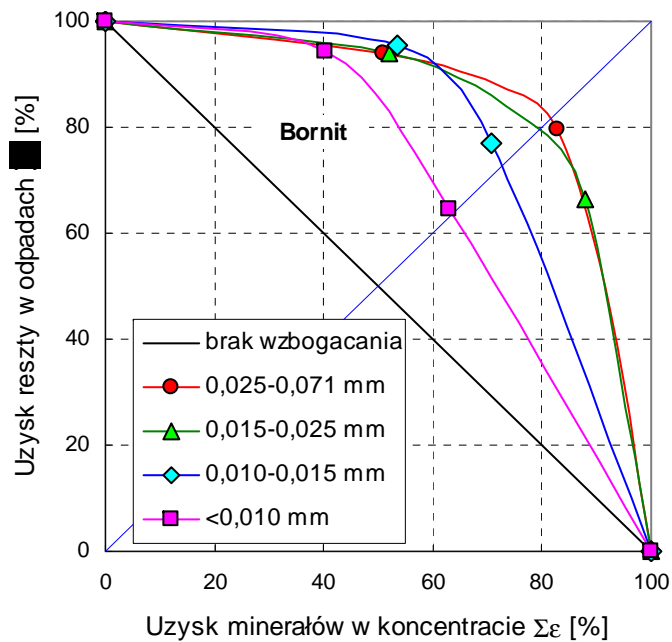
a)



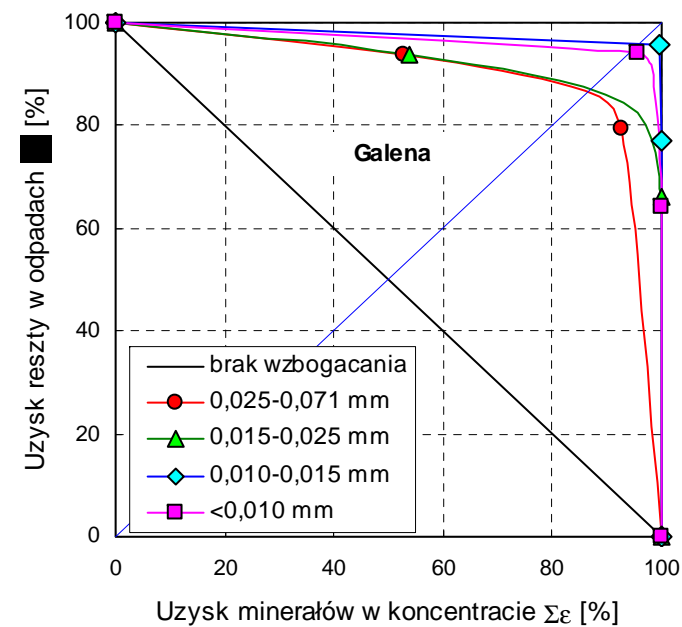
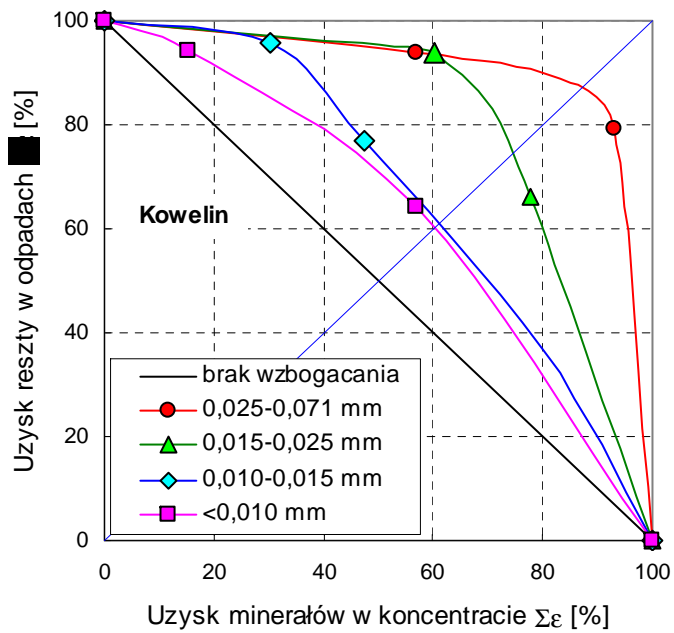
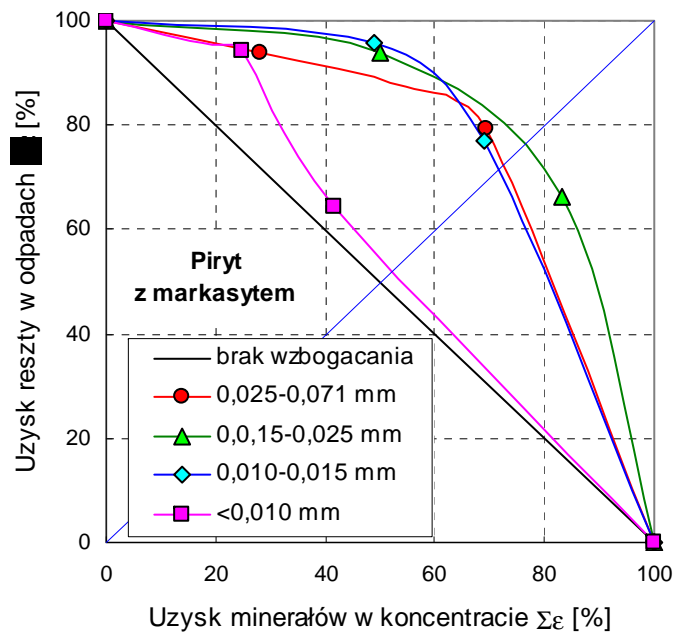
b)

Rys. 96. Krzywe wzbogacania w układzie uzysk minerałów w koncentracji – uzysk reszty odpadach w klasach ziarnowych: a) 0,010–0,015 mm i b) <0,010 mm produktów flotacji

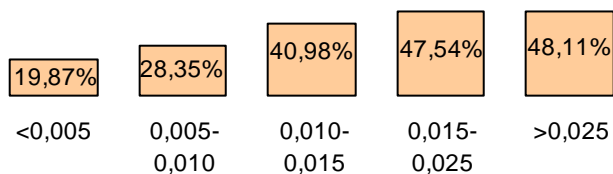
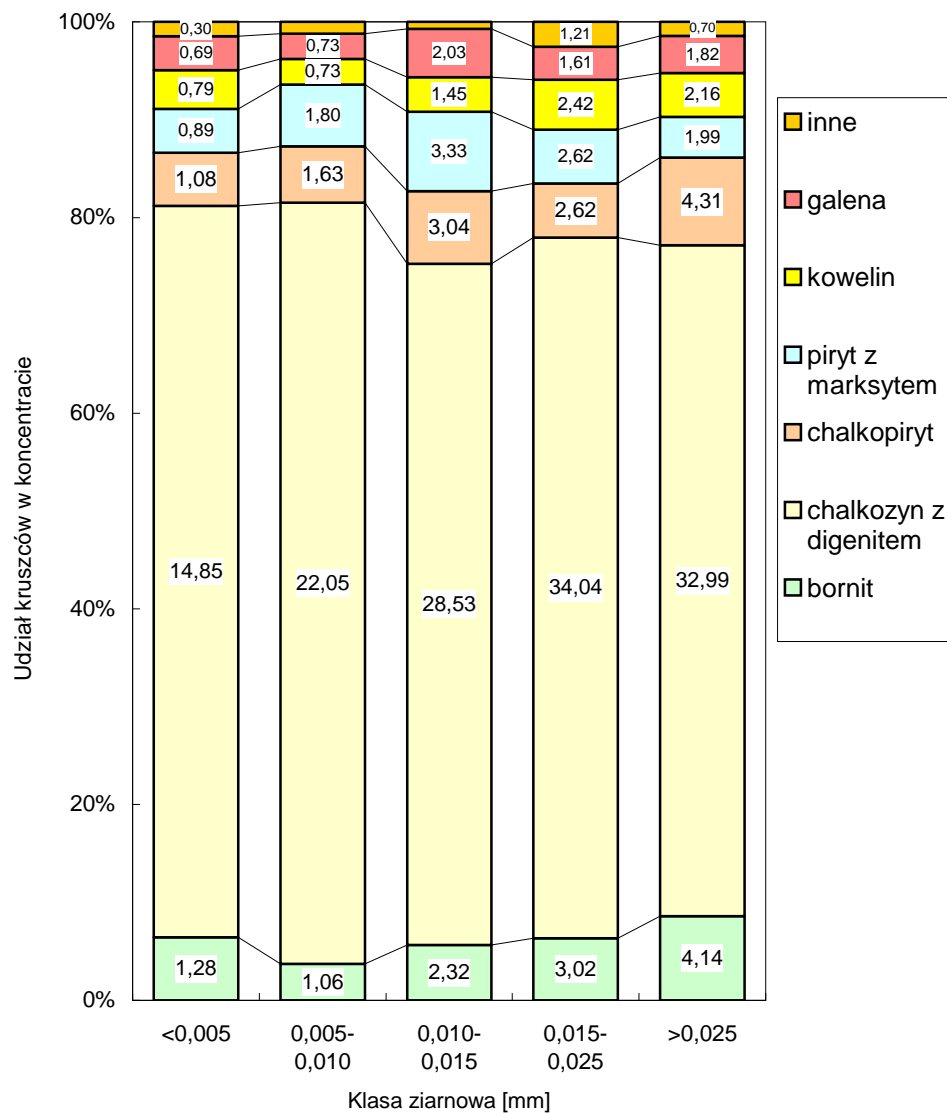




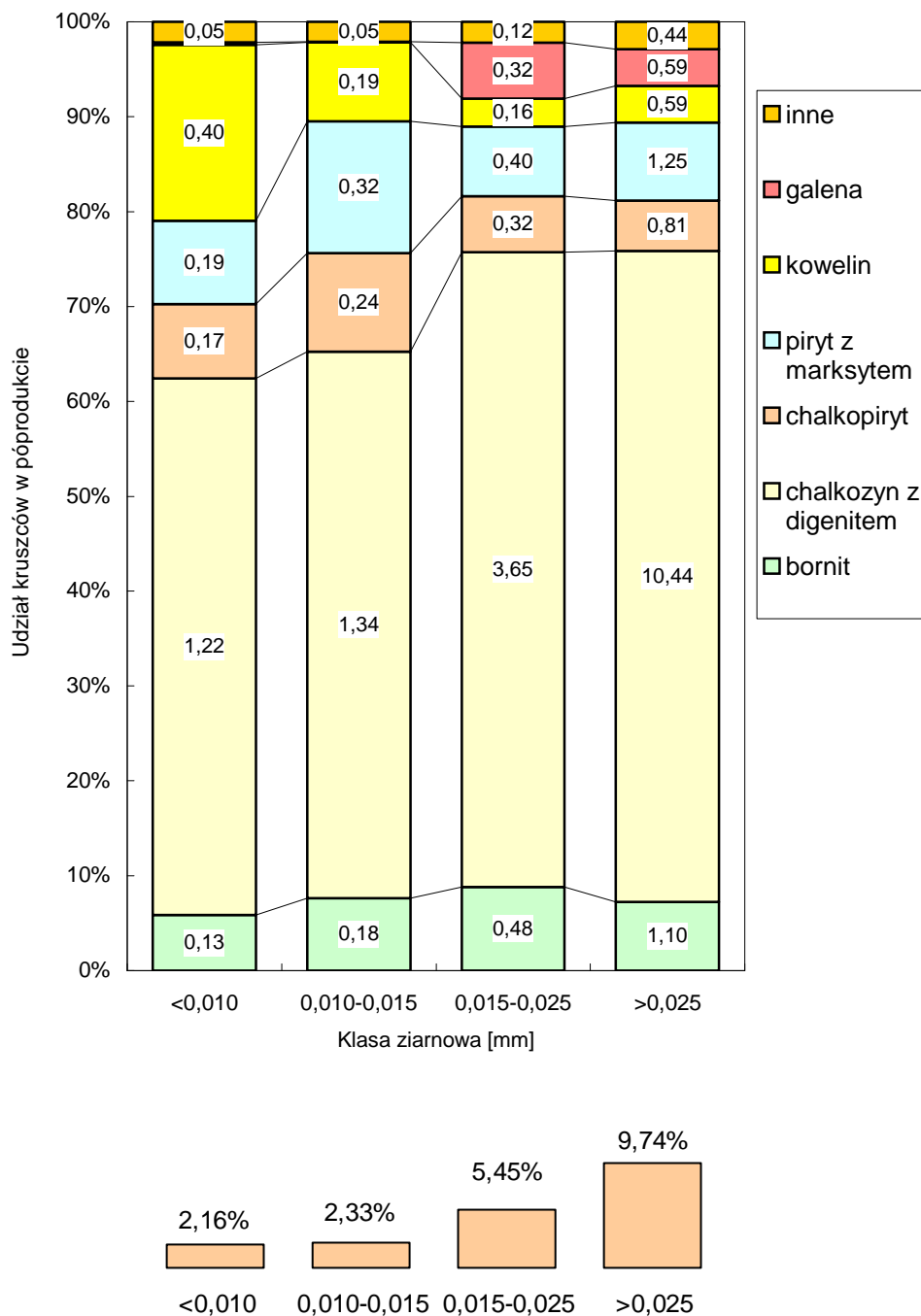
Rys. 97. Krzywe wzbogacania w układzie uzysk minerałów w koncentracji – uzysk reszty odpadach w drobnych klasach ziarnowych dla bornitu, chalkozynu z digenitem oraz chalkopirytu



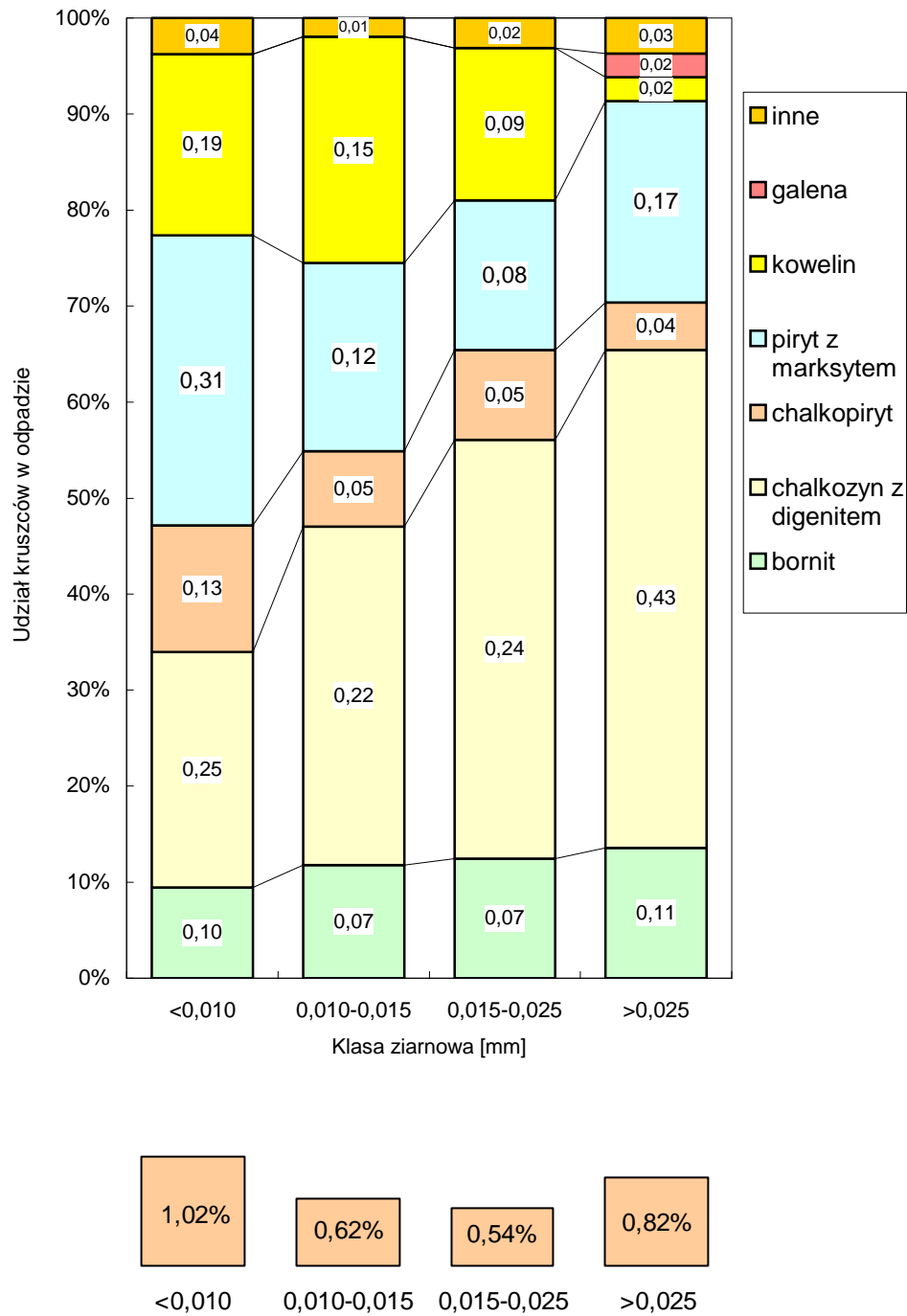
Rys. 98. Krzywe wzbogacania w układzie uzysk minerałów w koncentracji – uzysk reszty odpadach w drobnych klasach ziarnowych dla pirytu z markasytem, kowelinu oraz galeny



Rys. 99. Rozkład kruszców w koncentracie z flotacji nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>. Całkowita zawartość kruszców w klasie <0,005 mm wynosi 19,87%, w klasie 0,005–0,010 mm 28,35%, w klasie 0,010–0,015 mm 40,98%, w klasie 0,015–0,025 mm 47,54% i 48,11% w klasie >0,025 mm. Wartości liczbowe w polu danego kruszca przedstawiają jego rzeczywistą zawartość (tabela 57)



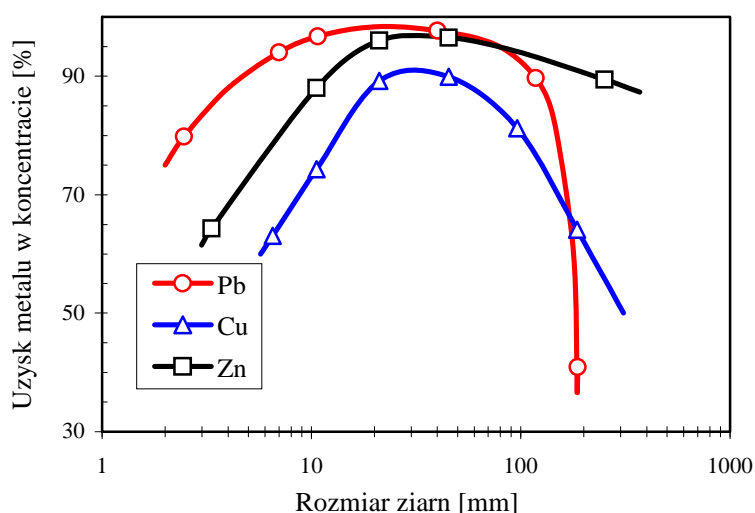
Rys. 100. Rozkład kruszców w półprodukcie z flotacji nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenianu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>. Całkowita zawartość kruszców w klasie <0,010 mm wynosi 2,16%, w klasie 0,010–0,015 mm 2,33%, w klasie 0,015–0,025 mm 5,45% i 9,74% w klasie >0,025 mm. Wartości liczbowe w polu danego kruszcza przedstawiają jego rzeczywistą zawartość (tabela 58)



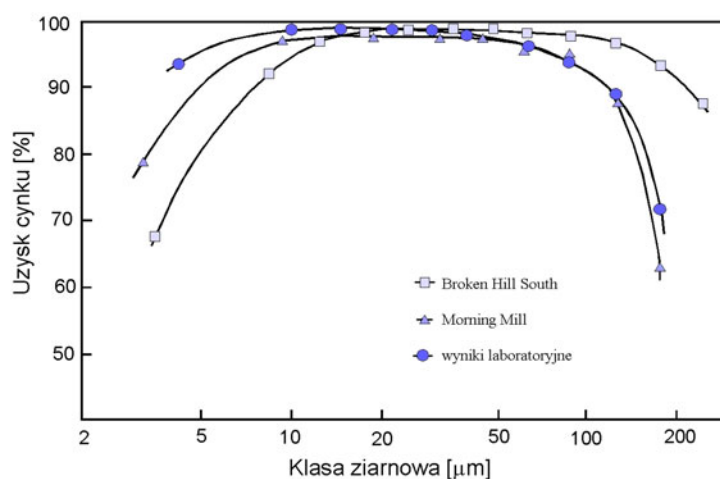
Rys. 101. Rozkład kruszców w odpadzie z flotacji nadawy mielonej 60 minut. Ilość podanego ksantogenu 70 g/Mg, ilość powietrza 80 dm<sup>3</sup>/h, obroty wirnika 670 min<sup>-1</sup>. Całkowita zawartość kruszców w klasie <0,010 mm wynosi 1,02%, w klasie 0,010–0,015 mm 0,62%, w klasie 0,015–0,025 mm 0,54% i 0,82% w klasie >0,025 mm. Wartości liczbowe w polu danego kruszcza przedstawiają jego rzeczywistą zawartość (tabela 59)

## IV. PODSUMOWANIE

Wpływ wielkości ziarn na przebieg flotacji jest przedmiotem szerokich badań opisywanych w licznych publikacjach począwszy od klasycznych prac głównie A. Taggarta, A. M. Gaudina w I połowie XX w., rozwijanych w latach 70 przez zespoły W. J. Trahara i A. J. Lyncha i innych badaczy związanych przede wszystkim z ośrodkami australijskimi. Typowy obraz zachowania się ziarn kruszców miedzi, cynku i ołowiu w różnych klasach ziarnowych obserwowany w procesie przemysłowym flotacji pokazano na rys. 102. Na rys. 103 pokazano zależności opisane przez Trahara i Warrena (1976), wskazujące na różne za -



Rys. 102. Wpływ wielkości ziarna na uzysk w procesach flotacji w warunkach przemysłowych siarczkowych rud miedzi, ołowiu i cynku (Bayraktar i in., 1991 na podstawie danych Lyncha i in. 1981)



Rys. 103. Porównanie wyników laboratoryjnych flotacji sfalerytu pochodzącego z różnych złóż (Trahar i Warren, 1976)

chowanie się ziarn sfalerytu, pochodzącego z różnych złóż. Podobne przebiegi krzywych uzysku sfalerytu opisuje wielu badaczy do dziś.

Z przedstawionych rysunków widać, że najlepsze wyniki flotacji minerałów kruszczowych obserwuje się przy uziarnieniu 0,020 – 0,010 mm. Pokazane dane wskazują także, że kruszce o uziarnieniu <0,010 mm flotują znacznie gorzej od ziarn kruszców większych od tego rozmiaru. Ponieważ w wydobywanych współcześnie rudach metali nieżelaznych mineralizacja siarczkowa <0,010 mm stanowi znaczącą część zasobów, straty metali zawartych w tych klasach ziarnowych są nie akceptowalne przez technologów. Dotyczy to także technologii flotacji krajowych rud miedzi.

Większość opublikowanych prac i znanych rozwiązań technologicznych traktujących o problemach flotacji ziarn bardzo drobnych dotyczy głównie rud cynkowo-ołowiowych, czasami rud typu kompleksowego (Zn-Pb-Cu), rzadziej typowych rud miedzi, w których zresztą zwykle głównym minerałem miedzionośnym jest chalkopiryt. Brak jest w literaturze światowej prac dotyczących wzbogacalności specyficznych pod wieloma względami rud pochodzenia osadowego, do których należą krajowe rudy z LGOM, których głównym minerałem miedzionośnym jest chalkozyn.

Rozwiązania technologiczne wzbogacania rud w LGOM są dostosowane w zasadzie do mineralizacji o rozmiarach ziarn kruszców głównie od 0,020-0,030 do 0,150 mm. Poza krótkimi wzmiankami mineralogów, praktycznie brak jest jakichkolwiek informacji o właściwościach technologicznych kruszców przy uziarnieniu mineralizacji <0,030 mm w rudach wydobywanych od początku eksploatacji tego złoża. Wiele wyrywkowych analiz technologicznych wskazuje, że mineralizacja obecnie wydobywanych rud coraz częściej wymaga zmielenia ich do uziarnienia nawet <0,020 mm. Znacząca część wydobywanych rud z LGOM, zwłaszcza z rejonu kopalni „Polkowice-Sieroszowice”, wymaga takiego właśnie głębokiego zmielenia dla uwolnienia minerałów siarczkowych. Bardzo drobne uziarnienie minerałów metalonośnych jest jedną z głównych przyczyn stwierdzonej trudnej wzbogacalności niektórych partii rud oraz trudności zarówno z wymaganym dla ich uwolnienia rozdrobnieniem, jak i samą flotacją.

Mając na uwadze opisane uwarunkowania, autorka postawiła sobie za cel pracy analizę wpływu wybranych czynników, w tym składu i stopnia uwolnienia minerałów użytecznych z krajowej rudy miedzi, wymagającej drobnego zmielenia, na przebieg jej wzbogacania flotacyjnego. Pobrana do badań próbka rudy charakteryzowała się typową dla części złoża bardzo drobnoziarnistą mineralizacją kruszczową. Badana próbka stanowiła naturalną mieszankę odmian litologicznych: rudy węglanowej (51%), rudy piaszczowej

(13%) i rudy łupkowej (36%). Jak wykazały wstępne analizy mineralogiczne, dla uwolnienia minerałów kruszczowych z takiej mieszanki rudnej konieczne było jej zmielenie do uziarnienia  $<0,025\text{mm}$ . Dla oceny i porównania wpływu zmniejszającej się wielkości ziarna na flotację wybrano trzy poziomy stopnia zmielenia rudy – do zawartości 65, 80 i 90% ziaren  $<0,025\text{mm}$ . Najniższy wybrany stopień zmielenia 65% był zbliżony do obecnych warunków technologicznych w ZWR Polkowice, a przyjęcie najwyższego sugerowały wyniki analiz mineralogicznych badanej próbki rudy. Dla takich trzech stopni zmielenia wykonano szereg serii eksperymentów flotacyjnych pozwalających ocenić wpływ wybranych czynników na przebieg wzbogacania drobno uziarnionych minerałów kruszczowych. Spośród wielu czynników decydujących o przebiegu i skutkach flotacji, jako przedmiot badań tej pracy wybrano ocenę wpływu:

- a. uziarnienia nadawy i stopnia uwolnienia kruszców,
- b. stopnia aeracji zawiesiny flotacyjnej i dynamiki jej mieszania,
- c. ilości podawanego zbieracza,
- d. zachowania się poszczególnych siarczkowych minerałów kruszczowych przy różnym ich uziarnieniu we flotacji w zastosowanych warunkach.

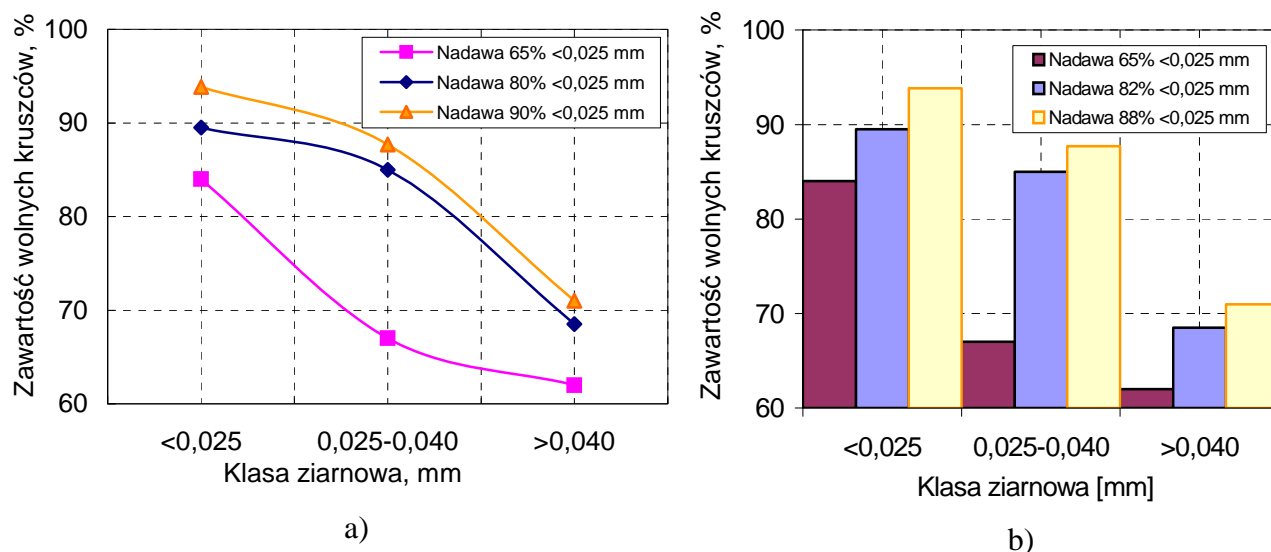
Jak wspomniano we wstępie do pracy, wybrane czynniki w większości należą do grupy typowych parametrów o charakterze bardziej fizycznym, a nawet „mechanicznym”, choć wiadomo, że flotacja jest metodą rozdziału wykorzystującą głównie właściwości fizykochemiczne składników układu flotacyjnego: minerałów, fazy ciekłej i gazowej z ich złożonymi właściwościami powierzchniowymi. Na badane w pracy poszczególne wybrane czynniki, zwłaszcza w przypadku drobnych ziarn, mają silny wpływ liczne parametry fizykochemiczne, których w badaniach w ramach tej pracy w zasadzie nie analizowano, a nawet nie rejestrowano, choć zdawano sobie sprawę, że badane wybrane czynniki są w pewnym sensie wypadkową tych skomplikowanych oddziaływań i parametrów fizykochemicznych.

Tabela 60. Wyniki analizy uwolnienia kruszców w badanych próbkach rudy

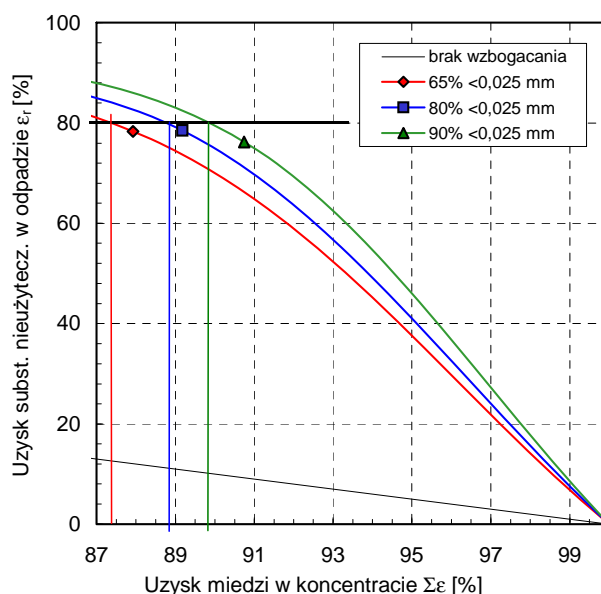
Klasa ziarnowa, mm	65% $<0,025\text{mm}$		80% $<0,025\text{mm}$		90% $<0,025\text{mm}$	
	Stopień uwolnienia, %	Rozkład, %	Stopień uwolnienia, %	Rozkład, %	Stopień uwolnienia, %	Rozkład, %
$<0,025$	84,00	61,69	89,50	60,91	93,85	84,31
0,025-0,040	67,00	10,74	85,00	22,75	87,69	11,43
$>0,040$	62,00	27,57	68,50	16,34	71,00	4,26
		100,00		100,00		100,00



W tabeli 60 zestawiono wyniki analizy uwolnienia próbek przygotowanych do badań, a na rys. 104 a i b pokazano wartości rzeczywistych stopni uwolnienia w klasach ziarnowych rudy przy wspomnianych trzech poziomach zmielenia.



Rys. 104. Stopnie uwolnienia minerałów kruszczowych (udział wolnych kruszczów w stosunku do wszystkich kruszczów) w poszczególnych klasach ziarnowych dla badanej nadawy mielonej w różnych czasach, a – rozkład zawartości w produktach, b – rozkłady zawartości w klasach ziarnowych

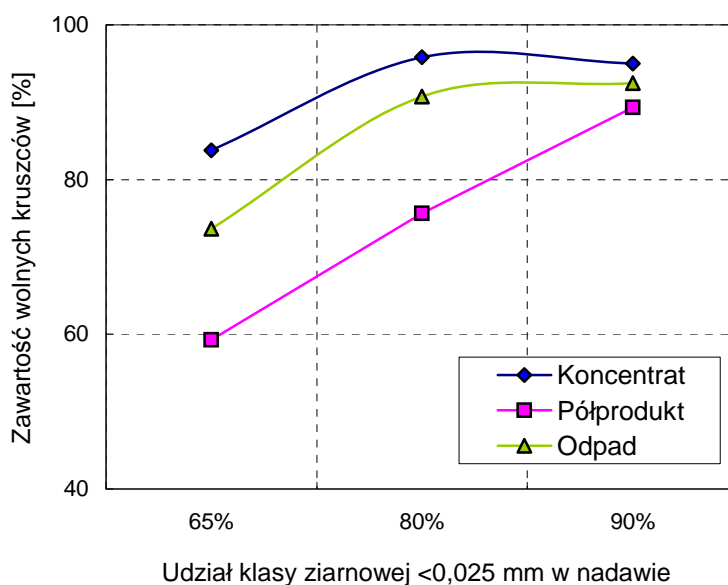


Rys. 105. Porównania wyników wzbogacania nadaw o różnych zawartościach klasy ziarnowej  $<0,025$ mm dla poziomu 80% uzysku substancji nieużytecznej w odpadzie (w układzie Fuerstenaua, fragment wykresu z rys. 48). Powtórzony wykres rys. 49. Zawartość Cu w nadawie  $\alpha=2,08\%$ . Parametry krzywych przy  $\epsilon_r = 80\%$ :

65% <0,025 mm	$\epsilon=87,4\%$	$\beta=7,8\%$	$\gamma=23,2\%$ ,
80% <0,025 mm	$\epsilon=88,8\%$	$\beta=7,9\%$	$\gamma=23,3\%$ ,
90% <0,025 mm	$\epsilon=89,8\%$	$\beta=8,0\%$	$\gamma=23,3\%$ ,

$\epsilon$  – uzysk miedzi w koncentracji,  $\epsilon_r$  – uzysk substancji nieużytecznej w odpadzie

Na rys. 105 porównano wyniki wzbogacania nadaw o różnych zawartościach klasy ziarnowej  $<0,025\text{mm}$  dla poziomu 80% uzysku substancji nieużytecznej w odpadzie (fragment wykresu z rys. 48) dla wybranej serii eksperymentów prowadzonych przy  $80\text{ dm}^3/\text{h}$  podawanego powietrza i obrotach wirnika  $670\text{ obr}\cdot\text{min}^{-1}$  i dawce zbieracza  $100\text{ g/Mg}$ . Jak można zauważyć selektywność flotacji badanej rudy zwiększa się wraz ze wzrostem stopnia uwolnienia nadawy, co pokazano na rys. 104, a także na rys. 106 jako skutek flotacji. Z przeprowadzonych badań wynika także, że korzystne warunki hydrodynamiczne dla najdrobniejszej nadawy zawierającej 90% ziaren  $<0,025\text{ mm}$  występują przy średniej z zastosowanych ilości powietrza  $80\text{ dm}^3/\text{h}$  ( $1,33\text{m}^3/\text{h}/\text{m}^3$  zawiesiny), dawce zbieracza  $100\text{ g/Mg}$  oraz przy średnich lub najwyższych badanych obrotach wirnika wynoszących odpowiednio  $670$  i  $790\text{ obr}\cdot\text{min}^{-1}$ . Wyniki flotacji przy obu tych obrotach wirnika są do siebie zbliżone.

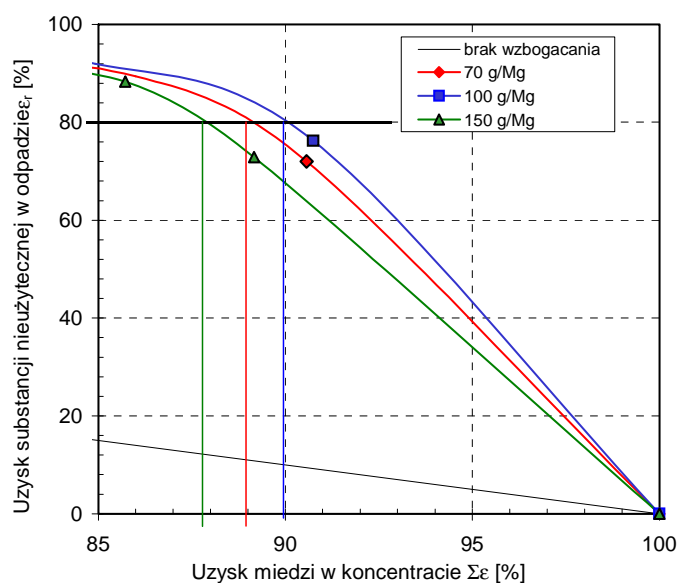


Rys. 106. Zachowanie się uwolnionych kruszców w produktach flotacji nadaw z różnymi zawartościami klasy ziarnowej  $<0,025\text{mm}$  (rys. 51, na podst. tabel od 20 do 22). Eksperymenty flotacji prowadzono przy  $80\text{ dm}^3/\text{h}$  podawanego powietrza i obrotach wirnika  $670\text{ min}^{-1}$  wirnika i dawce zbieracza  $100\text{ g/Mg}$

Ze spostrzeżeń tych wynika praktyczny wniosek, że w warunkach technologicznych ziarna bardzo drobne, o uziarnienie rzędu 90%  $<0,025\text{mm}$ , jako w wysokim stopniu uwolnione (94% uwolnionych ziarn), mogą być wydzielane flotacyjnie z wysoką skutecznością przy zastosowaniu odpowiednio dobranych warunków hydrodynamicznych zawiesiny flotacyjnej.

Z przedstawionych w pracy wyników zebranych dodatkowo w tym podsumowaniu i pokazanych tabeli 60 oraz na rys. 104 i 106, jednoznacznie widać, że jedną z głównych przyczyn gorszej skuteczności flotacji w zakresie klas grubiej uziarnionych  $>0,040\text{mm}$  jest niedostateczne uwolnienie tych ziarn. Przy najniższym stopniu zmielenia nadawy ( $65\% <0,025\text{mm}$ ) uzysk ziarn uwolnionych w tej klasie ziarnowej sięga niecałych 30% (tabela 60) przy zawartości ziarn uwolnionych około 60%. Klasy  $>0,040\text{mm}$  w materiale zmielonym do uziarnienia  $90\% <0,025\text{mm}$  liczonej w postaci jej uzysku zostało tylko około 4% przy zawartości uwolnionych kruszców około 70%. Opisane zjawiska mogą stanowić wskazówkę dla zaleceń technologicznych, że ziarna większe od  $0,040\text{ mm}$ , niezależnie ile ich jest w zmielonej nadawie, w znaczącej części stanowią materiał słabo uwolniony, a zatem tego typu rudy, jakie reprezentuje badana w pracy próbka, niewątpliwie wymagają zmielenia w całości do uziarnienia  $<0,040\text{mm}$ .

Przedstawione spostrzeżenia oparte były na wynikach eksperymentów, w których inne analizowane czynniki, m.in. ilości odczynników flotacyjnych, utrzymywano na stałym poziomie. Wiadomo, że z wpływem stopnia zmielenia nadawy i wielkością flotowanych ziarna, a także opisanymi wpływami warunków hydrodynamicznych wiążą się bardzo ważne



Rys. 107. Porównanie wyników wzbogacania nadawy zmielonej do uziarnienia  $90\% <0,025\text{mm}$  dla trzech poziomów zużycia etyloksantogenianu potasu: 70, 100 i 150 g/Mg. (krzywe w układzie Fuerstenaufa, fragment wykresu z rys. 78). Powtórzony rys. 79. Eksperymenty prowadzono przy  $80\text{ dm}^3/\text{h}$  powietrza podawanego do flotacji i obrotach wirnika  $670\text{ min}^{-1}$ . Parametry krzywych przy  $\epsilon_r = 80\%$ :

70 g/Mg	$\epsilon = 89,1\%$	$\beta = 8,0\%$	$\gamma = 23,3\%$ ,
100 g/Mg	$\epsilon = 89,8\%$	$\beta = 8,0\%$	$\gamma = 23,3\%$ ,
150 g/Mg	$\epsilon = 87,8\%$	$\beta = 7,9\%$	$\gamma = 23,2\%$ .

$\epsilon$  – uzysk miedzi w koncentracji,  $\epsilon_r$  – uzysk substancji nieużytecznej w odpadzie

wpływy wynikające z rodzaju i ilości dozowanych odczynników flotacyjnych, przede wszystkim speniacza i zbieracza. W pracy nie badano wpływu ilości odczynnika pianotwórczego na skuteczność flotacji ziarn drobnych; we wszystkich eksperymentach założono stałą ilość dozowanego  $\alpha$ -terpineolu. Z literatury przedmiotu wiadomo jednak, że wpływ speniaczy jest znaczący (np. Solari i Gochin 1992, Girgin i in 2006). W ramach tej pracy badano natomiast w wybranym zakresie wpływ ilości zbieracza na skuteczność flotacji drobno uziarnionej nadawy.

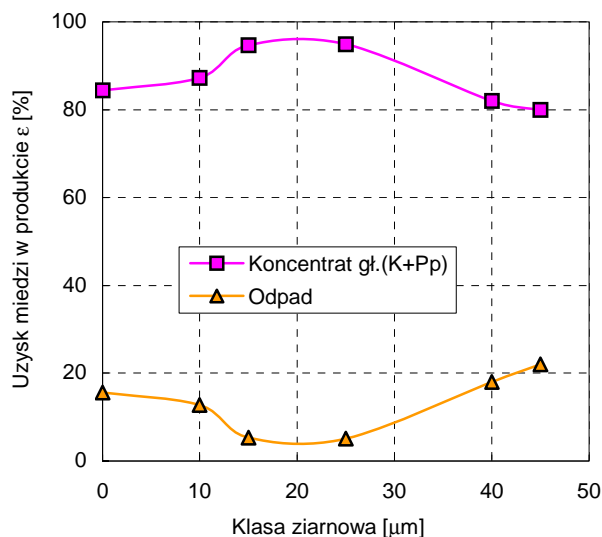
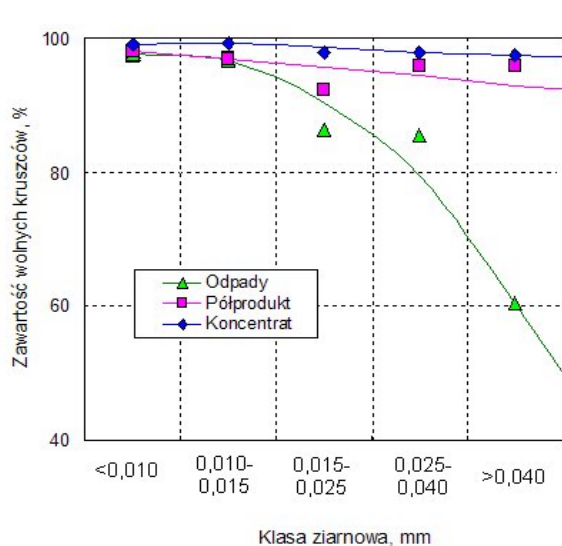
Wpływ zmian ilości kolektora na wyniki flotacji nadawy zmielonej do uziarnienia 90% <0,025mm badano przy stałej ilości speniacza dla trzech dawek etyloksantogenu potasu: 70, 100 i 150 g/Mg. Wyniki tych eksperymentów na wykreślonych krzywych wzbogacania w układzie Fuerstenaua (rys. 107) wskazują, że najkorzystniejsze warunki procesu gwarantowało zużycie zbieracza na poziomie 100 g/Mg. Ponieważ seria opisywanych doświadczeń dotyczy najdrobniej zmielonej rudy, można przypuszczać, że przy takim uziarnieniu, konieczne jest podwyższenie dawki zbieracza w stosunku do standardowej ilości stosowanej w praktyce laboratoryjnej, jednak nie można przekroczyć określonej dawki, która wręcz może pogarszać wyniki wzbogacania jak to widać z rys. 107 w przypadku krzywej wzbogacania dla dawki zbieracza 150 g/Mg. Potwierdzają to wyniki badań innych rud bardzo drobno uziarnionych w doświadczeniach opisywanych przez różnych autorów w części literaturowej niniejszej pracy, np. przez Lyncha i in., (1981), Vianna i in. (2003), Pease i in. (2006). Niestety, ze względu na rozrzut wyników z przeprowadzonych eksperymentów, jest niemożliwe dokładne określenie wpływu dawki zbieracza na flotację ziaren drobnych.

Dla szczegółowej analizy zachowania się ziarn bardzo drobnych badanej rudy we flotacji, wyniki jednej z serii eksperymentów zanalizowano szczegółowo rozsiewając produkty flotacji na mikrositach o wielkościach oczek 0,005, 0,010 i 0,015 oraz 0,025 mm, używając odpowiedniej do tego celu aparatury. Wydzielone z produktów flotacji frakcje w zakresie wielkości ziarn poniżej 0,010 i 0,015 mm umożliwiły ocenę stopni uwolnienia kruszców i zachowania się we flotacji w tych zakresach uziarnienia miedzi oraz poszczególnych minerałów kruszczowych obecnych w badanej rudzie. Należy w tym miejscu podkreślić, że tego rodzaju analiz prawdopodobnie nikt wcześniej nie wykonywał, a zatem przedstawione wyniki, ujawniają nieznanie wcześniej rozkłady ziaren, które wymykały się dotychczas kontroli w procesach technologicznych wzbogacania krajowych rud miedzi.

Zawartość wolnych uwolnionych minerałów kruszczowych w danej frakcji liczona w stosunku do 100% wszystkich kruszców w tej frakcji jest równoznaczna ze stopniem uwolnienia tych minerałów. Rozkład stopni uwolnienia kruszców w klasach ziarnowych

produktów flotacji nadawy zmielonej do 90% ziarn  $<0,025$  mm wskazuje, że do koncentratu trafiają niemal wyłącznie uwolnione ziarna kruszców (krzywa koncentratu na rys. 108).

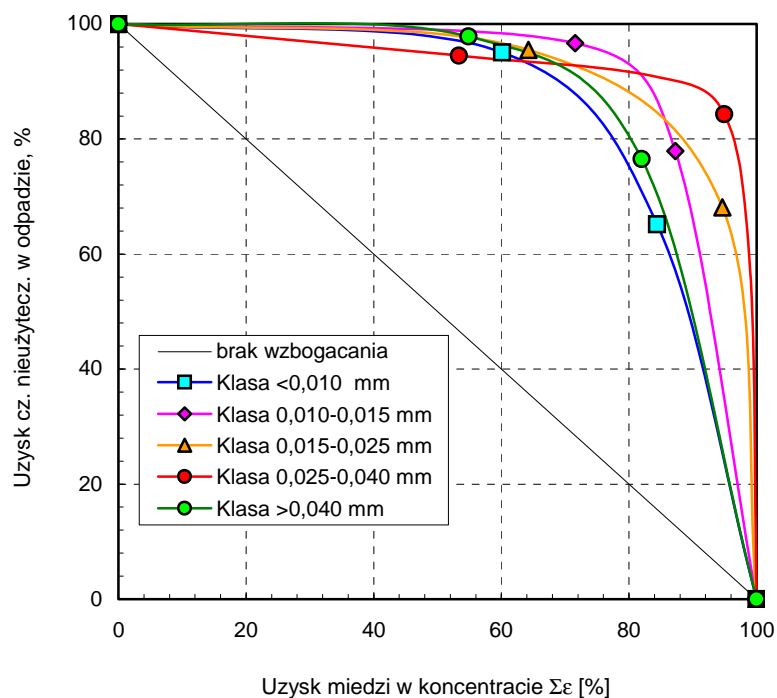
Najwyższe uzyski miedzi w koncentracie flotacji głównej (koncentrat + półprodukt, rys. 109) obserwuje się dla klas ziarnowych od 0,010-0,015 do 0,025 mm.



Rys. 108. Stopnie uwolnienia kruszców w produktach flotacji nadawy zawierającej 90% ziarn  $<0,025$  mm. Rysunek przedstawia wartości względne (rys. 87)

Rys. 109. Rozkład miedzi w klasach ziarnowych w produktach flotacji. Produkt pianowy oznacza koncentrat flotacji głównej (koncentrat + półprodukt, rys. 85)

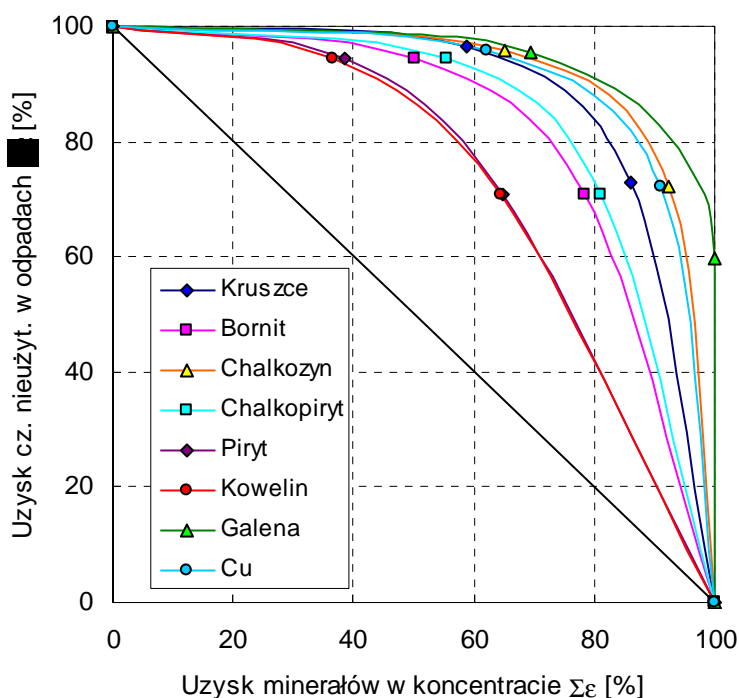
Wyniki flotacji dla miedzi oznaczanej w klasach ziarnowych wydzielonych z produktów flotacji na mikrositach pomimo pewnych nieregularności wskazują, że klasy ziarnowe 0,025-0,040, 0,015-0,025 i 0,010-0,015 mm charakteryzują się dobrą wzbogacalnością, natomiast klasy ziarnowe skrajne  $>0,025$  i  $<0,010$  wzbogacają się z dobrym skutkiem jednak wyraźnie gorszym w stosunku do klas ziarnowych pomiędzy nimi (krzywe wzbogacalności w układzie Fuerstenaue, rys. 110). Prawdopodobne wyjaśnienie tych zjawisk, w przypadku ziarn o rozmiarach około 0,040 mm i ich gorszej wzbogacalności może być związane z niedostatecznym uwolnieniem (wskazuje na to rys. 108 i 109.), natomiast w przypadku ziarn  $<0,010$  mm przyczyny te mogą być związane z wieloma czynnikami np. zbyt małą ilością kolektora, krótkim czasem flotacji czy wreszcie błędami w operacjach preparatyki próbek przygotowywanych z użyciem mikrosit.



Rys. 110. Krzywe wzbogacania miedzi w klasach ziarnowych produktów flotacji w układzie Fuerstenaua (uzysk miedzi w koncentracji – uzysk części nieużytecznej w odpadach) (rys. 83)

Ponieważ opisane eksperymenty prowadzono przy mniejszych dawkach kolektora (70 g/Mg), niż to sugerowały wyniki flotacji przy jego różnych poziomach dozowania (rys. 107), można się spodziewać, że w warunkach technologicznych, przy zastosowaniu wydzielonego strumienia z nadawą doprowadzoną do bardzo drobnego uziarnienia rzędu <0,020 mm, przy wyższych niż obecnie standardowo stosowanych dawkach kolektorów, uwolnione ziarna kruszców powinny flotować z bardzo wysokimi uzyskami. W praktyce laboratoryjnej flotacji krajowych rud miedzi z LGOM przyjęto stosować ilości kolektora około 20% wyższe niż w praktyce przemysłowej. Wiąże się to z faktem obecności odczynników w zamkniętych obiegach technologicznych produktów, które w pewnym stopniu są obiegami krążącymi w stanie „nasylenia” zawiesinami wraz z odczynnikami. Przyjęta w opisywanych eksperymentach dawka kolektora 100 g/Mg była właśnie o około 20% większa od tej, jaką stosuje się w warunkach przemysłowych w ZWR Polkowice, skąd pochodziła próbka rudy badana w tej pracy. Zatem opisane eksperymenty z drobno zmieloną rudą wskazują, że przy flotacji przemysłowej rudy zmielonej do ziarn rzędu <0,025 mm, należy się liczyć z dawkami zbieraczy o około 20-30% niższymi niż stosowane obecnie.

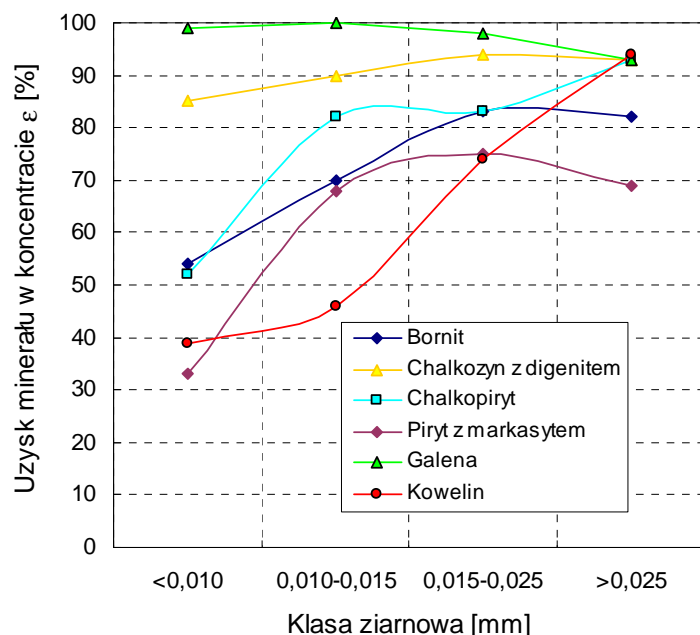
Ważne informacje dla technologii flotacji rud wymagających drobnego mielenia dostarczyły dane ilościowe i bilanse wykonane na podstawie oznaczeń mineralogicznych kruszców w klasach ziarnowych z produktów flotacji wydzielonych na mikrositach.



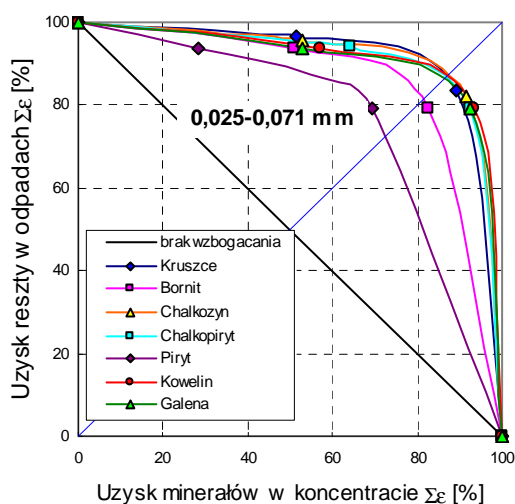
Rys. 111. Krzywe wzbogacania w układzie Fuerstenaau: uzysk minerałów w koncentracie – uzysk reszty odpadach kruszców dla głównych minerałów kruszczowych obecnych w badanej rudzie miedzi (rys. 94)

Zachowanie się głównych minerałów kruszczowych zidentyfikowanych w badanej rudzie w opisane za pomocą krzywych wzbogacalności (flotowalności) (rys. 111), oraz rozkłady (uzyski) tych minerałów w koncentracie w klasach ziarnowych (rys. 112) wskazują, że najlepiej flotowalnymi w badanej rudzie są galena i chalkozyn z digenitem. Ze względu na wysoki udział tego ostatniego, ogólnie w minerałach kruszczowych, przebieg jego wzbogacalności zbliżony jest do wzbogacalności miedzi. Wyraźnie gorszą wzbogacalnością oznacza się bornit i chalkopiryt. Najgorzej wzbogaca się kowelin zbliżony do niego flotowalnością piryt z markasytem. Zestawione na rys. 112 rozkłady minerałów kruszczowych w klasach ziarnowych potwierdzają i wyraźniej pokazują krzywe wzbogacalności poszczególnych minerałów kruszczowych sporządzone oddzielnie dla różnych zakresów uziarnienia przykładowo wybranych spośród wykresów zamieszczonych w tekście głównym (rys. 95 do 98) i pokazane na rys. 113 i 114. Opisywane porównania flotowalności

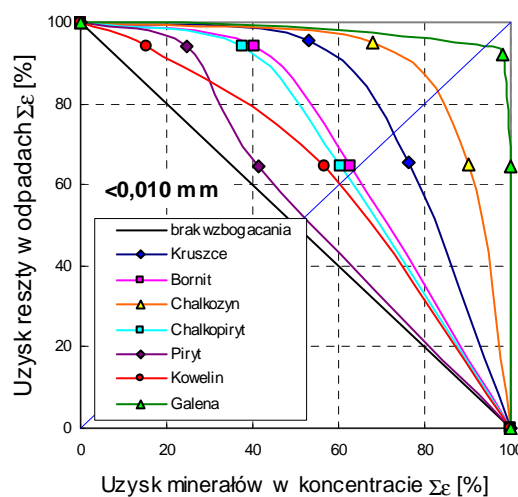
poszczególnych minerałów kruszczowych obecnych w badanej rudzie z różną zawartością są możliwe dzięki zaletom krzywych Fuerstenaaua.



Rys. 112. Rozkłady (uzyski) poszczególnych kruszczów w koncentracie dla nadawy zawierającej 90% klasy ziarnowej <0,025 mm (na podstawie rys. 95 do 98). Eksperymenty wykonywano przy 80 dm<sup>3</sup>/h podawanego powietrza i obrotach wirnika 670min<sup>-1</sup> i 70 g/Mg zbieracza



Rys. 113. Krzywe wzbogalności poszczególnych minerałów kruszczowych w klasie ziarnowej >0,025 mm produktów flotacji (rys. 95 a)



Rys. 114. Krzywe wzbogalności poszczególnych minerałów kruszczowych w klasie ziarnowej <0,010 mm produktów flotacji (rys. 96 b)



Analizy mineralogiczne kruszców w produktach flotacji rudy zmielonej do uziarnienia 90% <0,025 mm, wykonane dla klas ziarnowych wydzielonych na mikrositach pozwalają na wykreślenie krzywych wzbogacalności poszczególnych kruszców przy różnym ich uziarnieniu. Na rys. 113 i 114 pokazano takie krzywe dla poszczególnych minerałów kruszczowych w dwóch skrajnych, wybranych spośród analizowanych (rys. 95 a oraz rys. 96 b w głównym tekście pracy), zakresach uziarnienia produktów flotacji. Wykresy te wskazują, że istnieją wyraźne różnice we flotowalności głównych minerałów kruszczowych obecnych w badanej rudzie z rejonu Polkowic-Sierszowic. Różnice we flotowalności ujawniają się także w zależności od wielkości ziarn. Różnice te tym lepiej są widoczne im drobniejszy jest analizowany zakres uziarnienia. W przypadku pokazanym na rys 114 dla ziarn < 0,010 mm najlepszą flotowalność wykazuje galena, następnie chalkozyn z digenitem, potem chalkopiryt, bornit, a najslabszą kowelin z pirytem i markasytem. Galena oraz chalkozyn z digenitem wykazują najlepszą flotowalność we wszystkich przypadkach analizaowanych zakresów uziarnienia. Stwierdzono także istotne różnice we flotowalności pomiędzy głównymi minerałami kruszczowymi, przy najgrubszym z analizowanych zakresów uziarnienia >0,025 mm (praktycznie <0,040 mm) produktów opisywanego eksperymentu. W przypadku ziarn grubszych, wszystkie minerały kruszczowe miedzi z wyjątkiem bornitu oraz pirytu z markasytem charakteryzują się zbliżoną wzbogacalnością (rys. 113). Nie jest wykluczone, że podobna flotowalność w klasie ziarnowej >0,025 mm wszystkich kruszców (z wyjątkiem bornitu) może mieć związek z gorszym ich uwolnieniem w tym zakresie uziarnienia i flotowaniem zrostów, na co wskazywać może podobna do chalkozynu, galeny, chalkopirytu flotowalność kowelinu. Kowelin, bowiem, we wszystkich analizowanych drobniejszych klasach ziarnowych, wykazywał najgorszą, obok pirytu z markasytem, wzbogacalność (rys. 111 i 112).

Opisane zachowanie się poszczególnych głównych minerałów kruszczowych powinno być ważną wskazówką dla oceny i prowadzenia procesu technologicznego w zakładach przeróbczych. Otóż skład mineralogiczny kruszców, w tym nośników miedzi może mieć istotny wpływ na końcowe wyniki procesu w postaci osiągniętych uzysków i jakości produkowanych koncentratów i zapewne jest jedną z przyczyn znacznych wahań tych wskaźników obserwowanych w bieżącej produkcji określanej jako wyniki zmianowe. Niewątpliwie przewaga chalkozynu w nośnikach miedzi w nadawie do procesu będzie skutkowałą wyższą jakością koncentratów i wyższym uzyskiem, gdyż minerał ten charakteryzuje się najwyższą teoretyczną (stechiometryczną) zawartością miedzi i jak wykazano w tej pracy, jest też najlepiej flotującym minerałem miedzi i to w całym zakresie

uziarnienia, łącznie z ziarnami  $<0,015$  i  $0,010$  mm. W przypadku przewagi np. mineralizacji bornitowej i chalkopirytowej w nadawie należy się spodziewać gorszych, niż w przypadku mineralizacji chalkozynowej, zarówno jakości koncentratów z powodu niższej zawartości stechiometrycznej miedzi oraz wykazanej w tej pracy znacznie gorszej flotowalności obu minerałów, zwłaszcza w najdrobniejszych klasach ziarnowych. Zatem zaleceniem podstawowym dla technologii związanym z opisywanymi zjawiskami pozwalającymi na odpowiednie działania sterujące procesem, jest konieczność pozyskiwania bieżących informacji o składzie mineralogicznym nadawy. Informacje takie niewątpliwie pozwoliłyby na odpowiednią reakcję w ustawieniu parametrów technologicznych.

## V. WNIOSKI

W pracy wykonano szereg serii eksperymentów flotacyjnych w celu oceny wpływu wybranych czynników w zakresach zmienności wypracowanych w praktyce laboratoryjnej, zbliżonych do ich poziomu średniego, odpowiadającego typowym, standardowym warunkom flotacji oraz dla pewnych poziomów maksymalnych i minimalnych i jak założono, dopuszczalnych technologicznie i gwarantujących określoną skuteczność procesu flotacji. Otrzymane wyniki przeprowadzonych badań pozwalają na sformułowanie następujących wniosków:

1. Zmieszanie badanej rudy miedzi do uziarnienia o zawartości 60, 80 i 90% ziarn  $<0,025$  mm, gwarantowało w warunkach laboratoryjnych odpowiednio około 75, 90 i 95 % stopnie uwolnienia minerałów kruszcowych, wśród których wyróżniono jako główne: chalkozyn z digenitem, bornit, chalkopiryt, kowelin, piryt z markasytem i galenę.
2. Zmieszanie badanej rudy miedzi do uziarnienia o zawartości 90% ziarn  $<0,025$  mm gwarantowało korzystniejsze wyniki wzbogacania niż nadawy zmielone do uziarnienia 60 i 80 % ziarn  $<0,025$  mm. W przypadku 95% stopnia uwolnienia minerałów kruszcowych (90% ziarn  $<0,025$  mm), maksymalny uzysk minerałów miedzionośnych w produkcie pianowym – odpowiadającym koncentratowi z flotacji głównej, wynoszący 97– 98 %, obserwuje się dla ziarn o rozmiarach w zakresie  $0,015-0,025$  mm. Ziarna większe od  $0,040$  mm, niezależnie ile ich jest w zmielonej nadawie, w znaczącej części stanowią materiał słabo uwolniony.
3. Maksymalny uzysk miedzi w koncentracie flotacyjnym zawierającym 25% Cu, odpowiadającym koncentratowi z flotacji głównej, obserwowany jest w klasie ziarnowej  $0,010-0,025$  mm, przy czym przy uziarnieniu  $<0,010$  mm, w zastosowanych warunkach eksperymentu widoczny jest spadek uzysku. Potwierdza to dane literaturowe dotyczące flotowalności minerałów siarczkowych.

4. Niewielki, ale pozytywny wpływ wzrostu stopnia aeracji w badanym zakresie zmienności, na flotowalność zachodzi w całym analizowanym zakresie uziarnienia.
5. Wzrost dynamiki mieszania z 590 do 670 obr.  $\cdot$  min<sup>-1</sup> powoduje wzrost flotowalności ziarn w całym ich zakresie uziarnienia, ale nie uzyskano jednoznacznych informacji o wzbogacalności ziarn w granicach 0,005 mm. Dlatego zagadnienie to wymaga dalszych badań zwłaszcza dla najdrobniejszych klas ziarnowych <0,010 mm.
6. Stwierdzono wpływ ilości dozowanego zbieracza na flotowalność rudy zmielonej do uziarnienia 90% <0,025 mm; potwierdza to przebieg krzywych wzbogacalności. Znaczny jednak rozrzut danych nie pozwolił na jednoznaczne określenie wpływu ilości dozowanego zbieracza na flotowalność klasy ziarnowej <0,025 mm.
7. Zachodzą wyraźne różnice we flotowalności głównych minerałów kruszczowych obecnych w badanej rudzie z rejonu Polkowic-Sieroszowic w materiale zmielonym do uziarnienia 90% < 0,025 mm. Flotowalność tą można uszeregować w następującej kolejności:
  1. galena,
  2. chalkozyn z dygenitem,
  3. chalkopiryt,
  4. bornit,
  5. kowelin z pirytem i markasytem.
8. Poszczególne minerały kruszczowe w procesie flotacji zachowują się w sposób charakterystyczny przy różnym uziarnieniu. Zaobserwowano następujące zjawiska w klasach ziarnowych:
  - > 0,025 mm wszystkie minerały kruszczowe z wyjątkiem pirytu z markasytem i kowelinu wykazują bardzo dobrą flotowalność. Przebieg krzywych wzbogacalności wszystkich pozostałych analizowanych kruszczów wykazuje ich zbliżoną flotowalność poza nieco gorzej flotującym bornitem,
  - 0,015 – 0,025 mm właściwości flotacyjne są bardziej zróżnicowane: najlepszą flotowalność wykazuje galena, następnie chalkozyn z digenitem, dalej chalkopiryt z bornitem i wyraźnie słabszą flotowalność wykazują piryt z markasytem i kowelin,
  - 0,010 – 0,015 mm właściwości flotacyjne są jeszcze bardziej zróżnicowane: galena wykazuje doskonałą wzbogacalność, nieco gorszą cechuje się kolejno chalkozyn z digenitem, chalkopiryt i bornit, który zachowuje się podobnie do pirytu z markasytem. Najślabiej flotuje kowelin,
  - > 0,010 mm galena wykazuje doskonałą wzbogacalność, gorszą cechuje się kolejno chalkozyn, wyraźnie gorszą bornit, chalkopiryt i kowelin. Najślabiej flotuje piryt z markasytem.
10. Stopień uwolnienia kruszczów przechodzących do koncentratu w całym zakresie uziarnienia jest bardzo wysoki. Praktycznie do wszystkich klas ziarnowych produktów

pianowych trafia powyżej 95% ziarn uwolnionych. W odpadach natomiast wolne ziarna pojawiają się głównie w klasach ziarnowych  $<0,015$  mm i stopień uwolnienia jest podobny do produktów pianowych. W klasach ziarnowych odpadów  $>0,015$  mm, stopień uwolnienia wyraźnie obniża się.

11. Flotacja rudy zmielonej do uziarnienia  $<0,025$  mm, a nawet  $<0,010$  mm jest w pełni skuteczna w zastosowanych, praktycznie standardowych, warunkach eksperymentu. W skali technologicznej, przy takim uziarnieniu, należy się spodziewać konieczności zastosowania odpowiednich warunków fizykochemicznych i hydrodynamicznych procesu.
  
12. Główne minerały kruszcowe przy uziarnieniu  $<0,025$  mm i  $<0,010$  mm ujawniają istotne różnice we flotowalności, tym większe im drobniejsze są ziarna. Uziarnienie chalkozynu i galeny wykazuje najmniejszy wpływ na flotowalność w całym zakresie do  $<0,010$  mm. Najślabszą flotowalność w całym badanym zakresie uziarnienia wykazywał kowelin i piryt z markasytem. Szczegółowe rozpoznanie właściwości flotacyjnych ziarn  $<0,005$  mm dla krajowych rud miedzi z LGOM wymaga dalszych badań.

## VI. LITERATURA

- Ahmed N., Jameson G. J., 1985. *The effect of bubble size on the rate of flotation of fine particles*. International Journal of Mineral Processing, 14: 195–215
- Arbiter N., 1979. Problems in sulphide ore processing. W: Beneficiation of mineral fines problems and research needs. Chapt. 10, Somasundaran P., Arbiter N., (Eds.), AIME, 139–152
- Bayraktar İ., Ipekoglu U. A., Tolun R., 1991. Features and Flotation of Complex Cu-Pb-Zn Sulphide. W: Innovations in Flotation Technology, ed. P. Mavros and K.A. Matis, NATO ASI Series, vol.208, 307-330
- Berger G. S., Yefimov I. A. (Бергер Г.С., Ефимоф И.А.), 1962. Методы выделения мономинеральных фракции. Изд. 2, Госгеолтехиздат, Москва
- Bisshop J. P., White M. E., 1976. Study of a particle entrainment in flotation froths. Proc. I. M. M., 85, 191–194
- Blackwell K., Grano S. R., 1999. Ian Wark Research Institute Report for Magotteaux Australia. (praca niepublikowana)
- Bolewski A., Manecki A., 1993. Mineralogia szczegółowa. Polska Agencja Ekologiczna, Wydawnictwo PAE, Warszawa
- Brandon N. P., 1985. Ph.D. Thesis. University of London, London
- Collins G. L. and Jameson G. J., 1976. Experiments on the flotation of fine particles, the influence of particle size and charge. Chemical Engineering Science, 31: 985–991
- Crawford R., Ralston J., 1988. The influence of particle size and contact angle in mineral flotation. International Journal of Mineral Processing, 23, 1–24
- Cutting G. W., 1986. Effect of froth structure and mobility on plant performance. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 5: 169–201

Cutting G. W., Barber S. P., Newton S., 1886. Effects of froth structure and mobility on the performance and simulation of continuously operated flotation cells. *International Journal of Mineral Processing, Review*, 16, 43–61

Drzymała J., 2001. *Podstawy mineralurgii*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław, 231, 247, 260, 262, 266, 308, 311

Drzymała J., Ahmed H. A. M., 2005. Mathematical equations for approximation of separation results using the Fuesrtenau upgraiding curves. *International Journal of Mineral Processing*, Vol. 76, No. 1-2, April 4, 55–65

Ek C., 1992. Flotation kinetics. *Innovation in Flotation Technology*, Mavros P., Matis K.A. (eds.). NATO ASI Series Applied Science Series E., Kluwer Academic Publishery, London, Vol. 208, 183–210

Espinoza Ortega O., Song S., Lopez-Valdivieso A., 2004. Silver recovery and concetrate grade improvement for scavenger concentrates through regrinding and selective aggregation. *In: Particle size enlargement in mineral processing, Proceeding of the Vth UBC– McGill Biennial International Symposium, 43 Annual Conference of Metallurgists of CIM*, Hamilton, Ontario, Canada, Laskowski J. S. (ed.). 137–147

Feng D., Aldrich C., 1999. Effect of particle size on flotation performance of complex sulphide ores. *Mineral Engineering*, 12 (7): 721–731

Fuerstenau D. W., 1980. Fine particle flotation. *W: Fine particles processing. Proc. Inter. Symp. Somasundaran P. (Ed), AIME, New York*, 1 (35), 669–705

Gaudin A. M., 1963. *Flotacja*. Tłum. z II wydania oryginału: J. Olszewski, T. Piaseczny. Wyd. Śląsk, Katowice, 11, 347, 348, 349, 350

George P., Nguyen A. V., Jameson G. J., 2004. Assessment of true flotation and entrainment in the flotation of submicron particles by fine bubbles. *Minerals Engineering*, 17: 847–853

Girgin E.H., Do S., Gomez C.O., Finch J.A., 2006. Bubble size as a function of impeller speed in a self-aeration laboratory flotation cell, *Minerals Engineering*, Vol. 19, 2, 201–203

Gonçalves K. L. C., Andrade V. L. L., Peres A. E. C., 2003. The effect of grinding conditions on the flotation of a sulphide copper ore. *Minerals Engineering*, 16: 1213–1216

Griffin L. K., Hart S., Espinosa Gomez R., Johnson N. W., 1993. Chalcopyrite Flotation and Liberation Characteristics Before and After Autogenous Grinding At Mount Isa Mines Limited. XVII International Mineral Processing Congress. Sydney, Australia, 23 – 28 May, 4, 913-922

Guy P. J., Trahar W. J., 1985. The effects of oxidation and mineral interaction on sulphide flotation. W: *Flotation Sulphide Minerals*. K.S.E. Forssberg (Ed), Elsevier, 91–110

Harbort G., Murphy A., Vargas A., Young M., 1999. The introduction of the IsaMill for ultrafine grinding in the Mt Isa Lead/Zinc concentrator. For presentation at Extemin 99, Arequipa, Peru, Sept., (Xstrata Technology), 1–8

Hemmings C. E., 1980. An alternative viewpoint on flotation behaviour of ultrafine particles. *Trans. Inst. Min. Metall.*, 89: 113–120

Heyes G. W., Trahar W. J., 1979. Oxidation-reduction effects in the flotation of chalcocite and cuprite. *International Journal of Mineral Processing*, 6: 229–252

Hukki R. T., 1961. Proposal for a solomonic settlement between the theory of von Rittinger, Kick and Bond. *Trans. AIME/SME*, 220, 403-408

Jarosz J., 1968. Charakterystyka mineralogiczno petrograficzna złóża „Lubin”. *Rudy i Metale Nieżelazne*, R. 13, Nr 12, 625-634

Johnson N. W., 2002. Practical aspects of the effects of electrochemical conditions in grinding mills on the flotation process. W: *Flotation and flocculation from fundamentals to applications*, Ralston J, Miller J, Rubio J. (eds.), 290–292

Johnson N. W., 2006. Liberated 0–10  $\mu$ m particles from sulphide ores, their production and separation — recent developments and future needs. *Minerals Engineering*, 19: 666–674

KGHM Polska Miedź S.A. Oddział Zakłady Wzbogacania Rud – dane udostępnione.

Kijewski P., Jarosz J., 1996. Odmiany litologiczne rudy. W: Monografia KGHM Polska Miedź S.A.. część II, Praca zbiorowa pod redakcją Piestrzyński A., Wyd. CBPM Cuprum, Spółka z o. o., Wrocław, Lubin, 303–305

Kirjavainen V. M., 1996. Review and analysis of factors of controlling the mechanical flotation of gangue minerals. *International Journal of Mineral Processing*, 46: 24–31

Kitchener, J.A., 1992. Minerals and surfaces. W: *Colloid Chemistry in Mineral Processing, Developments in Mineral Processing*, Vol. 12. Laskowski J. S., Ralston J.(eds.), Elsevier, 1-39

Klassen V.I., Mokrousov V.A, 1959, *Vvedene v teoriu flotacii*. Gosudarstvennoe Naucno-Tekhniceskoe Izdatelstvo Literatury po Gornom Delu, Moskva (Классен В.И., Мокроусов В.А. Введение в теорию флотации, Госуд. Науч. Технич. Издат. Литерат. по Горном Делу, Москва)

Kocabag D., Smith M. R., 1985. The effect of grinding media and galvanic interaction upon the flotation of sulphide minerals. W: *Complex Sulfidess, Processing of Ores, Concentrates and By-Products*, San Diego, California, 55–77

Konieczny A., 2006. Technologie wzbogacania i ich modele matematyczne dla rud trudnowzbogacalnych frakcji rud miedzi z rejonu Polkowice–Sierszowice. *Rozprawa Doktorska*, Kraków, 12–15

Konigsmann K. V., 1985. Flotation techniques for complex ores. W: *Complex Sulfides, Processing of Ores, Concentrates and By-Products*, The Metallurgical Society , Inc., Zunkel A.D., Boorman R.S., Morris A.E., Wesely R.J. (ed.), San Diego, California, 5–19

Konopacka Ż., 2005. Flotacja mechaniczna. *Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej*, Wrocław, 9–12

Konstantynowicz-Zielińska J., 1990. Petrografia i geneza łupków miedzionośnych monokliny przedsudeckiej. *Rudy i Metale Nieżelazne*, R. 35, Nr 5-6, 128-133

Krzan M., Małyś K., 2002. Influence of frother concentration on bubble dimension and rising velocities. *Fizykochemiczne problemy mineralurgii*. 36, 65–76



Kucha H., Mayer W., 1996. *Geochemia*. W: Monografia KGHM Polska Miedź S.A., praca zbiorowa pod redakcją Piestrzyński A., Wyd. CBPM Cuprum, Spółka z o. o., Lubin, 237–241

Kuopanportii H., Soursa T., Pollanen E., 1997. Effect of oxygen on kinetics in sulphide ore flotation. *Minerals Engineering*, 10 (11): 1193-1205

Lascelles D., El-Ammouri E., Finch J. A., 2004. Flotation and aggregation: Testing a link. W: Particle size enlargement in mineral processing. Proceeding of the Vth UBC– McGill Biennial International Symposium, 43 Annual Conference of Metallurgists of CIM, Hamilton, Ontario, Canada, Laskowski J. S. (ed.), 49–56

Laskowski J. 1974, Particle – bubble attachment in flotation. *Minerals Science and Engineering*, vol. 6, 4, 223

Laskowski J. S., 1992. Oil assisted fine particle processing. W: *Colloid Chemistry in Mineral Processing, Developments in Mineral Processing*, Vol. 12. Laskowski J. S., Ralston J.(eds.), Elsevier, 12: 361–399

Laskowski J. S., Lopez–Valdivieso A., 2004. Fine particle aggregation in mineral processing circuits. W: Particle size enlargement in mineral processing, Proceeding of the Vth UBC– McGill Biennial International Symposium, 43 Annual Conference of Metallurgists of CIM, Hamilton, Ontario, Canada, Laskowski J. S. (ed.), 17–32

Laskowski J., Łuszczkiewicz A., 1989. *Przeróbka kopalin. Wzbogacanie surowców mineralnych*. Politechnika Wrocławska, Wrocław, 28–29, 113

Laskowski J., Łuszczkiewicz A., Malewski J., 1977, *Przeróbka kopalin*. Wydawnictwo Politechniki Wrocławskiej, Wrocław

Lekki J., Drzymała J., 1990. Flotometric analysis of the collectorless flotation of sulfide materials. *Colloids and Surfaces*, 44, 179–190

Łuszczkiewicz A., 2000, Wykorzystanie frakcji czarnych łupków miedzionośnych z rud z rejonu lubińsko-głogowskiego. *Materiały Seminarium Naukowego: Współczesne problemy*

przeróbki rud miedzi w Polsce, Polkowice, 16 listopad 2000, Wyd. Komitet Górnictwa PAN i KGHM Polska Miedź S.A., Linea, Lubin 2000, 137-156

Łuszczkiewicz A., 2002, Znaczenie gospodarcze i technologie pozyskiwania surowców rozproszonych. Inżynieria Mineralna, Nr S.1 (7), 61-77

Łuszczkiewicz A., 2004. Materiały niepublikowane

Łuszczkiewicz A., Chmielewski T., 2006. Technologia chemicznej modyfikacji produktów pośrednich w układach flotacji siarczkowych rud miedzi. Rudy i Metale Nieżelazne, 2–10

Łuszczkiewicz A., Konopacka Ż., Muszer A., 2006, Określenie możliwości ograniczenia strat miedzi i srebra w odpadach poflotacyjnych Zakładów Wzbogacania Rud KGHM Polska Miedź S.A. Raport Nr S-82/2006, Politechnika Wrocławska, Instytut Górnictwa Zakład Przeróbki Kopaliny i Odpadów, Wydział Geoinżynierii, Górnictwa i Geologii, Wrocław, grudzień 2006

Łuszczkiewicz A., Wieniewski A., 2006. Kierunki rozwoju technologii wzbogacania rud w krajowym przemyśle miedziowym. Górnictwo i Geoinżynieria, Rok 30, Zeszyt 3/1, 181-196

Lynch A. J., Johnson N. W., Manlapig E. V., Thorne C. G., 1981. Mineral and coal flotation circuits. W: Fuerstenau, D.W. Ed., Dev. Miner. Process, Elsevier Science Publisher B. V., Vol. 3, Amsterdam

Mitrofanov S.I., 1967, Selektivnaja flotacja. Izd. Nedra, Moskva. (Митрфанов С. И., Селективная флотация, Издат. Недра, Москва 1967)

Nguyen A. V., Schulze H. J., Ralston J., 1997. Elementary steps in particle – bubble attachment. International Journal of Mineral Processing, 51: 183-195

Nieć M., Piestrzyński A., 1996. Forma i budowa złoża. W: Monografia KGHM Polska Miedź S.A., praca zbiorowa pod redakcją Piestrzyński A., Wyd. CBPM Cuprum, Spółka z o. o., Lubin, 185

Norrgran D. A., Amstrong R. O., 1985. Developing a selective flotation concentrations technique for polymetallic ores. W: *Complex Sulfides, Processing of Ores, Concentrates and By-Products*, The Metallurgical Society, Inc., Zunkel A. D., Boorman R. S., Morris A. E., Wesely R. J. (ed.), San Diego, California, 37–54

Parsonage P., 1992. Coating and carrier methods for enhancing magnetic and flotation separation. W: *Colloid Chemistry in Mineral Processing, Developments in Mineral Processing*, Fuerstenau D. W. (advisory editor), Laskowski J. S., Ralston J. (eds.), Elsevier, 12: 342–343, 361–394

Pease J. D., Curry D., Young M. F., 2006. Designing flotation circuits for high fines recovery. *Minerals Engineering*, 19: 831–840

Pease J. D., Young M. F., Curry D., Johnson N. W., 2004. Improving fines recovery by grinding finer. *MetPlant, Centenary of Flotation Symposium, Brisbane, Australia*, 1–17

Phan Ch. M., Nguyen A. V., Miller J. D., Evans G. M., Jameson G. J., 2003. Investigations of bubble – particle interactions. *Int. J. Mineral Processing*, 72: 239–254

Piestrzyński A., 1996. Okruszczowanie. W: *Monografia KGHM Polska Miedź S.A., praca zbiorowa pod redakcją Piestrzyński A., Wyd. CBPM Cuprum, Spółka z o. o., Lubin*, 200–323

Plaksin I. N., Zaitseva, S. P., Myasnikova G. A., Starchik L. P., Turnikova V. I., Khazinskaja G. N., Shafeev R. S., 1957. Microradiographic study of the action of flotation reagents. W: *Trans. Instn. Min. Metall., London 67, 1957-1958 (Bull. Instn. Min. Metall., London Ost. 1957)*, 1–7

Ralston J., 1992. The influence of particle size and contact angle in flotation. W: *Colloid Chemistry in Mineral Processing, J.S. Laskowski i J. Ralston (eds.) Development in Mineral Processing, Vol. 12*, 253–267

Ralston J., Fornasiero D., Dai Z., 2002. The attachment efficiency of particles to gas bubbles in flotation. W: *Flotation and flocculation from fundamentals to applications, Proceeding from Strategic Conference and Workshop, Hawaii, Ralston J., Miller J., Rubio J. (eds.)*, 125–132

Richardson P. E, Walker G. W., 1985. The flotation of chalcocite, bornite, chalcopyrite, and pyrite in an electrochemical – flotation cell. W: Proceed 5th Int. Min. Process. Congr., Cannes, 198–210

Rubio J., 2002. Unconventional flocculation and flotation techniques. W: Flotation and flocculation from fundamentals to applications, Proceeding from Strategic Conference and Workshop, Hawaii, Ralston J., Miller J., Rubio J. (eds.), 17–31

Rubio J., Capponi F., Matiolo E., Nunes D. G., 2003. Advances in flotation of minerals fines. Proceedings: XXII Int. Min. Proc. Congr., 1014–1022

Rubio J., Kitchener J.A., 1977. New basis for selective flocculation of mineral limes. Trans. I. M. M., Sect. C, 8–97

Schubert H., 1985b. Discussion, question of A. Bahr . Flotation Sulphide Minerals, K.S.E. Forssberg, Elsevier, 353

Schubert H., 1985a. On some aspects of the hydrodynamics of flotation processes. Flotation Sulphide Minerals, K. S. E. Forssberg, Elsevier, 337–352

Schulze H. J., 1992. Elements of physically – based modelling of the flotation process. Innovation in flotation technology. Kluwer Academic Publishers, London, 208: 171–180

Schulze H. J., 1993. Flotation as a heterocoagulation process: possibilities of calculating the probability of flotation. W: Coagulation and flocculation. Theory and applications. B. Dobias, Marcel Dekker (eds.), Inc. New York, 321–353

Solari J. A., Gochin R. J., 1992, Fundamental aspects of microbubble flotation process. W: Colloid Chemistry in Mineral Processing, Developments in Mineral Processing, Vol. 12., Laskowski J.S. i Ralston J.(eds.), Elsevier, 361–399

Spalińska B., Stec R., Sztaba K., 1966. Miejsce i rola przeróbki rudy w kompleksie technologicznym KGHM Polska Miedź S.A. Monografia KGHM Polska Miedź S. A. Praca zbiorowa pod redakcją A. Piestrzyńskiego, Wydawnictwo Cuprum Sp. Z o. o., Wrocław, 637-648

Sutherland K. L., Wark I. W., 1955. Principles of Flotation. Aus. I. M. M. (Melbourne), VIII: 92–142

Sztaba K, 1993. Przesiewanie. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice, 1993

Taggart A. F., 1956. Handbook of Mineral Dressing, Ores and Industrial Minerals. John Wiley and Sons, New York, Section 12: 92, 97

Thorne G. C. 1975. The flotation behaviour of lead/zinc ores in industrial flotation circuits with references to simulation and control. Ph.D. Thesis, University of Queensland

Thorne G. C., Manlapig E. V., Hall J. S., Lynch A. J., 1976. Modelling of industrial flotation circuits. W: Flotation A. M Gaudin memorial volume, Fuerstenau M. C. (ed.), New York, 2: 725–752

Tokarska K., 1971. Geochemiczna charakterystyka substancji bitumicznej cechsztyńskich łupków miedzionośnych. Kwartalnik Geologiczny, T.15, Nr 1, 67-76

Trahar W. J., 1976. The selective flotation of galena from sphalerite with special reference to the effect of particle size. International Journal of Mineral Processing, 151–166

Trahar W. J., 1981. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. International Journal of Mineral Processing, 2: 289 –327

Trahar W. J., Warren L. J., 1976. The flotability of very fine particles – a review. International Journal of Mineral Processing, 3: 103–131

Van Loon A. J., 2002. From the benefits of micro to the threats of nano for the ore-mining and ore-refining sectors. Earth-Science Reviews, 58, 233–241

Vianna S M, Franzidis J-P, Manlapig E V, Silvester E and Fu P-H. 2003. The influence of particle size and collector coverage on the floatability of galena particles in a natural ore. Proceedings: XXII International Mineral Processing Congress, Editors: L. Lorenzen and D. J. Bradshaw Cape Town, South Africa, Vol. 2:816, 816-826

Wesely R. J., 1985. Complex sulfides: new technology and opportunities. W: Complex Sulfides, Processing of Ores, Concentrates and By-Products, The Metallurgical Society, Inc., Zunkel A. D., Boorman R. S., Morris A. E., Wesely R. J. (ed.), San Diego, California, 21–32

Xu Z., Zhou Z. A., Choung J. W., Yang X., Fu T., 2004. Role of particle aggregation in fine sphalerite flotation studies by on–line visualisation. W: Particle size enlargement in mineral processing. Proceeding of the Vth UBC – McGill Biennial International Symposium, 43 Annual Conference of Metallurgists of CIM, Hamilton, Ontario, Canada, Laskowski J. S. (ed.), 57–72