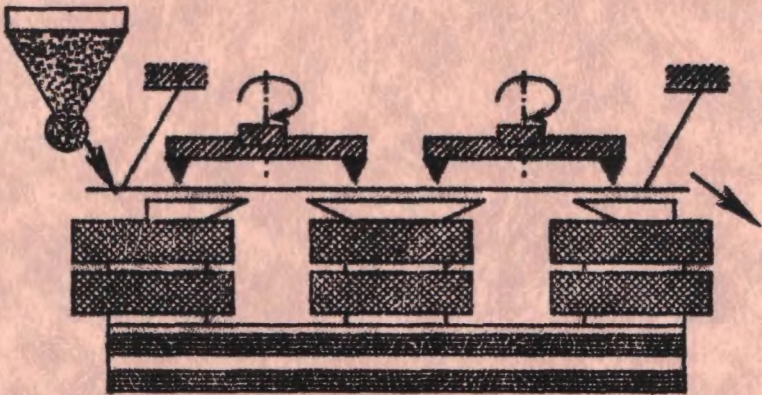


В.О. Смирнов
В.Н. Бредіхін
М.О. Маняк
В.І. Пожуєв
І.Ф. Червоний
В.П. Грицай

МЕТАЛУРГІЯ КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

Збагачення руд кольорових металів

ЧАСТИНА II



**СМИРНОВ В.О., БРЕДИХІН В.Н., МАНЯК М.О.
ПОЖУЄВ В.І., ЧЕРВОНИЙ І.Ф., ГРИЦАЙ В.П.**

МЕТАЛУРГІЯ КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

частина 2

**Збагачення руд
кольорових металів**

УДК 669.331

ISBN ...

Рецензенти:

В.А. Гладких, доктор технічних наук, професор кафедри електromеталургії Національної металургійної академії України

Д.В. Прутцков, провідний науковий співробітник лабораторії металургії легких металів Інституту Титану, доктор хімічних наук (м. Запоріжжя);

І.П. Волчок, доктор технічних наук, професор Запорізького Національного технічного університету

Смирнов В.О., Бредихін В.М., Маняк М.О. Пожуєв В.І., Червоний І.Ф., Грицай В.П. **Металургія кольорових металів**. Підручник. Ч.1 Збагачення руд кольорових металів / Під ред. докт. техн.. наук, професора Червонного І.Ф. – ЗГИА, Запоріжжя, Ч.2. – 2007. – 317 с.

Викладені теоретичні основи процесів збагачення руд кольорових металів. Приведені конструкції основного технологічного обладнання і описані принципи його дії. Розглянуті технологічні схеми колективної і селективної флотації з урахуванням речовинного складу руд, що збагачуються. Викладені питання комплексності використання рудної сировини і основні положення охорони навколишнього середовища.

Підручник призначений для студентів і аспірантів, які навчаються за напрямком «Металургія» по спеціальності «Металургія кольорових металів». Може бути корисна для інженерно технічних робітників, які спеціалізуються у галузі розробки технології і обладнання для збагачення руд кольорових металів.

ЗМІСТ

Передмова.....	
1 Речовинний склад руд кольорових металів.....	
1.1 Характеристика руд.....	
1.2 Основні характеристики речовинного складу руд і їх вплив на флотацію.....	
2 Підготовка руд кольорових металів до збагачення.....	
2.1 Усереднення і шихтування руд.....	
2.2 Дроблення і подрібнення руд.....	
2.3 Промивка.....	
2.4 Попередня концентрація руд кольорових металів.....	
2.5 Підготовка пульпи до флотації.....	
2.6 Класифікація мінералів за флотованістю.....	
2.7 Флотаційні реагенти.....	
3 Основне обладнання збагачувальних фабрик руд кольорових металів	
3.1 Обладнання підготовчих процесів.....	
3.2 Промивні машини і апарати.....	
3.3 Обладнання основних гравітаційних процесів.....	
3.4 Магнітні сепаратори.....	
3.5 Флотаційні машини і апарати.....	
3.6 Обладнання заключних процесів.....	
4 Технологія збагачення мідних і мідно-піритних руд.....	
4.1 Основні властивості і галузі застосування міді.....	
4.2 Мідні руди і мінерали.....	
4.3 Вимоги до концентратів.....	
4.4 Флотаційні властивості мінералів міді і заліза.....	
4.5 Технологічні схеми переробки мідних руд.....	
5 Технологія збагачення мідно-цинкових руд.....	
5.1 Основні властивості і галузі застосування цинку.....	
5.2 Мідно-цинкові руди і мінерали.....	
5.3 Вимоги до концентратів.....	
5.4 Флотаційні властивості мінералів цинку.....	
5.5 Технологічні схеми переробки мідно-цинкових руд.....	
6 Технологія збагачення мідно-нікелевих руд.....	
6.1 Основні властивості і галузі застосування нікелю.....	
6.2 Нікелеві руди і мінерали.....	
6.3 Вимоги до концентратів.....	
6.4 Флотаційні властивості мінералів нікелю.....	
6.5 Технологічні схеми переробки мідно-нікелевих руд.....	
7 Технологія збагачення свинцевих поліметалічних руд.....	
7.1 Основні властивості і галузі застосування свинцю.....	
7.2 Свинцеві руди і мінерали.....	
7.3 Вимоги до концентратів.....	

7.4	Флотаційні властивості мінералів свинцю.....	
7.5	Технологічні схеми переробки свинцевих руд.....	
8	Технологія збагачення молібденових руд.....	
8.1	Основні властивості і галузі застосування молібдену.....	
8.2	Молібденові руди і мінерали.....	
8.3	Вимоги до концентратів.....	
8.4	Флотаційні властивості мінералів молібдену.....	
8.5	Технологічні схеми переробки молібденових і мідно-молібденових руд.....	
9	Технологія збагачення вольфрамових руд.....	
9.1	Основні властивості і галузі застосування вольфраму.....	
9.2	Вольфрамові руди і мінерали.....	
9.3	Вимоги до концентратів.....	
9.4	Флотаційні властивості мінералів вольфраму.....	
9.5	Технологічні схеми переробки шеєлітових руд.....	
9.6	Технологічні схеми переробки шеєліто-молібденових руд.....	
9.7	Технологічні схеми переробки вольфрамітових руд.....	
10	Технологія збагачення олов'яних руд і розсіпів.....	
10.1	Основні властивості і галузі застосування олова.....	
10.2	Руди і мінерали олова.....	
10.3	Вимоги до концентратів.....	
10.4	Властивості мінералів олова.....	
10.5	Технологічні схеми переробки олов'яних розсіпів.....	
10.6	Технологічні схеми переробки корінних олов'яних руд.....	
11	Технологія збагачення золотовмісних руд і розсіпів.....	
11.1	Основні властивості і галузі застосування золота.....	
11.2	Золотовмісні руди і мінерали.....	
11.3	Властивості золота.....	
11.4	Технологічні схеми переробки золотовмісних розсіпів.....	
11.5	Технологічна схема переробки золотовмісних шліхів.....	
11.6	Технологічні схеми переробки золотовмісних конгломератів.....	
11.7	Технологічні схеми переробки золотовмісних корінних руд.....	
12	Технологія збагачення титановмісних руд і розсіпів.....	
12.1	Основні властивості і галузі застосування титану.....	
12.2	Властивості мінералів титану.....	
12.3	Технологічні схеми переробки титановмісних корінних руд.....	
12.4	Технологічні схеми переробки титановмісних розсіпів.....	
12.5	Технологічні схеми переробки титановмісних корінних руд.....	
12.6	Технологічні схеми переробки титановмісних розсіпів.....	
13	Охорона навколишнього середовища.....	
13.1	Діяння людини на природу.....	
13.2	Заходи щодо охорони навколишнього середовища.....	
13.3	Очищення стічних вод.....	
13.4	Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення.....	
	Рекомендована література.....	

Помічені друкарські помилки

Стор	Строка	Надруковано	Повинно бути
Обкладинка	2	В.Н.Бредіхін	В.М Бредихін
Стор.1	3	Бредіхін В.Н.	БредихінВ.М.
Стор 2	1 2 знизу	Бредіхін В.М Бредіхін В Н	Бредихін В.М. Бредихін В М
21	12 зверху	кристалічної рушівки	кристалічної ґратки
40	4 зверху	сірчаний натрій Na ₂ S	сірчистий натрій Na ₂ S
127	Ф-ла (3 34)	$Q = q n (L - l)$, т/год	$Q = q n (L - 0, l)$, т/год
171	Рис. 4.2	<p style="text-align: center;">Виправлення технологічного вузла «класифікація – подрібнення»</p>	
236	17 зверху	... електр //\\ють текстильній електронагрівачами в високотемпературних печах Ряд хімічних сполук вольфраму застосовують в текстильній...
277	Рис. 11.1	Технологічна схема збагачення олововмісних розсіпів дражним способом.	Технологічна схема збагачення золотовмісних розсіпів дражним способом
Стор.321	2	Володимир Олександрович Смирнов	Валерій Олександрович Смирнов

ПЕРЕДМОВА

Ефективність використання корисної копалини залежить головним чином від вмісту в ньому корисного компонента і наявності шкідливих домішок. Корисні копалини, що добуваються, тільки в тих випадках піддаються безпосередній переробці металургійними, хімічними та іншими методами, коли їхня якість відповідає вимогам, пропонованим до даної сировини, але такі корисні копалини в природі зустрічаються рідко. Вміст корисних компонентів у сировині, що добувається, може складати від часток відсотка (мідь, нікель, цинк і ін.) до декількох тисячних відсотка (молибден, кобальт, тантал, індій і ін.). Безпосередня переробка бідних за вмістом корисних копалин технічно і економічно недоцільна. Тому в більшості випадків корисні копалини піддаються спеціальній переробці з метою їхнього збагачення.

Збагачення корисних копалин представляє сукупність процесів механічної переробки мінеральної сировини з метою вилучення коштовних компонентів і видалення пустої породи і шкідливих домішок, що не представляють практичної цінності в даних техніко-економічних умовах.

Попереднє збагачення корисних копалин дозволяє :

- збільшити промислові запаси сировини за рахунок використання родовищ бідних корисних копалин з низьким вмістом коштовних компонентів;
- підвищити продуктивність праці на гірських підприємствах і знизити вартість руди, що добувається, за рахунок механізації гірських робіт і суцільної виїмки корисної копалини замість вибіркової;
- підвищити техніко-економічні показники металургійних і хімічних підприємств при переробці збагаченої сировини за рахунок зниження витрати палива, електроенергії, флюсів, хімічних реактивів, поліпшення якості готових продуктів і зниження втрат корисних компонентів з відходами;
- здійснити комплексне використання корисних копалин, тому що попереднє збагачення дозволяє вилучити з нього не тільки основні корисні компоненти, але і супутні, що містяться в малих кількостях;
- знизити витрати на транспортування до споживачів більш багатих продуктів, а не всього об'єму видобутої корисної копалини;

- виділити з мінеральної сировини шкідливі домішки, що при подальшій його переробці можуть погіршувати якість кінцевої продукції, забруднювати навколишнє середовище і загрожувати здоров'ю людей.

Переробка корисних копалин здійснюється на збагачувальних фабриках за складними технологічними процесами.

Для задоволення потреб у кольорових металах необхідна, з одного боку, розвинута металургійна промисловість, яка здатна здійснювати виробництво кольорових металів у необхідному асортименті і необхідної якості. З іншого боку, необхідна сировинна база, яка забезпечить металургійну промисловість відповідною сировиною і енергоносіями. Основною сировиною для отримання кольорових металів є руди.

Бурхливий зріст виробництва кольорових металів значно збіднив сировинну базу галузі. Погіршується якість руд, знижується вміст в них цінних компонентів, гірничі роботи приходиться вести на все більших глибинах і для їх освоєння потрібні величезні капітальні витрати. У цих умовах велике значення придбає *вторинна металургія кольорових металів* – підгалузь кольорової металургії, яка вироблює заготовку, первинну обробку і металургійну переробку вторинної сировини – відходів виробництва і відходів споживання (брухт), які містять кольорові метали і їх сплави. Доля металів, що отримані з вторинної сировини, у загальному обсязі виробництва алюмінію, міді, цинку, свинцю і олова складає близько 30%. Термін «вторинний» вказує лиш на походження, а не на якість металу, тобто первинні і вторинні метали потрібно розрізнявати не по їхньої якості, а по джерелам сировини.

В принципі, метал з руди і метал з відходів не має різниці. Однак енергетичні витрати для отримання металу з руди значно більше (іноді на порядок), чим при отриманні металу з відходів.

Ефективність використання вторинної сировини тісно зв'язана з його підготовкою і переробкою, тим більше що понад 60% лому і відходів кольорових металів, які заготовлюються, здаються як низькоякісна сировина. Для отримання якісних металів і сплавів сировину необхідно піддати *первинної обробці* – збагаченню, тобто операціям піротехнічного і радіаційного контролю, а також сукупності процесів сортування, розділення і приведення лому і відходів до відповідної маси і розмірів.

При цьому слід враховувати, що є значні економічні і технічні переваги використання вторинної сировини у порівнянні з рудною. Ці переваги полягають у наступному:

- зменшуються сукупні витрати на виробництво продукції, тому що відпадає необхідність в однієї або декількох технологічних операціях;
- знижується питоме споживання енергії на виробництво продукції;
- замкнений кругообіг металу обмежує вплив несприятливих факторів на стан навколишнього середовища.

Загальний обсяг споживання кольорових металів у світі в 2000 р. складає 55 млн.т, у тому числі, %: алюмінію – 40, міді – 26, цинку – 16, свинцю – 11. Найбільш крупними країнами-споживачами кольорових металів є, млн.т/рік: США – 12,5; Китай – 6,8; Японія – 5,0; Німеччина – 3,9. Світове споживання кольорових металів на душу населення у середньому складає 9 кг/чол., а в передових країнах досягає – $35 \div 48$ кг/чол.

У 2005 р. обсяг споживання кольорових металів у світі вже склав $60 \div 65$ млн.т, що відповідає середньому споживанню на рівні 10 кг/чол.

Масштаби виробництва кольорових металів не збігаються з їхньою розповсюдженістю в природі і складають (приводиться порядок чисел), тыс.т/рік: алюміній 20×10^3 , мідь 14×10^3 ; цинк, свинець, олово $(3 \div 5) \times 10^3$; нікель, магній 10^2 ; цирконій $1,16 \times 10^3$; титан 10^3 ; молібден 121; вольфрам 30; сурма, кадмій, литій, уран, кобальт, $(1 \div 7) \times 10^4$; срібло, золото, ртуть, берилій, вісмут $(1 \div 10)$; цирконій (концентрат) 1160; реній $0,05 \times 10^3$; ніобій $0,021 \times 10^3$; тантал $0,7 \times 10^3$; галій, платина, паладій, індій $(1 \div 50) \times 10^6$. Алюміній, мідь, цинк, свинець, олово, нікель, магній, титан, молібден, вольфрам, кобальт складають за вартістю більше 80%, а по масі – 99 % продукції кольорових металів, що випускається в світі. Необхідно відзначити, що кольорова металургія, як галузь промисловості, виробляє не тільки кольорові метали і сплави, але й сірчану кислоту, елементарну сірку, соду, мінеральні добрива, будівельні матеріали та іншу важливу продукцію.

1 РЕЧОВИННИЙ СКЛАД РУД КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

1.1 Характеристика руд

Руди кольорових металів звичайно залягають в гірських породах, що представляють собою природні агрегати однорідних або різних мінералів, які утворилися за певних геологічних умов у земній корі чи на земній поверхні. За походженням розрізняють магматичні, осадові та метаморфічні гірські породи.

Магматичні гірські породи представляють собою мінеральні асоціації, що утворилися внаслідок кристалізації та (або) затвердіння магми, як на глибині, в середині земної кори, так і на поверхні після виверження вулканів. Магматичні гірські породи діляться на два основних класи: *інтрузивні* з повнокристалічною структурою і частіше за все масивною текстурою, і *ефузивні* зі склоподібною структурою. За вмістом кремнезему магматичні гірські породи діляться на чотири групи: *кислі* (вміст SiO_2 64...78 %), *середні* (вміст SiO_2 53...64 %), *основні* (вміст SiO_2 44...53 %) і *ультраосновні* (вміст $\text{SiO}_2 < 44$ %). За вмістом оксидів натрію і калію ($\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O}$) вирізняють магматичні гірські породи нормальної лужності, з підвищеним вмістом лугів (сублужні) і лужні. До кислих магматичних гірських порід відносяться руди олова, вольфраму, золота. До основних – мідні руди, титаномagnetитові, ісландський шпат. До ультраосновних – руди платини, нікелю, хрому. До лужно-ультраосновних – руди титану, цирконію, фосфору і рідкісноземельні елементи.

Концентрація цінних мінералів у магмі, що вихолоняє, зумовлена різними причинами:

– магма при охолодженні може розпадатися на дві рідини, що не змішуються (процес ліквідації, який приводить до виникнення ліквідаційних родовищ), прикладом є сульфідні мідно-нікелеві руди;

– цінні мінерали при розкристалізації можуть виділитися раніше від інших, зосередитися на дні магматичного резервуара і сформувати поклади ранньоматичних родовищ (акумулятивних або сегрегаційних родовищ). До них належать деякі родовища руд хро-

му, титану і заліза. Оригінальними ранньомагматичними утвореннями є трубки кімберлітів Сибіру і Південної Африки, що складаються із застиглої магми ультраосновного складу (кімберліт), що містить кристали алмазів, які виділилися на ранній стадії її охолодження;

– у магмі, багатій газом, при її розкристалізації речовина корисної копалини може сконцентруватися в легкоплавкому залишковому розплаві і при подальшому твердінні утворити пізньомагматичні родовища. Серед них відомі родовища титаномагнетитового типу – гори Качканар на Уралі, хромітів південного Уралу, апатитів Кольського півострова, танталу, ніобію і рідкісноземельних елементів;

– значно рідше родовища виникають у вигляді потоків, що виліваються з жерла вулканів, як напр., потоки сірки вулканів Італії і Японії.

Серед магматичних родовищ найбільш значні родовища руд заліза, титану, ванадію, хрому, платиноїдів, міді, нікелю, кобальту, апатиту, алмазів, ніобію, цирконію і гафнію. Магматичні гірські породи можуть використовуватись як будівельні (туфи, лабрадорити і ін.), абразивні (пемза) і теплоізоляційні (пемза, перліт) матеріали.

Осадкові гірські породи утворилися внаслідок осадження речовини у водному середовищі, рідше з повітря і в результаті діяльності льодовиків на поверхні суші, в морських і океанічних басейнах. Осадження може відбуватися *механічним способом* (під впливом сили ваги і зміни динаміки середовища), *хімічним* (з водних розчинів при досягненні ними концентрацій насичення і в результаті обмінних реакцій), а також *біогенним* (під впливом життєдіяльності організмів). В залежності від характеру осадження осадкові гірські породи розділяються на уламкові, хімічні і органігенні (біогенні). Джерелом речовини для утворення осадкових гірських порід являються продукти вивітрювання магматичних, метаморфічних і більш древніх осадкових порід; розчинені в природних водах компоненти; гази; різні речовини, які виникають при життєдіяльності організмів; вулканогенний матеріал (тверді частинки, які викинуті вулканами, гарячі водні розчини і гази, які виносяться вулканічними виверженнями на поверхню землі і в водні басейни). В сучасних океанічних осадах і в древніх осадкових породах зустрічається та-

кож космічний матеріал (дрібні кульки нікелістого заліза, силікатні кульки і т.п.).

За містом утворення родовища осадових гірських порід під-розділяються на річкові, болотні, озерні, морські і океанічні. Осадові гірські породи утворюють пласти, шари, лінзи і інші геометричні тіла різної форми і розмірів, які залягають у земної кори горизонтально, похило або у вигляді складних складок. Найбільш крупні розміри мають морські родовища осадових порід, які простягаються на десятки кілометрів, а світи пластів на сотні кілометрів.

Породоутворення осадових гірських порід включає таку послідовність основних процесів: *седиментація* або *седиментогенез* (накопичення осадів), *діагенез* (перетворення осадів у гірські породи), *катагенез* (зміни осадових порід на глибині поза зоною діагенезу), *метагенез* (більш глибокі зміни речовини осадових порід на глибині), *гіпергенез* (зміни порід під впливом вивітрювання в приповерхневій зоні земної кори). За характером осадонакопичення осадові родовища поділяють на 4 класи:

– *механічні осадові родовища* представлені уламковими фракціями осадів, що використовуються в основному як будівельні матеріали (родовища гравію, піску і глини), а також річкові, прибережно-морські і океанічні розсипи золота, платини, алмазів, мінералів олова, титану, вольфраму та ін.;

– *хімічні осадові родовища* включають родовища солей, гіпсу, ангідриту, боратів, бариту, руд заліза, марганцю, алюмінію (бокситів), а також деяких кольорових рідкісних металів (мідь, молібден, ванадій, уран), що виникли зі справжніх колоїдних розчинів на дні водойм;

– *біохімічні осадові родовища* включають родовища горючих газів, нафти, вугілля, фосфоритів, карбонатних і кременистих порід; вони осаджувалися з розчинів при хімічних процесах внаслідок життєдіяльності організмів у водах і на дні водойм;

– *вулканогенні осадові родовища* виникли з осадів продуктів підводного і прибережного вулканізму; до них належать колчеданні родовища кольорових металів, оксидні родовища руд заліза і марганцю, а також яшм і кварцитів.

Біля 70 % всіх корисних копалин представлені осадовими гірськими породами.

Метаморфічні гірські породи утворилися внаслідок суттєвої зміни текстури, структури і мінералогічного складу магматичних і осадових порід під дією температури, тиску і хімічних глибинних процесів. Метаморфізм звичайно відбувається при зміні температури в діапазоні 1100...300 °С і тискові в діапазоні 0,1...100 МПа. Так напр., при тривалій дії великого тиску і високої температури утворюються різні метаморфічні сланці – хлоритові, глинисті та ін.; при зіткненні з розплавленою масою магматичних порід вапняки перетворюються у мрамур. Метаморфічні гірські породи характеризуються зернистою будовою, здебільшого сланцюватою текстурою. З метаморфізмом пов'язані родовища мрамору, корунду, сланців, андалузиту, кіаніту, силіманіту, аргілітів та ін. В діапазоні температур 350...500 °С і тиску в діапазоні 300...600 МПа утворюються родовища залізистих кварцитів, колчеданних руд, золота і урану, щільного графіту, нефриту.

Руди кольорових металів є комплексною сировиною, в якій поряд з основними металами – міддю, свинцем, цинком, нікелем, кобальтом, молібденом, вольфрамом, вісмутом присутні золото, срібло, кадмій, індій, селен, телур, реній, талій, галій, рідкісні землі, сірка, барит, флюорит, кварц і інші мінерали і елементи. Основна маса кольорових металів (80...85 %) представлена в рудах сульфідними мінералами. Благородні метали і домішки присутні в рудах головним чином в виді ізоморфних домішок і тонкодисперсних включень в основні і супутні корисні компоненти (напр., у молібден, пірит, барит і ін.). Несульфідні мінерали представлені окислами, силікатами, карбонатами, фосфатами і іншими мінералами у різному їхньому співвідношенні. Залежно від співвідношення сульфідних і окислених мінеральних форм основних металів руди підрозділяються на сульфідні, змішані і окислені.

Руди кольорових металів дуже різні і мінливі за хімічним і мінеральним складом, характером вкраплення і текстурно-структурним особливостям, ступеню окислення, міцності, подрібнюваності і збагачуваності [2, 7].

Промислові типи руд кольорових металів залежно від вмісту металів діляться на *багаті*, *бідні* і *збалансові* (непромислові). Тільки незначна кількість дуже багатих руд кольорових металів придатна для безпосередньої переробки на металургійних або хімічних заводах. В той же час для промислового використання залучаються все більш бідні за вмістом корисних компонентів і складні за речовинним складом корисні копалини. В табл. 1.1 наведені дані щодо вмісту металів в рудах, які видобуваються, і концентратах для металургійної переробки. Ці дані указують на необхідність збагачення руд кольорових металів.

Руди, що містять у своєму складі один цінний компонент, називаються *монометалічними*, а два і більше – *поліметалічними*. Комплексне використання сировини передбачає вилучення всіх цінних компонентів, які містяться в рудах.

Таблиця 1.1 – Вміст металів в рудах і концентратах

Метал	Cu	Pb	Zn	Sn	Mo	W
Вміст в руді, %	0,4- 2,0	1,3- 3,0	2-4,0	0,3- 1,0	0,1- 0,5	0,05- 0,3
Вміст в концентраті, %	15-40	40-70	45- 56	45-60	45-51	50-65

За крупністю вкраплення розрізняють руди *крупновкраплені* (розмір вкраплення корисних мінералів більше 0,40 мм), *середньовкраплені* (розмір вкраплення корисних мінералів 0,15...0,40 мм), *тонковкраплені* (розмір вкраплення корисних мінералів менше 0,15 мм). За характером вкраплення розрізняють руди *рівномірно вкраплені*, *нерівномірно вкраплені* і *з агрегатним вкрапленням*. У зв'язку з дрібним і тонким вкрапленням мінералів в рудах кольорових металів, основним методом їх збагачення є флотація. Застосування цього метода обумовлено відмінностями в фізико-хімічних властивостях поверхонь мінералів, що розділюються. Ефективність процесу флотації значно залежить від повноти розкриття мінеральних зростків при подрібненні.

Вибір схеми і обладнання для подрібнення визначається міцністю руди. Руди вважають *м'якими*, якщо коефіцієнт міцності за шкалою М.М. Протодьяконова не перевищує 10, *середньої міцності* – при значенні коефіцієнту 10...14, *міцними* – при значенні коефіцієнту 14...18 і *дуже міцними* – при значенні коефіцієнту більше 18.

Різні сполучення властивостей руд утворюють велике різноманіття їх типів і різновидів, які відрізняються між собою важливими технологічними властивостями в відношенні до процесів дроблення, подрібнення, збагачення. З урахуванням високої вартості процесів подрібнення і флотаційного збагачення доцільно використовувати попередню концентрацію із застосуванням гравітаційних процесів (відсадки, важкосередовищного збагачення), магнітної сепарації і інших процесів. Попередня концентрація дозволяє віддалити із дробленої руди до 50 % породи, підвищити вміст корисних компонентів в руді і знизити витрати на наступні подрібнення і флотацію.

Слід відзначити, що в схемах збагачення дроблення і подрібнення є процесами з найбільшими енергетичними витратами, тому необхідно дотримуватися правила – *не дробити нічого зайвого*.

1.2 Основні характеристики речовинного складу руд і їх вплив на флотацію.

До основних характеристик речовинного складу руд кольорових металів, які визначають техніко-економічні показники збагачення, відносяться: вміст цінних компонентів; мінеральний склад; характер вкраплення і зростання мінералів; наявність в них ізоморфних домішок; вторинні зміни мінералів в наслідок окислення, вивітрювання і взаємоактивації [1, 2].

Вміст цінних компонентів. Руда є суміш цінних компонентів і ступінь вилучення кожного з них в окремий концентрат залежить від його вмісту в руді. При інших рівних умовах вилучення зростає зі збільшенням вмісту даного компонента в руді. Однак при переробці на збагачувальній фабриці різних сортів руд такого зв'язку може й не бути, якщо в рудах з більш високим вмістом компонент представлений мінералами, які важко флотуються або не вилуча-

ються, а в рудах з невеликим вмістом даного компонента мінералами, які легко флотуються.

Мінеральний склад. Технологічні показники по вилученню кожного компонента з руди і якість отриманих концентратів залежать від мінерального складу руди внаслідок того що:

– кожний метал або елемент може бути представлений різними мінералами, які володіють різними флотаційними властивостями. Тому в технологічній схемі звичайно передбачають роздільне флотаційне вилучення, наприклад спочатку сульфідних мінералів, а потім – окислених. Зміна співвідношення мінералів, які вилучаються, в бік збільшення форм, що важко флотуються, приводить до зменшення їхнього вилучення в концентрат;

– можливість селективної флотації залежить від ступеня близькості фізико-хімічних властивостей мінеральних компонентів і труднощі її здійснення зростає при розділенні мінералів з однаковим аніоном або катіоном. Труднощі селективної флотації мінералів з однаковим аніоном або катіоном обумовлені ще й тим, що різні мінеральні форми одного й того ж мінералу або елемента володіють різними властивостями;

– селективна флотація буде ускладнюватися при наявності в рудах алюмосилікатів, що легко флотуються, значної кількості шламистих мінералів і порід, які володіють великою поглинальною здібністю по відношенню до флотаційних реагентів. Важкою задачею є також ефективна депресія флотоактивних силікатів, які різко знижують вміст компонента, що вилучається.

Вплив генезису руд. Умови утворення корисних копалин (генезис) визначають їхню будову, характер кристалізації, ізоморфізм, швидкість і ступінь окислення і електронні властивості мінералів.

Сульфідні руди, які утворилися в результаті кристалізації розплавлених магм або осадження сульфідних мінералів з гарячих водних розчинів, відрізняються щільністю, крупнокристалічною будовою і не мають пор. Окислені ж руди, які утворилися в процесі окислення і вилуговування сульфідних руд, характеризуються дрібнокристалічною будовою і великою кількістю пор, що заповнені охристо-глинистим матеріалом. При подрібненні таких руд охрис-

то-глинистий матеріал утворює велику кількість так званих «первинних» шламів, які роблять шкідливий вплив на флотацію.

Генезисом визначається кількість ізоморфної домішки в мінералах. Зміна вмісту ізоморфної домішки оказує суттєвий вплив на необхідні умови активації і депресії ізоморфних різновидів мінералу. Ізоморфізм є основною причиною наявності в рудах різностей одного й того ж мінералу, які легко і важко флотуються.

Вторинні зміни мінералів. Вторинним змінам мінералів можуть бути піддані як рудні, так і породні мінерали. Найбільш важливі зміни мінералів пустої породи зв'язані з окремінням, каолінізацією, хлоритизацією і серицитизацією їхньої поверхні. В процесі вторинних змін відбувається уніфікація поверхневих властивостей різних породних мінералів і утворення величезної кількості серицито-хлоритних шламів, які легко флотуються навіть при порівняно крупному подрібненні. В результаті цього зростають труднощі депресії пустої породи, запобігання шкідливого впливу шламів і одержання багатих концентратів.

Вторинні зміни рудних, наприклад сульфідних, мінералів зв'язані в основному з їхнім окисненням і взаємоактивацією. Окиснення сульфідів в зоні окислення родовища або в процесі видобування, транспортування, дроблення і подрібнення руди приводе до утворення на їхній поверхні більш полярних сполук, чим сульфіди. При взаємодії зі збирачем на таких поверхнях утворюються пухкі гідрофобні шлами, які утруднюють флотацію сульфідних зерен. Найкращі результати у цьому випадку дає попередня сульфідізація окисленої поверхні сульфідних мінералів. Найбільші труднощі при селективній флотації може спричинити взаємоактивація мінералів як в самому родовищі, так і в процесі підготовки руди до флотації. Особливо важко піддаються селекції сульфідні руди із зон вторинного збагачення, коли поверхня практично усіх сульфідів заліза, цинку, свинцю покрита плівками вторинних сульфідів міді. У цьому випадку флотаційні властивості усіх мінералів стають однаковими. Розділення їх можливе тільки після дуже тонкого подрібнення – при обмеженому розвитку активуючих плівок на поверхні або тільки після їхнього віддалення за допомогою відповідних розчинників.

Контрольні запитання

1. *Наведіть класифікацію руд кольорових металів за походженням.*
2. *Охарактеризуйте умови утворення магматичних гірських порід.*
3. *Охарактеризуйте умови утворення осадових гірських порід.*
4. *Охарактеризуйте умови утворення метаморфічних гірських порід.*
5. *Який вплив робить вміст компонента в руді на ступінь його вилучення у концентрат?*
6. *Охарактеризуйте вплив мінерального складу руди на технологічні показники збагачення.*
7. *Який вплив роблять умови утворення руд на їхні флотаційні властивості?*
8. *Який вплив роблять вторинні зміни мінералів на їхні флотаційні властивості?*

2 ПІДГОТОВКА РУД КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ ДО ЗБАГАЧЕННЯ

2.1 Усереднення і шихтування руд

Якість руди визначається кількісними показниками, що характеризують склад, технологічні, фізичні і структурні властивості, які впливають на процес збагачення. Надходження в технологічні операції руди з коливаннями якісних показників приводить до зниження продуктивності, якості концентрату і вилучення корисних компонентів в концентрат. Для стабілізації процесу на оптимальному рівні руду необхідно усереднювати за всіма показниками якості, що негативно впливають на ефективність роботи фабрики (вміст компонентів і домішок, вміст крупних і дрібних класів крупності, подрібнюваність, вологість, вміст глини і ін.).

Усереднення і шихтування часто розглядають як одну технологічну операцію, але розрізняють і за технологічним призначенням, і за способом їх виконання.

Під *усередненням* розуміють комплекс технологічних операцій і організаційних заходів, які направлені на підвищення однорідності видобутої руди або продуктів її переробки, без дотримання наперед запланованої пропорції, що розрахована на одержання заданої якості усередненого матеріалу. В ідеальному випадку якісні показники суміші в будь-якої точці об'єму або потоку повинні бути однаковими. Абсолютна величина цих показників наперед не регламентується і дольова участь складових компонентів не змінюється з метою одержання заданого значення визначального показника (напр., вмісту цінного компоненту).

На відміну від усереднення *шихтування* передбачає змішування окремих компонентів в строго регламентованої пропорції з метою одержання суміші (шихти) заданої якості. При зміні якості окремих компонентів їх дольова участь може змінюватись так, щоб визначальний показник в шихті залишався на рівні заданого, який не повинен перевищувати допустимих меж коливань.

Таким чином, метою усереднення являється одержання однорідної суміші без обмеження її якості, а метою шихтування – одержання однорідної суміші заданої якості.

Операції усереднення і шихтування руд реалізуються різними способами і на різних виробничо-технологічних стадіях.

Усереднення руди починається ще у відвантажувальних бункерах шахти або кар'єру, куди надходять видобуті на різних ділянках і з різних пластів руди неоднорідної якості. Однак усереднення руди на цієї стадії в більшості випадків малоефективне внаслідок невеликої місткості відвантажувальних бункерів і неритмічної роботи відвантажувальних пунктів.

Достатньо ефективно усереднення руди досягається на складах сировини, які оснащені мостовими грейферними кранами, штабелеукладальниками, екскаваторами, забірними машинами або перевантажувачами. Усереднення руд на таких складах здійснюється шляхом закладки штабелів горизонтальними шарами по усій площі, що відведена для даного сорту, і забору руди по вертикальній площині перпендикулярно до горизонтальних шарів. Усередненню на складах звичайно піддаються великі маси корисних копалин, що накопичуються протягом значного часу.

Маса руди, що відбирається для поточного виробництва складається з множини невеликих порцій, які взяті з кожного горизонтального шару. Таким чином, усереднена суміш представлена рудою різних відвантажувальних партій і різних термінів надходження. Цей спосіб усереднення дозволяє вирівняти коливання якісних показників, але частинна участь складових в одержаній суміші не регламентована і носить випадковий характер, обумовлений нерівномірністю надходження руди.

Більш ефективно усереднення досягається за допомогою акумулюючих бункерів. Послідовне завантаження акумулюючих бункерів рудою, що надходить на збагачувальну фабрику, і паралельне вивантаження із всіх або більшої частини чарунок дозволяє одержати на збірному конвеєрі достатньо однорідну суміш. Ефективність усереднення і шихтування руди залежать від кількості чарунок бункерів, що працюють одночасно. Зі збільшенням числа чарунок зростає ймовірність взаємної компенсації максимальних і міні-

мальних значень показників, які характеризують якість компонентів, що входять до складу суміші, – відхилення якісних показників від середніх значень зменшується і рівномірність складу корисної копалини підвищується.

Руди, що характеризуються різкими коливаннями речовинного складу, збагачують за різними технологічними схемами. При неможливості такої переробки їх ретельно усереднюють перед збагаченням.

Оцінка якості усереднення базується на методах статистичного аналізу. Суміш умовно вважають двокомпонентною і за ступінню розподілу основного компоненту (корисного) в масі другого (породного) оцінюють якість усереднення. Основним критерієм оцінки якості усередненої сировини являється *середнє квадратичне відхилення* σ вмісту корисного компоненту в пробах суміші від його середнього вмісту:

$$\sigma = \sqrt{\sum_{i=1}^n \frac{(\alpha_i - \bar{\alpha})^2}{n-1}}, \text{ \%}, \quad (2.1)$$

де α – вміст корисного компоненту в i -тої пробі, % ; $\bar{\alpha}$ – середній вміст корисного компоненту в матеріалі, що апробується, % ; n – число проб.

Ефективність усереднення визначається порівнюванням характеристик коливань показників якості до і після усереднення. Для оцінки ефективності усереднення руди використовуються:

– *ступінь усереднення* C , що дорівнює відношенню середніх квадратичних відхилень показників якості в не усередненої σ_n і усередненої σ_y руді:

$$C = \frac{\sigma_n}{\sigma_y}; \quad (2.2)$$

– *коефіцієнт зменшення середнього квадратичного відхилення* в усередненої руді:

$$K_{\sigma} = \frac{\sigma_y}{\sigma_n} . \quad (2.3)$$

Показники ефективності усереднення несуть однакову інформацію і зв'язані між собою:

$$K_{\sigma} = \frac{1}{C} . \quad (2.4)$$

Найбільш ефективно усереднення досягається при поєднанні партій руди, показники якості яких різко розрізняються і не зв'язані кореляційною залежністю. В цьому випадку ступінь усереднення визначається з використанням залежності:

$$C = \frac{\sigma_n}{\sigma_y} = \sqrt{n} , \quad (2.5)$$

де n – число партій корисної копалини, що поєднуються.

Чим більше число партій руд, які змішуються, тим більше ступінь усереднення. При змішуванні n порцій корисної копалини, показники якості яких зв'язані кореляційною залежністю, ступінь усереднення визначається за формулою:

$$C = \frac{\sigma_n}{\sigma_y} = \sqrt{\frac{n}{1+r(n-1)}} , \quad (2.6)$$

де r – коефіцієнт кореляції в суміжних партіях корисної копалини.

Ефективність усереднення E_y звичайно оцінюють за формулою:

$$E_y = 1 - K_{\sigma} . \quad (2.7)$$

Усереднення якості руди забезпечує стабілізацію технологічного процесу на оптимальному рівні і ефективну роботу засобів автоматизації, а також дозволяє підвищити продуктивність збагачу-

вальної фабрики, якість концентратів, ступінь вилучення цінних компонентів і знизити витрату реагентів.

2.2 Дроблення і подрібнення руд

Основним призначенням рудопідготовки при збагаченні руд кольорових металів є руйнування грудок руди переважно по границям контакту мінеральних компонентів з метою розкриття мінералів при мінімальній новій утвореній поверхні.

Здатність руди руйнуватися під дією внутрішніх або зовнішніх напружень з повним вивільненням мінеральних компонентів визначається співвідношенням інтеркристалітної і транскристалітної міцностей, які характеризуються величиною напруження при руйнуванні руди відповідно по границям зростання зерен мінералів і по об'єму кристалів. **Інтеркристалітна** міцність обумовлена в основному енергією зв'язку атомів на поверхні розділу мінералів, **транскристалітна** міцність – енергією їхньої кристалічної ґратки.

Відповідно до теорії Гриффітса-Орована-Рєбіндера [1] про розвиток мікротріщин процес руйнування твердого тіла починається в дефектних місцях кристалічної решітки, де є порушення її періодичності, і послідовно проходить стадії: скупчення дефектів, що приводить до локальної концентрації напружень; утворення зародкових мікротріщин, тобто розриву суцільності кристалічної решітки в окремих ділянках; розвиток і об'єднання зародкових мікротріщин в магістральну макротріщину руйнування і, нарешті, утворення поверхні руйнування.

У більшості випадків границі зерен в грудці руди є саме тими дефектними зонами, які підготовлені природою для утворення зародкових мікротріщин. Це обумовлено як нерівноваговим затвердінням магми, яке супроводжується виникненням великої кількості різних дефектів решітки, так і невідповідністю параметрів кристалічних решіток різних мінералів, що еквівалентно поміщенню між ними ряду дислокацій.

Ефективність процесу збагачення залежить від того, наскільки повно при рудопідготовці удалося забезпечити розкриття мінералів

і розподіл їхніх зерен по тим класам крупності, вилучення з яких гравітаційними, флотаційними і іншими методами здійснюється найбільш повно. Стосовно до основного методу збагачення руд кольорових металів (флотації) остаточна крупність подрібнення руди або продуктів збагачення повинна задовольняти двом основним вимогам. По перше, необхідно, щоб розміри зерен мінералу, що флотується, не перевищували верхньої межі і не були менше нижньої межі крупності, за якою не можливі ефективно їхнє закріплення на бульбашках повітря і флотація. По друге, необхідно, щоб основна маса мінералів, що флотуються, була б у вільному стані, тобто була б вивільнена із зростків з пустою породою (перед колективною флотацією) і із зростків цінних мінералів між собою (перед селективною флотацією).

В умовах постійного зниження вмісту металів в рудах і необхідності більш тонкого їх подрібнення роль економічних факторів при рудопідготовці різко зростає, оскільки частка дроблення і подрібнення в собівартості збагачення руд досягає 70 % . При цьому обов'язковими вимогами до процесів, обладнання і схем рудопідготовки є: ретельне урахування особливостей речовинного складу руди; здійснення кількох технологічних операцій в одному агрегаті високої продуктивності при високому ступені зменшення крупності матеріалу; забезпечення мінімальних енергетичних і матеріальних витрат; висока надійність і зносостійкість обладнання; можливість автоматизації, поліпшення умов труда і охорони навколишнього середовища.

Мінімальні енерговитрати мають місце при стадійному дробленні і подрібненні стальним середовищем. Перехід на самоподрібнення супроводжується підвищенням енерговитрат на 10 % , а при щільних рудах – на 30 %. Однак використання млинів самоподрібнення дозволяє замінити дві стадії дроблення і одну-дві стадії подрібнення стальним середовищем при скороченні крупності матеріалу від 300 (400) до 0,3 мм. Ступінь скорочення крупності матеріалу при цьому перевищує 1000, в той час як при подрібненні в кульових і рудногалькових млинах вона складає біля 100, а при дробленні в роторних і інерційних дробарках знаходиться в межах 18...20.

Найбільш поширений розвиток на збагачувальних фабриках отримали три основних технологічних напрямлення підготовки руд кольорових металів до збагачення: стадійне дроблення і подрібнення сталіним середовищем; стадійне дроблення і рудногалькове подрібнення; одностадійне первинне дроблення і рудне самоподрібнення до остаточної або проміжної крупності, яке доповнюється в останньому випадку кульовим або рудногальковим подрібненням.

Схеми дроблення і подрібнення взаємозалежні і вибираються з урахуванням фізичних властивостей і особливостей вихідної руди (міцності, наявності тріщин і готового по крупності продукту, вологості, глинястості).

Дроблення руди є стадійним процесом зменшення її крупності від початкового до остаточного розміру, який є оптимальним для наступного подрібнення або попереднього збагачення (напр., у важких суспензіях). Максимальна крупність грудок остаточного продукту дроблення, що поступає на подрібнення, не повинна перевищувати: для млинів рудного само- і напівсамоподрібнення – 300...350 мм; для стержневих млинів – 15...20 мм; для кульових млинів – 10...13 мм. При використанні стержневих і кульових млинів і відкритого циклу в останньої стадії дроблення крупність може бути підвищена при переробці руд, які мають тріщини і легко руйнуються у початкової стадії подрібнення, а також при переробці глинистих сильно каолінізованих і вологих руд.

Одержання остаточних продуктів дроблення необхідної крупності досягається при роботі звичайних конусних дробарок (КМД) в замкненому циклі з грохотами або при умові застосування в них футеровок спеціальної конструкції (продукт дрібніше 20 мм) і інерційних дробарок (продукт дрібніше 10...12 мм).

Залежно від способу видобування руди і процесу рудопідготовки (рудного самоподрібнення або подрібнення дрібної руди сталіним середовищем), а також продуктивності збагачувальної фабрики схема може мати одну, дві або три стадії дроблення.

Одностадійна схема дроблення (крупне дроблення) часто без операції попереднього грохочення використовується при наступному самоподрібненні або напівсамоподрібненні (з доданням 4...8 % куль) руди. В інших випадках на збагачувальних фабриках вико-

ристовуються двох- і трьохстадійні схеми дроблення з відкритим (рис. 2.1 а, в, г) і замкненим (рис. 2.1 б, д) циклами в останньої стадії. Операція грохочення перед першою стадією при наявності достатнього запасу продуктивності дробарки, яка вибирається по розміру максимальної грудки руди, є необов'язковою. Але при дробленні руд з підвищеною вологістю і глинястістю застосування операції грохочення перед першою стадією дроблення для відділення первинного дріб'язку (готового за крупністю вологого продукту) перед складуванням крупно дробленої руди буде доцільним.

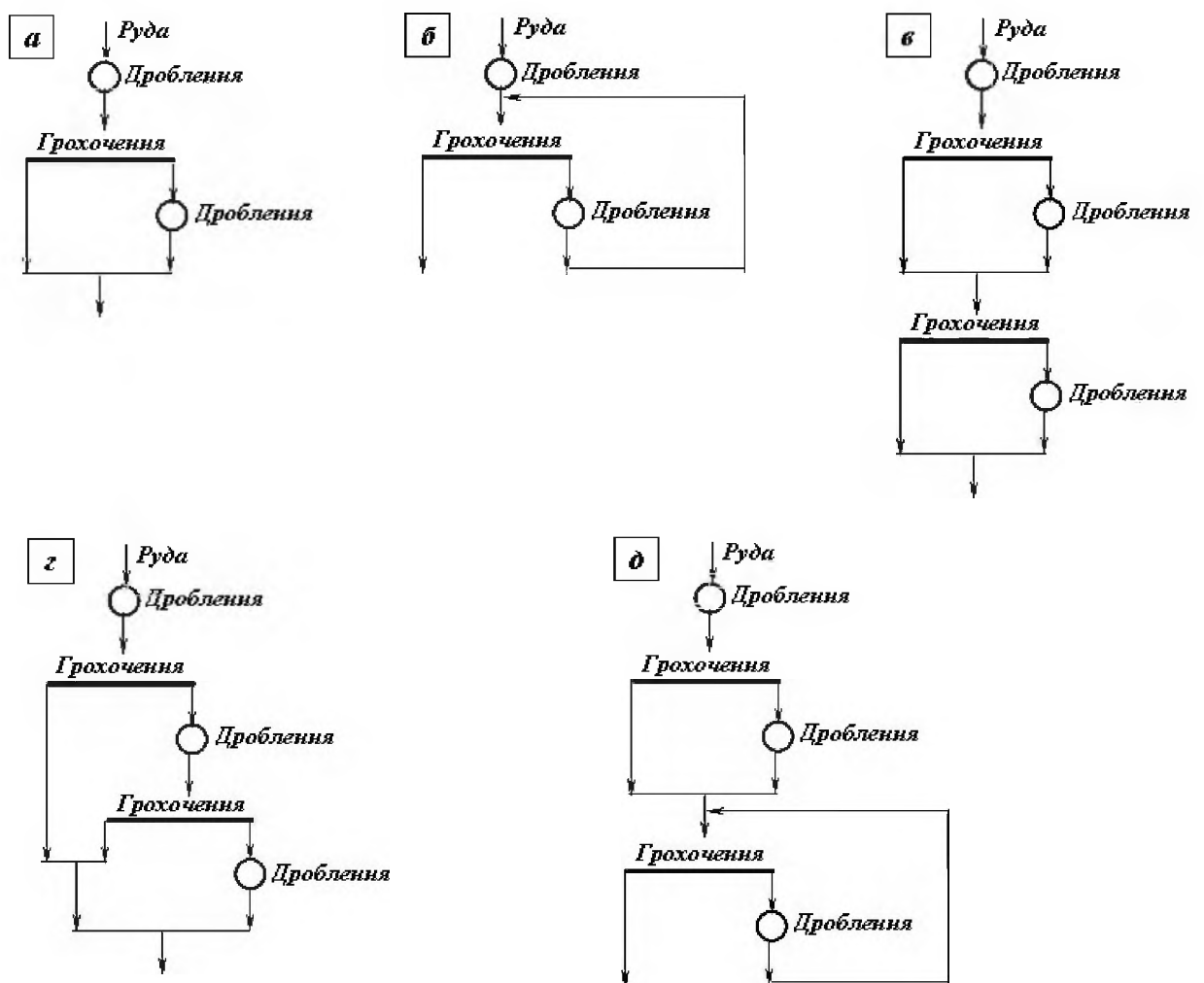


Рисунок 2.1 – Двохстадійна (а, б) і трьохстадійна (в, г, д) схеми дроблення

Схеми подрібнення характеризуються великою різноманітністю за числом стадій, характером технологічного процесу, числом і призначенням операцій класифікації.

Вибір раціональної для конкретного типу руди схеми подрібнення визначається: остаточною (або проміжною) крупністю подрібнення руди, яка дозволяє при оптимальних умовах флотації (реагентний режим, густина пульпи, тип флотомашини і ін.) отримати відвальні відходи і чорновий (монометалевий або колективний) концентрат; речовинним складом і фізичними властивостями руди (крупністю і характером вкраплення мінералів, міцністю і подрібнюваністю, наявністю первинних шламів і схильністю до переподрібнення, здібністю крупних фракцій дробленої руди до руйнування на початку процесу подрібнення); наявністю в руді благородних металів; продуктивністю фабрики; вартістю електроенергії і подрібнюючого середовища. Сукупність цих факторів визначає також стадіальність схеми подрібнення і необхідність включення в неї міжциклових операцій збагачення (гравітації, пінної сепарації, флотації) і відділення первинних шламів. Оптимальну крупність подрібнення у стадіях вибирають на основі аналізу залежності показників збагачення від тонкості помелу руди. Залежно від вмісту класу – 0,074 мм в подрібненому продукті умовно розрізняють: крупне подрібнення (50...60 % класу –0,074 мм), середнє подрібнення (60...85 % класу –0,074 мм) і тонке подрібнення (більше 85 % класу –0,074 мм).

На збагачувальних фабриках найбільше застосування знаходять схеми подрібнення в барабанних млинах зі стальним подрібнюючим середовищем (стержні, кулі).

При переробці моно- і поліметалевих руд з крупним і рівномірним або агрегатним вкрапленням корисних мінералів і не здатних до переподрібнення і шламоутворення, для яких крупне подрібнення є достатнім, застосовують одностадійну схему подрібнення в кульових млинах при будь-якої продуктивності фабрики (рис. 2.2 а). Одностадійна схема також доцільна при необхідності подрібнення тонковкрапленої монометалевої руди на фабриках невеликої продуктивності.

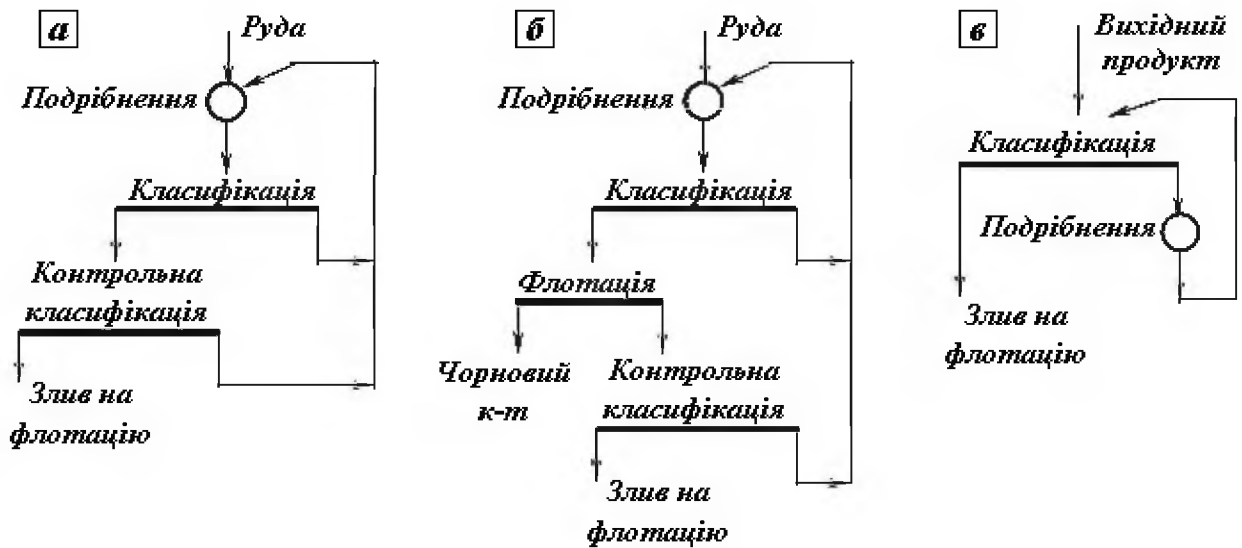


Рисунок 2.2 – Одностадійні схеми подрібнення

При цьому в схему бажано ввести контрольну класифікацію, а між операціями класифікації може бути включена операція флотації (рис. 2.2 б). При подрібненні дрібнозернистого продукту (напр., дріб'язку від промивки вихідної руди) або при додатковому подрібненні колективних концентратів і промпродуктів застосовують схему (рис. 2.2 в).

Характерною особливістю циклів подрібнення є широке використання гідроциклонів, розміри яких з метою збереження високої ефективності класифікації незалежно від продуктивності фабрики звичайно не перевищують 500...750 мм, а в циклі додаткового подрібнення концентратів і промпродуктів – 250...350 мм.

Технологічною перевагою двох- і трьохстадійних схем є менше ошламлювання корисних мінералів здатних до переподрібнення і можливість включення міжциклових операцій збагачення. Тому вони одержали переважне розповсюдження при рудопідготовці свинцево-цинкових, поліметалевих і інших руд. Дво- і трьохстадійні схеми можуть бути з повністю відкритим (рис. 2.3 а, б), частково замкненим (рис. 2.3 в) і повністю замкненим (рис. 2.3 г, д) циклом в I стадії подрібнення.

При неможливості використання дрібного дроблення (до 10...13 мм) при переробці руд з високою вологістю і глинястістю, а також при переробці руд здібних до шламоутворення необхідна не-

залежно від крупності подрібнення двохстадійна схема подрібнення в стержневих і кульових млинах з однією або двома операціями класифікації. Контрольна класифікація сприяє стабілізації крупності і густині живлення флотації і застосовується на деяких збагачувальних фабриках при грубому подрібненні руди і використанні пневмомеханічних флотомашин.

Застосування в першій стадії подрібнення стержневих млинів (рис. 2.3 а, б) дозволяє зменшити шламоутворення цінних компонентів у порівнянні з подрібненням в кульових млинах.

Схеми з частково замкненим циклом в першій стадії подрібнення (рис. 2.3 в) застосовують при несприятливому співвідношенні об'ємів млинів другої і першої стадій і необхідності поліпшення використання об'єму млинів першої стадії подрібнення.

Схеми з замкненим циклом в першій стадії подрібнення (рис. 2.3 г, д) використовують при необхідності отримання більш тонкого подрібненого продукту або при застосуванні міжциклової флотації. Складність двох- і трьохстадійних схем подрібнення і збагачення зростає з ускладненням характеру вкраплення корисних мінералів, що вилучаються, і збільшенням їхньої здібності до переподрібнення.

Схема (рис. 2.3 г) передбачає виділення після грубого подрібнення в першій стадії відвальних відходів і бідного (часто колективного) концентрату, який після додаткового подрібнення направляють на селективну флотацію в другій або в другій і третій стадіях. За такою схемою збагачують деякі мідно-піритні, поліметалеві, мідно-молібденові і інші руди, де мінерали тісно зв'язані між собою, але їхні агрегати можуть бути легко відділені від пустої породи при грубому подрібненні, що дозволяє знизити вартість подрібнення, тому що подрібненню до остаточної крупності і селективної флотації піддається тільки концентрат.

Схема (рис. 2.3 д) передбачає виділення після відносно грубого подрібнення в першій стадії готового або достатньо багатого концентрату і багатих відходів, які після додаткового подрібнення направляють на селективну флотацію в другій або в другій і третій стадіях. За такою схемою збагачують деякі мідно-нікелеві, поліме-

талічні, мідні і інші руди, де поряд з крупним вкрапленням є також і тонкі включення корисних мінералів в масі породи.

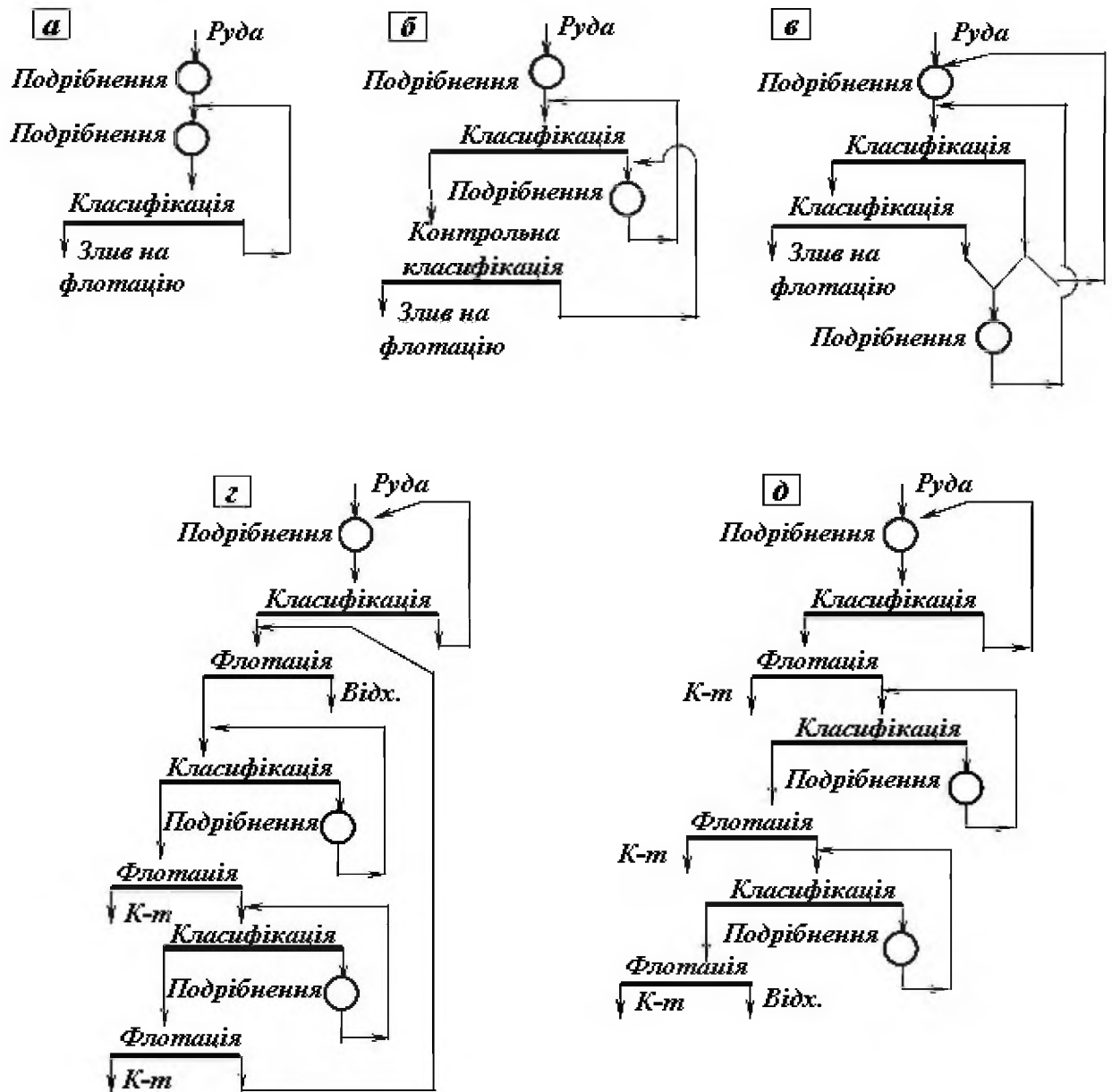


Рисунок 2.3 – Принципові двох- і трьохстадійні схеми подрібнення.

Схеми само- і напівсамоподрібнення використовуються на фабриках великої і дуже великої продуктивності у випадку одержання технологічних переваг при заміні сталевого подрібнюючого середовища рудним або у випадках, коли фізичні властивості руди (вологість, глинястість) не дозволяють її дрібно дробити. У той же час процес самоподрібнення не універсальний, для само-

подрібнення повинні існувати певні властивості руди. Вибір процесу самоподрібнення повинен ґрунтуватися на вивченні рудної бази і властивостей руди, а також на результатах промислових випробовувань процесу самоподрібнення. Властивості руди визначають схему самоподрібнення і заходи, які повинні бути передбачені в ній для боротьби з грудками критичної крупності, а також для інтенсифікації процесу. Схеми само- і напівсамоподрібнення знайшли застосування при переробці мідних і мідно-молібденових руд. Використання само- і напівсамоподрібнення дозволяє виключити із схеми рудопідготовки операції середнього і дрібного дроблення, а також одну або дві стадії подрібнення – в стержневих і кульових (або рудногалькових) млинах. Крім того, виключається конвеєрний транспорт і система знесилення, пов'язані з проміжними стадіями дроблення, а також складування дробленої руди [20].

Переважне застосування одержали схеми, наведені на рис. 2.4. Крупність вихідного матеріалу, що надходить у схему само- і напівсамоподрібнення, становить 250...350 мм, іноді до 500 мм.

Схеми (рис. 2.4 а, д) застосовують при багатостадійному рудному само- і напівсамоподрібненні твердих руд. Крупність подрібнення в першій стадії – 50...60 % класу $-0,074$ мм. Грохочення зливу млина виконують у бутарі або на інерційному грохоті. Об'єм матеріалу критичної крупності (25...75 мм), виведеного на дроблення, становить 25...40 % від живлення млина. Частина класу критичної крупності додроблюють в конусній дробарці дрібного дроблення, іншу частину (6...8 % від живлення млина) використовують, при необхідності, у млинах рудногалькового подрібнення другої і третьої стадій. Якщо рудна галька не виводиться, схема застосовується як одностадійна.

При напівсамоподрібненні у млин додають сталеві кулі діаметром 125...150 мм у кількості 5...10 % від об'єму млина.

Схему (рис. 2.4 б) застосовують при багатостадійному рудному самоподрібненні міцних і в'язких руд. Крупність подрібнення у першій стадії – до 60...85 % класу $-0,074$ мм. На відміну від схеми (рис. 2.4 а) для полегшення і нормалізації роботи гідроциклонів при одержанні остаточного зливу між ними і бутарою

встановлюють механічний класифікатор. В іншому схемі (рис. 2.4 б) аналогічна схемі (рис. 2.4 а).

Схему (рис. 2.4 в) використовують при багатостадійному повному рудному самоподрібненні до кінцевої крупності менше 85 % класу $-0,074$ мм. Схема застосовна для руд, що не утворюють при рудному самоподрібненні надлишкової маси рудної гальки. Весь клас критичної крупності (25...75 мм) використовують як подрібнюоче середовище в рудногалькових млинах другої і третьої стадій.

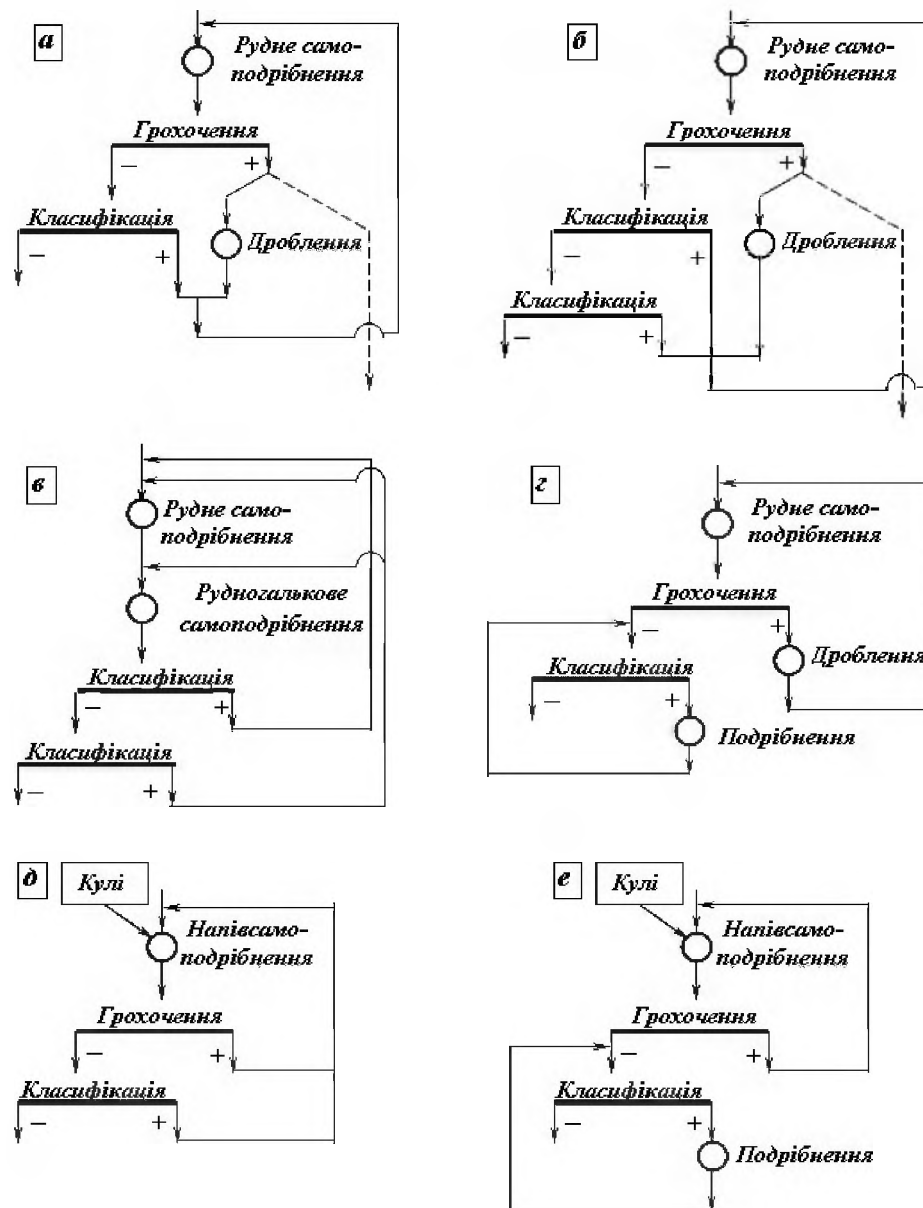


Рисунок 2.4 – Схеми само- і напівсамоподрібнення.

Одержання рудної гальки для другої і третьої стадій подрібнення повинне плануватися з дробильного відділення фабрики.

Схеми (рис. 2.4 г, е) застосовують для двостадійного подрібнення до кінцевої крупності – 60...85 % класу –0,074 мм. У першій стадії використовується само- або напівсамоподрібнення, у другій – кульове подрібнення. Ці схеми найбільш надійні в експлуатації при переробці руд зі змінним за міцністю і крупністю складом.

Схема подрібнення збагачувальної фабрики вибирається звичайно після проведення дослідно-промислових випробовувань подрібнюваності корисної копалини. Вибір схеми подрібнення проектованої фабрики здійснюється залежно від фізичних властивостей корисної копалини, крупності початкового і кінцевого продуктів подрібнення, продуктивності фабрики, необхідності роздільної обробки пісків і шламів, необхідності стадійного збагачення.

Остаточний вибір варіанта схеми подрібнення здійснюється шляхом експериментальної перевірки і техніко-економічного порівняння конкуруючих варіантів.

2.3 Промивка і дезинтеграція руд

Мінеральні зерна в рудах розсипних родовищ і рудах осадового походження не зв'язані взаємним проростанням, але зцементовані в компактну масу м'якою і в'язкою глинистою речовиною. У гірничій масі глинисті домішки можуть знаходитися у виді примазок і плівок на рудних частинках, конгломератів з грудками руди, окремих грудок. Процес дезинтеграції (розпушення, диспергування) глинистого матеріалу відбувається у воді, де глина розбухає, що полегшує її руйнування.

Необхідною умовою підготовки цих руд до збагачення є звільнення їх від глини. У процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок віддалення глини і шламів, що не містять корисного компонента.

Головні хімічні компоненти глин: SiO_2 (30...70%), Al_2O_3 (10...40%), H_2O (5...10%), крім того присутні Fe_2O_3 (FeO), TiO_2 ,

CaO, MgO, K₂O, Na₂O, CO₂ та ін. Глини становлять близько 50 % всіх осадових гірських порід земної кори.

Глинисті породи підрозділяються на зцементовані і незцементовані. Цементування породи здійснюється в результаті дії на неї вапнякового, кременистого, залізистого, гіпсового та інших цементів.

Найбільш затверділими і міцними глинистими породами є *алеврити*. Вони відносяться до древніших і залягають на значній глибині. Зцементовані алеврити називають *алевролітами*. Для алевролітів характерно слабе розмокання у воді. Але особливо важко розмиваються *аргіліти* – глинисті породи, що зцементовані кремнеземом.

Незцементовані пухкі глинисті породи, як правило, швидко розмокають у воді. Залежно від вмісту в цих породах частинок крупністю менше 5 мкм вони підрозділяються на супіски (3...10 %), суглинки (10...30 %) і глини (30 % і більше).

Крім глинистих мінералів, що представлені дрібнішими кристалами розміром до декількох мікронів, до складу глинистих ґрунтів входять уламки кварцу, польових шпатів та інших мінералів.

Глинисті мінерали утворилися в процесі вивітрювання корінних порід. Вони мають складний хімічний склад, відповідно з яким класифікуються на групи: каолініту, галуазиту гідрослюди і монтморилоніту. Мінерали цих груп відрізняються за пластичними властивостями, а також за здатністю зв'язуватись з водою з утворенням агрегатів. Найбільш важкі для збагачення стародавні розсипи, що характеризуються значним вмістом тонких глинистих мінералів.

До фізико-механічних властивостей глин відносять: густину, пластичність, пористість, розмокання, набухання, водопроникність, природну вологість, структурну в'язкість, опір зсуву.

Основною характерною ознакою глини є її пластичність. За числом пластичності глинисті породи характеризуються таким чином: супіски – до 7, суглинки – 7...17, глини – понад 17. Чим більше число пластичності, тим важче матеріал дезінтегрується.

Як видно з приведеної класифікації, промивність руд залежить від властивостей вихідних продуктів (кількості глинистого матеріалу і його характеристики, вологості вихідного матеріалу), розмивної здатності води (витрати, тиску, температури), механічної (руйнівальної) дії робочих органів промивної машини, а також різних добавок, що прискорюють процес дезінтеграції (рідке скло, сода, їдкий натр та ін.).

При виборі схеми і обладнання для промивки за конкретних умов необхідно оцінити промивність руди – здатність її очищуватись від глинистих домішок у процесі промивки. Промивність корисних копалин визначається фізико-механічними властивостями глинистих домішок і рудного компоненту.

Промивка може використовуватися як самостійний процес при переробці багатих руд, якщо в результаті її використання одержують товарний продукт. Але частіше промивання використовується як підготовчий процес перед подальшим збагаченням.

Наявність глинистих частинок і шламів погіршує подальші процеси збагачення, тому відділення глинистих частинок і шламів є необхідною умовою досягнення оптимальних технологічних показників.

Так, в процесі відсаджування шлами не тільки самі погано збагачуються, але й підвищують в'язкість пульпи, в результаті чого погіршується розділення крупного матеріалу. Дрібні частинки (глинисті і шламіві), як правило, в незбагаченому вигляді рівномірно розподіляються між концентратом і відходами. При цьому концентрат забруднюється мінералами пустої породи, а з відходами втрачаються дрібні частинки цінного мінералу.

При збагаченні важкосередовищною сепарацією шлами і глина підвищують в'язкість суспензії і знижують її густину, в результаті чого розділення матеріалу погіршується.

При магнітній сепарації тонкі частинки глини і шламів коагулюють з магнітними частинками, попадають у концентрат і таким чином знижують його якість. Крім того, наявність шламів обумовлює витрати цінного мінералу з відходами.

Процес промивки широко застосовують для збагачення найрізноманітнішої сировини, в якій мінеральні зерна не пов'язані взає-

ним проростанням, а зцементовані відносно м'яким глинистим матеріалом (розсипи кольорових, рідкісних і благородних металів, каолінова сировина, вапняки, фосфорити та ін.).

Необхідність попередньої промивки більшості окислених, змішаних і деяких сульфідних руд кольорових металів обумовлена високим вмістом в них первинних шламів, які представлені охристо-глинястою масою гідроксидів заліза і розчинних солей. Високий вміст глини робить неможливим бункерування руди, приведе до запресування дробарок і надмірної витрати реагентів. Тому одержання задовільних показників збагачення без попереднього віддалення глини промивкою практично неможливо.

Доцільність попередньої промивки характеризується ще й тим, що вилучення міді, свинцю і цинку з віддалених охристо-глинястих шламів можна здійснити тільки спеціальними металургійними або хімічними методами. Віддалення шламів з крупнодробленої руди, крім того, дозволяє використовувати процес збагачення в важких суспензіях, якому ці шлами заважають. При промивці віддаляються також розчинні солі, що є найбільш ефективним методом ліквідування їх шкідливого впливу на флотацію.

Крупнодроблені руди промивають на грохотах, бутарах, скруберах, коритних мийках з відділенням шламів, які збагачуються в окремому циклі.

При використанні в технологічній схемі промивки для дезинтеграції глинистих руд кольорових металів на розвантажувальній цапфі млина самоподрібнення, встановлюють грохот-бутару з розміром отворів 5 мм. Для обробки фракції крупністю –5 мм використовують звичайно спіральний класифікатор, а для обробки зливу класифікатора – гідроциклон. В результаті такої обробки отримують миту грудкову руду, піскову руду і шлами крупністю –0,08 мм, які направляють на флотацію в окремому циклі. Промивка дуже вологих і глинистих руд дозволяє суттєво поліпшити умови рудопідготовки і технологічні показники їхнього збагачення при одночасному зниженні витрати реагентів і підвищенні продуктивності фабрики [2, 6, 30].

Для дезинтеграції розсипів рідкісних металів середньої промивності, які не містять щільної глини, найчастіше застосовують

барабанні грохоти-скрубери довжиною 11,5...16,0 м, діаметром 2,7...3,6 м і розміром отворів сита 8...16 мм. Грохоти обладнані бризкалками для розмиву гірничої маси і встановлюються з нахилом 1:12. На драгах невеликої продуктивності використовують грохоти з ступінчастим розташуванням сит.

При промивці глинистих розсипів барабанні грохоти і скрубери обладнують механізмом для перемішування і ножами на внутрішній поверхні, а також зменшують кут нахилу до 1:14. Підрешітні продукти знешламлюють звичайно у гідроциклонах. Промивку важкопромивних руд здійснюють у декілька прийомів з використанням різних промивних машин (рис. 2.5).

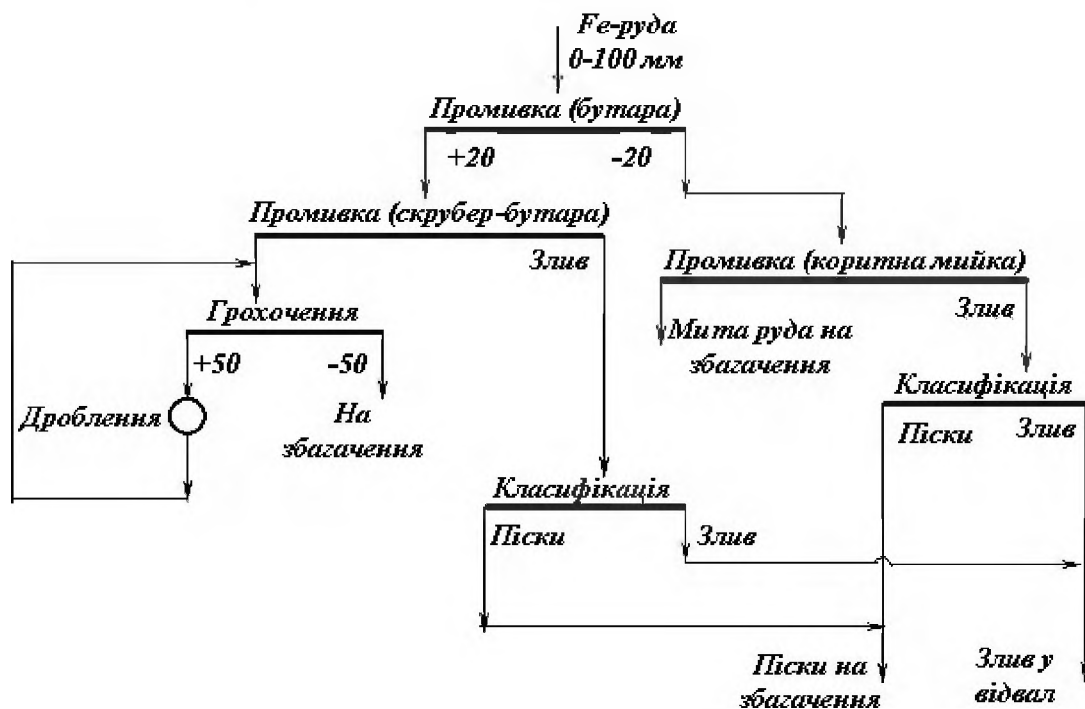


Рисунок 2.5 – Схема промивки важкопромивної руди

2.4 Попередня концентрація руд кольорових металів

Попередня концентрація руд кольорових металів в важких суспензіях або відсадкою при сприятливих умовах (крупне або агрегатне нерівномірне вкраплення) дозволяє:

– відділити значну частину породи (до 50 %) з крупнодробленої руди і за рахунок цього зменшити витрати на подрібнення і флотацію й тим самим знизити собівартість переробки сировини, розширити сировинну базу родовищ шляхом залучення у переробку забалансових руд і різко знизити вартість видобутку руди застосуванням більш продуктивних систем відпрацювання пов'язаних зі значним розубожуванням руд;

– іноді вже на попередньої стадії збагачення отримати і віддалити з процесу частину матеріалу в виді готової продукції при одночасному підвищенні сортності основної продукції, загального вилучення корисних компонентів і зниженні собівартості збагачення. Як товарний продукт може бути використана й легка фракція попередньої концентрації руд, напр., як наповнювач при виробництві бетону, асфальтобетону, флюс в металургійному переділі, баластний шар залізничних колій, для закладки виробленого простору, будівельних потреб і т.д.;

– вирішити деякі технологічні проблеми шляхом виділення в окрему фракцію шкідливих домішок, при віддаленні яких (напр., перед флотацією) суттєво підвищується вилучення корисних компонентів і якість концентратів.

Особливо доцільне застосування попередньої концентрації при дуже малій вартості забалансових руд.

Найбільш поширене застосування для попередньої концентрації руд кольорових металів отримав процес збагачення в важких суспензіях. Основні переваги попередньої концентрації в важких суспензіях обумовлені можливістю ефективно переробляти великі об'єми мінеральної сировини (до 1000 т/год) в широкому діапазоні крупності (від 300 до 2 мм) при невисоких капітальних і експлуатаційних витратах за рахунок порівняно невеликих витрат електроенергії, води і обважнювача, а також легкої автоматизації технологічного процесу. Характерною особливістю збагачення руд в важких суспензіях є висока точність розділення.

Матеріал крупніше 5...10 мм збагачують в гравітаційному полі – в барабанних і конусних сепараторах, більш дрібний матеріал збагачують в відцентровому полі – в важкосередовищних циклонах. Як обважнювач звичайно використовують феросиліцій або йо-

го суміш з магнетитом. Густина суспензії звичайно регулюється автоматично з точністю до $2,5 \dots 20,0 \text{ кг/м}^3$, що дозволяє значно знизити утрати цінних компонентів з легким продуктом. Витрата обважнювача складає близько 200 г/т.

Типові схеми попереднього збагачення в сепараторах і циклонах наведені на рис. 2.6. Підготовка крупнодробленої руди здійснюється в дві-три стадії, після чого підготовлена за крупністю руда (рис. 2.6 а) з метою відділення шламів, які роблять шкідливий вплив на процес важкосередовищної сепарації, направляється на вібраційні грохоти типу ГВ (грохоти інерційні важкого типу). Для підвищення ефективності відділення шламів на грохоти подається під тиском вода.

Відділені шлами збагачуються в окремому циклі. Знешламлена руда збагачується в барабанних або конусних сепараторах з розділенням руди на легкий і важких продукти. Відділення кондиційної суспензії і відмивка обважнювача здійснюється також на вібраційних грохотах. При цьому відмивання обважнювача здійснюється за допомогою двох рядів бризгал, на перший з яких подається злив сепараторів системи регенерації, а на другий – технічна вода. Після відділення кондиційної суспензії і відмивки обважнювача легкий продукт направляється у відвал, а важкий продукт після відмивки обважнювача – на подрібнення і збагачення. Кондиційна суспензія, яка відділяється від легкого продукту на першій половині грохота, повертається в процес важкосередовищної сепарації. Некондиційна суспензія, що утворюється в результаті відмивки обважнювача, направляється на регенерацію в магнітних сепараторах типу ЕБМ (електромагнітні барабанні сепаратори).

Перевагою збагачення в важких суспензіях у відцентровому полі (в важкосередовищних циклонах) є можливість більш чіткого розділення тонкого матеріалу, тому що великі швидкості потоків приводять до руйнування структурної в'язкості і підвищують стабільність суспензії при точності її регулювання до $2,5 \text{ кг/м}^3$. Тому при збагаченні в важкосередовищних гідроциклонах крупність матеріалу може бути знижена до 0,5 мм. За технологічною схемою збагачення (рис. 2.6 б) подача суміші дрібної руди з суспензією в циклони може здійснюватись або самопливом, або насосом.

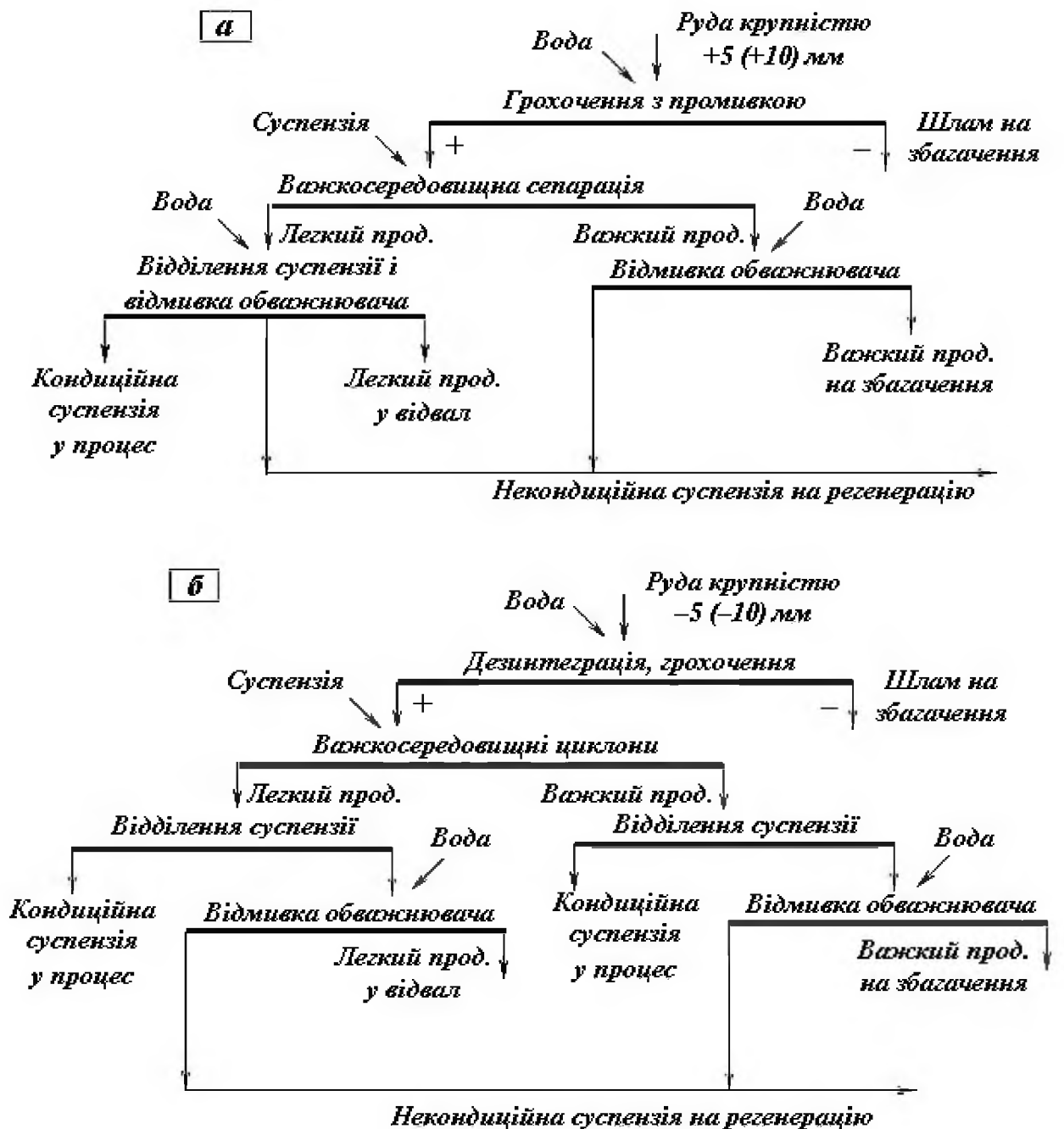


Рисунок 2.6 – Типові схеми попереднього збагачення руд кольорових металів в важкосередовищних сепараторах (а) і циклонах (б).

Схема з подачею живлення насосом вимагає менших капітальних витрат, чим схема з подачею живлення самопливом, і дозволяє регулювати тиск на вході в циклон. Однак циклони з подачею живлення самопливом працюють більш стійко.

Технологічні схеми збагачення в циклонах складніші схем збагачення в сепараторах, тому що вимагають створення напорі на вході в апарат, кількісно більшої в 3...4 рази витрати суспензії і

більш складної системи регенерації суспензії в зв'язку зі значним шламоутворенням у гідроциклоні. Однак за складом використаних операцій схема збагачення дрібної руди аналогічна схемі збагачення крупнодробленої руди, але операції відділення кондиційної суспензії і відмивки обважнювача здійснюються послідовно на дугових ситах і вібраційних грохотах.

Конкуруючим методом попередньої концентрації руд кольорових металів є відсадка, оскільки вона позбавлена таких недоліків процесу збагачення в важких суспензіях, як необхідність визначених капіталовкладень на будівництво цехів, попередньої відмивки руди від глинистих частинок і неможливості збільшення густини суспензії більше 3200 кг/м^3 з задовільними реологічними властивостями. Однак точність розділення і вихід легкого продукту при застосуванні відсадки менше. Тому ефективність використання відсадки для попередньої концентрації руд зменшується з підвищенням вартості їхнього наступного збагачення.

2.5 Підготовка пульпи до флотації

Основними технологічними характеристиками рудної пульпи є: склад і властивості мінеральних частинок; дисперсність твердої фази – крупність частинок і їхня питома поверхня; склад рідкої фази, тобто водного розчину, який утворює дисперсійне середовище пульпи; густина, в'язкість і гідродинаміка пульпи; насиченість пульпи повітряними бульбашками і дисперсність останніх; склад, структура, електрична характеристика і інші властивості поверхні мінеральних частинок в її динамічній рівновазі з водним середовищем; ступінь стабільності пульпи, явища коагуляції і флокуляції, тобто утворення агрегатів твердих частинок; склад, структура і властивості поверхні водної фази біля границі з повітряними бульбашками.

Задачею підготовки пульпи руд кольорових металів при їх флотаційному збагаченні є: уніфікація властивостей численних мінералів кожного металу, щоб забезпечити ефективно їх вилучення в однойменні концентрати; нейтралізація шкідливого впливу на флотацію солей жорсткості і солей важких металів, охристо-глинистих

первинних і вторинних шламів; оптимізувати умови флотації частинок різної крупності.

Сульфідні і окиснені мінерали значно відрізняються за характером вільних, ненасичених зв'язків на їхньої поверхні. Чим більше частка іонного зв'язку в решітці мінералу в порівнянні з ковалентною, тим активніше його поверхня буде взаємодіяти з дипольними молекулами води, міцніше будуть гідратні шари, що утворюються на поверхні мінералу, і тим гірше, при інших рівних умовах, його флотаційна здібність. Уніфікація властивостей окиснених і сульфідних мінералів кольорових металів досягається застосуванням реагентів-сульфідизаторів. Як сульфідизатор найчастіше використовують сірчаний натрій Na_2S , гідросульфід натрію NaHS або їхню суміш. В результаті взаємодії сульфідних іонів з поверхнею мінералів кольорових металів на них з'являється плівка сульфідів міді, свинцю або цинку, більш або менш однакова для усіх мінералів даного металу, внаслідок чого їхні поверхневі і флотаційні властивості зближуються. Крім того, застосування сульфідизатора приведе до віддалення з рідкої фази пульпи солей важких металів, що сприяють активації породних мінералів і мінералів, які депресуються, а також підвищенням витратам збирача за рахунок осадження його в виді важкорозчинних сполук.

Шкідливий вплив солей жорсткості і лужноземельних металів виявляється в осадженні оксигідрильних збирачів з розчину в виді осадів важкорозчинних миль, активації флотації породних мінералів, труднощів при сульфідизації і наступній флотації окислених мінералів свинцю, міді і цинку сульфгідрильними в катіонними збирачами. Нейтралізація шкідливого впливу дії цих солей в процесі підготовки пульпи до флотації досягається:

– осадженням солей лужноземельних металів завантаженням соди, фосфатних сполук або рідкого скла. Рідке скло Na_2SiO_3 часто утворює з катіонами лужноземельних металів валентно-насичені сполуки, які можуть робить депресивну дію на карбонатні мінерали породи;

– зв'язуванням солей лужноземельних металів в комплексні іони, що важко дисоціюють, завантаженням солей амонію (напр., сульфату амонію $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$).

Одна з основних задач підготовки пульпи є нейтралізація шкідливого впливу на процес флотації шламів, які:

- також як і легкофлотовані породні мінерали можуть значно погіршити якість концентратів;

- при налипанні на поверхню крупних зерен покривають її гідрофільним шаром шламових частинок і тим самим різко знижують їхнє вилучення в концентрат;

- володіють великою поверхнею, яка здібна до поглинення або розкладання флотаційних реагентів, що приводить до різкого збільшення їхньої витрати;

- володіють підвищеною здібністю до розчинення і сприяють або активації мінералів, які депресуються, або депресії мінералів, які флотуються, що приводить до значного погіршення селективності флотаційного процесу.

На практиці для нейтралізації шкідливої дії шламів при флотації часто застосовують попереднє знешламлення перед подрібненням, у процесі подрібнення, або перед флотацією. В віддалених таким чином шламах крім них часто в значних кількостях містяться переподрібнені корисні мінерали (м'які і крихкі), які, щоб уникнути втрат, необхідно вилучати в умовах спеціального режиму флотації. Іншим способом нейтралізації шкідливої дії шламів є обробка пульпи реагентами-пептизаторами: содою, рідким склом, фосфатами і іншими органічними і неорганічними сполуками. Присутність цих реагентів гідрофілізує поверхню частинок шламів, запобігає їхньої коагуляції і осадженню на більш крупних зернах мінералів, які флотуються. Ефективність нейтралізації шкідливої дії шламів значно зростає при обґрунтованому виборі схеми і умов подрібнення, які виключають надлишкове переподрібнення мінералів.

Швидкість флотації зерен різної крупності неоднакова: краще за все вилучаються зерна проміжних класів, крупні зерна (крупніше 0,1 мм) і тонкі частинки (менше 0,1...0,15 мм) флотуються значно гірше.

Причинами гіршої флотації тонких частинок можуть бути: мала ймовірність зустрічі з бульбашками повітря; недостатня кінетична енергія тонких частинок для подолання енергетичного бар'єру руйнування гідратного прошарку між бульбашкою і частинкою при

їхньої зустрічі; недостатня величина поверхні бульбашок для закріплення на них великої кількості тонких зерен; більш високий ступінь гідрофільності окремих тонких частинок (внаслідок окиснення) або їхніх агрегатів з частинками пустої породи.

Підвищення ефективності вилучення тонких частинок із шламів досягається застосуванням селективної флокуляції тонких часток у флокули оптимального розміру добавками відповідних реагентів. Швидкість флотації таких флокул при емульсійної, агломераційної і інших видах флотації часто більше швидкості частинок звичайної флотаційної крупності.

Основною причиною гіршої флотуємості крупних частинок є великі значення сил, які відривають ці частинки від бульбашок повітря. Для підвищення ефективності флотації крупних зерен необхідно збільшити ймовірність їхнього закріплення, збереження і удержання на бульбашках. Практично це здійснюється застосуванням для флотації грубозернистих матеріалів спеціальних конструкцій флотомашин, які характеризуються малою турбулентністю руху пульпи і невеликими інерційними силами відриву частинки від повітряної бульбашки. Ці принципи реалізовані в машинах пінної сепарації (ФП, ФПС) і, частково, аероліфтно-механічних флотаційних машинах, в яких пульпа подається на пінний шар. В інших конструкціях флотаційних машин (напр., в машинах киплячого шару типу КШ, в вібраційних машинах типу ВФМ) передбачене створення висхідних і близьких до ламінарних потоків пульпи, що полегшує підйом крупних частинок при різкому зменшенні інерційних сил відриву. В машинах аерофлокулярної флотації (ФМФ) при обережному перемішуванні і інтенсивної аерації пульпи дрібними бульбашками приводе до зменшення сил відриву і закріплення декількох бульбашок на різних ділянках поверхні частинки.

Прагнення створити найбільш сприятливі умови для флотації крупних і тонких частинок знайшло своє рішення у застосуванні схем з роздільною флотацією піскової і шламової фракцій матеріалу, що флотується, особливо при переробці руд з високим вмістом шламів. Застосування схеми з роздільною флотацією піскової і шламової фракцій дозволяє:

- практично повністю усунути шкідливий вплив тонких частинок на флотацію крупних зерен;
- урахувати при розробці реагентного режиму більш високу ступінь окиснення тонких частинок сульфідних мінералів і концентрацію в шламової фракції мінералів, схильних до переподрібнення;
- здійснити селективну флокуляцію тонких частинок корисних мінералів за допомогою реагентів-флокулянтів або емульсії аполярних реагентів;
- створити найбільш сприятливі умови флотаційного вилучення корисних мінералів як із шламової, так і з піскової фракції. Крім того, при флотації кожної фракції можуть бути прийняті оптимальні густини пульпи, режими перемішування, умови аерації і піноутворення, тривалість флотації, що дозволяє отримати максимальне вилучення металів.

Використання одного типу флотаційних машин при переробці матеріалу широкого діапазону крупності приводить до того, що основні втрати корисних мінералів у відходах збагачувальних фабрик відбуваються через неякісну флотацію крупних або дрібних зерен, або обох і крупних, і дрібних. Тому при збагаченні руд за складними схемами, які включають цикли флотації крупно- і тонкоподрібнених продуктів, доцільно застосовувати різні типи флотаційних машин.

2.6 Класифікація мінералів за флотованістю

Схема флотаційного процесу, характер використовуваних реагентів і результати збагачення у першу чергу залежать від мінерального складу і фізико-хімічних властивостей поверхні мінералів корисної копалини. Залежно від особливостей умов флотаційного розділення основні мінерали корисних копалин можна поділити на такі групи.

Аполярні мінерали неметалевих корисних копалин характеризуються високою природною гідрофобністю. До них відносяться кам'яне вугілля, графіт, алмаз, самородна сірка і тальк. Для флота-

ції мінералів цієї групи використовують нафтові масла, а іноді тільки спінювачі.

Сульфіди важких металів і самородні метали характеризуються деякою природною гідрофобністю і виборчою здібністю адсорбувати на своїй поверхні сульфгідрильні збирачі (ксантогенати). До даної групи відносяться сульфіди заліза, свинцю, міді, цинку, сурми, молібдену, кобальту та інших, а також золото, срібло, платина.

Окислені мінерали важких металів наведені карбонатами, сульфатами, гідратами і силікатами міді, свинцю, цинку і змішаних руд. Ці мінерали не мають природної гідрофобності, тому їх флотація можлива жирними кислотами і їх милами або ксантогенатами після попередньої сульфідизації поверхні сульфідом натрію.

Полярні несольфідні мінерали лужноземельних металів мають у складі кристалічної решітки катіони кальцію, барію, магнію і стронцію. Мінерали цієї групи дуже чутливі до іонного складу пульпи, вони добре флотують при використанні як збирачів жирних кислот і їх мил.

Окисли, силікати і алюмосилікати наведені великою групою мінералів, до якої надходять кварц, андалузит, діаспор, берил, гематит, каолінит, каситерит, кіаніт, корунд, піролюзит, польові шпати, слюди і ін. Більшість цих мінералів добре флотується з використанням оксигідрильних збирачів, жирних кислот і збирачів катіонного типу.

Розчинні солі наведені такими мінералами як галіт, каїніт, карналіт, сильвін і іншими. Ці мінерали флотують з насичених розчинів солей жирними кислотами, амінами і їх сумішами з аполярними реагентами.

Близькість флотаційних властивостей різних за складом мінералів визначає складність флотаційних схем і у цілому технології флотаційного збагачення корисних копалин.

2.7 Флотаційні реагенти

Флотаційний процес не може бути здійснений ефективно без застосування флотаційних реагентів, тому що число природно-

гідрофобних мінералів обмежено, але навіть при їх флотації необхідно введення спінювачів і інших реагентів.

Реагенти, які застосовуються при флотації, забезпечують високу селективність, стабільність і ефективність флотаційного процесу. Дія флотаційних реагентів дозволяє в широкому діапазоні змінювати поверхневі властивості мінералів, що робить флотацію найбільш універсальним методом збагачення корисних копалин.

Склад флотаційних реагентів дуже різноманітний. До їхнього числа входять органічні і неорганічні сполуки, кислоти і луги, солі різного складу, речовини, які добре розчинні і практично нерозчинні у воді. Залежно від призначення усі флотаційні реагенти діляться на три групи: *збирачі* або *колектори*, *спінювачі* або *піноутворювачі* і *модифікатори*. Реагенти останньої групи у свою чергу підрозділяється на *активатори*, *депресори* і *регулятори середовища*.

Збирачі – речовини, що мають здібність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – тверде (поверхня мінеральної частинки)», в результаті чого збільшується крайовий кут змочування флотовааного мінералу і його гідрофобність, що забезпечує необхідне прилипання мінеральних частинок до повітряних бульбашок. Усі збирачі залежно від їхньої структури підрозділяються на дві основні групи: гетерополярні і аполярні.

Гетерополярні збирачі розділяються на аніон-активні і катіон-активні, залежно від знаку заряду адсорбційно-активної частки молекули збирача. Залежно від розчинності у воді гетерополярні збирачі можуть бути йоногенні і нейоногенні.

Аніон-активні гетерополярні збирачі діляться на *оксигідрильні* і *сульфгідрильні*. До оксигідрильних збирачів відносяться жирні кислоти та їх солі (мила), алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати. До сульфгідрильних збирачів відносяться ксантогенати, меркаптани, дитіофосфати та ін.

До групи жирних кислот входять такі реагенти: олеїнова кислота, олеат натрію, сульфатне мило, талове масло, окислені нафтопродукти та ін. Активною часткою цих реагентів являються вищі карбонові кислоти з спільною формулою $R-COOH$ і їх солі $R-COOMe$, де R – вуглеводневий радикал з числом атомів вуглецю від 12 до 18 ($C_{12}-C_{18}$). Жирні кислоти погано розчинюються у воді, а їх

мила добре, з утворенням аніону $R-COO^-$. Жирні кислоти подають у процес в виді водних емульсій, а їх мила – в виді водних розчинів. Реагенти цієї групи характеризуються низкою виборчою здібністю, тому вони можуть флотувати усі окислені мінерали. В практиці збагачення корисних копалин ці реагенти використовують при флотації полярних мінералів, які мають у складі кристалевої решітки катіони кальцію, стронцію, барію, а також при флотації окислених мінералів кольорових і чорних металів – карбонатів, сульфатів та окислів.

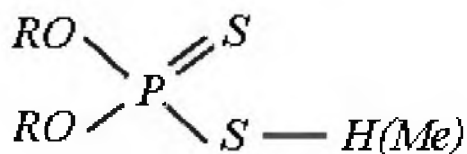
Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати являють собою сульфокислоти і їх солі – похідні сірчаної кислоти і вуглеводних з'єднань. У полярної групи молекули вони містять сірчаноокислий залишок SO_3 . У молекулах алкілсульфатів атом сірки кислотного залишку зв'язаний з атомом вуглецю безпосередньо $R-SO_3Me$, у сульфонатах через кисневий місток $R-O-SO_3Me$. Алкілсульфати, алкіл- і арилсульфонати добре розчинюються у воді, практично повністю дисоціюють на іони, стійкі до гідролізу. Вони використовуються переважно у суміші з іншими аніонними, катіонними і аполярними збирачами при флотації залізних, берилієвих, хромових, марганцевих та інших окислених кальційвмісних мінералів і розчинних солей.

Ксантогенати являються найбільш поширеними збирачами при флотації руд кольорових металів. Вони являють собою калієві або натрієві солі ксантогенових кислот і мають спільну формулу $RO-C-S_2Me$. Залежно від будови радикалу R ксантогенати називають метиловий, етиловий, пропіловий і т.д.

Меркаптани у хімічному відношенні являються спиртами або фенолами, але в молекулах цих спиртів або фенолів гідроксильна група OH замінена сульфгідрильною SH , спільна формула меркаптанів $R-SH$ або $R-SMe$. Назва меркаптану залежить від назви радикалу R , що входить до складу його молекули: етилмеркаптан, фенілмеркаптан і т.д. Меркаптани погано розчинюються у воді, мають дуже сильний і неприємний запах, тому використовуються рідко.

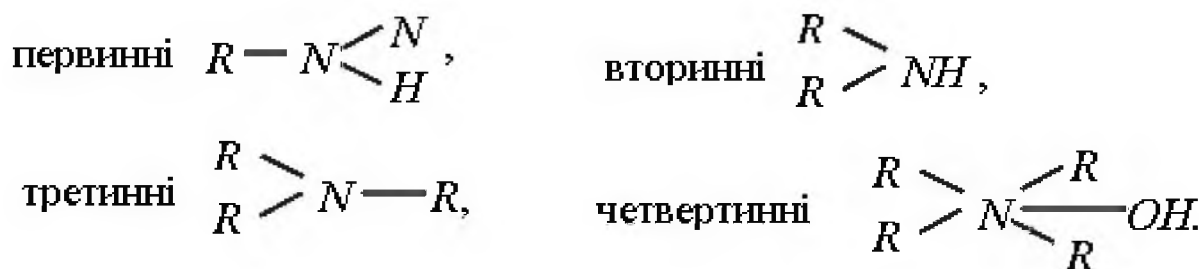
Дитіофосфати відомі під назвою аерофлоти. Вони являються похідними дитіофосфорної кислоти і представлені діарил- і діалкі-

дитіофосфорними кислотами і їх солями. Дитіофосфати містять два радикали, їх спільна формула:



Водень у полярної групі може замінятися калієм, натрієм або групою NH₄. Залежно від цього аерофлот називається калієвим, содовим або амонієвим, етиловим або фенольним. Аерофлоти бувають рідкими і твердими, з рідких найбільше поширення одержав крезоловий аерофлот, а з твердих – содовий. Аерофлоти використовують для флотації сульфідних мінералів.

Катіон-активні збирачі є похідні аміаку, у якому атоми водню усі або частково замінені вуглеводневими радикалами. Залежно від числа заміненних атомів водню аміни діляться на:



За своєю будовою аміни – органічні сполуки. Аміни з коротким радикалом добре розчинюються у воді, зі збільшенням довжини вуглеводневого радикалу розчинність амінів зменшується

Як збирачі, найбільш часто застосовують первинні аліфатичні аміни і четвертинні амонієві луги. Катіонні збирачі використовують при флотації силікатів, алюмосилікатів і окислів, для яких аніонні збирачі недостатньо ефективні. Однак відносно висока вартість і токсичність катіонних збирачів перешкоджають їхньому широкому використанню.

Аполярні збирачі являють собою вуглеводні. Вони хімічно не взаємодіють з поверхнею мінералів, майже не розчинюються у воді, не дисоціюють на іони. Аполярні речовини володіють виборчою

здібністю закріплюватися на поверхні природно або штучно гідрофобних мінералів і підвищувати їхню незмочуваність водою. Аполярні збирачі закріплюються на поверхні мінералів в молекулярній формі за рахунок сил Ван-дер-Ваальсу (фізична адсорбція). Ці збирачі використовуються для флотації мінералів з високою природною флотованістю – вугілля, талькових, сірчаних, графітових та інших руд, а також спільно з гетерополярними збирачами при флотації багатьох різноманітних корисних копалин. Аполярні збирачі вводять у пульпу в виді водних емульсій. К цієї групі флотаційних реагентів відносяться різні вуглеводні масла, що одержують при переробці нафтопродуктів та вугільних смол (гас, трансформаторне, солярове та інші масла, мазут, природна нафта і т.д.).

Спінювачі – речовини, що мають здібність до сорбції на межі розділу фаз «рідина (вода) – газ (повітря)», в результаті чого зменшується поверхневий натяг, що сприяє збереженню повітряних бульбашок в дисперсному стані і запобігає їх коалесценції. Спінювачі збільшують стійкість флотаційної піни за рахунок підвищення стійкості мінералізованої бульбашки, яка спливає на поверхню.

Спінювачі сприяють диспергуванню повітря в об'ємі флотаційної пульпи і стабілізуванню піни на її поверхні. Спінювачі мають гетерополярну будову. Гетерополярні молекули спінювачів складаються з аполярного радикалу достатньої довжини (5...10 атомів вуглецю у радикалі) з однією або декількома полярними групами: карбоксильною ($-\text{COOH}$), карбонільною ($-\text{C=O}$), гідроксильною ($-\text{OH}$), аміногрупою ($-\text{NH}_2$), сульфогрупою ($-\text{SO}_2\text{OH}$) та ін. Полярна група спінювача взаємодіє з водою й тим самим утруднює коалесценцію бульбашок у об'ємі пульпи і у шарі піни.

У хімічному відношенні спінювачі являються похідними органічних вуглеводних сполук і можуть бути аніонними, катіонними і нейоногенними. При добавленні спінювачів у флотаційний процес підвищується стабільність і дисперсність пін, а також відбувається збільшення ступеня аерації пульпи за рахунок зниження швидкості підйому бульбашок і накопичення їх у пульпі.

Правильний вибір спінювача дозволяє суттєво підвищити результати флотації. Це обумовлено тим, що швидкість флотації, переміщення у шарі піни і циркуляція твердої фази у значному сту-

пені визначаються властивостями піни. При цьому ефективно одночасне застосування двох спінювачів: одного – активного стабілізатора піни і диспергатора повітря, другого – активного диспергатора, але слабкого стабілізатора піни.

Залежно від характеру впливу водневого показника (рН) розрізняють основні, кислі і нейтральні спінювачі. Основні спінювачі мають максимальну піноутворюючу здатність у лужному середовищі. Піноутворююча здатність кислих спінювачів знижується з підвищенням лужності пульпи. До кислих спінювачів належать фенольні реагенти (крезол, ксиленол, феноловмісні деревні масла і ін.), а також алкіларилсульфонати (детергенти, азоляти). Найбільшу групу складають нейтральні спінювачі, які підрозділяються на ароматичні і аліциклічні спирти (Т-66, ІМ-6-8 і ін.) і нейтральні реагенти, які містять речовини з ефірними зв'язками (ОПСБ, діалкілфталати, масло Х і ін.).

Модифікатори (активатори, депресори і регулятори середовища) – флотаційні реагенти, що використовуються для регулювання взаємодії збирача з мінералами з метою збільшення або зменшення гідрофобізації їх поверхні. Завдяки застосуванню модифікаторів підвищується селективність флотаційного процесу.

У одних випадках модифікатор (*активатор*) діє безпосередньо на поверхню визначеного мінералу і сприяє наступної взаємодії цього мінералу зі збирачем, у результаті чого підвищуються показники флотації. У іншому випадку модифікатор (*депресор*), навпаки, погіршує гідрофобізацію мінералу збирачем, що приводить до погіршення флотації визначеного мінералу. Крім того, модифікатор може безпосередньо робити вплив на стійкість гідратних шарів біля поверхні мінералу і тим самим змінювати флотуємість незалежно від дії збирача. Як активатори, так і депресори у більшості випадків являються неорганічними речовинами.

До модифікаторів відносяться також *регулятори середовища*. Регулятори середовища створюють сприятливе середовище для флотації одних мінералів і несприятливе – для флотації інших мінералів. Дія цих реагентів виявляється в забезпеченні необхідного для флотації іонного складу пульпи, зміні концентрації водневих іонів або розчинних солей, збереженні дисперсності частинок шла-

мів для поліпшення умов флотації і створенні оптимальних умов для дії збирача, активатора, депресора.

Модифікатори вибірково змінюють гідратованість поверхні частинок, в результаті чого у свою чергу змінюється взаємодія збирача з мінералами або на мінеральній поверхні утворюється гідрофільне чи гідрофобне покриття.

Використання модифікаторів дозволяє збільшити селективність дії збирача на мінерали і таким чином забезпечується їх чітке розділення при флотації. При введенні у пульпу модифікатора збирач гідрофобізує одні мінерали і не оказує помітної дії на інші. Як модифікатори використовуються різні за складом, структурою і властивостями хімічні сполуки (солі, кислоти, луги, електроліти, органічні і неорганічні речовини). Модифікатори взаємодіють з мінералами, збирачами і іонами, що присутні у пульпі, при цьому характер взаємодії може бути таким:

- модифікатори діють безпосередньо на поверхні мінералу і змінюють її хімічний склад. При використанні активатора досягається посилення взаємодії збирача з мінералом, при використанні депресора – припинення;

- модифікатори можуть витискувати збирач, що закріпився на поверхні мінералу, і таким чином припиняти його флотацію;

- модифікатори спроможні змінювати флотованість мінералів незалежно від їх взаємодії зі збирачем. Сорбція іонів або молекул модифікатора вільними від збирача ділянками поверхні мінералу змінює гідратацію цієї поверхні. Зниження гідратації приводить до підвищення гідрофобності мінеральної поверхні і посилення дії збирача. Підвищення гідратації приводить до протилежного результату;

- деякі модифікатори можуть у широкому діапазоні змінювати лужність середовища, у якому здійснюється взаємодія збирача з мінералом, і таким чином оказувати вплив на флотацію.

В практиці флотації використовують:

- *активатори*: мідний купорос $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ (активація сфалериту), сульфід натрію Na_2S (активація окислених мінералів руд кольорових металів), сірчана кислота H_2SO_4 (активація піриту), луги (активація силікатів) і ін. Активатори поліпшують взаємодію ре-

агентів-збирачів з поверхнею визначених мінералів за рахунок утворення на поверхні мінералів плівки, на якій закріплюється збирач; закріплення іонів-активаторів, з якими потім взаємодіє збирач; розчинення і віддалення з мінеральної поверхні вторинної гідрофільної плівки з подальшою взаємодією збирача з свіжеоголеною поверхнею;

– *депресори*: ціанід натрію NaCN (депресія сфалериту, піриту, сульфідів міді), біхромат калію K_2CrO_7 (депресія сульфідів свинцю), силікат натрію Na_2SiO_3 (депресія кварцу і інших породних мінералів), вапно CaO (депресія піриту), сульфід натрію Na_2S (депресія сульфідних мінералів) і ін. Депресори використовуються для підвищення селективності флотаційного процесу за рахунок розчинення поверхневих сполук збирача; витиснення іонів збирача іонами депресора і утворення ним з іонами мінералу важкорозчинної гідрофільної сполуки; утворення гідрофільної сполуки на ділянках поверхні не зайнятої збирачем; зв'язування збирачів в нерозчинні сполуки;

– *регулятори середовища*: луги і кислоти (вапно CaO, їдкий натр NaOH, сода Na_2CO_3 , сірчана кислота H_2SO_4 і ін.) змінюють рН середовища і таким чином впливають на процес флотації.

Контрольні запитання

- 1. З якою метою здійснюється усереднення руд і продуктів їхньої переробки?*
- 2. Поясніть чим відрізняється усереднення від шихтування.*
- 3. Якими показниками оцінюється ефективність усереднення?*
- 4. Яке основне призначення процесів дроблення і подрібнення при збагаченні руд кольорових металів?*
- 5. Назвіть основні вимоги до крупності дроблення і подрібнення.*
- 6. Назвіть основні фактори, залежно від яких здійснюється вибір схем дроблення і подрібнення.*
- 7. Назвіть переваги процесу самоподрібнення у порівнянні з подрібненням сталевим середовищем.*
- 8. З якою метою здійснюється операція промивки?*
- 9. Назвіть властивості глин, які роблять вплив на промивність руд.*

10. Назвіть умови застосування попередньої концентрації руд кольорових металів.
11. Назвіть переваги технологічних схем із застосуванням попередньої концентрації.
12. Назвіть основні технологічні характеристики рудної пульпи.
13. Назвіть задачі підготовки рудної пульпи при флотаційному збагаченні.
14. Наведіть класифікацію мінералів за флотованістю.
15. Наведіть класифікацію флотаційних реагентів.
16. Поясніть механізм дії і призначення флотаційних реагентів.

3 ОСНОВНЕ ОБЛАДНАННЯ ЗБАГАЧУВАЛЬНИХ ФАБРИК РУД КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

3.1 Обладнання підготовчих процесів

Підготовчі процеси призначені для роз'єднання мінералів, що входять до складу корисної копалини, і поділу його на класи крупності, що задовольняють наступним процесам збагачення.

Дроблення і подрібнення – процеси зменшення розмірів грудок корисних копалин під дією зовнішніх сил, що переборюють внутрішні сили зчеплення між частками твердої речовини.

Дроблення і подрібнення на збагачувальних фабриках використовують для роз'єднання тісно переплетених і зрослих між собою зерен різних мінералів, що містяться в корисній копалині. Чим повніше відбувається розкриття зерен корисної копалини при дробленні і подрібненні, тим більш успішне його наступне збагачення. Крупність дроблення і подрібнення корисних копалин залежить від їхнього мінерального складу, вкраплення корисних мінералів, подальшого методу збагачення і характеру використання продуктів збагачення.

Залежно від крупності вихідного і дробленого (подрібненого) продуктів розрізняють три стадії дроблення і три стадії подрібнення (табл. 3.1).

Таблиця 3.1 – Стадії дроблення і подрібнення

Дроблення			Подрібнення			
Стадія	Крупність продукту мм		Стадія	Крупність продуктів		
	вихідно	дроблено		Розмір зерна (мм)		Вміст класу –0,074 мм подрібнено %
				вихідно	подрібнено	
Крупне	1200 – 500	350 – 100	Крупне	20 – 40	до 5	50 – 60

дробленн			подрібнен			
Середнє дробленн	350 – 10	100 – 40	Середнє подрібнен	до 5	до 0,6	60 – 80
Дрібне дробленн	100 – 40	40 – 10	Тонке подрібнен	до 5	до 0,15	більше 8

Кількісною характеристикою процесів дроблення і подрібнення служить ступінь дроблення або подрібнення. У промислових умовах для орієнтованого визначення ступеня дроблення (подрібнення) широко використовується формула:

$$i = D_{max} / d_{max}, \quad (3.1)$$

де i – ступінь дроблення (подрібнення); D_{max} – розмір максимальної грудки у вихідному матеріалі, мм; d_{max} – розмір максимальної грудки в дробленому (подрібненому) матеріалі, мм.

З більшою точністю ступінь дроблення (подрібнення) визначають як відношення середніх діаметрів у продуктах до i після дроблення (подрібнення):

$$i = D_{cp} / d_{cp}, \quad (3.2)$$

де D_{cp} – середній діаметр грудок вихідного матеріалу, мм; d_{cp} – середній діаметр грудок дробленого (подрібненого) матеріалу, мм.

На збагачувальних фабриках дроблення і подрібнення корисних копалин звичайно здійснюють у кілька стадій, тому що необхідний ступінь дроблення в одній машині одержати неможливо. Частина загального процесу дроблення або подрібнення, яка здійснена в однієї машині, називається *стадією дроблення (подрібнення)*. Ступінь дроблення (подрібнення), що досягається в окремій стадії, називається частковим, а у всіх стадіях – загальним. Загальний ступінь дроблення дорівнює добутку ступенів дроблення (подрібнення) в окремих стадіях:

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (3.3)$$

Число стадій дроблення і подрібнення залежить від фізико-механічних властивостей корисної копалини, вкраплення корисного мінералу і крупності, що допускається подальшим процесом збагачення. Машини, у яких здійснюються процеси дроблення і подрібнення, називаються відповідно дробарками і млинами. Ефективність роботи дробарок (млинів) оцінюється кількістю дробленого (подрібненого) продукту на 1 квт·год витраченої електроенергії.

При руйнуванні гірських порід необхідно ураховувати їх механічні властивості, що характеризують здатність до опору силовим впливам. До основних механічних властивостей гірських порід відносяться: *твердість, міцність, деформівність, пластичність*. Для руйнування грудок корисної копалини можуть бути використані такі основні способи: *роздавлення, розколювання, стирання, удар*.

Процеси дроблення і подрібнення застосовують головним чином для підготовки корисної копалини до подальшого збагачення. Основна мета цих процесів – доведення розмірів грудок корисної копалини до кінцевої крупності, обумовленої вкрапленням коштовних мінералів і необхідною повнотою їхнього розкриття, тому що ефективно розділення мінеральної суміші при збагаченні можливо тільки при достатньому розкритті корисної копалини. Ступень розкриття деякого мінералу характеризується відношенням маси вільних (розкритих) зерен до загальній їх маси.

Вибір способу руйнування корисної копалини, а отже й типу дробарки, залежить від його дробильності, мінерального складу, тріщинуватості, крупності і інших властивостей, а також від необхідного гранулометричного складу дробленого продукту.

Машини для дроблення і подрібнення, застосовувані на збагачувальних фабриках, за способом руйнування гірських порід і механіко-конструктивних ознак розділяються на п'ять основних класів: дробарки щоківі, конусні, валкові, ударної дії і барабанні млини.

Дробарки

Щоківі дробарки установлюють переважно на збагачувальних фабриках невеликої продуктивності. Вони в порівнянні з конусними дробарками більш пристосовані для дроблення глинистих і вологих руд, займають менше місця по висоті, простіше конструктивно, але менш пристосовані для дроблення матеріалів пластинчастої форми [18, 20].

Щоківі дробарки працюють за принципом роздавлювання і, частково, вигину між двома щоками, з яких одна – нерухома, а інша – рухома. Щоківі дробарки розділяються на два кінематичних класи: із простим рухом щоки – ЩДП (рис. 3.1 а) і складним – ЩДС (рис. 3.1 б).

В дробарку з простим рухом щоки (рис. 3.1 а) вихідний матеріал завантажується зверху в робочий простір між рухомою 1 і нерухомою 2 щоками. При обертанні ексцентричного валу 6 шатун 4 рухається у вертикальному напрямку, його рух через розпірні плити 3 передається рухомої щоці 2. Таким чином, рух шатуна уверх супроводжується приближенням рухомої щоки до нерухомої і дробленням матеріалу, який віддаляється під дробарку. При русі шатуна униз рухома щока відходить від нерухомої, у цей час здійснюється розвантаження дробленого продукту.

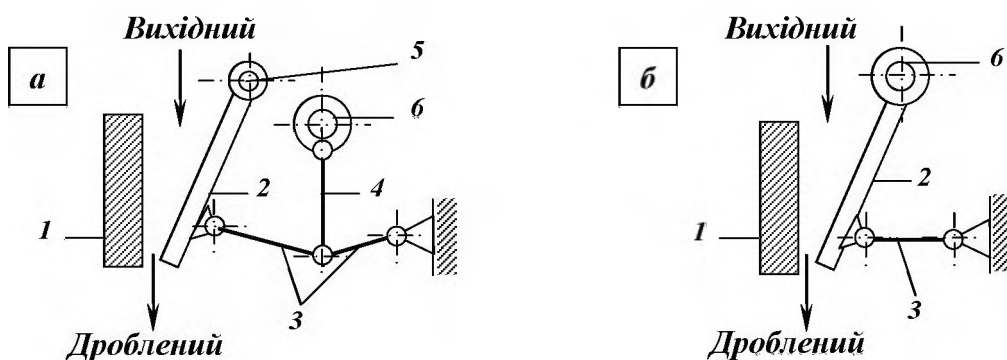


Рис. 3.1 – Схеми щоківих дробарок.

а – з простим рухом щоки, б – зі складним рухом щоки.

1 – нерухома щока; 2 – рухома щока; 3 – розпірні плити; 4 – шатун;
5 – вісь; 6 – ексцентричний вал.

В дробарках зі складним рухом (рис. 3.1 б) рухома щока 2 підвішена безпосередньо на ексцентричний вал 6. Внаслідок цього всі точки поверхні рухомої щоки описують овальні траєкторії, тому матеріал підвергається не тільки роздавлюванню, але й стиранню.

Щокові дробарки застосовують для крупного (ЩДП) і середнього (ЩДС) дроблення твердих порід зі ступенями дроблення до 4.

Конусні дробарки (рис. 3.2) встановлюють на збагачувальних фабриках великої продуктивності. Основне подрібнююче зусилля в конусних дробарках – роздавлювання, але має місце і розлам грудок при вигині, що виникає, коли грудка затиснута між увігнутою поверхнею чаші 1 і опуклою поверхнею рухомого конуса 2. Конусні дробарки по своєму призначенню розділяються на дробарки для крупного дроблення – ККД, середнього дроблення – КСД і дрібного дроблення – КМД.

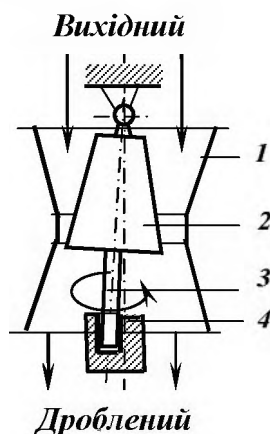


Рис. 3.2 – Схема конусної дробарки.

- 1 – конічна нерухома чаша;
- 2 – подрібнюючий конус;
- 3 – вал;
- 4 – ексцентриковий стакан.

У конусних дробарках матеріал дробиться в кільцевому просторі, утвореному нерухомою конічною чашею 1 і розташованим усередині цієї чаші рухомим подрібнюючим конусом 2, закріпленим на ексцентрично установленому (завдяки стакану 4) валу 3. Принцип дії всіх конусних дробарок однаковий: наближення подрібнюючого конуса до чаші супроводжується дробленням грудок матеріалу, що надходить у дробарку зверху, а видалення – розвантаженням дробленого продукту, що виходить униз, під дробарку.

Конусні дробарки використовують для дроблення твердих і в'язких порід. Конусні дробарки крупного дроблення звичайно працюють при ступені дроблення до 4, середнього і дрібного – до 7.

Дробарка повинна забезпечити необхідну продуктивність при необхідній крупності дробленого продукту. Ширина прийомного отвору дробарки повинна бути на 15 % більше розміру максимального куску у вихідному матеріалі.

Продуктивність щоккових і конусних дробарок звичайно визначають за даними каталогів з урахуванням поправок на дробильність (k_{dp}), насипну густину (k_{δ}) і крупність матеріалу, що дробиться, (k_d):

$$Q = Q_k k_{dp} k_{\delta} k_d, \text{ т/год}, \quad (3.4)$$

де Q_k – продуктивність дробарки за каталогом, т/год; k_{dp} , k_{δ} , k_d – поправочні коефіцієнти.

Валкові дробарки з гладкими валками (рис. 3.3) працюють за принципом роздавлювання вихідного матеріалу при зтягуванні його в щілину між валками.

Вони застосовуються для середнього і дрібного дроблення руд, коли неприпустиме переподрібнення коштовного крихкого мінералу (марганцеві, каситеритові, вольфрамітові рудий, калійні солі), іноді їх застосовують для середнього дроблення вугілля й коксу.

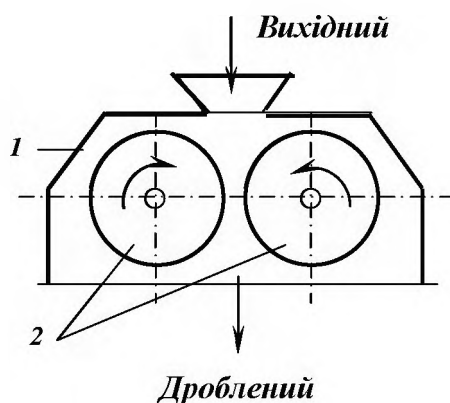


Рис. 3.3 – Схема валкової дробарки.
1 – корпус; 2 – валки.

На збагачувальних фабриках дробарки з гладкими валками звичайно використовують при ступені дроблення 3 – 4.

Продуктивність валкових дробарок визначається по формулі:

$$Q = n\pi D L s \delta k, \text{ т/год}, \quad (3.5)$$

де n – частота обертання валків, хв^{-1} ; D, L – діаметр і довжина валка, м; s – ширина щілини між валками, м; δ – густина матеріалу, що дробиться, т/м^3 ; k – коефіцієнт розпушення дробленого продукту в момент розвантаження ($k = 0,1 - 0,3$).

Валкові дробарки мають багато достоїнств: простота конструкції, компактність, надійність в експлуатації і невеликий зміст дріб'язку в готовому продукті. Однак вони мають низьку продуктивність і велику питому витрату електроенергії.

Дробарки ударної дії (молоткові – М і роторні – ДРК і ДРС) використовуються для крупного, середнього і дрібного дроблення матеріалів не тільки низької і середньої, але і підвищеної міцності. До достоїнств дробарок ударної дії відносяться простота конструкції, надійність, компактність, велика продуктивність, високий ступінь дроблення (20 і більш) і порівняно невелика питома витрата електроенергії. Тому вони широко застосовуються для дроблення кам'яного вугілля, коксової шихти, вапняку, руд чорних, кольорових, рідких і благородних металів, калійних солей, баритових, флюоритових і азбестових руд, будівельних матеріалів].

Дробарки ударної дії (рис. 3.4) виготовляються одно- і двороторними, з колосниковими решітками і без них, з реверсивними і нереверсивними роторами.

Основна відмінність молоткових і роторних дробарок складається в кріпленні бив – у молоткових дробарок вони закріплені шарнірно, у роторних – жорстко.

У молоткових дробарках (рис. 3.4 *а*) вихідний матеріал через завантажувальний отвір надходить у робочий простір, обмежений корпусом 1, який є захищеним броньовими плитами 2. У середині робочого простору на горизонтальному валу 3 обертається ротор 4 з молотками 5, закріпленими шарнірно. Молотки вдаряють по грудках і із силою відкидають їх до стінок корпуса на плити, де грудки додроблюються.

Таким чином, процес дроблення здійснюється в результаті ударів молотків по грудках матеріалу, ударів грудок матеріалу об

броньові плити і роздавлювання і стирання матеріалу молотками на колосникових решітках. Дроблений продукт розвантажується через отвори колосникових решіток 6.

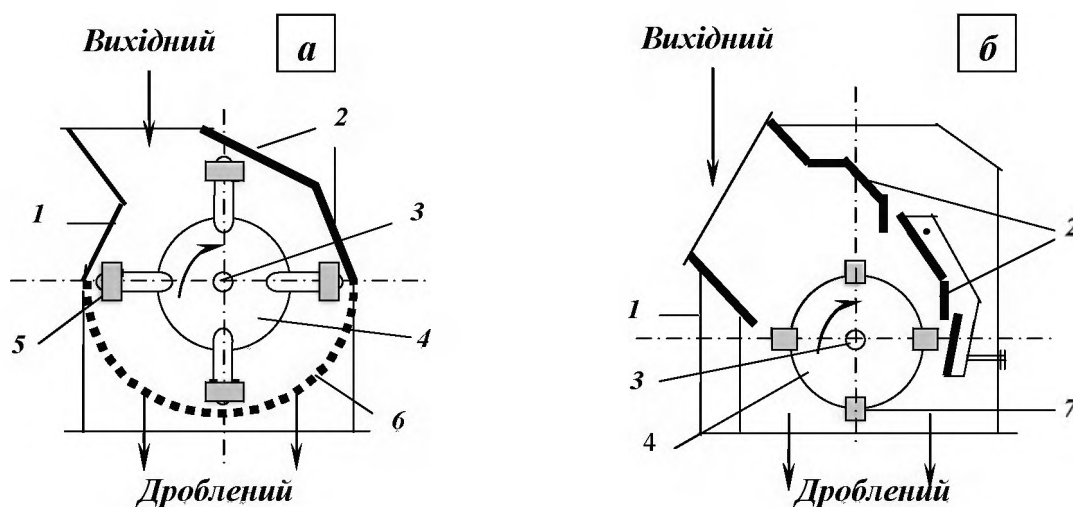


Рис. 3.4 – Дробарки ударної дії.

a – молоткова дробарка; *б* – роторна дробарка.

1 – корпус; 2 – броньові відбійні плити; 3 – вал; 4 – ротор; 5 – молотки;

6 – колосникова решітка; 7 – била.

Принцип дії роторних дробарок (рис. 3.4 б) аналогічний принципу дії молоткових дробарок. У роторних дробарках дроблення здійснюється жорстко закріпленими на роторі 4 билами 7. Матеріал завантажується в зону ротора, що обертається з великою швидкістю. Ударами бив грудки руйнуються і їхні частини відкидаються на відбійні броньові плити 2 або колосники, що утворюють камеру дроблення. Ударяючись об футерівку грудки руйнуються і знову відскакують на ротор. Це повторюється доти, поки грудки, досягши визначеної крупності, не вийдуть із дробарки через вихідну щілину або отвори колосникових решіток.

Продуктивність дробарок ударної дії визначають за ефективністю дроблення:

$$Q = N \eta e_{em} k_{др} k_d , \quad (3.6)$$

де N – установлена потужність електродвигуна, кВт; η - коефіцієнт використання потужності електродвигуна ($\eta = 0,8 - 0,95$); e_{em} – ефективність дроблення еталонної дробарки, т/кВт·год; $k_{др}$ –

поправочний коефіцієнт на дробильність руди; k_d – поправочний коефіцієнт на крупність руди.

Млини

Подрібнення руд і інших матеріалів здійснюється в барабанних млинах. Конструктивні типи барабанних млинів розрізняються по роду подрібнюючих тіл, формі барабана, способу подрібнення і способу розвантаження подрібненого продукту (рис. 3.5).

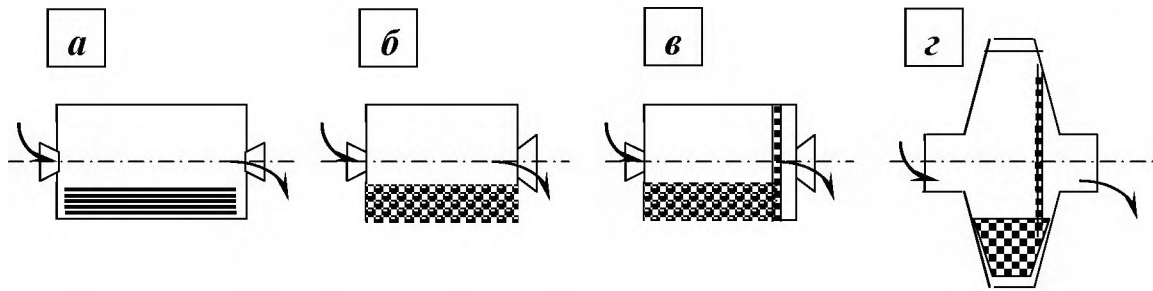


Рис. 3.5 – Барабанні млини.

a – стержневий млин МСЦ; *б* – кульовий млин МШЦ; *в* – кульовий МШР або рудногальковий МРГ млини; *г* – млин мокрого самоподрібнення ММС.

На збагачувальних фабриках застосовуються стержневі млини з центральним розвантаженням – МСЦ (рис. 3.5 *a*), кульові млини з центральним розвантаженням – МШЦ (рис. 3.5 *б*), кульові і рудногалькові млини з розвантаженням через решітки – МШР і МРГ (рис. 3.5 *в*), рудні млини мокрого самоподрібнення – ММС (рис. 3.5 *г*).

Барабанний млин (рис. 3.6) являє собою циліндричний барабан *1* з торцевими кришками *2* і пустотілими цапфами *3*, у яких барабан встановлюється на підшипниках *4*. Вихідний матеріал завантажується через передню цапфу, а подрібнений продукт розвантажується через задню.

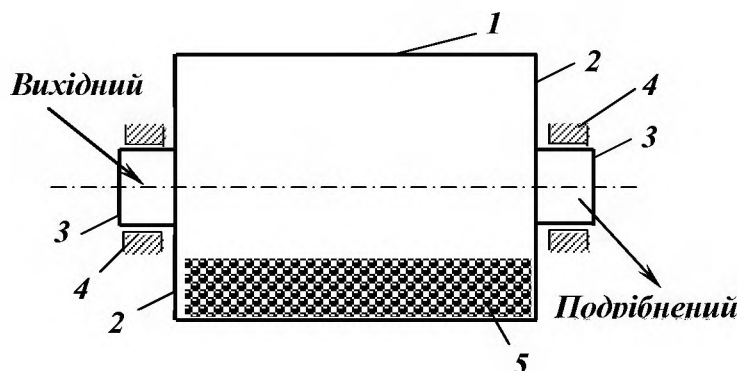


Рис. 3.6 – Схема барабанного млина.

- 1 – циліндричний барабан;
- 2 – торцеві кришки;
- 3 – цапфи;
- 4 – підшипники;
- 5 – подрібнююче середовище.

При обертанні барабана подрібнююче середовище 5 (стержні, кулі, грудки руди або рудна галька) і матеріал, що подрібнюється, завдяки тертю піднімаються на деяку висоту, а потім сповзають, скачуються або падають униз. Подрібнення у млині відбувається за рахунок удару падаючого подрібнюючого середовища, роздавлювання і тертя між шарами [4, 21].

Тип застосовуваного млину визначається крупністю вихідного матеріалу, необхідним розміром подрібненого продукту, шламоутворенням матеріалу при подрібненні, і змочуваністю поверхні зерен після подрібнення сталевим середовищем.

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) застосовують для мокрого грубого подрібнення різних матеріалів крупністю до 20 мм (іноді до 40 мм) з одержанням подрібненого продукту з максимальної крупністю 6 – 0,5 мм. Подрібнений продукт виходить одноманітним і рівномірним по крупності і являє собою ідеальне живлення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення при напрямку подрібненого продукту першої стадії в цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамитових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалевих руд.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) застосовують для одержання тонкоподрібненого продукту з максимальної крупністю до 0,2 мм. Подрібнений продукт кульових млинів виходить рівномірним по крупності. Щоб уникнути переподрібнення матеріалу, кульові млини звичайно використовують у замкненому циклі з гідроциклонами. Оптимальним живленням для млинів цього типу є подрібнений продукт стержневих млинів крупністю до 6 мм або інший аналогічний матеріал.

Кульові млини з розвантаженням через решітки (МШР) застосовують для одержання продукту з максимальної крупністю частинок до 0,4 мм. Оптимальні результати подрібнення в млинах цього типу одержують при живленні їх продуктом дробарок дрібного дроблення крупністю до 10 мм. У млині можна завантажувати і більш крупний матеріал (до 40 мм) при відповідному зниженні питомої продуктивності.

Млини типу МШР мають велику питому продуктивність у порівнянні з млинами типу МШЦ, але більш складні в конструктивному відношенні. Млини типу МШР застосовують у схемах переробки середньовкраплених руд і в першій стадії збагачення руд з агрегатним вкрапленням, які перероблюють за багатостадійними схемами.

Млини рудного самоподрібнення і рудногалькові (ММС і МРГ) використовують при переробці залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних і інших руд. Суть процесу – крупні грудки руди, подрібнюючись самі, в той же час руйнують більш дрібні грудки. Крупні грудки виконують роль подрібнюючого середовища, а дрібні – роль матеріалу, який подрібнюється. Розрізняють: *рудне самоподрібнення, рудне напівсамоподрібнення, рудногалькове самоподрібнення.*

Рудне самоподрібнення – дроблена руда крупністю 350 – 0 (іноді до 500 мм) мм після крупного дроблення надходить в млини сухого або мокрого самоподрібнення, що мають короткі барабани великого діаметра (діаметр барабана – до 12 м, співвідношення $D/L=3$). Подрібнена руда має крупність 6 – 0 мм і більше.

Рудне напівсамоподрібнення відрізняється добавкою 5 – 10 % сталевих куль діаметром 100 – 125 мм у млин самоподрібнення.

Рудногалькове самоподрібнення – руда крупністю 0 – 6 мм після рудного само-, напівсамоподрібнення або подрібнення у стержневому млині подрібнюється у рудногалькових млинах типу МРГ. Рудна галька (100 – 40, 75 – 30 мм), що використовується як подрібнююче середовище, відбирається після другої стадії дроблення або виділяється при рудному самоподрібненні.

Переваги самоподрібнення: виключення стадій середнього і дрібного дроблення; економія помольних тіл (стержнів та куль); відсутність забруднення подрібненого матеріалу металом; поліпшення технологічних показників подальшого збагачення внаслідок кращого розкриття корисної копалини і меншого шламоутворення.

Недоліки самоподрібнення: менша питома продуктивність; вищі витрати енергії (у 1,3 – 1,4 рази); великі витрати на футеровку.

При переробці золотовмісних руд з наступним ціануванням виключаються втрати золота з залізним скрапом і крихтою, знижується витрата ціаніду і поліпшуються умови праці на кварцових і силікозонебезпечних рудах.

При флотації молібденових руд використання млинів цього типу дає приріст показників у зв'язку з меншим «назалізненням» лусочок молібденіту. З цієї причини рудногалькові млини можуть виявитися вигіднішими в циклі поділу колективних поліметалевих концентратів.

Живленням млинів мокрог самоподрібнення (ММС) є продукт дробарок крупного дроблення з розміром грудок до 400 – 500 мм. Подрібнений продукт залежно від крупності вихідного матеріалу, його фізичних властивостей і питомої продуктивності має крупність 25 – 0,2 мм.

Живленням рудногалькових млинів (МРГ), як правило, служить дроблений продукт млинів ММС. Подрібнений продукт млинів типу МРГ має крупність 0,5 – 0,1 мм і тонше.

Продуктивність барабаних млинів розраховують по методу подоби, виходячи з практичних даних роботи млинів на подібній сировині при режимах, близьких до оптимального. Розрахунок роблять по питомій продуктивності або по ефективності подрібнення. При цьому враховують розходження в подрібнюваності, крупності вихідного і подрібненого продуктів, розмірах і способі розвантаження млина.

Продуктивність млинів по вихідній руді:

$$Q = qV / (\beta - \alpha) , \text{ т/год} , \quad (3.7)$$

де V - номінальний об'єм барабана млина, м^3 ; q - питома продуктивність млина по знову утвореному розрахунковому тонкому класу, $\text{т/год} \cdot \text{м}^3$; α і β - вміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному живленні і готовому кінцевому продукті, частки од.

Грохочення – процес поділу корисної копалини на класи крупності шляхом просівання через одне або кілька сит. Продукти зі

строго визначеними розмірами зерен називаються *класами*. Крупність класів виражається в міліметрах і позначається числом зі знаком « + » чи « - » (напр., + 50 мм ; - 0,5 мм), а також двома числовими показниками, що позначають мінімальний і максимальний розміри зерен у даному класі (напр., 100 – 10 мм).

Розрізняють допоміжне, підготовче, самостійне зневоднююче і виборче грохочення.

Як робочі просіюючі поверхні у виробничих умовах застосовуються колосникові решітки, штамповані решітки, дровові і гумові сита (рис. 3.7).

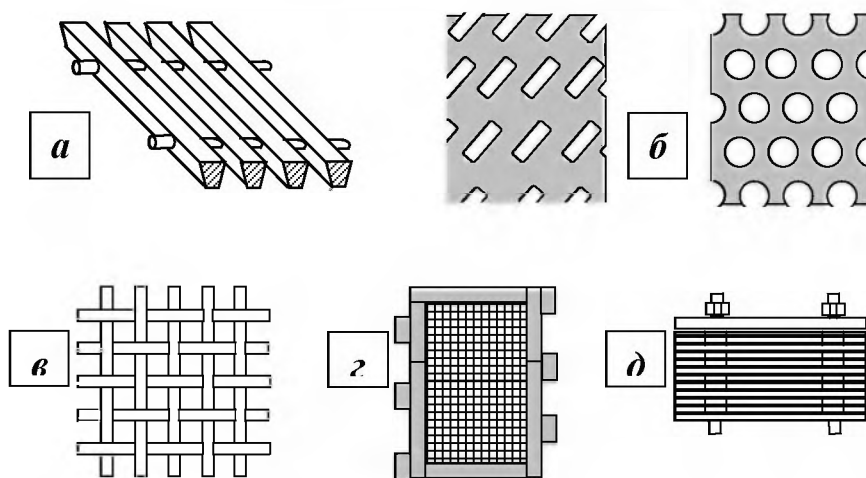


Рис. 3.7 – Просіюючі поверхні грохотів.

a - колосникові решітки (живий переріз 40 – 70 %); *б* – штамповані решітки (живий переріз 50 – 70 %); *в* – сита з металевого дроту або з синтетичного волокна (живий переріз 40 – 60 %); *г* – литі секційні гумові або синтетичні сита (живий переріз 40 – 70 %); *д* – шпальтові сита для зневоднення (живий переріз 10 – 40 %).

Колосникові решітки збирають з колосників різного профілю, розташованих паралельно і скріплених між собою. Колосники можуть мати різний профіль, але кращим вважається трапецієподібний, тому що при проходженні через щілину, що розширюється, зерна матеріалу в ній не заклинюються. Колосникові решітки застосовують для виділення крупних класів при відстані між колосниками не менш 50 мм. Матеріал по решітках переміщається під дією сили ваги, тому кут нахилу її повинний бути 30 – 45°, а при підвищеній вологості матеріалів на 5 – 10° більше.

Решета штамповані з листової сталі застосовуються при просіванні по крупності від 5 до 150 мм. Отвори в решетах можуть

мати круглу, квадратну, прямокутну або овальну форму і розташовуватися в шаховому порядку чи «у ялинку».

Перевага сталевих решіт – висока зносостійкість (4 – 6 місяців), а решіт з литий гуми – у 10 – 20 разів більше. Недолік решіт – малий живий перетин (до 40 %).

Сита бувають ткані, плетені, струнні і шпальтові. Ткані і плетені сита виготовляють із квадратними і прямокутними отворами розміром від 0,04 до 100 мм зі сталевого, латунного, бронзового, мідного чи нікелевого дроту. Виготовляють також гумові, капронові і капросталеві сита. Шпальтові щілясті сита набирають із дроту трапецієподібного перетину (рідше круглого). Шпальтові сита призначені для виділення дрібних класів і зневоднення. Ширина щілястих отворів може бути 0,1 – 16 мм. Щілясті сита виготовляють з нержавіючої сталі, їхній термін служби складає 2 – 3 місяці.

Корисні копалини, що після видобутку в шахті або в руднику, надходять на збагачувальну фабрику, а також продукти їхньої переробки являють собою суміші мінеральних зерен різного розміру. Ці розміри коливаються від декількох мікронів до сотень міліметрів. При масових визначеннях розмірів зерен (напр., при грохоченні) за їхній діаметр приймають розмір найменшого квадратного отвору сита, через яке це зерно проходить. Крупність усієї маси сипучого матеріалу оцінюють по вмісту в неї класів визначеної крупності, тобто по її гранулометричному складу, визначення якого для сухих матеріалів найбільше часто виробляється ситовим аналізом.

Грохоти

Для поділу корисних копалин по крупності застосовують грохоти різних конструкцій. Грохоти відрізняються геометричною формою і характером руху просіюючої поверхні, її розташуванням щодо горизонтальної площини. За формою просіююча поверхня буває плоска, циліндрична або дугова. По розташуванню просіюючої поверхні грохоти розділяють на похилі і горизонтальні. За характером руху просіюючої поверхні розрізняють грохоти нерухомі, рухомі з круговим і прямолінійним рухом. Однак, незважаючи на конструктивні розходження, принцип дії у всіх грохотів той самий – поділ по крупності відбувається шляхом відсівання дріб'язку з

матеріалу, що надходить на грохочення, при його переміщенні в розпушеному стані по просіюючої поверхні.

Грохоти, застосовувані на збагачувальних фабриках, можуть бути підрозділені на такі групи: нерухомі – колосникові і дугові; барабанні обертові; вібраційні з круговими вібраціями (з дебалансним віброзбуджувачем) і з прямолінійними вібраціями (із самобалансним віброзбуджувачем).

Залежно від густини поділюваних матеріалів грохоти можуть бути легкого ($\delta \leq 1,4 \text{ т/м}^3$), середнього ($\delta \leq 1,8 \text{ т/м}^3$) і важкого ($\delta \leq 2,8 \text{ т/м}^3$) типів.

Нерухомі колосникові грохоти (колосникові решітки, рис. 3.7 а) встановлюють у першій стадії дроблення при наявності у вихідному матеріалі більш 15 % дріб'язку (по масі) або при відсутності достатнього запасу продуктивності у дробарки крупного дроблення.

Вихідний матеріал завантажується на верхній кінець грохоту і рухається під дією сили ваги. Зерна крупністю менше розміру щілин решітки провалюються через неї, а крупний клас сходить на нижньому кінці грохоту. При подачі корисної копалини з вагоноперекидача ширина грохоту приймається рівній довжині вагона, при завантаженні пластинчастим живильником – рівній ширині живильника. Щоб уникнути зависання кусків матеріалу між бічними стінками грохоту мінімальна його ширина приймається в три рази більше розміру максимального куску у вихідному матеріалі. Довжина грохоту звичайно приймається в 2 рази більше ширини. Кут нахилу робочої поверхні колосникового грохоту при грохоченні руд приймають $40 - 45^\circ$, при грохоченні вологих матеріалів і матеріалів, що злипаються, кут нахилу збільшують до 55° .

Необхідну площу робочої поверхні колосникових грохотів розраховують за формулою:

$$F = Q / (q_o a \delta k), \text{ м}^2, \quad (3.8)$$

де Q – необхідна продуктивність, т/год.; q_o – питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$; a – розмір щілини сита грохота, мм; δ – насипна густина живлення, т/м^3 ; k – коефіцієнт, що враховує ефективність грохочення.

Дугові грохоти (СДО) застосовують для мокрого грохочення дрібного і тонкого матеріалу, для зневоднення і знешламлювання, для відділення кондиційної суспензії від продуктів збагачення в важкосередовищних гідроциклонах, для рівномірного розподілу матеріалу по ширині решета відсаджувальної машини при одночасному знешламлюванні.

Дуговий грохот (дугове сито) складається зі зварного закритого короба 1, усередині нього нерухомо закріплена робоча поверхня 2 (рис. 3.8), що являє собою напівциліндричне шпальтове сито з розміром щілин 0,5 – 1 мм. Розмір завантажувального отвору, що визначає швидкість пульпи на вході і продуктивність грохоту, регулюється притискним листом 3, положення якого фіксується гвинтом 4.

Вихідна пульпа через завантажувальний пристрій 7 під тиском до 0,25 МПа подається на шпальтове сито 2 і рухається по його поверхні. Під дією відцентрової сили пульпа розшарується, шлам і вода (надрешітний продукт) зрізуються крайками колосників і надходять у розвантажувальну коробку 5, а знешламлений матеріал (надрешітний продукт) віддаляється з грохоту по жолобу 6.

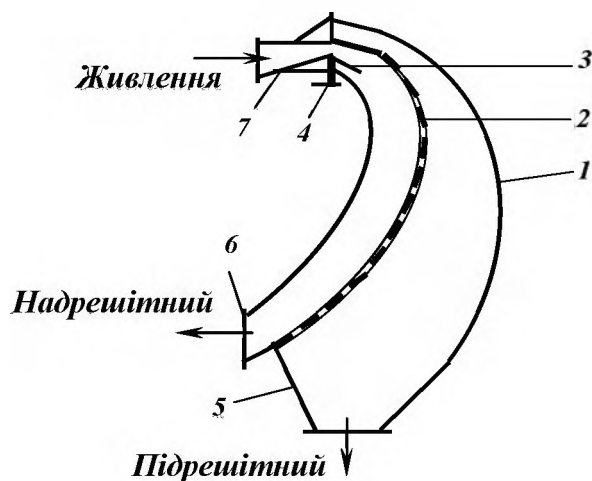


Рис. 3.8 – Схема дугового грохота.

- 1 – зварний короб;
- 2 – шпальтове сито;
- 3 – притискний лист;
- 4 – притискний гвинт;
- 5 – розвантажувальна коробка;
- 6 – жолоб;
- 7 – завантажувальний пристрій.

Об’ємна продуктивність дугових грохотів визначається за формулою:

$$Q = 160F_{\text{жс}}V, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.9)$$

де $F_{жс}$ – площа живого перетину сита (коефіцієнт живого перетину щілинних сит дорівнює 0,3 – 0,4); V – швидкість пульпи на вході в апарат, м/с.

Дугові грохоти прості по конструкції і зручні в експлуатації. Недоліком їх є малий коефіцієнт живого перетину робочої поверхні і нерівномірний її знос.

Барабанні грохоти (ГБ) застосовують в операціях попереднього грохочення корисних копалин, промивки легко- і середньопромивних руд, для вловлювання скрапу і крупних грудок руди зі зливу млинів.

Барабанні грохоти в залежності від форми барабана можуть бути циліндричними (рис. 3.9 а) або конічними (мал. 3.9 б).

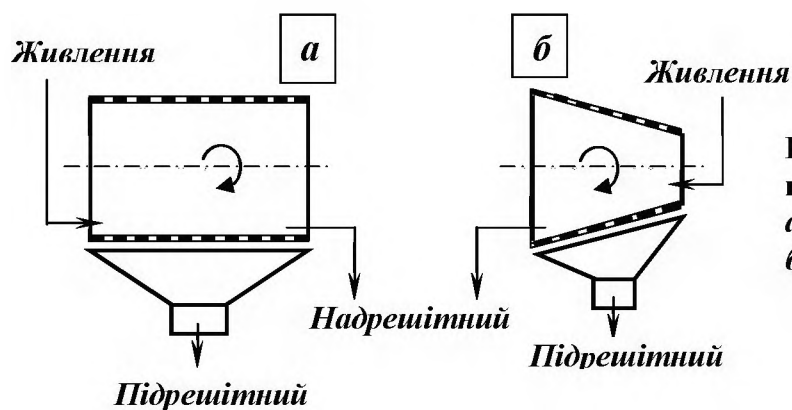


Рис. 3.9 – Схеми барабанних грохотів.
а – циліндричний;
б – конічний (бутара).

Бічна (просіююча) поверхня барабана може бути утворена перфорованими сталевими листами, сіткою або багатозахідною спіраллю. Вісь циліндричного барабана нахилена до обрію під кутом від 1 до 14°, а вісь конічного – горизонтальна. Вихідний матеріал завантажується усередину барабана на верхньому кінці. Під дією сили тертя матеріал захоплюється внутрішньою поверхнею барабана, що обертається, і потім скочується вниз. Унаслідок нахилу вісі барабану скочування матеріалу відбувається під деяким кутом до його площини обертання. Тому матеріал трохи просувається вниз уздовж вісі барабану. Далі цикл повторюється і матеріал рухається по зигзагоподібній лінії. При переміщенні матеріалу по просіюючій поверхні дрібні класи провалюються через отвори, крупні – віддаляються з барабана на нижньому кінці.

Об'ємна продуктивність барабаних грохотів визначається за формулою:

$$Q = q_o F a \varphi, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.10)$$

де q_o – питома об'ємна продуктивність на 1 мм щілини, $\text{м}^3/\text{год} \cdot \text{м}^2$; F – площа сита, м^2 ; a – розмір щілини сита грохота, мм; φ – коефіцієнт заповнення грохота.

Барабанні грохоти прості по конструкції і надійні в експлуатації. Основними їхніми недоліками є громіздкість і мала питома продуктивність.

Інерційні і інерційно-самобалансні грохоти (ГІЛ, ГІС, ГІТ і ГІСЛ, ГІСТ) на збагачувальних фабриках використовують для попереднього і перевірного грохочення, зневоднення і знешламлювання, тонкої сухої і мокрої класифікації, промивки, відділення суспензії і відмивання обважнювача, поділу концентрату на товарні продукти.

Інерційний грохот (рис. 3.10) складається з похило розташованого корпуса 1 з просіюючими поверхнями 2, інерційного вібробудувача 3, пружинних опор 4 (чи підвісок) і електродвигуна 5.

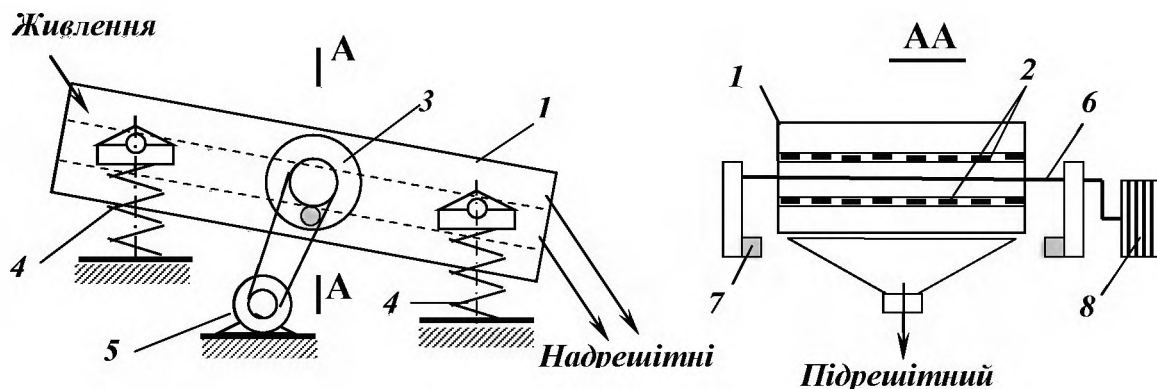


Рис. 3.10 – Схема інерційного грохота.

1 – корпус; 2 – просіюючі поверхні; 3 – вібробудувач; 4 – пружинні опори; 5 – електродвигун; 6 – вал; 7 – дебаланси; 8 – шків.

Вібробудувач являє собою вал 6 з дебалансами 7. Вісь підшипників вібробудувача проходить через центр ваги корпуса (разом з матеріалом на ситі), тому при обертанні вала всі точки

короба рухаються поступально і описують кругові траєкторії у вертикальних площинах, перпендикулярних до розташування сита. При цьому просіююча поверхня робить коливання і матеріал струшується і розпушується. Кут нахилу сит грохоту до горизонту складає $10 - 25^\circ$. Завдяки похилому розташуванню сита матеріал рухається по ньому до розвантажувального кінця, просіваючись через отвори.

Вібраційні грохоти з інерційним вібробудувачем мають просту конструкцію, легко регулюються і надійні в експлуатації. Застосування пружних опор або підвісок з пружинами невеликої твердості забезпечує значне зменшення динамічних навантажень на раму грохоту і перекриття будови фабрики.

Інерційно-самобалансний грохот (рис. 3.11) складається з короба *1*, встановленого горизонтально на чотирьох – шести амортизаторах (або пружинах) *2*, самобалансного вібробудувача *3*, закріпленого на коробі під кутом 45° до площини сита, і двох електродвигунів. Самобалансний вібробудувач складається з корпусу, усередині якого на підшипниках кочення встановлені паралельно два вали з неврівноваженими масами (дебалансами) *4*, що обертаються з однаковою частотою, але в протилежні сторони. Рівнодіюча P_x сил інерції дебалансів P_0 змінюється по величині від нуля до максимуму і по напрямку через кожні півоберта дебаланса.

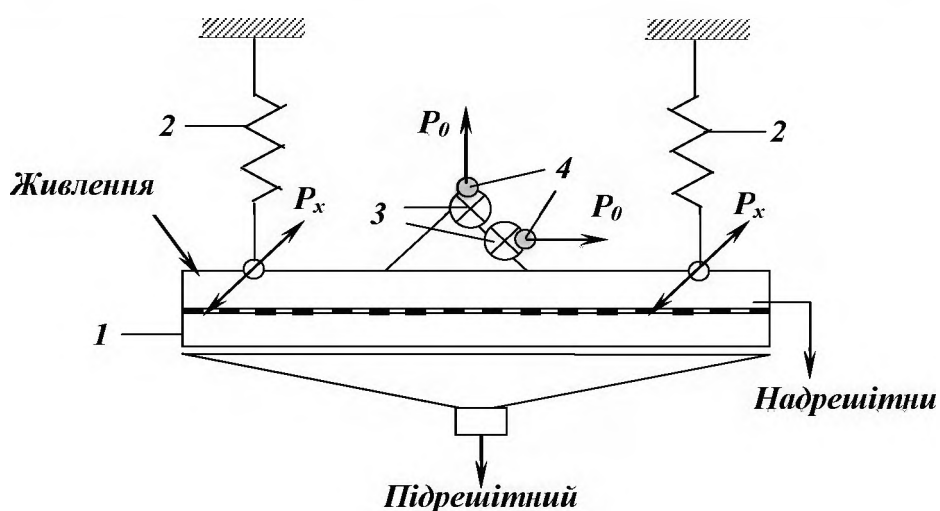


Рис. 3.11 – Схема інерційно-самобалансного грохота.

1 – коробка грохота; 2 – пружини; 3 – вібробудувачі; 4 – дебаланси.

Коливання короба під кутом 45° до площини сита забезпечує рух матеріалу до розвантажувального кінця сита з підкиданням і енергійним струшуванням. Якщо грохот працює в несприятливих умовах, кут нахилу коробу може бути збільшений до 8° . При транспортуванні матеріалу по просіюючої поверхні дрібні частинки проходять через отвори сита, а крупні сходять на розвантажувальному кінці грохоту.

Жорсткість амортизаторів (пружин) підібрана таким чином, щоб на перекриття передавалися мінімальні динамічні зусилля при роботі грохоту.

Розрахунок продуктивності інерційних і інерційно-самобалансних грохотів може бути з достатньою точністю виконаний по формулі:

$$Q = q\delta F, \text{ т/год}, \quad (3.11)$$

де q – питома об'ємна продуктивність (продуктивність 1 м^2 просіюючої поверхні), $\text{м}^3/\text{год}\cdot\text{м}^2$; δ – густина матеріалу, $\text{т}/\text{м}^3$; F – площа просіюючої поверхні, м^2 .

Інерційні і інерційно-самобалансні грохоти відрізняються високою продуктивністю і ефективністю грохочення, простотою у виготовленні і зручністю в експлуатації.

Ефективність грохочення, яка характеризує повноту відсівання нижнього класу (матеріалу дрібніше розміру отворів сит) у підрешітний продукт, визначається за формулою:

$$E = \frac{(\alpha - \beta)(\vartheta - \alpha) \cdot 10^4}{\alpha(100 - \alpha)(\vartheta - \beta)}, \%, \quad (3.12)$$

де α – зміст нижнього класу у вихідному живленні грохоту, %; β – зміст нижнього класу в надрешітному продукті, %; ϑ – зміст нижнього класу в підрешітному продукті, %.

Гідравлічній класифікації піддаються руди крупністю до 6 мм. При гідравлічній класифікації поділ суміші на класи відбувається по

рівнопаданню. Цей процес можливий лише при поділі сумішей, зерна яких досить однорідні по густині і формі. У тому випадку, якщо компоненти суміші значно розрізняються по густині і формі зерен, при класифікації відбувається до деякої міри і гравітаційне збагачення. Принцип процесу гідравлічної класифікації заснований на зміні траєкторії руху зерен поділюваного матеріалу під впливом гравітаційних сил, сил опору середовища руху зерен та інерційних сил. Залежно від напрямку цих сил гідравлічна класифікація може здійснюватися в горизонтальних, вертикальних і криволінійних потоках.

Гідравлічна класифікація застосовується для поділу зерен по граничній крупності більш 40 мкм, а знешламливання – по зерну розміром – 10 – 70 мкм.

Гідравлічна класифікація є підготовчим, допоміжним і рідше збагачувальним процесом.

На збагачувальних фабриках гідравлічну класифікацію використовують для замикання циклу подрібнення, знешламливання продуктів, поділу вихідного матеріалу перед збагаченням, зневоднення продуктів.

Ефективність класифікації визначається по формулі:

$$E = 0,01\varepsilon_{зл} \cdot \varepsilon_n, \% , \quad (3.13)$$

де $\varepsilon_{зл}$ – вилучення зерен крупністю менш d мм у злив, % ; ε_n – вилучення зерен крупністю більш d мм у піски, % .

У практиці збагачення руд кольорових металів найбільше поширення одержали класифікатори: механічні спіральні з незануреною спіраллю, гідравлічні багатоканальні і гідроциклони.

Класифікатори

Механічні спіральні класифікатори працюють за принципом поділу вихідного продукту в горизонтальному потоці на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється механічним способом – примусово.

Спіральні класифікатори (КСН) найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового по крупності продукту, що направляється в збагачення, рідше їх використовують для відмивання глинистих матеріалів, а також для зневоднення зернистих продуктів.

Максимальна крупність живлення спіральних класифікаторів малих розмірів складає 6 мм, великих – до 12 мм.

Спіральний класифікатор (рис. 3.12) складається з нахиленої під кутом $14 - 20^\circ$ ванни 1, у якій поміщені один або два вали 2 із закріпленими на них спіралями 3.

Спіралі виготовляють зі сталевих смуг, що утворюють двозахідну гвинтову стрічку. Для запобігання від зносу спіраль футерується пластинами зі зносостійких матеріалів (вибілений чавун, легована сталь і т.п.). Ширина смуг залежно від продуктивності класифікатора по пісках складає 0,1 – 0,4 діаметри спіралі.

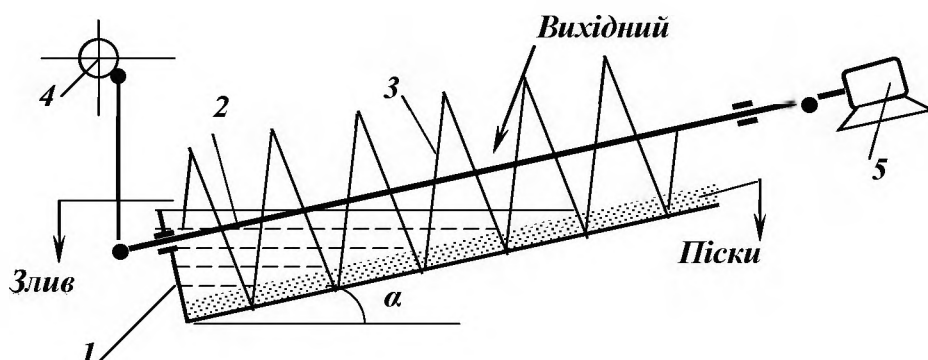


Рис. 3.12 – Спіральний класифікатор.

1 – ванна; 2 – вал; 3 – спіраль; 4 – підйомний механізм спіралі; 5 – привод.

Верхня цапфа вала шарнірно закріплена в упорних підшипниках, що дозволяє за допомогою підйомного механізму 4 піднімати нижню частину спіралі без порушення зчеплення конічних зубчастих коліс. Це дає можливість робити запуск апарата (після його аварійної зупинки) під навантаженням без очищення ванни від пісків.

Процес поділу по крупності в спіральному класифікаторі відбувається в такий спосіб. Вихідний продукт подається в середню частину ванни спірального класифікатора під рівень пульпи. У процесі класифікації в горизонтальному потоці кожне зерно

переміщується у горизонтальному напрямку із швидкістю потоку середовища і одночасно – у вертикальному напрямку із швидкістю падіння в середовищі під дією гравітаційних сил. Для того щоб зерно не потрапило у злив воно за час руху уздовж ванни класифікатора повинно встигнути опуститися на деяку глибину зливного потоку h :

$$h = VL / u, \text{ м}, \quad (3.14)$$

де h – глибина зливного потоку, м; V – швидкість падіння граничного зерна, м/с; L – довжина дзеркала пульпи в ванні класифікатора, м; u – швидкість горизонтального потоку, м/с.

Розрідженість пульпи є визначальним фактором для одержання зливу необхідної крупності. При розрідженні пульпи швидкість осадження крупних частинок збільшується, а отже зменшується можливість їхнього влучення в злив. Навпаки, у дуже густих пульпах осадження крупних частинок відбувається повільніше і злив виходить більш грубим. Однак надмірне розрідження пульпи може настільки збільшити швидкість висхідного потоку, що він буде виносити у злив і крупні частинки.

Продуктивність класифікатора визначається з використанням емпіричних формул:

$$\text{по зливу: } Q_C = 4,56 m k_\beta k_\delta k_c k_\alpha D^{1,768}, \text{ т/год.}; \quad (3.15)$$

$$\text{по пісках: } Q_\Pi = 5,45 m k_\delta k_\alpha D^3 n, \text{ т/год.} \quad (3.16)$$

де m , D , n – число, діаметр (м) і частота обертання спіралей (хв^{-1}); k_β , k_δ , k_c , k_α – коефіцієнти, що враховують відповідно крупність зливу, густину руди, розрідженість зливу і кут нахилу ванни класифікатора.

Гідравлічні багатокамерні класифікатори працюють за принципом поділу вихідного продукту в горизонтальних і вертикальних потоках на крупну фракцію – піски і дрібну – злив. Розвантаження пісків здійснюється самопливом.

Гідравлічні багатокамерні класифікатори використовують для підготовки подрібнених руд до збагачення. Вони призначені для

поділу матеріалів на кілька класів за швидкістю їхнього осадження у водяному середовищі (наприклад, перед концентрацією на столах).

Гідравлічні багатокамерні класифікатори (рис. 3.13) являють собою відкритий жолоб 1, що розширюється к зливному порогу і по якому протікає горизонтальний потік вихідного матеріалу.

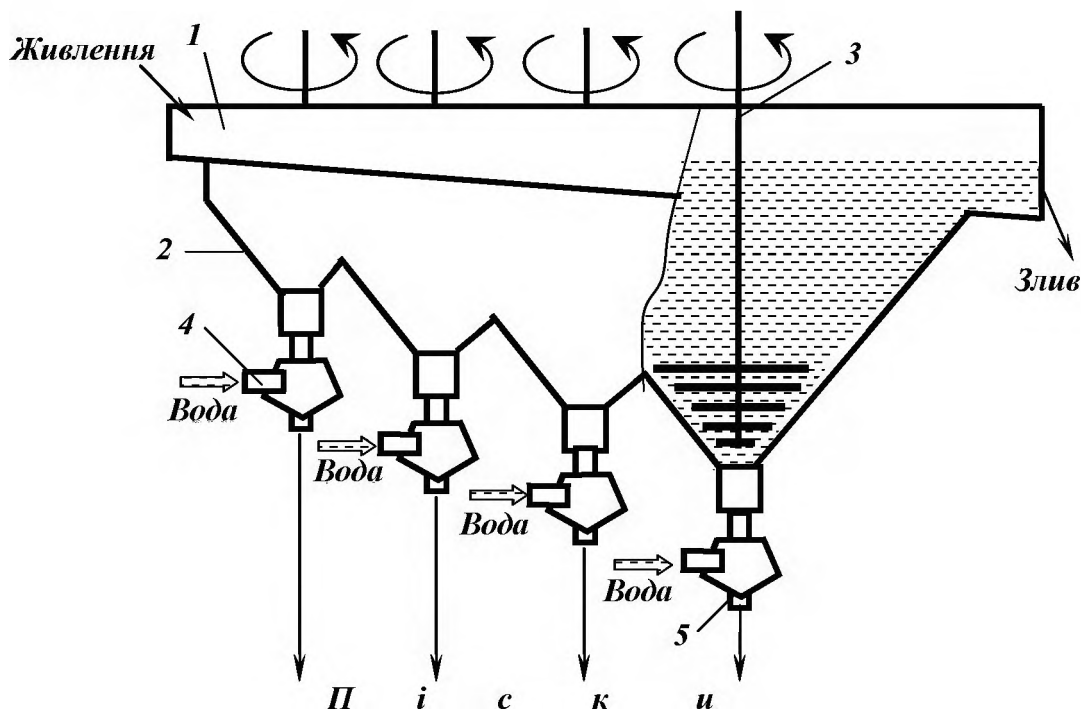


Рис. 3.13 – Гідравлічний багатокамерний класифікатор.

1 – жолоб; 2 – класифікаційні камери (спиготи); 3 – мішалки; 4 – вортекси;

У дно жолоба вмонтовані пірамідальні класифікаційні камери 2, розміри яких збільшуються в напрямку розвантажувального кінця корпусу класифікатора. Число камер залежно від типорозміру класифікатора 4, 6 або 8. У нижній частині кожної пірамідальної камери (спигота) розміщені пристрої для класифікації осідаючого матеріалу у висхідних потоках води, подаваної знизу: мішалки 3 для розпушення осідаючих пісків, камери 4 тангенціального підведення води (вортекси) і конуси 5 для розвантаження крупних фракцій. Тангенціальне підведення води знизу створює стійкість висхідного потоку і більш рівномірний розподіл вертикальних швидкостей стосовно поперечного перетину камери.

Крупність пісків, що послідовно розвантажуються з камер класифікатора, зменшується в напрямку потоку вихідного матеріалу. Швидкість висхідних потоків води в камерах також поступово зменшується оскільки вона повинна бути рівною кінцевої швидкості стислого падіння зерен граничної крупності. Самий дрібний продукт віддаляється через зливний поріг.

Об'ємна продуктивність гідравлічних багатоканалісних класифікаторів розраховується за формулою:

$$Q_0 = 3600 L B V, \text{ м}^3/\text{год}, \quad (3.17)$$

де L і B – довжина і ширина ванни класифікатора, м; V – кінцева швидкість осадження граничного зерна, м/с.

Гідроциклони застосовуються для класифікації по крупності і знешламлювання дрібних і тонких продуктів. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. В промисловості використовуються гідроциклони діаметром від 25 до 1400 мм. На збагачувальних фабриках застосовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великих типорозмірів з кутом конусності 20° . Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів – з низьким тиском. Залежно від призначення гідроциклони мають різний кут при вершині конічної частини корпусу (кут конусності): згущувальні – 10° ; класифікаційні – 20° ; важкосередовищні – $40 - 60^\circ$; збагачувальні (короткоконусні) – більш 90° .

Класифікаційний гідроциклон являє собою циліндроконічний апарат (рис. 3.14). Живлення під тиском подається у верхню частину циліндра за допомогою тангенціально розташованої живильної насадки 3. Злив вивантажується через зливний патрубок 4 у циліндричній частині 1 гідроциклона, а піски – через піскову насадку 5, розташовану в конічній частині 2. У результаті тангенціального уведення вихідної пульпи в гідроциклон вона здобуває інтенсивний обертальний рух з частотою, що досягає декількох тисяч оборотів у

хвилину. У таких умовах усередині гідроциклону виникає відцентрова сила, на декілька порядків переважаюча силу ваги.

При вихровому русі пульпи в гідроциклоні утворюються два обертових потоки – зовнішній, що переміщається уздовж стінок конуса вниз до піскової насадки 5, і внутрішній циліндричний, спрямований уверх уздовж вісі до зливного патрубку 4. Поблизу геометричної осі апарата відцентрова сила стає настільки великої, що відбувається розрив суцільності потоку і утворення повітряного стовпа діаметром до 0,7 від діаметра зливного патрубку. Швидкість руху частинки в гідроциклоні можна представити як векторну суму тангенціальної V_t , радіальної V_r і осьової V_x складових. Тангенціальна швидкість пульпи збільшується зі зменшення відстані від осі, тому в гідроциклоні спостерігається різке зростання відцентрової сили від стінок до вісі.

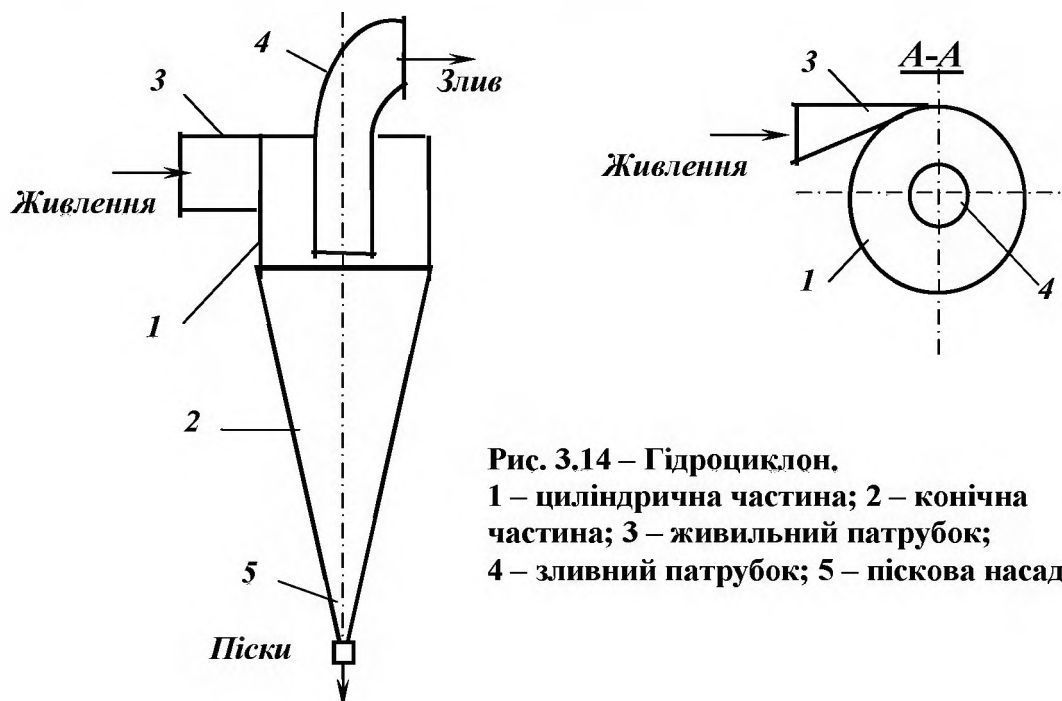


Рис. 3.14 – Гідроциклон.
 1 – циліндрична частина; 2 – конічна частина; 3 – живильний патрубок;
 4 – зливний патрубок; 5 – піскова насадка.

Осьова швидкість частинки в зовнішньому потоці спрямована вниз, а у внутрішньому – уверх. Положення частинки по радіусі гідроциклону визначає, куди вона буде винесена вертикальним потоком – у злив або у піски. Щодо пульпи частинки рухаються одночасно в осьовому і радіальному напрямках відповідно до діючих на них сил, головними з яких є відцентрова і опору середовища.

Радіальна швидкість переміщення частинки в рівноважному стані буде:

$$V_r = \frac{V_t^2 (\delta - \Delta)}{18\mu r} \cdot d^2. \quad (3.18)$$

де V_r і V_t – радіальна і тангенціальна швидкості, м/с; d – діаметр частинки, м; δ і Δ – густини частинки і середовища, кг/м³; μ – в'язкість середовища, Па·с; r – радіус обертання частинки, м.

На показники роботи гідроциклонів впливають конструктивні і технологічні фактори. До конструктивних факторів відносяться: форма і геометричні розміри гідроциклона, піскової насадки, живильного і зливного патрубків, спосіб установки гідроциклона; до технологічних факторів відносяться: тиск на вході і властивості оброблюваної пульпи (вміст твердого, його гранулометричний і речовинний склади).

Продуктивність гідроциклона по твердому розраховується за формулою:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год.}, \quad (3.19)$$

де D – діаметр гідроциклона, м.

Гідроциклони в порівнянні з механічними класифікаторами більше витрачають електроенергії, не можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають менш тривалі міжремонтні періоди. Основні їхні переваги – низька вартість, більші питома продуктивність і ефективність, малі габаритні розміри. З цієї причини перевагу при виборі класифікаційного апарата віддають гідроциклонам.

3.2 Промивні машини і апарати

Необхідною умовою підготовки руд розсипних родовищ і руд осадового походження до збагачення є звільнення їх від глини. У процесі промивки відбувається часткове збагачення корисної копалини за рахунок видалення глини і шламів, що не містять корисного компонента.

Промивка може використовуватися як самостійний процес при переробці багатих руд, але частіше вона використовується як підготовчий процес перед наступним збагаченням.

Вибір схеми і обладнання для промивки здійснюється залежно від промивності матеріалу. Під *промивністю* руди розуміють здатність матеріалу очищуватись від глинистих домішок у процесі промивки. Промивність корисних копалин визначається фізико-механічними властивостями глинистих домішок і рудного компоненту.

Залежно від вмісту в руді глинистих фракцій, питомої витрати електроенергії на промивання і числа пластичності руди підрозділяються на три групи: легкопромивні, середньопромивні і важкопромивні. Класифікація руд за промивністю наведена в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Класифікація руд за промивністю

Ступінь промивності руд	Фізико-механічні властивості глинистих домішок				Параметри процесу промивки		Характеристики промивки	
	Число пластичності	Пластична міцність, Н/см ²	Вміст частинок > 5 мкм, %	витрати ел. енергії	обладнання	час промивки, год	коefficient промивності	K
Легкопромивні		< 15	< 25	< 0,25		< 1	< 50	> 1
Середньопромивні	< 5	15 – 35	25 – 50	0,25 – 0,75		1 – 2	50 – 150	1 – 0,5
Важкопромивні	5 – 15	35 – 80	> 50	0,75 – 2		2 – 6	150 – 300	< 0,5

Примітка: Коефіцієнт промивності K визначається за формулою:

$$K = 0,5t_0V_{max} + 6(t_0V_{max})^2, \quad (3.20)$$

де t_0 – характерний час промивки, с; V_{max} – максимальна швидкість вилучення глинистих домішок у злив, м/с.

Промивні машини і пристрої розрізняють за конструкцією і способами дезінтеграції глинистого матеріалу і видалення шламів.

Гідравлічний жолоб – найпростіший пристрій для промивки легко- і середньопромивних руд. Найчастіше вони застосовуються на підприємствах малої продуктивності при збагаченні золото- і олововмісних розсипів. Промивка в жолобі здійснюється в потоці води і струменем води, що витікає з великою швидкістю з насадки. При русі матеріалу в потоці води великі грудки ковзають і перекочуються, що сприяє кращій відмивці шламів.

Ефективність промивки на жолобі залежить від питомої витрати води, довжини жолоба і його нахилу. Витрати води для промивки залежно від властивостей руди складають від 10 до 30 м³ на 1 м³ матеріалу. Відділення крупного грудкового матеріалу здійснюється на решітці, що установлена на плінтусах по всій довжині жолоба, а також на нерухомому грохоті розташованому у кінці жолоба.

Гідравлічний вашгерд (рис. 3.15) використовується в схемах переробки розсипних руд. Він являє собою похилий жолоб з решетом (розмір отворів 10 – 15 мм). Перед вашгердом установлюють гідромонітор, який одночасно спрямованим струменем води дезінтегрує глинисті включення і піднімає матеріал на просіюючу поверхню. Продукт, що пройшов через решето жолоба, подається на подальше збагачення на шлюзах. Крупні класи (галька, валуни), які не містять цінного компонента, видаляються у відвал. Витрати води при промивці на вашгерді складають 8 – 12 м³ на 1 м³ матеріалу.

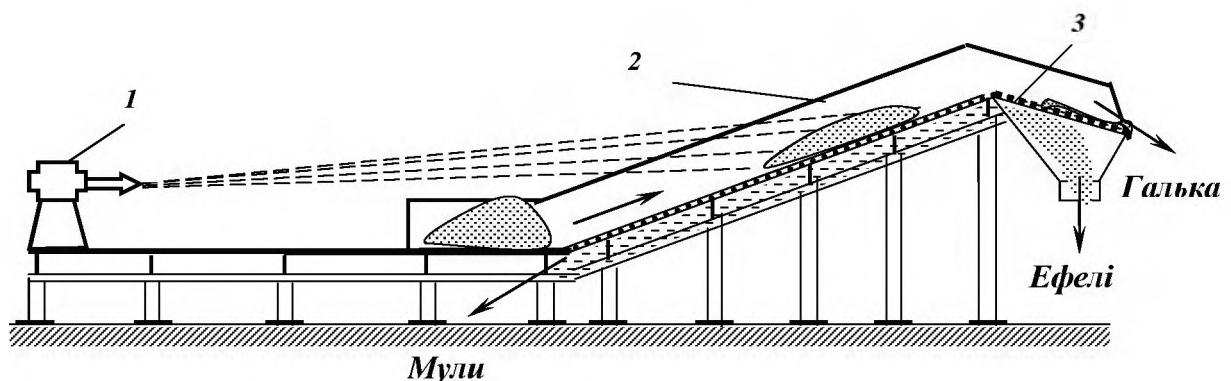


Рис. 3.15 – Схема гідралічного вашгерда.
1 – гідромонітор; 2 – жолоб; 3 – решето.

Гідравлічні жолоби і вашгерди застосовують при переробці легко- і середньопромивних матеріалів, ефективність промивки в них складає 70–80 %.

Бутари і барабанні промивні грохоти (рис. 3.9) застосовують при переробці легко- і середньопромивних руд крупністю до 300 мм. Вони мають велику продуктивність, при цьому митий продукт виходить у вигляді класів визначеної крупності. Барабанні грохоти і бутари практично не відрізняються від аналогічних апаратів, що застосовуються для класифікації. Але для інтенсифікації механічної дії на матеріал, що промивається, усередині барабана змонтовані подовжні ребра і, крім того, необхідною умовою процесу промивки є підведення води в середину грохота (витрата води від 2 до 10 м³/м³ матеріалу). В поперечному напрямку грохоти порогами розділені на секції, що дозволяє довше утримувати матеріал на просіюючій поверхні. Ефективність промивки в барабанних грохотах і бутарах складає від 75 до 85 %.

Скрубери (рис. 3.16) застосовують при переробці важкопромивних корисних копалин крупністю до 300 мм або як апарат для попередньої дезінтеграції матеріалу з грудковою глиною перед промиванням у коритній мийці. Скрубери на відміну від барабанних грохотів мають глухий барабан 1 з торцевими кришками 2, які обладнані горловиною 3 для завантаження вихідного матеріалу і горловиною для розвантаження дезінтегрованого матеріалу.

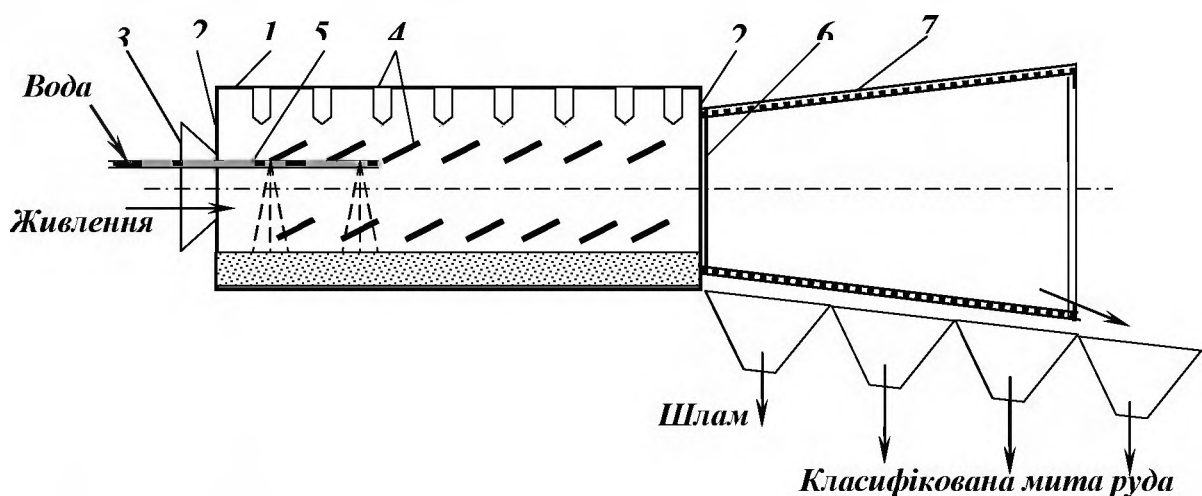


Рис. 3.16 – Схема скрубера-бутари.

- 1 – барабан; 2 – глуха торцева кришка; 3 – завантажувальна горловина;
4 – пристрої для дезінтеграції; 5 – водовід; 6 – з'єднувальний фланець;
7 – бутара.

В барабан безперервно подаються матеріал і вода. Воду подають по стаціонарному водоводу 5 під тиском 0,15–0,30 МПа. Ступінь заповнення скрубера складає до 25 % його об'єму, тому матеріал постійно перебуває у воді, що прискорює процес дезінтеграції, яка здійснюється унаслідок стирання і ударів грудок по виступах поверхні скрубера. Для інтенсифікації процесу дезінтеграції, перетирання і перемішування матеріалу барабан усередині армується спеціальними пристроями (виступами, ножами) 4, у нього завантажують обрізки балок, рейок і т.п. В горизонтально встановлених скруберах для транспортування матеріалу до розвантажувальної горловини виступи розташовані по гвинтовій лінії. У нахилених скруберах транспортування матеріалу забезпечується кутом нахилу вісі скрубера, що складає 3 – 6°. В процесі роботи скрубера руда переміщується у каскадному режимі і піддається дії як механічних, так і гідродинамічних сил.

Скрюбер-бутара (рис. 3.16) являє собою скрубер з'єднаний з бутарою 7 за допомогою фланця 6. Скрюбер-бутари призначені для промивки тих же матеріалів, що і скрубери, але крупність їх не повинна перевищувати 150 мм. Застосування бутари дозволяє здійснити додаткове сортування і зневоднення промитого матеріалу.

Скрюбери громіздкі, характеризуються підвищеною витратою електроенергії, але забезпечують високу ефективність промивання (80–90 %) при порівняно невеликій витраті води (до 4 м³/т).

Плоский вібраційний грохот важкого типу (рис. 3.9) зі зрошенням є простішою вібраційною промивною машиною.

Віброгрохоти застосовують при промивці легкопромивних матеріалів, в основному для відділення пилюватих і мулистих частинок і супісків. Диспергування і відділення шламів відбувається під дією вібрацій і води, що подається на бризкала під тиском 0,15 – 0,20 МПа. Ефективність промивки на віброгрохотах складає 75 – 85 % при витратах води 2 – 4 м³ на 1 м³ матеріалу.

Вібромийки застосовують для промивання середньо- і важкопромивних матеріалів крупністю до 150 мм із домішками середніх і важких суглинків. Використання вібрацій сприяє підвищенню ефективності процесу дезінтеграції і відділення глини.

Вібромийки з двома промивними ваннами трубчастої форми застосовують для промивки середньопромивних матеріалів, вібромийки з чотирма ваннами – для промивки важкопромивних матеріалів. Вібромийки для промивки середньопромивних матеріалів (рис. 3.17) складаються з двох перфорованих в нижній частині промивних ванн 1, з'єднаних між собою траверсами 2. Ванни установлені на рамі 7 на пружинних амортизаторах 5. В центрі системи між ваннами установлений віброзбуджувач 3 дебалансного типу, що надає ваннам поперечні кругові коливання. У верхній частині кожної ванни розміщені бризкальні пристрої 4 для зрошення матеріалу водою. На розвантажувальному кінці ванни є поріг 6 для створення шару матеріалу у ванні, що сприяє кращому його промиванню. Вихідний матеріал рівномірно завантажується в обидві ванни.

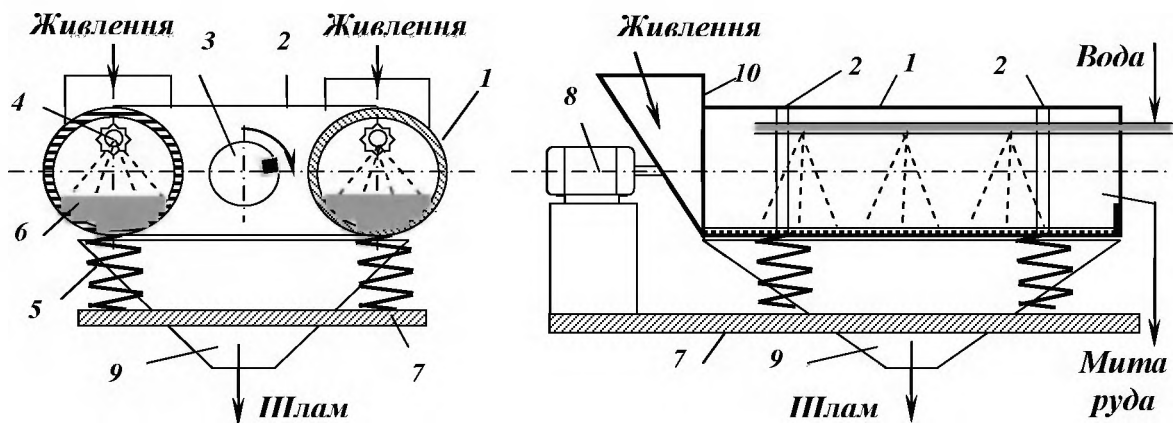


Рис. 3.17 – Схема вібромийки.

1 – ванна трубчастої форми; 2 – траверса; 3 – віброзбуджувач; 4 – бризкала; 5 – амортизатори; 6 – зливний поріг; 7 – рама; 8 – електродвигун; 9 – піддон; 10 – завантажувальна лійка.

Диспергована глина разом з водою віддаляється через перфорацію в нижній частині трубчастих ванн. Товщина шару матеріалу в мийці регулюється висотою зливних порогів 6 на розвантажувальному кінці ванни. Митий продукт перед виходом з машини споліскується чистою водою під тиском. Вібромийка для промивки важкопромивних матеріалів являє собою агрегат із двох рядів ванн трубчастого перетину установлених на амортизаторах. Матеріал для промивання разом з водою подається в дезінтеграційні труби верхнього ряду з глухими стінками, де матеріал

дезінтегрується. Дезінтегрований матеріал по перехідному патрубку переміщається в промивні труби нижнього ряду з перфорованими стінками. У нижніх трубах завершується процес відділення глини, промивки і зневоднення матеріалу.

Завантаження вихідного матеріалу здійснюється поблизу від нижнього кінця ванни, що заповнена на дві третини водою, яка подається через сопла водоводу 3. Під дією лопатей, що закріплені під кутом 30 – 45° по відношенню до вала, руда перемішується, дезінтегрується і транспортується по дну ванни угору до розвантажувального кінця. В коритній мийці вода і матеріал рухаються назустріч одне одному.

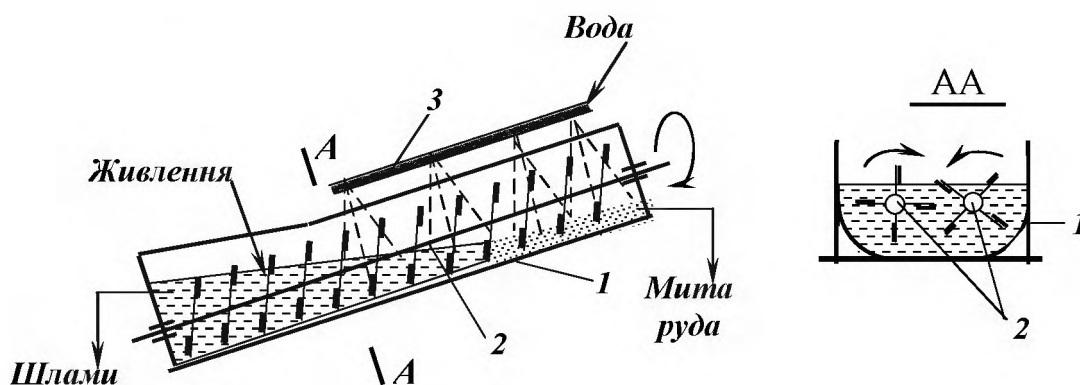


Рис. 3.18 – Схема похилої коритної мийки.

1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – водовід з соплами.

Вібромийки характеризуються високою продуктивністю, малими габаритами, невеликими питомими витратами електроенергії (0,25 – 1 кВт·год/т) і води (2–3 м³/м³).

Похилі і горизонтальні коритні мийки можуть бути застосовані при переробці корисних копалин усіх категорій промивності, але головним чином вони використовуються для важкопромивних матеріалів. Крупність живлення для апаратів цього типу звичайно не перевищує 70 мм.

Похилі коритні мийки (рис. 3.18) складаються із ванни 1 прямокутної або овальної форми. Кут нахилення ванни складає до 17°. Усередині ванни розташовані два вала 2 з лопатями, що обертаються назустріч один одному.

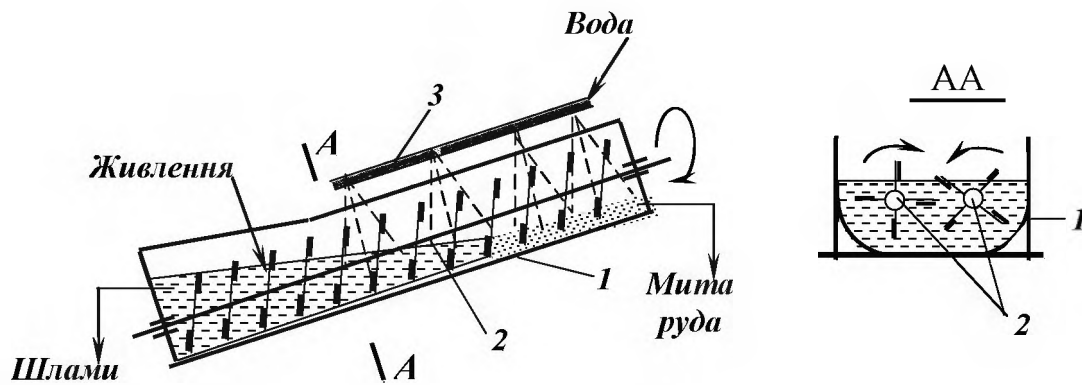


Рис. 3.18 – Схема похилої коритної мийки.
 1 – ванна; 2 – вал з лопатями; 3 – водовід з соплами.

Вище дзеркала пульпи в середній частині ванни для відмивки шламів передбачено зрошення водою, що подається під тиском 0,1 – 0,2 МПа через сопла водоводу 3. Відмиті шлами з водою видаляються в нижній частині ванни через зливний поріг, висота якого регулюється. Мита руда розвантажується через отвір в верхній торцевій стінці ванни.

Горизонтальна бичова промивна машина (рис. 3.19) застосовується для промивки важкопромивних марганцевих руд крупністю до 70 мм. Вона складається з трьох паралельно розміщених відділень А, Б, В. Перші два відділення призначені для дезінтеграції руди, а третє – для промивки.

Відділення дезінтеграції являє собою ванну, вздовж якої встановлено горизонтальний вал 1. На валу 1 по гвинтовій лінії закріплені бичі 2. У відділенні дезінтеграції А руда з допомогою спірально розташованих бичів рухається до протилежного кінця ванни, звідки через вікно 3 у перегородці переходить у друге відділення дезінтеграції Б. Тут процес здійснюється аналогічно, але руда рухається в зворотному напрямку. Глинисті включення в основному руйнуються в відділеннях А і Б.

Промивне відділення В являє собою ванну, розділену перегородками на п'ять окремих камер. Вздовж ванни встановлено вал 4, на якому закріплені невеликі барабанні грохоти 5 і колісні черпакові елеватори 6 (по одному на кожену камеру). Барабанні грохоти призначені для інтенсифікації промивки руди (відділення глини і шламів), а черпакові елеватори для послідовного

транспортування матеріалу з камери в камеру. На внутрішній поверхні грохотів закріплені смуги, які утворюють спіральну лінію і сприяють переміщенню матеріалу. Дріб'язок при цьому просіюється через отвори сита. Напрямок руху матеріалу у бичовій машині – проти течії промивної води. Вивантаження митої руди з машини здійснюється елеваторним колесом (останнім по ходу руху матеріалу) в жолоб з перфорованим днищем. Дріб'язок з водою проходить крізь щілини днища, а мита руда розвантажується на кінці жолоба. Шлами і глина видаляються з водою через зливний поріг у відділенні А. Таким чином, загальна довжина горизонтальної машини в 3 рази більша довжини звичайної коритної мийки, що дозволяє промивати в ній матеріали із значним вмістом глини.

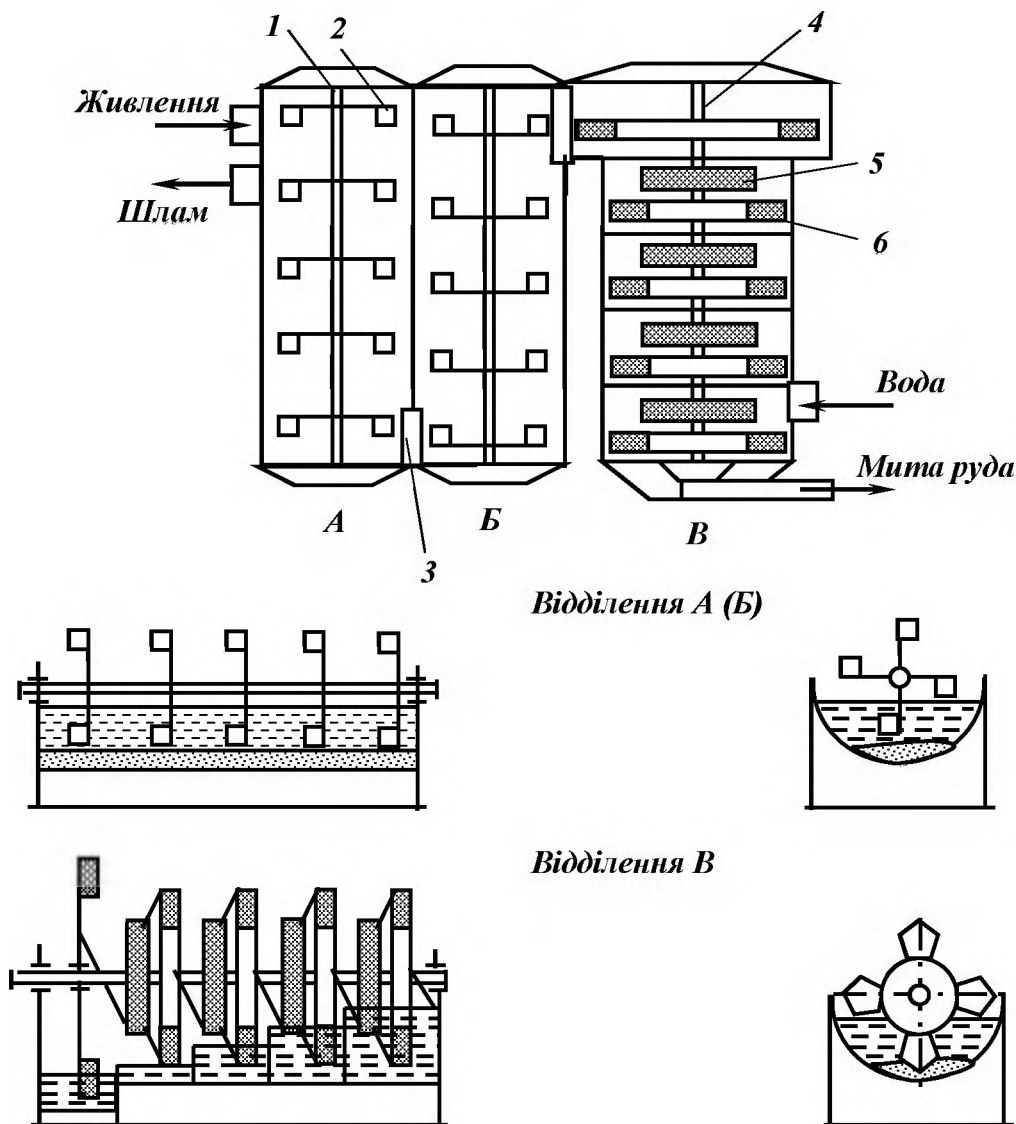


Рис. 3.19 – Схема горизонтальної бичової промивальної машини.
 1, 4 – вали; 2 – бичі; 3 – перехідне вікно; 5 – барабанні грохоти;
 6 – черпакові елеватори.

До переваг коритних мийок варто віднести високу ефективність (85 – 95 %), надійність конструкції, невеликі витрати води (1–2 м³/м³) і електроенергії (0,25–0,75 кВт·год/т). Основним недоліком коритних мийок є значне ошламлювання корисних компонентів у процесі промивання.

Продуктивність промивних машин визначається за формулою:

$$Q = N\eta / q, \text{ т/год}, \quad (3.22)$$

де N – установлена потужність електродвигунів, кВт; η – коефіцієнт використання потужності двигуна ($\eta = 0,7 - 0,8$); q – питома витрата електроенергії на промивання матеріалу, кВт·год/т.

3.3 Обладнання основних гравітаційних процесів

При гравітаційному розділенні використовуються розходження в густині, крупності і формі мінеральних частинок, внаслідок чого вони набувають різних швидкостей і напрямків руху в середовищі під дією сил гравітаційної і опору.

Основні гравітаційні процеси, що застосовуються при переробці руд кольорових металів є: важкосередовищна сепарація, відсадка, концентрація на столах, збагачення на шлюзах, збагачення в струминних жолобах, гвинтова сепарація.

Важкосередовищна сепарація при збагаченні руд кольорових металів частіше за все використовується як операція попередньої концентрації перед основним збагачувальним процесом – флотацією.

Процес важкосередовищної сепарації полягає в розділенні мінералів в суспензії за густиною. Суспензія має проміжну в порівнянні з розділюваними мінералами густину. Як обважнювач при збагаченні руд використовують або феросиліцій, або його суміш з магнетитом. Відмінність магнітних властивостей частинок обважнювача і розділюваних мінералів дозволяє легко регенерувати суспензію від шламів, які накопичуються в апаратах при роботі.

Основні апарати для важкосередовищного збагачення руд кольорових металів – конусні, барабанні і колісні сепаратори і важкосередовищні циклони .

Конусні сепаратори дозволяють одержувати найбільш високу точність розділення, тому що суспензія знаходиться у спокійному стані і таким чином створюються умови для більш досконалого розділення матеріалу за густиною, а також для виділення відходів з малими втратами цінних компонентів. Але внаслідок великої висоти сепараторів цієї конструкції в них важко підтримувати стабільну за густиною суспензію. Щоб розходження в густині суспензії у верхніх і нижніх шарах ванни сепаратора не перевищувало допустимої величини і не спричиняло порушень технологічного процесу, суспензія повинна готуватися з тонкодисперсного обважнювача і відносно інтенсивно перемішуватись. До того ж конусні сепаратори відрізняються найбільш високими експлуатаційними витратами, тому їх варто застосовувати лише при збагаченні цінних важкозбагачуваних руд, що містять значні кількості промпродуктових фракцій.

Застосовують конусні сепаратори з внутрішнім і зовнішнім аероліфтом (рис. 3.20) для збагачення матеріалів крупністю 50 – 6 мм. Конусний сепаратор з внутрішнім аероліфтом більш компактний, але менш економічний і зручний в експлуатації, ніж із зовнішнім аероліфтом.

Принцип дії конусних сепараторів однаковий: вихідний матеріал разом із суспензією по завантажувальному жолобу 1 надходить у сепаратор. Корпус 2 конусного сепаратора складається з конічної ємності з верхньою циліндричною частиною. По осі сепаратора на порожньому валу обертається мішалка 3. Перемішування суспензії сприяє підвищенню її стійкості. Крім того, рух суспензії і продукту, що спливає по кругових траєкторіях, приводить до збільшення тривалості перебування матеріалу в апараті, а отже – підвищення ефективності процесу розділення. Продукт, що спливає, розвантажується разом із суспензією переливом через зливний поріг у кільцевий жолоб 4 і направляється в цикл зневоднення і регенерації суспензії.

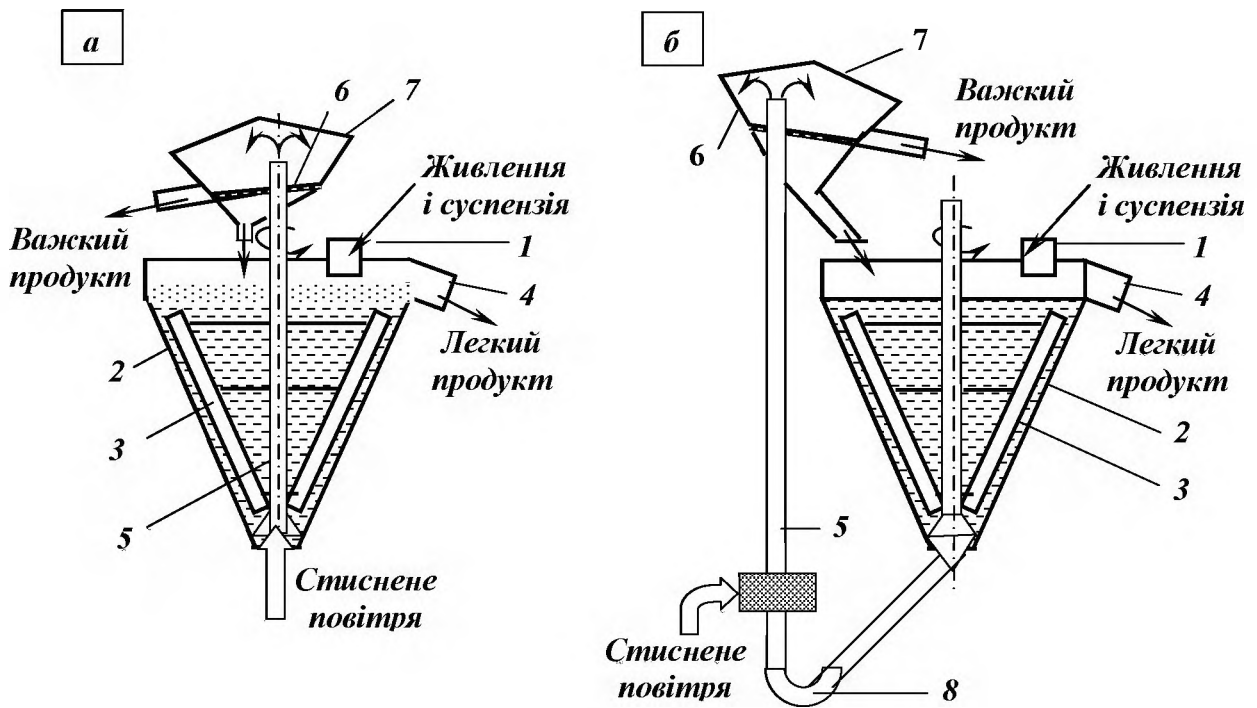


Рис. 3.20 – Схеми конусних сепараторів.

a – з внутрішнім аероліфтом; *b* – з зовнішнім аероліфтом.

1 – завантажувальний жолоб; 2 – корпус; 3 – мішалка; 4 – кільцевий жолоб; 5 – аероліфт; 6 – дренажне сито; 7 – деаераційна камера; 8 – коліно.

Важкий продукт занурюється в нижню частину конуса і за допомогою стисненого повітря аероліфтом 5 вивантажується на дренажне сито 6, де відбувається відділення суспензії і повернення її в сепаратор.

Продуктивність конусного сепаратора визначається за питомим навантаженням і площею дзеркала суспензії:

$$Q = qF = 0,8qD^2, \text{ т/год,} \quad (3.23)$$

де q – питоме навантаження, т/год·м²; F – площа дзеркала суспензії, м²; D – діаметр сепаратора, м.

Колісні сепаратори (СКВ, СКВП) застосовують для збагачення руд, особливо при крупному живленні (100 – 6 мм) і великій продуктивності збагачувальної фабрики [1, 5].

Принцип дії колісного сепаратора (рис. 3.21) такий: вихідний матеріал в напівциліндричну ванну 1 надходить по жолобу 2. Через нижній патрубок 3 у ванну подається суспензія, яка розділяється на транспортний (горизонтальний) і висхідний (вертикальний) потоки. В ванні сепаратора руда розділяється в магнетитовій суспензії на фракцію, що спливла (легкий продукт – відходи), і фракцію, що потонула (важкий продукт – концентрат). Пересування легкого продукту вздовж ванни здійснюється транспортним потоком, а розвантаження гребковим механізмом 4.

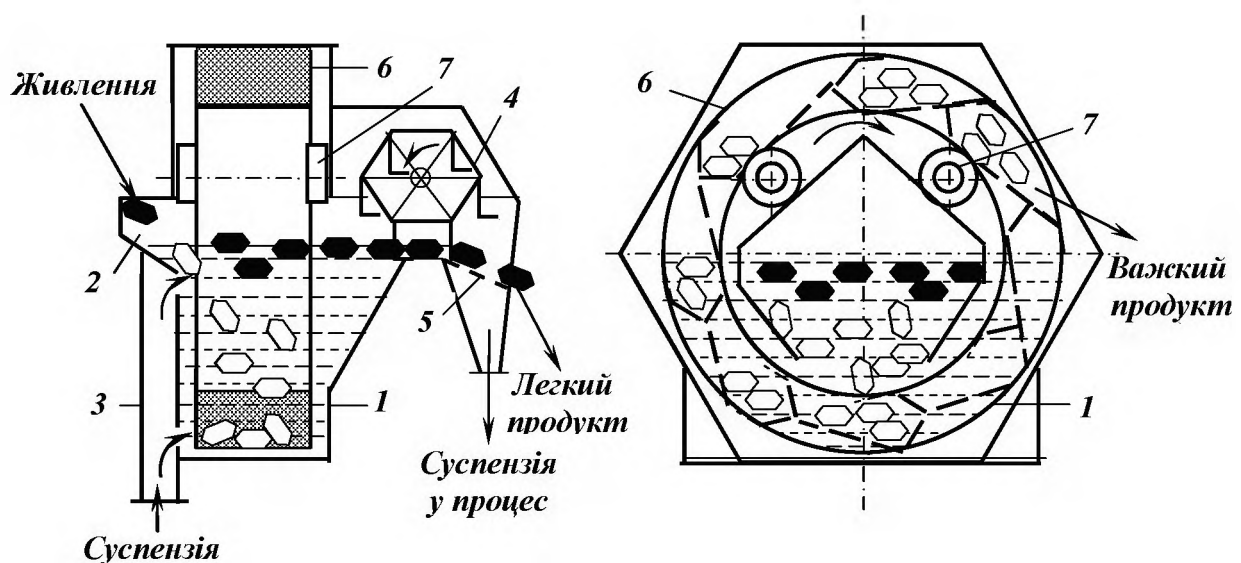


Рис. 3.21 – Схема двопродуктового сепаратора СКВ з вертикальним елеваторним колесом.

1 – корпус ; 2 – завантажувальний жолоб; 3 – суспензійний патрубок; 4 – гребковий механізм; 5 – шпальтве сито; 6 – елеваторне колесо; 7 – катки.

Залежно від продуктивності сепаратора висота шару суспензії над зливним порогом становить 30 – 80 мм, тому гребковий механізм розвантажує легкий продукт на шпальтве сито 5 для попереднього відділення суспензії і повернення її у процес. Важкий продукт осідає на дно ванни, потрапляє у ковші елеваторного колеса 6, що спирається на катки 7, і при його обертанні розвантажується із сепаратора. Решітки ковшів елеваторного колеса закріплені шарнірно. При нижньому розташуванні ковша відкрите завантажувальне вікно, а при підході до верхнього решітка повертається на шарнірі і відкриває розвантажувальне вікно, а завантажувальне закриває.

Продуктивність колісних сепараторів залежить від ширини ванни і крупності живлення. Продуктивність сепаратора розраховують за формулою:

$$Q = 100qB / \gamma_{лп}, \text{ т/год}, \quad (3.24)$$

де q – питома продуктивність сепаратора, т/год·м; B – ширина ванни, м; $\gamma_{лп}$ – можливий вихід легкого продукту, %.

Барабанні сепаратори (елеваторний СБЕ і спіральний СБС) застосовуються для збагачення руд кольорових металів крупністю 150 – 6 мм.

Сепаратор барабанний елеваторний (рис. 3.22 *а*) являє собою обертовий барабан 1, установлений на опорних катках 2. На внутрішній поверхні барабана закріплені перфоровані лопаті 3.

Вихідний матеріал разом із суспензією подається усередину барабана через отвір у передній торцевій стінці по жолобу 4. Барабан, заповнений суспензією, служить ванною для розділення матеріалу за густиною. Легкий продукт з потоком суспензії самопливом вивантажується в жолоб 5, а важкий – піднімається лопатями вгору і направляється в жолоб 6. Оскільки лопаті перфоровані, у жолоб 6 потрапляє лише незначна кількість суспензії.

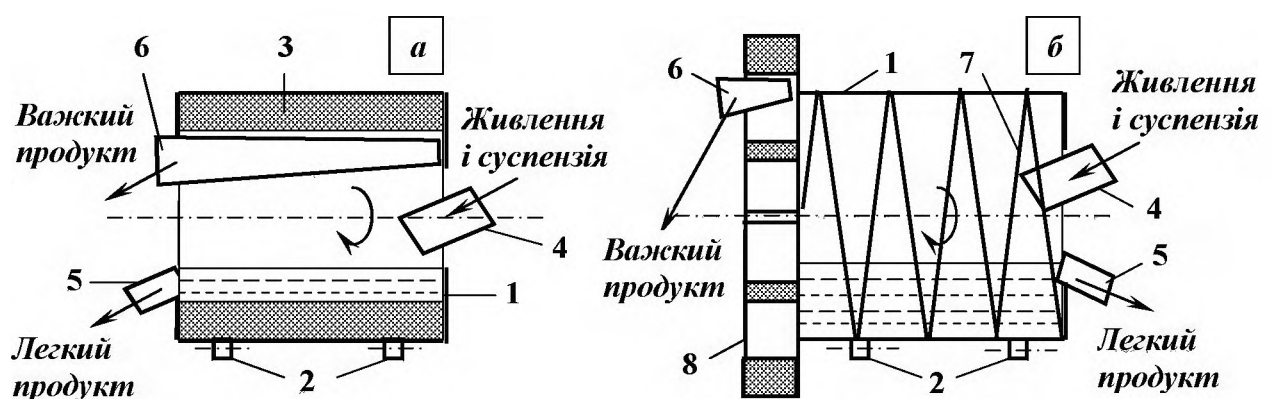


Рис. 3.22 – Схеми барабанних важкосередовищних сепараторів.
а – елеваторний сепаратор СБЕ; *б* – спіральний сепаратор СБС.
 1 – барабан; 2 – опорні катки; 3 – перфоровані лопаті; 4 – завантажувальний жолоб; 5 – розвантажувальний жолоб легкого продукту; 6 – розвантажувальний жолоб важкого продукту; 7 – двозахідна спіраль; 8 – лопатевий елеватор.

Сепаратор барабанний спіральний (рис. 3.22 б) конструктивно від сепаратора з елеваторним розвантаженням відрізняється наявністю решітчастої двозахідної спіралі 7 на внутрішній поверхні барабана. При обертанні барабана спіраль переміщає важкий продукт до розвантажувального кінця, де він розвантажується із сепаратора лопатевим елеватором 8.

Продуктивність барабанних сепараторів так само, як і конусних визначається за питомим навантаженням на одиницю площі дзеркала суспензії:

$$Q = qF \approx 0,6qD^2, \text{ т/год}, \quad (3.25)$$

де q, F, D – питоме навантаження (т/год·м²), площа дзеркала суспензії (м²), діаметр сепаратора (м).

Барабанні сепаратори найбільш економічні в експлуатації, але внаслідок малої глибини зони осадження ефективність розділення в них нижче, ніж у колісних і конусних сепараторів, тому що важкий продукт губиться з легким.

Суспензійні циклони застосовують для збагачення дрібного рудного матеріалу крупністю 8 – 1 мм. Верхня межа крупності матеріалу, збагачуваного в циклонах, може складати до 20 мм, нижня – до 0,25 мм.

Застосування важкосередовищних гідроциклонів обумовлено низькою ефективністю розділення дрібних класів у сепараторах, де швидкість падіння частинок у суспензії зменшується пропорційно їх крупності. Для того, щоб дрібні зерна встигли розділитися в важкосередовищному сепараторі, необхідно знижувати питоме навантаження. Дуже дрібні зерна з густиною, близькою до густини розділення, у статичних умовах розділити практично неможливо. Підвищення швидкості й ефективності розділення дрібних частинок у важких середовищах досягається заміною гравітаційного поля сил відцентровим, тобто застосуванням гідроциклонів.

Усі суспензійні циклони за системою подачі збагачуваного матеріалу розділяються на дві групи:

– «напірні» гідроциклони, у які матеріал у суміші із суспензією подається під гідростатичним або динамічним тиском, при цьому змішування матеріалу і суспензії здійснюється поза циклоном;

– «безнапірні» циклони, у які збагачуваний матеріал і суспензія подаються окремо. Суспензія в циклон надходить під гідростатичним або динамічним напором, а збагачуваний матеріал – самопливом.

Важкосередовищні установлюються з нахилом вісі 15 – 30° до горизонту.

У важкосередовищний циклон (рис. 3.23) суміш вихідного матеріалу із суспензією під напором надходить по живильному патрубку 1, розташованому тангенціально до циліндричної завантажувальної камери 2.

Створення в гідроциклоні поля густини робочої суспензії спричиняє розділення зерен матеріалу в радіальному напрямку залежно від їх густини. Легкі зерна, зважені у внутрішньому потоці, і важкі, зважені у зовнішньому, транспортуються в протилежних напрямках відповідно напрямків потоків, що приводить до розділення збагачуваного матеріалу. Легкий продукт з основною масою проясненої суспензії виводиться з гідроциклона через зливний патрубок 3 і видаляється через зливну камеру 4. Важкий продукт разом із згущеною суспензією вивантажується через нижню насадку 5 у приймальну камеру 6.

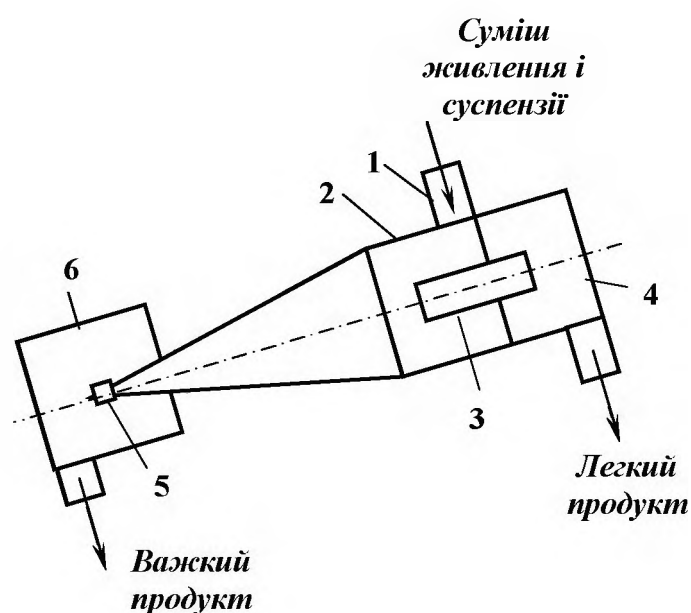


Рис. 3.23 – Схема важкосередовищного циклона.

- 1 – живильний патрубок;
- 2 – завантажувальна камера;
- 3 – зливний патрубок;
- 4 – розвантажувальна камера;
- 5 – нижня насадка;
- 6 – приймальна камера.

Безнапірні суспензійні циклоні (рис. 3.24) призначені для збагачення руд крупністю 0,25 – 35 мм.

Безнапірний циклон являє собою циліндричну ємність 1 з двома тангенціальними 2 і 3 і двома осьовими 4 і 5 патрубками. Вісь циклона нахилена під кутом 15 – 45° до горизонту.

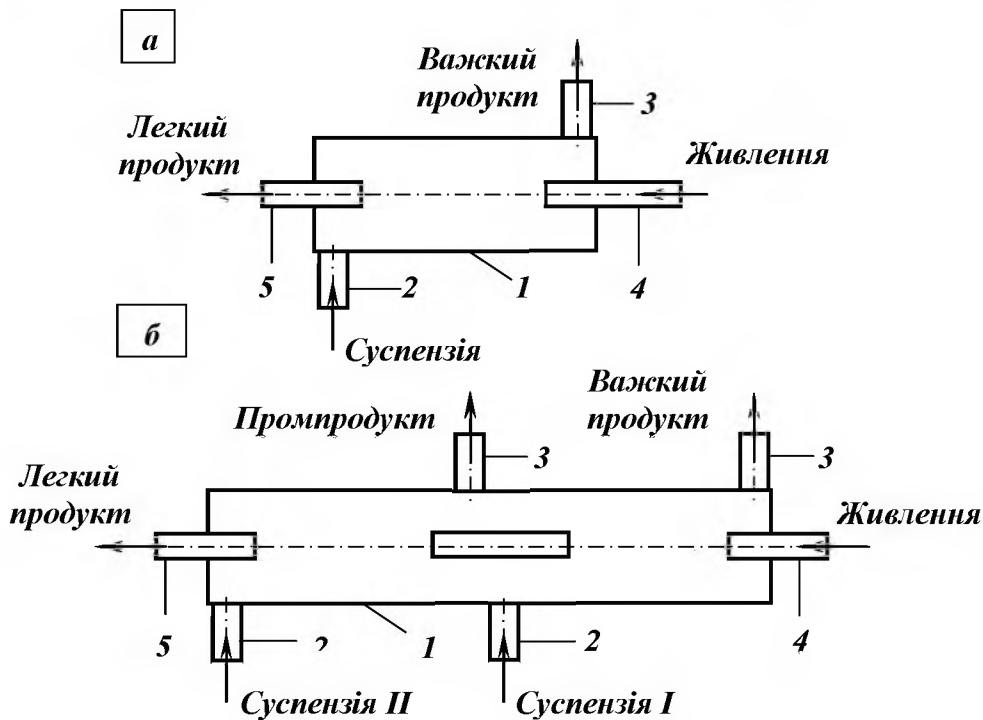


Рис. 3.24 – Схеми безнапірних суспензійних циклонів.

а – двопродуктовий; б – трипродуктовий.

1 – циліндричний корпус; 2 – суспензійний патрубок; 3 – патрубок розвантаження важкого продукту; 4 – патрубок завантаження живлення; 5 – патрубок розвантаження легкого продукту.

На відміну від розглянутих конструкцій вихідний матеріал і суспензія подаються в апарат окремо: 90 % суспензії вводиться через тангенціальний патрубок 2 біля нижнього кінця апарата, а 10 % разом з вихідним матеріалом через осьовий патрубок 4. Робочий тиск в циклоні складає 0,1 – 0,2 МПа (в напірних 0,4 – 0,6 МПа). Тангенціальне введення суспензії формує поле відцентрових сил, в якому і здійснюється розділення матеріалу за густиною.

Важкі частинки під дією відцентрових сил досягають внутрішніх стінок апарата і видаляються разом зі згущеною суспензією через тангенціальний патрубок 3. Легкі частинки залишаються в центрі апарата і видаляються разом з розрідженою суспензією через осьовий патрубок 5.

Перевагою безнапірних циклонів є їх менший знос внаслідок меншого робочого тиску.

Вихрові циклони (рис. 3.25) призначені для важкосередовищного збагачення руд крупністю до 40 мм.

Вихровий циклон від звичайного відрізняється тим, що його циліндрична частина 2 розташована знизу, а конічна 3 – зверху. Суспензія разом з рудою подається по живильному патрубку 1 в циклон під тиском 0,4 – 0,7 МПа. Важкий продукт рухається по внутрішній стінці конічної частини циклона і розвантажується через піскову насадку 4 в приймальну камеру 5.

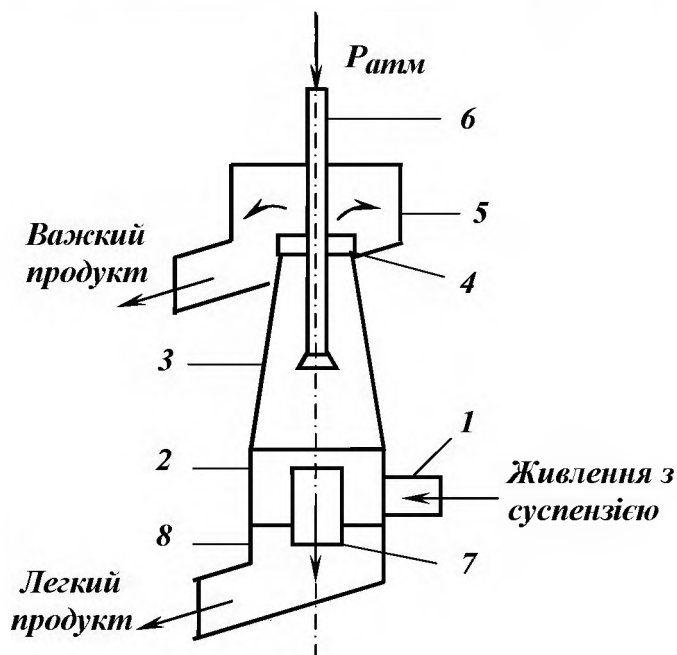


Рис. 3.25 – Схема вихрового циклона.

- 1 – живильний патрубок;
- 2 – циліндрична частина;
- 3 – конічна частина;
- 4 – піскова насадка;
- 5, 8 – приймальні камери;
- 6 – повітряна трубка;
- 7 – зливний патрубок.

Легкий продукт видаляється з циклона через зливний патрубок 7 і камеру 8. Особливістю вихрового циклона є наявність повітряної трубки 6, що розташована по осі гідроциклона збоку розвантаження важкого продукту. Таким чином здійснюється контакт внутрішнього повітряного стовпа гідроциклона з зовнішньою атмосферою, в результаті чого тиск в стовпі залишається постійним і рівним атмосферному ($P_{атм} = 0,1$ МПа).

Розміщення піскової насадки у верхній частині дозволяє збільшити її діаметр в 1,5 – 2 рази, а отже збільшити крупність збагачуваного матеріалу.

Продуктивність кожного ступеня суспензійних циклонів по вихідному живленню визначається за емпіричною формулою:

$$Q = 200D^2, \text{ т/год} \quad (3.26)$$

де D – діаметр циклона, м.

Об'ємну продуктивність циклона можна визначити з урахуванням співвідношення між живленням і суспензією, яке за об'ємом складає (1:2) – (1:3).

Відсадку широко використовується при збагаченні олов'яних, вольфрамових і золотовмісних руд крупністю від 0,2 до 60 мм.

На збагачувальних фабриках найбільш широке використання для гравітаційного збагачення руд кольорових і благородних металів знаходять повітряно-пульсаційні (безпоршневі) і діафрагмові відсаджувальні машини.

Принцип дії усіх відсаджувальних машин полягає в наступному. Вихідний матеріал подається на решето разом з водою, що транспортує його уздовж машини, і розподіляється на решеті рівномірним шаром. Через отвори в решеті від пульсаторів (або діафрагм) створюються перемінні за швидкістю і напрямком висхідно-низхідні потоки води. У період дії висхідного потоку постіль розпушується, при цьому легкі зерна, швидкість падіння яких менша швидкості висхідних потоків, рухаються разом з водою вгору, а важкі зерна лише зважуються у воді. Під дією низхідних потоків постіль згуповується, при цьому важкі зерна водяним потоком захоплюються вниз з більшою швидкістю, ніж легкі. У результаті багаторазових впливів висхідно-низхідних потоків матеріал розшаровується: легкі мінерали висхідними потоками виносяться у верхні шари, а важкі під дією сили ваги, переборюючи опір середовища, концентруються в нижніх шарах. За рахунок подовжнього потоку транспортної води матеріал переміщається уздовж машини до розвантажувального кінця решета, де відбувається пошарове вивантаження продуктів збагачення.

Вибір типу відсаджувальної машини визначається складом сировини, що переробляється, крупністю живлення, продуктивністю в операції і вимогами до продуктів збагачення.

На фабриках високої і середньої виробничої потужності рекомендується установка *повітряно-пульсаційних (безпоршневих) відсаджувальних машин*, які мають велику площу решіт і відповідно високу одиничну продуктивність. Ці машини застосовують для відсадження крупно- і середньовкrapлених олов'яних, вольфрамових руд і руд рідкісних металів.

Існує багато типів повітряно-пульсаційних відсаджувальних машин, що відрізняються в основному конструктивним рішенням повітряних камер: бічним або підрешітним. Підрешітне розташування повітряних камер є найбільш прогресивним рішенням. При підрешітному розташуванні значно збільшується площа відсадження, що дозволяє підвищити продуктивність відсаджувальної машини без істотної зміни її розмірів.

Для збагачення руд серійно випускаються безпоршневі відсаджувальні машини двох типів – ОПМ для відсадки дрібного матеріалу (до 4 мм) і ОПС – для відсадки матеріалу середньої крупності (до 30 мм). Крім того, виготовляється також машина МОБК-8С для збагачення матеріалу крупністю понад 30 мм. Відсаджувальні машини складаються з двох – п'яти камер (секцій) з площею кожної камери 1,25 або 2 м² [24, 26].

В машинах ОПМ-12 – ОПМ-15 і ОПС-12 – ОПС-24 повітряне відділення розташоване під решетом, в машинах ОПМ-22 – ОПМ-25 – збоку від відсаджувального решета. При бічному розташуванні повітряних камер рівномірність пульсацій в відсаджувальному відділенні зберігається при його ширині не більше 2 м.

Відсаджувальна машина ОПМ-13 (рис. 3.26) складається з трьох окремих камер 1. Решета 2 в камерах установлені на дерев'яних брусах і мають трафарети 3 для укладки штучної постелі.

Під решетами розташовані вертикальні труби 4 з дифузорами 5, що примикають до них. Повітря під тиском через пульсатори 6 роторного типу надходить в повітряні камери 7 (простір між трубами) і приводить воду в коливальний рух. При подачі стисненого повітря вода в міжтрубному просторі опускається і піднімається вгору по трубах, при цьому у відсаджувальній машині створюється висхідний потік.

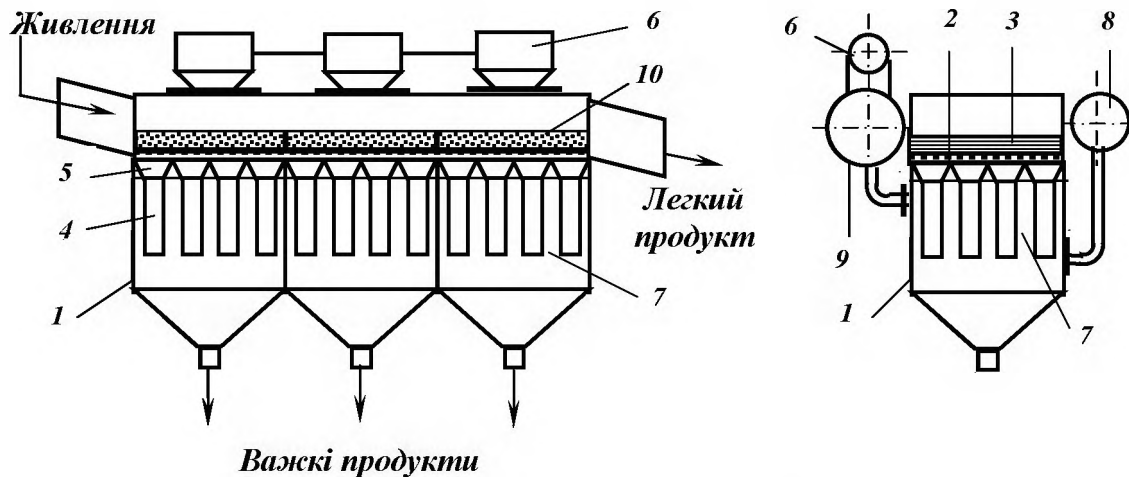


Рис. 3.26 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-13.

1 – камера; 2 – решето; 3 – трафарет; 4 – вертикальні труби; 5 – дифузор;
6 – пульсатор; 7 – повітряна камера; 8 – водяний колектор; 9 – повітряний колектор; 10 – штучна постіль.

Зворотній хід води при випуску повітря з міжтрубного простору створює низхідний (спадний) потік. Рівномірність розташування труб з дифузорами забезпечує рівномірність пульсуючого потоку води в машині. Розвантаження дрібних фракцій важких продуктів здійснюється крізь штучну постіль і потім через насадки в пірамідальних відсіках під трубами. Легкий продукт видаляється через зливний поріг у кінці машини.

Машини ОПМ-12, ОПМ-14 і ОПМ-15 мають аналогічну конструкцію і відрізняються від ОПМ-13 тільки числом камер.

Відсаджувальна машина МОБК-8С має аналогічну конструкцію. Відсаджувальне відділення цієї машини складається з двох секцій: першої площею 3 м², а другої – 5 м². Решета установлені під кутом 1 – 2°. Розмах коливань води регулюється кількістю подаваного повітря.

Відсадження руди в машині МОБК-8С здійснюється з природною постіллю. Крупні важкі частинки розвантажуються через шиберний пристрій і розвантажувальну камеру, а дрібні крізь решето. Важкі продукти розвантажуються з машини зневоднюючими елеваторами, а легкий – через зливний поріг в кінці машини. Машина обладнана автоматичним пристроєм для випуску важких продуктів.

Машина МОБК-8С виготовляється за індивідуальним замовленням.

Відсаджувальна машина ОПМ-22 (рис. 3.27) має бокове розташування повітряних камер, які відділені від відсаджувального відділення подовжньою перегородкою.

Корпус 1 машини складається з двох окремих уніфікованих камер, кожна з яких має знімну касету з відсаджувальним решетом 2. Касета установлюється на опорних дерев'яних брусах і закріплюється болтами. В нижній частині камери змонтовані розвантажувальні насадки 7 або гідроциклони. Пульсації води створюються роторними пульсаторами 5. Частоту пульсацій повітря регулюють змінними шківками привода 6 пульсатора, а витрати повітря – заслінками 4.

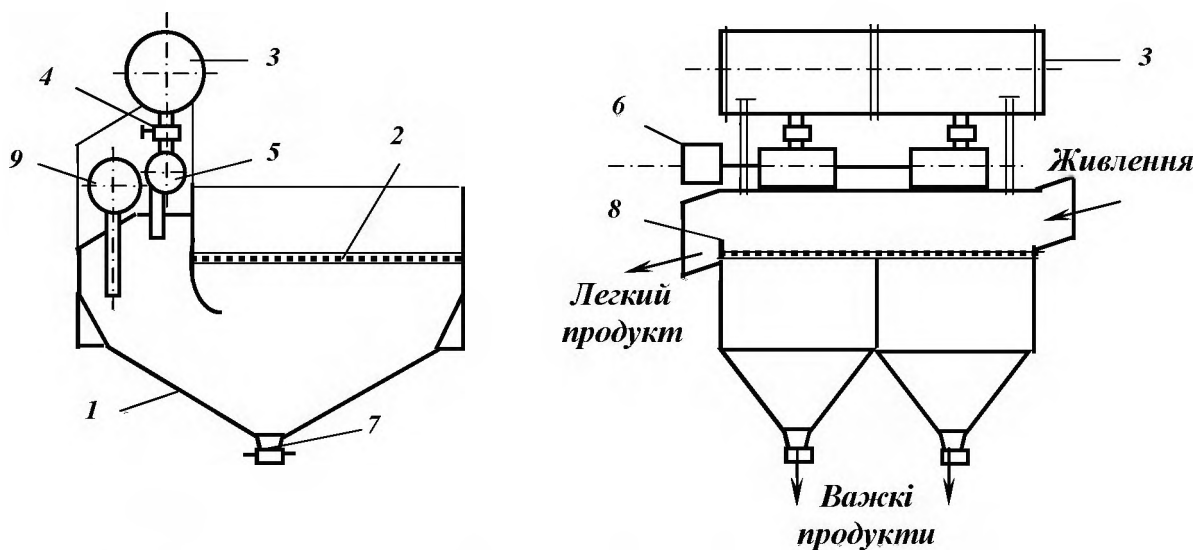


Рис. 3.27 – Схема відсаджувальної машини ОПМ-22.

1 – корпус; 2 – решето; 3 – повітряний колектор; 4 – заслінка; 5 – роторний пульсатор; 6 – привід пульсатора; 7 – розвантажувальна насадка; 8 – поріг; 9 – водяний колектор.

Машина обладнана автоматичним пристроєм (датчиком завантаження), що забезпечує відключення подачі повітря і зупинку машини при відсутності живлення протягом 10 хв. і більше.

Аналогічну конструкцію мають машини ОПМ-23 – ОПМ-25 з числом камер від 3 до 5.

Відсаджувальна машина ОПС-13 (рис. 3.28) має підрешітне розташування повітряного відділення і три прямотечійні відсаджувальні камери 1, що змонтовані по довжині машини.

Повітряні камери розташовані по периметру відсаджувального відділення. Решета 2 установлені на дерев'яних підставках, що

дозволяє змінювати їх кут нахилу. Машина обладнана автоматичним пристроєм для розвантаження важких фракцій, що включає шибер 3, який перекриває донну горизонтальну щілину, і авторегулятор 6 з поплавковим датчиком. Розвантаження важких продуктів створюється лопатевими розвантажувачами 10. Машина оснащена уніфікованими повітряними пульсаторами 5, що дозволяють змінювати частоту пульсацій і цикл відсадки.

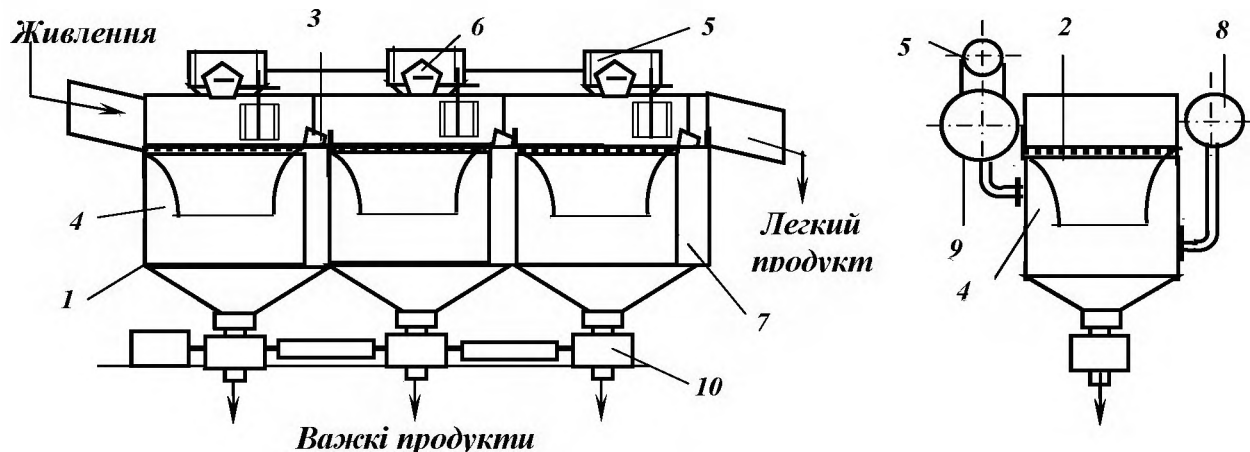


Рис. 3.28 – Схема відсаджувальної машини ОПС-13.

1 – камера; 2 – решето; 3 – шиберний пристрій; 4 – повітряна камера;
 5 – пульсатор; 6 – автоматичний регулятор розвантаження важких фракцій; 7 – розвантажувальна камера; 8 – водяний колектор;
 9 – повітряний колектор; 10 – блок розвантажувачів.

Машини ОПС виготовлюються також з двома (ОПС-12) і чотирма (ОПС-14) камерами, а також з чотирма камерами більшої ширини (ОПС-24).

Діафрагмові відсаджувальні машини відрізняються простотою конструкції, компактністю, забезпеченням жорсткого режиму пульсацій середовища при постійності амплітуди коливань діафрагми. Недоліком діафрагмових відсаджувальних машин є їх порівняно невелика продуктивність, оскільки зі збільшенням площі відсаджувального відділення і підвищенням продуктивності порушується рівномірність пульсацій по всій площі. Крім того, збільшення площі відсаджувального відділення приводить до необхідності збільшення числа діафрагм, а отже до ускладнення конструкції машини.

Діафрагмові машини доцільно використовувати на фабриках невеликої виробничої потужності, які не мають повітряного

господарства. Ці машини встановлюють у циклі подрібнення з метою вилучення мінералів з високою густиною із продукту розвантаження млинів, що працюють у замкненому циклі з класифікаторами. При збагаченні розсипів на драгах і при відсадженні дрібно подрібнених руд рідкісних і кольорових металів, коли необхідні режими з порівняно малими амплітудами і підвищеним числом пульсацій (від 250 до 800 хв^{-1}), також доцільне застосування діафрагмових машин.

Розрізняють такі різновиди діафрагмових машин (рис. 3.29): з вертикальною діафрагмою в перегородці (ОВМ-1) і в зовнішній стінці (МОД-4), з рухомими конічними днищами (МОД-1, МОД-2, МОД-3, МОД-6).

Відсаджувальна машина ОВМ-1 (рис. 3.29 а) з вертикальною діафрагмою між камерами застосовується для збагачення дрібнозернистих руд крупністю 0,1 – 8 мм в режимах високих частот коливань середовища (до 850 хв^{-1}). Машини ОВМ-1 застосовуються головним чином на драгах для збагачення розсипів.

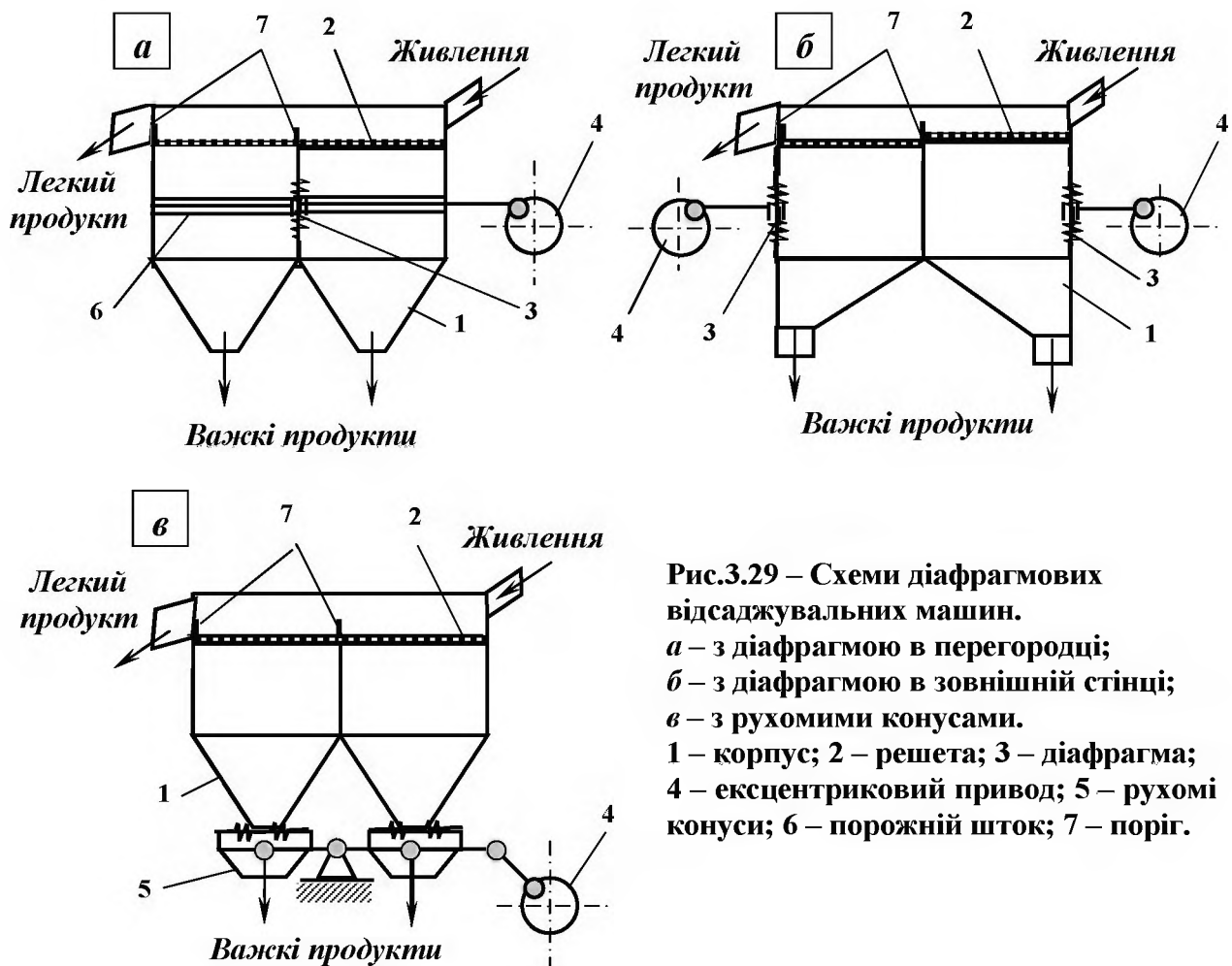


Рис.3.29 – Схеми діафрагмових відсаджувальних машин.
 а – з діафрагмою в перегородці;
 б – з діафрагмою в зовнішній стінці;
 в – з рухомими конусами.
 1 – корпус; 2 – решета; 3 – діафрагма;
 4 – ексцентриковий привод; 5 – рухомі конуси; 6 – порожній шток; 7 – поріг.

Машина складається з двох камер, що розділені вертикальною перегородкою. В стінку перегородки вмонтована металева діафрагма 3, що створює зворотно-поступальний рух. Коливання передаються діафрагмі від ексцентрикового приводу 4 через порожній шток 6, який використовується одночасно як трубопровід для подачі підрешітної води, для чого по всій довжині штока просвердлені отвори діаметром 1,5 мм. Решета 2 в машині закріплюються дерев'яними брусами за допомогою клинів. Наприкінці кожної камери встановлений вертикальний регульований по висоті поріг 7. Важкі продукти розвантажують крізь штучну постіль і випускають з машини через крани або гідроелеватори. Легкий продукт видаляють через зливний поріг останньої камери.

Відсаджувальна машина МОД-4 (рис. 3.29 б) застосовується для збагачення руд крупністю до 30 мм.

Машина складається з чотирьох камер з пірамідальними днищами, які розділені вертикальними перегородками. Діафрагми 3 розташовані в торцевих стінках камер. Один привод 4 обслуговує дві діафрагми. Відсаджувальні решета 2 встановлені під невеликим кутом нахилу в бік розвантаження, крім того, в завантажувальних камерах решета розташовані вище, ніж в розвантажувальних. Таким чином, забезпечується рух матеріалу вздовж машини. Важкі продукти проходять крізь штучну постіль, потрапляють в пірамідальні камери, звідки періодично або безперервно випускаються з машини за допомогою спеціальних розвантажувальних пристроїв. Легкий продукт видаляється через зливний поріг 7 останніх камер.

Відсаджувальна машина МОД-2 (рис. 3.29 в) застосовується також для збагачення руд, але меншої крупності (до 15 мм).

Відсаджувальна машина МОД-2 має дві камери, а машини МОД-1, МОД-3 і МОД-6 – відповідно одну, три і шість камер. Коливання водного середовища створюються рухом (вгору-вниз) конусів 5 від ексцентрикового приводу 4. Один привод обслуговує два конуси. В нижній частині кожний конус має пристрій для періодичного або безперервного розвантаження важких продуктів, а в верхній – гумову кільцеву діафрагму 3, яка герметично з'єднує його з основою конічної камери. Важкі продукти проходять крізь штучну постіль під решето 2, потрапляють в пірамідальні камери, звідки

випускаються з машини через конусні крани або насадки. Легкий продукт видаляється самопливом через зливний поріг 7.

Продуктивність відсаджувальних машин залежить від крупності живлення, відмінності в густині розділюваних мінералів і визначається за формулою:

$$Q = qF, \text{ т/год}, \quad (3.27)$$

де q – питоме навантаження, т/год·м²; F – площа відсаджувального решета, м².

Концентраційні столи застосовують при збагаченні рудних корисних копалин крупністю 3 – 0,01 мм. Збагачення здійснюється по вузьким класам крупності, які отримують в результаті гідравлічної класифікації.

Схема найпростішого за конструкцією одnodечного концентраційного стола показана на рис. 3.30.

Концентраційний стіл складається з приводного механізму 1, деки 2 і допоміжних пристроїв (опор 3, жолоба змивної води 4, приймального лотка 5).

Робочою поверхнею концентраційного стола служить дека виготовлена з дерева або з алюмінієвого сплаву і покрита лінолеумом, гумою чи склопластиком. Вздовж деки закріплені рифлі – рейки прямокутної форми, висота яких зменшується в напрямку до торцевої концентратної частини столу.

За час перебування матеріалу на деці концентраційного столу відбувається розпушення шару, розшарування і транспортування частинок в подовжньому (вздовж рифлів) і поперечному (потокм води) напрямках відповідно з їх густиною і крупністю. Розділення мінеральних зерен здійснюється на деці стола між рифлями при цьому зерна важкого мінералу проходять до поверхні деки, витісняють зерна легкого мінералу уверх, де вони змиваються потоком води, що тече по нахиленій деці. Зерна важкого мінералу рухаються між рифлями і розвантажуються на дальньому кінці деки.

Продуктивність концентраційних столів визначають за емпіричною формулою:

$$Q = 0,1m\delta_{вих} \left(Fd_{cp} \frac{\delta_v - 1}{\delta_l - 1} \right)^{0,6}, \text{ т/год,} \quad (3.28)$$

де m – число дек; $\delta_{вих}, \delta_v, \delta_l$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа деки стола, м²; d_{cp} – середньоарифметична крупність зерен у вихідному живленні, мм.

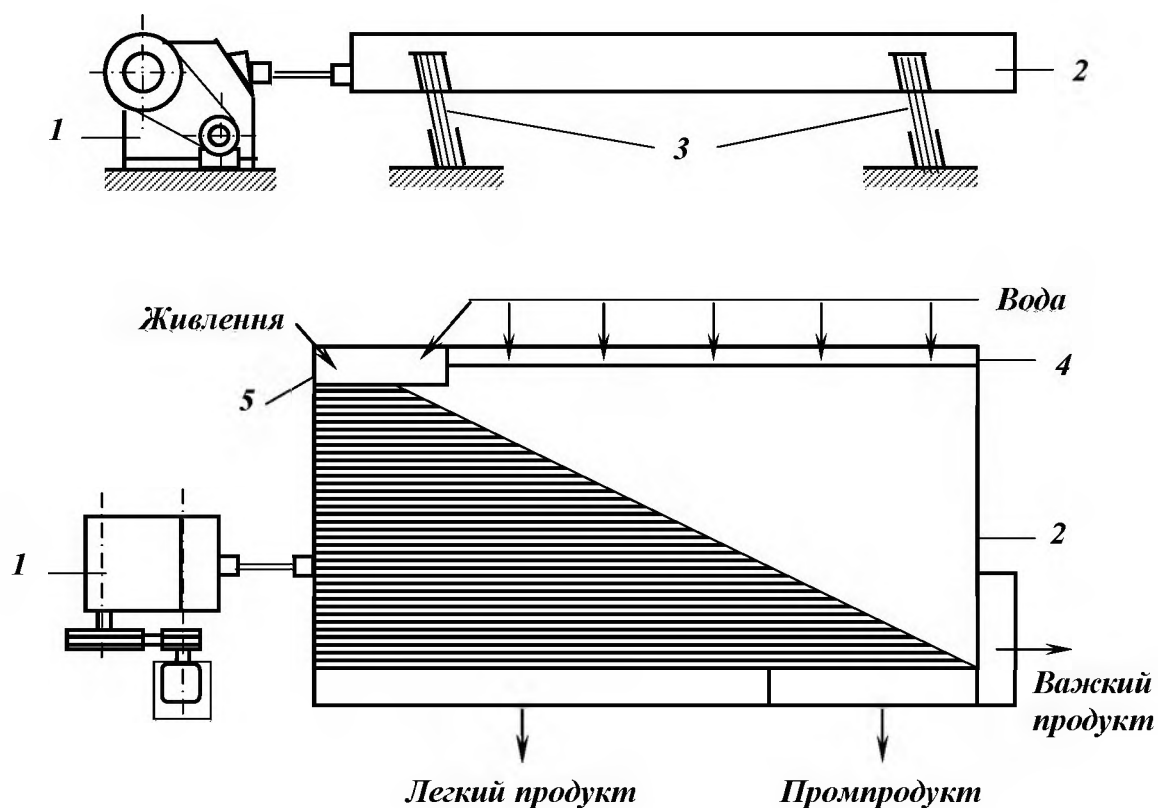


Рис. 3.30 – Схема концентраційного стола.

1 – привід; 2 – дека стола з рифлями; 3 – опори; 4 – жолоб змивної води; 5 – приймальний лоток .

У зв'язку зі збагаченням дрібного матеріалу питома продуктивність концентраційних столів дуже мала і, відповідно, для переробки усього об'єму корисної копалини необхідна велика площа дек і отже виробничих площ.

Для зменшення числа апаратів і площі, яку вони займають застосовують багатодечні концентраційні столи (рис. 3.31, 3.32), або виконують основну операцію на більш продуктивних машинах.

Багатодечні концентраційні столи опорного типу СКО-15; СКО-22; СКО-30 мають відповідно дві, три і чотири діагональні деки 1, які розташовані паралельно одна над одною і встановлені разом з приводним механізмом 2 інерційного типу на жорстких опорах 3, що коливаються (рис. 3.26). Відстань між деками по вертикалі складає 500 мм. Кожна дека оснащена жолобами для прийому і розподілу живлення 5 і води 6, а також має індивідуальний креновий механізм 4.

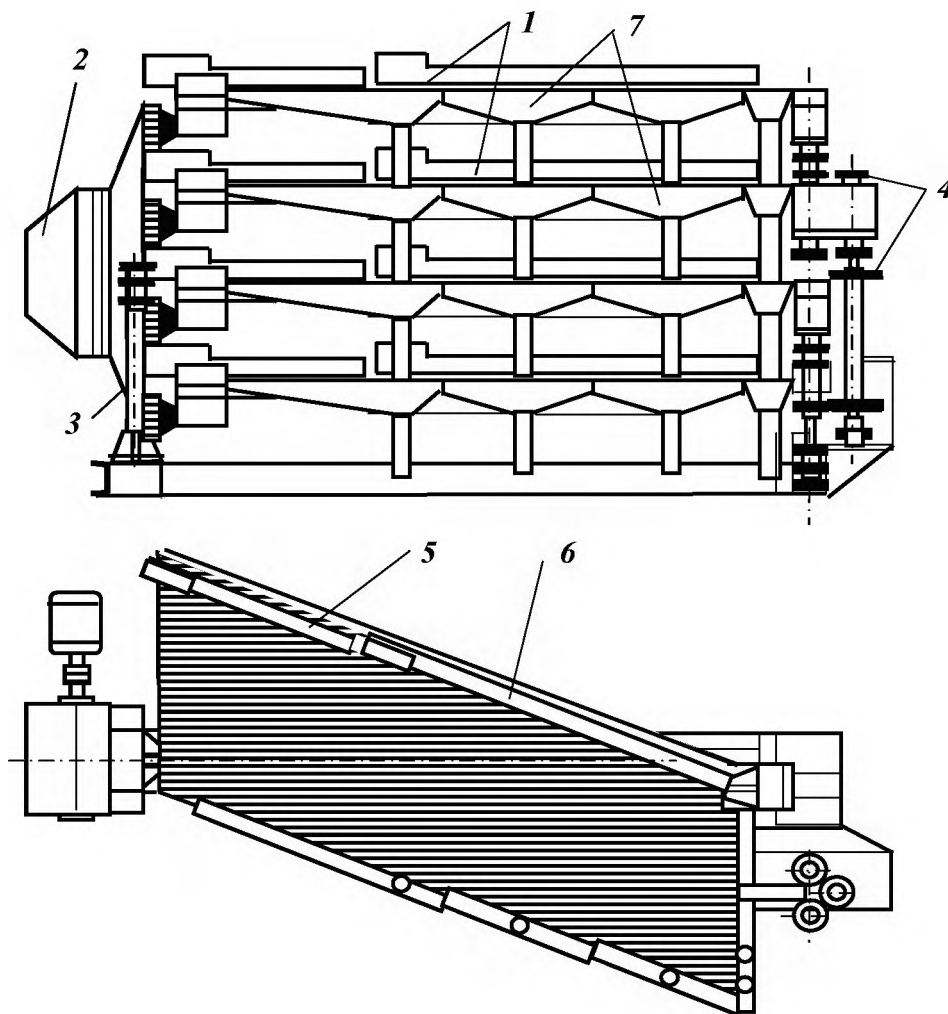


Рис. 3.31 – Схема концентраційного стола СКО-30.

- 1 – дека; 2 – інерційний привод; 3 – жорсткі опори; 4 – креновий механізм;
- 5, 6 – жолоби для прийому і розподілу матеріалу і води відповідно;
- 7 – жолоби для прийому продуктів розділення.

Багатодечний підвісний концентраційний стіл СКПМ-6 (рис. 3.32) являє собою підвісну конструкцію етажеркового типу, що складається з шести алюмінієвих діагональних дек 1, розташованих одна над одною і скріплених чотирма вертикальними планками-підвісками 2.

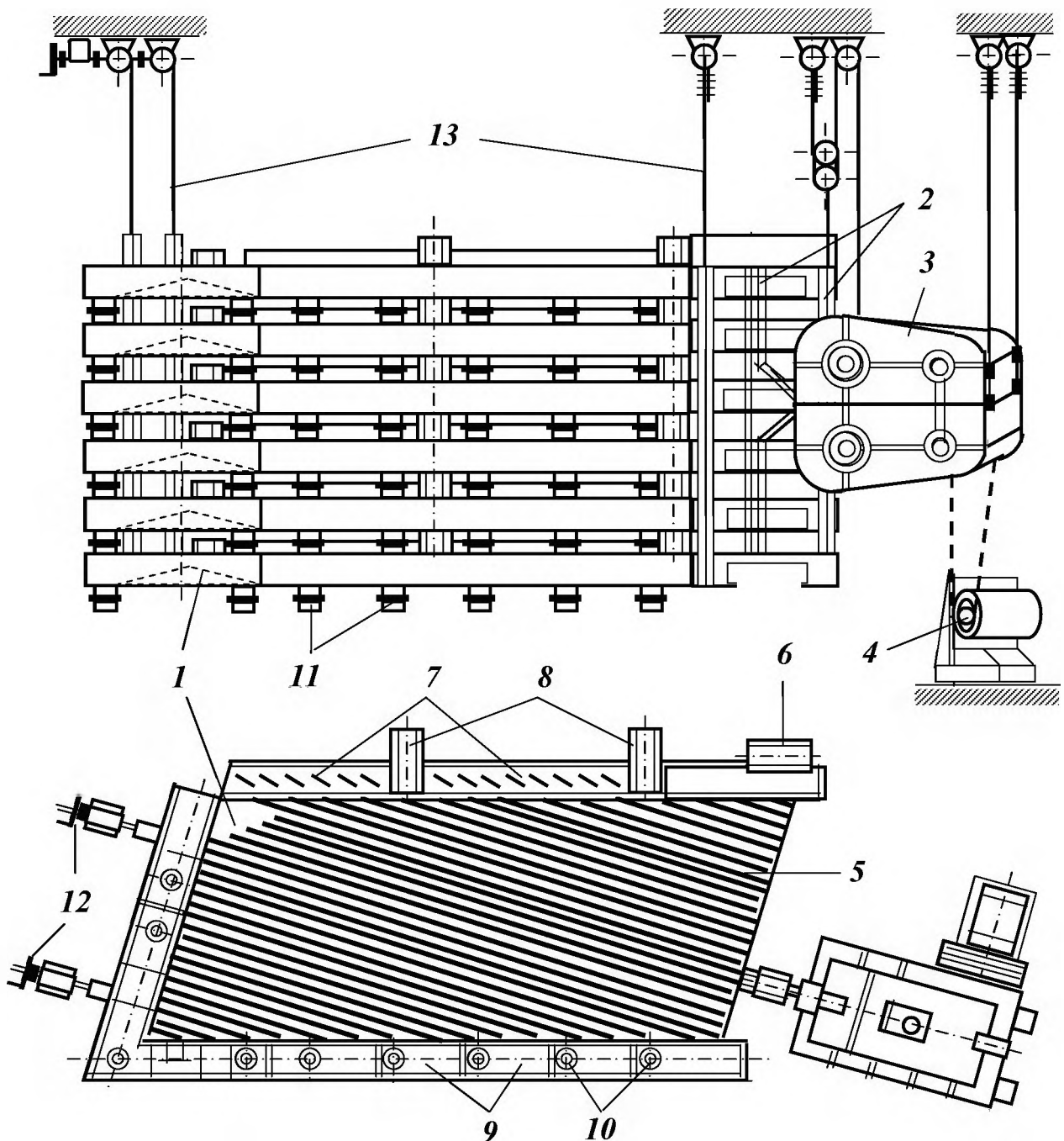


Рис. 3.32 – Схема концентраційного стола СКПМ-6.

1 – деки; 2 – підвісні планки; 3 – вібратор; 4 – електродвигун; 5 – рифлі; 6 – приймальний лоток; 7 – жолоб змивної води; 8 – патрубки підводу води; 9 – збірники продуктів; 10 – отвори збірників; 11 – патрубки відводу продуктів; 12 – регулювальні маховички; 13 – троси підвіски.

Стіл має живильник, що розподіляє вихідну пульпу рівномірними потоками по деках. Видалення продуктів збагачення здійснюється в алюмінієві збірники 9, які розділені на дев'ять відсіків.

На деку перпендикулярно до її короткого боку наклеєні рифлі 5, висота яких зменшується з віддаленням від вібратора 3. Деки обладнані лотками 6 для прийому пульпи і жолобами 7 для змивної води, в які вона надходить по патрубках 8.

В днищі кожного відсіку є циліндричні отвори 10 і патрубки 11, по яким за допомогою гумових шлангів продукти збагачення з верхніх дек потрапляють у відповідні відсіки нижніх дек і далі в спільні збірники продуктів.

Бігармонічний самобалансний вібратор 3, що створює коливання деки, зв'язаний з електродвигуном 4 клиноремінною передачею. Для регулювання кута нахилу деки служать маховички 12. Концентраційний стіл підвішується до перекриття будови збагачувальної фабрики за верхні кінці планок 2 системою тросів 13. Вібратор також підвішується до перекриття системою тросів.

Конусні концентратори з струминними жолобами широко застосовують при збагаченні пісків розсипних родовищ, в яких корисні мінерали представлені дрібними вільними частинками, що суттєво відрізняються за густиною від частинок породи. Їх застосовують також на збагачувальних фабриках, що переробляють корінні руди олова і рідкісних металів. На конусних концентраторах, як правило, одержують чорнові концентрати.

Крупність збагачуваного матеріалу складає від 2,5 до 0,5 мм.

Принцип розділення мінеральної сировини за густиною в конусних концентраторах із струминними жолобами полягає у наступному. Пульпа з великим вмістом твердого (50–60 % за масою) завантажується з верхнього широкого кінця жолоба і тече до вузького розвантажувального кінця. Завдяки звуженню жолоба висота потоку збільшується від 1,5–2 мм біля завантажувального кінця до 7–12 мм біля розвантажувального. Середня швидкість руху пульпи струминним жолобом залежить від об'ємної продуктивності і знаходиться в межах 0,3–1 м/с, при цьому характер руху пульпи

змінюється від ламінарного на початку жолоба до турбулентного в його кінці. Внаслідок високого вмісту твердого в живленні основним процесом, що визначає розділення частинок, є сегрегація. Вона доповнюється процесом каламучення (захоплення) частинок турбулентними вихорами, які піднімають крупні легкі частинки, що розташовані в придонному шарі зверху, а також виносять з придонного шару частинки малої гідравлічної крупності. В результаті взаємодії цих процесів в кінці жолоба в нижніх шарах розташовуються частинки великої густини, а в верхніх – малої. Тому середня швидкість руху важких частинок менша середньої швидкості руху легких. Дрібні частинки (менше 0,05 мм для мінералів густиною 2600 – 2700 кг/м³) захоплюються турбулентним потоком і рівномірно розподіляються по висоті потоку, тому такі частинки погано збагачуються на струминних жолобах.

Конусний концентратор (рис. 3.33) являє собою перевернутий усічений конус з діаметром основи 2 – 3 м. Для рівномірної подачі живлення над конусом змонтований пульпороздільник 1 типу сегнерового колеса. Вихідна пульпа подається по периферії розподільного конуса 2, а розвантаження продуктів здійснюється в центрі.

Усередині сепаратора в нижній частині днища робочого конуса 3 радіально установлені звужувальні клини 4. При виході зі щілин між клинами потік пульпи циліндроконічними роздільниками 5 ділиться на концентрат, промпродукт і відходи, які направляються у відповідні збірники.

Продуктивність конусних концентраторів розраховується за емпіричною формулою залежно від крупності живлення, площі робочої поверхні верхнього конуса і відмінності в густині розділюваних мінералів:

$$Q = k_k F d_{cp} (\delta_v - 1) / (\delta_l - 1), \text{ т/год}, \quad (3.29)$$

де k_k – коефіцієнт, що залежить від крупності матеріалу (для крупного живлення $k_k = 14$; для дрібного – $k_k = 10$); δ_v, δ_l – густина важкого і легкого мінералів, т/м³; F – площа робочої поверхні

верхнього конуса, m^2 ; d_{cp} – середньоарифметичний розмір зерен у живленні, мм.

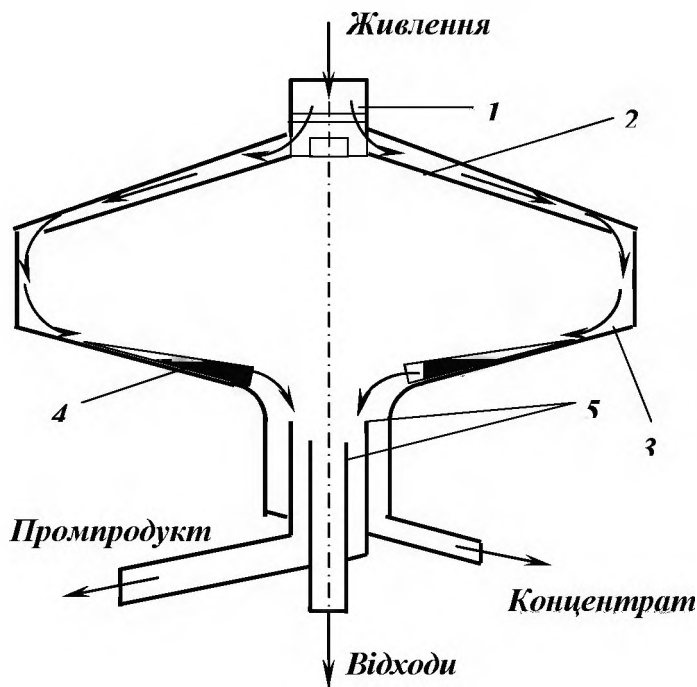


Рис. 3.33 – Схема конусного струминного сепаратора.

- 1 – пультрозділювач;
- 2 – розподільний конус;
- 3 – робочий конус;
- 4 – звужувальні клини;
- 5 – роздільники.

Конусні концентратори виготовлюються одно-, дво-, три- і шестиярусними, що дозволяє виконувати в одному апараті декілька операцій. У багатоярусних конусних концентраторах основну концентрацію проводять на верхньому конусі, а на контрольну і перечисні операції продукти надходять самопливом на нижні конуси.

Переваги конусних концентраторів полягають у простоті конструкції, високій питомій продуктивності (в 5 – 10 разів більше ніж у концентраційних столів), меншій, чим у інших гравітаційних апаратах, витраті води. До недоліків конусних концентраторів слід віднести: низький ступінь концентрації за один прийом збагачення, чутливість до нерівномірності живлення по густині і об'ємній продуктивності, високе циркулююче навантаження (120 – 150 %) , необхідне для отримання задовільних технологічних показників.

Гвинтові апарати (сепаратори і шлюзи) застосовують для вилучення пито-важких мінералів з корінних і розсипних руд і додаткового вилучення коштовних мінералів з високою густиною з відходів флотаційного або магнітного збагачення. Вони знайшли широке застосування для збагачення дрібнозернистих пісків, що

містять ільменіт, циркон, рутил і інші корисні копалини, а також для збагачення корінних руд рідкісних і благородних металів, алмазів і інших корисних копалин.

Галузь застосування того або іншого типу гвинтового апарата визначається крупністю цінних мінералів. При крупності цінних мінералів 0,1 – 3 мм застосовують гвинтові сепаратори, для дрібнішого матеріалу 0,05 – 0,2 мм використовують гвинтові шлюзи. Розділення матеріалу відбувається в безнапірному нахиленому потоці малої глибини в гладкому спіральному жолобі. Принцип дії гвинтових апаратів однаковий, вони відрізняються лише за формою жолоба: жолоб сепаратора – частина круга або еліпса, жолоб шлюзу – прямокутний і ширший ніж у сепаратора.

Гвинтовий сепаратор (рис. 3.34) являє собою нерухомий спіральний жолоб 1 з вертикальною віссю 2, яка служить йому опорою. У завантажувальній пристрій 3, що знаходиться в верхній частині жолоба подається попередньо класифікована руда разом із водою (пульпа).

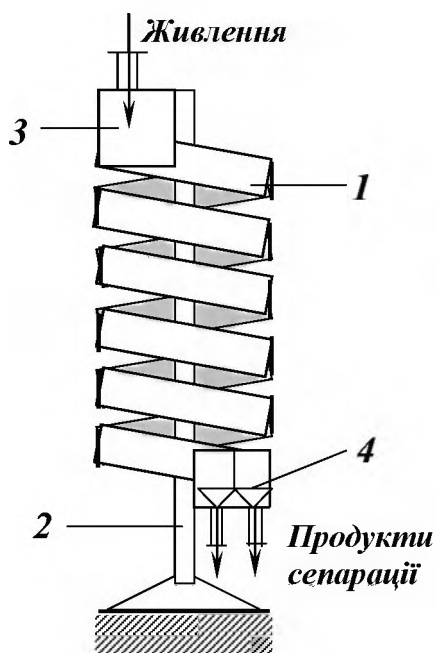


Рис. 3.34 – Схема гвинтового сепаратора.
1 – гвинтовий жолоб; 2 – опора;
3 – завантажувальний пристрій;
4 – розвантажувальний пристрій.

Під дією сили ваги пульпа стікає вниз в вигляді тонкого потоку різної глибини. При цьому на мінеральні частинки діють гравітаційні, гідродинамічні і відцентрові сили. Взаємодія зазначених сил призводить до розділення матеріалу за густиною: зерна важких мінералів концентруються в придонній частині біля внутрішнього

борту жолоба, а зерна легких мінералів виносяться у верхні шари потоку і зносяться до зовнішнього борту.

Продуктивність гвинтових апаратів залежить від діаметра жолоба, кута підйому гвинтової лінії, речовинного складу і крупності збагачуваного матеріалу. Зменшення крупності живлення, а також підвищений вміст у ньому глини і шламів приводить до зниження продуктивності.

Продуктивність гвинтових апаратів визначається за формулою:

$$Q = k_3 \delta_{вих} D^2 m \left(d_{max} \frac{\delta_в - 1}{\delta_л - 1} \right)^{0,5}, \text{ т/год}, \quad (3.30)$$

де k_3 – коефіцієнт, що залежить від збагачуваності матеріалу (для важкозбагачуваних руд $k_3 = 0,4$; для легкозбагачуваних – $k_3 = 0,7$); $\delta_{вих}$, $\delta_в$, $\delta_л$ – густина вихідного матеріалу, важкого і легкого мінералів, т/м³; D – діаметр спіралі жолоба, м; m – число жолобів; d_{max} – максимальна крупність питомо-важких зерен в живленні, мм.

Гвинтова сепарація застосовується головним чином при переробці розсипів, які є ідеальним живленням для гвинтових сепараторів.

Шлюзи різних конструкцій застосовуються для збагачення корисних копалин зі значною контрастністю густини складових компонентів (напр., золото- і олововмісні розсипи). На шлюзах, як правило, збагачують бідні за вмістом корисного компонента матеріали крупністю від 150 до 0,01 мм. Однак частіше верхню межу крупності знижують до 20 – 35 мм. Найчастіше шлюзи встановлюють на драгах, які збагачують розсипні руди благородних металів, олова і вольфраму.

У найбільш простому виконанні шлюз являє собою нерухомий жолоб прямокутного перетину, установлений з нахилом 5 – 8° (рис. 3.35). На його дно укладаються трафарети, виготовлені з матеріалів, уступчаста або шорсткувата поверхня яких сприяє утриманню осілих частинок важких мінералів.

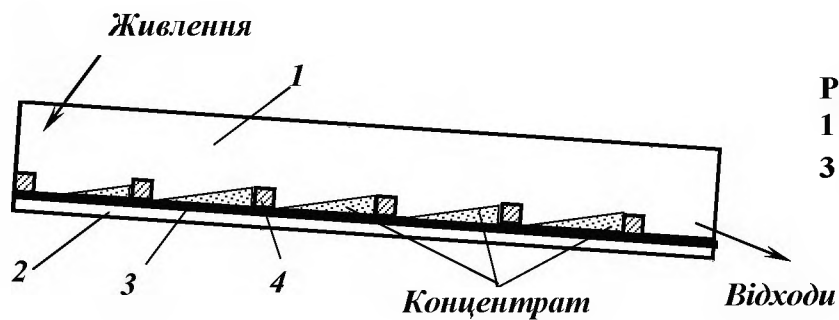


Рис. 3.35 – Схема шлюзу.
1 – жолоб; 2 – днище;
3 – покриття; 4 – трафарет.

На шлюзах звичайно здійснюється первинна обробка корисної копалини. Вихідний продукт і вода у виді пульпи з розрідженістю не менше $5 - 6 \text{ м}^3/\text{т}$ подаються в завантажувальний кінець шлюзу. При переміщенні мінеральних частинок у потоці відбувається їхнє розшаровування за густиною і крупністю.

Вихідна пульпа подається на шлюз безупинно доти, доки чарунки трафаретів не заповняться зернами важких мінералів, після чого завантаження припиняється і виконується споліскування, що полягає у видаленні зі шлюзу важкого продукту (концентрату). В залежності від конструкції шлюзу споліскування може бути зроблене вручну (зняття трафарету і змив важкого продукту у відповідний приймач), механічно або автоматично. Залежно від властивостей збагачуваного матеріалу, вмісту в ньому важкої фракції і його крупності інтервал між споліскуваннями може складати від декількох годин до 10 – 15 діб. Вихід концентрату на шлюзі складає десяті і соті частки відсотка, однак при збагаченні бідних розсипних руд шлюз характеризується високим ступенем концентрації.

Серед спеціальних шлюзів для збагачення дрібних матеріалів найчастіше застосовуються *ворсисті шлюзи*, що являють собою короткі (2 – 3 м) широкі (0,8 – 1,2 м) жолоби з дном покритим сукном або іншим ворсистим матеріалом, іноді гумовими килимками. Пульпа на ворсисті шлюзи подається шаром 3 – 5 мм. Коли тканина заповниться концентратом, її знімають зі шлюзу і старанно промивають. З 1 м^2 різних покриттів за одне споліскування знімають від 0,5 до 3 кг концентрату.

Вібраційні багатодечні шлюзи з орбітальним рухом дек КШМ-72 і «Бартлез-Мозлі» (рис. 3.36) застосовуються для вилучення важких мінералів із тонкоподрібнених продуктів ($-0,071 \text{ мм}$).

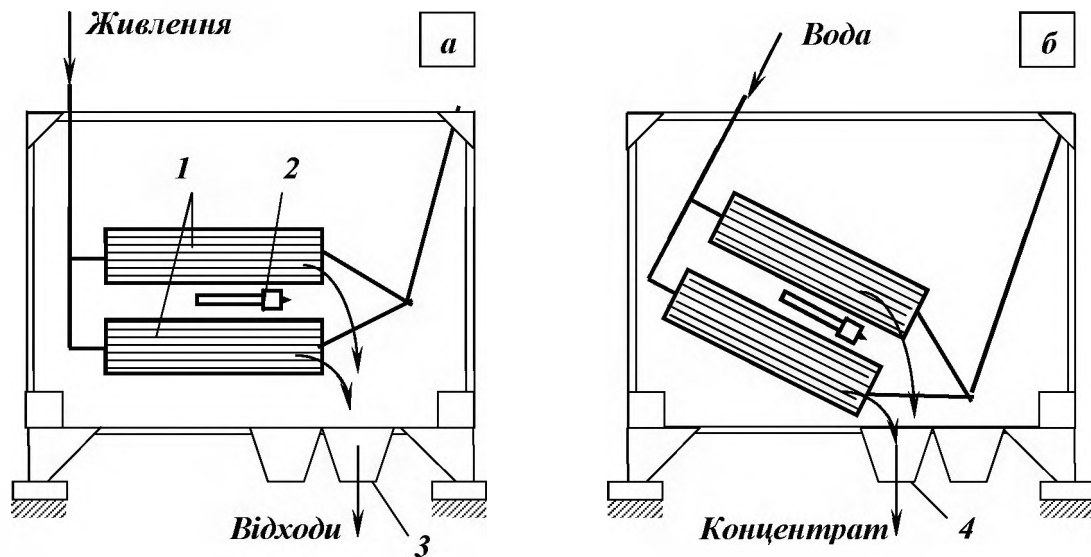


Рис. 3.36 – Схема вібраційного шлюзу з орбітальним рухом дек.
а – положення для концентрації; *б* – положення для споліскування.
 1 – пакети по 20 дек у кожному; 2 – дебалансний вібратор для надання декам орбітальних коливань; 3 – збірник відходів; 4 – збірник концентрату.

Шлюз складається з двох пакетів (по 20 шт.) паралельних гладких дек розміром 1,5x1,2 м, виготовлених зі скловолкна і поліефірних смол. Деки розташовані на невеликій відстані одна від одної і в робочому положенні нахилені під кутом до 3° до горизонту. Декам надають орбітальних коливань у своїй площині під дією дебалансного вібратора, який розташований між пакетами. Кругові коливання дек з похилим потоком сприяють кращому і більш селективному просуванню зерен в потоці: рух важких осілих зерен сповільнюється, що сприяє змиву легких зерен [6].

Живлення з вмістом твердого біля 10 % системою трубопроводів рівномірно розподіляється на всі 40 дек. Тривалість циклу набору концентрату регулюється і залежно від умов процесу збагачення може бути до 36 хв. По закінченні циклу подача живлення припиняється і виконується споліскування концентрату, що осів на деках. Тривалість споліскування також регулюється і максимально складає 72 с. При споліскуванні кут нахилу дек збільшується до 45° і на кожну з них подається змивна вода (приблизно 0,3 м³/год). Після споліскування шлюз автоматично повертається в вихідне положення і починається новий цикл збагачення.

Для надійної експлуатації орбітальних шлюзів необхідна досить ретельна підготовка збагачуваного матеріалу, яка полягає в видаленні з нього зерен крупніше 100 мкм, трісок, волокон, а в ряді випадків і знешламлювання по класу 5 – 10 мкм.

Переваги орбітальних шлюзів полягають у простоті конструкції, малій металоємності, повній автоматизації процесу і високій (з урахуванням крупності збагачуваного матеріалу) продуктивності, що складає 2,2 – 2,5 т/год. Ступінь концентрації на шлюзі складає 2,5 – 4,0, тому вони застосовуються тільки для попередньої концентрації матеріалу.

Об'ємна продуктивність шлюзу залежить від розрідженості пульпи, вмісту і густини твердої фази в живленні і розраховується за формулою:

$$Q = q(1 + R) / \delta, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (3.31)$$

де q – продуктивність шлюзу по твердій фазі, т/с; δ – густина твердої фази, т/м³; R – розрідженість пульпи.

Шлюзи є простим і дешевим, але відносно малоефективним обладнанням, вони використовуються для попередньої концентрації вільних тонких частинок золота, олова і деяких інших мінералів при переробці розсипів.

3.4 Магнітні сепаратори

Магнітні процеси збагачення широко використовуються як основні при збагаченні залізних і марганцевих руд і як доводочні при збагаченні різних руд кольорових і рідких металів. Магнітні процеси збагачення основані на використанні розходжень в магнітних властивостях мінералів і гірських порід і здійснюються в магнітних сепараторах у повітряному і водному середовищах. Магнітне поле в сепараторах створюється постійними магнітами або електромагнітами [5, 24].

За технологічною класифікацією всі мінерали і гірські породи залежно від їх питомої магнітної сприйнятливості розділяються на три групи:

– *сильномагнітні (ферромагнітні) мінерали*, які мають питому магнітну сприйнятливість $\chi > 3 \cdot 10^{-6}$ м³/кг. Ці мінерали (магнетит, маггеміт, піротин, франклініт і ін.) можуть вилучатися у магнітну фракцію на сепараторах з відносно слабим магнітним полем напруженістю $H = 70 - 120$ кА/м;

– *слабомагнітні мінерали*, що мають питому магнітну сприйнятливість $1 \cdot 10^{-8} \leq \chi \leq 6 \cdot 10^{-7}$ м³/кг. Ця найбільш численна група мінералів відповідає парамагнітним речовинам і включає окисли, гідроокисли і карбонати заліза і марганцю, вольфраміт, ільменіт, біотит, гранат і ін. Для вилучення цих мінералів у магнітну фракцію напруженість магнітного поля сепараторів мусить бути $H = 480 - 1600$ кА/м;

– *немагнітні мінерали*, до яких відносяться парамагнітні мінерали з питомою магнітною сприйнятливістю $\chi < 1 \cdot 10^{-8}$ м³/кг і всі діамагнітні мінерали ($\chi < 0$). Ці мінерали не вилучаються в магнітну фракцію навіть у сепараторах з сильним магнітним полем.

На мінеральне зерно в неоднорідному магнітному полі діє магнітна сила $F_{\text{магн}}$, що визначається за формулою:

$$F_{\text{магн}} = \mu_0 \chi H \text{grad} H, \text{ Н/кг}, \quad (3.32)$$

де χ – питома магнітна сприйнятливість, м³/кг; $H \text{grad} H$ – магнітна сила поля, А²/м³.

На результати магнітної сепарації оказує вплив різниця між питомими магнітними сприйнятливостями χ_1 і χ_2 поділюваних зерен, неоднорідність поля сепаратора за величиною магнітної сили ($H \text{grad} H$) і крупність збагачуваного матеріалу [7]. Розділення мінеральних зерен в магнітному полі можливо при додержанні умови:

$$f_{1\text{магн}} > f_{\text{мех}} > f_{2\text{магн}}, \quad (3.33)$$

де $f_{1\text{магн}}$ і $f_{2\text{магн}}$ – питомі магнітні сили, що діють відповідно на рудні і нерудні зерна, Н/кг; $f_{\text{мех}}$ – рівнодіюча усіх механічних сил, віднесених

до маси зерна і спрямованих протилежно дії питомих магнітних сил $f_{1\text{магн}}$ і $f_{2\text{магн}}$.

З нерівності (3.33) витікає, що зерна, для яких $f_{\text{магн}} > f_{\text{мех}}$ під дією магнітної сили $f_{\text{магн}}$ змінять траєкторію руху і попадуть у магнітний продукт, зерна, для яких $f_{\text{мех}} > f_{\text{магн}}$, попадуть у немагнітний продукт. Таким чином здійснюється розділення матеріалу в процесі магнітної сепарації.

Розділення мінеральних частинок за магнітними властивостями може здійснюватись в магнітних сепараторах у трьох режимах (рис. 3.37):

- режим відхилення магнітних частинок характеризується підвищеною продуктивністю, але пониженою ефективністю процесу;
- режим утримання магнітних частинок характеризується високим вилученням магнітного компонента;
- режим вилучення магнітних частинок характеризується високою якістю магнітного продукту, але пониженим його вилученням.

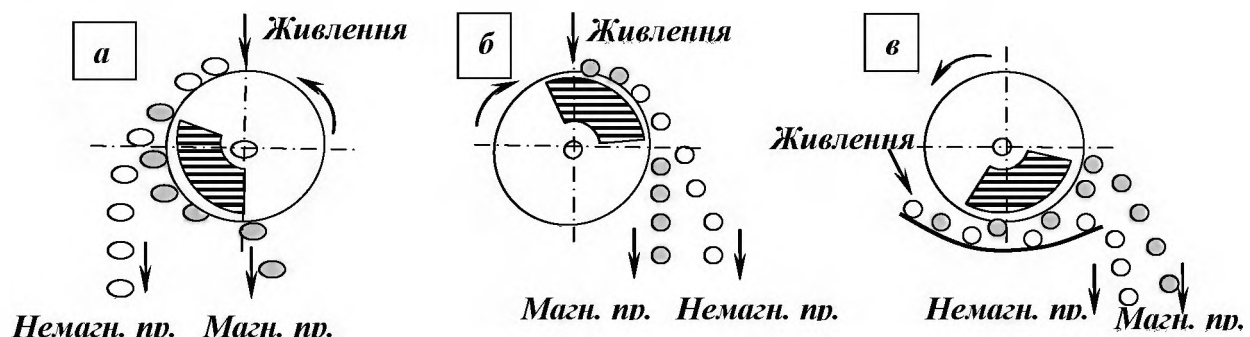


Рис 3.37 – Режими розділення частинок при магнітній сепарації.
а – відхилення; б – утримання; в – вилучення.

Магнітні сепаратори розрізняються залежно від багатьох факторів.

Залежно від *напруженості і сили магнітного поля* магнітні сепаратори розділяються на дві групи:

- сепаратори з слабим магнітним полем ($H = 80 - 120$ кА/м) призначені для збагачення сильномагнітних руд (магнетитових) і регенерації феромагнітних суспензій (магнетитових, феросиліцієвих). Створення магнітного поля у цих сепараторах здійснюється

відкритими магнітними системами. Неоднорідність поля досягається чергуванням декількох полюсів різнойменної полярності;

– сепаратори з сильним магнітним полем ($H = 600 - 1600$ кА/м) призначені для вилучення з руд слабомагнітних мінералів (лимоніту, сидериту, вольфраміту, гранату та ін.). Для створення сильних магнітних полів у сепараторах використовують замкнені магнітні системи.

В залежності від середовища, що використовується для збагачення сепаратори обох груп діляться на *сухі* і *мокрі*.

Сепаратори для мокрого збагачення залежно від напрямку руху живлення і способу видалення продуктів сепарації розділяються на (рис. 3.38):

– *прямотечійні*, де живлення і немагнітний продукт переміщуються у одному напрямку, а магнітні – відхиляються на кут $\alpha < 90^\circ$;

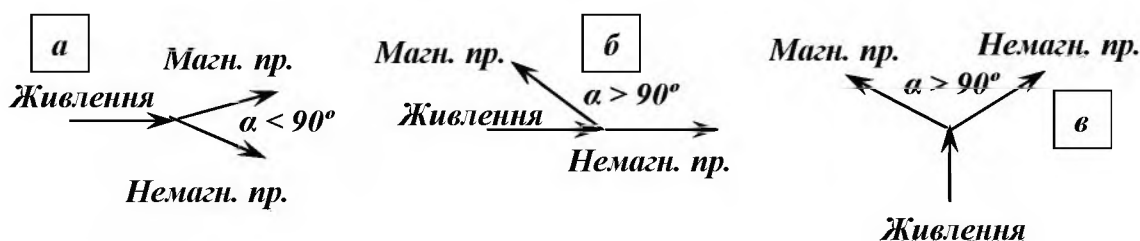


Рис. 3.38 – Режимы магнітної сепарації.

a – прямотечійний; *b* – протитечійний; *c* – напівпротитечійний.

– *протитечійні*, де живлення і немагнітний продукт переміщуються у одному напрямку, а магнітні – у протилежному, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^\circ$;

– *напівпротитечійні*, де живлення подається у ванну знизу під тиском, а магнітний і немагнітний продукти переміщуються у протилежних напрямках, кут відхилення між напрямками руху магнітного і немагнітного продуктів складає $\alpha > 90^\circ$.

При розділенні тонкоподрібнених магнетитових руд в робочій зоні створюються флокули і пасма з магнітних зерен, у які захоплюються немагнітні зерна. Використання магнітних систем з чергуванням полюсів сприяє руйнуванню флокул і зменшенню забруднення магнітного продукту. Залежно від цієї ознаки сепаратори

бувають з магнітним перемішуванням і без магнітного перемішування.

Для кожного типу сепараторів характерні особливості магнітного поля, які визначають його конструкцію і ефективність збагачення різних за властивостями мінералів. За конструкцією робочого органа сепаратори, що використовують для магнітного збагачення, розділяються на *стрічкові, барабанні, валкові, дискові* та ін.

Стрічкові сепаратори (рис. 3.39) застосовуються для виділення з руди в слабому магнітному полі заліза, скрапу і інших сильномагнітних матеріалів.

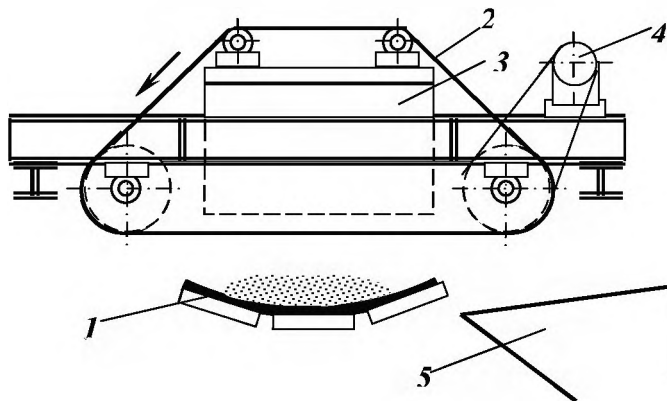


Рис. 3.39 – Схема стрічкового магнітного сепаратора.

- 1 – конвеєр з рудою;
- 2 – стрічка сепаратора;
- 3 – магнітна система;
- 4 – привід стрічки сепаратора;
- 5 – бункер для магнітного матеріалу.

Стрічковий сепаратор складається з безперервної стрічки, під якою розташований конвеєр, що транспортує руду. З внутрішнього боку стрічки сепаратора знаходиться магнітна система. Магнітний матеріал притягується до стрічки сепаратора і переміщується нею у бік бункера для магнітного матеріалу. Після проходження магнітної системи магнітний матеріал відривається від стрічки і розвантажується у бункер.

Барабанні сепаратори дістали широке використання в практиці збагачення корисних копалин і для регенерації феромагнітних обважнювачів при збагаченні у важких суспензіях. Барабани сепараторів зроблені з немагнітного матеріалу, а багатополюсна відкрита магнітна система – із спеціальних магнітно-жорстких матеріалів (напр., сплав ЮНДК-24) або з електромагнітів. Напруженість магнітного поля у робочому зазорі коливається в межах 80 – 150 кА/м. Магнітна система фіксується у визначеному положенні і в процесі роботи сепаратора (при обертанні барабана) остається

нерухомою. За своїм призначенням барабанні сепаратори з слабким полем діляться на сепаратори для сухого збагачення грудкового матеріалу крупністю до 50 мм, відцентрові (швидкісні) сепаратори для сухого збагачення дрібних продуктів крупністю до 3 мм, сепаратори для мокрого збагачення дрібних продуктів крупністю до 5 – 6 мм і сепаратори для регенерації феромагнітних обважнювачів крупністю до 1 мм.

Вихідне живлення в робочу зону сепараторів для сухого збагачення подається переважно механічними живильниками, для мокрого – через завантажувальний короб. В сепаратори для сухого збагачення живлення подається на барабан, а в сепаратори для мокрого збагачення – під барабан.

В робочій зоні магнітні частинки притягуються до барабану і виносяться їм з сепаратору у збірник для концентрату. Немагнітні частинки розвантажуються під дією власної ваги у збірник для відходів. Магнітний продукт з барабанів знімається щіткою 6 або шкребком.

Електромагнітний сепаратор ПБСЦ-63/50 (рис. 3.40) з верхньою подачею живлення призначений для сухого магнітного збагачення зернистих сильномагнітних руд і незалізнення немагнітних матеріалів. Напруженість магнітного поля сепаратора регулюється і складає до 104 кА/м.

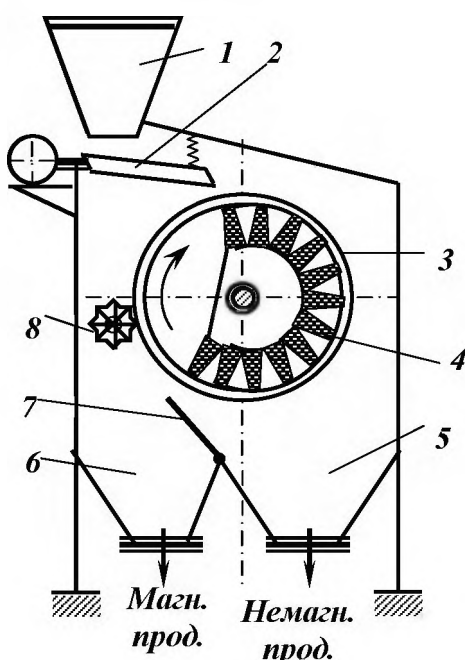


Рис. 3.40 – Схема барабанного сепаратора ПБСЦ-63/50.

- 1 – бункер;
- 2 – віброживильник;
- 3 – обертовий барабан;
- 4 – магнітна система;
- 5 – збірник немагнітного продукту;
- 6 – збірник магнітного продукту;
- 7 – регулювальний шибєр;
- 8 – щітка.

Після встановлення необхідної для розділення напруженості магнітного поля матеріал з бункера 1 за допомогою віброживильника 2 рівномірним потоком подається на обертовий барабан 3, в середині якого знаходиться нерухома магнітна система 4. Немагнітна фракція під дією відцентрових сил скидається у збірник 5, а магнітна – знімається шкребком або щіткою 8 у збірник 6. Для регулювання потоків продуктів служить шибер 7. Сухою магнітною сепарацією звичайно збагачують зернисті магнетитові і титаномагнетитові руди з крупновкрапленою пустою породою, а також руди рідкісних металів. Метою використання сухої магнітної сепарації являється одержання відвальних відходів. Чорновий концентрат сухої магнітної сепарації (промпродукт) направляють на подрібнення і мокру магнітну сепарацію.

Електромагнітні барабанні сепаратори ЕБМ-80/170 і ЕБМ-80/250 (рис. 3.41) з нижньою подачею живлення і прямоочною ванною застосовується для регенерації феромагнітних обважнювачів і збагачення тонковкраплених магнетитових руд. Напруженість магнітного поля сепаратора регулюється і складає до 110 кА/м. Вміст твердого у живленні магнітній сепарації при збагаченні руди крупністю до 3 мм складає 45 % , при збагаченні тонкоподрібненої руди крупністю 0,1 мм – 20 – 25 % . Напруженість магнітного поля вибирається з умов отримання найбільше чистої магнітної фракції з мінімальними утратами магнітних компонентів. Частота обертання робочого органу сепараторів залежить від вмісту магнітних мінералів в руді, потрібної продуктивності та необхідної якості продуктів сепарації.

Важливу роль у процесі магнітної сепарації грає водний режим. Водний режим при роботі сепаратора регулюється висотою зливного порога і подачею промивної води. Для одержання більше чистого магнітного або немагнітного продукту у концентраційне відділення або ванну для немагнітного продукту подають промивну воду. Швидкість розвантаження продуктів сепарації і об'єм води, що подається у магнітні сепараторі, регулюються розмірами розвантажувальних насадок. Для збагачення слабомагнітних руд корінних і розсипних родовищ, а також віддалення залізних домішок

з скляної, керамічної і абразивної сировини застосовуються переважно валкові і рідше – дискові сепаратори.

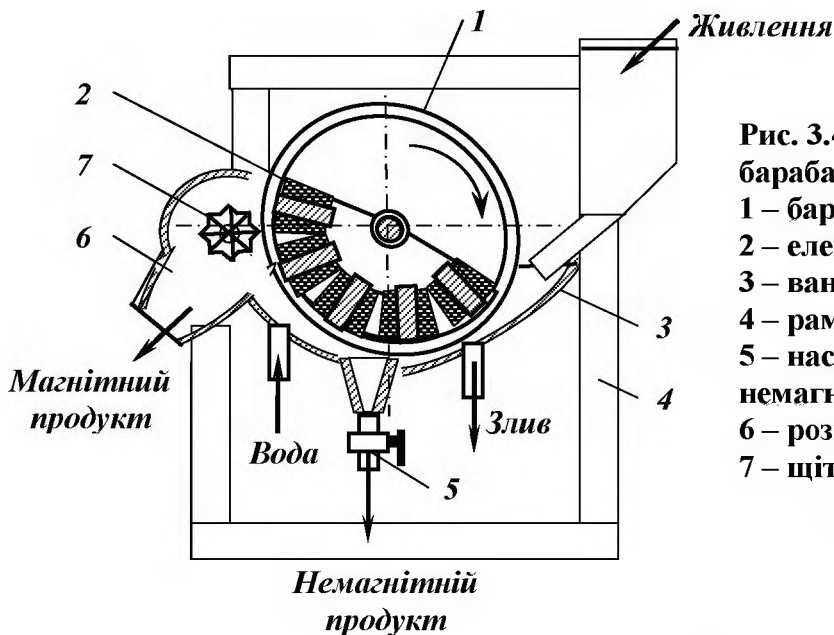


Рис. 3.41 – Схема електромагнітного барабанного сепаратора типу ЕБМ.

- 1 – барабан;
- 2 – електромагнітна система;
- 3 – ванна;
- 4 – рама;
- 5 – насадка для випуску немагнітного продукту;
- 6 – розвантажувальний жолоб;
- 7 – щітка.

Характерною особливістю цих машин являється наявність замкненої електромагнітної системи, що створює в зазорі у зубців робочого органа (валок, ролик, диск) поле великої напруженості ($H = 800 - 1600$ кА/м).

Електромагнітний сепаратор 8ЕВС-16/100 (рис. 3.42) складається з таких основних вузлів: двох незалежних електромагнітних систем – верхньої 6 і нижньої 8, валків 5, живильника 3, ванн 7, розвантажувальних пристроїв 9, приводу 1, корпуса 2, рами 10 і аспіраційних патрубків 4.

Оскільки поле високої напруженості у великому зазорі створити важко, сепаратори мають робочу зону невеликих розмірів, а крупність збагачуваного матеріалу не перевищує 5 мм. Підбором форми зубців і профілю полюсного наконечника, який протистоїть зубцям, досягається велика неоднорідність поля, що забезпечує необхідну силу притягання слабомагнітних мінералів до зубців.

Живлення поступає у зазор між валками і полюсними наконечниками верхньої електромагнітної системи. В робочій зоні магнітна фракція притягується до зубців валка і при його обертанні виноситься за межі дії магнітного поля. Немагнітний продукт рухається по виїмкам в полюсних наконечниках і через щілини в них

під дією власної ваги поступає на валки нижньої електромагнітної системи, де процес збагачення повторюється.

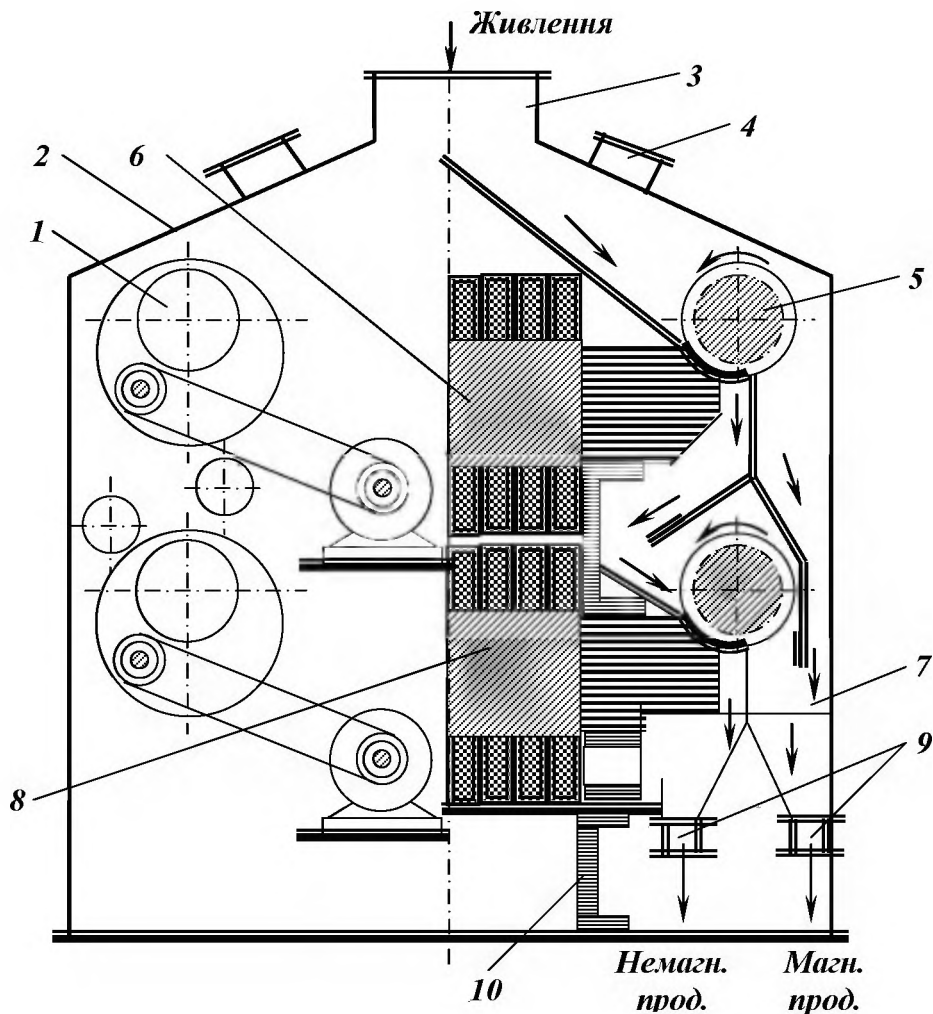


Рис. 3.42 – Схема електромагнітного валкового сепаратора типу 8ЕВС-16/100.
1 – привід; 2 – корпус; 3 – живильник; 4 – аспіраційний патрубок; 5 – валки;
6 – верхня електромагнітна система; 7 – ванни; 8 – нижня електромагнітна система; 9 – розвантажувальні пристрої; 10 – рама.

Залежно від розміру частинок збагачуваного матеріалу сепаратор обладнується валками з різним шагом зубців: 16, 24, 32 мм для крупності відповідно 0,05 – 0,02; 2 – 0 і 5 – 0 мм.

Наявність двох електромагнітних систем дозволяє встановлювати різні режими розділення на першому і другому прийомах сепарації, що забезпечує високі технологічні показники.

Дискові сепаратори застосовують для доводки концентратів руд рідких металів, вольфраму і деяких інших матеріалів. Вони

забезпечують одержання досить високих якісних показників, але продуктивність їх дуже мала (практично не перевищує 0,25 т/год).

Дисковий сепаратор (рис. 3.43) складається з двох дисків 1 діаметром 600 мм, магнітопроводу 2 з обмотками 3, живильника 4 і вібраційного лотка 5 шириною 400 мм. Диски виготовляються з маловуглецевої сталі і розташовуються над полюсними наконечниками. Між наконечниками і дисками знаходиться вібраційний лоток, що виготовляється з немагнітних матеріалів. Замикання магнітного потоку відбувається через диски у осьовому напрямку.

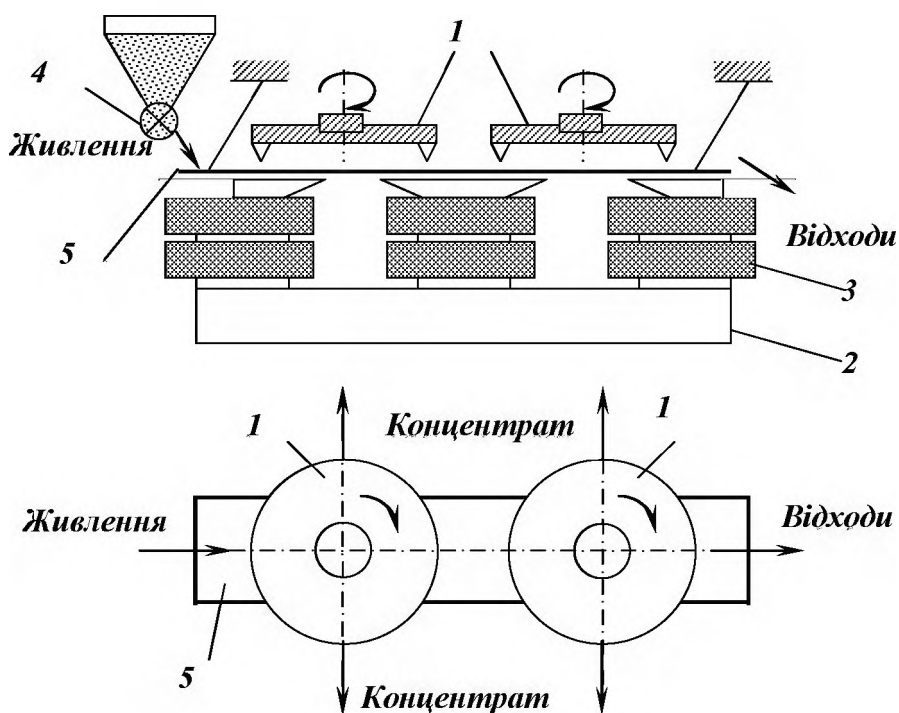


Рис. 3.43 – Схема дискового сепаратора.
 1 – диски;
 2 – магнітопровід;
 3 – обмотки;
 4 – живильник;
 5 – вібралоток.

Вихідний матеріал барабанним живильником рівномірно розподіляється по лотку і за рахунок вібрацій транспортується під диски, що обертаються. Магнітні частинки притягуються до загострених країв дисків, виносяться за межі лотка і зчищаються щітками у концентратний бункер. Немагнітні частинки проходять уздовж лотка і розвантажуються в бункер для відходів.

При магнітному збагаченні слабомагнітних руд труднощі представляє розділення тонкоподрібнених матеріалів. Мокре збагачення цих матеріалів у валкових електромагнітних сепараторах недостатньо ефективно, що пояснюється великим гідравлічним

опором руху тонких частинок. Тому вони не встигають при проходженні через робочу зону сепаратора подолати відносно велику відстань у напрямку до зубців валка. Ця проблема рішається при використанні *поліградієнтних* сепараторів. Поліградієнтні сепаратори відрізняються від звичайних барабанних магнітних сепараторів наявністю у робочій зоні дрібних магнітів-носіїв (поліградієнтне середовище), в зазорах між якими індукуються сильні магнітні поля. Як поліградієнтне середовище використовують дрібні кулі, стержні, рифлені пластини, металічну вату і інше. Особливістю поліградієнтного середовища є те, що завдяки дрібних розмірів сусідні кулі стикаються у точці. Тому навіть при невеликій напруженості магнітного поля в робочій зоні у точках стикання настає магнітне насичення, а суміжні області характеризуються великим об'ємним градієнтом і, отже, великою силою поля. В областях з великою силою магнітного поля робиться інтенсивне притягання і утримання тонкоподрібнених слабомагнітних частинок, в той же час немагнітні частинки фільтруються через проміжки між кулями.

Поліградієнтний сепаратор (рис. 3.44) складається з барабану 1, в середині якого закріплена магнітна система 2.

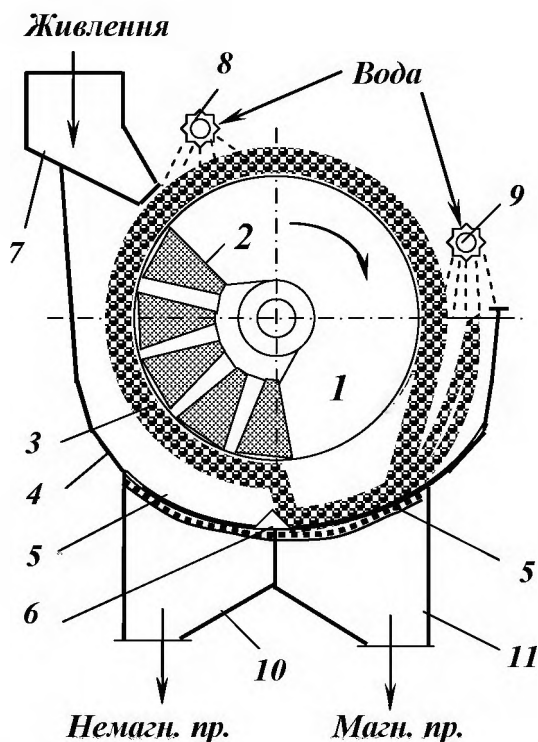


Рис. 3.44 – Схема поліградієнтного сепаратора.

- 1 – барабан;
- 2 – магнітна система;
- 3 – сталеві кулі;
- 4 – ванна;
- 5 – сито;
- 6 – поріг;
- 7 – живильник;
- 8,9 – брызкалі;
- 10 – породний відсік;
- 11 – концентратний відсік.

Робоча зона сепаратора заповнена стальними кулями 3. У нижньої частині ванни 4 розташовано дугове сито 5 з порогом 6. Сепаратор обладнаний живильником 7 і брызкалами 8 і 9.

Вихідний матеріал з живильника у виді пульпи подається на шар куль, який утримується на барабані полем магнітної системи. Немагнітні частинки профільтровуються через шар куль і поступають у породний відсік 10 ванни. Магнітні частинки утримуються магнітною силою в каналах між кулями, піднімаються з ними у верхню частину барабану, де створюється остаточна відмивка немагнітних частинок водою з брызкала 8. Кулі разом з магнітними частинками транспортуються барабаном на сито 5, де виконується відмивка магнітних частинок водою з брызкала 9. Магнітні частинки попадають у концентратний відсік 11 ванни, а кулі проходять через поріг і знов поступають у зону дії магнітного поля. Далі процес повторюється.

Продуктивність магнітних сепараторів для сухого збагачення приймають за даними каталогів. Продуктивність сепараторів для мокрого збагачення визначають за питомою продуктивністю на одиницю довжини робочого елемента (барабана, валка).

Продуктивність сепаратора може бути визначена за формулою:

$$Q = qn (L - l) , \text{ т/год} \quad (3.34)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м; n – число головних робочих елементів сепаратора; L – довжина робочого елемента (барабана, валка).

3.5 Флотаційні машини і апарати

Флотація – основний метод збагачення руд кольорових і рідкісних металів. Вона базується на різниці у фізико-хімічних властивостях різних мінералів, що обумовлює виборчу здібність деяких мінералів до закріплення на поверхні розділу рідина – газ.

Здібність мінеральних зерен закріпляться на поверхні розділу рідина – газ залежить у першу чергу від змочуваності їх поверхні водою, яка залежить від величини вільної поверхневої енергії частинки. При великому запасі вільної поверхневої енергії поверхня частинки добре змочується водою, при малому – погано. За змочуваністю водою поверхні твердих тіл класифікують на незмочувані – гідрофобні і добре змочувані водою – гідрофільні.

Процес флотації оснований на здатності погано змочуваних водою мінеральних частинок (гідрофобних) прилипати до бульбашок повітря, які виникають при аерації пульпи. Комплекси «мінерал-повітря» спливають на поверхню пульпи, утворюючи пінний продукт. Змочувані водою мінеральні частинки залишаються завислими у пульпі і утворюють камерний продукт. Для підсилення різниці в змочуваності мінеральних частинок пульпа обробляється флотаційними реагентами.

Флотованість мінералів пояснюється на основі теорії гідратних шарів. Гідратний шар складається з упорядкованих диполів води, які знаходяться на межі розділу двох фаз. При великій товщині гідратного шару поверхня мінералу – гідрофільна (змочується водою), при малій – гідрофобна (не змочується водою). Кількісною оцінкою змочуваності служить крайовий кут змочуваності:

$$\cos \Theta = (\sigma_{zm} - \sigma_{pm}) / \sigma_{zp}, \quad (3.35)$$

де $\sigma_{zm}, \sigma_{pm}, \sigma_{zp}$ – поверхневий натяг на межі розділу фаз «газ – тверде», «рідина – тверде» і «газ – рідина», Н/м.

Менші значення крайового кута змочування відповідають гідрофільним поверхням, які добре змочуються водою. Навпаки, гідрофобним частинкам, на поверхні яких молекули води утримуються неміцно, відповідають більші значення крайового кута змочування. З поверхні гідрофобних частинок повітря легко витискує воду, а з поверхні гідрофільних частинок вода легко витискує повітря.

Таким чином, сила прилипання залежить від ступеня гідрофобності поверхні частинки, величини бульбашки і густини

пульпи. Сила прилипання частинки до бульбашки повітря виражається рівнянням:

$$F = W\Delta_n g + \frac{\pi d^2}{4} \cdot \left(\frac{2\sigma_{zp}}{R} - H\Delta_n g \right), \text{ Н}, \quad (3.36)$$

де W – об'єм бульбашки, м^3 ; Δ_n – густина пульпи, $\text{кг}/\text{м}^3$; g – прискорення вільного падіння, $\text{м}/\text{с}^2$; d – діаметр периметру злипання повітряної бульбашки з твердою поверхнею, м ; σ_{zp} – поверхневий натяг на межі повітря–вода, $\text{Н}/\text{м}$; R – радіус верхньої частки повітряної бульбашки, м ; H – висота бульбашки, м .

Зміна змочуваності при флотації здійснюється введенням у пульпу флотаційних реагентів. Флотаційні реагенти впливають на гідратні шари і змінюють їх товщину та стійкість. Тому підготовка мінеральної поверхні до флотації зводиться до подачі визначених реагентів, що приведе до різкого збільшення гідрофобності флотованих частинок і гідрофільності нефлотованих.

Велике значення для успішної флотації мінеральних частинок має *аерація пульпи* – насичення її повітряними бульбашками. Аерація пульпи здійснюється безпосереднім введенням в нею повітря і виділенням газів на поверхні твердих частинок. Повітряні бульбашки при флотації мають розмір від 0,05 до 1 мм.

Завершальна фаза флотаційного процесу після утворення і зміцнення комплексу «мінеральна частинка – повітряна бульбашка» є утворення мінералізованої піни. Мінералізована піна утворюється завдяки спливанню і накопиченню флотаційних комплексів на поверхні пульпи. Для формування дрібних повітряних бульбашок, а також для попередження їх коалесценції (злипання) в об'ємі пульпи вводять поверхнево-активні реагенти – спінювачі, молекули яких адсорбуються на межі розділу «газ – рідина» і зменшують на неї поверхневий натяг.

Таким чином, процес флотації включає адсорбцію реагентів на межах розділу «рідина – тверде» і «газ – рідина», прилипання частинок до повітряних бульбашок і утворення мінералізованої піни.

Процес флотації здійснюється у флотаційних машинах різних конструктивних типів. Призначення флотомашин – створення умов для змішування пульпи з тонкодисперсним повітрям, забезпечення прилипання мінеральних частинок до бульбашок, вилучення створених комплексів у пінний шар і виділення пінного продукту з водного середовища.

До флотаційних машин ставлять такі вимоги:

- безперервність процесу;
- перемішування пульпи, яке забезпечує підтримку в завислому стані найбільш крупних частинок і виключення відкладення грубих частинок біля стінок або у кутах камери (замулювання);
- рівномірна і достатня аерація пульпи по всьому об'єму камери;
- створення спокійної зони піноутворення на поверхні пульпи;
- можливість регулювання висот рівня пульпи і піни, циркулюючого навантаження і аерації пульпи;
- мінімальний знос вузлів аератора при заданій крупності і абразивності мінеральних частинок;
- найбільш повна автоматизація процесу флотації.

Крім того, флотаційна машина повинна задовольняти загальнотехнічним вимогам, таким як надійність в роботі, мале споживання електроенергії, простота конструкції, обслуговування і ремонту і ін. Також при виборі машини слід урахувати ряд тонкощів, які виявляються на досягненні високих технологічних показників:

- оптимальна крупність бульбашок, яка забезпечує найбільшу повноту вилучення з усіх класів руди, що поступають у процес;
- стабільність потоків пульпи, повітря, рівнів пульпи і піни, циркулюючих потоків у камері, а також можливість їх тонкого регулювання;
- можливість більш повного перевodu мінералізованих бульбашок у пінний шар і швидкого і повного віддалення мінералізованої піни з машини;
- зручне і просте розвантаження відходів;
- легкій пуск після зупинки.

При збагаченні збагачення руд кольорових металів застосовуються флотаційні машини механічного, пневматичного і пневмомеханічного типів.

Механічні флотаційні машини типу ФМ (рис. 3.45) складаються з послідовного ряду двокамерних секцій 1. За конструкцією вони відрізняються наявністю у першій секції завантажувального карману, а у останній – розвантажувального. Кожна секція складається з засмоктуючої і прямоотечійної камер. У центральній частині кожної з них (у середині труби 4) розміщений вал 2 з імпелером 3, при обертанні якого пульпа засмоктується у камеру і перемішується. При цьому пульпа ежектує атмосферне повітря і насичується ним. Імпелер викидає у камеру пульпо-повітряну суміш, у результаті її турбулізації створюється велика кількість дрібних бульбашок. У камері при зустрічі з бульбашками оброблені реагентами частинки закріплюються на них і створюють комплекс «мінеральна частинка – повітряна бульбашка».

Мінералізовані бульбашки спливають на поверхню пульпи і створюють пінний шар. Пінний продукт (звичайно концентрат) віддаляється пінознімачем 5 (з однієї або двох сторін) і направляється на зневоднення або перечищення. Нефлотований матеріал переміщується у подальшу камеру, де процес флотації продовжується, або видається з кінцевої камери як камерний продукт (звичайно відходи). Рівень пульпи у секціях підтримується шиберами з електроприводом. Направлення зйому пінного продукту на рис. 3.45 умовно повернено на 90° відносно до руху пульпи.

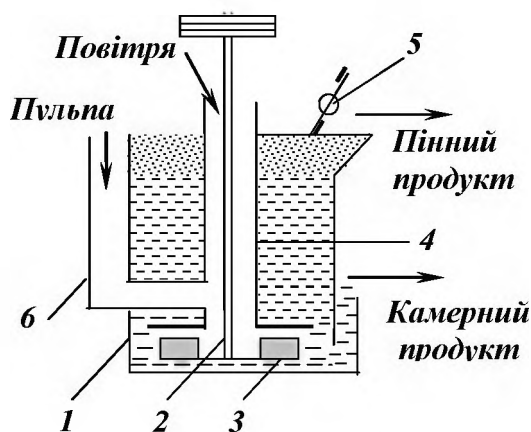


Рис. 3.45 – Схема механічної флотаційної машини.
1 – камера; 2 – вал; 3 – імпелер;
4 – повітряна труба;
5 – пінознімач;
6 – завантажувальний карман.

Механічні флотаційні машини застосовуються для флотації пульп звичайної крупності (максимальна крупність до 1 мм при вмісті класу $-0,074$ мм не менш 50 %) у розвинутих схемах флотації, що вимагають регулювання рівня пульпи на малому числі камер. Вони забезпечують безнасосне повернення промпродуктів з попереднього перетищення в наступне. Машини механічного типу застосовуються на збагачувальних фабриках малої виробничої потужності при відсутності повітряного господарства, а також у перетисних операціях і циклах поділу колективних концентратів з відносно невеликими виходами. Механічні флотомашини являються найбільш універсальними, тому вони використовуються для збагачення багатьох корисних копалин.

Пневмомеханічні флотаційні машини типу ФПМ (рис. 3.46) складаються з чотирьохкамерних або шестикамерних секцій і відрізняються від механічних тим, що аератор 3 має призначенням тільки перемішування пульпи зі стисненим повітрям, яке подається по пустотілому валу 2.

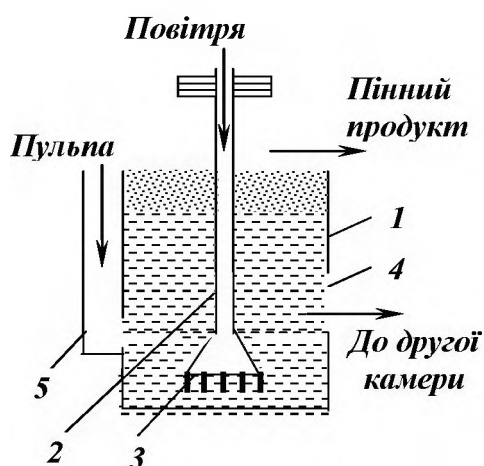


Рис. 3.46 – Схема пневмомеханічної флотаційної машини.

- 1 – камера; 2 – пустотілий вал;
- 3 – аератор; 4 – вікно;
- 5 – завантажувальний карман.

Аератор диспергує повітря, але не має здатності засмоктування, тому камери сполучаються між собою через отвори 4 у бокових стінках.

У пневмомеханічну машину можуть бути включені механічні камери для підсмоктування продуктів і для прийому пульпи (головна камера). Загальний рівень пульпи у машині підтримується порогом, що встановлений в останній камері.

На збагачувальних фабриках великої потужності найбільше часто використовуються пневмомеханічні флотаційні машини. Це обумовлено тим, що вони забезпечують більш високу швидкість флотації і меншу питому витрату електроенергії в порівнянні з механічними машинами. Крім того, в цих машинах можливе регулювання аерації пульпи в широкому діапазоні (витрата повітря може складати до $1,8 \text{ м}^3/\text{хв}$ на 1 м^3 пульпи). Пневмомеханічні машини застосовуються при флотації звичайних пульп (до 40 % твердого і не менш 50 % класу $-0,074 \text{ мм}$). Установка пневмомеханічних машин доцільна в операціях міжциклової, основної і контрольної флотації на фабриках великої і середньої виробничої потужності, їх варто також встановлювати в перелічених операціях при великих виходах пінних продуктів. Прямоточні пневмомеханічні машини рекомендуються до установки там, де не потрібно покамерне регулювання рівня пульпи і немає частих повернень промпродуктів. Пневмомеханічні флотомашини знаходять широке використання в основних і контрольних операціях при збагаченні руд кольорових металів і інших корисних копалин.

До флотаційних машин пневматичного типу відносять аероліфтні і колонні флотомашини і машини пінної сепарації.

Аероліфтна флотаційна машина типу АФМ-2,5 (рис. 3.47) компонується з окремих камер довжиною 3 м, глибиною 2 м і шириною 2,5 м. Вихідна пульпа подається з одного кінця камери через завантажувальний карман, камерний продукт виходить з протилежного кінця через розвантажувальний карман.

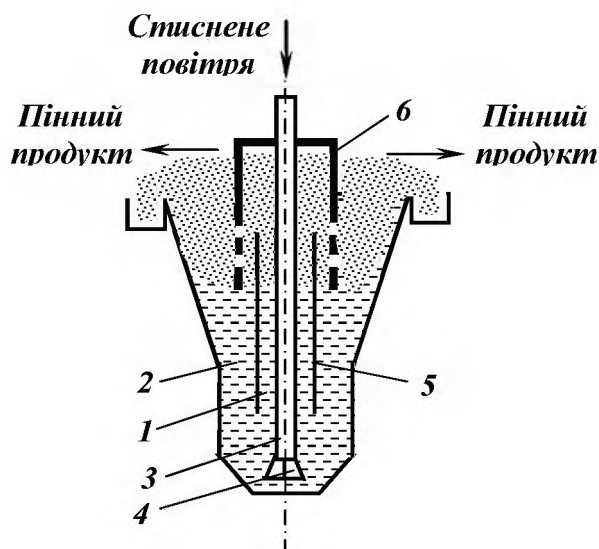


Рис. 3.47 – Схема аероліфтної флотаційної машини.

- 1 – аераційне відділення;
- 2 – флотаційне відділення;
- 3 – повітряні вертикальні патрубки;
- 4 – гумові наконечники;
- 5, 6 – перегородки.

По всієї довжині камери розташовані аераційне 1 і флотаційне 2 відділення, які обмежені перегородками 5. Від подовжнього повітряного колектору в машину заведені вертикальні патрубки 3, які на кінцях мають гумові наконечники 4 для запобігання засмічення патрубків при припиненні подачі стисненого повітря. Стиснене повітря виходє з патрубків 3 суцільним струменем і тільки потім завдяки вихровим потокам, які утворюються перегородками 6 дробиться на дрібні. В результаті подачі повітря в аераційне відділення густина пульпи в ньому у порівнянні з флотаційним відділенням знижується. Внаслідок цього пульпа з флотаційного відділення поступає в аераційне, змішується з повітрям, викидається уверх, де мінералізовані бульбашки створюють пінний шар. Пінний продукт розвантажується з машини самопливом з бортів камери.

Аероліфтні флотомашини характеризуються простотою конструкції і малими витратами електроенергії, але їх технологічні показники неконкурентоздатні з показниками механічних і пневмомеханічних машин.

Аероліфтні флотаційні машини варто встановлювати в основних і контрольних операціях при крупності продуктів менш 0,15 мм і при таких умовах: легкої флотованості матеріалу, малої або середньої його густині, простій схемі збагачення і великому виході концентрату. При відсутності зазначених умов перевагу варто віддати механічним або пневмомеханічним машинам.

Машини пінної сепарації (рис. 3.48) складаються з пірамідальної камери 1, в верхній частині якої встановлені два ряди перфорованих гумових аераторів 2.

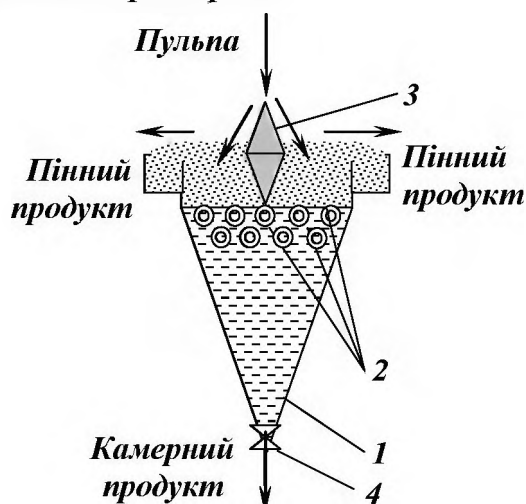


Рис. 3.48 – Схема машини пінної сепарації.

- 1 – пірамідальна камера;
- 2 – гумові аератори;
- 3 – завантажувальний пристрій;
- 4 – затвор.

За допомогою завантажувального пристрою 3 пульпа завантажується на міцний шар піни, який створюється стисненим повітрям, що подається через гумові аератори 2. Процес розділення гідрофобних і гідрофільних частинок здійснюється на шарі піни. Гідрофобні частинки удержуються у шарі піни і розвантажуються самопливом або пінознімачами з бортів камери. Гідрофільні частинки під дією сили ваги разом зі стікаючою водою проходять крізь піну у нижню частину камери 1, відкіля розвантажуються через спеціальний затвор 4.

За способом аерації машини пінної сепарації можуть бути віднесені до апаратів пневматичного типу, але від них вони відрізняються способом завантаження пульпи

Машини пінної сепарації застосовуються для збагачення матеріалів крупністю до 3 мм, що в декілька разів перевищує крупність матеріалу збагачуваного у машинах інших типів.

Колонна пневматична флотаційна машина (рис. 3.49) представляє собою вертикально встановлену трубу великого діаметра (1 м і більше) висотою до 10 м; перетин колони може бути круглим, еліптичним або прямокутним.

Колонна 1 складається з трьох частин: верхньої, середньої і нижньої. Вихідний продукт з контактного чану 3 по трубопроводу направляється в середню її частину, а стиснене повітря з ресиверу подається в аератор 2, що розташований у нижньої частині колони. Аератор виконаний у виді пористих перегородок, гумових перфорованих трубок і т.п.

У основу роботи колонних машин, які мають велике відношення висоти до ширини (діаметра), покладено принцип протитечійного руху мінеральних частинок і повітряних бульбашок. В колоні пульпа рухається униз назустріч бульбашкам, які піднімаються уверх. Мінеральні частинки закріплюються на бульбашках і спливають у верхню частину колони. Для відмивки пінного продукту від частинок пустої породи, шар піни зрошується зверху чистою водою, яка поступає по трубопроводу 4. Концентрат віддаляється по трубопроводу 5, відході – по трубопроводу 6.

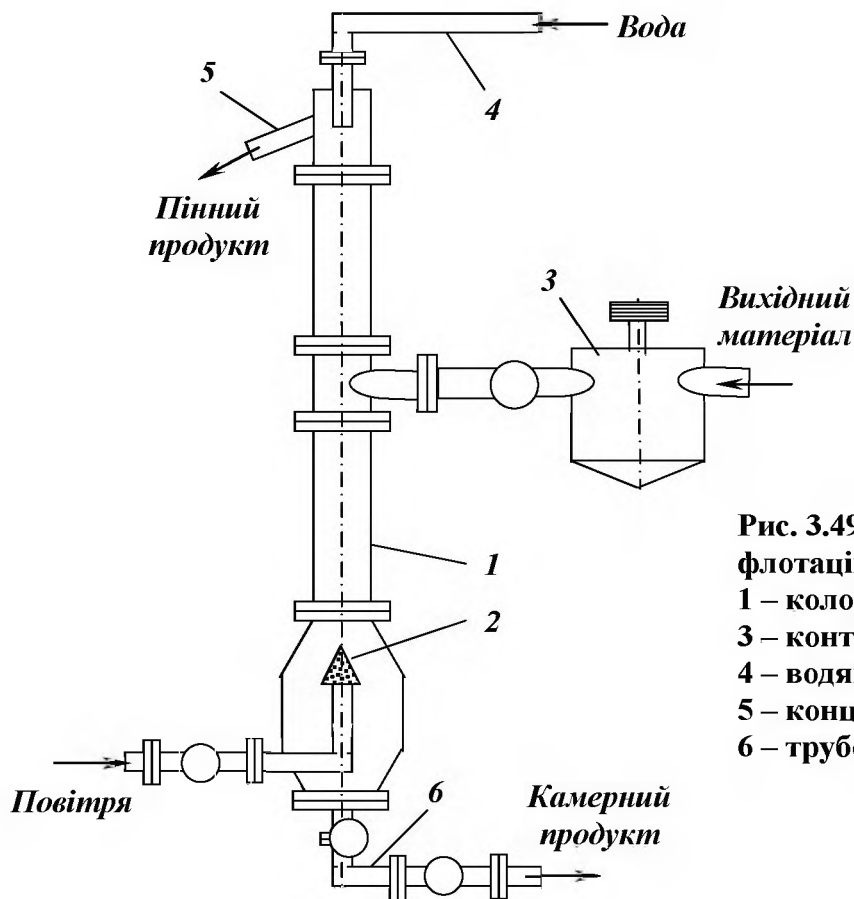


Рис. 3.49 – Схема колонної флотаційної машини.
 1 – колона; 2 – аератор;
 3 – контактний чан;
 4 – водяний трубопровід;
 5 – концентратний трубопровід;
 6 – трубопровід відходів.

Переваги колонних машин полягають у низькій енергоємності, невеликих капітальних витратах, малої займаної площі, можливості вторинної мінералізації в пінному шарі.

Необхідне число камер механічної або пневмомеханічної флотаційної машини розраховується для кожної окремої операції за формулою:

$$n = [k Q (1 + R \delta) \tau] / (60 k_3 V \delta), \quad (3.37)$$

де k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд $k = 1,10$); Q – продуктивність по твердому в операції флотації, т/год; R – розрідженість живлення флотації, м³/т; δ – густина твердої фази живлення, т/м³; τ – тривалість флотації, хв; k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою ($k_3 = 0,7 - 0,8$); V – геометричний об'єм камери, м³.

Тривалість флотації в окремих операціях залежно від властивостей флотованих руд змінюється в широкому діапазоні: для легкофлотованих руд вона складає 5 – 15 хв., для

середньофлотованих – 15 – 30 хв., для важкофлотованих – перевищує 30 хв.

Розрідженість пульпи в операції основної і контрольної флотації руд кольорових металів складає 1,5 – 4,5 м³/т, в операціях перемішувальної флотації – 2,5 – 9 м³/т.

Загальна довжина аероліфтно-флотаційної машини розраховується для кожної окремої операції за формулою [18]:

$$L = [k Q (1 + R \delta) \tau] / (60 k_3 S), \quad (3.38)$$

де k – коефіцієнт нерівномірності навантаження (при збагаченні руд $k = 1,10$); Q – живлення операції флотації, т/год; R – розрідженість живлення флотації, м³/т; δ – густина твердої фази живлення, т/м³; τ – тривалість флотації, хв; k_3 – коефіцієнт заповнення камери пульпою ($k_3 = 0,7 - 0,8$); S – площа поперечного перетину камери, м².

Для нормального функціонування флотаційного відділення збагачувальної фабрики крім флотомашин належить передбачити допоміжне обладнання.

Підготовка пульпи до флотації полягає в обробці її флотаційними реагентами. Одна частина з них подається у млини, друга – безпосередньо у флотаційну машину, а деяка частина – у спеціальні контактні чани або кондиціонери. Дозуються флотаційні реагенти спеціальними живильниками різної конструкції. Контактні чани і реагентні живильники являють собою допоміжне флотаційне обладнання.

Контактний чан (рис. 3.50) призначений для перемішування пульпи з флотаційними реагентами і створення умов для їх закріплення на мінеральних частинках. Він являє собою ємність циліндричної форми 1, у середині якої розташована пустотіла труба 2 з отворами для циркуляції пульпи, що забезпечує рівномірний розподіл реагентів. У трубі обертається вал 3 з лопатевою мішалкою 4. Вихідний матеріал подається по трубі 5, а підготовлений до флотації видається по трубі 6.

Розрахунок контактних чанів здійснюється за формулою (3.37), у якій τ – необхідна тривалість контакту пульпи з реагентом, хв; k_3

$\approx 0,80 - 0,85$ – коефіцієнт заповнення контактного чана; V – геометричний об'єм чана, м^3 ; інші позначення див. вище.

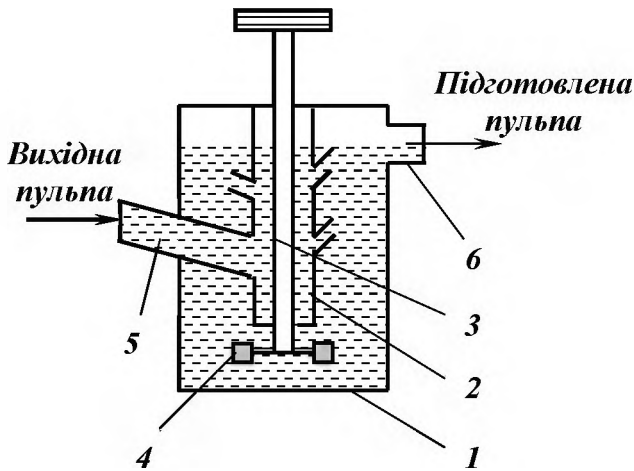


Рис. 3.50 – Схема контактної ванни.

- 1 – циліндрична ємність;
- 2 – пустотіла труба;
- 3 – вал;
- 4 – лопатева мішалка;
- 5 – живильна труба;
- 6 – зливна труба.

Живильники флотаційних реагентів призначені для безперервної їх подачі у процес. Найбільш надійні і найбільш частіше використовуювані живильники скіпові, склянкові і шківні (рис. 3.51).

Скіповий живильник (рис. 3.51 *a*) дозує реагент склянкою 1, яку кривошипно-шатунний механізм 2 переміщує зворотно-поступально по напрямним 3.

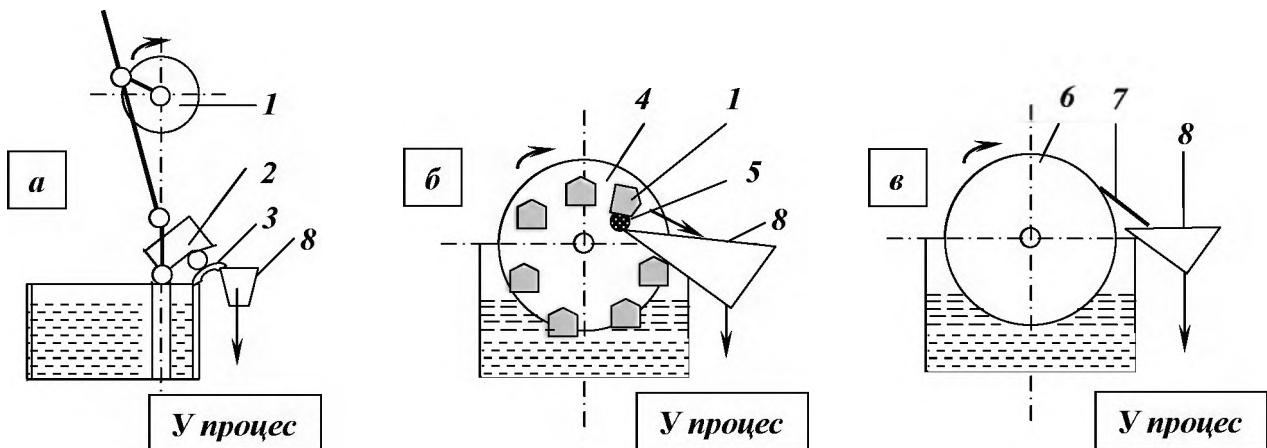


Рис. 3.51 – Схеми живильників реагентів.

a – скіповий; *б* – склянковий; *в* – шківний.

- 1 – склянка; 2 – кривошипно-шатунний механізм; 3 – напрямні; 4 – диск;
- 5 – стержень перекидний; 6 – шків; 7 – шкребок; 8 – приймальна лійка.

При русі униз склянка погружається у бачок з реагентом, при русі уверх склянка ковзає по криволінійній дільниці напрямних, нахиляється і зливає у прийомну лійку 8 порцію реагенту. Кут нахилу склянки, отож доза реагенту, регулюється довжиною шатуна приводного механізму.

Склянковий живильник (рис. 3.51 б) являє собою диск 4, що обертається коло горизонтальної вісі; на поверхні диску шарнірно кріпляться склянки 1. При обертанні диску склянки погружаються у ванну з реагентом, а потім за допомогою перекидного стержню 5 по чергово зливають реагент у приймальну лійку 8, з відкіля реагент поступає у процес. Витрати реагенту регулюються зміною положення перекидного стержню.

Шківні живильники (рис. 3.51 в) використовують для дозування в'язких маслянистих реагентів. Живильник являє собою обертальний шків 6 занурений у ванну з маслом. З бокової поверхні шківа масло знімається шкребком 7 і направляється у приймальну лійку 8. Витрати реагенту регулюються шириною і кількістю шкребків.

3.6 Обладнання заключних операцій

Заключні операції в схемах переробки корисних копалин призначені для зневоднення продуктів збагачення з метою зниження їхньої вологості до кондиційної, а також для регенерації оборотних вод збагачувальної фабрики.

Корисні копалини у більшості випадків здійснюється у водному або у важкосередовищному середовищі, тому продукти збагачення містять воду в кількості від 30 до 90 % . Залежно від вмісту і виду вологи (води) розрізняють такі продукти збагачення:

– *пульпи (обводнені продукти)* – механічні суміші твердої речовини і рідини, що володіють текучістю. Пульпи містять більш 40 % усіх видів вологи;

– *мокри* – містять усі види вологи, але загальний її вміст не перевищує 40 % . До таких продуктів відносять зливи млинів і класифікаторів, флотаційні концентрати і відходи і т.п. Вони можуть

бути одержані після попереднього зневоднення обводнених продуктів;

– *вологі* – містять гігроскопічну, плівкову і декілька капілярної вологи. Загальний вміст вологи складає від 5 до 20 % . Таки продукти одержують звичайно після інтенсивного механічного зневоднення. При збереженні на повітрі ці продукти утрачають капілярну вологу внаслідок випару в навколишнє середовище;

– *повітряно-сухі* – містять тільки гігроскопічну, плівкову і капілярну вологу, що утримується в порах часток. Загальний вміст вологи не перевищує 5 % . При збереженні на повітрі ці продукти не змінюють своєї маси;

– *сухі* – містять тільки хімічно зв'язану вологу. Таки продукти можна одержати тільки при глибокої термічної сушці.

Для подальшої металургійної, хімічної переробки або транспортування вода з таких продуктів повинна бути віддалена одним з процесів зневоднення. Для зневоднення продуктів збагачення руд кольорових металів використовують *методи дренажування* (грохоти, елеватори), *згущення* (згущувачі, гідроциклони), *фільтрування* (вакуум-фільтри) і *термічного сушіння*(сушарки). Вибір методу зневоднення залежить від характеристики матеріалу (крупності, гранулометричного складу, вологості, густини пульпи) і необхідних кондицій на готову продукцію. Звичайно кондиції за вологістю не досягаються за одну операцію, тому процеси зневоднення здійснюються у декілька стадій і різними способами.

Зневоднення – процес віддалення води з корисної копалини або з продукту збагачення. Розрізняють процеси механічного і термічного зневоднення. До *механічного зневоднення* відносяться: дренажування, центрифугування, згущення і фільтрування, до *термічного* – сушку.

На механізм процесів зневоднення значний вплив діє енергія зв'язку рідини з матеріалом. Чим більш енергія зв'язку, тим важче відділити вологу від матеріалу. На цьому принципі базується класифікація видів вологи у продуктах збагачення:

– *гравітаційна* – заповнює проміжки між окремими частинками, удержується тільки силами взаємного притягнення молекул води і може вільно переміщуватись під дією сили ваги. Вміст гравітаційної

вологи може в багато разів перевищувати вміст твердої речовини. При зневодненні цей вид вологи віддаляється найбільш інтенсивно;

– *гігроскопічна* – удержується на поверхні часток в виді мономолекулярних плівок адсорбційними силами. Її вміст обумовлено рівновагою між пружністю парів води в навколишньої атмосфері і даному матеріалі;

– *плівкова* – удержується на поверхні часток силами молекулярного зчеплення у виді товстих плівок (у порівнянні з гігроскопічними). Вміст її обумовлюється ступенем змочування матеріалу водою. Ця волога, як і гігроскопічна, віддаляється тільки термічною сушкою;

– *капілярна* – заповнює частково або повністю дрібніші проміжки між частинками і удержується в порах силами капілярного тиску, віддаляється також термічною сушкою;

– *хімічно зв'язана* – входить безпосередньо у кристалеву решітку мінералів, термічною сушкою не віддаляється.

Дренування при зневодненні продуктів збагачення руд кольорових металів здійснюється в зневоднювальних елеваторах і грохотах.

Зневоднювальні елеватори застосовують у першій стадії зневоднення грудкових і зернистих продуктів. Зневоднення матеріалу відбувається при транспортуванні його з класифікаторів, багер-зумпфів, відсаджувальних машин, шлюзів.

Зневоднювальний елеватор (рис. 3.52) складається з двох тягових ланцюгів 1 з прикріпленими до них перфорованими ковшами 2.

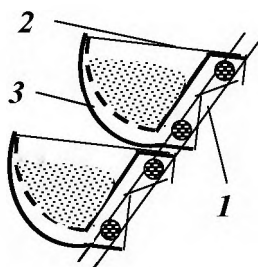


Рис. 3.52 – Схема ковшової стрічки зневоднювального елеватора.
1 – тяговий ланцюг; 2 – ківш; 3 – піддон.

При русі ланцюгів ковші у нижньої зірочки елеватору зачерпують матеріал і транспортують його до верхньої зірочки. Передня стінка ковша – перфорована, а бокові суцільні.

Процес зневоднення починається після того як навантажений ківш підніметься над рівнем води, що заповнює нижню частину елеватора. Довжина зони зневоднення повинна бути не менш 4 м по вертикалі. При русі ковшів вода проходить через отвори в їх стінках і стікає у кожух елеватору.

Зневоднювальні елеватори випускають двох типів: з розосередженим ЕО і з зосередженим кріпленням ковшів ЕОС. Для попередження стоку води з верхнього ковшу у нижній елеватори з розосередженим кріпленням ковшів встановлюють під кутом нахилу $60 - 70^\circ$, в елеваторах з зосередженим кріпленням ковшів, що встановлюють під кутом нахилу до 75° , передбачений піддон 3.

Ефективність зневоднення у елеваторах залежить від крупності продуктів, що зневоднюються, висоти зневоднювальної частини елеватору над рівнем води, швидкості переміщення ковшів і вмісту твердого у зливі. Кінцева вологість зневоднених продуктів складає від 10 до 25 %.

На *грохотах* (п. 3.1) зневоднюють матеріали різної крупності, а також шлами. Для цього використовуються грохоти різних конструкцій з рухомою і нерухомою поверхнею (ГТ, ГС, ГСТ, СДО). Процес відділення води відбувається при проходженні матеріалу по сити. При цьому на рухомих грохотах матеріал безперервно струшується і розпушується, тому процес зневоднення на них протікає інтенсивніше, чим на нерухомих. На зневоднювальних грохотах використовують щілинні сита з розміром щілин 0,25; 0,5; 0,75 і 1 мм. Розмір щілини сита вибирається залежно від крупності матеріалу, що зневоднюється. Процес зневоднення на грохотах можна розділити на два етапи. На першому етапі здійснюється попереднє зневоднення, що відбувається на 25 – 30 % просіюючої поверхні грохоту (по довжині). При цьому тверда фаза осаджується на поверхні сита, а основна маса води віддаляється через шар матеріалу і щілини сита. На другому етапі відбувається розпушування і згущення осаду, в результаті чого розриваються капіляри і капілярна волога віддаляється відносно легше. Позитивний вплив на якісні показники процесу оказує ополіскування чистою водою матеріалу, що переміщується по грохоту. При ополіскуванні волога зневодненого продукту знижується на 1 – 2 % за рахунок

відділення з поверхні продукту дрібних мулистих частинок, що утримують вологу.

При зневодненні на грохотах кінцева вологість продукту складає від 7 до 20 % і залежить від його крупності і фізичних властивостей, довжини сит, розміру їх отворів і інтенсивності струшувань матеріалу.

Згущення застосовується для зневоднення обводнених тонкозернистих продуктів (пульп, суспензій) осадженням твердої фази і відділенням рідкої фази в виді зливу. Процес згущення здійснюється в різних відстійниках, радіальних згущувачах і гідроциклонах. При згущенні пульп в відстійниках і радіальних згущувачах осадження частинок відбувається під дією сили ваги, при згущенні в гідроциклонах – під дією відцентрових сил. Метою згущення являється одержання кінцевого густого (згущеного) продукту і чистої рідкої фази (зливу).

Для згущення тонких продуктів на збагачувальних фабриках найбільше поширення одержали *радіальні згущувачі* (рис. 3.48) з центральним і периферичним приводом діаметром від 2,5 до 100 м.

Згущувачі на збагачувальних фабриках призначені для згущення різних пульп, що містять тверді частинки малої крупності (шлами). Крім того, у результаті згущення пульп здійснюється прояснення оборотної води, що дозволяє зменшити забір свіжої води з зовнішніх джерел водопостачання і запобігти забруднення рік і водоймів, а також утрат цінних компонентів.

Радіальний згущувач (рис. 3.53) складається з металевого (при малих діаметрах) або залізобетонного (при великих діаметрах) чану 1 з конічним днищем.

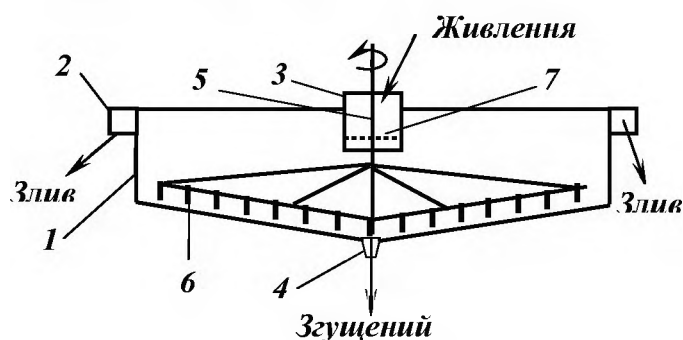


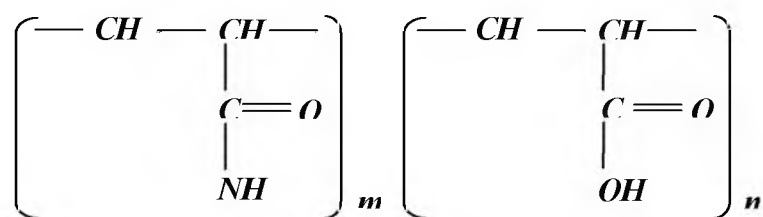
Рис. 3.53 – Схема радіального згущувача з центральним приводом.

- 1 – чан; 2 – зливний жолоб;
- 3 – завантажувальна лійка;
- 4 – розвантажувальна лійка згущеного продукту;
- 5 – центральний вал;
- 6 – рама з гребками; 7 – сітка.

Завантаження вихідної пульпи здійснюється через центральну завантажувальну лійку 3 з сіткою 7 для уловлювання випадкових крупних речей. В центрі чану на підшипниках обертається вал 5, на якому закріплена рама з гребками 6. Тверді частинки під дією сили власної ваги осаджуються на дно чану і гребками переміщуються до центра днища. В центрі конічного днища передбачена лійка 4, через яку розвантажується згущений продукт. Просвітлена вода переливається через зливний поріг у кільцевий жолоб 2 і далі у бак оборотної води або у басейн-сховище (при складному реагентному режимі флотації).

Швидкість осадження частинок у згущувачах дуже мала, тому що розміри частинок в основному не перевищують 0,5 мм. Для інтенсифікації процесу згущення у пульпу додають спеціальні реагенти – коагулянти і флокулянти (вапно, луги, сірчана кислота, крохмаль, алюмінат натрію, поліакриламід, поліоксиетілен та ін.). Реагенти сприяють злипанню дрібніших частинок в крупні агрегати, що швидко осаджуються.

Найбільш широке розповсюдження в практиці збагачення корисних копалин одержав *поліакриламід* – високомолекулярний, водорозчинний полімер з такою структурною формулою:



При застосуванні флокулянтів питомі продуктивності згущувачів значно збільшуються, так при витраті 20 – 40 г/т флокулянтів (поліакриламід, поліоксиетілену, «Метасу», «Комети» і ін.) швидкість осадження твердої фази збільшується в 40 – 60 разів. Крім того, питома навантаження і швидкість осадження залежать від змісту твердого у вихідному і згущеному продуктах.

Необхідний діаметр згущувача розраховують за питомою продуктивністю:

$$D = (4 Q / \pi q)^{0,5}, \text{ м.} \quad (3.39)$$

де F – необхідна площа згущення, м²; Q – продуктивність по твердому в продукті, що згущається, т/год; q – питома продуктивність згущувача, т/год·м².

При використанні для згущення пульп *гідроциклонів* (п. 3.1) чистий злив як правило не виділяється. При установці гідроциклонів перед згущувачами злив гідроциклонів являється живленням для радіальних згущувачів, а згущені продукти обох апаратів об'єднуються. В результаті виділення найбільш крупних класів у гідроциклоні умови роботи згущувача поліпшуються, а також зменшуються витрати флокулянту.

Ефективність процесу згущення залежить від мінерального і гранулометричного складу твердої фази, густини і форми частинок, вмісту твердого у вихідній пульпі і згущеному продукті, в'язкості, pH і температури пульпи, а також від конструктивних особливостей згущувальних апаратів [27].

Фільтрування застосовується для зневоднення дрібнозернистих пульп шляхом примусового відділення з них води через пористу перегородку. Тверді частинки, що затримуються перегородкою, називаються кеком або осадом, а вода, що пройшла через перегородку – фільтратом. Як фільтруючі перегородки використовують різні спеціальні тканини: бавовняні, вовняні, капронові, нейлонові і інші, а також металеві сітки з отворами 0,15 – 0,25 мм. Фільтрація, звичайно, є другою стадією зневоднення.

При фільтрації зневоднення твердої фази і віддалення фільтрату здійснюється створенням перепаду тиску по обидві сторони фільтруючої поверхні. В залежності від форми фільтруючої поверхні вакуум-фільтри підрозділяються на барабанні (з зовнішньою і внутрішньою фільтруючою поверхнею), дискові і стрічкові.

Дискові вакуум-фільтри (рис. 3.54) використовують на збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів крупністю до 0,2 мм.

Дисковий вакуум-фільтр складається з полого валу 1, розподільної головки 2, дисків 3 і ванни 4. Вал обертається в

підшипниках, що установлені у бокових стінках ванни. Усередині вал 1 полий, а по периферії розташовані ізольовані один від одного канали 5. В каналах є отвори для підключення до них секторів, з яких складаються диски. Число отворів на валу відповідає числу секторів. Кількість дисків на валу може бути від 2 до 12.

Вихідна пульпа поступає між дисками у ванну. Фільтруюча поверхня створюється боковими стінками дисків. В зоні фільтрування сектори дисків через розподільну головку підключені до вакуум-насосу. Під дією вакууму вода проходить скрізь отвори фільтрувальної тканини і осад, попадає через відповідні канали валу в розподільну головку і далі у ресивер. При виході з пульпи сектори попадають у зону просушування, де вода з осаду витісняється повітрям. В «мертвих» зонах здійснюється зміна вакууму на стиснене повітря або навпаки. У зоні віддувки осад відділяється від фільтрувальної тканини стисненим повітрям і шкребками 6, а також тканина продувається повітрям і підготовлюється до наступного циклу фільтрування.

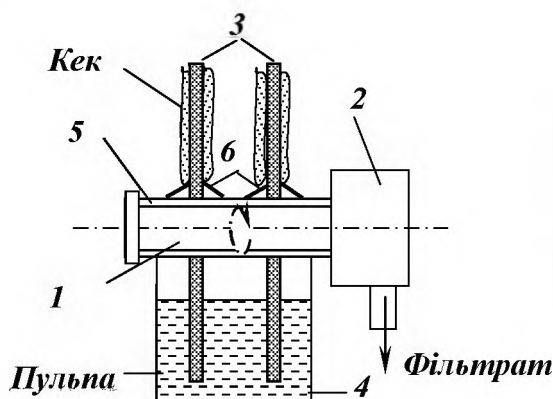


Рис. 3.54 – Схема дискового вакуум-фільтра.

1 – полий вал; 2 – розподільна головка; 3 – диски; 4 – ванна; 5 – канали; 6 – шкребки.

Дискові вакуум-фільтри в порівнянні з фільтрами інших конструкцій мають більшу продуктивність і меншу металоємність, зручніше в експлуатації і ремонті.

Барабанні вакуум-фільтри з зовнішньою фільтруючою поверхнею (рис. 3.55) встановлюють у тих випадках, коли необхідно зниження вологості зневодненого матеріалу (кеку) на 2 – 3 % (в порівнянні з дисковими фільтрами), а також при надходженні на фільтр зернистого матеріалу, що не утримується на фільтруючій поверхні дисків.

Барабанний вакуум-фільтр з зовнішньою фільтруючою поверхнею складається з барабану 1, порожнистих цапф 2, розподільних головок 3, ванни 4. Вертикальна перегородка 5 ділить барабан на дві ізольовані одна від одної половини. Внутрішня порожнина барабану в радіальному напрямку розділена на секції, кожна з яких з'єднана трубами з розподільною головкою.

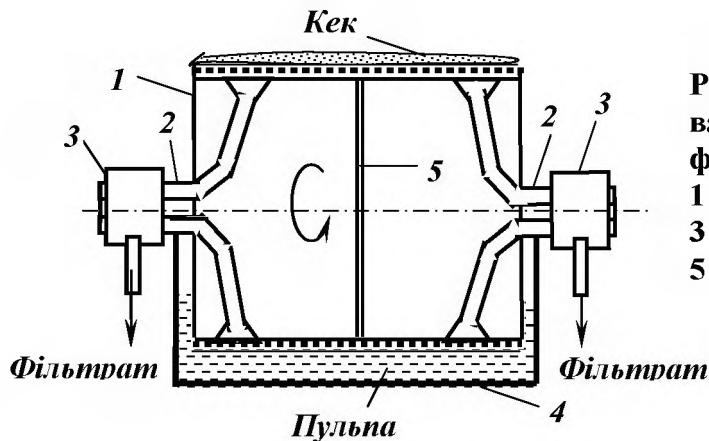


Рис. 3.55 – Схема барабанного вакуум-фільтра з зовнішньою фільтруючою поверхнею.

1 – барабан; 2 – порожнисті цапфи; 3 – розподільні головки; 4 – ванна; 5 – перегородка.

Фільтруюча тканина на поверхні барабану закріплюється сталевим дротом. Процес фільтрування проходить в описаному порядку.

При фільтруванні зернистих рудних концентратів, що швидко осаджуються і містять не більш 60–70 % класу $-0,074$ мм (напр., апатитові, фосфоритові концентрати), застосовуються барабанні вакуум-фільтри з внутрішньою фільтруючою поверхнею.

Барабанний вакуум-фільтр з внутрішньою фільтруючою поверхнею (рис. 3.56) складається з суцільного барабану 1, що обертається на роликах 2.

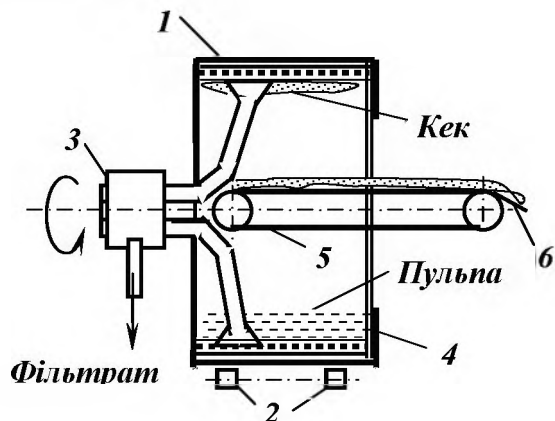


Рис. 3.56 – Схема барабанного вакуум-фільтра з внутрішньою фільтруючою поверхнею.

1 – барабан; 2 – опорні ролики; 3 – розподільна головка; 4 – кільцевий поріг; 5 – стрічковий конвеєр; 6 – шкребок.

Середина барабану – циліндрична поверхня обтягнута фільтруючою тканиною, яка прикріплюється до барабану планками. Між фільтруючою поверхнею і барабаном передбачені порожнини, що з'єднуються з розподільною головкою 3 трубами. Один кінець барабану підключений до розподільної головки, а другий – відкритий має кільцевий поріг 4. Кек, що утворюється у процесі фільтрування під дією сил ваги падає на стрічковий конвеєр 5 і знімається зі стрічки шкребком 6.

Стрічкові вакуум-фільтри застосовують для фільтрування грубозернистих пульп (крупністю до 3 мм), частинки яких не утримуються на обертових поверхнях дискових і барабанних фільтрів (напр., при зневодненні згущених грубозернистих шламів).

Стрічковий вакуум-фільтр (рис. 3.57) складається з приводного 1 і натяжного 6 барабанів, вакуум-камери 2, гумовотканинної стрічки 5, живильного лотка 4 і бортів 3.

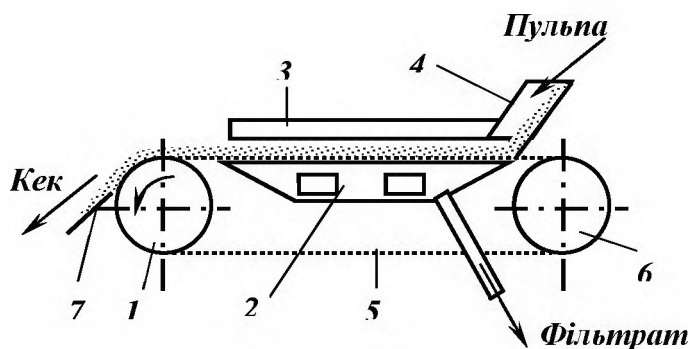


Рис. 3.57 – Схема стрічкового вакуум-фільтра.

- 1 – приводний барабан;
- 2 – вакуумна камера;
- 3 – борта;
- 4 – живильний лоток;
- 5 – гумовотканинна стрічка;
- 6 – натяжний барабан;
- 7 – шкребок.

Фільтрувальна тканина закріплюється на гумовотканинної стрічки гумовими шнурами. У стрічці передбачені отвори, які з'єднують підтканинний простір стрічки з вікнами золотникової решітки вакуум-камери. Під робочою (верхньою) частиною стрічки розташована вакуумна камера, що патрубками з'єднана з колектором для відводу фільтрату.

Вихідний матеріал по живильному лотку подають на поверхню фільтрувальної тканини. Під дією розрядження вода проходить через фільтрувальну тканину і отвори в стрічці у вакуумну камеру. При русі стрічки над вакуумною камерою осад зневоднюється, сушиться і знімається зі стрічки при сході її з приводного барабану шкребком 7.

На ефективність роботи фільтрів роблять вплив такі фактори як вміст твердого у вихідній пульпи, крупність твердої фази, різність

тисків по обидві сторони фільтруючої перегородці, частота обертання робочого органу фільтру та ін. Залежно від цих факторів вологість осадів коливається від 10 до 25 %. Питома продуктивність фільтра і вологість осаду збільшуються при збільшенні змісту твердої фази в живленні і збільшенні швидкості руху робочого органу (дисків, барабана, стрічки) і навпаки. Збільшення в живленні змісту тонких класів ($-0,05$ мм) приводить до зниження питомої продуктивності і підвищенню вологості осаду. До таких же результатів приводить і зменшення вакууму. Додавка флокулянта підвищує продуктивність фільтра, однак при великих витратах флокулянта підвищується вологість кека.

Продуктивність фільтрів визначається по формулі:

$$Q = q F, \text{ т/год}, \quad (3.40)$$

де q – питома продуктивність фільтра, т/год·м²; F – площа фільтрування, м².

Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю кеку.

Термічна сушка є кінцевою стадією зневоднення дрібних і тонких продуктів збагачення до кондиційних вимог, тому що механічні способи зневоднення (згущення, фільтрування) не дозволяють довести вміст вологи в цих продуктах до кондиційного.

Для сушіння продуктів збагачення застосовуються головним чином барабанні сушарки, труби-сушарки і сушарки киплячого шару.

Найбільше часто на збагачувальних фабриках використовуються *барабанні сушарки* (рис. 3.58), тому що вони можуть бути застосовані для сушіння будь-яких матеріалів незалежно від їх крупності (до 250 - 300 мм) і початкової вологості.

Для сушіння матеріал по завантажувальному лотку 2 подається у обертальний барабан 3, що спирається на катки 4. У середині барабану установлюють різної форми насадки для кращого контакту матеріалу з гарячим газами. Гарячі димові газу поступають у барабан

із топки 1 і рухаються в тому ж напрямку, що й матеріал. Переміщення матеріалу забезпечується обертанням барабану і його нахилом під кутом 3 - 5° до горизонту. Вологий матеріал при русі розпушується, перемішується насадками і висушується від зіткнення з гарячими газами і нагрітою внутрішньою поверхнею барабану. Сухий матеріал видається з барабану через розвантажувальну камеру 5. Відпрацьовані димові гази поступають в систему пиловловлення і після очищення викидаються у атмосферу.

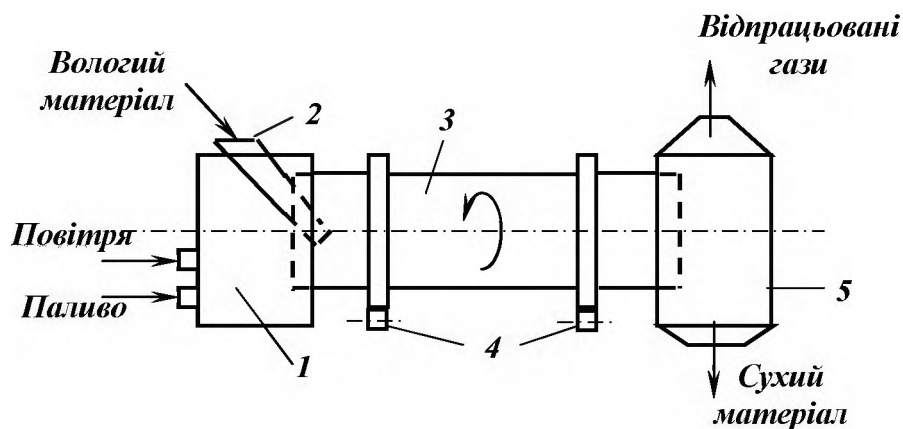


Рис. 3.58 – Схема барабанної сушарки.

1- топка; 2 – завантажувальний лоток; 3 – барабан; 4 – катки;
5 – розвантажувальна камера.

До достоїнств барабанних сушарок варто віднести: велику продуктивність, високу економічність у відношенні витрати тепла і електроенергії, надійність у роботі, простоту конструкції і зручність експлуатації. Недоліки сушарок складаються в їхній громіздкості, високих капітальних витратах, кришенні матеріалу при сушінні, тривалому контакті матеріалу з тепловим агентом (до 40 хв.), забрудненні продуктів золою з топки (0,2 – 0,7 %), налипанні вологого матеріалу на внутрішню поверхню і насадки барабана.

Барабанні сушарки, як правило, використовуються на збагачувальних фабриках великої продуктивності.

Труби-сушарки застосовують для сушіння дрібних (до 13 – 15 мм) матеріалів, що не злипаються. Найбільше часто труби-сушарки використовують для сушіння дрібних продуктів вуглезбагачення і значно рідше для сушіння продуктів кольорової металургії і хімічної промисловості.

Труба-сушарка (рис. 3.59) складається з пристрою подачі гарячих газів 1, живильника 2, прямолінійної ділянки труби постійного перетину 3 і розвантажувальних апаратів 4.

Труби-сушарки мають діаметр 0,9 і 1,1 м при довжині 12 – 42 м. Через ці труби знизу уверх з пристрою 1 проходить гарячий газ, який захоплює частинки матеріалу, що подається у трубу-сушарку живильником 2. Швидкість руху газів в трубі 3 повинна бути вище швидкості зависання найбільш крупних частинок матеріалу. Поток гарячих газів матеріал сушиться і транспортується у циклон 4 (або інший апарат), де він осаджується і розвантажується на конвеєр. Крупні частинки, що не можуть бути захоплені газовим потоком (провал), осаджуються у нижньої ділянки труби і за допомогою шнекових затворів періодично розвантажуються на конвеєр.

Труби-сушарки забезпечують здійснення процесу сушіння матеріалу в зваженому стані і пневмотранспорт його до системи пиловловлення.

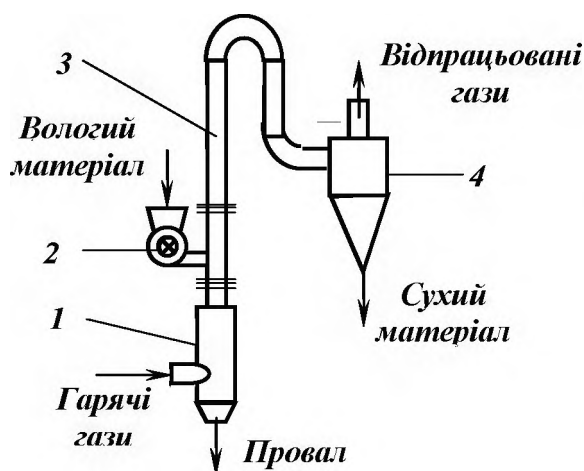


Рис. 3.59 – Схема труби-сушарки. 1 – пристрій подачі гарячих газів; 2 – живильник; 3 – вертикальна ділянка труби-сушарки; 4 – розвантажувальний апарат.

У трубах-сушарках відбувається інтенсивна передача тепла від газів до зважених частинок – час контакту складає 5 – 10 с, а напруженість по волозі, що випаровується, у 8 – 10 разів більше, ніж у барабанних сушарках. Переваги сушіння матеріалів у зваженому стані – простота конструкції сушарки, порівняно невисокі капітальні витрати і велика швидкість сушіння. Однак цей процес характеризується великим винесенням пилу і підвищеною витратою електроенергії.

Сушарки киплячого шару на збагачувальних фабриках застосовуються обмежено. Цей процес може застосовуватися для порівняно дрібнозернистої сировини рівномірної крупності.

Сушарка киплячого шару (рис. 3.60) представляє собою вертикальну шахту, що розділена по висоті горизонтальною решіткою 3 на дві камери: нижню 1 і верхню 2. Через нижню камеру, до якої примикає топка, у сушарку подаються гарячі гази. Верхня камера обладнана завантажувальним 4 і розвантажувальним 5 пристроями.

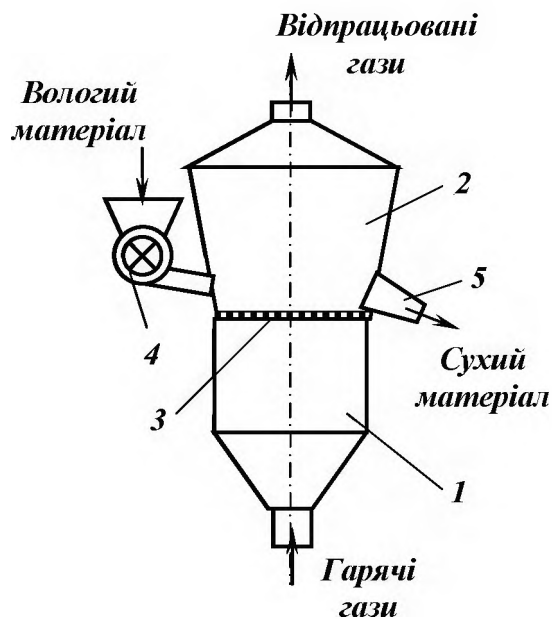


Рис. 3.60 – Схема сушарки киплячого шару.

- 1 – нижня камера;
- 2 – верхня камера; 3 – решітка;
- 4 – завантажувальний пристрій;
- 5 – розвантажувальний пристрій.

Сутність цього способу полягає у тому, що вихідний матеріал на розподільній решітці потоками газу приводиться у псевдозріджений стан. Швидкість потоку газу скрізь решітку підбирається такою, щоб матеріал на решітці був у завислому «киплячому» стані. Висота киплячого шару складає 0,30 – 0,45 м. При проходженні димових газів скрізь киплячий шар з поверхні частинок випарюється волога. Сухий матеріал розвантажується через патрубок, що розташований над решіткою. Відпрацьовані гази сумісно з випареною вологою після проходження через систему пиловловлювання викидаються у атмосферу.

У сушарках киплячого шару досягається значна інтенсивність сушіння і створюється можливість регулювання часу перебування матеріалу на решітці.

Тривалість сушіння тут більше, ніж у трубах-сушарках, що дає можливість здійснити більш глибоке і рівномірне сушіння матеріалу. Недоліком є значна витрата електроенергії, необхідна для створення високих тисків сушильного агента (2 – 6 кПа).

Технологічний розрахунок барабанних сушарок полягає у визначенні їх необхідного сумарного об'єму:

$$V = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^3, \quad (3.41)$$

де V – загальний обсяг сушарок, м^3 ; Q – продуктивність по вихідному матеріалу, кг/год ; R_1 і R_2 – розрідженість вихідного і висушеного матеріалів, $\text{м}^3/\text{т}$; w – напруженість сушарки по випареній волозі, $\text{кг/год}\cdot\text{м}^3$.

Сумарний об'єм труб-сушарок також визначають з використанням формули (3.41), після чого задаються висотою сушарки ($H = 20 - 25$ м) і обчислюють її діаметр:

$$D = [4V_{\text{заг}}/(\pi H)]^{0.5}, \text{ м}. \quad (3.42)$$

Необхідну площу решіт сушарки киплячого шару визначають як:

$$F = Q (R_1 - R_2) / w, \text{ м}^2, \quad (3.43)$$

де w – напруженість сушарки киплячого шару по випареній волозі, $\text{кг/год}\cdot\text{м}^2$.

За сумарним об'ємом або площею вибирають необхідне число сушильних апаратів.

Інтенсифікувати процес сушіння і підвищити ефективність роботи сушильних апаратів можливо підвищенням температур і швидкостей руху сушильного агента, а також максимальною герметизацією сушильних трактів з метою виключення підсосів повітря.

Інтенсивним *пилоутворенням* на багатьох збагачувальних фабриках, особливо на фабриках з сухими методами збагачення, супроводжуються майже усі операції переробки корисних копалин.

Джерелом утворення промислового пилу на збагачувальних фабриках являються дрібніші мінеральні частинки, що містяться у корисної копалині, а також утворюються при її дробленні і сухому подрібненні.

Пил, що міститься у повітрі промислових приміщень, оказує шкідливий вплив на здоров'я робітників, а також на механічний стан обладнання. При попаданні пилу між третювими деталями збільшується їх знос; скупчення пилу схильного до самозаймання може привести до пожегу і вибуху. Вибухонебезпечність пилу залежить від характеру твердої речовини і крупності пилу, від концентрації пилу у повітрі, наявності вільного кисню та інших факторів. До вибухонебезпечного пилу відноситься вугільний, сульфідний і сірчаний. Крім того, пил знижує ефективність розділення корисних копалин тому що рівномірно розподіляється між концентратом і відходами.

Вплив пилу на здоров'я людей залежить від його дисперсності, фізико-хімічних властивостей і характеру дії на організм. За фізико-хімічних властивостей пил розділяють на токсичний і нейтральний. До першої групи відноситься пил свинцевих, ртутних, миш'якових, радіоактивних та деяких інших руд. Цей пил має загальнотоксичну дію і при попаданні у організм руйнує його. При вдиханні повітря забрудненого нейтральним пилом він проникає у слизисті тканини дихальних шляхів і викликає важкі хронічні захворювання: кварцовий пил – силікоз, вугільний – антракоз, азбестовий – азбестоз.

Зниження пилоутворення може бути досягнуто в результаті здійснення комплексу таких заходів:

- попереднє знепилення корисних копалин;
- усунення великих перепадів при транспортуванні корисних копалин;
- зволоження корисних копалин у допустимих межах;
- локалізація міст утворення пилу і відсмоктування з цих міст повітря;
- усунення міст підвищеного пилоутворення, а при їх наявності ретельна ізоляція.

Знепилення і пиловловлювання здійснюється в апаратах різної конструкції, ефективність роботи яких оцінюється показником

ступеня пиловловлювання (знепилення) E , що виражається відношенням кількості вловленого пилу до його кількості у вихідному продукті:

$$E = (\gamma_{вих} - \gamma_{оч}) \cdot 100 / \gamma_{вих}, \quad (3.44)$$

де $\gamma_{вих}$ – вміст пилу у повітрі, що поступає на очищення, мг/м³; $\gamma_{оч}$ – вміст пилу у повітрі після очищення, мг/м³.

Продукти збагачення звичайно знепилюють двома способами: мокрим (на грохотах і у гідроциклонах) і сухим (у повітряних класифікаторах).

Мокре знепилення (знешламлення) практично не відрізняється від підготовчих процесів на грохотах і у гідроциклонах. Основна особистість знешламлення на грохотах – використання сит з відносно дрібними отворами.

Сухе знепилення в повітряних класифікаторах – знепилювачах здійснюється повітряним струменем, що пропускається скрізь шар рухомого матеріалу. При цьому повітряний потік захоплює дрібні частинки і відносить їх до системи пиловловлення. Крупні частинки, що випадають з повітряного потоку, направляються у збірник знепиленого продукту.

Для очищення запиленого повітря і газу на збагачувальних фабриках застосовують механічні і електричні способи пиловловлення. До механічних відносяться способи, що використовують силу ваги (пилоосаджувальні камери), відцентрову силу (циклони і батарейні циклони), фільтрування через пористу перегородку (рукавні фільтри) і зрошення запиленого повітря водою (мокрі пиловловлювачі). При необхідності ретельного очищення великого об'єму газів, що містять тонкодисперсний коштовний або токсичний пил, а також для очищення повітря вентиляційних установок застосовують електрофільтри.

Вибір способу пиловловлення залежить від властивостей і кошовності пилу, що вловлюється, необхідного ступеня очищення, температури повітря або газу, що очищується і т.п.

Крім технологічних процесів для нормального функціонування збагачувальної фабрики повинні бути передбачені *процеси виробничого обслуговування*: внутрішньоцеховий транспорт корисної копалини і продуктів її переробки, постачання фабрики водою і електроенергією, технологічний контроль якості сировини і продуктів переробки.

Контрольні запитання

- 1. Яке основне призначення процесів дроблення і подрібнення при збагаченні руд кольорових металів?*
- 2. Назвіть основні вимоги щодо крупності дроблення і подрібнення.*
- 3. Назвіть стадії дроблення і подрібнення.*
- 4. Опишіть конструкції і принцип дії дробарок і млинів.*
- 5. Яке призначення процесів грохочення і гідравлічної класифікації?*
- 6. Опишіть конструкції і принцип дії грохотів і гідравлічних класифікаторів.*
- 7. Яке призначення процесу промивки?*
- 8. Опишіть конструкції і принцип дії промивних машин.*
- 9. Назвіть основні розділові властивості мінералів при збагаченні руд кольорових металів.*
- 10. Опишіть конструкції і принцип дії обладнання гравітаційних процесів.*
- 11. Опишіть конструкції і принцип дії магнітних сепараторів.*
- 12. Що є кількісною оцінкою змочуваності мінеральної поверхні?*
- 13. Назвіть вимоги до флотаційних машин.*
- 14. Опишіть конструкції і принцип дії флотаційних машин.*
- 15. Яке призначення процесів зневоднення продуктів збагачення корисних копалин?*
- 16. Назвіть види вологи?*
- 17. Які процеси зневоднення застосовуються в схемах переробки руд корисних копалин?*
- 18. Опишіть процеси механічного зневоднення продуктів збагачення.*
- 19. Опишіть процес термічної сушки.*
- 20. Яке призначення процесів знезилення і тилловлення?*
- 21. Назвіть шкідливі наслідки пилу для обладнання і людини.*

4 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ МІДНИХ І МІДНО-ПРИТНИХ РУД

4.1 Основні властивості і галузі застосування міді

Мідь – хімічний елемент I групи Періодичної системи Д.І. Менделєєва з атомним номером 29 і атомною масою 63,546. Кристалічна решітка – гранецентрований куб з ребром $3,6 \cdot 10^{-10}$ м. Атомний радіус $1,28 \cdot 10^{-10}$ м, іонний радіус одновалентної міді $0,96 \cdot 10^{-10}$ м, двохвалентної $0,8 \cdot 10^{-10}$ м. Має електронну структуру $1s^2 2s^2 2p^6 3s^2 3p^6 3d^{10} 4s^1$ і відноситься до *s*-елементів з числом вільних орбіталей 7 і числом валентних електронів 1. Присутність на передостанньому шарі десяти *d*-електронів і на зовнішньої оболонці атома одного *s*-електрона забезпечує наявність трьох ступенів окислення міді. Сполуки трьохвалентної міді, напр., Cu_2O_3 , являються сильними окислювачами. Мідь утворює ряд одновалентних сполук, однак для неї більш характерний двохвалентний стан. Густина міді при 20 °С складає 8940 кг/м^3 , температура плавлення 1083 °С, температура кипіння 2600 °С. Найбільш важливими властивостями міді, які забезпечують її широке використання, є висока теплопровідність [$394,28 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$ при 20 °С] і малий електричний опір ($1,68 \cdot 10^{-8} \text{ Ом}\cdot\text{м}$ при 20 °С). Вона є найкращим провідником після срібла. Мідь немагнітна, її атомна магнітна сприйнятливність дорівнює $5,27 \cdot 10^{-6}$.

Невеликі домішки фосфору, миш'яку, сурми і алюмінію знижують теплопровідність міді, домішки вісмуту і свинцю роблять мідь ламкою, а домішка сірки – крихкою на холоді. Багато елементів, які утворюють тверді суміші з міддю, знижують її електропровідність.

Хімічна активність міді слабка. При кімнатної температурі в присутності вологи і вуглекислого газу поверхня міді покривається плівкою лужного карбонату, який охороняє її від подальшого окислення. При нагріванні до 102 К мідь на поверхні окислюється до CuO , а при нагріванні до 827 К у поверхневому шарі утворюється CuO , а у внутрішньому – Cu_2O . Нормальний електричний потенціал міді для реакції $\text{Cu}^{+2} + 2e \rightarrow \text{Cu}$ дорівнює + 0,34 В, а для реакції $\text{Cu}^+ + e \rightarrow \text{Cu}$ дорівнює + 0,52 В, тому вона витісняється з розчинів більш електро-

негативними елементами, що використовується у процесі цементації міді з промислових розчинів. Мідь характеризується високими пластичністю, хімічною стійкістю, електропровідністю і теплопровідністю. Ці властивості обумовили її широке використання у техніці. Близько 50 % міді використовується в електротехнічній промисловості для виробництва кабелів, проводів, шин і т.п. Із міді виготовляють деталі холодильників, теплообмінників, вакуумній апаратури. До 40 % міді використовується в виді різних сплавів, основними з яких являються латунь (сплави з цинком), бронза (сплави з оловом), мельхіор (сплав з нікелем). Мідь використовується також для виробництва сульфату міді, мінеральних пігментів і добрив, як художній матеріал.

4.2 Мідні руди і мінерали

Мідні руди поділяються на сульфідні (вміст окислів міді до 15 %), змішані (вміст окислів міді до 50...75 %) і окислені (вміст окислів міді більше 50...75 %). За текстурними особливостями руди, що містять мідь, підрозділяються на масивні або суцільні і вкраплені. В первинних рудах більшості промислових родовищ мідь присутня в сульфідній формі. До промислових відносяться руди, які містять більше 0,3 % міді, яка на 85...90 % представлена сульфідними мінералами. В зонах окислення мідь представлена карбонатами, силікатами, сульфатами, окислами і іншими сполуками. Незмінним супутником сульфідів міді є сульфіди заліза. Характеристика найбільше розповсюджених мінералів міді і заліза, які містяться у мідьвмісних рудах наведена в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Характеристика основних мінералів міді і заліза

Мінерал	Хімічна формула	Вміст, %		Густина, кг/м ³	Твердість
		Cu	Fe		
<i>Первинні сульфідні</i>					
Халькопірит	CuFeS ₂	34,6	32,4	4200	3,0–4,0
<i>Вторинні сульфідні</i>					
Халькозин	Cu ₂ S	79,8	–	5650	3,0–3,5

Ковелін	CuS	64,5	0,2	4650	2,0–2,5
Борніт	Cu ₅ FeS ₄	63,3	11,0	4900	3,0
Кубаніт	CuFe ₂ S ₃	23,4	41,1	4100	3,5
Енаргіт	Cu ₃ AsS ₄	47,7	–	4550	3,5
<i>Бляклі руди (сульфосоли)</i>					
Тетраедрит	Cu ₁₂ Sb ₄ S ₁₂	48,0	–	4750	3,0–4,0
Тенантит	Cu ₁₂ As ₄ S ₁₂	48,0	–	4750	3,5
<i>Оксиди</i>					
Куприт	Cu ₂ O	88,8	–	6000	3,5–4,0
Тенорит	CuO	79,9	–	6100	3,5–4,0
<i>Карбонати</i>					
Малахіт	Cu ₂ (CO ₃)(OH) ₂	57,4	–	4000	3,5–4,0
Азурит	Cu ₃ (CO ₃) ₂ (OH) ₂	55,3	–	3800	3,5–4,0
<i>Силікати</i>					
Хризосола	CuSiO ₃ ·nH ₂ O	до 45,0	–	2150	2,0–4,0
<i>Сульфати</i>					
Халькантит	CuSO ₄ ·5H ₂ O	31,8	–	2300	3,0
Брошантит	Cu ₄ (SO ₄)(OH) ₆	34,8	–	3850	3,5–4,0
<i>Мінерали заліза</i>					
Пірит	FeS ₂	–	46,5	5150	6,0–6,5
Марказит	FeS ₂	–	46,5	4750	5,0–6,0
Піротин	Fe ₇ S ₈	–	60,5	4650	4,0
Арсенопірит	FeAsS	–	31,5	6050	5,5–6,0

Як самостійний мінерал в родовищах зустрічається самородна мідь (вміст міді 97...99 %).

Самим розповсюдженим сульфідним мінералом в сульфідних рудах є пірит FeS₂. Крім піриту в мідно-колчеданних рудах зустрічаються марказит FeS₂ (поліморфна форма піриту), піротин Fe₇S₈ і арсенопірит FeAsS.

Породні мінерали залежно від генезису родовища можуть бути представлені різними співвідношеннями кварцу, польових шпатів, серицитових і хлоритових сланців, охристо-глинистого матеріалу, кальциту і деяких інших мінералів.

Залежно від мінерального складу, крупності мінералів, характеру вкраплення цінних мінералів і мінералів пустої породи, форми рудного тіла і його генезису промислові родовища міді діляться на 6 генетичних груп: магматичні, карбонатитові, скарнові, гідротермальні, колчеданні і стратиформні.

Магматичні родовища представлені мідно-нікелевими і мідно-ванадієвими комплексними рудами, які крім міді (вміст 1...2 %) містять нікель, залізо, ванадій, титан, фосфор, кобальт, золото, платину, розсіяні елементи. Нерудні мінерали представлені головним чином плагіоклазом і піроксеном.

Карбонатитові мідні руди дуже рідкі, в них крім міді міститься магнетит, а породи представлені карбонатами, олівіном, апатитом.

Скарнові мідні руди – комплексні, в них присутні молібден, кобальт, вісмут, селен, телур, залізо, свинець, сурма, миш'як, нікель, олово, вольфрам. Сульфідні мінерали в цих рудах мають нерівномірне вкраплення і асоційовані з епідотом, кварцом, кальцитом.

До *гідротермальних* відносяться родовища *мідно-порфірові*, *кварц-сульфідні* і *самородної міді*.

Мідно-порфірові руди займають перше місце за запасами і видобутком міді (близько 40 % світового видобутку міді). Висока промислова цінність цих руд визначається великими розмірами рудних тіл, неглибоким їх заляганням, рівномірним розподілом металу. Вміст міді в мідно-порфірових рудах коливається в межах 0,4...1,2 %. Рудні мінерали – малахіт, азурит, куприт, брошантит, хризокола, халькозин, пірит. Іноді в рудах присутні магнетит, сфалерит, борніт, галеніт, гематит.

В *кварц-сульфідних* або *жильних* родовищах рудні мінерали представлені магнетитом, халькопіритом і іноді молібденітом, а нерудні – кальцитом, кварцом, серицитом і хлоритом, а також іноді баритом і флюоритом. Для цих руд характерна жильна, прожилкова і вкраплена текстура. Залягають вони на глибини 30...40 м, вміст окислених руд не перевищує 5 % всіх кварц-сульфідних руд. Кварц-сульфідні руди мають другорядне значення. Родовища *самородної міді* звичайно утворюються в зоні окислення деяких мідно-сульфідних родовищ разом з окисленими мінералами міді – купритом, малахітом і азуритом. Самородна мідь може також зустрічатися

в мідистих піщаниках і сланцях. Родовища самородної міді самостійного значення не мають.

Мідно-колчеданні родовища характеризуються великою різноманітністю форм, розмірів і типів взаємовідношень рудних і породних мінералів. Головний рудний мінерал – пірит, містяться також халькопірит, сфалерит, іноді піротин, галеніт, борніт, халькозин, арсенопірит. Нерудні мінерали – серицит, хлорит, кварц, а також барит, кальцит і сидерит. У відповідності до мінерального складу колчеданні руди підрозділяються на мідні і мідні-цинкові, поліметалічні і сірчані. В сірчано-колчеданних рудах основне значення має сірка, а мідь, свинець, цинк – підлегле.

Стратиформні родовища представлені мідистими піщаниками і сланцями. Мідисті піщаники і сланці є другим крупним джерелом одержання міді (біля 30 % всіх запасів міді) після руд мідно-порфірового типу. Основним мідним мінералом цих руд являється халькозин, а також борніт і халькопірит, іноді присутні ковелін, самородна мідь. В виді домішок можуть бути присутніми свинець, цинк, срібло, кобальт і ін.

За текстурними особливостями мідні руди підрозділяються на *суцільні або масивні і вкраплені*.

Суцільні сульфідні мідно-піритні руди, звичайно багатіші за вкраплених, характеризуються високим вмістом сірки (до 90...95 %), яка представлена піритом в зрощенні з сульфідами міді і цинку. Співвідношення міді, цинку і сірки в суцільних мідно-колчеданних рудах досягає 1:1:20. Залежно від вмісту міді руди підрозділяються на багаті (вміст міді більше 2 %), середні (вміст міді 0,8...2 %), бідні (вміст міді 0,3...0,8 %) і забалансові (вміст міді менше 0,3 %). Мідь в таких рудах представлена головним чином халькопіритом. У зонах вторинного збагачення родовищ цих руд значна частина міді може бути представлена вторинними сульфідами – ковеліном, халькозином, борнітом і сульфосолями – енаргітом, тетраедритом і тенантитом. Досить часто руди містять у промислових кількостях благородні метали, які зв'язані в основному з піритом і халькопіритом, значно рідше – з піротином. Мінерали породи суцільних мідно-піритних руд знаходяться у виді окремих включень і прожилків, вміст їх не перевищує 30 %.

Основні запаси міді зосереджені у вкраплених рудах. Найбільш розповсюдженими є мідно-порфірові руди і мідисті піщаники. Мідно-порфірові руди звичайно містять халькопірит і пірит, а як цінні супутні компоненти – молібден і золото. Мідисті піщаники, як правило, мають незначний вміст піриту, а мідні мінерали в них часто представлені халькозином і борнітом, що дозволяє при їхньому збагаченні отримувати концентрати з високим вмістом міді. У мідистих піщаниках срібло зв'язане з халькозином і у меншому ступені з борнітом.

4.3 Вимоги до концентратів

Вимоги до отриманих при збагаченні мідних і піритних концентратів визначаються у залежності від типу руди і прийнятого методу їхньої металургійної переробки. Так, у мідних концентратах різних марок (табл. 4.2) вміст міді складає від 12 до 40 % при допустимому вмісті в них цинку 2...11 % і свинцю – 2, 5...9 %. У піритних концентратах (табл. 4.3) вміст сірки коливається від 38 до 50 % при сумарному вмісті в них свинцю і цинку не більше 1 %. Таки піритні концентрати являються сировиною для сірчаноокислої або інших галузей хімічної промисловості, а золотовмісний піритний концентрат є джерелом додаткового одержання золота.

Таблиця 4.2 – Технічні вимоги до мідних концентратів за ОСТ 48-77-74

Марка	Вміст, %			Марка	Вміст, %		
	Cu, не менш	Домішки, не біл			Cu, не менш	Домішки, не біл	
		Zn	Pb			Zn	Pb
КМ-0	40	2	2,5	КМ-5	20	10	8,0
КМ-1	35	2	3,0	КМ-6	18	11	9,0
КМ-2	30	3	4,5	КМ-7	15	11	9,0
КМ-3	25	5	5,0	ППМ	12	11	9,0
КМ-4	23	10	7,0				

Примітки. 1. Вміст молібдену в мідному концентраті не повинен перевищувати 0,12 %, вологи не більше 13 % (без сушки).

2. Вміст золота і срібла не нормується.

3. ППМ - мідний промпродукт.

Таблиця 4.3 – Технічні вимоги до піритних концентратів за ГОСТ 444-75

Марка	Вміст, %		
	S, не менше	Домішки, не більше	
		Pb і Zn	W_t^r
КСФ-0	50	<i>Не нормується</i>	3
КСФ-1	48		3
КСФ-2	45	1	3
КСФ-3	42	1	3
КСФ-4	38	1	3

Реагентні режими і схеми флотаційного збагачення мідних руд, які забезпечують отримання кондиційних концентратів, залежать від їхнього речовинного складу і визначаються у першу чергу співвідношенням мінеральних форм міді і заліза, вмістом піриту і ступенем його активації, ступенем окислення сульфідів міді, складом породи, кількістю розчинних солей і шламів та інших факторів, що визначають поверхневі властивості і флотованість мінералів, які розділяються при селективної флотації.

4.4 Флотаційні властивості мінералів міді і заліза

Сульфідні мінерали міді добре флотують сульфгідрильними збирачами у досить широкому діапазоні рН, тому що вони володіють високою здібністю до сорбції, яка залежить від ступеня окислення сульфідної поверхні і вмісту міді. За флотованістю ксантогенатами мідні мінерали можна розташувати у такий послідовності: халькопірит–борніт–ковелін–халькозин.

Свіжеоголена і чиста сульфідна поверхня мідних мінералів володіє деякою гідрофобністю, що сприяє закріпленню на неї збирача. Однак окислення поверхні сульфідних мінералів відбувається швидко, особливо при подрібненні. При окисленні флотованість сульфідів

різко знижується у результаті утворення на поверхні мінералів важкорозчинних окисних сполук, які перешкоджають сорбції збирача.

Найбільш розповсюдженими сульфгідрильними збирачами при флотації сульфідних мінералів міді являються ксантогенати, ефективність дії яких залежить від довжини вуглеводневого радикалу. Усі сульфіди міді також добре флотуються дітіофосфатами, дітіокарбонатами, меркаптанами.

Найбільш ефективними депресорами халькопіриту являються ціаніди, які застосовуються при розділенні мідно-свинцевих і мідно-нікелевих концентратів. При цьому дія ціаніду, як депресора, залежить від рН середовища і типу застосованого збирача. Значно гірше депресуються ціанідами вторинні сульфіди міді, що пояснюється їх доброю розчинністю в ціанистих розчинах з утворенням мідно-ціанистого комплексу. Для вторинних сульфідів міді найбільш ефективними депресорами являються феріціаніди $K_3Fe(CN)_6$ і $K_4Fe(CN)_6$, які застосовуються при розділенні мідно-свинцевих концентратів з підвищеним вмістом вторинних сульфідів міді – борніту, халькозину, ковеліну. Сульфід натрію Na_2S є досить сильним депресором усіх сульфідів міді, при цьому найбільшою стійкістю до його депресуючої дії володіє халькозин (депресується при $pH > 7$), найменшою – халькопірит (депресується при $pH > 5,5$). Депресія сульфідних мідних мінералів сірчанним натрієм відбувається у результаті витиснення (десорбції) ксантогенату з поверхні мідних мінералів сульфід-іонами, що використовується при розділенні мідно-молібденових концентратів.

Солі хромової кислоти, двоокис сірки SO_2 , сірчаніста кислота H_2SO_3 , сульфіти (Na_2SO_3) і тіосульфати ($Na_2S_2O_3$) практично не депресують халькопірит, тому вони широко застосовуються при розділенні мідно-свинцевих і мідно-цинкових концентратів.

При флотації сульфідів міді вапно виявляє свою депресуючу дію при значно більшій високій концентрації, чим при флотації піриту, що використовується для їхнього розділення.

Окислені мідні мінерали, які мають практичне значення – малахіт, азурит і куприт – добре флотуються сульфгідрильними збирачами, але обов'язково після попередньої сульфідизації сірчанним натрієм. При цьому важливе значення мають витрати сірчаного натрію, величина рН, тривалість сульфідизації і перемішування з ксантогена-

том. Тривалість перемішування з сірчанним натрієм і ксантогенатом звичайно не перевищує 30 с, тому що при більшій тривалості перемішування відбувається відшаровування пухкої знову утвореної сульфідної плівки. Звичайно витрата сірчаного натрію при сульфідизації складає 200...1000 г/т руди. При підвищених витратах сірчаного натрію, коли уся поверхня окисленого мінералу покривається сульфідною плівкою, сорбція ксантогенату повністю припиняється і відбувається депресія флотації мінералу. Оптимальним для сульфідизації малахіту і азуриту є $\text{pH}=8\text{...}10$, коли у пульпі присутні в основному H_2S і HS^- , які утворюються при дисоціації Na_2S . Малахіт і азурит можуть також флотуватись жирними кислотами і їхніми милами, у меншому ступені – алкілсульфатами.

Дуже поганою флотованістю відрізняється хризокола. Реагентні режими флотаційного вилучення дуже складні і малоефективні. Флотується хризокола, наприклад, ксантогенатами при $\text{pH} = 9,5$ після термоактивації паром при $500\text{ }^\circ\text{C}$. Силікати міді можуть вилучатися також сегрегаційним методом, відповідно до якого руду крупністю 1,65 мм змішують з NaCl (1 % по масі) і коксом або вугіллям (1,2 % по масі) і нагрівається протягом 30 хв. при $800\text{ }^\circ\text{C}$. Мідь при цьому осаджується тонкою плівкою на коксі або вугіллі, які подрібнюються до 0,15 мм і флотуються разом з міддю аміловим ксантогенатом при $\text{pH}=11,5\text{...}12$. Цим способом з руди, яка містить 1...2 % міді, отримують мідний концентрат, який містить 60...70 % міді, при вилученні її до 95 % . Як правило, руди, які містять силікатні мінерали міді, переробляються вилуговуванням або комбінованим способом, що з'єднає гідрометалургію і флотацію.

Пірит, як й усі сульфідні мінерали швидко окислюється, при цьому на його поверхні у залежності від pH утворюються гідроокис заліза, карбонати заліза і інші сполуки. При високих значеннях $\text{pH} > 7$ на поверхні піриту утворюється плівка $\text{Fe}(\text{OH})_3$, яка характеризується дуже низкою розчинністю і не тільки перешкоджає закріпленню збирача, але й може витиснути його з поверхні мінералу. Найбільш ефективно пірит флотується ксантогенатами і дітіофосфатами у слабкислому або нейтральному середовищі при $\text{pH}=6\text{...}7$. В лужному середовищі флотація піриту погіршується і повністю припиняється при $\text{pH} >$

8. Сорбція дітіофосфатів і дітіокарбоматів на піриті відбувається у значно меншому ступені, чим на халькопіриті, вони застосовуються при селективній флотації мідно-піритних руд. Найбільше розповсюдженим депресором піриту є вапно. Дія вапна зв'язана з підвищенням рН пульпи, утворенням на поверхні піриту плівки гідроокислів заліза, адсорбцією іонів кальцію, що приводить до цементації поверхні і запобіганню адсорбції збирача. Активується пірит в кислому середовищі, коли надлишкова лужність нейтралізується подачею кислоти.

Марказит володіє більш високою флотаційною активністю і флотується тими ж збирачами і у тих же умовах, що й пірит.

Піротин є найбільш важкофлотований сульфід заліза. Піротин флотується ксантогенатами у кислому середовищі, для його активації у лужному середовищі необхідна активація мідним купоросом. Здібність піротину окислюватись використовується при відділенні його від халькопіриту з мідно-нікелевих руд.

4.5 Технологічні схеми переробки мідних руд

Флотація є основним методом збагачення мідних руд, інші методи збагачення мають другорядне значення. Вони застосовуються головним чином для вилучення супутніх компонентів (благородних металів, олова і ін.) і підвищення комплексності використання сировини або у процесах попередньої концентрації з метою зниження собівартості переробки. При флотаційному збагаченні мідних руд рішення задачі ефективного відділення сульфідних мінералів від породних, розділення сульфідів міді і заліза, підвищення комплексності використання сировини за рахунок вилучення благородних металів і інших цінних компонентів у окремі продукти або концентрати. Рішення цих задач ускладнюється присутністю у деяких рудах первинних шламів і розчинних солей, легкофлованих породних мінералів (слюди, сланців, графіту і ін.), активацією сульфідів заліза сполуками міді в результаті окислення сульфідних (особливо вторинних) мідних мінералів і депресією сульфідів міді продуктами окислення сульфідних мінералів заліза, переподрібненням особливо вторинних сульфідів і окислених мінералів міді при підготовці до флотації руд з несприятливими структурними і текстурними особливостями.

Технологічні схеми переробки мідних руд залежать від їх типу, характеру вкраплення і зрощення мідних мінералів з піритом і мінералами пустої породи. Вміст міді в цих рудах звичайно невисокий – 0,4...2 %.

Мідні вкраплені сульфідні руди (мідисті піщаники і мідно-порфірові руди) збагачують за різними технологічними схемами – від дуже простих, які включають основну флотацію і декілька перечисток концентрату, до складних трьохстадійних з окремим промпродуктовим циклом, з роздільною флотацією пісків і шламів.

При збагаченні вкраплених руд звичайно необхідно відділити мінерали міді від піриту і мінералів пустої породи. Для депресії піриту застосовують вапно. Яке подають у одну або кілька точок: рудні млини, млини подрібнення чорнового концентрату, перечисні операції. Значення рН в основній флотації змінюється від 8,5 до 11,5 і залежить від вмісту піриту в руді і ефективності збирача, що використовується. В перечисних операціях значення рН складає 11...12.

На більшості збагачувальних фабрик, які перероблюють мідні вкраплені руди, депресори мінералів породи, як правило, не застосовують. Однак, якщо в пульпі, що поступає на флотацію, вміст тонких породних шламів значний, у основну флотацію і перечистку концентрату подають рідке скло.

Технологічні схеми переробки мідистих піщаників і мідно-порфірових руд з невеликим вмістом піриту – найпростіші.

Технологічна схема збагачення вкраплених мідних руд (рис. 4.1) включає трьохстадійне дроблення в конусних дробарках до крупності 20 мм і подрібнення в дві стадії. Підготовлена за крупністю руда (крупність 50...60 % класу $-0,074$ мм) поступає на основну флотацію, де з руди відділяється пуста порода. Сульфідні мінерали добре флотуються сульфгідрильними збирачами (ксантогенатами, дітіофосфатами) в лужному середовищі, що утворюється за допомогою вапна. Окислені мінерали, якщо вони присутні в руді, також флотуються ксантогенатами і дітіофосфатами, але після їх сульфідізації сульфідом натрію Na_2S . В результаті сульфідізації окислені мінерали покриваються плівкою сульфиду міді, після чого вони флотуються як сульфідні. Як спінювачі при флотації використовують Т-66 і Т-80. Флотація включає основну, контрольну і перечисні операції.

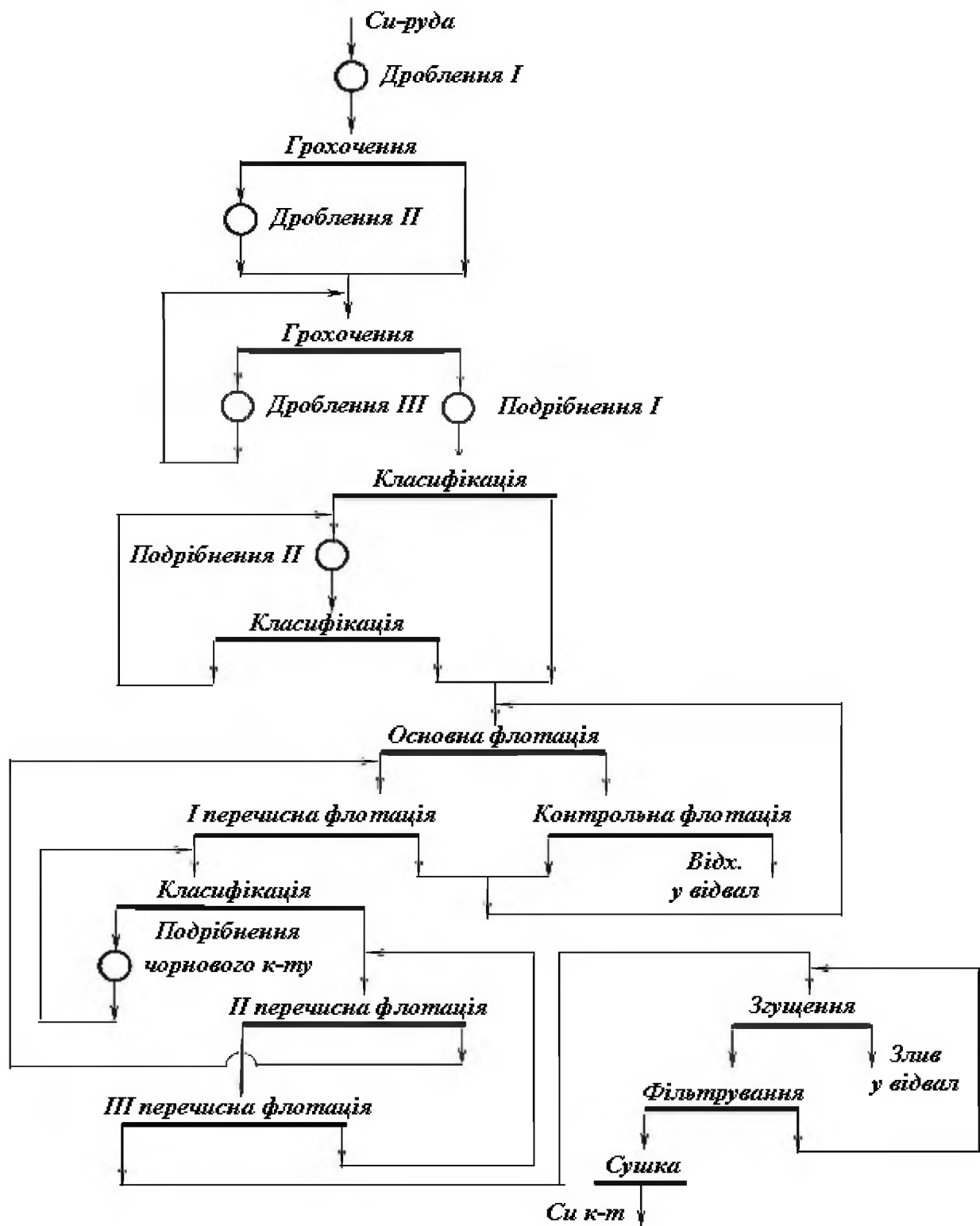


Рисунок 4.1 – Технологічна схема збагачення вкраплених мідних руд

Чорновий концентрат подрібнюється до крупності 85...95 % класу $-0,074$ мм і поступає на перелісні операції. В результаті збагачення в залежності від типу збагачуваної руди, складу мідних мінералів

лів і мінералів пустої породи, розміру їх вкраплення одержують концентрат з вмістом міді від 12 до 40 % при вилученні міді в концентрат до 95 %. Зневоднення концентрату здійснюється в радіальних згущувачах, вакуум-фільтрах і барабанних сушарках до вмісту вологи 5...6 %.

Мідно-піритні руди крім мідних мінералів мають підвищений вміст сульфідів заліза (FeS_2), в цьому випадку при збагаченні отримують два концентрати – мідний і піритний. Таки руди збагачуються за схемами прямої селективної або колективно-селективної флотації.

За *схемою прямої селективної флотації* руда подрібнюється до крупності 80...85 % класу $-0,074$ мм з метою максимального відділення мідних мінералів від піриту. Спочатку флотуються мідні мінерали. Основна мідна флотація здійснюється при $\text{pH}=11...12$ (концентрація вільної CaO складає 0,4...0,8 кг/м^3) для депресії піриту. Мідний концентрат для підвищення якості перед переліченими операціями подрібнюється до крупності 90...95 % класу $-0,074$ мм. Піритний концентрат вилучається з відходів мідної флотації, які перед флотацією піриту звичайно згущуються. Як збирач при флотації піриту використовують бутіловий або аміловий ксантогенати. Для активації піриту застосовують соду, залізний купорос або сірчану кислоту, які знижують pH до 5...7. Якщо в колчеданній руді вміст пустої породи не перевищує 10...15 %, то відходи мідної флотації являються готовим піритним концентратом. При більш високому вмісті пустої породи піритний концентрат вилучають з відходів мідної флотації після їхнього згущення.

За *колективно-селективною схемою* (рис. 4.2) відвальні відходи отримують при крупності подрібнення до 60...70 % класу $-0,074$ мм. Після відділення відходів продукт направляється на колективну флотацію сульфідів міді і заліза при $\text{pH}=7,5...8$. При такій крупності можливо відділення відвальних за вмістом міді відходів. Одержаний колективний мідно-піритний концентрат подрібнюється до 80...95 % класу $-0,074$ мм і направляється мідну флотацію, яка після перемішування з вапном виконується при $\text{pH}=12...12,5$ для депресії піриту. Відходи контрольної мідної флотації вкраплених руд, як правило, містять не більше 30...35 % сірки і тому направляються на піритну

флотацію, яка проводиться після віддалення надлишкової лужності до рН=5...7.

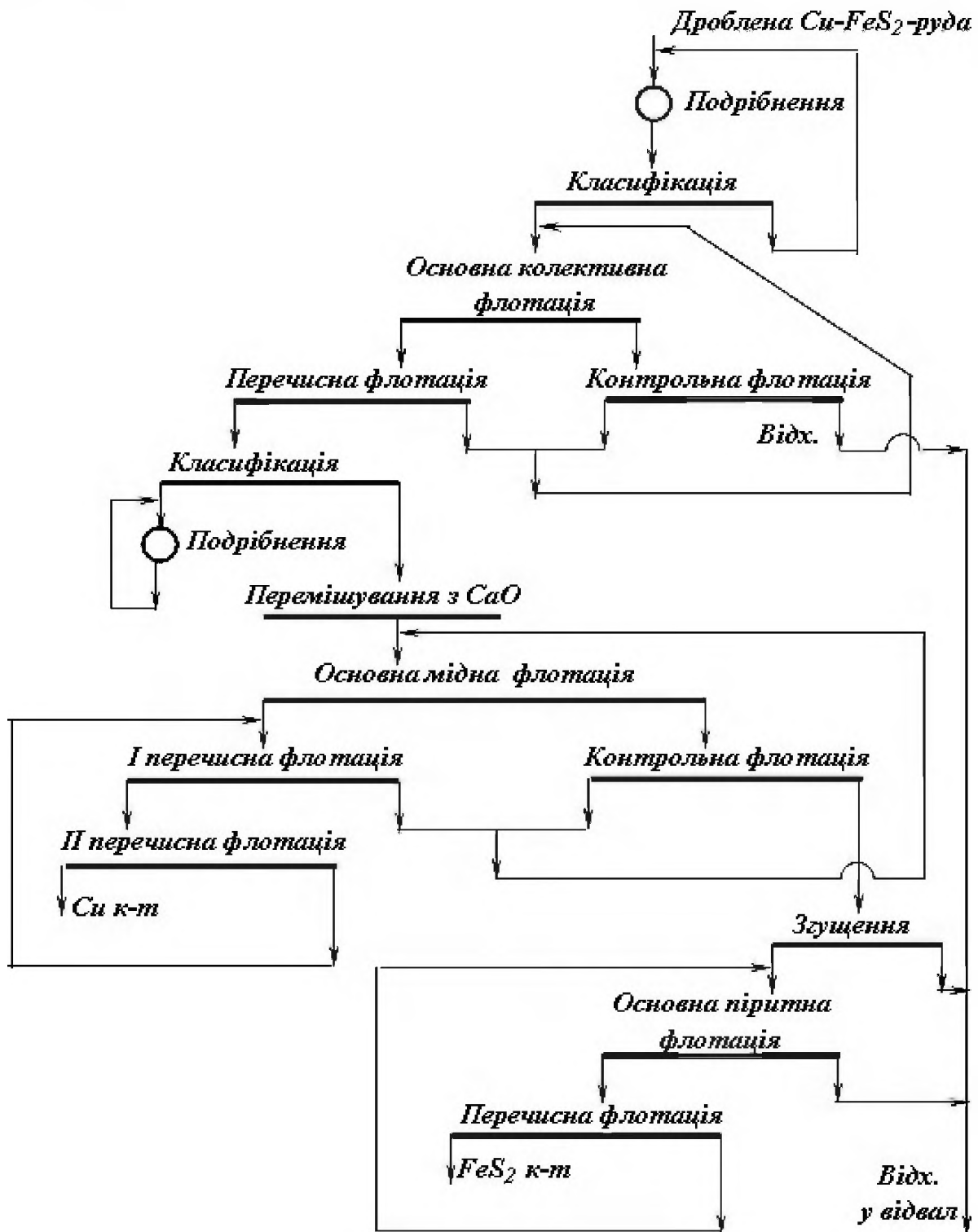


Рисунок 4.2 – Технологічна схема збагачення мідно-піритних руд

Реагенти, що використовуються при флотації такі: збирачі – ксантогенати, дітіофосфати, спінювачі – Т-66 і Т-80, депресор піриту

– вапно. При флотації мідьвмісних руд в деяких випадках виникає проблема відділення мідних мінералів від арсенопіриту. Наприклад, при переробці сульфідно-олов'яних руд мідні мінерали (халькопірит, борніт, халькозин, ковелін, малахіт), а також арсенопірит і пірит спочатку вилучають у колективний концентрат. Мідний концентрат отримують у результаті депресії піриту і арсенопіриту при перемішуванні колективного концентрату з вапном і активованим вугіллям (рН=12,5...12,8) і тривалої аерації (до 1...2 год).

При збагаченні масивних мідно-колчеданних руд необхідно відділити мідні мінерали від піриту і піротину. Селективна флотація таких руд ускладнюється тим, що сульфід міді і заліза звичайно мають між собою більш тонке проростання, чим з мінералами пустої породи. При цьому флотаційні властивості сульфідів міді і активованих сульфідів заліза близькі. Наявність вторинних сульфідів міді ще більше утруднює процес розділення. Чорновий мідний концентрат отримують при подрібненні руди до крупності 70...80 % класу –0,074 мм. Для депресії сульфідів заліза використовують вапно, яке подається в операції подрібнення і флотації. Як збирач використовується бутіловий ксантогенат або його суміш з бутіловим аерофлотом. Чорновий концентрат подрібнюється до крупності 90...95 % класу –0,074 мм. Відходи мідної флотації – готовий піритний концентрат. Реагенти, що використовуються при флотації такі: збирачі – ксантогенати, дітіофосфати, спінювачі – Т-66 і Т-80, депресор піриту – вапно.

Мідні змішані і окислені руди перероблюються флотаційними, комбінованими і гідрометалургійними методами. Основні мінерали цих руд: малахіт, азурит, брошантит, хризокола, куприт, тенорит. Флотацію звичайно проводять ксантогенатами після попередньої сульфідизації. Сульфідизація здійснюється за допомогою сірчаного або гідросірчаного натрію при нормальній температурі протягом короткого часу (0,5...1 хв.). Витрата сульфідизатора не повинна бути залишковою, тому що у цьому випадку сульфідизація проходить на більшу глибину з утворенням видимої сульфідної плівки і на поверхні мінералів сорбція ксантогенату не відбувається. З іншого боку, з часом сульфідні плівки відшаровуються і окислюються. Збирач у процес подається дрібно після введення сульфідизатору.

Окислені мідні мінерали флотуються або разом з сульфідними, або після флотації сульфідних. У першому випадку сульфідизатор завантажують разом з живленням флотації і у камери флотомашин. Якщо спочатку флотуються сульфідні мінерали, то з живленням фло-

тації іноді також подають невелику кількість сірчаного натрію для зв'язування в об'ємі іонів важких металів. Витрата сульфідизатора при флотації змішаних і окислених руд складає 0,3...2 кг/т. Як збирач найчастіше застосовують бутіловий і аміловий ксантогенати, іноді сумісно з аерофлотами і машинним маслом. Значення рН при флотації цих руд знаходиться у межах 9...11. При переробці змішаних і окислених руд комбінованими методами найбільше розповсюдження одержав метод В.Я. Мостовича [19, 22]. Метод включає вилуговування окисленої міді сірчаною кислотою, осадження (цементацію) міді, яка перейшла у розчин, металічним залізом і флотацію цементної міді. Витрата сірчаної кислоти (від кількох кілограмів до 40 кг/т) для вилуговування визначається складом руди. Тривалість вилуговування складає від 10 до 60 хв. Як осадник застосовується подрібнене губчатє залізо, чавунна стружка, скрап. Витрата осадника до 20 кг/т, тривалість цементації 5...20 хв. Як збирач для цементної міді застосовують бутіловий і ізопропиловий аерофлот. В окислених упорних рудах поряд з силікатами, фосфатами і іншими важкофлотованими мінералами звичайно містяться сульфіди і легкофлотовані окислені мінерали. У цьому випадку спочатку флотують сульфіди і легкофлотовані окислені мінерали (після сульфідизації). Також сульфіди можна вилучати з відходів флотації цементної міді або після вилуговування окислених мінералів.

Контрольні запитання

- 1. Назвіть основні властивості і галузі застосування міді.*
- 2. Охарактеризуйте родовища мідних руд.*
- 3. Назвіть основні мідні мінерали і їхні властивості.*
- 4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні мідних руд.*
- 5. Назвіть вимоги до якості мідних концентратів.*
- 6. Опишіть технологічну схему збагачення мідних сульфідних руд.*
- 7. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні мідних руд.*
- 8. Опишіть реагентний режим при флотації мідних сульфідних руд.*
- 9. Опишіть технологічну схему збагачення мідних окислених руд.*

5 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ МІДНО-ЦИНКОВИХ РУД

5.1 Основні властивості і галузі застосування цинку

Цинк – хімічний елемент II групи Періодичної системи Д.І. Менделєєва з атомним номером 30 і атомною масою 65,38. Кристалічна решітка – гексагональна з параметрами $a=2,6594 \cdot 10^{-10}$ м, $c=4,9370 \cdot 10^{-10}$ м. Атомний радіус $1,37 \cdot 10^{-10}$ м, іонний радіус двохвалентного цинку $0,83 \cdot 10^{-10}$ м. Зовнішня електронна конфігурація атома цинку $3d^{10} 4s^2$, тому цинк має ступінь окислення в різних сполуках +2. Цинк – активний метал і добрий відновник, його нормальний окисно-відновний потенціал дорівнює 0,76 В.

Густина цинку складає 7100 кг/м^3 , температура плавлення $419,5 \text{ }^\circ\text{C}$, температура кипіння $906 \text{ }^\circ\text{C}$. У повітрі при температурі до $100 \text{ }^\circ\text{C}$ цинк покривається плівкою лужних карбонатів і тьмяніє. У вологому повітрі в присутності вуглекислого газу цинк руйнується з утворенням лужних карбонатів навіть при звичайній температурі. Сильні мінеральні кислоти добре розчинюють цинк з утворенням солей, а луги – розчинних у воді цинкатів.

Цинк входить до третьої аналітичної групи, катіони якої створюють важкорозчинні сульфідні. Розчинність сульфиду цинку значно гірша, чим інших елементів третьої групи, напр., алюмінію, заліза, кобальту і нікелю.

Цинк, головним чином, використовується на оцинкування (біля 40 %), тобто для нанесення тонким шаром ($10 \dots 50 \text{ мкм}$) на поверхню заліза і його сплавів для запобігання від атмосферної корозії. Цинк застосовується для виробництва різних сплавів з міддю, алюмінієм, магнієм. Ці сплави відрізняються невисокою температурою плавлення, доброю текучістю, легко оброблюються під тиском, зварюються і паяються. Цинк використовується для рафінування свинцю від благородних металів, служить як відновник в хіміко-металургійних процесах. Сполуки цинку являються напівпровідниками і люмінофорами.

5.2 Мідно-цинкові руди і мінерали

Мідно-цинкові руди поділяються на *суцільні* або *колчеданні* (вміст сульфідних мінералів складає 50...90 %) і *вкраплені* (вміст сульфідних мінералів не перевищує 20...50 %). Мідно-цинкові руди зон первинного і вторинного збагачення представляють собою складний комплекс сульфідів міді, цинку, заліза і мінералів вміщувальних порід. Сульфіди міді представлені звичайно халькопіритом, халькозинном, ковеліном, борнітом, тетраедритом і тенантитом; сульфіди заліза – піритом, марказитом і піротином; сульфіди цинку – різними різновидами сфалериту. Мінерали пустої породи в рудах представлені кварцом, кальцитом, хлоритом, серицитом, тальком, гранатом, флюоритом, апатитом і ін.

Основне промислове значення має в сульфідних рудах – сфалерит, в окислених – смітсоніт і каламін, деякі інші цинкові мінерали – цинкіт, вілеміт, франклініт мають другорядне значення.

Мідно-цинкові руди можуть містити в різних кількостях (звичайно невеликих) домішки галеніту, арсенопіриту, стибніту, каситериту і деяких інших мінералів кольорових металів. Ці руди часто містять благородні метали (золото, срібло) і рідкісні елементи (кадмій, германій, індій і ін.).

Характеристика основних цинкових мінералів наведена у табл. 5.1.

Таблиця 5.1 – Характеристика основних цинкових мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Вміст Zn, %	Густина, кг/м ³	Твердість
Сфалерит	ZnS	67,1	3500–4200	3–4
Смітсоніт	ZnCO ₃	59,5	3580–3800	2,5
Каламін	2ZnO·SiO ₂ ·H ₂ O	53,0	3400–3500	4–5
Цинкіт	ZnO	80,3	5700	4
Вілеміт	2ZnO·SiO ₂	59,1	4100	5–6
Франклініт	(Zn,Mn)O·Fe ₂ O ₃	–	5000–5200	6

За речовинним складом мідно-цинкові руди можна розділити на чотири підгрупи: суцільні колчеданні, вкраплені сульфідні, брекчіє-подібні і змішані. Чітких границь між окремими підгрупами навіть у

одному родовищі не спостерігається. Усі мідно-цинкові руди характеризуються складним мінеральним складом (в них виявлено біля 130 мінералів), різноманітною текстурою (від масивної до коломорфної), структурою і ступенем метаморфізму. Один і той же мінерал може бути представлений генераціями, які розрізняються формою, розміром зерен, вмістом мікродомішок і включеннями інших мінералів.

Мідно-цинкові руди різних родовищ і навіть різних дільниць одного родовища можуть суттєво розрізнятися за речовинним складом і технологічними властивостями внаслідок розходження у генезисі і ступені наступного метаморфізму.

Залежно від стадії метаморфізму розрізняють три технологічних типи мідно-цинкових руд. Перший з них характеризується скрито кристалічною будовою. Селективна флотація руд цього типу дуже утруднена або практично неможлива. Для їхньої переробки рекомендується отримувати колективні мідно-цинкові концентрати з наступною їхньою переробкою одним із піро- або гідрометалургійних способів. Другий тип руд характеризується кристалічною будовою і високим окислюванням. Для переробки руд цієї групи використовують схеми прямої селективної або колективно-селективної флотації. Третій тип руд характеризується щільною будовою і типовою сильно розвитою тріщинуватістю в результаті динамометаморфізму. При збагаченні руд цієї групи застосовується технологія колективно-селективної флотації з використанням трьох можливих варіантів проведення колективного циклу флотації: в слабокислому, слаболужному і сильнолужному середовищах.

З точки зору технології збагачення мідно-цинкові руди відносяться до найбільше складних типів руд. При цьому суцільні руди з вмістом сульфідів більше 70 % являються більше важкозбагачуваними у порівнянні з вкрапленими рудами, які містять сульфідів менше 50 %.

Труднощі збагачення з одержанням мідного, цинкового і піритного концентратів обумовлюються, по-перше, складним і дуже тісним взаємним проростанням частини сульфідів. Тому для їхнього розкриття необхідне дуже тонке подрібнення: для вкраплених сульфідних руд необхідна крупність подрібнення складає 90...96 % класу $-0,074$ мм, а для суцільних колчеданних руд – 90...94 % класу $-0,043$

мм. При переробці суміші руд, які відрізняються фізичними властивостями і подрібнюваністю, недостатній ступінь розкриття зростків сульфідних мінералів обумовлюється багатосортністю і перемінним складом руд, що перероблюються.

По-друге, селективна флотація мідно-цинкових руд ускладнюється близькістю флотаційних властивостей сульфідів міді і цинку, що вимагає тонкого регулювання концентрацій реагентів у пульпі. Труднощі селективної флотації мідно-цинкових руд також ускладнюється і неоднаковою флотоуваністю різних сульфідів міді і цинку. Причина неоднакової флотоуваності різних сульфідів міді полягає у різниці природи їхньої поверхні, здібності до окислення і у величині необхідної концентрації збирача при флотації. Причина неоднакової флотоуваності різновидів сфалериту полягає, головним чином, у різному вмісті ізоморфних домішок заліза, кадмію, індію, галію.

Висока флотаційна активність сульфідів заліза також може суттєво ускладнити селективну флотацію сульфідних мінералів, особливо при несприятливому співвідношенні у деяких рудах вмісту міді і цинку (3:1; 1:6), що утруднює їхнє розділення.

Усе це робить руди важкозбагачуваними, вимагає використання складних технологічних схем із застосуванням ефективних реагентних режимів селективної флотації, які враховують особливості флотаційних властивостей поділюваних мінералів, а також введення в технологічну схему операцій протирки, промивки, підігріву пульпи і т.д.

5.3 Вимоги до концентратів

Цінні компоненти в мідно-цинкових рудах – мідь, цинк, сірка, залізо, благородні і рідкісні метали, розсіяні елементи та іноді несульфідні мінерали-супутники.

Основні задачі при збагаченні мідно-цинкових руд зв'язані з отриманням високоякісних мідних (табл. 4.2), цинкових (табл. 5.2) і залізних (табл. 4.3) концентратів з високим вилученням у них відповідно міді, цинку і піритної сірки.

При цьому благородні, рідкісні метали і розсіяні елементи розподіляються в концентратах (мідному, цинковому і піритному) про-

порційно їхнім виходам у відповідності до характеру мінералізації, взаємозв'язку форм знаходження елементів у окремих типах руд. Мінерали супутники виділяються у окремі концентрати. Благородні, рідкісні метали і розсіяні елементи відділяють при подальшій піро- і гідрометалургійній переробці.

Таблиця 5.2 – Технічні вимоги до цинкових концентратів за ОСТ 48-31-81

Марка	Вміст, %				
	Zn, не менше	Домішки, не більше			
		Fe	SiO ₂	Cu	As
КЦ-0	59	4	1,8	0,9	0,05
КЦ-1	56	5	2,0	1,0	0,05
КЦ-2	53	7	3,0	1,5	0,1
КЦ-3	50	9	4,0	2,0	0,3
КЦ-4	45	12	5,0	3,0	0,5
КЦ-5	40	13	6,0	3,0	0,5
КЦ-6	40	16	1,0	4,0	0,6
КЦИ	40	18	6,0	3,5	0,5

Примітки: 1. Вміст золота і срібла не нормується.

2. При підвищеному вмісті в цинковому концентраті або продукті фтору (більше 0,02 %) їхня поставка виконується за згодою сторін.
3. Вміст вологи в концентратах, які не підвергаються сушці, повинно бути не більше 12,5 %; в концентратах, які містять не менше 80 % частинок класу –0,074 мм, вологість не повинна бути більше 14 %.
4. Концентрати застосовуються для виробництва цинку і супутніх йому цінних компонентів.

5.4 Флотаційні властивості мінералів цинку

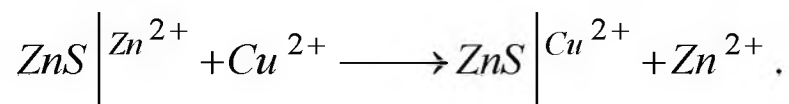
Флотованість *сфалериту* залежить від речовинного складу і елементів, які можуть входити у виді ізоморфної домішки в його кристалічну решітку. Вони роблять вплив на характер взаємодії сфалериту зі збирачами, депресорами і активаторами. Особливо великий вплив на флотованість сфалериту робить двовалентне залізо. Однак

однозначної залежності між флотованістю сфалериту і вмістом заліза не спостерігається. Флотаційні властивості сфалериту залежать не тільки від вмісту заліза, але й від того у якій формі воно знаходиться: у виді ізоморфної домішки або у виді емульсійного вкраплення піротину. При ізоморфній формі домішки заліза флотованість сфалериту зростає зі зменшенням вмісту заліза. Якщо залізо знаходиться у виді піротину такого зв'язку не спостерігається.

Краще за все флотується малозалізистий сфалерит. Збільшення вмісту заліза у кристалічній решітці сфалериту підвищує його здібність до окислення і гідратації в результаті утворення на поверхні гідроксиду заліза. Збільшення вмісту заліза приводить до зниження флотованості неактивованого сфалериту, що пояснюється слабкою міцністю закріплення ксантогенату внаслідок доброї розчинності ксантогенатів цинку і заліза, які утворюються. Неактивований свіжеголений сфалерит володіє досить доброю природною флотованістю і може флотуватися у кислому середовищі одним тільки спінювачем. Додатки вуглеводнів, напр., гасу, підвищують флотованість такого сфалериту.

Як спінювачі на збагачувальних фабриках звичайно застосовують Т-66 і важки масла. Основним збирачем при флотації мідно-цинкових руд служить бутіловий і іноді ізопропиловий ксантогенати при значних витратах (до 200 г/т).

Вищі ксантогенати можуть добре флотувати неактивований сфалерит. Однак звичайно для підвищення флотованості сфалерит перед взаємодією його зі збирачем активують. Кращими активаторами його поверхні являються солі важких металів, які створюють з ксантогенатом більш важкорозчинні сполуки ніж цинк. Практично на усіх збагачувальних фабриках для активації сфалериту застосовують мідний купорос. Активація відбувається у результаті обміну катіонів цинку кристалічної решітки сфалериту на катіони міді за такою схемою:



Обмін припиняється при утворенні моношару CuS . При цьому максимум адсорбції спостерігається при $\text{pH} \approx 6$. Попередня активація сфалериту іонами міді збільшує сорбцію збирача і значно підвищує міцність його закріплення.

Депресується активований сфалерит ціанідами, при чому не у результаті сорбції на його поверхні, а у результаті, по-перше, дезактивації її розчиненням поверхневих ксантогенатних сполук і, по-друге, віддалення активуючих іонів міді з поверхні сфалериту. Найбільш широко в практиці селективної флотації для депресії сфалериту застосовують сполучення ціанідів і цинкового купоросу, дія якого зв'язана також з розчиненням ксантогенатів, що утворилися на сфалериті, дезактивацією сфалериту зв'язуванням іонів міді в комплексну сполуку і дією гідрофільних тонкодисперсних осадів ціанідів і гідрокарбонату цинку. Крім цих депресорів найшли застосування також сірчистий газ, сірчиста кислота, сульфід і бісульфід натрію, сполучення сірчистого натрію і цинкового купоросу.

Окислені цинкові мінерали, і перш за все смітсоніт і каламін, дуже погано піддаються сульфідизації. Крім того, ці мінерали присутні у зоні окислення руд кольорових металів, де є не тільки звичайні залізозмісні мінерали, але й розчинні солі, які нівелюють флотаційні властивості окислених мінералів і значно ускладнюють їхню селективну флотацію.

Процес сульфідизації окислених цинкових мінералів, який здійснюється сірчанним натрієм, значно поліпшується у присутності активатора (мідного купоросу) при низьких значеннях pH і температурі $50 \dots 60 \text{ }^\circ\text{C}$. У цих умовах після сульфідизації смітсоніт і каламін можна флотувати ксантогенатами. Найбільш високі результати флотації смітсоніту і каламіну забезпечує застосування катіонних збирачів. Адсорбція цих збирачів поліпшується після обробки мінералів мідним купоросом або сірчанним натрієм.

5.5 Технологічні схеми переробки мідно-цинкових руд

Як сказано вище, для селективної флотації мідно-цинкові руди представляють визначену трудність у зв'язку із складністю їхнього

речовинного складу, характеру вкраплення корисних мінералів, близькістю флотаційних властивостей мідних і цинкових мінералів. Мідно-цинкові руди збагачують за схемами прямої селективної і колективно-селективної флотації.

При флотації вкраплених мідно-цинкових руд у деяких випадках застосовується схема колективної флотації усіх сульфідів з наступним подрібненням і розділенням колективного концентрату на мідний, цинковий і піритний. Застосування такої схеми доцільне, якщо сульфідні агрегати можна відділити від породи при грубому подрібненні, а розкриття зростків сульфідів вимагає тонкого подрібнення. Цю схему використовують також у тих випадках, коли наявність у рудах сульфідів і вторинних сульфідів міді спричиняє активацію іонами міді сульфідів цинку і заліза і утруднює депресію сульфідів заліза при прямої селективної флотації.

В багатьох суцільних мідно-цинкових рудах зерна сульфідів міді і цинку мають менший розмір, чим значна частина зерен піриту. Таки руди збагачують за схемою, яка включає флотацію мідних мінералів, сфалериту і частину піриту в колективний концентрат і відділення частини піриту у відходи при подрібненні до крупності 85...90 % класу $-0,074$ мм. Отриманий колективний концентрат потім подрібнюється до 85...90 % класу $-0,044$ мм і розділяється. Відходи колективної флотації, які містять пірит, при невеликому вмісті мінералів породи являються піритним концентратом, а при значному вмісті породних мінералів для одержання піритного концентрату відходи направляють на перечисну флотацію.

Крім вказаних схем, при збагаченні вкраплених і суцільних мідно-цинкових руд широке розповсюдження одержали схема прямої селективної флотації з наступним виділенням мідного, цинкового і піритного концентратів.

Колективна флотація сульфідів із вкраплених руд здійснюється при подрібненні руди до крупності 55...70 % класу $-0,074$ мм у слаббокислому ($\text{pH}=6...6,5$), нейтральному або слаболужному ($\text{pH}=7...8$) середовищі, яке утворюється відповідно сірчаною кислотою або вапном. Як збирачі використовуються етиловий і бутіловий ксантогенати, аерофлоти, як спінювачі – Т-80, соснове масло. Для повного вилучення сфалериту в колективну флотацію додають мідний купорос.

При наявності в руді двох різновидів сфалериту колективну флотацію проводять у два прийоми – спочатку флотують мідні мінерали і природно активований іонами міді сфалерит, а потім додають мідний купорос і флотують сфалерит, що володіє слабою природною флотованістю. Концентрат другої колективної флотації може направлятися безпосередньо у цинкову флотацію.

У ряді випадків з колективного концентрату, що отримують із вкраплених руд, перед розділенням мідних і цинкових мінералів попередньо віддаляється основна частина піриту. Для цього концентрат подрібнюється до крупності 80...90 % класу $-0,074$ мм і флотується збирачем при невеликому його завантаженні. Пірит депресується вапном, яке завантажується у подрібнення.

Колективна флотація сульфідів із суцільних руд (рис. 5.1) звичайно здійснюється при подрібненні руди до крупності 85...90 % класу $-0,074$ мм в лужному середовищі, яке створюється для депресії вільних зерен піриту. Як збирач застосовують бутіловий ксантогенат, сполучення бутілового ксантогенату з ізопропіловим і бутіловим аерофлотом. Для активації сфалериту застосовують мідний купорос.

Колективний концентрат перечищається у лужному середовищі, в деяких випадках колективний концентрат перед селекцією подрібнюється.

Мідні і цинкові мінерали розділяють ціанідним і безціанідним способами. Ціанідне розділення здійснюється звичайно з використанням сполучення ціаніду з цинковим купоросом. Безціанідне розділення ґрунтоване на депресії сфалериту сірчанним натрієм і цинковим купоросом в лужному середовищі (при цьому депресується також пірит). Перед розділенням звичайно використовують сірчаний натрій або сірчаний натрій разом з активованим вугіллям. Десорбцію здійснюють у контактному чані або у млині, де подрібнюється колективний концентрат. Колективний концентрат подрібнюється до крупності 90 % класу $-0,074$ мм або до крупності 90 % класу $-0,044$ мм.

Мідна флотація проводиться з використанням бутілового ксантогенату і спінювача при невеликих їх витратах. При перечищенні мідного концентрату використовується сірчаний натрій, цинковий купорос і вапно, що забезпечує також депресію сфалериту і піриту. Відходи мідної флотації перемішуються з мідним купоросом для ак-

тивації сфалериту і з вапном для депресії піриту. У деяких випадках при перемішуванні пульпа підігрівається до 35...40 °С і піддається аерації для кращої депресії піриту.

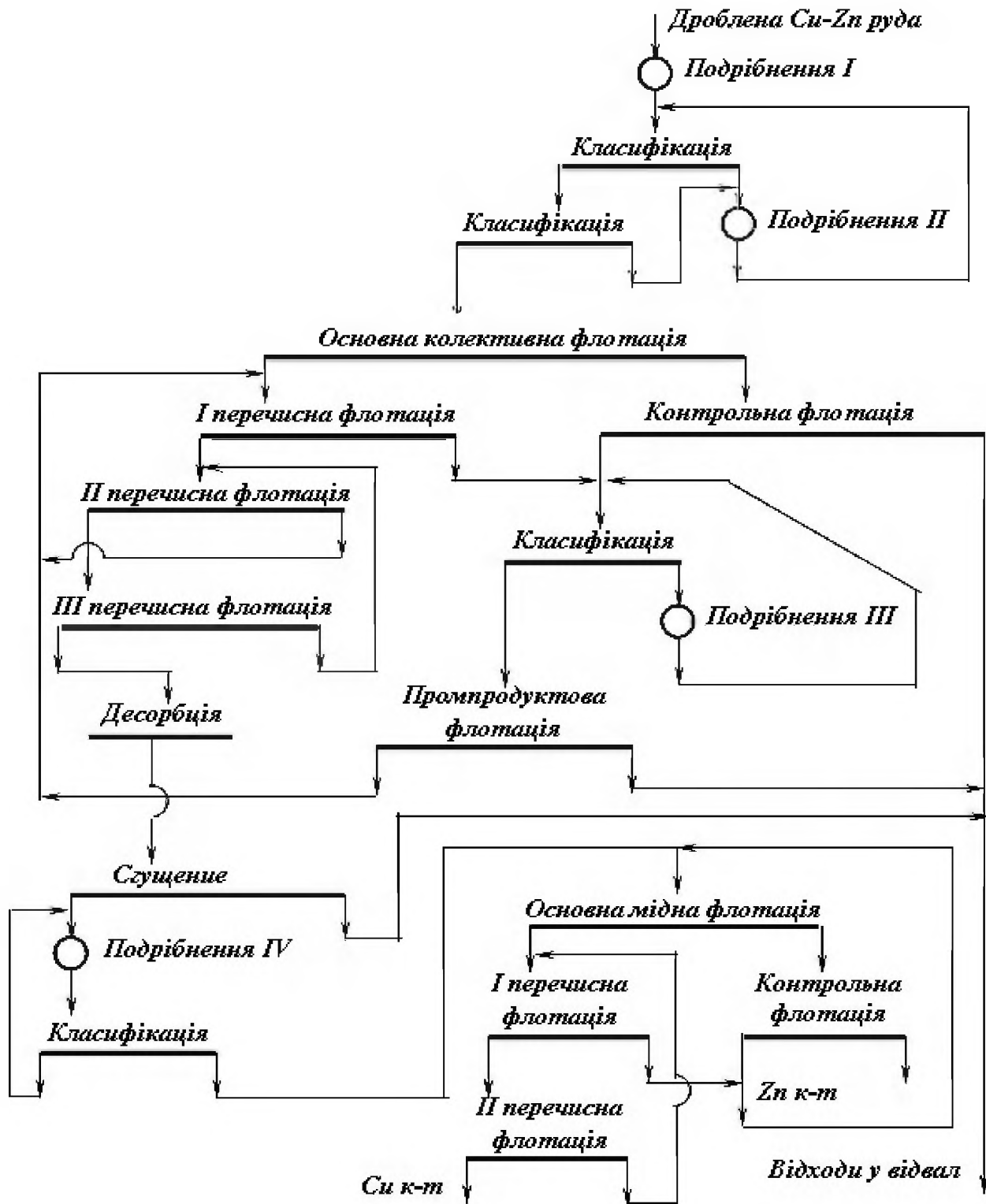


Рисунок 5.1 – Схема колективно-селективної флотації мідно-цинкової руди.

Цинкова флотація проводиться з використанням бутілового ксантогенату і Т-80. Чорновий концентрат може подрібнюватись до крупності 90 % класу $-0,044$ мм. Його перечищення здійснюється у високолужному середовищі. У деяких випадках розділення колективного концентрату здійснюється у кілька стадій. Спочатку з використанням сірчаного натрію, цинкового купоросу і вапна у операціях подрібнення колективного концентрату депресують малоактивні сфалерит і пірит і флотують мідні мінерали і високоактивні сфалерит і пірит. Потім пінний продукт оброблюють сірчаним натрієм для десорбції збирача, згущують і перемішують з цинковим купоросом, після чого проводиться мідна флотація при $pH=7,4\dots7,8$. Камерний продукт приєднується до цинкового концентрату, який був отриманий з відходів першої мідної флотації з використанням мідного купоросу і вапна. При наявності у руді високоактивного піриту колективний концентрат після десорбції збирача сірчаним натрієм і подрібнення перемішується з цинковим купоросом і поступає на мідно-піритну флотацію, яка проводиться при $pH=8\dots9$. Як збирач використовується ізопропіловий ксантогенат, як спінювач – Т-80. При цьому значна частина піриту переходить у пінний продукт, тому для отримання кондиційного мідного концентрату вміст міді у колективному концентраті дотримується у заданих межах. Цинковий концентрат отримують у виді камерного продукту.

За схемою *прямої селективної флотації* (рис. 5.2) переробляється багато вкраплених і суцільних руд. Мідну флотацію проводять по мірі розкриття зростків мідних мінералів. Крупність подрібнення перед основною мідною флотацією змінюється у широкому діапазоні від 60 до 90 % класу $-0,074$ мм. Цинкову флотацію проводять при той же крупності подрібнення, що й мідну.

У процес подрібнення подаються реагенти для флотації мідних мінералів (бутіловий дітіофосфат) і депресії сфалериту і піриту (сульфід натрію, цинковий купорос, вапно). Для депресії сфалериту і піриту застосовують різні реагентні режими, але основним є безціанідний.

Для підвищення якості мідного концентрату його після основної флотації перечищають в 2...3 прийму (і при необхідності додатково подрібнюють).

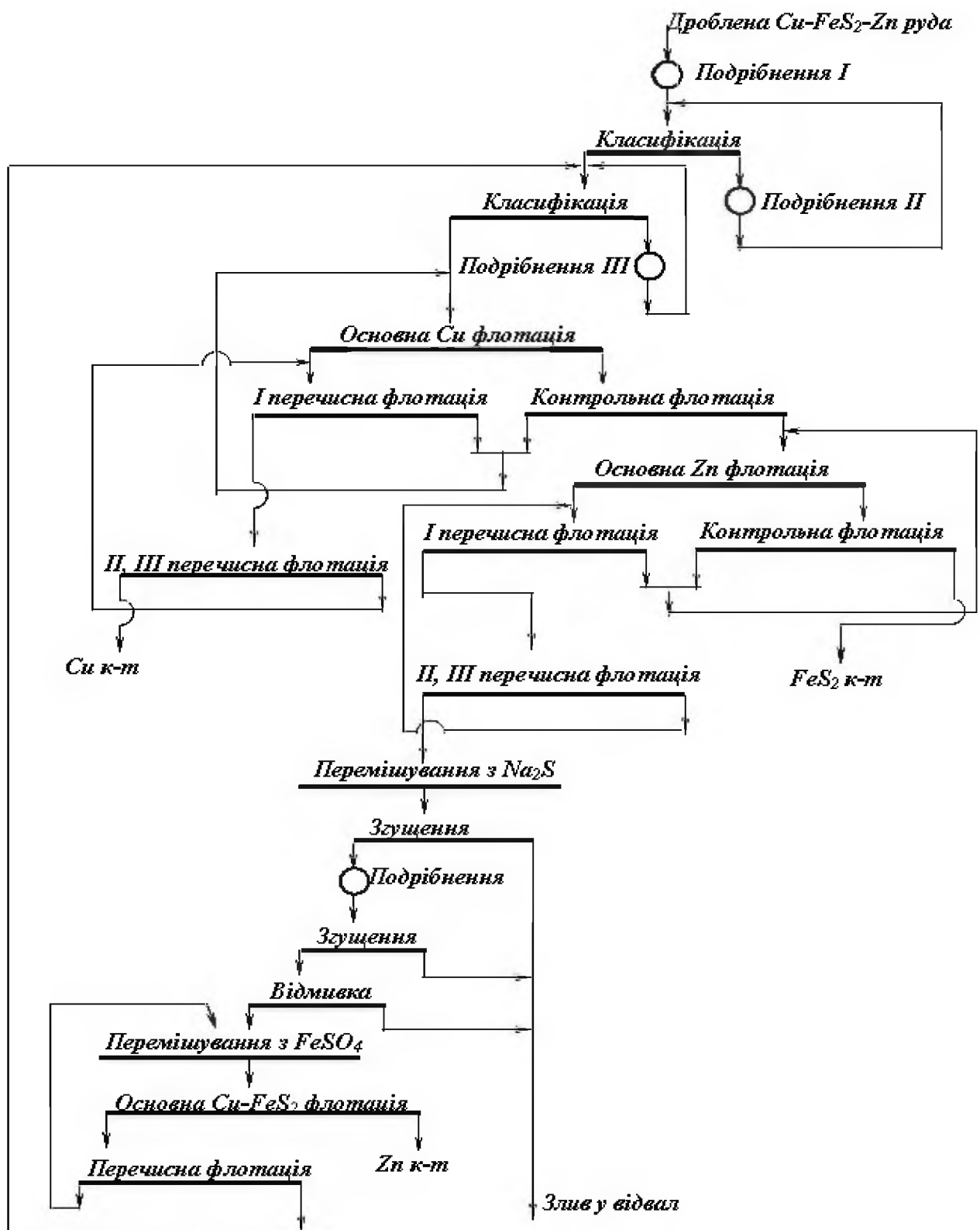


Рисунок 5.2 – Схема прямої селективної флотації мідно-піритно-цинкової руди

Флотація сфалериту з відходів мідного циклу, як правило, проводиться з використанням мідного купоросу і вапна після попереднього кондиціонування з цими реагентами.

Для підсилення депресії сульфідів заліза кондиціонування поєднується з аерацією. Як збирачі використовуються різні ксантогенати і іноді аерофлоти, як спінювачі – Т-80, соснове масло. З відходів цинкової флотації при необхідності виділяють піритний концентрат. Відходи звичайно після згущення у гідроциклонах перемішують з сірчаною кислотою до рН=4...6,5 і флотують різними ксантогенатами.

Така схема застосовується при флотації мідно-цинкових вкраплених і суцільних руд, де мідні мінерали представлені і основному халькопіритом, а сфалерит не активований іонами міді.

Контрольні запитання

- 1. Назвіть основні властивості і галузі застосування цинку.*
- 2. Охарактеризуйте родовища цинкових руд.*
- 3. Назвіть основні цинкові мінерали і їхні властивості.*
- 4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні цинкових руд.*
- 5. Назвіть вимоги до якості цинкових концентратів.*
- 6. Опишіть технологічну схему збагачення цинкових сульфідних руд.*
- 7. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні цинкових руд.*
- 8. Опишіть реагентний режим при флотації мідно-цинкових руд.*
- 9. Опишіть технологічну схему збагачення мідно-цинково-піритних руд.*

6 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ МІДНО-НІКЕЛЕВИХ РУД

6.1 Основні властивості і галузі застосування нікелю

Нікель – хімічний елемент VII групи Періодичної системи Д.І. Менделєєва з атомним номером 28 і атомною масою 58,7. Кристалічна решітка – гранецентрований куб з ребром $a=3,5236 \cdot 10^{-10}$ м (β -модифікація). Атомний радіус $1,24 \cdot 10^{-10}$ м, іонний радіус двовалентного нікелю $0,79 \cdot 10^{-10}$ м, трьохвалентного $0,72 \cdot 10^{-10}$ м. Має електронну структуру $1s^2 2s^2 2p^6 3s^2 3p^6 3d^8 4s^2$ і відноситься до р-елементів.

Густина нікелю при 20 °С складає 8900 кг/м³, температура плавлення 1453 °С, температура кипіння 3000 °С. Нікель – сріблито-білий метал, ковкий і пластичний. Нікель є постійним супутником заліза і магнію, що пояснюється їхньою однаковою валентністю (II) і близькістю іонних радіусів. Його хімічні властивості подібні також до властивостей заліза, кобальту, міді і благородних металів. У хімічних сполуках нікель проявляє перемінну валентність, але частіше він двовалентний. З киснем починає взаємодіяти тільки при температурах більше 500 °С. При нагріванні може також з'єднуватись з галогенами. Нормальний електричний потенціал нікелю – 0,44 В, тому він гірше ніж залізо (потенціал – 0,24 В) розчиняється у розведених кислотах. При взаємодії з кислотами утворює солі двовалентного нікелю, які добре розчинюються у воді. Сильні луги на нікель не діють, але в аміачних розчинах в присутності $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ він розчинюється з утворенням розчинних аміачних солей, на чому й оснований деякі гідрометалургійні методи вилучення нікелю з руд.

Біля 80 % нікелю вилучається з сульфідних мідно-нікелевих руд. Із нікелевих концентратів і багатих руд, що містять легкоплавку породу, для якої не потрібні великі витрати флюсів, нікель отримують у відбивних печах. Якщо при плавленні шихти отримують тугоплавкі шлаки з високим вмістом магнію, застосовують електроплавку. Для окислених нікелевих руд застосовується окисно-сульфідна плавка у шахтних печах з отриманням штейну. Для

таких руд застосовуються також гідрометалургійні методи: аміачне вилуговування відновлених продуктів, сірчаноокислотне автоклавне вилуговування і ін.

Основна частина нікелю використовується для виробництва сплавів з залізом, хромом, міддю, які відрізняються високими механічними, антикорозійними, магнітними, електричними і термоелектричними властивостями. Особливо це жароміцні і жаростійкі хромонікелеві сплави для реактивних і газотурбінних установок, а також сплави для атомних реакторів.

6.2 Нікелеві руди і мінерали

Основна маса нікелю (65 %) вилучається з магматичних сульфідних мідно-нікелевих руд у виді сульфідних мінералів і силікатів, характеристика яких наведена у табл. 6.1. Основні мінерали в рудах цих родовищ – піротин, пентландит, халькопірит, магнетит, зустрічаються пірит, кубаніт, полідиміт, нікелін, мілерит, віоларит, а також мінерали групи платини, галеніт, сфалерит, борніт. Вміст нікелю в сульфідних рудах коливається від 0,3 до 4 %, а співвідношення міді і нікелю в маломідистих рудах коливається від 0,5 до 0,8 %, у високомідистих – від 2 до 4 %. В цих рудах, крім міді і нікелю, міститься кобальт, а також золото, платина, паладій, рутеній, селен, телур і ін.

Таблиця 6.1 – Характеристика основних мінералів міді і заліза

Мінерал	Хімічна формула	Вміст Ni, %	Густина, кг/м ³	Твердість
Пентландит	(Fe, Ni) ₉ S ₈	31,22	4750	3,0–4,0
Піротин нікелістий	Fe ₆ S ₉ – Fe ₁₁ S ₁₂	0,25–	4650	3,5–4,5
Мілерит	NiS	14,22	5400	3,0–3,5
Нікелін	NiAs	64,67	7850	5,0–5,5
Полідиміт	Ni ₃ S ₄	43,90	4700	4,5–5,0

Віоларит	Ni_2FeS_4	57,86	4650	4,5–5,5
Гарнієрит	$\text{Ni}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	38,94	2600	2,0–3,5
		40,68– 46,60		

У залежності від текстурних особливостей сульфідні руди підрозділяються на такі типи: вкраплені, брекчієподібні, суцільні, силікатні, прожилкові і прожилкові вкраплені [14].

Вкраплені руди – найбільше розповсюджені сульфідні нікелеві руди. Сульфідні мінерали у цих рудах розподілені між серпентизованим олівіном і піроксеном. Співвідношення нікелю, міді і кобальту складає $(55 \div 50) : (28 \div 23) : 1$.

Брекчієподібні руди відносяться до типу багатих промислових руд. Вміст брекчій у рудних тілах коливається від 2 до 25 %. Руди складаються з уламків серпентинітів, філітів і туфітів зцементованих дрібнозернистою сульфідною масою, що складається з піротину, пентландиту і халькопіриту, вміст яких дорівнює 60...75 %. Співвідношення нікелю, міді і кобальту складає 56:22:1.

Суцільні сульфідні руди тісно зв'язані з брекчієподібними в нижніх частинах рудного тіла. Вони складаються переважно з піротину (60...80 %), пентландиту і халькопіриту. Крупність зерен пентландиту може досягати 5...10 мм. У процесі метаморфізму в суцільних рудах відбувається десульфідизація і окислення первинних сульфідів, в результаті чого утворюються пірит, магнетит, сидерит, віоларит. Співвідношення нікелю, міді і кобальту складає $(35 \dots 25) : (17 \dots 14) : 1$.

Прожилкові і прожилкові вкраплені руди мають невелике розповсюдження. Вони відрізняються тонким взаємним проростанням основних сульфідних мінералів – піротину, пентландиту і халькопіриту. Співвідношення нікелю, міді і кобальту складає 47:48:1.

Силікатні нікелеві руди представляють собою сипкі і глиноподібні породи – продукт вивітрювання ультрабазитів. З силікатних руд видобувається 15...20 % нікелю. Ці руди характеризуються невисоким вмістом нікелю, але великими запасами. Вміст нікелю в силікатних рудах рідко перевищує 0,9...1,4 %. Серед силікатних

руд виділяють залізисті, кременисті, магнезіальні і глиноземисті. Співвідношення нікелю і кобальту складає (20...30):1.

6.3 Вимоги до концентратів

Вимоги до нікелевих і мідно-нікелевих концентратів визначаються у кожному конкретному випадку залежно від співвідношення металів, їхнього загального вмісту, складу породних мінералів, наявності супутніх компонентів, і інших умов. Мідно-нікелеві концентрати для наступної плавки на фінштейн повинні містити не менше 3,5 % нікелю, окису магнію, який підвищує тугоплавкість шихти, не більше 15...20 %.

Вміст міді в селективних мідних концентратах досягає 30 %, а вміст нікелю в нікелевих концентратах складає 4,0...10,5 %. Колективні мідно-нікелеві концентрати містять 5...10 % міді і 7...12 % нікелю.

6.4 Флотаційні властивості мінералів нікелю

За флотаційними властивостями нікелеві мінерали (сульфіди і арсеніди) близькі до піриту і арсенопіриту. Основні сульфідні нікелю (пентландит, нікелістий піротин, мілерит) порівняно легко окислюються розчиненим у пульпі киснем. При високій концентрації кисню в пульпі основним продуктом окислення пентландиту є суміш гідроокислів трьохвалентного заліза і двоховалентного нікелю, а продуктом окислення мілериту – тільки гідроокис двоховалентного нікелю. У відновному середовищі на поверхні пентландиту може утворитися суміш карбонату і гідроокису двоховалентного заліза і гідроокису двоховалентного нікелю. Утворення суміші продуктів окислення, які відрізняються параметрами кристалічних решіток, не може привести до утворення щільної пасивуючої плівки окисних сполук на поверхні пентландиту і тим самим суттєво впливати на його флотованість у звичайних умовах флотації сульфгідрильними збирачами.

Піротин – основний рудний мінерал. Його властивість як носія нікелю виявляється у виді твердого розчину сульфїду нікелю і дрібних включень або емульсійного вкраплення пентландиту в піротині. Піротин буває сильно- і слабомагнітним. Значна частина нікелю (до 25 %) у вкраплених рудах не вилучається. До цієї категорії відноситься силікатний нікель, який представлений емульсійним вкрапленням пентландиту в силікатах, і нікелем, який ізоморфно зв'язаний з силікатами (олівіном, серпентином, піроксеном).

Піротин окислюється киснем повітря ще швидше ніж сульфїди нікелю. При цьому продукти окислення утворюють на поверхні піротину дуже щільну плівку, яка перешкоджає взаємодії мінералу як зі збирачем, так і з активатором. Створення на поверхні піротину пасивуючої окисної плівки є причиною незадовільної флотації звичайного і нікелістого піротинів. Крім того, піротини різної крупності і модифікації мають різну флотованість. Звичайно, чим вище вміст трьохвалентного заліза в піротині, тим краще він флотує сульфгідрильними збирачами. Незадовільна флотованість піротину погіршується депресуючою дією катіонів кальцію і магнію, які виділяються вміщувальними породами у рідку фазу пульпи, а також наявністю у пульпі тонких шламових частинок природно-гідрофобних силікатних мінералів (тальку, хлориту, серициту), які можуть екранувати бульбашки повітря і тим самим утруднювати закріплення на них зерен сульфідних мінералів. Для інтенсифікації флотації піротину запропоновано декілька способів.

За одним із способів флотацію піротину проводять у кислому середовищі (рН=4...5), яке забезпечує розчинення або руйнування на його поверхні окислених сполук. Іншим, найбільше розповсюдженим, способом інтенсифікації флотації піротину є модифікація його поверхні в результаті активуючої дії мідного купоросу. Активація піротину солями міді приводе до стабілізації його поверхні навіть в умовах аерації пульпи. Додатки ксантогенату у розчин з мідним купоросом підвищують щільність сорбції сполук міді на піротині і знижують її на поверхні піриту і халькопіриту. Ефективність активуючої дії мідного купоросу на флотацію піротину у значному ступені залежить від оптимального співвідношення витрат активатора і соди, яка сприяє осадженню солей лужноземельних

металів і заліза. Додатки сірчаного натрію сприяють руйнуванню окисних сполук заліза на поверхні піротину і покращують його активацію мідним купоросом і флотацію в лужному середовищі.

Основні промислові мінерали нікелю (пентландит, нікелістий піротин, мілерит) флотують з використанням бутілового, амілового і ізопропілового ксантогенатів. При цьому необхідна концентрація ксантогенатних іонів залежить від рН пульпи.

При наявності у мідно-нікелевих рудах легкофлотованих алюмосилікатів (тальку, серициту, хлориту, серпентину і ін.), які розубожують концентрати і підвищують їхню тугоплавкість. Для депресії цих сполук застосовують неорганічні (рідке скло, тринатрійфосфат, пірофосфат) і органічні реагенти (крохмаль, муку, декстрин, карбоксиметилцелюлозу і ін.). Найбільше розповсюдження з них отримала карбоксиметилцелюлоза.

6.5 Технологічні схеми переробки мідно-нікелевих руд

Специфічність технологічних схем збагачення мідно-нікелевих руд обумовлюється особливостями їхнього речовинного складу, необхідністю комплексного використання сировини і вилучення у відповідні продукти збагачення, крім нікелю і міді, інші цінні компоненти (платину, золото, срібло, кобальт і ін.), можливість наступної переробки отриманих концентратів.

На збагачувальних фабриках застосовують в основному три групи схем:

- схеми флотації з одержанням колективного мідно-нікелевого концентрату;
- схеми колективної флотації сульфідів з наступним розділенням отриманого концентрату на мідний і нікелевий;
- комбіновані магнітно-флотаційні схеми з одержанням як колективних, так і однойменних концентратів.

Схеми, які передбачають отримання колективного мідно-нікелевого або мідно-нікелево-піротинового концентрату найшли найбільше розповсюдження. Мідно-нікелеві руди діляться на вкраплені і суцільні.

Вкраплені мідно-нікелеві руди збагачуються за схемами колективної флотації з одержанням колективного мідно-нікелевого концентрату, який залежно від співвідношення міді і нікелю або розділяють на мідний і нікелевий концентрати, або підвергають плавці з отриманням фінштейну. При співвідношенні міді і нікелю менше двох колективний концентрат підвергається плавці з отриманням фінштейну, якщо це співвідношення більше двох колективний концентрат селективно розділяється на мідний і нікелевий концентрати. Основні труднощі при використанні цих схем зв'язані з відділенням флотаційне активних силікатів (тальку, хлориту, серициту) і вилученням нікелістого піротину. З урахуванням швидкої окислення піротину, що приводе до зниження його флотованості, схеми будуються таким чином, щоб і розкриті, і сфлотовані сульфідні як можна швидше виводилися з процесу. Для цього, якщо дозволяє характер вкраплення, проводиться міжциклова флотація або флотація в циклі подрібнення; число і об'єм циркулюючих продуктів зводяться до мінімуму і основна флотація проводиться у відкритому циклі. Технологічна схема (рис. 6.1) у ряді випадків включає промпродуктовий цикл, концентрат якого направляється в останню перелічену операцію об'єднаного концентрату міжциклової і основної флотації. Крупність подрібнення руди, що поступає у міжциклову флотацію складає 40...50 % класу $-0,074$ мм, у основну флотацію – 60...80 % цього класу, промпродукти часто подрібнюються до крупності 100 % класу $-0,044$ мм.

Основна флотації проводиться у лужному середовищі при $\text{pH}=9\text{...}10$. Лужне середовище звичайно створюється содою, але іноді регулятори середовища не застосовуються. Як збирачі використовують бутіловий або аміловий ксантогенати, а також сполучення амілового і ізопропілового ксантогенатів, бутілового ксантогенату і аерофлоту і ін. Ксантогенат часто завантажують у млин, щоб забезпечити взаємодію збирача із свіжеоголеною неокисленою поверхнею піротину. Як спінювачі найчастіше використовуються Т-80 і соснове масло. При необхідності застосовують мідний купорос як активатор піротину. Мінерали породи, головним чином флотаційне активні силікати, депресують рідким склом, карбоксиметилцелюлозою, і рідше сульфоефіри целюлози, мідноаміачні розчини

целюлози і ін.. Слід відмітити, що карбоксиметилцелюлоза є більше активний депресор силікатів ніж рідке скло.

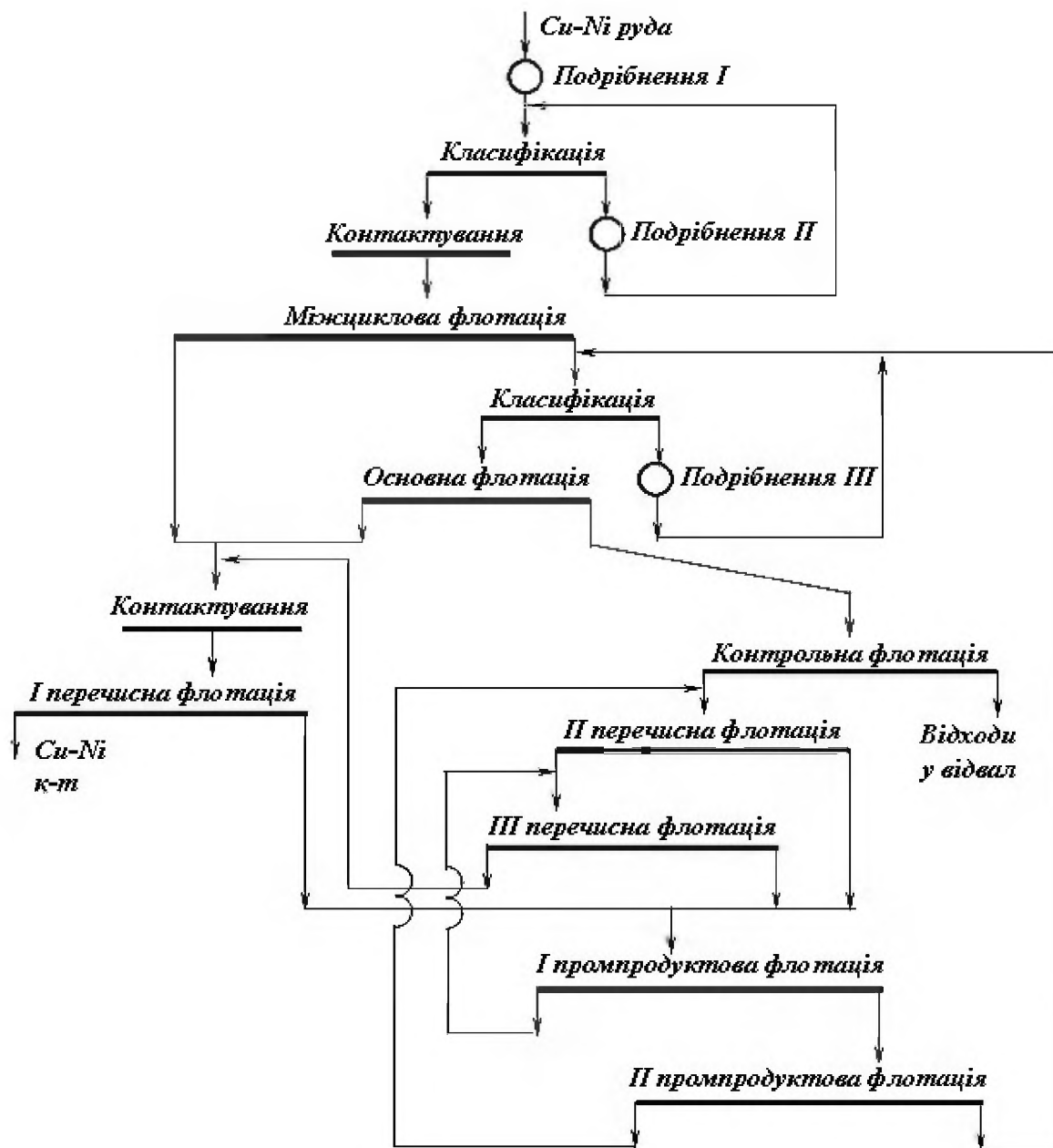


Рисунок 6.1 – Технологічна схема флотації вкрапленої мідно-нікелевої руди з одержанням колективного мідно-нікелевого

Однак не завжди вдається депресувати флотаційне активні силікати у лужному середовищі, і тоді флотація проводиться у кислому середовищі при $pH=3...5,5$. Кисле середовище створюється сірчаною кислотою або сірчистим газом. Слід відмітити, що слабокисле середовище є кращим, чим лужне, для активації флотації піротину, яка здійснюється мідним купоросом або мідноаміачним комплексом $Cu(NH_3)_4 \cdot SO_4 \cdot H_2O$, який утворюється при змішуванні

аміаку з мідним купоросом у співвідношенні 2:1. Крім того, застосовують депресори: карбоксиметилцелюлозу або карбоксиметилцелюлозу у сполученні з рідким склом. Флотація проводиться етиловим або аміловим ксантогенатом. Для більше повного вилучення корисних мінералів і особливо піротину застосовують схему з роздільною флотацією пісків і шламів (рис. 6.2). Роздільна флотація може проводитись як у голові процесу (після подрібнення руди до необхідної крупності), так і після основної флотації, коли застосовується флотація піскової фракції відходів.

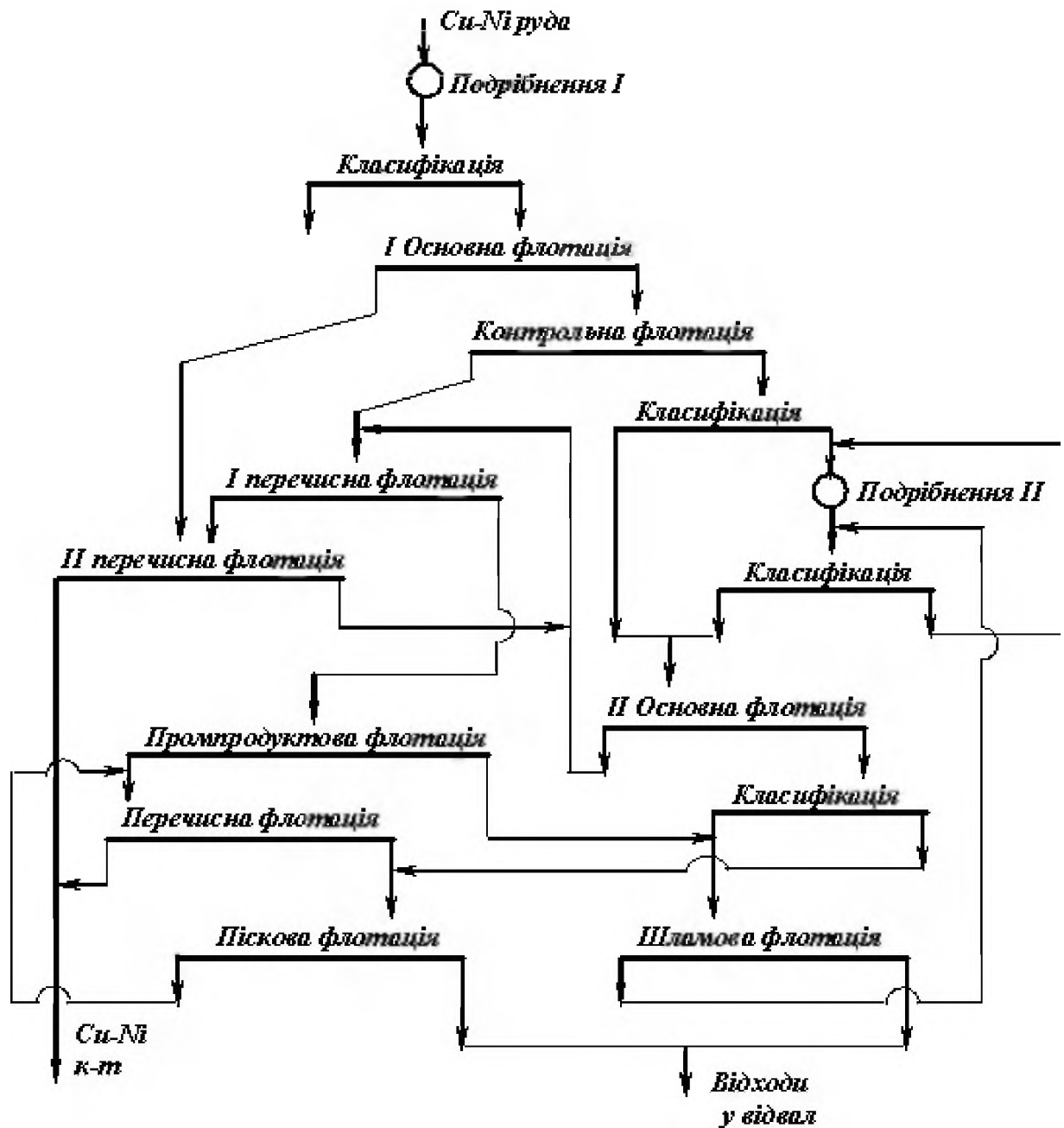


Рисунок 6.2 - Технологічна схема переробки вкрапленої мідно-нікелевої руди з роздільною флотацією пісків і шламів

Колективний мідно-нікелевий концентрат розділяється флотацією мідних і депресією нікелевих мінералів (рис. 6.3).

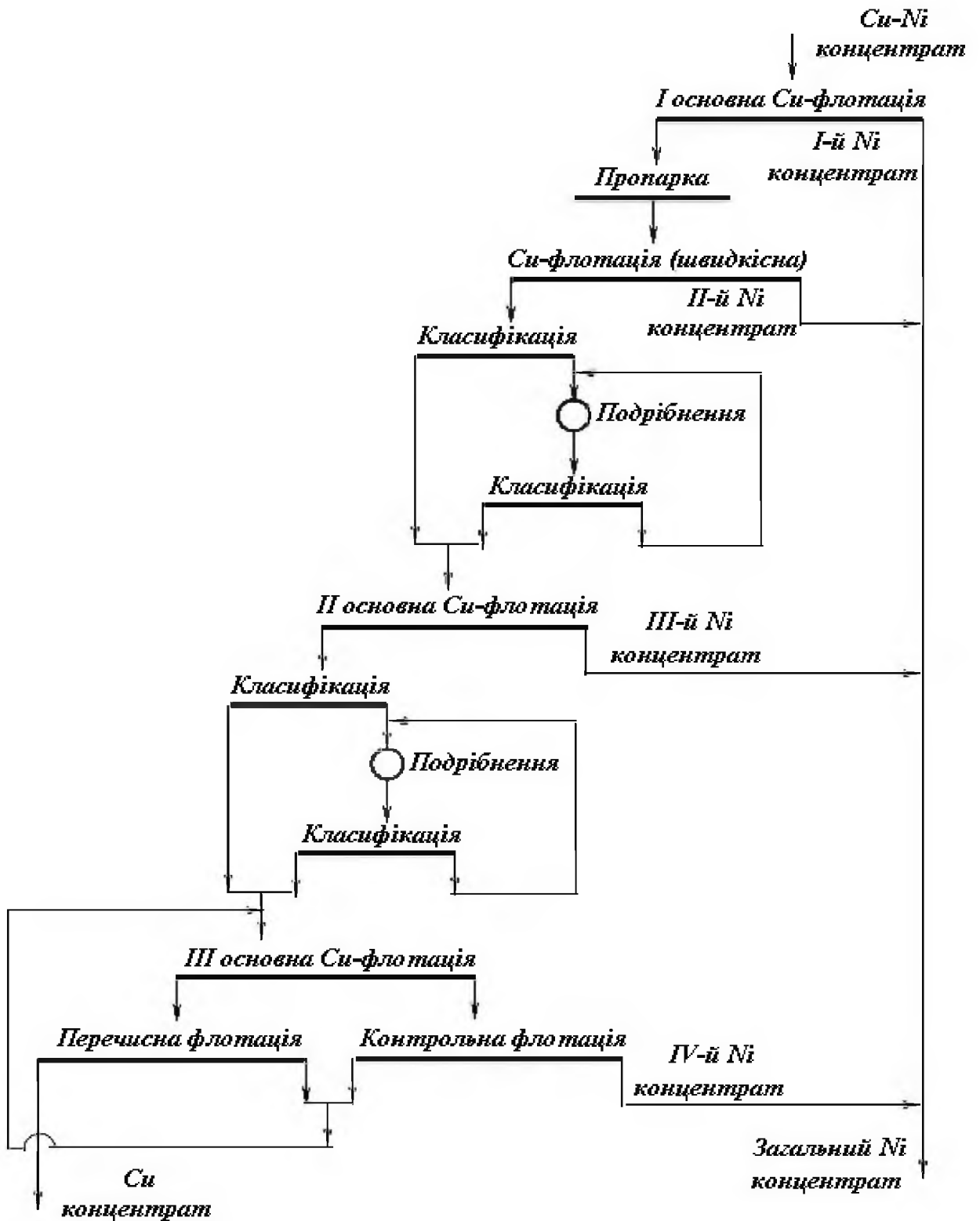


Рисунок 6.3 – Схема селективної флотації мідно-нікелевих концентратів

Депресія нікелевих мінералів досягається завантаженням вапна до $\text{pH}=11\dots 12$, декстрину, пропаркою з вапном, сполученням вапна і ціаніду при підвищеної (до $35\text{ }^{\circ}\text{C}$) температурі пульпи у перемисних операціях, сполученням вапна і декстрину, вапна і сульфату натрію. Часто колективний концентрат перед селекцією або після першого прийому мідної флотації додатково подрібнюється. При необхідності розділення колективного концентрату колективна флотація проводиться без подачі мідного купоросу, тому що він активує нікелеві мінерали і утруднює наступну селекцію.

У цьому випадку звичайно в колективний концентрат, який одержують у лужному середовищі, вилучають халькопірит і пентландит. Вапно застосовується для депресії піротину, який потім активується мідним купоросом і флотується у піротиновий концентрат. Піротиновий концентрат об'єднується з нікелевим концентратом або направляється на металургійну переробку для вилучення з нього заліза, сірки і нікелю.

Комбіновані магнітно-флотаційні схеми переробки мідно-нікелевих руд застосовуються при значному вмісті у рудах міді і нікелю тісно зв'язаних з сильно магнітними різновидами піротину.

Магнітна сепарація може застосовуватись для віддалення крупних виділень піротину з дробленої руди і додаткового вилучення піротину з різних продуктів флотації (рис. 6.4 а); розділення вихідного живлення флотації на магнітну і немагнітну фракції, для переробки кожної з яких можуть бути створені найбільш оптимальні умови подальшої флотації (рис. 6.4 б).

Комбінування методів флотації і магнітної сепарації дозволяє більш ефективно рішати проблеми комплексного використання мідно-нікелевих руд з одержанням або мідно-нікелевих концентратів з оптимальним співвідношенням вмісту міді і нікелю в них, або однойменних мідних і нікелевих концентратів, або мідних, нікелевих і піротинових концентратів.

Повнота вилучення цінних компонентів при переробці вкраплених мідно-нікелевих руд визначається не тільки вилученням сульфідів нікелю і міді, але й повнотою вилучення піротину, з яким

зв'язана іноді значна частина супутніх металів і елементів (кобальту, селену, телуру, металів платинової групи, срібла, золота і ін.).

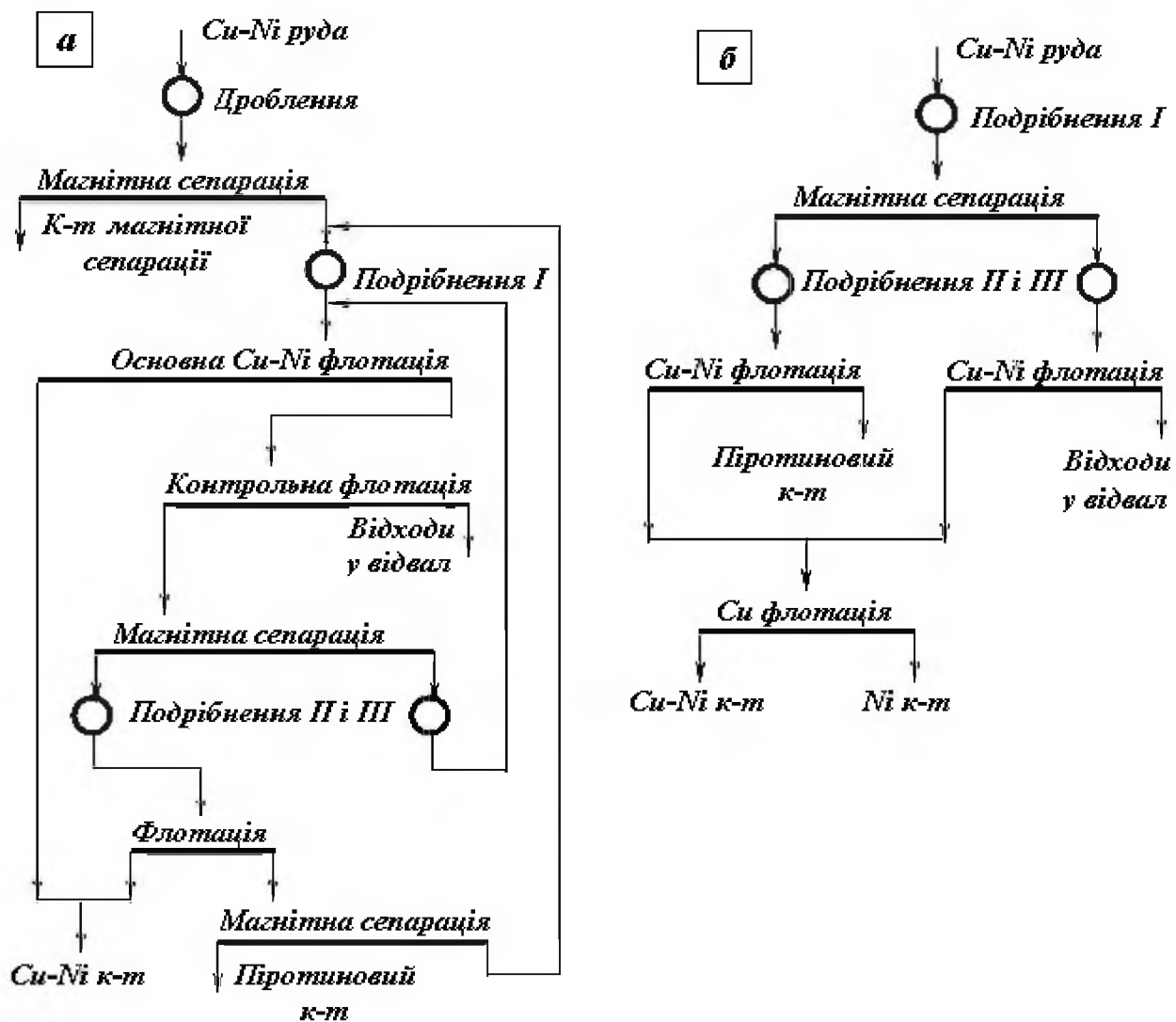


Рисунок 6.4 – Принципові магнітно-флотаційні схеми збагачення мідно-нікелевих руд

Суцільні руди, в яких сульфіди представлені в основному халькопіритом, пентландитом і піротином, а співвідношення міді і нікелю не перевищує одиниці, збагачуються за такими ж схемами, як і вкраплені руди.

Значно більшу складність представляє збагачення суцільних руд, які містять крім халькопіриту такі сульфіди міді як талнахит $Cu_9Fe_8S_{16}$, кубаніт $CuFe_2S_3$, моїхукит $Cu_9Fe_9S_{16}$ і мають співвідно-

шення міді і нікелю більше одиниці. Для переробки таких руд розроблена технологічна схема з попереднім збагаченням крупної руди у важких суспензіях (рис. 6.5).

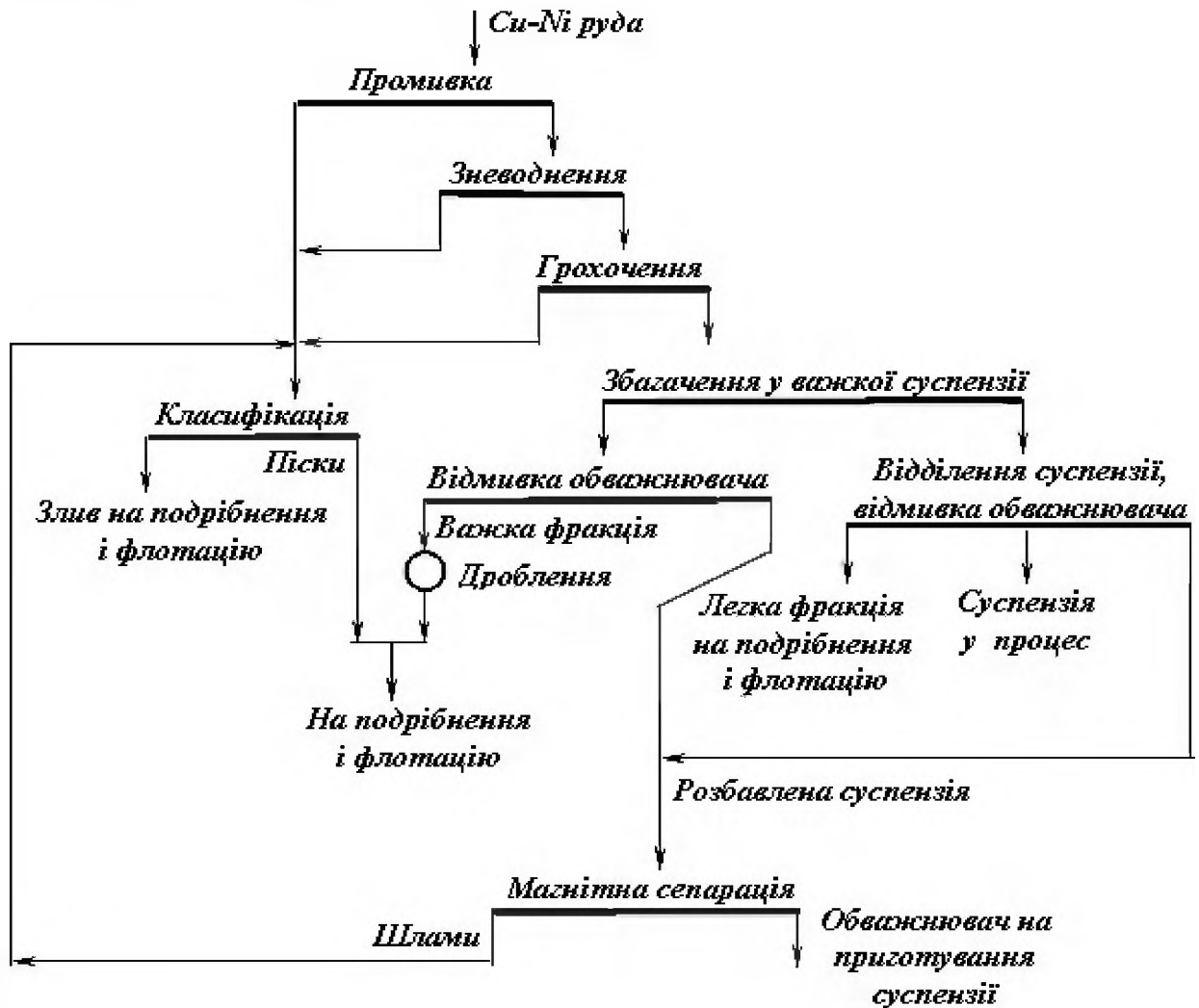


Рисунок 6.5 – Схема збагачення мідно-нікелевих руд у важкій суспензії

Руда підвергається двостадійному дробленню до крупності – 100 мм, після чого направляється на промивку і контрольне грохочення по класу 8 мм. Надрешітний продукт грохотів збагачується у важкий феросиліцієвої суспензії густиною 3000...3100 кг/м³, де відбувається розділення вкрапленої руди від жильної. Хоча у даному випадку легка фракція не є відвальною, але основна маса важкої фракції, яка поступає на селективну флотацію, представлена матеріалом стабільного складу з чистою мінеральною поверхнею (не оброблялася реагентами), що полегшує селекцію.

Важка фракція подрібнюється до крупності 85...90 % класу – 0,044 мм, піддається аерації протягом 15...25 хв. і збагачується за схемою прямої селективної флотації з послідовним виділенням мідного, нікелевого і піротинового концентратів. Збирач – бутіловий аерофлот – завантажується у процес аерації. Як спінювач застосовують метилізобутілкарбинол, як активатор мідних мінералів – сульфід натрію. З відходів мідної флотації після їх згущення отримують багатий нікелевий концентрат, у який вилучається основна частина пентландиту. Флотація проводиться сполукою бутілового ксантогенату і метилізобутілкарбинолу. Піротин вилучається флотацією із відходів нікелевого циклу з використанням бутілового ксантогенату і метилізобутілкарбинолу, але при менших витратах, чим при нікелевої флотації. З легкої фракції після її подрібнення до 80 % класу – 0,074 мм і флотації із застосуванням бутілового ксантогенату і спінювача Т-80 отримують колективний концентрат і відвальні відходи. Колективний концентрат після пропарки з вапном і подрібнення розділяють на мідний (пінний продукт) і бідний нікелевий концентрати. Кобальт, елементи платинової групи, золото, срібло, які містяться у мідно-нікелевих рудах, вилучаються у основному у мідний, нікелевий і піротиновий концентрати.

Контрольні запитання

- 1. Назвіть основні властивості і галузі застосування нікелю.*
- 2. Охарактеризуйте родовища нікелевих руд.*
- 3. Назвіть основні нікелеві мінерали і їхні властивості.*
- 4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні нікелевих руд.*
- 5. Назвіть вимоги до якості нікелевих концентратів.*
- 6. опишіть технологічну схему збагачення мідно-нікелевих руд з роздільною флотацією пісків і шламів.*
- 7. опишіть магнітно-флотаційну схему збагачення мідно-нікелевих руд.*
- 8. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні мідно-нікелевих руд.*
- 9. опишіть реагентний режим при флотації мідно-нікелевих руд.*

7 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ СВИНЦЕВИХ ПОЛІМЕТАЛІЧНИХ РУД

7.1 Основні властивості і галузі застосування свинцю

Свинець – хімічний елемент IV групи Періодичної системи Д.І.Менделєєва з атомним номером 82 і атомною масою 207,2. Кристалічна ґратка – гранецентрований куб з ребром $a = 4,9 \cdot 10^{-10}$ м. Атомний радіус свинцю $1,75 \cdot 10^{-10}$ м, іонний радіус чотирьохвалентного свинцю $0,76 \cdot 10^{-10}$ м, двохвалентного $1,26 \cdot 10^{-10}$ м. Конфігурація зовнішніх електронних оболонок атома свинцю $6s^2 6p^2$, тому він проявляє ступені окислення +2 і +4 і хімічно малоактивний.

Густина свинцю при 20°C складає 11340 кг/м³, температура плавлення 327,4°C, температура кипіння 1725°C. Свинець – важкий метал, блакитно-сірого кольору, м'який і пластичний. При окисленні на поверхні свинцю утворюється найтонша плівка PbO , яка запобігає його глибокому окисленню.

Свинець найбільш широко застосовується для виробництва свинцевих акумуляторів, корозійної і стійкої у агресивних середовищах апаратури. Свинець добре поглинає γ - і рентгенівське випромінювання, тому його застосовують при виготовленні засобів захисту від відповідного випромінювання і апаратури для збереження радіоактивних речовин. Значна кількість свинцю використовується для виготовлення оболонок електричних кабелів.

Свинець утворює сплави з багатьма металами. Низьколеговані сплави свинцю містять невеликі добавки заліза, міді, сурми, олова, кадмію, кальцію, які підвищують його міцність і корозійну стійкість. Високолеговані сплави свинцю з великою кількістю цих добавок, крім міцності і корозійної стійкості, мають високу твердість і антифрикційні властивості. Легкоплавкі свинцеві сплави використовуються як припої. Органічна сполука свинцю – тетраетилсвинець застосовується як антидетонаційна добавка до моторного палива. Окис свинцю додають у кришталі і оптичне скло для одержання матеріалів з великим показником переломлення.

7.2 Свинцеві руди і мінерали

До свинцевих поліметалічних руд відносять руди, які містять сульфіди свинцю, цинку, міді і заліза. Основні корисні мінерали поліметалічних руд – галеніт, сфалерит, сульфіди міді і пірит. У зонах окислення родовищ поліметалічних руд розповсюджені церусит, англезит, окислені мінерали міді і цинку, оксиди і карбонати заліза. Характеристика найбільше розповсюджених мінералів свинцю наведена в табл. 7.1.

За умовами утворення, морфології рудних тіл, речовинному складу і іншим геологічним особливостям свинцевовмісні руди можуть бути розділені на п'ять основних геолого-промислових типів: колчеданні, метасоматичні, стратиморфні, жильні і скарнові. Основні запаси представлені вкрапленими рудами родовищ колчеданного і стратиморфного типів. Вміщувальні породи, поряд з роговиками і карбонатами, нерідко містять значну кількість бариту. Усі свинцеві поліметалічні руди є комплексними. Крім основних металів вони звичайно містять як супутники срібло, золото, кадмій, індій, талій, галій, германій, селен, телур і інші елементи.

Таблиця 7.1 – Характеристика основних свинцевих мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Вміст Pb, %	Густина, кг/м ³	Твердість
Галеніт	PbS	86,6	7500	2 – 3
Церусит	PbCO ₃	77,5	6500	2,5 – 3
Англезит	PbSO ₄	68,3	6250	2,5 – 3
Вульфеніт	PbMoO ₄	55,8	6650	3
Піроморфіт	Pb ₅ (PO ₄) ₃ Cl	76,1	6900	3,5 – 4

Скарнові руди – комплексні, вони містять свинець і цинк. Співвідношення свинцю і цинку в цих рудах звичайно 1:1,4. Основні сульфідні мінерали в скарнових рудах – галеніт, сфалерит, піротин. Пуста порода представлена мінералами гранатової групи.

В рудах метасоматичних родовищ співвідношення свинцю і цинку дорівнює 1:0,8. Пуста порода в рудах представлена в основному кварцом і доломітом, присутні також кальцит, сидерит.

Колчеданні руди відрізняються високим вмістом піриту, складністю мінерального складу і тонким взаємним пророщенням мінералів. Колчеданні руди, як правило, поліметалічні, вони містять свинець, мідь і цинк. В рудах присутні золото, срібло, кадмій, олово, вісмут, пірит, флюорит, барит, які мають промислове значення. Співвідношення свинцю і цинку в цих рудах звичайно 1:2,4. Пуста порода в рудах представлена кварцом і кальцитом, а на деяких родовищах баритом, хлоритом, серицитом, флюоритом.

Руди родовищ стратиформного типу відрізняються досить високим вмістом свинцю і цинку при співвідношенні 1:1. Рудні мінерали представлені галенітом і сфалеритом, в зонах окислення присутні англезит, церусит, смітсоніт. Мінерали пустої породи в цих рудах звичайно представлені кварцом, доломітом, баритом.

В родовищах *жильного типу* співвідношення свинцю і цинку дорівнює 1:1,5. Основні породоутворюючі мінерали в цих рудах – кварц, кальцит, рудні мінерали – галеніт і сфалерит.

Важливішими з свинцевовмісних руд промислових типів являються мідно-свинцево-цинкові (поліметалічні), свинцево-цинкові і свинцеві.

Основна маса свинцевих і свинцево-баритових руд відноситься до родовищ стратиформного типу. Для цього типу характерна тонке вкраплення рудних мінералів і високий ступінь окислення, але чисто свинцеві руди зустрічаються дуже рідко.

Значна частина запасів свинцево-цинкових руд міститься в родовищах колчеданного типу. Руди цього типу мають важку збагачуваність внаслідок тонкого вкраплення і тісного взаємного проростання рудних і нерудних мінералів.

Однак найбільше значення мають поліметалічні руди, які відносяться до родовищ скарнового, жильного і колчеданного типів. За ступенем окислення руди підрозділяються на сульфідні, окислені і змішані.

В сульфідних рудах крім халькопіриту, галеніту і сфалериту, часто присутні пірит, арсенопірит і ін. Нерудні мінерали представлені

кварцом і кальцитом, а у деяких родовищах баритом, хлоритом, серицитом, флюоритом і скарновими породами. Срібло в рудах зв'язано з галенітом і сульфідами міді. Золото зустрічається в вільному стані або зв'язано з піритом і халькопіритом. Кадмій частіше міститься в сфалериті. Руди характеризуються різноманіттям текстурно-структурних ознак, різноманіттям типів зрощення мінералів, великим діапазоном коливань розмірів рудного вкраплення.

На відміну від сульфідних, окислені і змішані руди характеризуються більше складним мінеральним складом, різким погіршенням фізичних властивостей (вміст глини, шламів і ін.) і важкою збагачуваністю.

7.3 Вимоги до концентратів

В результаті збагачення необхідно одержати кондиційні концентрати мідний (табл. 4.2), свинцевий (табл. 7.2), цинковий (табл. 5.2), піритний (табл. 4.3) концентрати, а при наявності бариту і баритові концентрати (табл. 7.3 і 7.4) з максимальним вилученням в них оди-йменних компонентів.

Шкідливі домішки свинцевих концентратів є цинк і мідь. Вміст металів у свинцевих концентратах першого і останнього сорту такі: свинцю – не менше 70 і 40 %, цинку – не більше 2,5 і 13 %, міді – не більше 1,5 і 16 % (табл. 7.2). Шкідлива домішка цинкових концентратів – залізо. Кондиції для першого і останнього сорту цинкового концентрату: цинку – не менше 56 і 40 %, заліза – не більше 5 і 16 % (табл. 5.2). Для мідних концентратів свинцево-цинкової промисловості залежно від сорту встановлені такі вимоги до вмісту кольорових металів: міді не менше 20 і 11%, свинцю не більше 7 і 19 %, цинку не більше 6 і 19 %.

Таблиця 7.2 – Технічні вимоги до свинцевих концентратів (КС) і свинцевого (ППС) та свинцево-мідного (ПСМ) промпродуктів за ОСТ 48-92-75

Марк а	Вміст, %			Марк а	Вміст, %		
	Pb, не ме- нше	Домішки, не більше			Pb, не ме- нше	Домішки, не більше	
		Zn	Cu			Zn	Cu
КС-0- А	74 73	2,5 2,5	1,5 1,5	КС-4- А	56 55	7,0 8,0	3,3 3,5
КС-0	71	3,0	1,7	КС-4	50	10,0	4,0
КС-1- А	70 66	3,0 4,0	1,8 2,0	КС5	45	11,0	5,0
КС-1	65	4,0	2,0	КС-6	40	13,0	6,0
КС-2- А	61 60	5,5 6,0	2,5 2,5	КС-7	30	-	-
КС-2				ППС	20	-	20,0
КС-3- А				ППМ			
КС-3							

Примітки. 1. Промпродукт свинцевий марки ППС поставляється по узгодженню із споживачем.

2. Вміст золота, срібла і вісмуту не нормується.

3. Вміст вологи у сульфідних концентратах, які не підвергаються сушці, повинно бути не більше 12,5 %.

4. Концентрати застосовуються для виробництва свинцю і супутніх йому цінних компонентів.

Таблиця 7.3 – Технічні вимоги до бариту за ГОСТ 4683-74

Марка бариту	Вміст, %					
	BaSO ₄ , не ме- нше	вологи не бі- льше	Домішок, не більше			фракції – 5 мкм не бі- льше
			SiO ₂	Fe ₂ O ₃	водороз- чинні со- лі	
КБ-1	95	2	1,5	0,5	0,25	5
КБ-2	92	2	1,5	1,0	0,30	5
КБ-3	90	2	2,5	1,5	0,35	10
КБ-4	87	2	3,5	2,0	0,40	15

КБ-5	85	2	4,5	2,5	0,45	20
КБ-6	80	2	4,5	2,5	0,45	20

Примітка. ГОСТ 4683-74 визначає вимоги до баритової продукції для хімічної, електротехнічної і лакофарбової промисловості.

Таблиця 7.4 – Технічні вимоги до баритового обважнювача флотаційного, який отримують попутно при збагаченні руд кольорових металів за МРТУ 48-6-17-72

Марка баритового обважнювача флотаційного	Густина, кг/м ³ , не менше	Вміст, %						
		BaSO ₄ не менше	вологи не більше		водороз- чинних со- лей не бі- льше		класу +0,09 мм не більше (за ГОСТ 3584-73)	класу 0,005 мм не більше
			у підсуше- ному	у непідсу- шеному	усього	у тому чис- лі		
БУФ В	425	90	5	14	0,30	0,05	4	8
БУФ-1	0	не норму- ється « «	5	14	0,35	0,05	6	10
БУФ-2	420		5	14	0,40	0,05	6	15
БУФ-3	0		5	14	0,45	0,05	8	20
	410							
	0							
	400							
	0							

Примітки. 1. Баритовий обважнювач густиною 3800 – 3990 кг/м³ відвантажується постачальником по узгодженню із споживачем.

2. Відвантаження вологого баритового обважнювача впровадиться у терміни узгоджені зі споживачем.

3. Тонкість помелу (залишок на ситі № 9) за ГОСТ 3584-73 більше 9 % дозволяється по узгодженню між постачальником і споживачем.

4. Концентрати застосовуються для підвищення густини бурових розчинів при проходженні нафтових і газових свердловин.

7.4 Флотаційні властивості мінералів свинцю

Основний промисловий мінерал свинцю – *галеніт*. Кристалічна структура і спайність галеніту такі, що при його розколюванні не відбувається розриву іонних зв'язків і свіжеоголена поверхня мінералу гідрофобна. Тому він може флотуватися одним тільки спінювачем. Під дією кисню у присутності вуглекислого газу і води поверхня галеніту легко окислюється з утворенням сульфату (при $pH \leq 6,7$), карбонату ($pH = 6,7 - 9$) або гідрокарбонату ($pH = 9 - 12$) свинцю.

При невисокому ступені окислення галеніт добре флотується ксантогенатами і дітіофосфатами при pH до 9 – 9,5. Великий вплив на флотаційні властивості галеніту роблять домішки, особливо мідь, тип провідності, кристалохімічні і генетичні особливості мінералу [17, 29].

Депресором галеніту є сірчаний натрій при великих витратах, коли сульфід-іони починають витісняти з поверхні галеніту сорбований ксантогенат і утворена суцільна сульфідна плівка не взаємодіє зі збирачем. Галеніт добре депресується також хроматом (K_2CrO_4) і біхроматом ($K_2Cr_2O_7$) калію, які володіють сильними окислювальними властивостями. Їхня дія зв'язана не тільки з утворенням на поверхні галеніту важкорозчинного хромату свинцю, але й з окисненням мінералу і ксантогенату. Найбільш ефективна депресія хроматами відбувається при $pH = 5 - 6$. Для депресії флотованості галеніту застосовують також інші окислювачі (манганат і перманганат калію, хлорне вапно), відновники (сульфіт і тіосульфат натрію, сірчану кислоту) або їхні сполучення з солями заліза (залізним купоросом, хлорним залізом).

Сульфит і тіосульфат натрію у сполученні з залізним купоросом застосовують для депресії галеніту при розділенні мідно-свинцевих концентратів. Для розділення мідно-свинцевих концентратів можна також використовувати ціаністі сполуки, які на галеніт не діють, але добре депресують мідні мінерали.

Окислені мінерали свинцю, і раніш за все церусит і англезит, погано флотуються сульфгідрильними збирачами. Тому окислені мінерали свинцю флотуються ксантогенатами тільки після сульфідизації їхньої поверхні сульфідом натрію. Оптимальне значення pH для сульфідизації церуситу 8,5 – 9,3, для сульфідизації англезиту 7,5 – 8,2. За здібністю до сульфідизації і наступної флотації окислені мінерали свинцю можна розділити на такі групи: мінерали, які легко сульфідизуються і легко флотуються – церусит, англезит і вульфеніт; мінерали, які погано сульфідизуються і слабо флотуються – міметезит і піроморфіт; мінерали, які не сульфідизуються і не флотуються – плюмбозит.

Для окислених свинцевих мінералів можливо застосування флотації жирнокислотними збирачами – олеїною кислотою, олеатом натрію, нафтовими кислотами, таловим маслом. Однак використання цих збирачів обмежується рудами, що не містять доломіту, вапняків, окислів заліза, які також добре флотуються оксигідрильними збирачами, а їхня депресія рідким склом часто не ефективна.

7.5 Технологічні схеми переробки свинцевих руд

Технологія збагачення свинцевих сульфідних руд визначається крупністю вкраплення, рівномірністю розподілу, флотаційною активністю галеніту і наявністю піриту.

Комбінований гравітаційно-флотаційний процес збагачення застосовується для руд з крупним вкрапленням галеніту, основна маса якого виділяється у голові процесу за допомогою важкосередовищної сепарації або відсадки. Комбінований процес застосовується не тільки для збагачення чисто свинцевих руд, але й для свинцево-цинкових і поліметалічних. Він дозволяє, по-перше, у голові процесу віддалити до 40 % легкої фракції з відвальним вмістом металів і тим самим підвищити продуктивність флотаційного відділення, по-друге, значно знизити переподрібнення галеніту і, по-третє, підвищити вміст цінних металів в руді, яка направляється на флотацію [11, 29].

Свинцеві руди у природі зустрічаються рідко, їхнє збагачення здійснюється за простими технологічними схемами, стадіальність

яких залежить від крупності вкраплення і рівномірності розподілу галеніту по класам крупності. Флотується звичайно галеніт у содовому середовищі при $pH = 8 - 8,5$ ксантогенатами або дітіофосфатами. Присутній у рудах пірит добре депресується невеликою добавкою ціаніду. Така схема переробки крупнокристалічних свинцевих руд звичайно включає збагачення у важких суспензіях, відсадку для виділення штуфного галеніту, подрібнення і флотацію його з важкої фракції і відходів відсадки. Якщо в рудах містяться оксиди і гідроокисли заліза, в технологічну схему включаються операції збагачення дрібних класів на концентраційних столах або гвинтових сепараторах і магнітна сепарація. Тонковкраплені свинцеві мінерали з відходів гравітаційного і магнітного збагачення вилучаються після попередньої сульфідизації. Для більше повного вилучення корисних мінералів застосовують схему з роздільною флотацією пісків і шламів (рис. 7.1).

Більш широке розповсюдження мають змішані сульфідно-окислені руди, в яких міститься 15 – 80 % свинцю у виді окислених мінералів (в основному , у виді церуситу і англезиту). Ці руди у залежності від співвідношення між сульфідними і окисленими мінералами збагачуються флотацією за схемами двох типів: роздільної або сумісної флотації.

За схемою роздільної флотації збагачують руди, у яких співвідношення сульфідних і окислених форм свинцю складає 1:1. За такою схемою при невеликих витратах сірчаного натрію і збирача флотують галеніт, а потім після сульфідизації сірчаним натрієм – окислені свинцеві мінерали. При цьому велика концентрація сірчаного натрію у пульпі звичайно погіршує процес сульфідизації і свинцеві мінерали можуть навіть депресуватися, а селективність флотації різко знижуватися. Тому застосовується порційна подача сірчаного натрію, яка забезпечує утворення на поверхні окислених мінералів стійкої сульфідної плівки. Однак при порційної подачі сірчаного натрію слід ураховувати різну здібність мінералів до сульфідизації і швидке окислення сірчаних і гідросірчаних іонів до сульфат-іонів при інтенсивної аерації пульпи у флотаційних камерах.

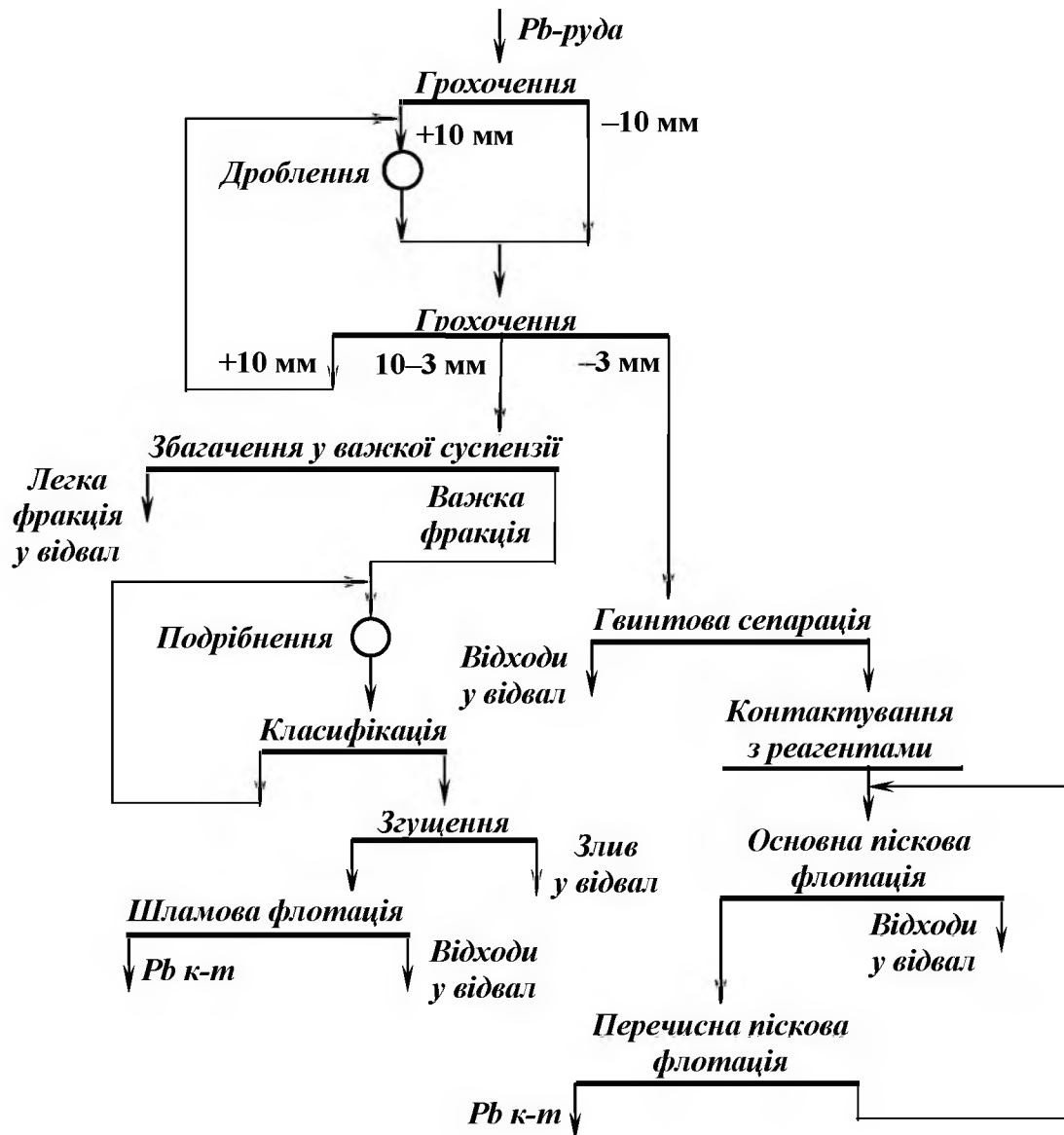


Рис. 7.1 – Технологічна схема гравітаційно-флотаційного збагачення свинцевої руди.

В практиці збагачення змішаних свинцевих руд найбільше розповсюдження одержала схема сумісної флотації галеніту і окислених свинцевих мінералів після сульфідизації останніх. Дуже часто в свинцевих рудах одним із основних супутніх мінералів є барит. Якщо вміст бариту має промислове значення, руда збагачується з одержанням двох концентратів: свинцевого і баритового (рис. 7.2).

Найчастіше свинцево-баритові руди характеризуються тонким і нерівномірним вкрапленням. Технологічна схема передбачає двох-, трьохстадіальне дроблення і трьохстадіальне подрібнення. Перша стадія подрібнення здійснюється до крупності 45 – 50 % класу $-0,074$ мм. Подрібнений матеріал направляється на першу основну свинцеву

флотацію, яка проводиться з подачею сірчаного натрію для сульфідизації окислених мінералів свинцю, збирача – суміші бутілового і етилового ксантогенатів, дітіофосфату і спінювача Т-66.

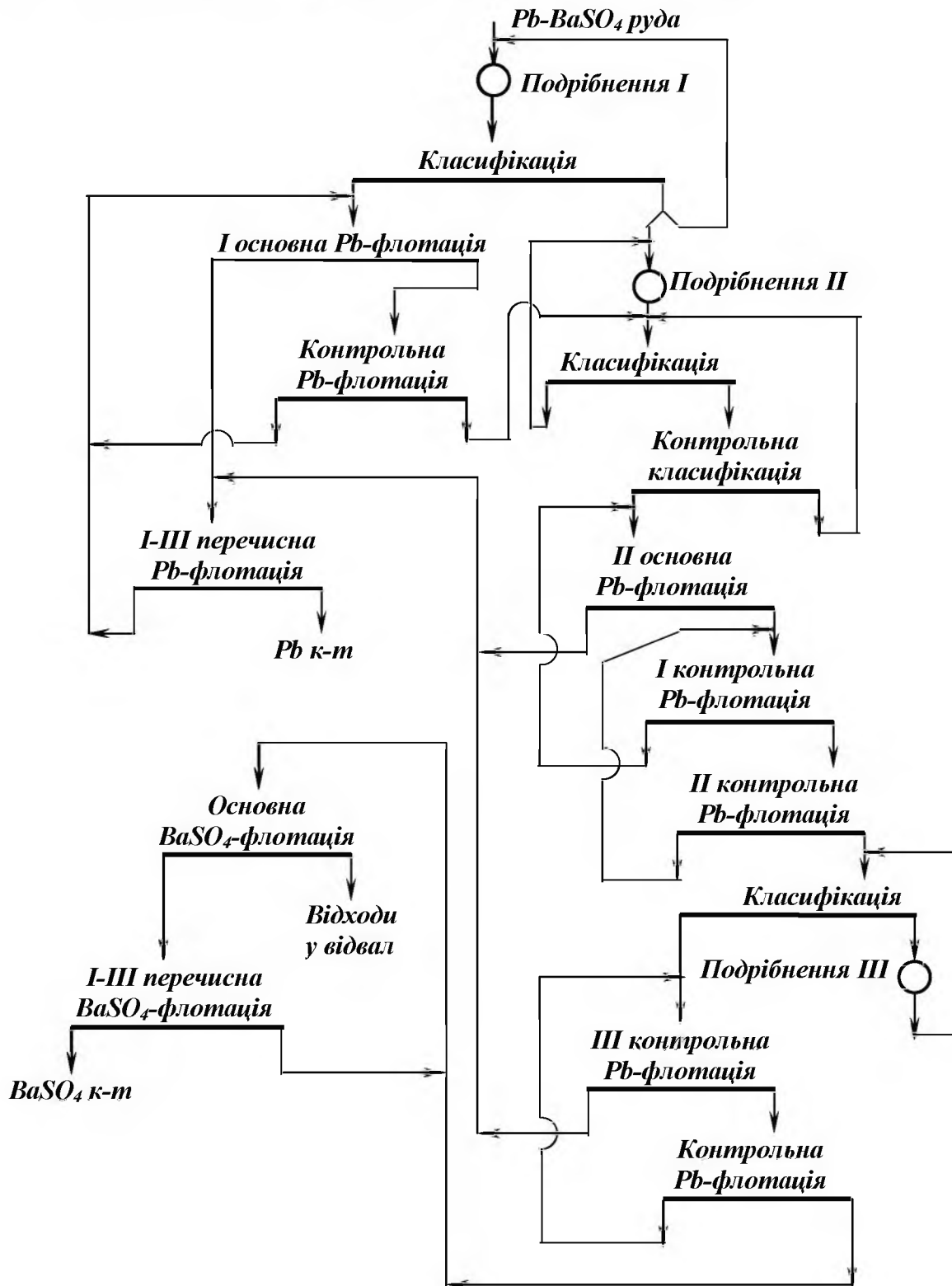


Рис. 7.2 – Технологічна схема флотації змішаних свинцево-баритових руд.

Крупність подрібнення у другій і третій стадіях складає відповідно 75 – 80 % (II стадія) і 100 % (III стадія) класу –0,074 мм.

Дітіофосфат у свинцеву флотацію додається з метою підвищення вилучення окислених мінералів свинцю. Депресія піриту і відповідно підвищення якості свинцевого концентрату досягається подачею ціаністого натрію у першу перемішувальну свинцеву флотацію.

Відходи контрольної свинцевої флотації останньої стадії направляються на баритову флотацію, яка проводиться у присутності збирача – суміші олеїнової кислоти і алкілсульфату. Мінерали пустої породи депресуються рідким склом, яке подається в основну і перемішувальну флотацію.

7.6 Технологічні схеми переробки свинцево-цинкових руд.

Свинцево-цинкові руди відрізняються великою різноманітністю речовинного складу і вмістом свинцю і цинку. Родовища свинцево-цинкових руд можна класифікувати на такі типи:

- родовища заміщення у метаморфічних породах, які містять 6 – 15 % свинцю, 5 – 12 % цинку, а також мідь, срібло, золото;
- колчеданні родовища у ефузивних комплексах, які містять до 25 % свинцю і 2 – 22 % цинку;
- родовища заміщення у карбонатних породах, які містять 1 – 17 % свинцю, 2 – 27 % цинку і 2 – 5 % міді
- жильні родовища, які містять до 1 – 20 % свинцю і 1,5 – 20 % цинку.

Дроблення свинцево-цинкових руд, як правило, здійснюється за трьохстадіальними схемами, без попереднього грохочення у першій стадії і у замкненому циклі у останній стадії. Подрібнення руди на фабриках звичайно двостадіальне з одним або двома прийомами класифікації.

Збагачення свинцево-цинкових руд, незважаючи на їхню різноманітність, обмежується застосуванням комбінованих гравітаційно-флотаційних і чисто флотаційних схем.

Попереднє гравітаційне збагачення свинцево-цинкових руд звичайно здійснюється у важкій суспензії (рис. 7.3). На збагачення у

важкої суспензії поступає руда крупністю не більше 50 – 70 і не менше 3 – 4 мм, яка обов'язково попередньо знешламлюється. Збагачення проводиться у суспензії, густина якої залежить від густини вміщувальних порід, розподілу мінералів кольорових металів і гранулометричної характеристики збагачуваного матеріалу. Звичайно густина суспензії складає 2600 – 2800 кг/м³. Як обважнювач застосовується гранульований феросиліцій густиною 6800 – 7200 кг/м³. Для кращої регенерації феросиліцій часто змішують з магнетитом (магнетитовим концентратом), густина якого 4600 – 4800 кг/м³. Співвідношення феросиліцію і магнетиту у суміші складає від 1,5:1 до 2:1. Для збагачення у важкій суспензії використовують конусні, колісні і барабанні сепаратори.

Технологічні схеми збагачення у важкій суспензії включають операції класифікації руди перед збагаченням, власне збагачення, відділення суспензії від продуктів збагачення, регенерацію обважнювача і приготування суспензії.

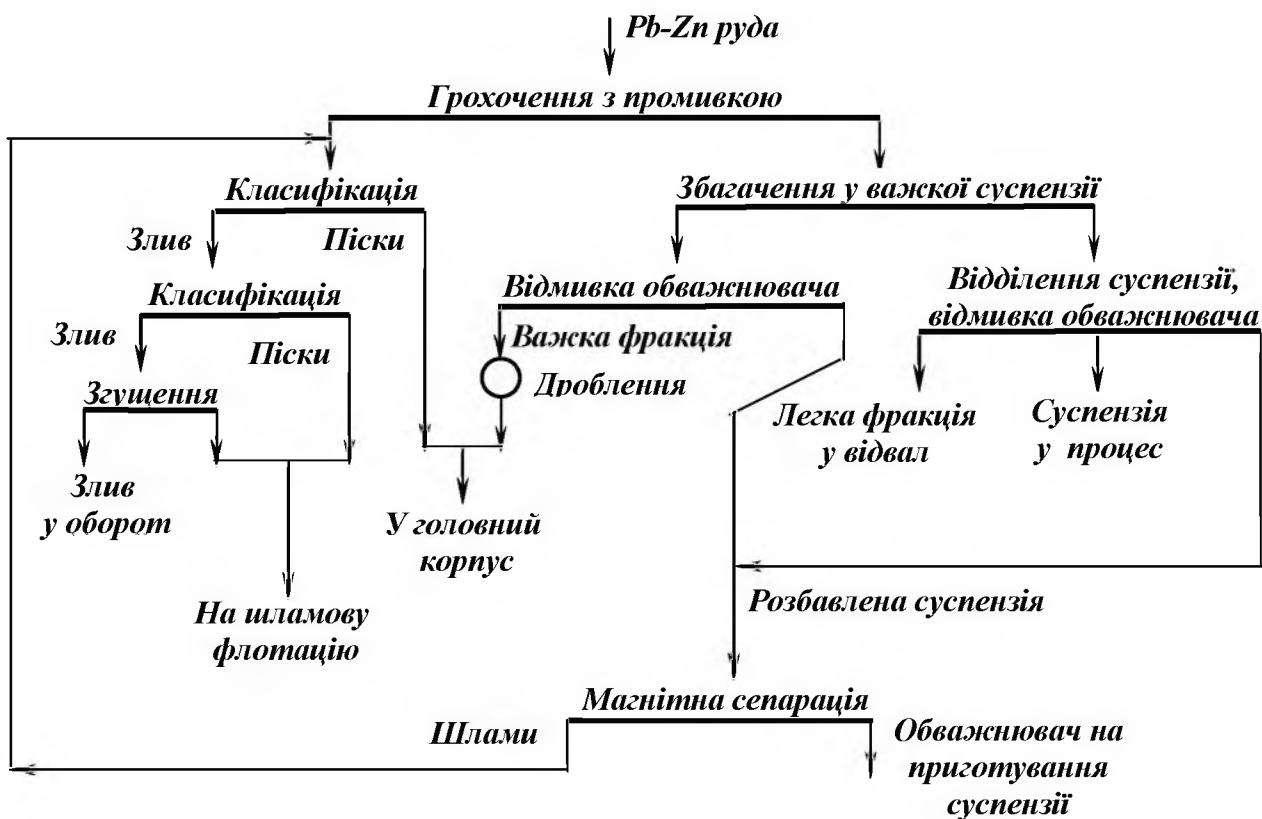


Рис. 7.3 – Схема попереднього збагачення свинцево-цинкових руд у важкій суспензії.

Флотація свинцево-цинкових руд здійснюється за колективно-селективними і селективними схемами.

При застосуванні колективно-селективної схеми (рис. 7.4) руда піддається трьохстадіальному дробленню до крупності -20 мм і грохоченню з промивкою. Після подрібнення до $40 - 45$ % класу $-0,074$ мм в присутності соди і сірчаного натрію руда поступає у міжциклову флотацію, куди подається мідний купорос і бутіловий ксантогенат. Відходи міжциклової флотації подрібнюються до $80 - 85$ % класу $-0,074$ мм і направляються у основну колективну флотацію з подачею мідного купоросу і ксантогенату. Контрольна колективна флотація проводиться у присутності сірчаного натрію і ксантогенату.

Після двох перемісток колективний концентрат направляється на десорбцію сірчанним натрієм, відмивку і подрібнення. Десорбція збирача покращується в сильнолужному середовищі при температурі 85°C , при цьому знижуються витрати сірчаного натрію і підвищуються показники селективної флотації. Після десорбції колективний концентрат подрібнюється до $80 - 85$ % класу $-0,044$ мм з подачею у млини ціанистого натрію, цинкового купоросу і сульфїту натрію для депресії сфалериту. Реагенти, що застосовуються у основних, контрольних і перемістних операціях свинцевої флотації такі: ціанистий натрій, цинковий купорос, сульфїт натрію, ксантогенат.

Після активації мідним купоросом і подачі ксантогенату з відходів контрольної свинцевої флотації одержують цинково-піритний концентрат. Цинково-піритний концентрат направляється на цинкову флотацію при $pH = 10,5 - 11$ з подачею вапна, ксантогенату і мідного купоросу.

Ціанід натрію у цинкову флотацію додається при великому вмісті в руді піриту. Цинковий концентрат одержують після двох перемісток. Контрольна флотація проводиться з подачею мідного купоросу і ксантогенату. Після контрольної цинково-піритної флотації, у яку подаються мідний купорос і ксантогенат, отримують відвальні відходи.

Однак схема колективно-селективної флотації застосовується порівняно рідко, у зв'язку з тим що розділення колективного свинцево-цинкового концентрату спричиняє значні труднощі, тому що акти-

вований і флотований сфалерит погано депресуються реагентами, що вимагає введення операції десорбції колективного концентрату.

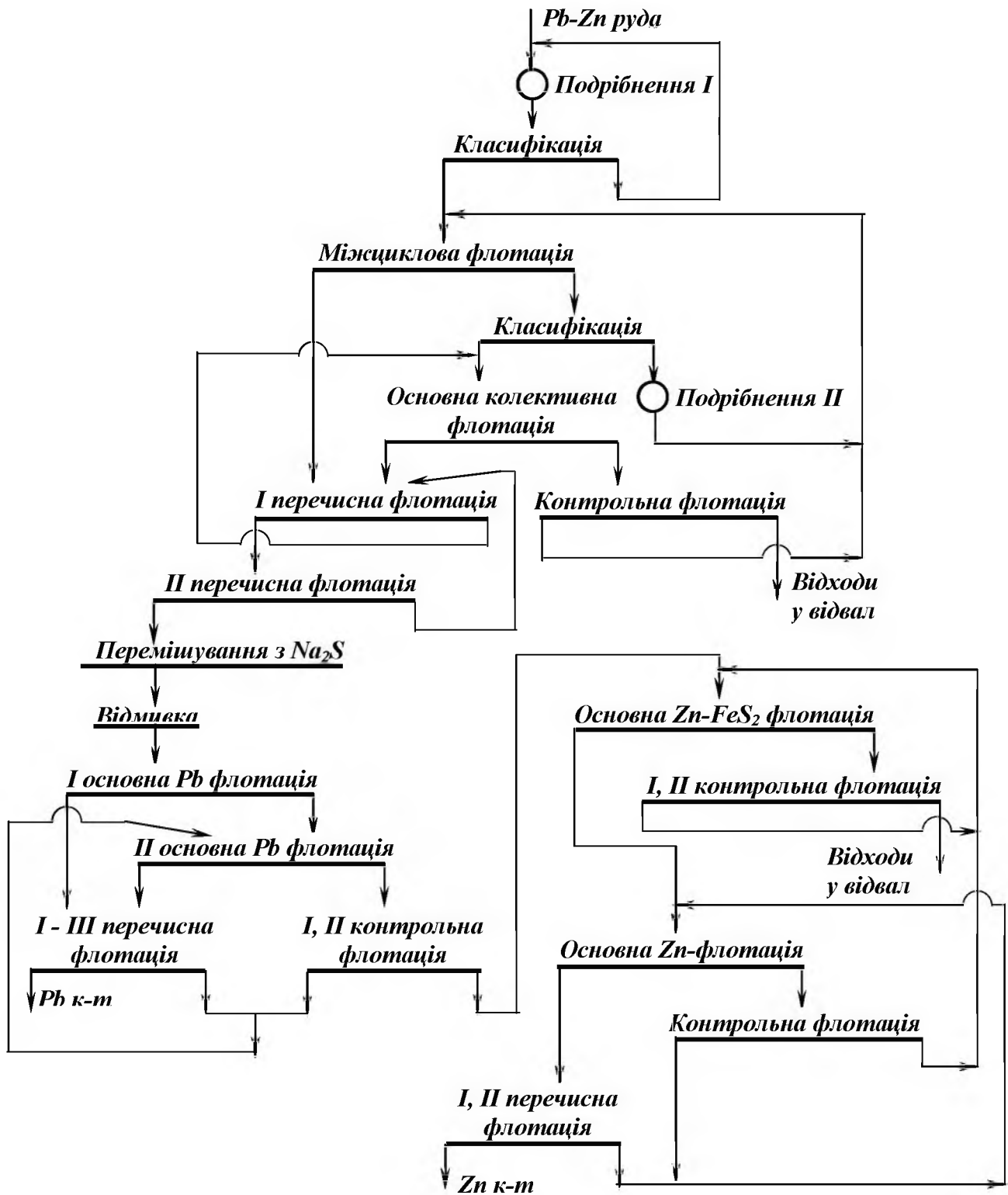


Рис. 7.4 – Схема колективно-селективної флотації свинцево-цинкових руд.

Тому на більшості фабрик збагачення свинцево-цинкових руд здійснюється за селективною схемою (рис 7.5), у відповідності до якої із подрібненої руди спочатку флотуються свинцеві мінерали при депресії сфалериту, а потім, після активації сфалериту мідним купоросом, проводиться цинкова флотація. Для підвищення якості цинкового концентрату флотацію сфалериту здійснюють у сильнолужному середовищі (для депресії піриту). При високому вмісті піриту в руді з відходів цинкової флотації отримують піритний концентрат.

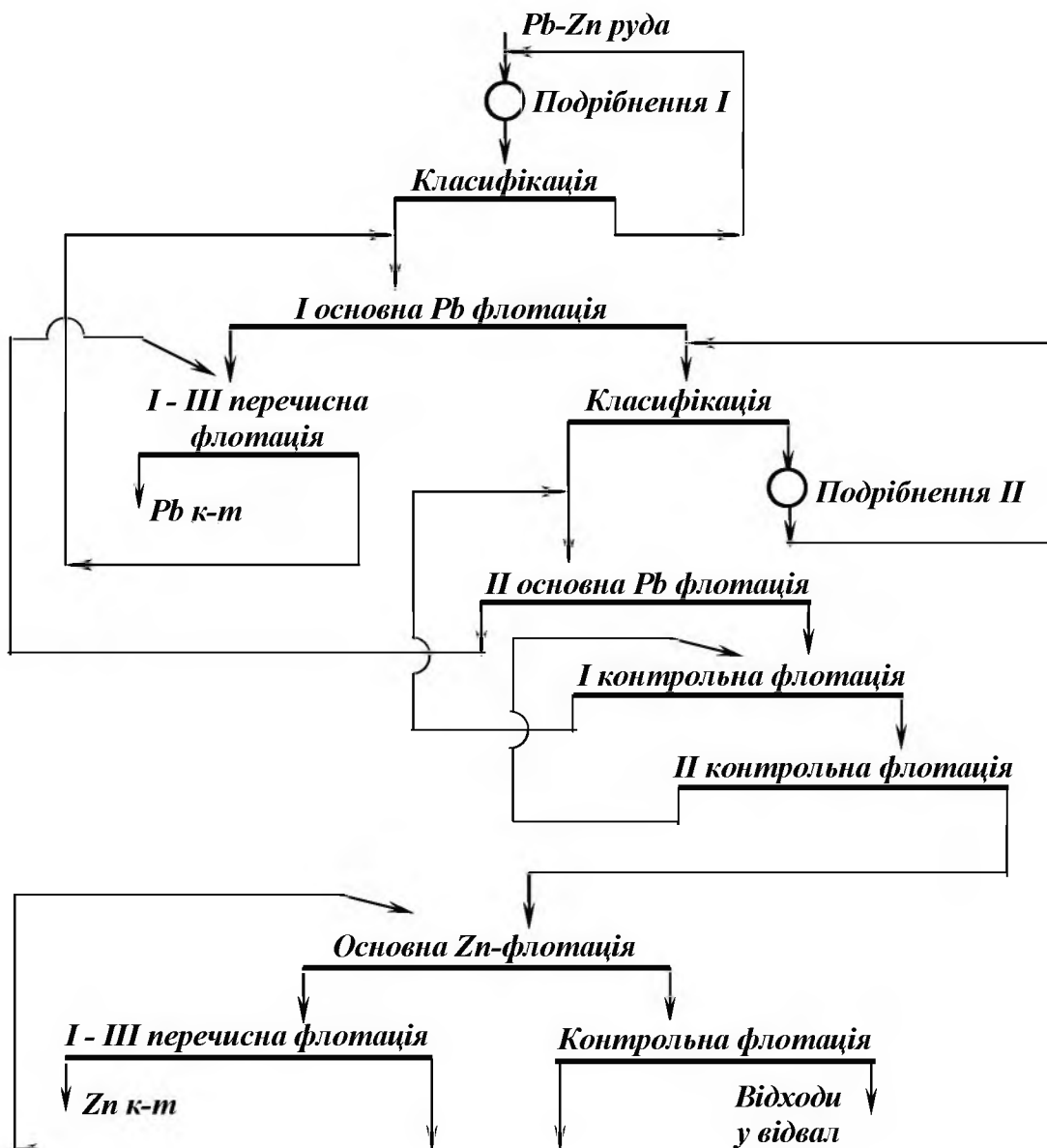


Рис. 7.5 – Схема прямої селективної флотації свинцево-цинкових руд.

Крупність подрібнення свинцево-цинкових руд перед флотацією залежить від крупності і характеру вкраплення корисних мінералів. Після першої стадії подрібнення вона складає 50 – 60 % класу $-0,074$ мм, після другої стадії 85 – 90 % класу $-0,074$ мм.

Основними збирачами при флотації свинцево-цинкових руд служать ксантогенати (бутіловий, етиловий, ізопропіловий) і різні дітіофосфати. Як спінювач у свинцевому циклі використовується Даурофос-250, у цинковому – Т-80. Для регулювання лужності пульпи використовуються сода або вапно. Вапно в основному застосовується для руд с високим вмістом піриту і піротину. Мінерали пустої породи депресуються рідким склом.

Для одержання піритного концентрату, якщо вміст піриту в руді високий, у відходах цинкової флотації знижують лужність додають збирач і спінювач.

Змішані і окислені свинцево-цинкові руди відрізняються великою різноманітністю мінерального складу, співвідношенням сульфідних мінералів, вмістом свинцю і цинку в окислених формах. В змішаних і окислених свинцево-цинкових рудах містяться крім окислених мінералів свинцю і цинку галеніт і сфалерит, а також сульфіди і оксиди міді, карбонати, оксиди і гідроксиди заліза і марганцю, барит. Нерудні мінерали представлені кварцом, силікатами, кальцитом, доломітом.

Окислені свинцеві мінерали флотуються сульфгідрильними збирачами після попередньої сульфідизації сірчанім натрієм. Сульфідизація проводиться при звичайній температурі у контактних чанах або безпосередньо у флотомашинах, якщо необхідний тривалий час перемішування з сульфідизатором, він завантажується у млини.

З окислених свинцевих мінералів кращою флотованістю володіє церусит, англезит і вульфеніт флотуються трудніше, найбільш важкофлотований мінерал свинцю – плюмбоярозит. Результати свинцевої флотації залежать не тільки від складу окислених свинцевих мінералів, але й від речовинного складу руди. Легше за все збагачуються руди, в яких порода представлена силікатними мінералами, трудніше – руди з карбонатною породою, найбільші труднощі представляють руди, що містять значну кількість гідроксидів заліза, з якими зв'язана основна частина свинцю. Тому, якщо можливо, застосову-

ється попереднє гравітаційне збагачення у важких суспензіях, відсадкою, гвинтовою сепарацією, яке дозволяє виділити частину породи у відвальні відходи перед флотацією.

При збагаченні змішаних і окислених свинцево-цинкових руд сумісно з сірчаним натрієм використовують рідке скло, яке диспергує шлами і депресує флотацію породних мінералів.

Застосовується флотація окислених мінералів свинцю сумісно з галенітом і після вилучення галеніту. Подальша сульфідизація і окислена флотація дозволяють уникнути депресуючої дії сірчаного натрію на галеніт. При нерівномірному вкрапленні мінералів проводиться сумісна стадіальна флотація. Сульфідизатор завантажується у кожен етап флотації.

При наявності у рудах сфалериту застосовують такі схеми:

- колективна флотація галеніту і окислених свинцевих мінералів при депресії сфалериту цинковим купоросом, ціанідом і сірчаним натрієм, а потім флотація сфалериту після активації мідним купоросом;
- пряма селективна флотація з послідовним виділенням галеніту, окислених свинцевих мінералів і сфалериту;
- пряма селективна флотація галеніту, сфалериту, при необхідності – піриту, окислених свинцевих мінералів.

Окислені цинкові мінерали флотуються після вилучення сульфідів і окислених свинцевих мінералів. Для флотації окислених цинкових мінералів розроблені два методи.

За першим методом окислені цинкові мінерали сульфідизуються при температурі 40 – 60°C протягом 20 – 25 хв, активуються мідним купоросом і флотуються сульфгідрильними збирачами при $pH = 7 - 7,5$.

За другим методом окислені мінерали цинку флотуються вищими первинними аліфатичними амінами, які містять 12 – 18 атомів вуглецю, після попередньої сульфідизації при звичайній температурі. При флотації шкідливий вплив роблять шлами і глинисті матеріали, які поглинають амін. Тому перед флотацією пульпу знешламлюють. У деяких випадках перед сульфідизацією пульпа перемішується з содою і рідким склом. Завантаження сульфідизатору і збирача може бути роздрібненим і одноразовим. Флотація проводиться при $pH = 10 - 11,5$. Як спінювач використовується соснове масло.

7.7 Технологічні схеми переробки мідно-свинцево-цинкових поліметалічних руд.

Мідно-свинцево-цинкові поліметалічні руди з технологічної точки зору являються найбільше важкозбагачуваними, це пояснюється тим, що вони раніше за все є комплексними і містять крім свинцю і цинку, мідь і сірку. Ці елементи представлені в основному сульфідними мінералами, які володіють не тільки близькими флотаційними властивостями, але й роблять взаємний вплив на флотованість. Флотуються вони одними й тими ж збирачами і багато реагентів діють на них однаково.

Крім основних сульфідних мінералів – галеніту, сфалериту, халькопіриту і піриту, в рудах часто присутні вторинні сульфіди міді – борніт, халькозин, ковелін, а також сульфіди заліза – піротин і марказит, які здатні змінити технологію збагачення усієї руди. В зонах окислення поліметалічних руд присутні окислені мінерали міді, свинцю і цинку – малахіт, азурит, церусит, англезит, смітсоніт, каламін, а також різні оксиди заліза, які роблять ці руди дуже важкозбагачуваними.

В поліметалічних рудах крім основних металів присутні й інші цінні компоненти – сірка, кадмій, золото, срібло, індій, телур, галій, вісмут, сурма, ртуть, кобальт, барій, селен. Срібло і вісмут в рудах зв'язані в основному з галенітом; золото знаходиться у вільному стані або у виді тонкої домішки у піриті і халькопіриті; кадмій міститься переважно у сфалериті.

Поліметалічні руди в основному відносяться до колчеданних і відрізняються високим вмістом піриту і рідше піротину (до 90 %). Для поліметалічних руд є характерним мінливість хімічного і мінерального складу, а також співвідношення свинцю, цинку і міді.

Залежно від ступеня окислення поліметалічні руди діляться на сульфідні (вміст окислених сполук свинцю 10 – 15 %), змішані (вміст окислених сполук свинцю 10 – 85 %) і окислені (вміст окислених сполук свинцю 40 – 85 %).

В сульфідних рудах цінні компоненти представлені в основному сульфідними мінералами – галенітом, сфалеритом, халькопіритом і піритом, присутні також бляклі руди, арсенопірит, зустрічаються ма-

гнетит, ільменіт. В окислених рудах присутні окислені мінерали – малахіт, азурит, церусит, смітсоніт і ін. Окислені і змішані руди характеризуються більш складним мінеральним і хімічним складом, збільшеним вмістом глинистих мінералів і шламів, які значно ускладнюють технологію збагачення.

Мінерали пустої породи в поліметалічних рудах представлені також дуже широко: поряд з кварцом, кальцитом і доломітом присутні барит, флюорит, апатит, мусковіт, біотит, польові шпати.

Текстура руд також різноманітна – від масивної, прожилкової, прожилково-вкрапленої до брекчієподібної і плямистої. Структура – дрібнокристалічна з нерівномірним вкрапленням, іноді навіть емульсійним.

Для збагачення поліметалічних руд застосовують три варіанти технологічних схем: прямої селективної флотації, попередньої колективної флотації з наступним розділенням колективного концентрату і колективно-селективної флотації.

Вибір технологічної схеми збагачення руди залежить від вмісту цінних компонентів в руді, мінерального складу, характеру і розміру вкраплення мінералів міді, свинцю, цинку і піриту, їх флотаційної здатності цінних мінералів і мінералів пустої породи, вимог до якості концентратів і т.д.

Схеми прямої селективної флотації при збагаченні поліметалічних руд застосовуються дуже рідко, тому що селективна флотація близьких за флотаційними властивостями сульфідів міді, свинцю і цинку, які в процесі видобування піддалися окисленню, дуже утруднена. Ця схема може застосовуватись, якщо сульфідні мінерали по мірі флотації піддаються послідовної активації, при цьому спочатку флотуються легкофлотовані мінерали, а потім після активації більш важкофлотовані.

Недоліком прямої селективної флотації є великі витрати на подрібнення, тому що уся руда піддається подрібненню до крупності необхідної для відділення цінних мінералів не тільки від мінералів пустої породи, але й один від одного. Крім того, значно збільшується фронт флотаційних машин, тому що весь об'єм вихідної руди проходить через усі цикли. До недоліків можна віднести також великі витрати

реагентів, що використовуються для усієї маси вихідної руди, а не для концентратів, маса яких значно менше.

Більш широке розповсюдження у практиці флотації поліметалічних руд одержали схеми попередньої колективної і колективно-селективної флотації.

Схема попередньої колективної флотації найбільше ефективна у тих випадках, коли при грубому подрібненні усієї руди можна виділити відвальні відходи і колективний концентрат, який має невеликий вихід і вимагає більш тонкого подрібнення. Така схема доцільна для збагачення багатьох поліметалічних руд, особливо вкраплених, які характеризуються крупними включеннями сульфідів у породу і тонким взаємним проростанням їх між собою. Грубе подрібнення і отримання відвальних відходів в голові технологічного процесу дозволяє знизити питому витрату електроенергії, води, реагентів, куль, футеровки, забезпечити підвищення продуктивності праці і інших техніко-економічних показників.

Суттєвими недоліками колективної схеми являються, по-перше, труднощі розділення колективного концентрату без попередньої десорбції з його поверхні збирача і, по-друге, складність апаратурного оформлення вузла десорбції і відмивки збирача після його десорбції з поверхні колективного концентрату сірчанам натрієм. Крім того, не завжди забезпечується отримання високоякісних концентратів, а також у зв'язку з грубим подрібненням руди відбуваються великі втрати благородних металів з відходами колективної флотації.

Схема колективно-селективної флотації (рис. 7.6) використовується при збагаченні поліметалічних руд найчастіше. У більшості випадків спочатку проводять колективну флотацію сульфідів міді і свинцю при депресії сфалериту і піриту. З відходів мідно-свинцевої флотації після активації вилучається або один сфалерит, або сумісно з піритом. Потім мідно-свинцевий і цинково-піритний концентрати розділяються.

Дроблення руди, як правило, здійснюється за трьохстадійними схемами, в відкритому циклі в першій стадії і в замкненому в останньої стадії.

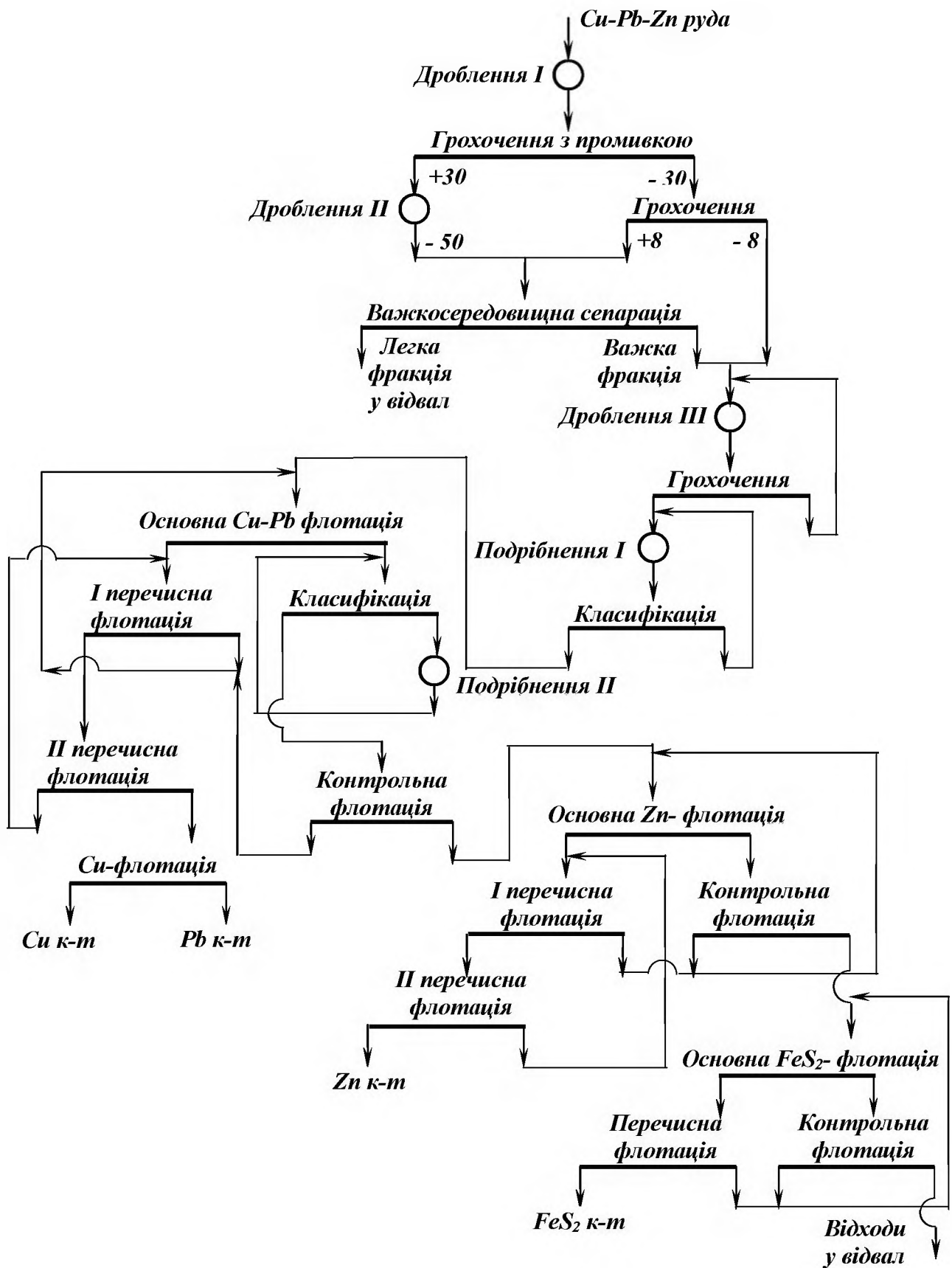


Рис. 7.6 – Технологічна схема збагачення мідно-свинцево-цинкових поліметалічних руд.

При наявності крупного нерівномірного або агрегатного вкраплення коштовних мінералів в рудах кольорових металів раціонально для попереднього збагачення використати гравітаційні процеси. Застосування гравітаційного збагачення дозволяє в голові схеми віддалити 30 – 45 % породи (легка фракція) з відвальним вмістом кольорових металів, підвищити на 20 – 30 % вміст коштовних компонентів в важкої фракції, що направляється на подальшу переробку, і завдяки цьому підвищити комплексність і економічність переробки сировини. Важка фракція важкосередовищної сепарації після подрібнення і класифікації поступає на флотацію.

Свинцево-мідна флотація проводиться у лужному середовищі ($pH = 7 - 10,5$) при крупності подрібненої руди 55 – 90 % класу $-0,074$ мм. Схема свинцево-мідного циклу включає основну, контрольну і дві-три перелічених операції. Лужне середовище утворюється доданням вапна або соди. Як збирачі використовуються ксантогенати бутіловий, ізопропіловий і ін. При наявності в руді окислених мінералів свинцю і міді застосовують сірчаній натрій. Як спінювачі у колективної флотації застосовують Т-80, соснове масло і ін. При розділенні колективного свинцево-мідного концентрату можна застосовувати біхромати калію для депресії галеніту, або ціаніди і ціаніди у суміші з рідким склом для депресії халькопіриту.

Цинкова або цинково-піритна флотація проводиться з відходів свинцево-мідної флотації. При необхідності перед цинковою флотацією руда подрібнюється. Схема цинкового циклу включає основну, контрольну і дві-три перелічених операції. Перед флотацією звичайно проводиться кондиціонування вапном ($pH = 9 - 12$) і мідним купоросом. Для підсилення депресії піриту застосовується аерація, а для інтенсифікації флотації сфалериту – підогрів пульпи до 30 – 40°C. Як збирачі використовуються ксантогенати бутіловий, ізопропіловий, аміловий, аерофлоти і ін., як спінювачі – Т-80, Даурофос-250 і ін. Для депресії сульфідів заліза при переліченні іноді додається ціанід. При малому вмісті піриту сфалерит флотується без застосування вапна. Якщо в руді багато піриту він вилучається з відходів цинкової флотації. Реагентний режим піритної флотації такий же, як при флотації мідно-піритних руд.

Контрольні запитання

1. Назвіть основні властивості і галузі застосування свинцю.
2. Охарактеризуйте родовища поліметалічних свинцевих руд.
3. Назвіть основні свинцеві мінерали і їхні властивості.
4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні свинцевих руд.
5. Назвіть вимоги до якості свинцевих концентратів.
6. Опишіть технологічну схему гравітаційно-флотаційного збагачення свинцевих руд.
7. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні свинцевих руд.
8. Опишіть реагентний режим при флотації поліметалічних свинцевих руд.
9. Опишіть технологічну схему збагачення свинцево-цинкових руд.
10. Опишіть технологічну схему збагачення мідно-свинцево-цинкових окислених руд.

8 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ МОЛІБДЕНОВИХ РУД

8.1 Основні властивості і галузі застосування молібдену

Молібден – хімічний елемент VI групи Періодичної системи Д.І.Менделєєва з атомним номером 42 і атомною масою 95,94. Молібден – сріблито-білий метал густиною 10200 кг/м³. Температура плавлення молібдену 2625°C, температура кипіння 4880°C. Молібден володіє високою корозійною стійкістю, еластичністю; стійкий в розбавленій сірчаної і плавикової кислотах і холодних розчинах лугів; слабо розчинюється в міцній азотній кислоті і швидше в розбавленій; легко розчинюється в гарячій соляній кислоті, царській водки і в суміші розбавлених азотній і сірчаній кислот.

Молібден найбільш широко використовується як добавка при виробництві легованих, нержавіючих, жаростійких і інших сталей і сплавів.

В сталеливарної промисловості молібден використовується у виді трьохокису молібдену, феромолібдену або молібдата кальцію. Вміст молібдену в спеціальних сталях складає 0,2 – 1,2 % , а в інструментальних сталях і сталях для виробництва постійних магнітів – до 8 %. Крім сплавів із залізом вироблюються різні сплави молібдену з титаном, хромом, ванадієм, вольфрамом, нікелем, кобальтом, і іншими кольоровими металами. Добавка молібдену до сплавів покращує їхню структуру, механічні (опір розриву і удару, твердість), антикорозійні і інші властивості, а також підвищує їхню тугоплавкість

8.2 Молібденові руди і мінерали

Виробництво молібдену здійснюється переважно з молібденових, мідно-молібденових і молібдено-вольфрамових руд. В первинних рудних родовищах молібден представлений чотирьохвалентною сульфідною сполукою – мінералом молібденітом, який є основним корисним мінералом молібденових руд. В зоні окислення молібден представлений кисневими шестивалентними сполуками – повелітом, ферімомолібдитом, вульфенітом, молібденовими охрами.

Характеристика основних промислових молібденових мінералів наведена в (табл. 8.1).

Таблиця 8.1 – Характеристика основних молібденових мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Вміст Мо, %	Густина, кг/м ³	Твердість
Молібденіт	MoS ₂	59,9	4700	1,3
Повеліт	CaMoO ₄	48,2	4500	3,5
Ферімоліб- дит	3MoO ₃ ·Fe ₂ O ₃ ·7H ₂ O	39,7	4500	1,5
Вульфеніт	PbMoO ₄	26,0	6800	3,0

Генетично родовища молібдену розділяються на жильні, скарнові і штокверкові.

До *жильних родовищ* відносяться кварц-молібденітова, кварц-вольфраміт-молібденітова і кварц-молібденіт-серіцитова формації. Жильні родовища представлені простими плитоподібними пластами крутого і пологого падіння і жилами складної форми. Крім молібденіту в цих рудах містяться вольфраміт, гюбнерит, ферберит, пірит, халькопірит і ін.

Скарнові родовища представлені пластами крутого і пологого залягання, утворюючими складні складки, а також у виді лінз і стовпів. Руди скарнових родовищ – комплексні і можуть містити, крім молібдену, мідь, цинк, вольфрам, вісмут, олово і ін.

Для *штокверкових родовищ* характерні вкраплено-прожилкові руди, в яких знаходиться до 90 – 95 % усіх запасів промислових молібденових руд. Форми штокверків можуть бути простими і складними. До простих форм відносяться ізометричні, стовпо- і трубоподібні, лінійно-подовжені і конусоподібні, у складних штокверках спостерігаються різні сполучення цих форм. Руди штокверкових родовищ містять сульфідні – пірит, молібденіт, халькопірит, борніт і ін. – та пронизані тонкими прожилками кварцу.

Молібденові і мідно-молібденові руди у залежності від вмісту в них окислених форм молібдену розділяються на сульфідні (менше 10 – 12 %), змішані (10 – 20 %) і окислені (більше 20 %).

Промисловий вміст молібдену в рудах коливається у широких межах. В чисто молібденових рудах звичайно міститься 0,1 – 0,5 % молібдену і більше. В мідно-молібденових, вольфрамо-молібденових і інших, в яких міститься два і більше цінних компонентів, вміст молібдену – 0,01 % і менше.

В молібденових рудах в різних співвідношеннях з молібденом знаходяться мідь, вольфрам, сірка (пірит), у меншому ступені вісмут, берилій, олово, срібло, золото, реній.

Сірка у рудах, крім молібденіту, зв'язана з міддю, піритом і іноді з піротином. Мідь може бути представлена первинними і вторинними сульфідами. Вольфрам у кварцових жилах звичайно представлений вольфрамітом, а у скарнових рудах – шеелітом. Олово частіше за все зустрічається у виді каситериту (у деяких молібденово-вольфрамових рудах), цинк і свинець – у виді сфалериту і галеніту (у деяких жильних і штокверкових молібденових родовищах). Основними вісмутівими мінералами у молібденових рудах являються вісмутин і самородний вісмут. Значна частина золота і срібла звичайно зв'язана з сульфідами важких металів, а реній знаходиться у виді ізоморфної домішки переважно у молібденіті. Присутність цих коштовних компонентів суттєво підвищує цінність молібденових руд.

Нерудні мінерали у молібденових і мідно-молібденових рудах представлені в основному кварцом і різними співвідношенням інших мінералів, таких, як серицит, хлорит, тальк, кальцит, флюорит, польовий шпат, турмалін, апатит. Для скарнових молібденових руд характерні гранат, піроксен, слюди і деякі інші мінерали.

8.3 Вимоги до концентратів

В процесі збагачення необхідно отримувати концентрати з вмістом молібдену 45 – 51 %.

Вимоги до якості отриманих при збагаченні молібденових концентратів визначаються у залежності від типу руди і галузі застосування концентрату. Так, для виробництва феромолібдену і дисульфиду молібдену використовують молібденові концентрати з найбільш високим вмістом молібдену і найменшим вмістом шкідливих домішок. Молібденові концентрати більш низьких сортів використовуються для виробництва технічного трьохокису молібдену і солей молібдену.

Технічні вимоги до молібденових концентратів, які одержують флотаційним і гідрометалургійним способами, наведені в табл. 8.2.

Таблиця 8.2 – Технічні вимоги до молібденових концентратів, які одержують флотаційним (КМФ) і гідрометалургійним (КМГ) способами,
по ГОСТ 212-76

Марка	Вміст, %								
	Mo, не ме- нше	Домішки, не більше							Sb
		SiO ₂	As	Sn	P	Cu	Na ₂ O	WO ₃	
КМГ-В	58	0,3					0,8	2,0	
КМГ-1	56	0,4	0,03	0,01	0,01	0,01	0,8	4,5	0,01
КМГ-2	54	0,7					1,0	5,0	
КМФ-В	52	4,0	0,04	0,01	0,01	0,01			0,01
КМФ-В	51	5,0							
КМФ-1	48	7,0	0,07	0,01	0,02	0,02			0,01
КМФ-1	47	9,0					не нормується		
КМФ-2	45	11,0	0,03	0,02	0,02	0,40			«
КМФ-2			0,04	0,02	0,02	0,40			«
КМФ-3			0,04	0,02	0,02	0,40			«
КМФ-3			0,05	0,04	0,03	0,70			«
КМФ-4			0,06	0,05	0,05	1,00			
КМФ-4			0,07	0,07	0,05	2,00			

Примітка: Допускається по узгодженню між постачальником і споживачем поставка гідрометалургійних концентратів марок КМГ-1 і КМГ-2 для виробництва феромолібдену з вмістом вольфрамового ангідриду не більше 3,5 %.

8.4 Флотаційні властивості мінералів молібдену

Промислове значення мають чотири молібденових мінерали: молібденіт, повеліт, ферімолібдит, вульфеніт, але близько 98 % світового видобутку здійснюється за рахунок молібденіту.

Молібденіт самий розповсюджений молібденовий мінерал.

Він характеризується складною кристалічною ґраткою, його кристали мають шарувату структуру, у якій кожний атом молібдену оточений шістьма атомами сірки по вершинам тригональної призми з відстанню між ними $2,35 \cdot 10^{-10}$ м, тобто кожний шар з атомів молібдену розташований паралельно між двома шарами атомів сірки. У шарі діють сильні атомні сили, а між шарами – слабкі молекулярні сили. Тому молібден володіє досконалим розщепленням і відноситься до мінералів з аполярною поверхнею кристалів.

При подрібненні молібденіт розщеплюється у виді лусочок або листоподібних частинок. Внаслідок цього він володіє високою природною гідрофобністю. Частинки молібденіту важко змочуються водою, але легко взаємодіють з вуглеводневими маслами. Тому типові збирачі для молібденіту – аполярні вуглеводневі реагенти: гас, трансформаторне масло, машинні масла і ін. При цьому встановлено, що фракції, які володіють більш високою температурою кипіння, мають більший кут змочування на поверхні молібденіту. Внаслідок високої природної гідрофобності молібденіту, яка значно відрізняється від гідрофобності супутніх мінералів, при флотації його аполярними збирачами в слаболужному середовищі ($pH = 8 - 8,5$) досягається високе вилучення молібденіту (95 %), незважаючи на низький вміст у вихідній руді. Молібденіт не окислюється і може флотуватись одним спінювачем.

Збирачами для молібденіту можуть бути також ксантогенати і дітіофосфати. Максимальна адсорбція цих аніонних збирачів на молібденіті спостерігається при $pH = 6 - 7$. Попередня обробка молібденіту аполярним реагентом зменшує адсорбцію аніонних збирачів. Аніонні збирачі десорбуються з поверхні молібденіту іонами OH^- , HS^- і S^{2-} при їх високої концентрації.

Депресори молібденіту є крохмаль, декстрин і інші органічні колоїди. Флотаційна здібність молібденіту повністю депресується після високотемпературного окисного випалу.

Повеліт – продукт окислення молібденіту. Він зустрічається у зоні окислення разом з молібденітом і часто у виді поверхневої плівки на ньому. У вольфрамо-молібденових родовищах повеліт супроводжує шееліт і молібдошееліт.

Повеліт флотується жирними кислотами і їх солями в лужному середовищі. Як регулятори флотації застосовуються сода і рідке скло. При досить високому вмісті повеліту його вилучають з відходів сульфідної флотації.

Наявність в руді кальцієвих мінералів (флюорит, кальцит, апатит і ін.), які також добре флотують жирними кислотами, утруднює отримання багатих повелітових концентратів. З вольфрамомолібденових руд повеліт вилучається разом з шеелітом у виді колективного концентрату, який розділяється гідрометалургійними способами.

Ферімолібдит зустрічається у верхніх горизонтах зони окислення молібденових родовищ. Він є продуктом окислення молібденіту в присутності залізовмісних окислів і гідроокислів. Ферімолібдит відкладається у тріщинах і зонах вилуговування.

Внаслідок вмісту в кристалічній ґратці ферімолібдиту оксидів заліза і його тісного зв'язку з лімонітом і залізистими охрами цей мінерал флотацією вилучається трудніше ніж повеліт. При флотації ферімолібдиту жирними кислотами у содовому середовищі отримують концентрати з вмістом молібдену менше 1 %, які потім перероблюються гідрометалургійними способами.

Вульфеніт добре вилучається гравітаційним методом, тому що має велику густину – 6800 кг/м^3 . У рудах зустрічається в зонах окислення свинцево-цинкових і молібденових родовищ.

8.5 Технологічні схеми переробки молібденових і мідно-молібденових руд

Молібденові і мідно-молібденові руди збагачуються тільки флотацією. При наявності у цих рудах інших цінних мінералів (вольфраміту, каситериту, монациту і ін.) застосовуються гравітація, магнітна сепарація. Первинна флотація сульфідів молібдену і міді із руд не представляє труднощів, але доведення чорнових концентратів і розділення колективних мідно-молібденових продуктів вимагають багатьох технологічних процесів: збагачувальних, хімічних, металургійних. При наявності у руді або у колективних концентратах окислених форм молібдену процес розділення ще більше ускладнюється.

Молібденові сульфідні руди відносяться до найбільше легкофлотованих. Легка флотованість молібденіту зв'язана з його кристалічною будовою, яка визначає слабу гідратованість мінеральної поверхні. Луската будова молібденіту також сприяє його флотації.

Легка флотованість молібденіту і його луската будова дозво-

ляють флотувати його у досить крупних частинках, однак м'якість молібденіту і здібність до розмазування по поверхні частинок пустої породи створюють небезпеку переподрібнення корисного мінералу і зниження якості концентрату внаслідок переходу в нього пустої породи.

Тому перша стадія основної флотації здійснюється після грубого подрібнення при крупності 0,1 – 0,2 мм, а остання перечисна або контрольна флотація після декількох стадій подрібнення – при крупності –0,044 мм. Концентрат основної флотації часто перечищається 3 – 6 разів.

Як збирачі молібденіту звичайно застосовуються аполярні реагенти – гас, трансформаторне масло і інші вуглеводневі масла, а також ксантогенати. Однак перевагу віддають аполярним реагентам, тому що вони проявляють збиральні властивості тільки по відношенню до молібденіту, тоді як ксантогенати – до всіх сульфідів. Як спінювачі використовуються соснове масло, ксиленол і ін.

Молібденіт флотується у лужному середовищі ($pH = 7,5 - 8$), яке створюється содою. При підвищеному вмісті сульфідів міді і заліза їх депресують сульфідом натрію, який подається у цикл додаткового подрібнення концентрату, і ціанідами, які подаються у перечисні операції. При підвищеному вмісті шламів застосовують рідке скло.

Вміст молібдену в рудах жильних родовищ 0,2 – 0,5 %, у вкраплених – 0,05 – 0,08 %. Молібденові руди містять невелику кількість сульфідів важких металів, молібденіт в них тісно асоціює з кварцом і вкраплений дуже нерівномірно, що вимагає застосування багатостадіальних схем подрібнення і флотації. У відповідності до технологічної схеми молібденові руди після трьохстадіального дроблення у конусних дробарках і подрібнення до крупності 40 – 45 % класу –0,074 мм направляється на основну молібденову флотацію (рис. 8.1).

У циклі основної молібденової флотації виділяють відвальні відходи і отримують чорновий концентрат, який поступає у доводочні операції. Доводочні операції включають три стадії подрібнення і чотири перечисних операції. Особливістю схеми є включення контрольних операції у всі перечисні цикли. Флотація молібденіту здійснюється аполярними реагентами, а депресія породи – рідким склом. У зв'язку з малим вмістом молібдену в рудах звичайно передбачається значне число перечисних операцій.

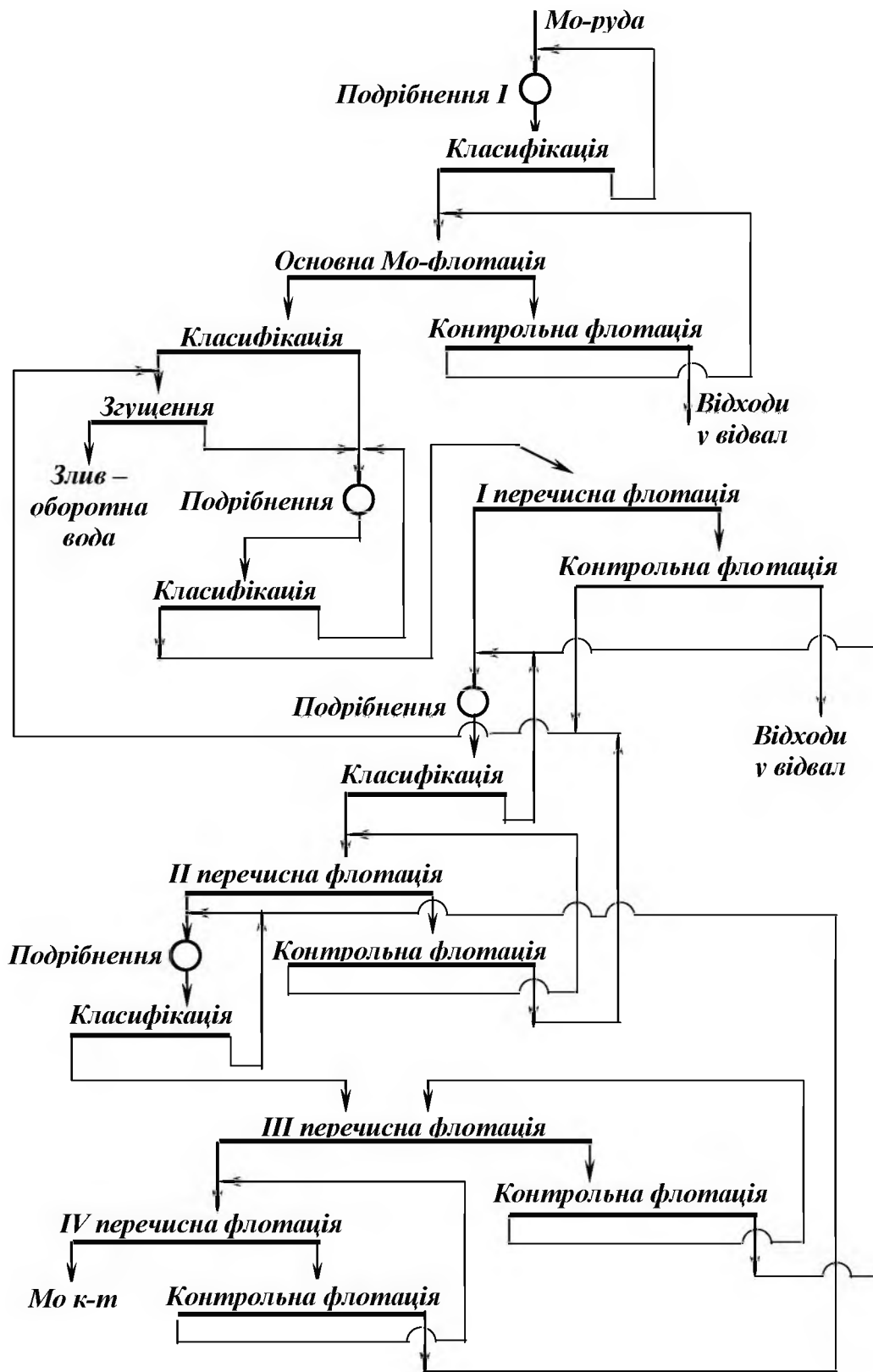


Рис. 8.1 – Схема збагачення молібденової сульфідної руди.

Мідно-молібденові руди містять 0,2 – 2 % міді і 0,008 – 0,1 % молібдену. Ці руди перероблюються звичайно за схемою колективної флотації з наступним розділенням колективного концентрату на мідний і молібденовий, іноді отримують і піритний концентрат (рис. 8.2). Найбільше значення мають порфірові мідно-молібденові руди, які характеризуються як крупним вкрапленням молібденіту і піриту, так і наявністю тонковкраплених мінералів молібдену, міді і піриту.

До таких руд доцільно застосовувати стадіальні схеми збагачення з виділенням колективного мідно-молібденового концентрату при грубому подрібненні руди до 45 – 55% класу $-0,074$ мм. Колективний концентрат після класифікації і подрібнення пісків класифікації до 90 – 95 % класу $-0,074$ мм підвергається переочищенню.

Основна мідно-молібденова флотація протікає інтенсивно і закінчується за 10 – 12 хв. Застосовані реагенти забезпечують ефективне вилучення вільних сульфідних мінералів, їхніх агрегатів і зростків з породою.

Як збирач сульфідів міді і молібдену в колективному циклі застосовують ксантогенати і дітіофосфати у сполученні з аполярними реагентами, з яких найбільше часто застосовують паливні масла і гас, що подаються в виді емульсії.

Як спінювачі використовують спиртові реагенти (Т-66, Т-80), дія яких мало змінюється у присутності аполярних збирачів.

Підвищенню вилучення міді і молібдену у колективний концентрат при флотації сприяє використання депресорів пустої породи (рідкого скла, гексаметафосфату натрію і ін.). Застосування цих реагентів звичайно підвищує селективність не тільки колективної флотації, але й операцій перечистки колективного концентрату. Активація флотації молібденіту в перечисних операціях у ряді випадків досягається невеликими добавками мідного купоросу.

Колективну мідно-молібденову флотацію і доводку колективних мідно-молібденових концентратів проводять у лужному середовищі ($pH = 8,5 - 11,5$), яке створюється вапном.

У випадку переробки важкофлотованих руд отримують некондиційний молібденовий продукт (промпродукт) при достатньо високому вилученні в нього молібдену. Цей промпродукт направляється у гідрометалургійну переробку або для доведення до кондиційного стану на доводочних фабриках.

Розділення мідно-молібденових концентратів є основною проблемою при збагаченні мідно-молібденових руд.

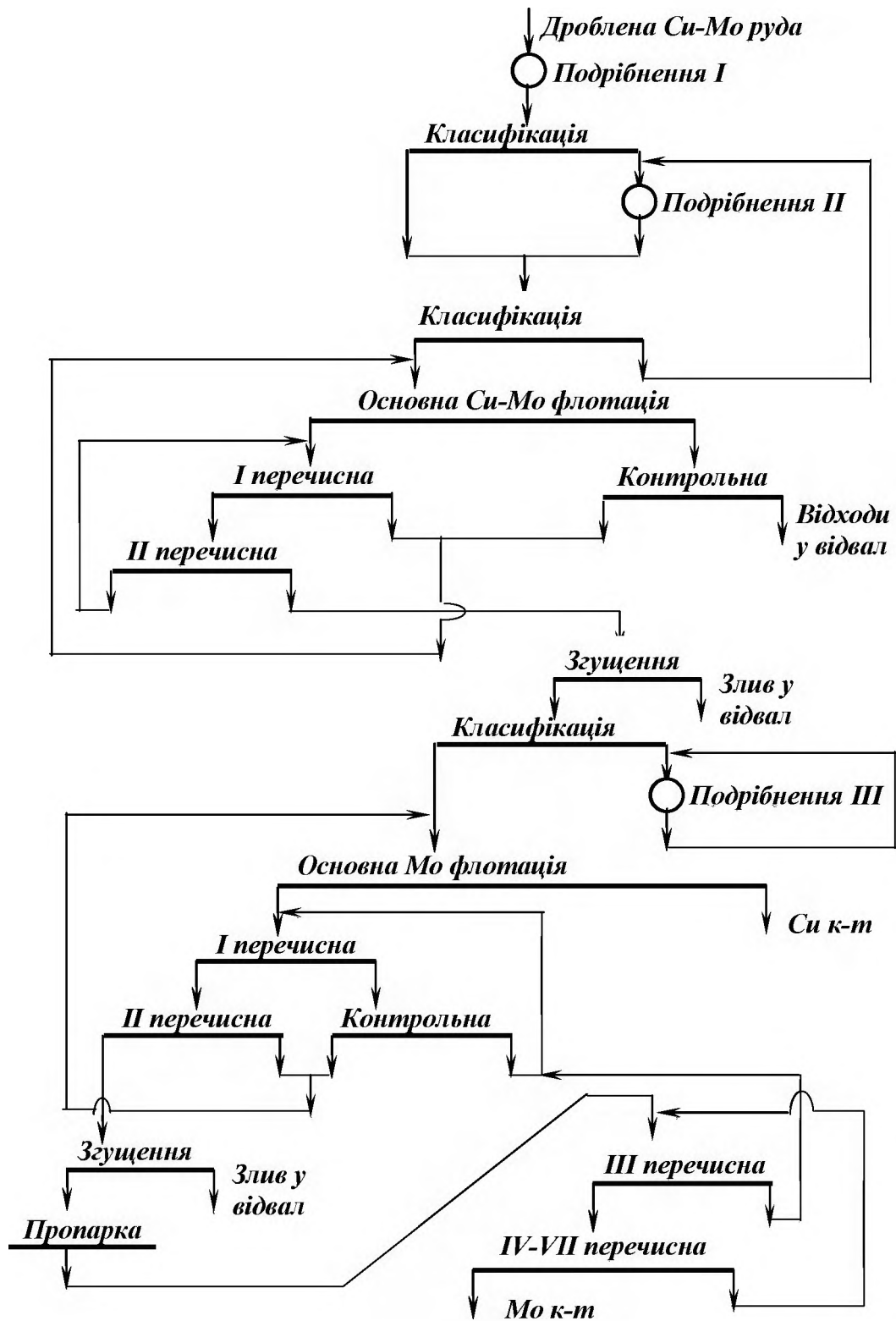


Рис. 8.2 – Схема обогащення мідно-молибденової руди.

Розділення мідно-молібденових концентратів може бути здійснене депресією мідних мінералів і флотацією молібденіту або навпаки. Розділення колективного концентрату здійснюють звичайно після його згущення з наступною репульпацією. Згущення дозволяє віддалити частину реагентів, що сприяє незалежної і стабільної роботі циклу доводки молібденового концентрату.

У промислової практиці знайшли такі методи розділення колективних мідно-молібденових концентратів:

- вилучення молібденіту при депресії сульфідів міді і піриту методом «парової» флотації з сірчаним натрієм, який при великих витратах десорбує збирач з поверхні сульфідів міді і піриту і не робить впливу на флотованість молібденіту;

- флотація молібденіту і депресія сульфідів міді і піриту після окислювальної пропарки колективного концентрату (протягом 40 – 60 хв) у вапняному середовищі при густині пульпи 55 – 65 % твердого. Пропарка у вапняному середовищі сприяє руйнуванню і зняттю з поверхні сульфідів міді і піриту плівки збирача і окисленню поверхні цих сульфідів. Іноді для інтенсифікації пропарки у процес додатково подається повітря;

- флотація молібденіту і депресія сульфідів міді і піриту після низькотемпературного окислювального випалу колективного концентрату при температурі 260 – 330°C. У процесі випалу окислюється поверхня сульфідів міді і заліза, руйнується плівка збирачів на усіх сульфідах (у тому числі плівка аполярного реагенту на поверхні молібденіту) без окислення самої поверхні. Після випалу проводиться репульпація концентрату з наступною флотацією молібденіту нейтральними маслами;

- депресія сульфідів міді і заліза гідросульфідом натрію, сульфідом або гідросульфідом амонію і флотація молібденіту;

- флотація молібденіту і депресія сульфідів міді і заліза фериціанідами або ціанідом натрію в слаболужному середовищі разом з сульфатом цинку;

- депресія сульфідів міді і заліза за допомогою окислювачів – перекису водню, гіпохлориду натрію і ін.;

- депресія молібденіту органічними колоїдами (крохмаль, декстрин) і флотація сульфідів міді. Колективний концентрат перед флотацією сульфідів міді згущується для віддалення у злив аполярних реагентів, залишок яких і їхня наявність на поверхні молібденіту утруднюють депресію молібденіту крохмалем або декстрином.

Для розділення дуже складних за речовинним складом мідно-молібденових концентратів застосовують сполучення двох-трьох і більше з названих методів.

Для одержання високоякісних молібденових концентратів число перечисних операцій коливається від 5 до 14 у залежності від типу руди. Перечисні операції поєднуються з іншими технологічними операціями, такими, як подрібнення, термічна обробка і т.д.

Контрольні запитання

- 1. Назвіть основні властивості і галузі застосування молібдену.*
- 2. Охарактеризуйте родовища молібденових руд.*
- 3. Назвіть основні молібденові мінерали і їхні властивості.*
- 4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні молібденових руд.*
- 5. Назвіть вимоги до якості молібденових концентратів.*
- 6. Опишіть технологічну схему збагачення молібденових руд.*
- 7. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні молібденових руд.*
- 8. Опишіть реагентний режим при флотації молібденових руд.*
- 9. Опишіть технологічну схему збагачення мідно-молібденових руд.*
- 10. Назвіть основні методи розділення колективних мідно-молібденових концентратів.*

9 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ ВОЛЬФРАМОВИХ РУД

9.1 Основні властивості і галузі застосування вольфраму

Вольфрам – хімічний елемент VI групи Періодичної системи Д.І.Менделєєва з атомним номером 74 і атомною масою 183,85.

Вольфрам – тугоплавкий метал з густиною 19300 кг/м^3 і температурою плавлення 3400°C . Вольфрам стійкий у повітрі, на холоді стійкий проти дії соляної, сірчаної, азотної і плавикової кислот будь-якої концентрації. Окислення починається при $400 - 500^\circ\text{C}$, при більш високій температурі окислюється до жовтої WO_3 .

Твердий вуглець і гази, що його містять (CO , CH_4 і ін.) при температурі $800 - 1000^\circ\text{C}$ створюють з вольфрамом карбіди WC і W_2C , які характеризуються високою твердістю, зносостійкістю і тугоплавкістю (температура плавлення $W_2C = 2750^\circ\text{C}$, температура розкладення $WC \approx 2600^\circ\text{C}$).

Розчини лугів на холоді на вольфрам не діють, розплавлені луги при доступі повітря окислюють його з утворенням вольфраматів. Вольфрам утворює два стійких оксиди – WO_3 і WO_2 – та декілька проміжних. WO_3 (вольфрамовий ангідрид) – кристалічний порошок лимонно-жовтого кольору з густиною 7300 кг/м^3 і температурою плавлення 1470°C ; WO_2 – порошок темно-коричневого кольору з густиною 11000 кг/м^3 і температурою плавлення 1270°C .

Вольфрамова (жовта) кислота H_2WO_4 при температурі вище 180°C тіряє воду з утворенням WO_3 . Вольфрамова кислота розчинюється у розчинах їдкого натру, соди, аміаку з утворенням нормальних вольфрамових солей типу Na_2WO_4 і ін., які містять аніон WO_4^{2-} стійкий у лужних розчинах при $pH > 7,5$.

Нормальний вольфрамат натрію Na_2WO_4 – важлива технічна сіль вольфрамової кислоти. Температура плавлення безводного Na_2WO_4 є 200°C , густина 4180 кг/м^3 . У воді при температурі до $+5^\circ\text{C}$ розчинюється на $35 - 41^\circ\text{C}$ з утворенням $Na_2WO_4 \cdot 10H_2O$, а при температурі 100°C з утворенням $Na_2WO_4 \cdot 2H_2O$.

Вольфрамат кальцію $CaWO_4$ – білий дрібнокристалічний порошок з густиною 5980 кг/м^3 . Його здобувають осадженням

хлористим кальцієм із розчинів вольфраматів лужних металів або взаємодією CaO у твердому стані з WO_3 при температурі 600 – 800°C.

Значна кількість вольфраму використовується для виробництва швидкорізальних спеціальних сталей, які зберігають високу твердість і зносостійкість при температурах до 650°C. Самі високоякісні інструментальні тверді сплави створюються з карбіду вольфраму методами порошкової металургії, вони зберігають високу твердість при нагріванні до 1100°C, що дозволяє значно підвищити швидкість різання .

Жароміцні і зносостійкі сплави вольфраму з кобальтом і хромом застосовують для покриття деталей машин, що сильно зношуються (клапани авіадвигунів, лопаті турбін). Сплави вольфраму з молібденом, танталом, ніобієм застосовують як жароміцні матеріали в авіаційної і ракетної техніці.

Сплави вольфраму з нікелем і міддю застосовують в радіотерапії для захисту від γ -промінів, а також для виготовлення контейнерів для збереження радіоактивних ізотопів.

Чистий вольфрам (дріт, стрічки і ін.) застосовується в виробництві електроламп, радіоелектроніці, рентгенотехніці. Вольфрамовий дріт і прутки служать електронагрівачами в високотемпературних печах.

Ряд хімічних сполук вольфраму застосовують в текстильній промисловості для обважніння тканин, виготовлення вогнетривких і водостійких тканин і ін..

9.2 Вольфрамові руди і мінерали

Родовища вольфрамових руд діляться на 4 промислових типа: жильні, штокверкові, скарнові і розсипні.

Основні промислові мінерали вольфраму – вольфраміт, гюбнерит, ферберит і шеєліт. Характеристика основних промислових вольфрамових мінералів наведена у табл. 9.1

Таблиця 9.1 – Характеристика основних вольфрамових мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Вміст WO_3 , %	Густина, $кг/м^3$	Твердість
Вольфрам	$(Fe, Mn)WO_4$	76,5	7250	4,5 – 5,5
іт	$MnWO_4$	76,6	7100	5
Гюбнерит	$FeWO_4$	76,3	7500	5
Ферберит	$CaWO_4$	80,6	6000	4,5 – 5
Шеєліт				

Родовища *жильного* типу характеризуються високим вмістом WO_3 (0,5 – 2 %) і грають значну роль в запасах і видобутку вольфраму. В цих родовищах вольфрам представлений вольфрамітом, гюбнеритом, ферберитом і рідше шеєлітом. Вольфрамові мінерали залягають в кварцових жилах невеликої міцності (0,3 – 1 м). Частіше за все зустрічаються кварц-вольфрамітові і кварц-каситеритовольфрамітові жили. Супутніми мінералами являються пірит, халькопірит, мінерали молібдену, олова, миш'яку, вісмуту і золота.

Штокверкові родовища зустрічаються рідко, мають низький вміст WO_3 , але характеризуються дуже великими розмірами і мають великі запаси. Вольфрамові мінерали (вольфраміт, гюбнерит, шеєліт) дрібно вкраплені в гранітні породи.

Скарнові родовища представлені, головним чином, шеєлітом і молібденітом. Родовища цього типу грають дуже важну роль в запасах і видобутку вольфраму. Скарнові родовища контактного типу зв'язані з зонами контакту гранітних порід з вапняками, для них характерні поклади шеєлітового скарну. Разом з шеєлітом часто присутні мінерали молібдену.

Розсипні родовища грають невелику роль в запасах вольфраму, але велику в його видобутку. Вольфраміт і шеєліт – стійкі мінерали, вони накопичуються при вивітрюванні жильних родовищ і утворюють розсипі. Вольфрамітові розсипі містять каситерит. Промисловий вміст WO_3 в них значно нижче (0,03 – 0,1 % WO_3), чим в корінних рудах, але їх розробка значно простіша і економічно вигідніша.

КВП(К)										
КШ(Т)										

Примітки: 1. КВГ – концентрати вольфраміто-гюбнеритові; КШШ – концентрат штучний шеєлітовий; КШ – концентрат шеєлітовий; КМШ – концентрат молібдено-шеєлітовий.

2. У концентраті марки КВГ-1, який постачається для виробництва твердих сплавів, вміст молібдену не повинен бути більше 0,04 %.

3. За згодою сторін допускається постачання концентрату марки КМШ-2 з вмістом олова не більше 0,04 %.

4. Допускається постачання концентратів марок КМШ-2 і КМШ-3 з вмістом фосфору не більше 0,08 % і в кількості не більше 15 % від загального річного постачання концентратів цих марок.

5. Вміст вологі у концентратах, які призначені для тривалого зберігання не повинний перевищувати 1 % у вольфраміто-гюбнеритових концентратах усіх марок і 4% у шеєлітових концентратах усіх марок.

9.4 Флотаційні властивості мінералів вольфраму

Залежно від мінерального складу родовища вольфраму розрізняють на вольфрамітові і шеєлітові.

При флотації вольфрамівих руд виникає ряд важких технологічних проблем, які вимагають правильного рішення у залежності від речовинного складу і асоціації окремих мінералів.

Шеєліт – легкофлотований мінерал, який легко ошламлюється. Флотація шеєліту з кальцієвмісними мінералами (кальцит, флюорит, апатит і ін.) здійснюється аніонними жирнокислотними збирачами, які забезпечують їхню добру флотованість завдяки активної взаємодії олеатних катіонів з катіонами кальцію у складі шеєліту і інших кальцієвмісних мінералів. Відділення шеєліту від кальцієвмісних мінералів можливо тільки з застосуванням таких регуляторів, як рідке скло, сода, кремнефтористий натрій і ін.

Вміст фосфору, який входить до складу апатиту, у шеєлітових концентратах не повинен перевищувати сотих частин відсотка, тому апатит, а також барит обов'язково повинні віддалятися з концентрату. Найбільш ефективно депресується флотація ряду кальцієвмісних мінералів (кальцит, флюорит, частково апатит) за методом Петрова – пропарка пульпи з рідким склом. Але апатит депресується за методом Петрова найбільш важко, тому у подальшому його віддаляють з шеєлітового концентрату вибуговуванням розчином соляної кислоти.

При сортуванні шеєлітових руд застосовують люмінесцентні сепаратори. Шеєліт при опроміненні ультрафіолетовими променями світиться ярко-блакитним світлом, що дозволяє відділити грудки шеєліту від грудок породи.

У процесі флотації *вольфрамиту*, *гюбнериту*, *фербериту* важко відділити від них оксиди і гідрооксиди заліза, турмалін і інші мінерали, що містять у кристалічній ґратці катіони заліза, які нівелюють їхні флотаційні властивості і властивості мінералів вольфраму. Тому флотація вольфрамиту широкого розповсюдження не одержала. Вольфрамітові руди збагачують гравітаційними процесами – відсадкою, концентрацією на столах і шлюзах, гвинтовою сепарацією, внаслідок великого розходження між густиною цінних і породних мінералів.

9.5 Технологічні схеми переробки шеєлітових руд

Для *шеєлітових руд* основний метод збагачення – флотація, а гравітаційні процеси можуть бути використані або для попереднього збагачення, або для перечищення продуктів флотації.

У відповідності до технологічної схеми (рис. 9.1) дроблена руда подрібнюється в кульових млинах, що працюють в замкненому циклі з гідроциклонами, до крупності 40 – 50 % класу $-0,074$ мм. Злив гідроциклонів поступає на флотацію, яка здійснюється у дві стадії: спочатку отримують чорновий концентрат (основна флотація), а потім доводять його до кондиційного (доводочна флотація).

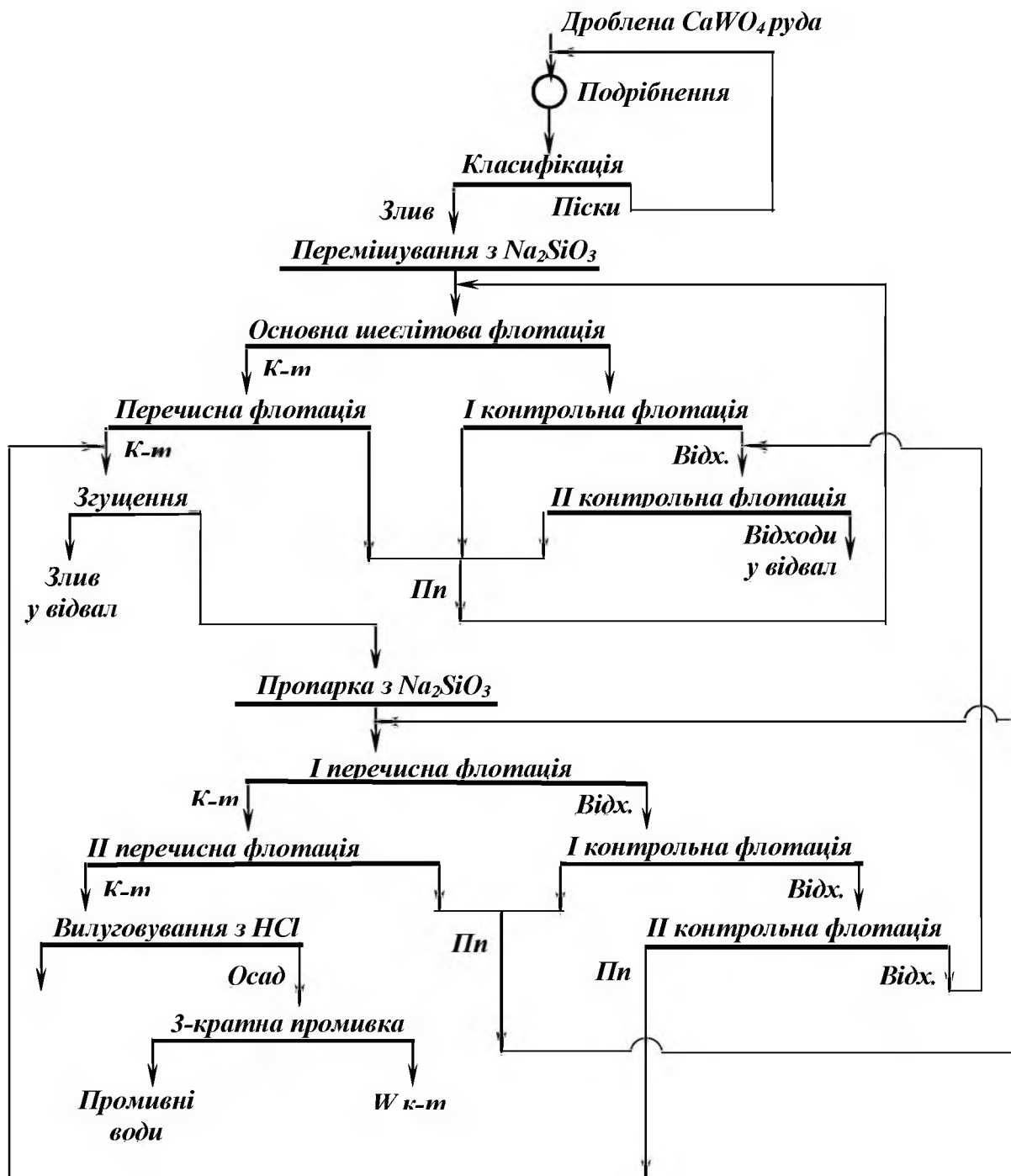


Рис. 9.1 – Технологічна схема флотації шеслітової руди.

Мінерали групи шесліту добре флотуються жирно-кислотними збирачами (олеїною кислотою, олеатом натрію, емульсіями і сумішами жирних кислот, жирно-кислотою фракцією талового масла і ін.) у лужному середовищі, яке створюється содою ($pH = 9 - 10$). При наявності сульфідів шеслітова флотація здійснюється із відходів сульфідної флотації. Для депресії силікатів перед збирачем

подається рідке скло. У чорновий концентрат разом з шеелітом переходять і інші кальцієвмісні мінерали (кальцит, флюорит, апатит, гранат, барит), тому основні труднощі шеелітової флотації полягають у відділенні шееліту від цих мінералів. Ці мінерали віддаляють в перечисних операціях і вилюговуванням.

Регуляторами при флотації шееліту служать сода, іноді їдкий натр і рідке скло, як диспергатор і депресор гранату, кварцу, кальциту і інших породних мінералів. Недостатні завантаження рідкого скла перед основною флотацією приводять не тільки до небажаного збільшення виходу чорнового концентрату, але й до деякого зниження вилучення шееліту. Надмірна витрата соди приводе до підвищення флотованості кальциту.

Цикл доводки звичайно складається з основної, двох-трьох перечисних і контрольної операцій. Доводка чорнового концентрату здійснюється за методом Петрова. Чорновий концентрат згущають до 50 – 60 % твердого і пропарюють в 2,5 – 4 %-ному розчині рідкого скла при температурі 80 – 90°C протягом 50 – 60 хв. В процесі пропарки збирач десорбується з поверхні частинок кальцієвих мінералів і не десорбується з частинок шееліту. Після пропарки продукт розбавляють свіжою водою, знижують температуру пульпи до 20 – 35°C, а вміст твердого у неї до 25 – 30 % і перечищають декілька разів без реагентів. При цьому основна маса кальциту і флотаційне активних силікатів депресуються, а 90 – 95 % шееліту переходить у пінний продукт, який містить 40 – 45 % WO_3 і придатний до гідрометалургійної переробки. Для підвищення якості концентрату до вмісту WO_3 50 – 65 % його ще раз пропарюють і два-три рази перечищають. У операціях доводки апатит і флюорит депресуються недостатньо ефективно, тому при значному вмісті апатиту шеелітові концентрати оброблюють соляною кислотою.

Деякі скарнові шеелітові руди збагачують за гравітаційно-флотаційними схемами.

9.6 Технологічні схеми переробки шеєліто-молібденових руд

В шеєліто-молібденових рудах вміст молібдену частіше за все має промислове значення. Якщо молібден знаходиться у формі молібденіту, його звичайно виділяють флотацією гасом до виділення шеєліту. При дуже низькому вмісті молібденіту у руді його доцільно флотувати у колективній шеєліто-молібденовій концентрат олеїною кислотою і гасом.

З колективного концентрату молібденіт можна флотувати з підкисленої соляною кислотою до $pH = 1,5 - 2$ пульпи. Молібденіт відразу ж спливає з олеїною кислотою на бульбашках вуглекислого газу, який виділяється при розкладанні кальциту. Шеєліт і інші мінерали при $pH = 1,5 - 2$ не флотуються, тому що збирач з їхньої поверхні десорбований, утворені олеати кальцію зруйновані, а олеїнова кислота не дисоційована. Флотація молібденіту забезпечується також наявністю у пульпі гасу, який застосовувався у колективній флотації і додається перед флотацією молібденіту.

Схема флотації руди, яка містить шеєліт, молібденіт і мідні сульфіди наведена на рис. 9.2.

Відповідно до схеми подрібнена руда підвергається колективної сульфідної мідно-молібденової флотації з використанням бутілового ксантогенату, гасу і терпінеолу. Мідно-молібденовий концентрат після перечистки і згущення перемішується з сірчанам натрієм і з нього виділяється молібденовий промпродукт (після декількох перечисток). Для одержання кондиційного молібденового концентрату молібденовий промпродукт перероблюють за схемою, що наведена на рис 8.2. Мідний концентрат отримують у виді камерного продукту.

Відходи мідно-молібденової флотації є вихідним матеріалом для флотації шеєліту за схемою, яка наведена на рис. 9.1. Після перемішування з олеїною кислотою, гасом і рідким склом пульпа поступає на основну шеєлітову флотацію, відходи якої після контрольної операції являються відвальними, а концентрат перечищають, згущають, пропарюють з рідким склом (за методом Петрова) для відділення шеєліту від супутніх кальцієвмісних

мінералів і флотують з нього шеєліт. Отриманий шеєлітовий концентрат вилуговують для віддалення фосфору.

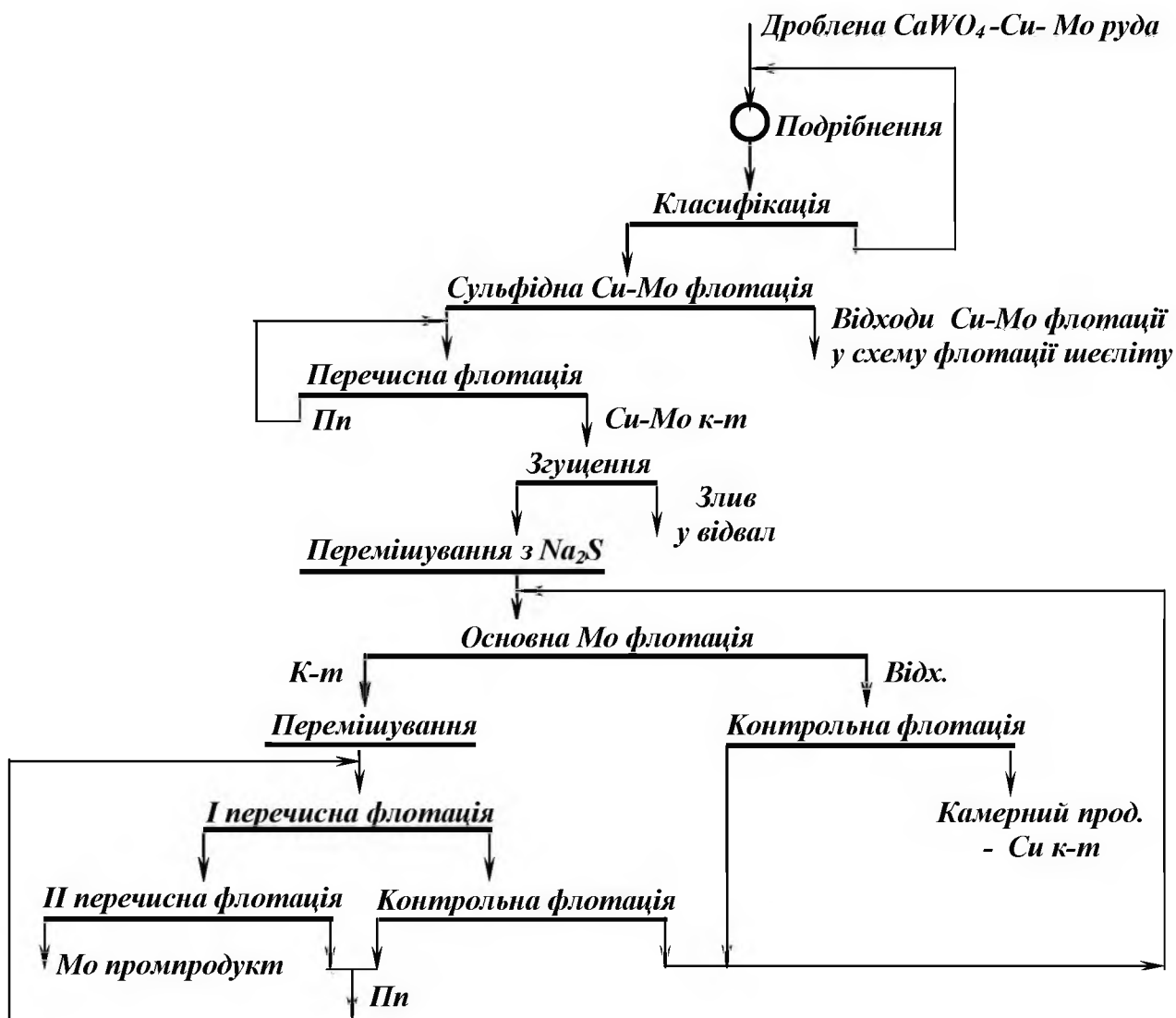


Рис. 9.2 – Цикл колективної сульфідної мідно-молібденової флотації схеми переробки складних шеєлітових руд.

9.7 Технологічні схеми переробки вольфрамітових руд

Вольфрамітові руди можна розділити на чотири типи:

– прості руди, у яких вольфраміт крупно вкраплений, збагачуються за гравітаційними схемами;

– тонковкраплені руди, які вимагають застосування комбінованих схем збагачення гравітаційним, флотаційним і іншими методами;

– вольфрамові руди, які містять сульфіди і для яких необхідно застосування гравітаційного і флотаційного методів;

– комплексні вольфрамові руди, що містять мінерали кольорових і рідкісних металів, а також магнетит, гранат і інші мінерали, при збагаченні яких необхідно застосовувати крім гравітаційних і флотаційних процесів, магнітну і електричну сепарацію.

На відміну від шеєлітових руд, що збагачуються за флотаційними схемами, при збагаченні вольфрамітових руд майже завжди застосовуються гравітаційні або комбіновані схеми збагачення, які включають гравітаційні процеси, магнітну сепарацію, флотогравітацію сульфідів і флотацію [7, 17, 31].

Вольфрам і його різновиди – ферберит і гюбнерит суттєво відрізняються від шеєліту: вони мають підвищену густину 7100 – 7500 кг/м³ (густина шеєліту – 6000 кг/м³) і володіють магнітними властивостями.

Флотаційна активність мінералів групи вольфраміту зменшується у ряду: гюбнерит > вольфрам іт > ферберит. Основний збирач при флотації мінералів групи вольфраміту – олеїнова кислота. Оптимальна лужність при флотації олеїновою кислотою відповідає $pH = 6,5 - 7$ у слабнокислому середовищі і $pH = 9 - 10$ у лужному середовищі. При флотації вольфрамових мінералів жирними кислотами у содовому середовищі у чорновий концентрат нарівні з вольфрамітом вилучаються флюорит, апатит, частково слюди, топаз, кальцит, окисли заліза і сульфіди, а у відходах залишаються кварц, польові шпати і частково слюди. Як депресори пустої породи застосовуються біхромат калію і рідке скло. Однак, флотація вольфрамітових мінералів відрізняється низькою селективністю: ступінь концентрації рідко перевищує 10, але вилучення може бути задовільним. Навіть при флотації руд простого складу і крупному вкрапленні важко отримати кондиційний концентрат при задовільному вилученні. Тому завдяки високій густині і

крупнозернистої структурі вольфрамітові руди збагачують в основному за гравітаційними схемами.

Вольфрамітові руди, як правило, збагачують в дві стадії – первинне гравітаційне збагачення і доводка чорнових концентратів різними методами, що пояснюється низьким вмістом вольфраму в рудах (0,1 – 0,8 % WO_3) і підвищеними вимогами до якості кондиційних концентратів (55 – 65 % WO_3). Крім того, вольфрамітові корінні руди і розсипи звичайно містять ряд інших важких мінералів (каситерит, колумбіт, танталіт, магнетит та ін.). Виділення мономінеральних концентратів, що задовольняють вимогам стандартів, і є задачею другої стадії переробки.

З урахуванням великої густини мінералів вольфрамітової групи (7100 – 7500 кг/м³) при гравітаційному збагаченні можуть бути з успіхом використані: відсадка, концентрація на столах, шлюзах, струминних і гвинтових сепараторах. При тонкому вкрапленні коштовних мінералів гравітаційні процеси повинні суміщатися з флотацією.

Схема збагачення вольфрамітової руди наведена на рис. 9.3.

Вольфрамітова руда звичайно дробиться до крупності 10 – 12 мм. В схеми збагачення деяких руд включається промивка і знешламлення. Часто застосовується попереднє збагачення, завдяки чому у відвал віддаляється значна частина породи. В схемах збагачення вольфрамітових руд перед гравітаційними процесами передбачається грохочення і гідравлічна класифікація, що забезпечує підвищення ефективності збагачувальних операцій. Переваги збагачення класифікованого матеріалу в порівнянні з некласифікованим полягає в тому, що збагачення можна провадити в оптимальних для даної фракції умовах.

При збагаченні крупних класів застосовується відсадка, дрібних – концентрація на столах. В більшості випадків для одержання бідних відвальних відходів крупні фракції відходів необхідно подрібнювати і повторно збагачувати, тому що при тонкому вкрапленні вольфраміту в пустої породі розкриття зростків досягається тільки при більш тонкому подрібненні.

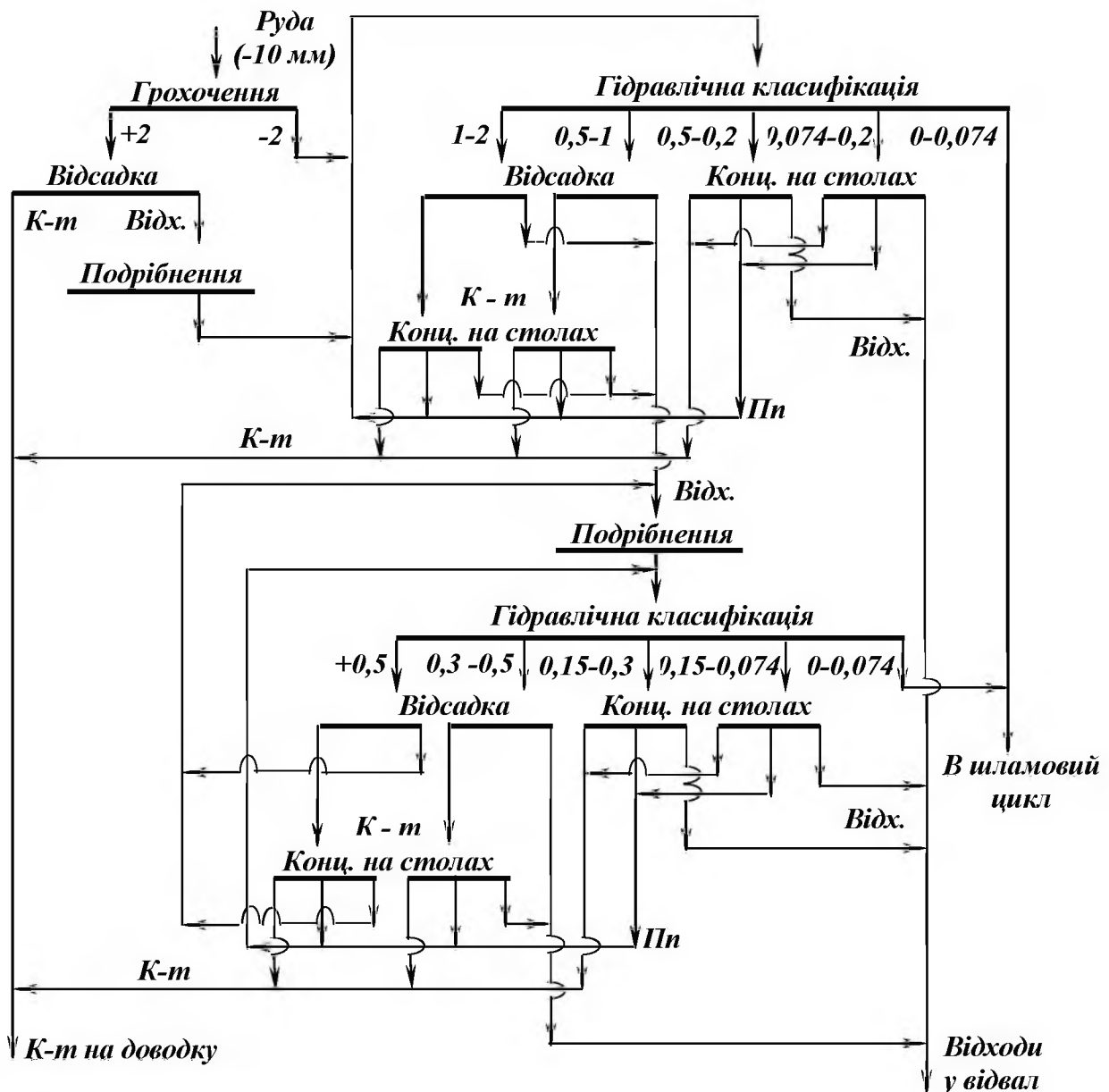


Рис. 9.3 – Схема збагачення вольфрамітової руди з крупним і тонким вкрапленням коштовних мінералів.

Якщо в руді разом з крупновкрапленим вольфрамітом є значна кількість тонковкраплених мінералів, що потребує більш тонкого подрібнення, необхідно передбачити в технологічній схемі цикл переробки шламів (рис. 9.4).

Відповідно до схеми (рис. 9.4) шлами після гідравлічної класифікації для підвищення ступеня вилучення вольфраму направляються на шлюзи і концентраційні столи.

Крім того, для забезпечення повного вилучення вільних зерен вольфраміту в концентрат, необхідно промпродукт концентраційних столів піддавати багаторазовим перечищенням.

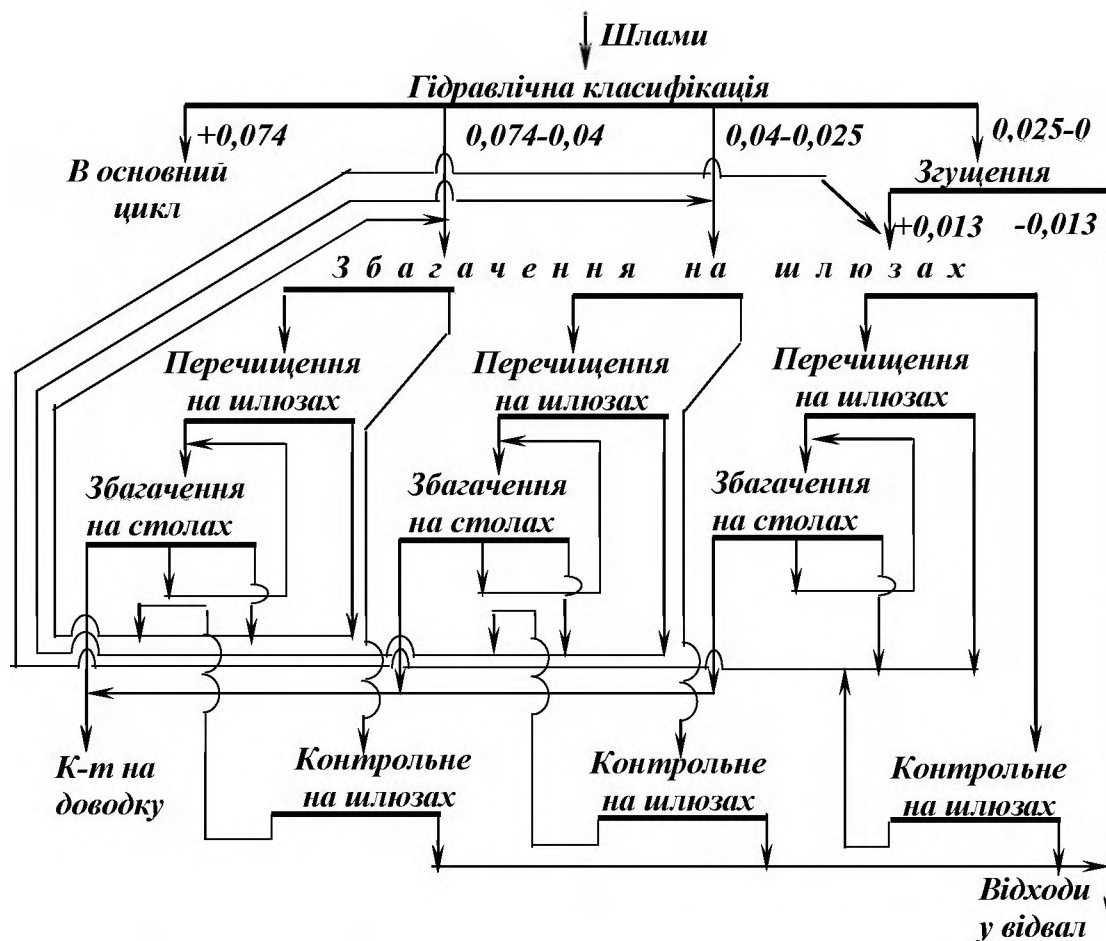


Рис. 9.4 – Схема збагачення шламів вольфрамітової руди.

Схему, наведену на рис. 9.4, можна використовувати також при збагаченні багатих тонковкраплених руд.

Для додаткового вилучення вольфраму, який втрачається з відвальними продуктами (шламами, відходами гравітаційного збагачення), доцільно використовувати флотацію. Але при флотації відходів і шламів гравітаційного збагачення вольфрамітових, гюбнеритових і ферберитових руд у більшості випадків отримують тільки бідні концентрати, які можуть бути перероблені гідрометалургійними методами.

Вилучення флотацією вольфраміту з піскових фракцій виявляється доцільним тільки при наявності цінних супутників

вольфраму, вміст яких може виправдати подрібнення цих фракцій і наступну їхню флотацію. Якщо піски подрібнюють для вилучення супутників, попутно флотацією додатково вилучають і частину мінералів вольфраму, яка у них міститься.

При збагаченні вольфраміто-шеєліто-молібденових руд з крупним і тонким вкрапленням цінних мінералів застосовують гравітаційно-флотаційні схеми, за якими руду після дроблення і подрібнення підвергають грохоченню.

Клас 2 – 10 мм збагачують у відсаджувальних машинах, відходи відсадки подрібнюють до –2 мм і разом з класом –2 мм вихідної руди збагачують на концентраційних столах. Вольфраміто-шеєлітовий концентрат відсадки і концентраційних столів підвергають доводці магнітною сепарацією (шеєліт виділяється у немагнітну фракцію), а відходи гравітації подрібнюють і з них флотують молібденіт і інші сульфіди.

При вмісті у колективному гравітаційному концентраті вольфраміту, шеєліту і каситериту спочатку магнітною сепарацією виділяють вольфраміт, а шеєліто-каситеритовий концентрат розділяють флотогравітацією або електричною сепарацією, тому що каситерит є добрим провідником, а шеєліт – поганим.

Контрольні запитання

- 1. Назвіть основні властивості і галузі застосування вольфраму.*
- 2. Охарактеризуйте родовища вольфрамових руд.*
- 3. Назвіть основні вольфрамові мінерали і їхні властивості.*
- 4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні вольфрамових руд.*
- 5. Назвіть вимоги до якості вольфрамових концентратів.*
- 6. опишіть технологічну схему збагачення шеєлітових руд.*
- 7. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні шеєлітових руд.*
- 8. опишіть реагентний режим при флотації шеєлітових руд.*
- 9. опишіть технологічну схему збагачення шеєліто-молібденових руд.*
- 10. опишіть технологічну схему збагачення вольфрамітових руд.*

10 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ ОЛОВ'ЯНИХ РУД І РОЗСИПІВ

10.1 Основні властивості і галузі застосування олова

Олово – хімічний елемент IV групи Періодичної системи Д.І.Менделєєва підгрупи вуглецю у п'ятому періоді, що визначає його амфотерність і хімічні властивості. Атомний номер олова 50, атомна маса 118,69. Густина олова складає 5850 кг/м^3 , температура плавлення 232°C , температура кипіння 2620°C .

Природне олово має десять ізотопів з масовими числами від 112 до 124. Штучно можуть бути одержані ще десять ізотопів з масовими числами від 109 до 125.

Металічне олово має дві модифікації: $\alpha\text{-Sn}$ і $\beta\text{-Sn}$. Кристалічна структура $\beta\text{-Sn}$ звичайного білого олова (стійка при температурах вище $+13^\circ\text{C}$) – тетрагональна, а кристалічна структура $\alpha\text{-Sn}$ сірого олова – кубічна. Сіре олово є добрим напівпровідником з високим опором ($1,15 \cdot 10^{-7} \text{ Ом}\cdot\text{м}$ при 20°C). Металічне олово легко прокатується у фольгу, пресується, полірується, кується при температурах до 160°C , при яких стає крихким і роздрібнюється від ударів і стирання. Ця властивість використовується для виготовлення паяльних паст, фарб і т.п.

При звичайних атмосферних умовах і температурах олово хімічне стійке завдяки покриттю його поверхні щільною і міцною плівкою окислів. У сполуках з іншими хімічними елементами, лугами, органічними і неорганічними кислотами олово проявляє свої головні валентності як двох- і чотирьохвалентний елемент. Стандартний електродний потенціал олова у кислих розчинах – $0,136 \text{ В}$, у лужних біля $0,3 \text{ В}$. При взаємодії олова з сірчаною кислотою утворюється двохвалентний сульфат олова, який застосовується при гальванічному лудінні. З сіркою олово утворює три сполуки SnS , SnS_2 , Sn_2S_3 . Перша з цих сполук зустрічається у природі у виді мінералу геденбергіту, а дві інших можуть бути отримані штучно – спеціальним синтезом.

В атмосфері кисню олово згорає з утворенням оксиду олова SnO_2 . Чистий оксид олова SnO_2 є типовим напівпровідником з електронним типом провідності, він може бути використаний для виготовлення тензодатчиків і високоомних опорів, стабільних при температурах до 800°C .

Олово володіє винятковими властивостями, які визначають його широке використання у різних галузях промисловості і, в першу чергу, харчової. З усіма металами і металоїдами олово може утворювати сплави, які характеризуються малою температурою плавлення, доброю механічною міцністю і електропровідністю. Найважливішою властивістю олова є те, що воно не створює токсичних сполук з органічними кислотами і їхніми солями, тому 35 – 50 % олова використовується для виробництва білої жести, яка застосовується при консервуванні харчових продуктів. Для виробництва припоїв використовується

20 – 25 % олова, для виробництва бабітів, латуні, бронзи і інших сплавів – 10 – 15 %.

Олово застосовується у машинобудуванні, напівпровідникової, хімічної, лакофарбової і інших галузях промисловості.

10.2 Руди і мінерали олова

Руди олов'яних родовищ розділяються на розсипні і корінні.

Олововмісні мінерали представлені окислами, силікатами, сульфідами і сульфостанатами, боратами, тантало-ніобатами і самородними сплавами. Але деякі мінерали зустрічаються в рудних родовищах дуже рідко і практичного значення не мають. Характеристика важливіших мінералів олова наведена у табл. 10.1.

Таблиця 10.1 – Характеристика важливіших мінералів олова

Мінерал	Хімічна формула	Вміст Sn, %	Густина, кг/м ³	Твердість
<i>Оксиди і силікати</i>				
Каситерит	SnO ₂	78,8	7000	6 – 7
Арандизит	Sn ₅ [SiO ₄] ₃ (OH) ₈	52,0	3900	5
Стокезит	CaSn[Si ₃ O ₉]·2H ₂ O	35,0	3200	6
<i>Борати</i>				
Норденшелдит	CaSn[BO ₃] ₂	42,3	4200	5,5 – 6
<i>Танталати, ніобати</i>				
Тороліт	Ta ₂ O ₅ ·SnO ₂	22,4	7750	6
<i>Сульфіди</i>				
Кольбекін	SnS (або Sn ₂ S ₃)	78,8	–	2
Станін	Cu ₂ FeSnS ₄	27,6	4400	3 – 4
<i>Сульфостанати</i>				
Теаліт	PbS·SnS (або PbS·Sn ₂ S ₃)	30,5	6400	1 – 2
Франкейт	5PbS·2SnS ₂ ·SbS ₂	13,5	4500	2,5
<i>Самородні сплави</i>				
Станопаладініт	Pd ₃ Sn ₂ (містить Cu)	до 43,0	9200	4

Основний олов'яний мінерал – каситерит SnO₂ (78,8 % Sn). В природному каситериті може міститися до 5 – 6 % заліза, до 9 % оксидів танталу і ніобію, десятих, сотих і тисячних відсотка титану, марганцю, індію, свинцю, кремнію, алюмінію, магнію, бору, ванадію, хрому, нікелю, кобальту, міді, цинку, миш'яку, сурми, стронцію, калію, молібдену, вісмуту, кадмію, гафнію і навіть платини. Вміст і характер домішок в каситериті залежить від складу супутніх

мінералів. Домішки змінюють фізико-хімічні властивості каситериту, параметри його кристалеві гратки, адсорбційні і флотаційні властивості.

Самий розповсюджений після каситериту мінерал – станін Cu_2FeSnS_4 , але використовується він мало, тому що вміст олова в ньому малий – 27 – 28 %.

Корінні оловорудні родовища підрозділяються на пегматитові, кварцово-каситеритові, сульфідно-каситеритові і перехідні від кварцово-каситеритових до сульфідно-каситеритових.

Розсипні родовища олова займають основне місце в олововидобувній промисловості і легко збагачуються. Важна роль розсипів в видобутку олова пояснюється значно більше легким їх освоєнням в порівнянні з корінними родовищами. Простота розвідки і підготовки промислових запасів, легкість відпрацьовування олововмісних пісків, простота і дешевизна їх збагачення дають можливість рентабельно вилучати каситерит в високосортні концентрати з розсипів з низьким вмістом олова. Для розсипів вміст 0,015 – 0,02 % олова уже достатній для експлуатаційних робіт. Розсипи значно легше, чим руди корінних родовищ, збагачуються гравітаційними процесами, крім того, вони не потребують дорогих процесів дроблення і подрібнення. Доводка чорнових концентратів здійснюється на центральних доводочних фабриках магнітним, електричним і іншими методами.

Пегматитові родовища мають дуже нерівномірне оруднення і гніздовий розподіл олова (розмір гнізд 3 – 4 мм). Вміст олова в гніздах дуже високий, але в рудному тілі не більше 0,1 – 0,3 %.

В альбітизованих пегматитах оруднення більше рівномірне, середній вміст олова майже завжди низький. У їхньому складі переважають польові шпати, присутні кварц, літієві слюди, альбіт, турмалін, іноді колумбіт, берил, сподумен. Пегматитові родовища можуть служити джерелом утворення розсипів. Частіше з корінних руд комплексно вилучають олово, цезій, рубідій, тантал, ніобій. Вкраплення каситериту звичайно середнє і крупне (від 1 – 2 мм і більше). Руди легко збагачуються гравітаційними процесами і вважаються промисловими при вмісті олова 0,1 %.

Кварцово-каситеритові родовища займають важливе місце у загальному видобутку олова і служать джерелом утворення розсипів. Крім кварцу і каситериту в них присутні турмалін, слюди, польові шпати, вольфрамів або шеєліт, меншої мірі арсенопірит, пірит, іноді флюорит, топаз, берил.

До кварцово-каситеритових відносяться родовища кварцового, топазо-кварцового і кварцово-полевошпатного типів. Головним є кварцово-полевошпатний тип, який крім каситериту містить вольфрамів, шеєліт, сульфідди (у тому числі арсенопірит), з нерудних мінералів – кварц, польові шпати, флюорит, турмалін, берил. Руди цих родовищ звичайно комплексні – олов'яно-вольфрамові.

Каситерит вкраплений головним чином у кварцову масу у виді кристалів дрібних, середніх і крупних розмірів. У значної кількості в руді зустрічаються зерна каситериту тонкого і емульсійного вкраплення (від 0,1 до 0,01 мм і менше). Більше повне і комплексне вилучення олова і інших цінних компонентів з руд цього типу можливе тільки з використанням комбінованих методів збагачення, які включають флотацію, хіміко-металургійні і мікробіологічні процеси.

Родовища сульфідно-каситеритового типу також мають велике значення у видобутку олова з корінних руд. Каситерит у рудах асоціює з сульфідами або піротином, піритом і частково з халькопіритом, сфалеритом, станіном, або з галенітом і сфалеритом, або з іншими сульфідами. Загальний вміст сульфідів у руді може досягати 70 – 90 %. З нерудних мінералів присутні кварц, турмалін, залістисті хлорити, сульфостанати і карбонати.

Основна ознака кварцово-каситеритових родовищ – високий вміст заліза і складність мінерального складу. Для руд характерна дуже тонке вкраплення каситериту, розмір зерен складає 0,001 мм і менше.

Руди сульфідно-каситеритового типу – важкозбагачувані. Важка збагачуваність зв'язана з високим вмістом сульфідів заліза, свинцю, цинку і інших важких металів, густина яких близька до густини каситериту, що утруднює їхнє розділення гравітаційними процесами.

Родовища перехідного типу представлені вкрапленими рудами каситерито-сульфідно-силікатної формації. Руди цього типу – вкраплені, основні рудні мінерали – каситерит, сульфід заліза, міді і свинцю, нерудні – кварц, хлорит, турмалін, флюорит. Вміст каситериту у рудах складає 0,3 – 1 %.

10.3 Вимоги до концентратів

Якість олов'яних (каситеритових) концентратів залежить від типу перероблених руд і розсипів. Найбільше багаті концентрати, які містять 70 % і більше олова, отримують з багатих олов'яних розсипів.

При залученні до промислової переробки більше бідних і складних за складом комплексних руд з тонким вкрапленням каситериту отримання багатих концентратів з високим вилученням в них олова утруднюється. Збільшуються собівартість переробки і втрати при збагаченні як олова, так і супутніх металів, цінність яких нерідко перевищує цінність олова.

Олов'яні концентрати (табл. 10.2) підрозділяються на чотири марки: КО – для плавки на чорнове олово I сорту; КОЗ (зернистий) – для доводки на доводочних фабриках; КОШ (шламовий) – для плавки на чорнове олово II сорту або ф'юмінгування; КОС (свинцевистий) – для плавки на чорновий свинцевисто-олов'яний сплав або ф'юмінгування.

Таблиця 10.2 – Технічні вимоги до олов'яних концентратів за ОСТ 48-32-80

Марка	Вміст, %						
	Sn, не менше	Домішки, не більше					
		Pb	As	S	Cu	Zn	WO ₃
КО-1	60	2	0,3	0,3	-	-	3
КО-2	45	2	0,3	0,3	-	-	3
КОЗ-1	30	2	-	-	-	-	5
КОЗ-2	15	2	-	-	-	-	5
КОШ-1	15	2	2,0	0,5	5	3	5
КОШ-2	8	2	1,5	0,5	5	3	5
КОШ-3	5	3	0,5	-	-	-	5
КОС-1	15	5	2,0	15	0,5	3	5
КОС-2	8	5	1,5	15	0,5	3	5
КОС-3	5	5	0,5	-	-	-	5

- Примітки. 1. Вміст води у концентратах марок КО, КОЗ і КОС-1 не повинно перевищувати 1 %, в усіх інших концентратах марок КОШ і КОС – 3 %; за згодою сторін допускається постачання концентратів марок КОШ, КОС-2 і КОС-3 з підвищеною вологістю.*
- 2. Максимальна крупність частинок олов'яних концентратів марки КОЗ, отриманих з корінних руд, повинна бути не більше 3,2 мм, а концентратів марки КОЗ, отриманих з розситів, – не більше 6 мм.*
- 3. Вміст шламових фракцій крупністю –0,074 мм у концентратах марки КОЗ, не повинен перевищувати 12 %.*
- 4. Зміцнення зернистих гравітаційних концентратів з шламовими гравітаційними і флотаційними не допускається.*

10.4 Властивості мінералів олова

Основні промислові мінерали в олов'яних рудах – каситерит і станін. Станін зустрічається в сульфідних рудах, але має другорядне значення.

Основна властивість головного промислового мінералу – *каситериту* – висока густина – 7000 кг/м³, що й визначає застосування гравітаційних процесів при збагаченні олов'яних руд. Каситерит немагнітний, за винятком чорних різновидів, багатих залізом.

Природний каситерит звичайно містить різні домішки або у виді тонкого вкраплення супутніх мінералів, або у виді катіонів, які ізоморфно включені у кристалічну ґратку. До них відносяться елементи з близьким іонним радіусом: кадмій, індій, залізо, літій, ніобій, сурма, тантал, титан, вольфрам, цирконій.

Вміст і характер домішок у каситериті залежать від складу супутніх мінералів. Домішки змінюють фізико-хімічні властивості каситериту, параметри його кристалічної ґратки, адсорбційні і флотаційні властивості [8, 9]. Флотація шламів гравітаційного збагачення може здійснюватись жирно-кислотними збирачами у кислому середовищі, яке створюється сірчаною кислотою.

Станін – самий розповсюджений після каситериту мінерал олова. Він є джерелом утворення вторинного каситериту. В асоціації зі станіном майже завжди зустрічається каситерит, а також халькопірит, сфалерит, піротин, вольфраміт, вісмут, арсенопірит, блякла руда. Використовується станін мало, тому що вміст олова у ньому невисокий (27 – 29 %), крім того, наявність сульфідів міді і заліза ускладнює металургійну переробку концентратів, а близькість флотаційних властивостей станіну до інших сульфідів утруднює їхнє розділення при флотації.

Руди, що містять *франкейт* і *гідрокаситерит*, мають дуже складний речовинний склад. Родовища цих руд містять 2 – 4 % олова, 0,1 % германію, 0,2 % вісмуту, а також цинк, свинець. Індій, кадмій і інші елементи.

Переробка цих руд можлива комбінованими методами.

10.5 Технологічні схеми переробки олов'яних розсипів

Олов'яні розсипні руди утворюються за рахунок руйнування усіх типів руд корінних родовищ. Олов'яні розсипні родовища відпрацьовуються, як правило, відкритим способом з застосуванням драг, гідравліки, екскаваторів, бульдозерів і скреперів, але дражний спосіб найбільше розповсюджений. Драга – плавуча технологічна установка з видобувним і збагачувальним обладнанням, за допомогою якої з-під шару води видобувається, а потім і збагачується корисна копалина. Драги поділяються на два класи – континентальні і морські. Континентальні драги монтуються, як правило, на плоскодонному судні (понтоні) і призначені для розробки материкових розсипів, звичайно приурочених до зони поширення сучасних або древніх (похованих) річкових систем. Морські драги монтуються на кільових самохідних або несамохідних суднах і використовуються для розробки розсипних або пухких осадових родовищ, що залягають в прибережній або глибинній зоні акваторій морів і великих озер. За можливою глибиною виїмки порід розрізняють драги неглибокого черпання (до 6 м), середньої глибини черпання (до 15 м), глибокого черпання (до 50 м) і надглибокого черпання (до 4600 м). Для виїмки порід використовують черпакові, гідро- і пневмовсмоктуючі, ежекторні і ерліфтні агрегати. Раціональна область застосування драг: черпакових – на глибинах до 50 м, землесосних – на глибинах до 80 м, ерліфтних – на глибинах від 200 м і більше, грейферних – на глибинах до 250 м, драглайнових і багаточерпакових канатно-ланцюгових – на глибинах до 1500 м, ежекторних з багатоступінчастим підйомом зануреними насосам – на глибинах до 4600 м.

Драги обох класів оснащують промивно-збагачувальним обладнанням (відсаджувальними машинами, шлюзами, гвинтовими сепараторами), змонтованими безпосередньо на судні, або експлуатують їх у комплексі з береговою

чи плавучою збагачувальною установкою. Одержуваний чорновий концентрат направляють на центральну доводочну фабрику.

Технологічна схема збагачення олововмісних розсипів дражним способом наведена на рис. 10.1.

Видобута руда ковшем землечерпалки подають безпосередньо в промивний грохот діаметром 2,5 – 3 м і довжиною до 12 м і з розміром отворів 9,5 – 13 мм. В промивному грохоті руда розділяється за крупністю і дезінтегрується струменем води, що подається під високим тиском. Верхній продукт промивного грохота, який складається з валунів, гальки, щебеню, грудок глини розвантажуються у відвал. Після дезінтеграції і грохочення ефелі послідовно збагачуються у дві стадії на шлюзах з рухомим уловлюючим покриттям, відсадкою у діафрагмових відсаджувальних машинах також у дві стадії, отриманий при збагаченні на шлюзах і відсадкою концентрат (важкий продукт) перечищається на концентраційних столах.

Отриманий чорновий гравітаційний концентрат містить до 20 % олова при вилученні до 95 %. Крім олова, у концентрат також вилучаються ільменіт, монацит, циркон, рутил, вольфраміт, шееліт, турмалін.

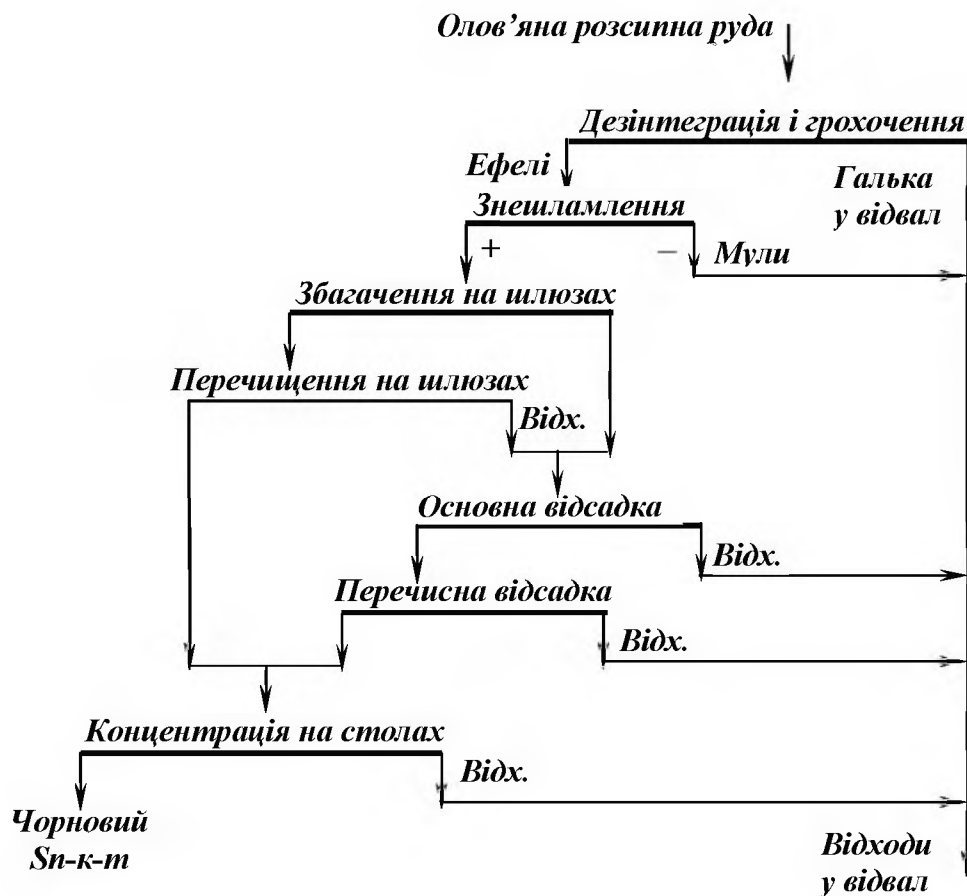


Рис. 10.1 – Технологічна схема збагачення олововмісних розсипів дражним способом.

Розсипи, які видобувають за допомогою бульдозерів, екскаваторів або гідравлічним способом за допомогою гідромоніторів, збагачують на промивних установках.

При збагаченні розсипів на промивних установках основним збагачувальним апаратом є шлюз, але при цьому утрати цінних компонентів є досить великі, особливо з тонкими класами. Тому перспективною є схема з використанням відсадки, як основного процесу (рис. 10.2).

Видобута розсипна руда дезінтегрується в скрубєрі, після чого з неї віддається у відвал клас + 5 мм, який представлений пустою породою. Клас 0 – 5 мм після знешламлення поступає в операцію основної відсадки, де він розділяється на концентрат (важкий продукт) і відходи (легкий продукт). Відходи основної відсадки з метою зниження утрат олова перероблюються в операції контрольній відсадки, де виділяються відвальні відходи.

Відсадка дозволяє вилучати не тільки крупний каситерит, але й тонкий матеріал крупністю до 50 мкм.

Після перечищення концентрату основної відсадки одержують чорновий олов'яний концентрат, який відправляється для подальшої переробки на центральну доводочну фабрику.

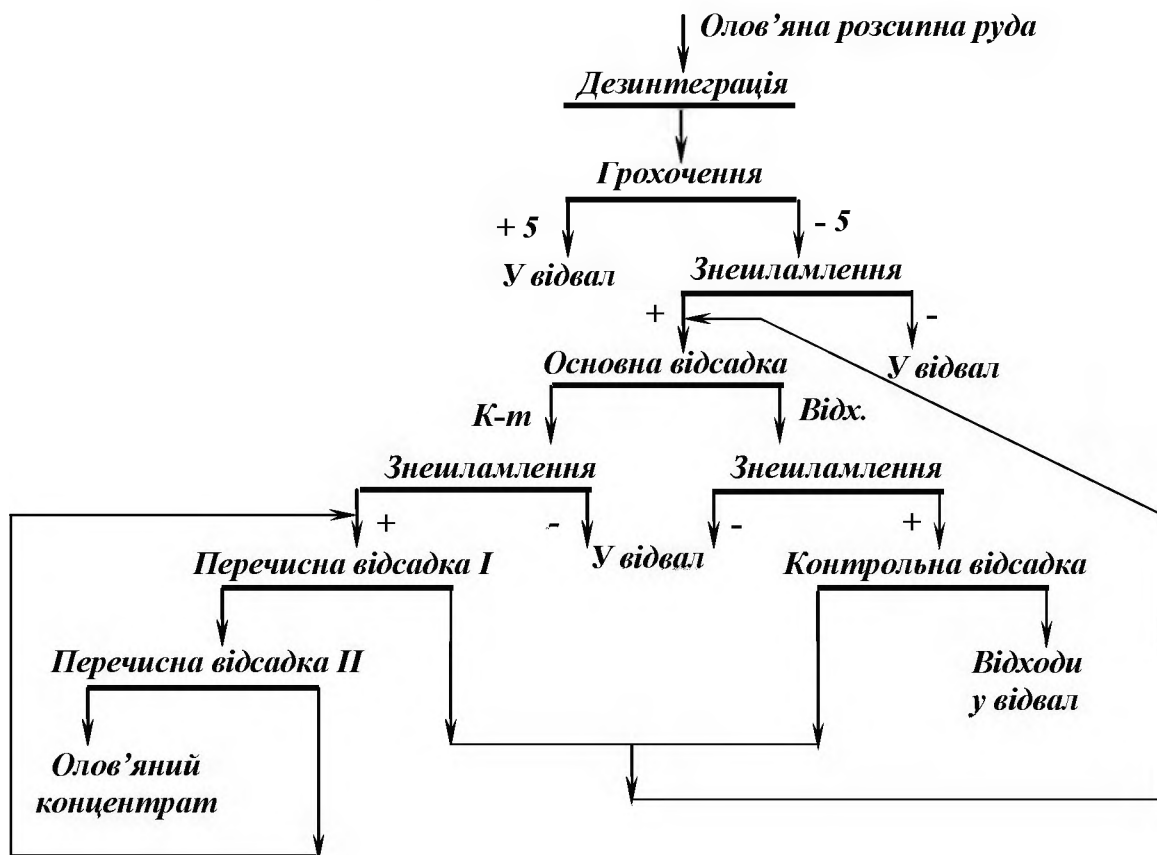


Рис. 10.2 – Технологічна схема збагачення олов'яних розсипів на промивних установках.

10.6 Технологічні схеми переробки корінних олов'яних руд

Олов'яні корінні руди характеризуються складним речовинним складом і тонким вкрапленням каситериту, внаслідок чого вони важко збагачуються. Розмір зерен каситериту в рудах і можливе вилучення його у концентрат можуть умовно характеризувати ступінь збагачуваності руди (табл. 10.3).

З технологічної точки зору найбільше складними є корінні сульфідно-каситеритові руди. Вкраплення зерен каситериту в них складає 0,5 – 0,01 мм і дрібніше. Крім олова в рудах містяться мідь, свинець, цинк, вісмут, вольфрам і інші цінні метали. Основна маса сульфідів, вміст яких коливається від 5 до 70 %, представлена піритом і піротином. Вміст олова в сульфідно-каситеритових рудах складає 0,08 – 0,5 %, при чому від 3 до 70 % може бути у виді станіну. Також наявність у рудах значної кількості миш'яку ускладнює одержання кондиційних за вмістом миш'яку сульфідних і олов'яних концентратів.

У відповідності з речовинним складом, властивостями цінних і породних мінералів, а також застосованим для збагачення руд процесом корінні олов'яні руди можна класифікувати на три групи: руди, що збагачуються гравітаційними процесами; руди, що збагачуються флотаційними процесами; руди, що збагачуються за комбінованими гравітаційно-флотаційними схемами.

Таблиця 10.3 – Характеристика збагачуваності корінних олов'яних руд

Характер вкраплення	Розмір вкраплення, мм	Необхідна крупність подрібнення, мм		Вилучення олова у концентрат, %	Ступінь збагачуваності
		початкова	остаточна		
Крупна	1	6 – 8	1 – 0	85	Дуже легка
Середня	1 – 0,5	4 – 6	0,5 – 0	75 – 85	Легка
Дрібна	0,5 – 0,1	2 – 0	0,2 – 0	65 – 75	Середня
Тонка	0,1 – 0,01	1 – 0	0,074 – 0	50 – 65	Важка
Дуже тонка	0,074	1 – 0	0,074 – 0	35 – 50	Дуже важка
Надтонка	0,044	–	–	35	Надважка

Звичайно корінні олов'яні руди збагачуються за складними багатостадійними схемами з використанням не тільки різних гравітаційних апаратів, але й магнітних сепараторів, флотаційних машин. В технологічних схемах збагачення корінних олов'яних руд розрізняють основний, промпродуктовий, хвостовий, шламовий і доводочний цикли (рис. 10.3 – 10.6).

При розробці технологічної схеми збагачення корінних олов'яних руд слід мати на увазі, що каситерит – дуже крихкий матеріал, тому при підготовці руди до збагачення повинна бути вирішена задача не тільки максимального розкриття зерен каситериту, але й мінімального його ошламлювання. На прак-

тиці утрати олова з шламами досягають 15 – 20 % від загальних утрат олова для легкозбагачуваних руд і до 80 % для важкозбагачуваних руд.

Дроблення корінних олов'яних руд звичайно здійснюється у три стадії до крупності 40 мм (при збагаченні у важких суспензіях) або до 20 – 25 мм. Для подрібнення олов'яних руд переважно застосовування стержневих млинів, які у порівнянні з кульовими млинами видають більш рівномірний і крупний продукт і не переподрібнюють його. Стержневі млини працюють у замкненому циклі з вібраційними грохотами, на яких встановлені шпальтові сита з розміром щілини 1 – 2 мм. При великому вмісті в руді глини грохочення поєднують з промивкою. Початкова крупність руди, яка направляється на гравітаційне збагачення, повинна бути в 4 – 5 разів більше середнього вкраплення каситериту, особливо якщо розмір його зерен не перевищує 0,1 – 0,5 мм.

Гравітаційні схеми збагачення цих руд будуються таким чином, щоб розкриті в процесі подрібнення зерна каситериту виводилися відразу ж з процесу в кондиційні або грубі концентрати. В схемах максимально виключається циркуляція оборотних промпродуктів, які раціонально переробляти в окремих циклах (рис. 10.3).

Перша стадія гравітаційного збагачення повинна бути найбільше ефективною, особливо для руд з нерівномірним вкрапленням каситериту. Крупні класи руди після дроблення і грохочення направляються у відсаджувальні машини або у важкосередовищні сепаратори. Максимальна крупність дробленої руди звичайно не перевищує 12 – 15 мм, мінімальна – 1 мм.

Легка фракція після збагачення у важких суспензіях вважається відвальною і направляється у відвал. Відходи відсадки, як правило, не є відвальними і після подрібнення і класифікації направляються на концентраційні столи.

Після того як у першому (основному) циклі була виділена частина олов'яного зернистого концентрату, подальше збагачення проводиться по циклам: промпродуктовому, хвостовому, шламовому і доводочному.

Шлами гравітаційного збагачення крупністю $-0,074$ мм є основним джерелом утрат олова. Шлами складаються з тонких зерен різної крупності. Зерна розміром 0,02 – 0,04 мм важко вилучаються гравітаційними процесами, крупністю 0,01 – 0,02 мм дуже важко вилучаються і зерна крупністю 0,005 – 0,01 мм не вилучаються гравітаційними процесами. Зниження утрат олова з шламами досягається зменшенням шламоутворення у процесах рудопідготовки і застосуванням ефективної технології для вилучення тонких зерен каситериту.

У відповідності до технологічної схеми перед збагаченням шламів на шлюзах з живлення віддаляють частинки крупністю більше 0,1 мм, тому що вони утворюють на деці шлюзу турбулентність і погіршують умови концентрації тонких частинок каситериту. Також перед збагаченням на шлюзах із шламів флотацією віддаляють сульфід.

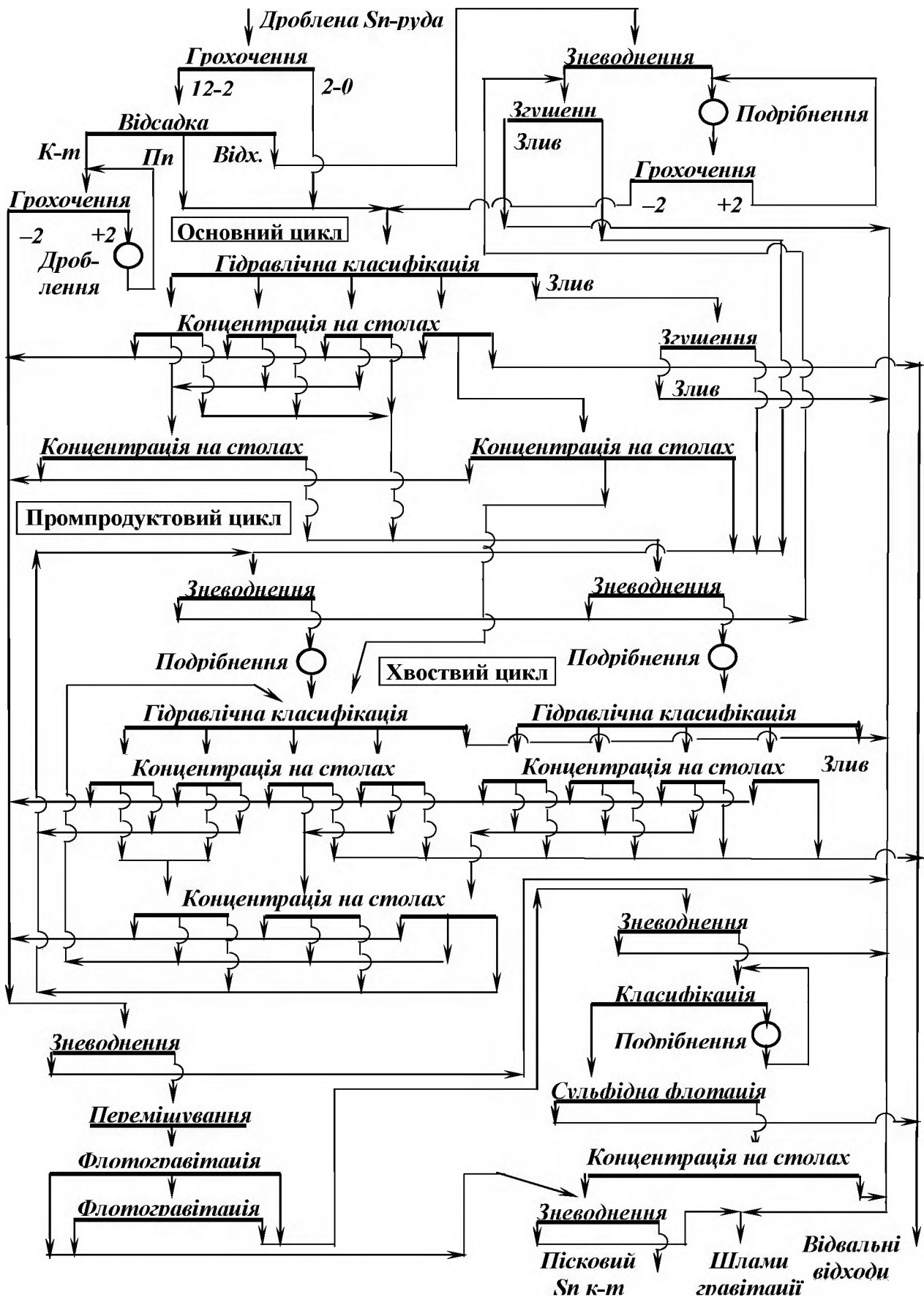
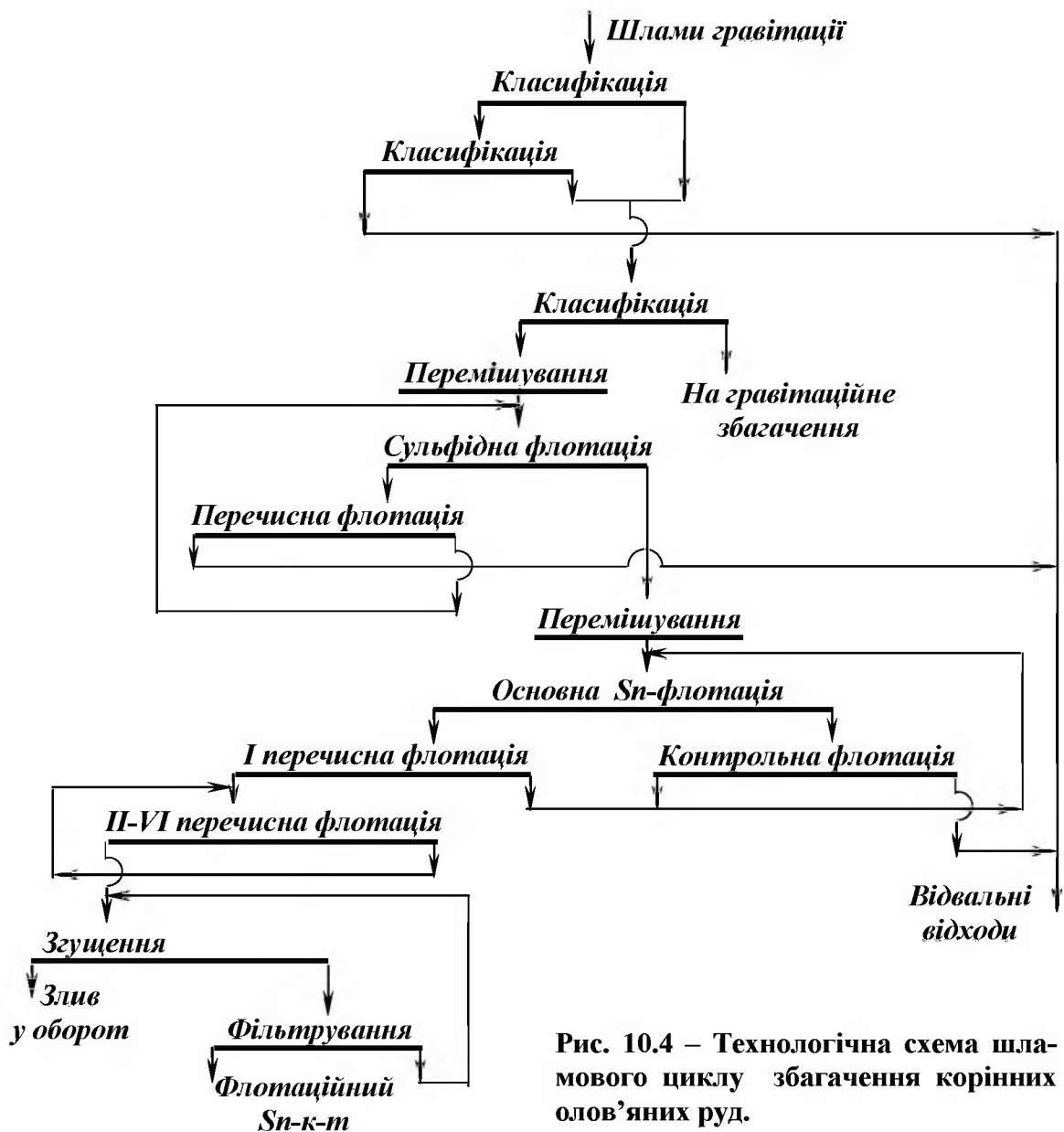


Рис. 10.3 – Технологічна схема основного, промпродуктового і хвостового циклів збагачення корінних олов'яних руд.

Гравітаційні олов'яні концентрати, які отримують при первинному збагаченні, крім олова (вміст 10 – 30 %) містять пірит, піротин, арсенопірит, сфалерит, халькопірит, галеніт, лімоніт, магнетит, гематит, вольфраміт і шееліт. Промислову цінність можуть також представляти такі мінерали, як вісмутин, молібденіт, циркон, танталіт-колумбіт і деякі рідкісні і розсіяні елементи. Нерудні мінерали у концентраті представлені кварцом, турмаліном, флюоритом, топазом, слюдами, хлоритом, апатитом і ін. Перед металургійним переділом усі домішки повинні бути віддалені збагачувальними методами. Це звичайно здійснюється на збагачувальних доводочних фабриках з розвиненими технологічними схемами і різними збагачувальними процесами. Для віддалення з олов'яних концентратів сульфідних мінералів застосовують флотогравітацію і флотацію. Олов'яні концентрати, які поступають на доводочну фабрику мають крупність – 2 мм. Каситерит в цих концентратах тісно асоційований з сульфідними мінералами і кварцом, тому у залежності від крупності вкраплення каситериту і ступеня його розкриття концентрати подрібнюють до 0,1 – 0,25 мм.

Перед флотогравітацією концентрати з вмістом твердого 70 % переміщують протягом 8 – 10 хв з сірчаною кислотою, ксантогенатом і дизельним паливом. Флотогравітація проводиться на однодечних концентраційних столах і дозволяє здійснити не тільки відділення сульфідів, але й розділити мінерали за густиною. Для відділення сульфідів замість флотогравітації може бути використана флотація (рис. 10.4). Сульфідний флотогравітаційний концентрат звичайно переочищується 3 – 4 рази також флотогравітацією з виділенням олов'яного концентрату і сульфідного концентрату, який після подрібнення направляється на флотацію, де й відбувається остаточне виділення сульфідів. Відходи сульфідної флотації направляються на флотацію каситериту, в результаті якої отримують шламовий олов'яний концентрат.



Для олов'яних концентратів, які містять вольфрам і сульфідів, доводку проводять після класифікації вихідного матеріалу по крупності. Кожний клас піддається магнітній сепарації з перечистками, де виділяються спочатку сильномагнітні мінерали (магнетит, ільменіт, піротин) і вольфрам (рис. 10.5). Немагнітна фракція містить каситерит, сульфідів і мінерали пустої породи. Немагнітна фракція направляється на флотацію або флотогравітацію для виділення сульфідів.

Якщо в концентратах міститься значна кількість сульфідів і кварцу, доводка проводиться за схемою з попереднім виділенням сульфідів і кварцу, подальшою класифікацією і магнітною сепарацією для розділення каситериту і вольфраму.

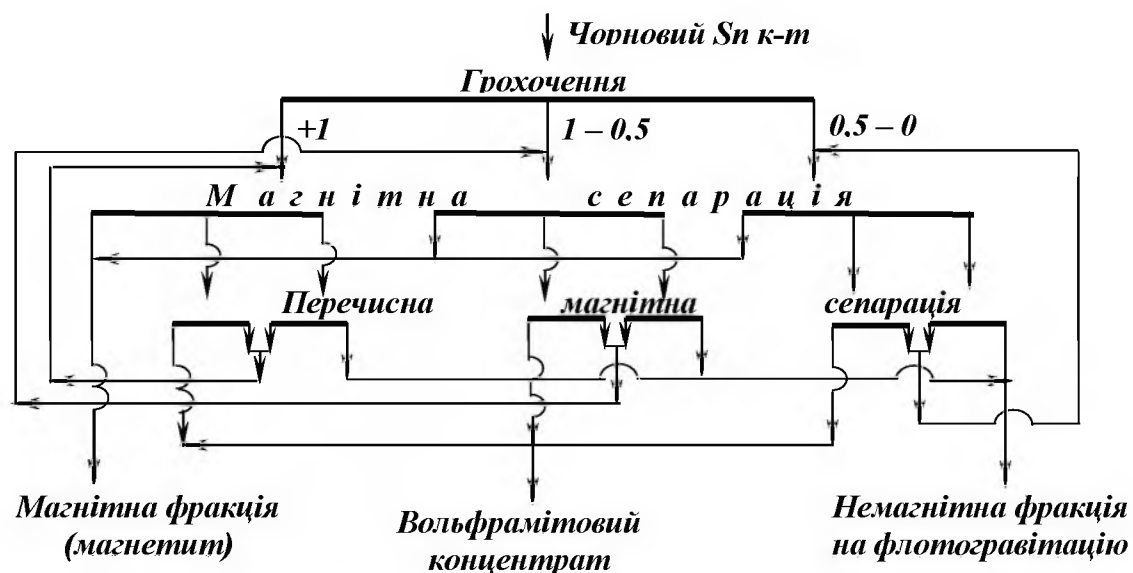


Рис. 10.5 – Схема виділення магнітних матеріалів з олов'яних концентратів.

Для розділення олов'яних концентратів може бути використана електрична сепарація (рис. 10.6).

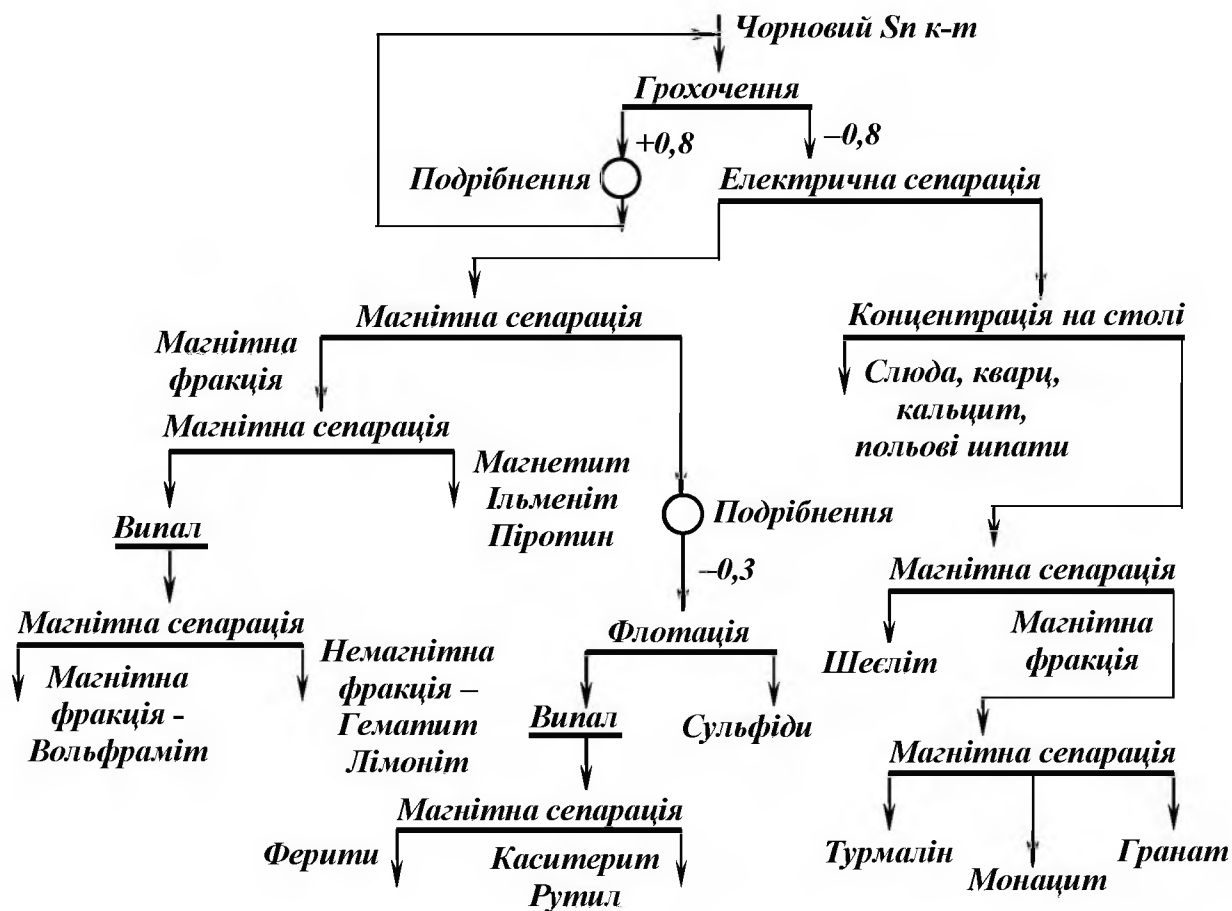


Рис. 10.6 – Схема доводки олов'яних концентратів з використанням електросепарації

Електрична сепарація проводиться після класифікації матеріалу по крупності, сушки при температурі 80°C і знепилення. Електрична сепарація дозволяє розділяти немагнітні фракції, які містять шееліт і каситерит, промпродукти магнітної сепарації, які містять гранат і вольфрамів, важку фракцію концентраційних столів, яка містить каситерит, шееліт і сульфід.

Важкозбагачувані первинні олов'яні концентрати, які містять 5 – 10 % олова, для отримання високоякісних концентратів звичайно перероблюються не збагачувальними методами, а підвергаються спеціальним методам доводки з використанням процесів піро- і гідрометалургії.

Окислювальний і окислювально-відновний випад олов'яних концентратів при температурі 900°C застосовується для віддалення з них сірки і миш'яку.

Для бідних флотаційних олов'яних концентратів застосовується також відновна плавка при температурі 1380 – 1400°C і в присутності відновника (антрацит, газове вугілля). При цьому каситерит відновлюється до металічного олова.

Гідрометалургійні процеси застосовуються у виді хімічного і бактеріально-хімічного вилуговування. Хімічне вилуговування в соляної кислоті дозволяє віддалити з олов'яних концентратів такі шкідливі домішки, як сурма, вісмут, миш'як, залізо, свинець. Бактеріально-хімічне вилуговування може застосовуватись для віддалення з олов'яних концентратів миш'яку.

Контрольні запитання

- 1. Назвіть основні властивості і галузі застосування олова.*
- 2. Охарактеризуйте родовища олов'яних руд.*
- 3. Назвіть основні олов'яні мінерали і їхні властивості.*
- 4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні олов'яних руд.*
- 5. Назвіть вимоги до якості олов'яних концентратів.*
- 6. Опішіть технологічну схему збагачення олов'яних розсипів.*
- 7. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні олов'яних руд.*
- 8. Опішіть технологічну схему збагачення корінних олов'яних руд.*
- 9. Опішіть технологічну схему доводки чорнових олов'яних концентратів.*

11 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ ЗОЛОТОВМІСНИХ РУД І РОЗСИПІВ

11.1 Основні властивості і галузі застосування золота

Золото – хімічний елемент I групи Періодичної системи Д.І.Менделєєва з атомним номером 79 і атомною масою 196,96. Кристалічна ґратка – гранецентрований куб з ребром $4,704 \cdot 10^{-10}$ м. Атомний радіус $1,44 \cdot 10^{-10}$ м, іонний радіус одновалентного золота $1,37 \cdot 10^{-10}$ м. Зовнішня електронна конфігурація атома золота $5d^{10} 6s^1$, тому в хімічних сполуках золото має валентності 1 і 3. При взаємодії з галогенами золото утворює галогеніди, з іншими неметалами золото не взаємодіє. Золото розчинюється у суміші соляної і азотної кислот, у розчинах ціанідів натрію або калію з утворенням ціаноауратів. З інших властивостей золота слід відмітити його здібність до комплексоутворення і відновлюваність його із сполук до металу.

Густина золота складає 19320 кг/м^3 , температура плавлення $1064,4^\circ\text{C}$, температура кипіння 2947°C .

Золото, головним чином, використовується у сфері товарного виробництва – виконує функцію грошей. Сплави золота з іншими металами широко використовуються у техніці. Сплави з міддю (лігатура) використовуються для виготовлення монет, медалей, ювелірних виробів. Ці сплави відрізняються м'якістю і пластичністю, вони менше ковкі, але більше тверді, чим чисте золото. Сплави золота з платиною використовуються у електротехнічній промисловості і у виробництві хімічно стійкої апаратури. В електротехніці застосовуються також сплави золота з сріблом. Використовується золото також в медицині у виді лікувальних зависей в маслі і колоїдних розчинів.

11.2 Золотовмісні руди і мінерали

Родовища золота підрозділяються на *корінні, розсипні і конгломерати*. Золото в рудах і розсипах знаходиться в основному у самородному виді, що представляє собою твердий розчин золота, в якому також містяться домішки срібла, міді, заліза, свинцю, вісмуту, платини, ртуті. Залежно від крупності самородне золото класифікують на

тонкодисперсне (менше 1 – 5 мкм), пилоподібне (5 – 50 мкм), дрібне (0,05 – 2 мм) і крупне (більше 2 мм). Природні сполуки золота калаверит, кренерит, петцит, сільваніт мають другорядне значення (табл. 11.1).

Таблиця 11.1 – Характеристика основних золотовмісних мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Вміст, %		Густина, кг/м ³	Твердість
		Au	Ag		
Золото (самородне)	Au	99,7	–	19000	2,5
Калаверит	(Au, Ag)Te ₂	39,5	3,1	9000	2,5
Кренерит	(Au, Ag)Te ₂	39,5	3,1	8 350	2,0
Петцит	(Au, Ag) ₂ Te	25,4	41,8	9000	3,0
Сільваніт	(Au, Ag)Te ₄	24,2	13,3	8100	2,5

Корінні родовища золота поділяються на ендегенні і екзогенні. Мінеральний склад корінних руд складний. Основний мінерал цих руд є кварц, вміст його коливається від 10 до 98 %. Крім кварцу у рудах присутні сульфідні заліза (пірит, марказит), міді (халькопірит), миш'яку (арсенопірит), свинцю, цинку, вісмуту, срібла. Несульфідні мінерали представлені окислами, карбонатами, баритом, турмаліном, каолінітом, гематитом, магнетитом, вуглистими сланцями, графітом.

Корінні ендегенні родовища гідротермального походження. Ці родовища утворюють масивні плітоподібні і сідлоподібні жили, поклади і трубоподібні тіла прожилкових і штокверкових руд. За речовинним складом і умовами утворення ендегенні родовища підрозділяються на дві великі групи: золото-сульфідно-кварцові і сульфідні.

Золото-сульфідно-кварцові руди представлені кварцовими жилами і прожилками. Головний жильний мінерал – кварц. В перемінних кількостях присутні карбонати кальцію і заліза, барит, хлорит, серицит, турмалін. Вміст рудних мінералів від 1,5 до 20 %. Серед рудних мінералів частіше переважають пірит, рідше арсенопірит, до них підлегли піротин, сульфідні міді і свинцю, цинку, вісмуту, срібла, оксиди заліза, самородні срібло, вісмут. Золото в цих рудах розподілено

дуже нерівномірно, а крупність його – від дрібної до крупної і самородків. Вміст золота коливається від 10 до 1000 г/т.

Пробність золота в золото-сульфідно-кварцових рудах є переважно 700 – 900.

Сульфідні руди представлені покладами, прожилками і вкрапленнями. Мінеральний склад сульфідних руд порівняно простий. В рудах переважають пірит і арсенопірит, в підлеглої кількості присутні сульфідни (іноді і телуриди) міді, свинцю, вісмуту. Крім самородного, в деяких рудах золото представлено різними телуридами. Розподіл золота в рудах порівняно рівномірний. Золото в сульфідних рудах – тонкодисперсне, а вміст його рідко перевищує 1 – 2 г/т. З цих руд золото вилучається разом з мідними, свинцевими, цинковими і піритними концентратами. Залежно від речовинного складу сульфідні золотовмісні руди підрозділяються на золото-піритні, золото-миш'якові, золото-мідні, золото-сурм'яні, золото-уранові і золото-поліметалічні.

Пробність золота в сульфідних рудах є 400 – 700.

Екзогенні родовища укладені в розсипах, рідше в зонах окислення золотоносних сульфідних родовищ.

Розсипні родовища золота – пухкі золотоносні відкладення уламкового матеріалу, який утворився в результаті руйнування корінних родовищ під дією фізичних і хімічних процесів вивітрювання.

За часом утворення розсипи класифікуються на древні викопні (мезозойські, палеозойські, докембрійські), четвертинні і сучасні; за умовами залягання – на поверхневі і поховані. За будовою розсипи можна розділити на одно- і багатопластові, за формою – на плащеподібні, пластові, лінзоподібні і гніздові. Серед золотовмісних розсипів найбільшу промислову цінність мають алювіальні (руслові, долинні, терасові) і древні поховані. Золоті розсипи мають довжину від кількох метрів до 100 км, ширину – від кількох метрів до 1000 м, товщину 1 – 3 м. Вміст золота в них коливається від 100 мг/м³ до десятків г/м³. За формою зерна золота підрозділяються на грудкоподібні, сферичні, плоскі і пластинчасті; крупність зерен золота в промислових розсипах складає від 0,1 до 4 мм.

Мінеральний склад важкої фракції (густина більше 3500 кг/м³) розсипів звичайно представлений каситеритом, вольфрамітом, шеелі-

том, рутилом, сфеном, топазом, цирконом. Вміст цих мінералів, а також гранулометричний склад золота і особливості форми його зерен є основними факторами, які впливають на технологію первинного збагачення і доводки.

При підготовки розспів до збагачення суттєвий вплив робить вміст глини, яка визначає промивність золотовмісних пісків (табл. 11.2).

Таблиця 11.2 – Класифікація золотовмісних розсипів за промивністю

Категорія промивності	Характер промивності	Вміст глини, %	Ефективність грохочення по класу 4 – 6 мм, %	Витрати води на промивку, м ³ /м ³
I	Легкопромивні	Менше 10	Більше 90	3 – 5
II	Середньопромивні	10 – 15	70 – 90	5 – 8
III	Важкопромивні	15 – 30	40 – 70	6 – 12
IV	Дуже важкопромивні	Більше 30	Менше 40	12 – 20

За гранулометричним складом золотовмісні розсипи класифікують на валуни (більше 100 мм), гальку (100 – 25 мм), ефелі (25 – 0,2 мм) і мули або шлами (менше 0,2 мм).

При розробці розсипних родовищ усю розсип розділяють на два шари: піски – промислова частина розсипу і торф – пуста порода, яка відразу же віддаляється у відвал.

Пробність золота в розсипних рудах є переважно 800 – 950.

Золотоносні конгломерати – древні рудоутворення проміжного типу між жильними і розсипними родовищами. Конгломерати складаються із зцементованої гальки з домішкою піску, гравію і валунів. Цементом в конгломератах звичайно являються окисли заліза, карбонати і глинистий матеріал. Цемент складає 70 – 80 % об'єму конгломерату. Зерна золота в конгломераті мають звичайно овальну і округ-

лу форму. Вміст золота в конгломераті 5 – 20 г/т. В конгломератах може міститися до 0,06 % урану.

Конгломерати широко розповсюджені у відкладеннях різного геологічного віку. Конгломерати можуть бути складені різним за складом породами (поліміктові конгломерати), або галькою однієї породи (мономіктові конгломерати). За способом накопичення уламкового матеріалу розрізняють конгломерати морські, алювіальні, пролювіальні і озерні. Наявність пластів і товщ конгломератів в геологічних розрізах указує на посиленій розмив більш древніх товщ і на близькість суші або геологічних підняттяв.

Пробність золота в конгломератах є переважно вище 900.

11.3 Властивості золота

При збагаченні золотовмісних руд основна задача *флотації* полягає в отриманні відвальних відходів і концентрації золота в продукті, який у подальшому перероблюється металургійними методами.

Флотація золота основана на його здібності до сорбції сульфгідрильних збирачів. Флотація проводиться при $pH = 7 - 9$ різними ксантогенатами, дітіофосфатами і їхніми сумішами. При адсорбції ксантогенату на поверхні частинки золота утворюється важкорозчинний ксантогенат золота $AuROCSS$.

Депресують флотацію золота ціаніди, сірчаний натрій, сульфід і тіосульфат натрію, луги, рідке скло, мідний купорос в деякі органічні сполуки – крохмаль, поліакриламід. Найбільш сильний депресор золота – сірчаний натрій, при введенні якого відбувається десорбція ксантогенату з поверхні золота і утворення на неї сульфиду Au_2S , що не флотується без збирача.

Золото із золотоносних пісків флотується дуже рідко. Це пов'язано з тим, що флотаційне вилучення золота з пісків, в яких вміст його низький, процес стає неекономічним. Крім того, флотація золота має ряд особливостей, які обмежують її застосування: по-перше, внаслідок високої густини частинки золота крупніше 0,15 мм флотуються погано; по-друге, флотованість частинок золота залежить від їхньої форми і структури. Добре флотуються частинки золота пластинчастої форми, а у флотаційні відходи переходять частинки окру-

глої форми. Ці особливості обумовлюють високі вимоги до технологічного режиму флотації, тобто до вмісту твердого в пульпі, розміру повітряних бульбашок, ступеня аерації, турбулентності в зоні флотації і т.п. Тому краще застосовувати пневматичні і пневмомеханічні флотаційні машини, в яких утворюються більш оптимальні умови флотації частинок золота ніж в машинах механічного типу. Ці особливості, крім того, роблять вплив на вибір схеми флотації з мінімальним числом перечисних операцій, або взагалі без них. В основній флотації намагаються отримати остаточний концентрат, тому що важкофлотовані частинки золота, які перейшли у концентрат основної флотації можуть втрачатися з відходами перечисток.

Після гравітаційного збагачення флотація може застосовуватись для підвищення вилучення тонких зерен золота.

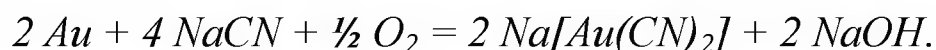
Ртуть вибірково змочує частинки золота з утворенням амальгами, на чому й оснований такий спосіб вилучення золота, як *амальгамація*. Амальгама утворюється завдяки дифузії ртуті в золото, яка не розчинює його, а тільки змочує і диспергує. Амальгама має складну будову, до її складу входять тверді розчини золота з ртуттю, їхні хімічні сполуки і рідка ртуть. Краще за все ртуть змочує чисте золото, але воно, як правило, покрито плівками, гідроокислів заліза і марганцю, глинистими шламами. Тому перед амальгамацією поверхню частинок золота підвергають механічній або хімічній обробці. Механічна обробка може здійснюватись у млинах і амальгамаційних бочках, куди додають кулі. Хімічна обробка проводиться у слабких розчинах (3 %) сірчаної кислоти. Найбільш повна амальгамація золота здійснюється при його контакті з ртуттю протягом 1,5 – 2 год. Ефективність амальгамації залежить від крупності золота і стану його поверхні. Найбільш висока ефективність амальгамації спостерігається для золота крупністю 1 – 0,1 мм.

Для відділення золота із амальгами застосовують віджимання і відпарювання. Віджимання здійснюється на пресах (ручних або механічних). Воно проводиться на щільній тканині для відділення надлишкової ртуті, але перед цією операцією з амальгами магнітом відділяють частинки заліза, які попали у неї при подрібненні. Після цього тверда амальгама, яка містить 40 – 50 % золота направляється на відпарювання у ретортах при температурі спочатку 300 – 400°C, а по-

тім 750 – 800°C протягом 3 – 6 год. В результаті відпарювання отримують золото 750 – 900 проби, в якому міститься до 0,1 % ртуті. Для остаточної очистки це золото направляють на афінажний завод, де розплавлене золото насичують хлором, при цьому хлориди неблагородних металів стають леткими, а хлориди благородних металів спливають на поверхню.

Амальгамацію застосовують переважно при переробці бідних гравітаційних концентратів – шліхів.

Розчини ціанідів лужних металів в присутності розчиненого у воді кисню вибірково розчинюють частинки золота, на чому й оснований такий спосіб вилучення золота, як *ціанування*. При ціануванні найбільш широко застосовують ціанід натрію $NaCN$, ціанід кальцію $Ca(CN)_2$ і іноді ціанід калію KCN . Розчинення золота протікає в ціаністих розчинах малої концентрації (0,03 – 0,3 %) за реакцією:



Розчинення проводиться у лужному середовищі, яке створюється вапном при $pH = 11 - 12$ для запобігання гідролізу ціаніду з утворенням легкої ціаністо-водневої кислоти.

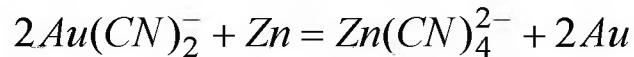
Ціанування застосовується для вилучення золота з руд, продуктів переробки концентратів, відходів і промпродуктів. Результати ціанування залежать від характеру золота і складу руд і пісків. Добре розчинюється золото, яке має чисту поверхню, покривні утворення на ній перешкоджають розчиненню і збільшують тривалість розчинення. Також на швидкість розчинення роблять значний вплив домішки інших металів в золоті (мідь, срібло, дисперсне залізо). Мінеральний склад руд – один з важливіших факторів, які визначають ефективність ціанування, яка значно знижується в присутності міді, заліза, мінералів сурми і миш'яку, графіту вуглистих сланців.

Ціанування – процес тривалий, залежно від характеру золота, яке присутнє у розчині, що вилуговується, він може продовжуватися до 30 год.

У промисловості застосовують такі основні методи ціанування: перколяцію (просочування) ціаністого розчину скрізь шар дрібно

дробленої руди або пісків; перемішування пульпи при інтенсивній її аерації; кучне вилуговування ціаністими розчинами.

З ціаністих розчинів, після відділення їх від пульпи, золото може виділятися декількома способами. Найбільш розповсюдженим є метод осадження золота цинком:



При цьому способі цинковий пил, що застосовується, забезпечує практично повне вилучення золота (99,9 %). Для підвищення швидкості осадження золота з розчину попередньо на вакуум-ресивері віддаляють кисень. Вилучати золото з ціаністих розчинів можна також за допомогою вугілля і іонообмінних смол.

11.4 Технологічні схеми переробки золотовмісних розсипів

Розробка розсипних родовищ золота здійснюється відкритими гірничими роботами з застосуванням механізованих способів – дражного, гідравлічного і екскаваторного. Вибір способу розробки визначається гірничотехнічними умовами і промисловими запасами пісків. Найбільше розповсюдження одержав дражний спосіб, як самий економічний. Драги застосовуються переважно для розробки алювіальних і прибережно-морських розсипів. При гідравлічному способі розробки, який застосовується для крутоспадних долинних і крупних терасових розсипів, видобування пісків і транспортування їх на збагачувальну установку здійснюється за допомогою гідромоніторів. Бульдозери і екскаватори застосовуються при розробці розсипів невеликої потужності з роздільною виїмкою пісків, які доставляються на збагачувальні установки конвеєрним або гідравлічним транспортом.

Технологічний процес вилучення золота з пісків розсипних родовищ можна розділити на три стадії: підготовчі процеси, первинне збагачення з одержанням гравітаційних концентратів і доводку гравітаційних концентратів з одержанням товарної продукції.

Підготовчі процеси застосовуються з метою звільнення зернистої частини пісків разом з золотом від глини і шламів, а також для

віддалення крупних фракцій, що не містять золота. Перша операція здійснюється дезінтеграцією, друга – грохоченням. Таким чином, в результаті дезінтеграції, промивки і грохочення виділяють відвальний продукт в виді крупного матеріалу і глинистого шламу і класифікований по крупності промитий матеріал, який направляється на гравітаційне збагачення. Ефективність підготовчих операцій визначається багатьма факторами: ступенем промивності і гранулометричним складом пісків, питомою витратою води і способом її подачі, конструкцією апарата для дезінтеграції і тривалістю знаходження матеріалу в ньому. Як промивні апарати для дезінтеграції легко- і середньо-промивних пісків крупністю до 300 мм на драгах звичайно застосовують дражні бочки (барабанні грохоти). Промивка середньо- і важкопромивних пісків здійснюється в скруберах, вібраційних машинах, горизонтальних і коритних мийках.

Після промивки і класифікації по крупності золотовмісні піски (ефелі) направляються на гравітаційне збагачення, яке здійснюється на шлюзах, відсаджувальних машинах, гвинтових сепараторах, концентраційних столах і концентраторах різної конструкції.

Шлюзи – найпростіші збагачувальні апарати, які застосовуються для збагачення золотовмісних пісків. Шлюзи мають високу продуктивність, великий ступінь концентрації і найбільше економічні при збагаченні пісків з невеликим вмістом золота.

Основна умова підготовки матеріалу до збагачення на шлюзах – його дезінтеграція і промивка, іноді грохочення. На шлюзах можуть збагачуватись класифіковані піски крупністю до 100 мм. Ефективність вилучення золота з пісків залежить від питомої продуктивності шлюзу, розрідження пульпи, нахилу жолоба, гранулометричного складу золота і наявності важких мінералів в пісках. Суттєве значення при вилученні золота на шлюзах має частота сполоску, тому що надмірне ущільнення постелі майже припиняє турбулентний рух потоку, постіль не розпушується і дрібні зерна золота утрачаються. Частота сполоску залежить від вмісту в пісках золота і важких металів, а також від об'єму постелі між трафаретами. Сполоск шлюзів залежно від вказаних вище факторів здійснюється через 4 – 24 години роботи.

Для вилучення золота з пісків застосовуються також різні рухомі шлюзи.

Відсаджувальні машини застосовуються при розробці золотовмісних розсипів, в яких вміст зерен золота дрібніше 0,25 мм складає більше 10 – 15 % при загальному вмісті золота в пісках – 25 – 300 мг/м³. Діафрагмові відсаджувальні машини, які мають високу продуктивність і високе вилучення дрібного золота (до 94 %), застосовують в основному на драгах, а також на стаціонарних золотозбагачувальних установках звичайно в комбінації з шлюзами. На результати вилучення золота у відсаджувальних машинах робить вплив вміст глини в пісках, тому перед збагаченням матеріал обов'язково знешлямується і зневоднюється.

Гвинтові сепаратори можуть бути використані для вилучення золота з пісків замість шлюзів. Гвинтові сепаратори можна встановлювати також замість відсаджувальних машин для вилучення золота з відходів шлюзів. Крупність живлення сепараторів не перевищує 12 мм, при цьому мінімальна крупність зерен золота, які вилучаються складає 40 – 50 мкм. Вилучення золота на гвинтових сепараторах з вихідних пісків досягає 97 %, а з відходів шлюзів – 92 %. Перед збагаченням на гвинтових сепараторах матеріал повинен бути знешлямлений, що сприяє підвищенню умов вилучення золота.

Концентраційні столи в схемах збагачення золотовмісних розсипів застосовуються для перечистки концентратів шлюзів, відсаджувальних машин, гвинтових сепараторів, тому що вони мають невисоку продуктивність, але високий ступінь концентрації. На концентраційних столах вилучається золото крупністю до 50 мкм при ступіні вилучення до 99 %.

Самородковловлювачі, які представляють собою короткі шлюзи, встановлюються для вилучення самородків крупністю більше 4 мм. Самородковловлювачі встановлюють перед промивними апаратами, куди поступають усі вихідні піски, або після них.

При дражному способі переробки золотовмісних розсипів (рис. 11.1) видобуті піски з черпаків розвантажуються в бункер, з відкілья по похилому лотку направляються в дражну бочку, усередині якої для інтенсифікації процесу дезінтеграції глини монтують біла, ланцюги, ребра, пороги і т.п. Поверхня барабану перфорована, при цьому діаметр отворів в напрямі до розвантажувального кінця збільшується від 6 до 20 мм. В кінці барабану є отвори 80 мм для уловлювання само-

родків великого розміру. Крім того, для розмиву пісків в барабан під тиском подається вода.

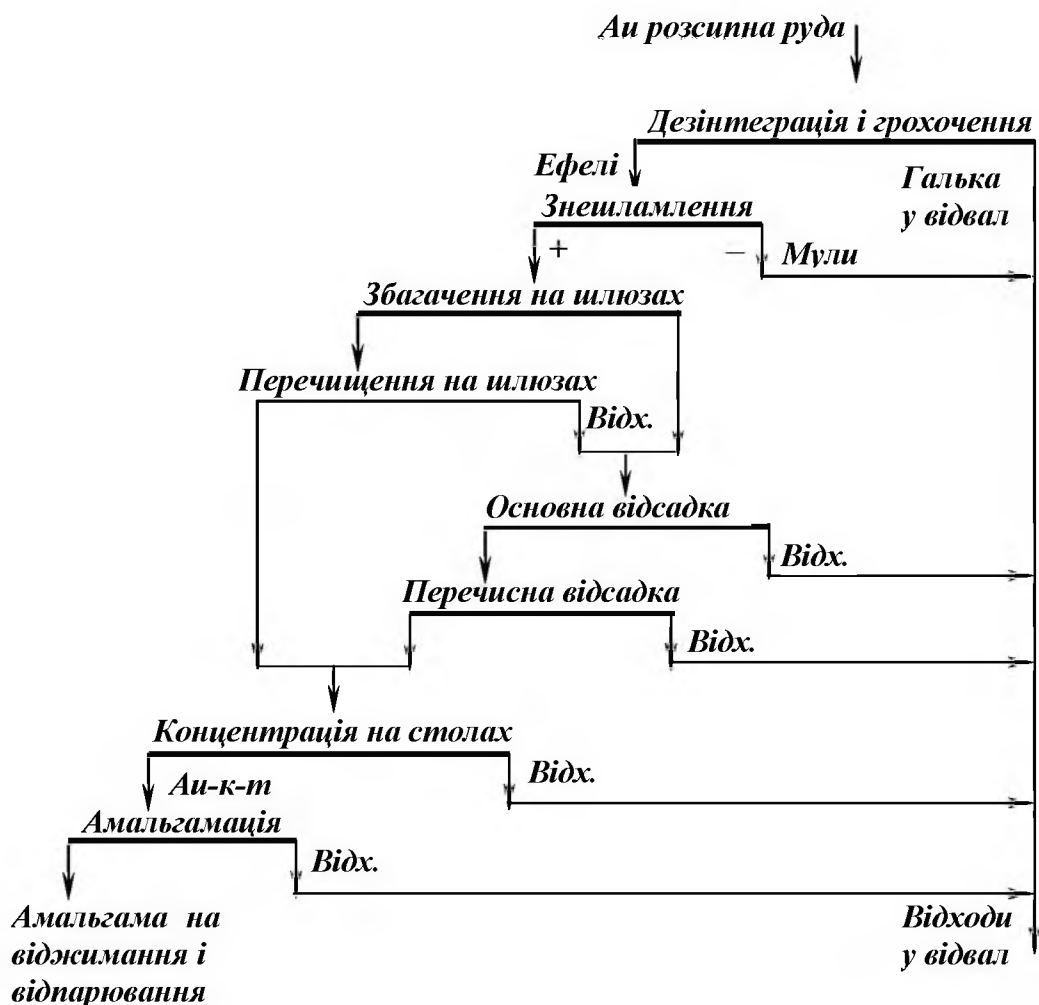


Рис. 11.1 – Технологічна схема збагачення олововмісних розсипів дражним способом

Після промивки і класифікації матеріал крупністю –20 мм направляється на шлюзи, що розташовані по обидва боки барабану. Дно шлюзів має двошарове покриття: верхній шар – сталеві сітчасті листи товщиною 3 мм з ромбоподібними отворами для створення турбулентності в потоці пульпи, нижній шар – гумові килимки з чарунками, в яких осаджуються важкі зерна золота. Відходи шлюзів поступають у відсаджувальні машини, де уловлюється частина золота, що залишилася. Сполоск шлюзів здійснюється через 6 – 12 годин роботи. Концентрат відсаджувальних машин і шлюзів переочищується на концентраційних столах, де одержують шліхове золото і відходи. Гравітаційне збагачення часто суміщається з амальгамацією.

Збагачення на драгах відрізняється типом застосованої збагачувальної апаратури, схемою збагачення, способом доводки первинних концентратів. Збагачення золотовмісних пісків може здійснюватись за простими схемами з використанням тільки подовжніх і поперечних шлюзів або тільки відсаджувальних машин. В більш розвинутих схемах передбачається застосування декількох збагачувальних машин, яки доповнюють одна одну залежно від крупності збагачуваного матеріалу, що значно підвищує сумарне вилучення золота. Застосовуються схеми, в яких суміщаються збагачення на шлюзах і відсаджувальних машинах (рис. 11.2 а), а також збагачення на шлюзах, концентраційних столах і гвинтових сепараторах (рис. 11.2 б).

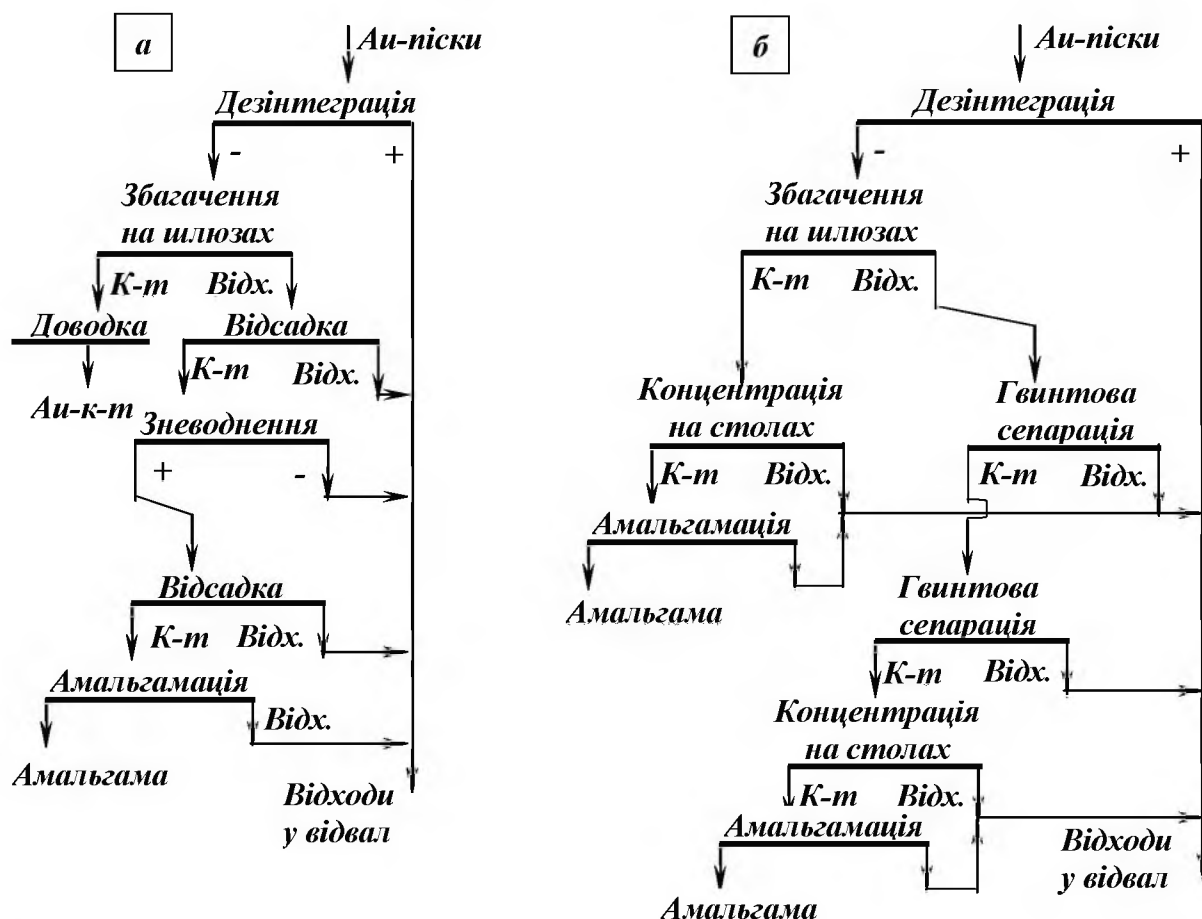


Рис. 11.2 – Схеми збагачення золотовмісних пісків.

а – на шлюзах і відсаджувальних машинах;

б – на шлюзах, концентраційних столах і гвинтових сепараторах.

В результаті первинного збагачення на драгах одержують бідні гравітаційні концентрати, яки направляються на доводку з застосуванням звичайних гравітаційних апаратів (шлюзи, відсаджувальні

машини, концентраційні столи), іноді для доводки можуть застосовуватись магнітні сепаратори. До складу шліхів входять зерна мінералів густиною 3000 кг/м^3 (каситерит, шееліт, магнетит, циркон та інші). При доводці всі вони разом з частиною золота переходять в відходи доводочних операцій, які розділяються на шліхозбагачувальних фабриках і установках.

11.5 Технологічна схема переробки золотовмісних шліхів

Збагачення шліхів на шліхозбагачувальних фабриках і установках провадиться з метою вилучення із них золота, утрати якого в них можуть досягати 20 %, а також для комплексного вилучення інших цінних металів, що знаходяться у шліхах. Шліхи збагачуються за розвинутими схемами, які включають гравітаційні процеси, амальгамацію, магнітну сепарацію і навіть плавку.

Технологічні схеми шліхозбагачувальних фабрик і установок дуже різноманітні. Вони залежать від характеру шліхів, вмісту в них золота і інших важких мінералів. Найбільше проста схема включає операцію доводки крупних класів на шлюзі, дрібних класів – на концентраційному столі, концентрат якого оброблюється на вашгерді, а відходи вашгерда направляються на амальгамацію.

В шліхових продуктах і гравітаційних концентратах, що отримують на драгах і різних збагачувальних установках, крім золота міститься велика кількість інших цінних мінералів, які доцільно вилучати в самостійні продукти. У цьому випадку схема шліхозбагачувальної фабрики значно ускладнюється за рахунок включення у неї магнітної сепарації, пневматичного збагачення і флотації (рис. 11.3). За такою схемою передбачається можливість обробки не тільки первинних гравітаційних концентратів, але й різних продуктів їхньої доводки і забезпечується високе вилучення як золота, так і усіх цінних мінералів.

В схемі гравітаційного збагачення застосовуються діафрагмові відсаджувальні машини і концентраційні столи. Зневоднення продуктів гравітаційного циклу здійснюється в гідроциклонах або класифікаторах. Для виділення сильномагнітних мінералів використовуються барабанні магнітні сепаратори типу ЕБМ, а для виділення середньо- і

слабомагнітних мінералів – валкові магнітні сепаратори типу ЕВМ. Виділені магнітні фракції направляються на металургійну переробку для вилучення золота. На металургійну переробку направляються також магнітні скрапи і скрапи кольорових металів. Для амальгамації застосовуються стандартні амальгамаційні бочки, гідроциклони, вашгерди і шлюзи. Контрольна амальгамація в схемі передбачена для переробки шліхових продуктів, які містять значну кількість золота в зростках, з включеннями і плівками гідроокислів заліза.

Операція пневматичного збагачення здійснюється на пневматичному концентраційному столі. Флотація або пневматична сепарація застосовуються не тільки для одержання товарних олов'яних концентратів, але й для вилучення дрібного золота, яке погано амальгамується і віддаляється з відходами гравітаційного збагачення. Описана схема є дуже гнучкою і може легко трансформуватись у залежності від речовинного складу збагачуваних продуктів. За цією схемою вилучення золота з багатих золотовмісних продуктів досягає 98,5 %, зі шліхів – 97 % при загальному вилученні з урахуванням металургійного переділу відповідно 99,6 і 97 %.

11.6 Технологічні схеми переробки золотовмісних конгломератів

Особливості речовинного складу конгломератів – наявність тонкого міцного цементу кварцово-сульфідного типу і тонкого вільного золота, яке не зв'язано ні з жильними, ні з сульфідними мінералами. Конгломератні руди містять в основному кварцову гальку розміром від 5 до 50 мм і слюдисті кварцити. Основні цементуючі мінерали – кварц (70 – 80 %), серицит, хлорит, пірофіліт і сульфідні мінерали (пірит, халькопірит, піротин), а також турмалін, рутил, монацит, циркон. Уран в руді присутній у виді тонкодисперсного ураніту в про шарках вуглистої речовини. Зв'язок золота з ураном і різний характер рудного золота визначають застосування комбінованих процесів комплексного збагачення і переробки цих руд. Різноманітність процесів, що застосовуються для переробки конгломератів (гравітаційні процеси, флотація, ціанування), визначається мінералогічним складом руди, залежно від якого використовують один або декілька методів.

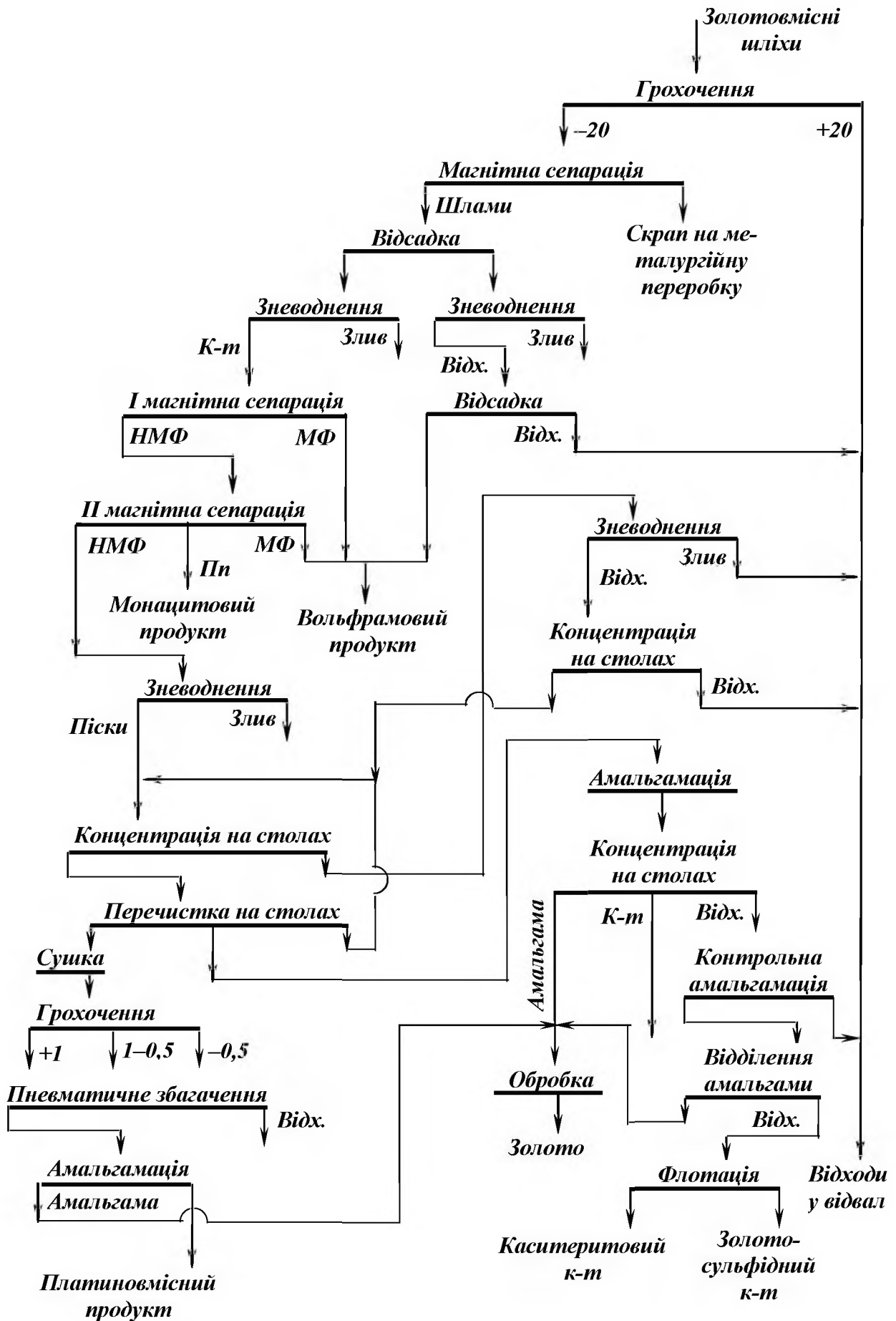


Рис. 11.3 – Схема переробки золотовмісних шліхів.

Якщо золото відносно крупне і вільне, застосовують гравітаційні процеси в комплексі з іншими. Якщо золото асоційовано з сульфідами, застосовують флотацію з подальшим подрібненням і ціануванням. Якщо золото дрібне (вільне або асоційоване з сульфідами), застосовують ціанування всієї руди, при цьому можлива попередня гравітаційна концентрація.

Застосування комбінованої схеми збагачення дозволяє одержувати, крім золота, срібла і платинових металів, також уран і пірит, що застосовується як сировина для виробництва сірчаної кислоти, яка потім використовується для вилучення урану. Золото в конгломератах має крупність $-0,1$ мм і добре звільнюється при подрібненні в рудногалькових млинах до $60 - 80$ % класу $-0,074$ мм. В циклі подрібнення гравітаційними методами вилучається від 40 до 70 % золота. Після подрібнення руда направляється на ціанування, а відходи на ураново-сульфідну флотацію, яка проводиться при $pH = 6$ з подачею ксантогенату, дітіофосфату і спінювача. З флотаційного концентрату уран вилучають розчином сірчаної кислоти, а з осаду після вилуговування флотацією отримують кондиційний піритний концентрат, який після вилучення з нього ціануванням золота направляється у сірчано-кислотне виробництво.

На рис. 11.4 *a* наведена схема переробки конгломератів, де двостадійна відсадка передує флотації і ціануванню. У відповідності зі схемою злив млина першої стадії поступає на двостадійне збагачення в діафрагмові відсаджувальні машини. Концентрат відсадки направляється на рафінування золота. Відходи основної відсадки після подрібнення направляють на мідну флотацію, а відходи перечисної відсадки об'єднують з сульфідним концентратом, подрібнюють і направляють на ціанування.

По другій можливій схемі (рис. 11.4 *б*) руду подрібнюють в стержневих млинах і класифікують в гідроциклонах. Злив гідроциклонів поступає на ціанування, а піски направляють на відсадку в діафрагмові відсаджувальні машини. Концентрат відсадки доводять на концентраційних столах, де одержують остаточний концентрат, який направляється на рафінування золота.

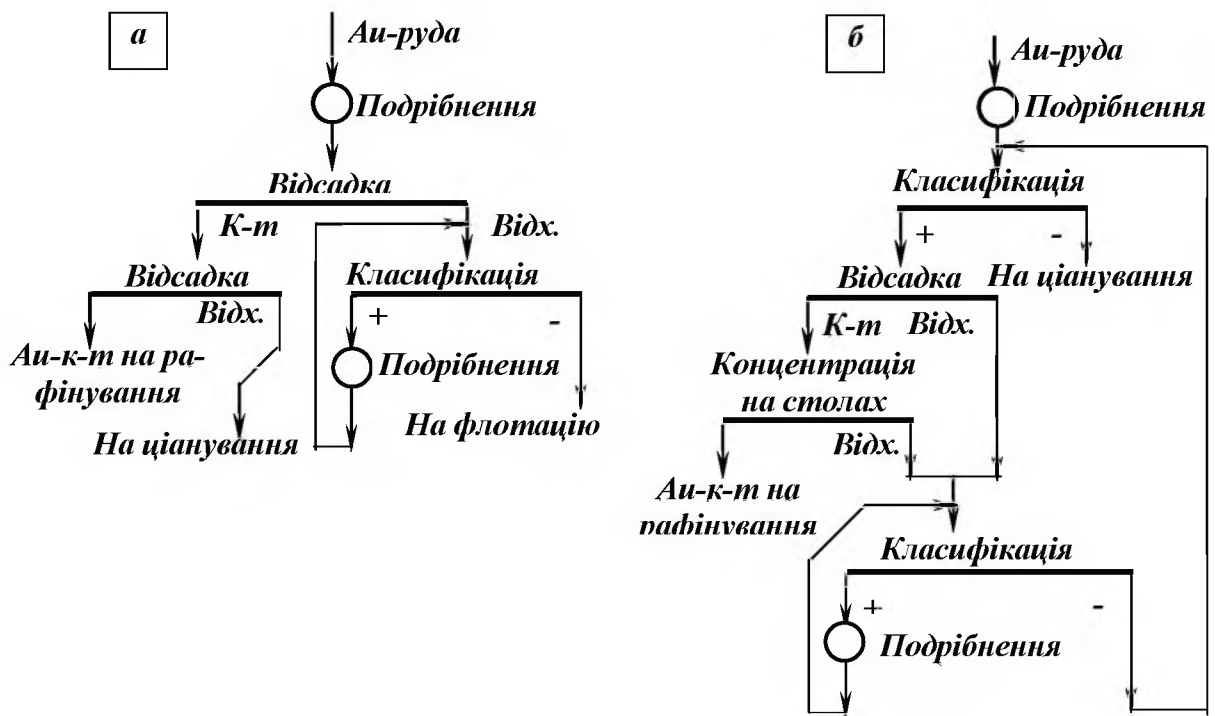


Рис. 11.4 – Схеми гравітаційного циклу переробки золотовмісних конгломератів:
a – з використанням відсадки;
б – з використанням відсадки і концентрації на столах.

Відходи гравітаційного циклу після класифікації в гідроциклонах подрібнюють в кульових млинах, які працюють в замкненому циклі з гідроциклонами першої стадії.

Такий цикл дозволяє не тільки зменшити об'єм матеріалу, що подається на відсадку, але й здійснити попередню концентрацію.

11.7 Технологічні схеми переробки золотовмісних корінних руд

Корінні родовища золота представлені жильними зонами товщиною від декількох сантиметрів до декількох десятків метрів, довжиною до декількох десятків кілометрів і шириною до декількох кілометрів.

Мінеральний склад корінних руд складний. Основний мінерал цих руд – кварц, вміст якого коливається від 10 до 98 %. Крім кварцу,

в рудах присутні сульфідні заліза (пірит, марказит), міді (халькопірит), миш'яку (арсенопірит), свинцю, цинку, вісмуту, срібла. несульфідні мінерали представлені окислами, карбонатами, баритом, турмаліном, каолінітом, гематитом, магнетитом, вуглистими сланцями, графітом.

Поводження золотовмісних мінералів у процесах збагачення залежить від їхнього складу і вкраплення. Крупновкраплені мінерали, крупне і дрібне самородне золото добре вилучаються гравітаційними процесами, але воно погано флотується і повільно ціанується. Пилоподібне і частково дрібне золото добре флотується, але гірше вилучається гравітаційними процесами. Воно добре ціанується, якщо не зв'язане з телуридами. Тонкодисперсне золото погано вилучається і гравітаційними процесами, і флотацією, якщо воно не зв'язане з мінералами-носіями. Таке золото вилучається тільки гідрометалургійною обробкою. Золото, яке тісно зв'язане з сульфідами, добре вилучається процесами, що передбачаються для вилучення сульфідів (флотацією, відсадкою, концентрацією на столах і т.д.). Виділення золота з сульфідних продуктів здійснюється звичайно після руйнування самих сульфідів випалом або біохімічним способом.

Схеми і режими переробки руд суттєво залежать від їхнього мінерального складу, зруйнованості, наявності або відсутності домішок, які ускладнюють вилучення золота, а також від розмірів частинок золота.

З *малосульфідних корінних руд* залежно від крупності золото звичайно вилучається по одно- або двостадійної гравітаційно-флотаційної схемі в сполученні з амальгамацією або ціануванням. Якщо в руді міститься достатньо крупне золото, то після першої стадії подрібнення застосовується гравітаційне збагачення, напр., в відсаджувальних машинах (рис. 11.5).

Така схема дозволяє з використанням гравітаційних процесів вилучити до 80 % золота. При ціануванні відходів гравітаційного збагачення вилучення підвищується до 95 %. Однак ціанування неприйнятне для руд в яких містяться вуглисті речовини, а також сульфідні міді і сурми. Крім того, ціануванням не вилучається золото, що тонко вкраплене в сульфідні мінерали. В цьому випадку доцільніша флотація золота разом з сульфідними мінералами. При дрібному і нерівномірному вкрапленні сульфідів і золота кращі результати мо-

жуть бути одержані при збагаченні стадіальними флотаційними схемами.

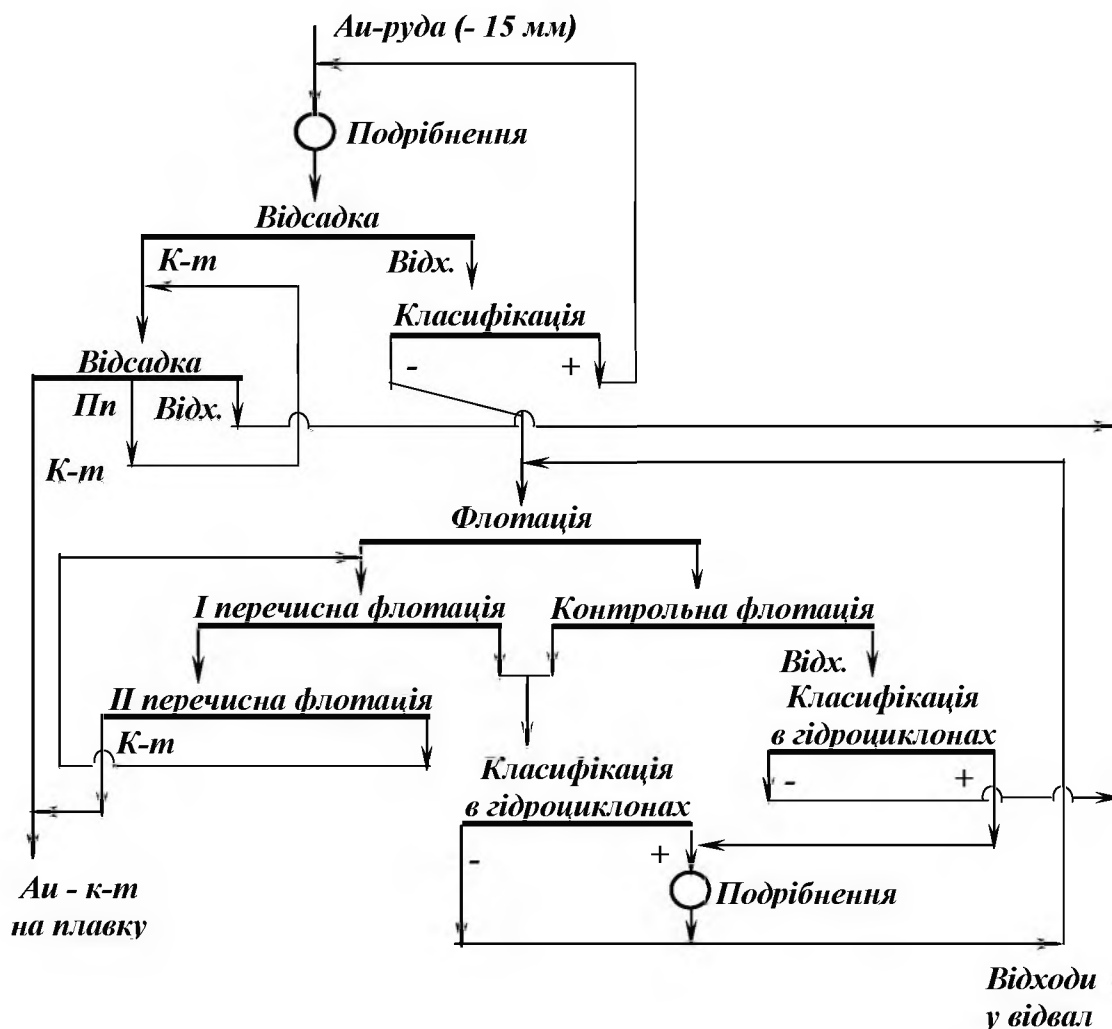


Рис. 11.5 – Схема переробки малосульфідної золотовмісної руди.

Однак у випадку одержання відходів з вмістом золота вище відвального їх піддають гравітаційному збагаченню в гідроциклонах чи у відсаджувальних машинах з поверненням піскової фракції або концентрату у голову процесу або у самостійний цикл на ціанування.

Для окислених золотовмісних руд основний метод переробки – ціанування, тому що в цих рудах сульфідні мінерали практично відсутні, але є гідрооксиди і карбонати заліза, з якими зв'язане дрібне золото. Крупність основної маси золота в таких шламистих рудах часто складає 10 – 20 мкм, тому воно не вилучається гравітаційними процесами, але добре ціанується. Якщо золото покрито щільними плівками, його перед ціанування доцільно підвергати низькотемпературному (300 – 350°C) випалу. Загальне вилучення золота за схемою

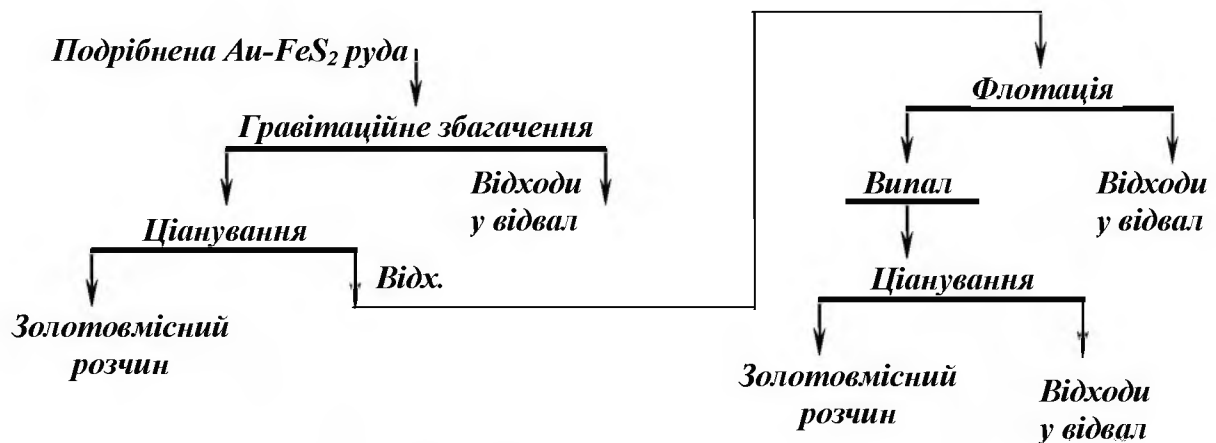


Рис. 11.7 – Принципова схема збагачення золото-піритної руди.

Таки руди після віддалення з них вільного золота гравітаційними процесами (відсадкою, збагаченням на шлюзах) і подрібнення до крупності 70 % класу – 0,2 мм направляються на I колективну флотацію, куди подаються ксантогенат і соснове масло (рис. 11.8). Після подрібнення відходів флотації до крупності 95 % класу – 0,2 мм з них відсадкою вилучається вільне золото, а злив класифікації поступає на II колективну флотацію, яка також проводиться з ксантогенатом і сосновим маслом. Колективний концентрат після перечисних операцій направляється на мідну флотацію, де відбувається депресія піриту вапном, але при пониженої лужності, тому що в сильнолужному середовищі депресується золото. Одержаний золото-мідний концентрат після зневоднення і сушки направляються на мідеплавильний завод. Благородні метали при електролітичному переділі чорнової міді, що утворюється при плавці, переходять в електролітичні шлами, з яких благородні метали вилучаються на спеціальних заводах. Піритний концентрат направляється на ціанування для вилучення золота, що міститься в ньому. Загальне вилучення золота за такою схемою складає 90 – 91 %.

Золото-миш'якові руди є найбільше важким об'єктом збагачення, тому що можуть містити до 10 % миш'яку у виді арсенопіриту зі значною кількістю золота тонкого, майже емульсійного вкраплення. Крім арсенопіриту в рудах звичайно міститься халькопірит. Ці руди дуже важкозбагачувані через наявність в них вуглистих сланців.

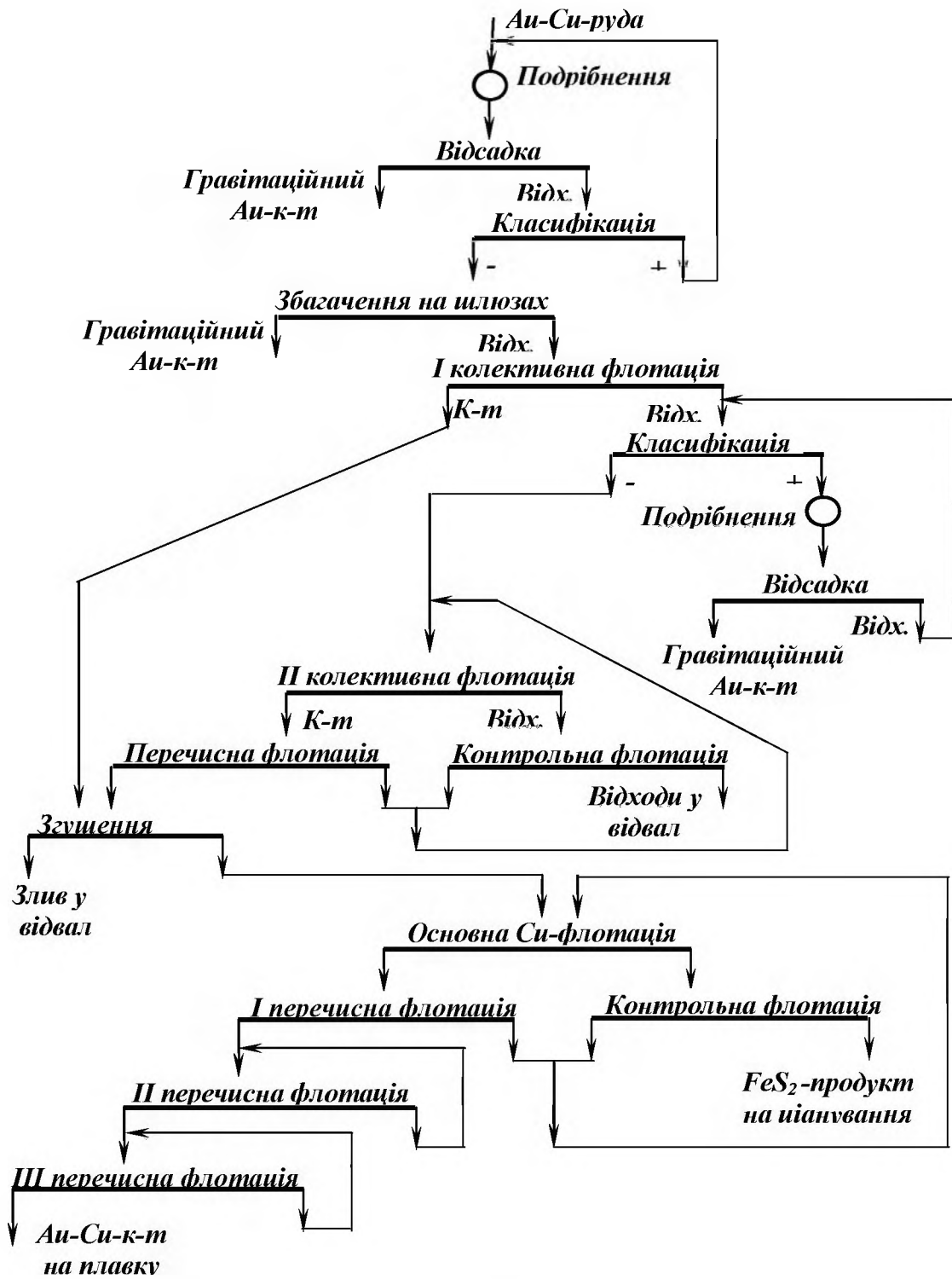


Рис. 11.8 – Схема переробки золото-мідної руди.

Збагачення золото-миш'якових руд здійснюється за комбінованою гравітаційно-флотаційною схемою (рис. 11.9).

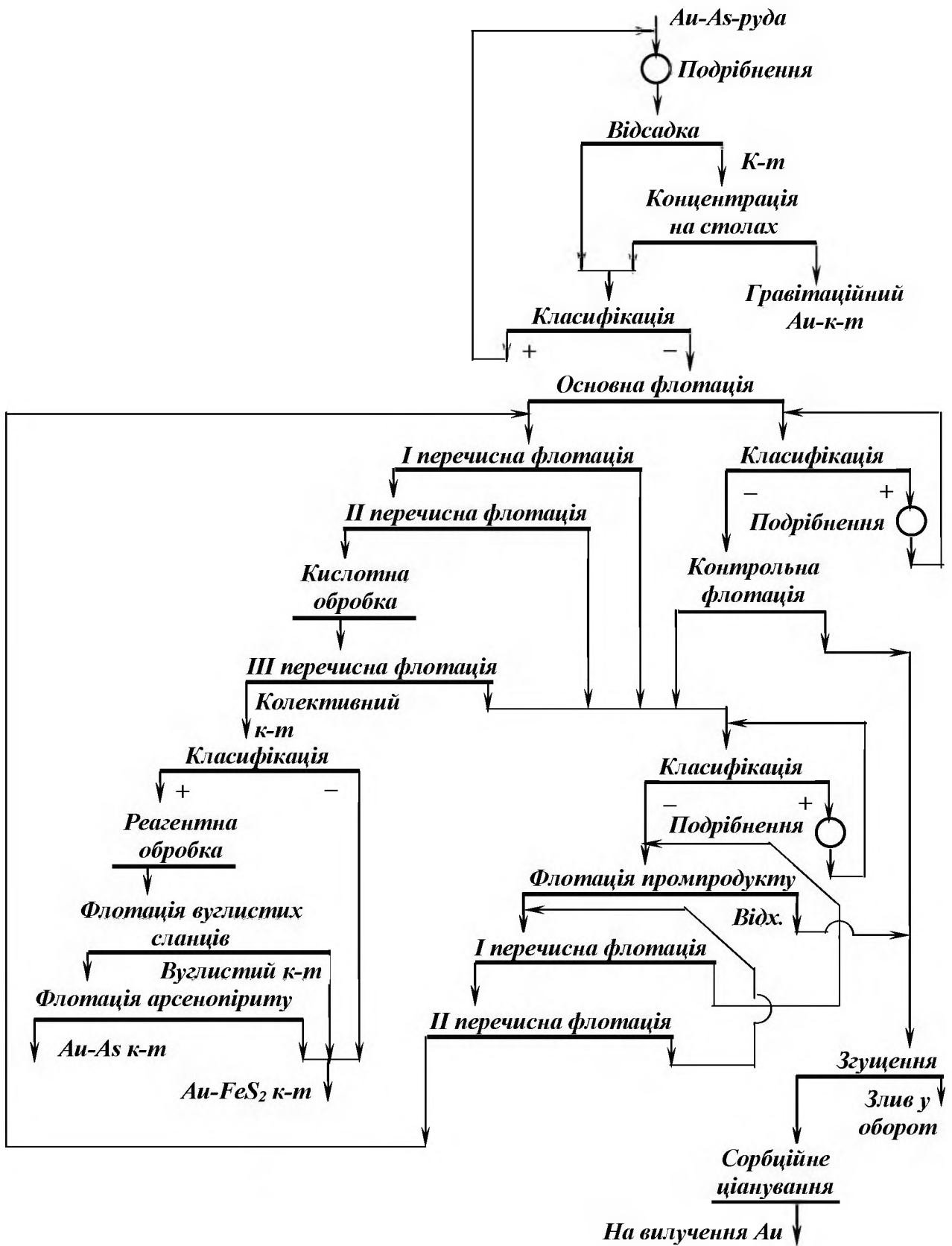


Рис. 11.9 – Схема переробки вуглистої золото-миш'якової руди.

Після виділення з вихідної руди відсадкою з переочищенням на концентраційних столах гравітаційного концентрату відходи гравітаційного циклу направляються на флотацію з виділенням колективного концентрату. Особливу складність при флотації сульфідів представляють вуглисті речовини, які переходять у концентрат і значно підвищують їх вихід, але знижують вміст золота. Крім того, ці концентрати у подальшому не можуть перероблятися з застосуванням ціанування, тому що вуглисті сланці є сорбентом золото-ціаністого комплексу. У цьому випадку вуглистий концентрат з колективного концентрату виділяють з доданням вапна, спінювача Т-66 і гасу, а відходи флотації вуглистих сланців з доданням мідного купоросу розділяють на золото-піритний і золото-миш'яковий концентрати.

В *поліметалічних рудах* золото звичайно знаходиться в тонкодисперсному стані в сульфідних мінералах, в першу чергу в піриті і халькопіриті, рідше в галеніті і сфалериті і, крім того, може знаходитися у вільному стані.

Технологія вилучення золота із поліметалічних руд складається з уловлювання вільного золота в циклі подрібнення і більш повного його вилучення з концентратами, в яких воно зв'язано з основними коштовними компонентами.

Відсаджувальні машини установлюються в відділенні подрібнення поряд з млинами і класифікаторами. Концентрат відсаджувальних машин класифікується в гідроциклонах, злив яких направляється у відвал, а піски після подрібнення – на концентраційні столи, де одержують золотовмісний продукт. Вилучення золота в гравітаційному циклі складає до 70 %. Відходи відсадки і первинної концентрації на столах направляються на подрібнення і флотацію основних компонентів, попутно з якими вилучається й золото. Після селективної флотації вилучення золота в мідний концентрат складає 30 %, в свинцевий – 5 – 6 %.

Платинові і срібні руди збагачуються за схемами аналогічними схемам збагачення золотовмісних руд.

Контрольні запитання

1. Назвіть основні властивості і галузі застосування золота.
2. Охарактеризуйте родовища золотовмісних руд.
3. Назвіть основні властивості самородного золота.
4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні золотовмісних руд.
5. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні золотовмісних руд.
6. Опишіть технологічну схему збагачення золотовмісних розсипів.
7. Опишіть технологічну схему збагачення золотовмісних шліхів.
8. Опишіть технологічну схему збагачення корінних золотовмісних руд.
9. Опишіть технологічну схему збагачення складних корінних золотовмісних руд.
10. Опишіть технологічну схему збагачення золотовмісних конгломератів.

12 ТЕХНОЛОГІЯ ЗБАГАЧЕННЯ ТИТАНОВМІСНИХ РУД І РОЗСИПІВ

12.1 Основні властивості і галузі застосування титану

Титан – хімічний елемент IV групи Періодичної системи Д.І.Менделєєва з атомним номером 22 і атомною масою 47,9. Відомі дві модифікації кристалічного титану: α -Ti (густина 4500 кг/м³) і β -Ti – аморфний (густина 4300 кг/м³). Перетворення α -Ti в β -Ti відбувається при температурі 882°C.

Титан – метал тугоплавкий, температура плавлення 1660°C. Додатки, які завжди присутні в промисловому металі роблять вплив на параметри його кристалічної ґратки, температуру переходу із α в β -модифікацію і деякі фізичні і технічні властивості титану.

Металічний титан ковкий, добре піддається механічній обробці, активно поглинає гази (кисень, азот, водень), після чого робиться крихким, володіє високою корозійною стійкістю. Кристалічний титан стійкий в морській воді, азотній кислоті, вологому хлорі, сильних лужних і органічних кислотах. При нагріванні розчиняється в сірчаній, соляній і плавиковій кислотах. При реакції з киснем утворюються оксиди титану: аморфного характеру TiO_2 , лужного характеру TiO , Ti_2O_3 і перекис TiO_3 .

Застосування титану у промисловості обумовлюється такими його властивостями: високою абсолютною міцністю, малою густиною, підвищеною жорсткістю, високим електричним опором, стійкістю проти корозії, високою температурою плавлення. Сплави на основі титану використовують в літакобудуванні для виготовлення фюзеляжів літаків, в ракетобудуванні для виготовлення корпусів ракетних двигунів, ємностей для рідкого водню і інших деталей, також сплави на основі титану використовують в суднобудуванні, автомобільному і залізничному транспорті. Завдяки корозійній стійкості титан і сплави на його основі застосовують в хімічному машинобудуванні, виробництві медичного інструменту та в інших галузях. Титан широко застосовується у виробництві сплавів з різними кольоровими металами і в першу чергу з алюмінієм, вольфрамом, нікелем, оловом, хромом і міддю. Сплави карбідів титану і вольфраму відрізняються високою

твердістю і застосовуються у виробництві різних різальних інструментів.

Природний оксид титану – рутил вводять у склад обмазки зварювальних електродів. Висока діелектрична постійна оксиду титану в формі рутилу обумовлює його застосування для виготовлення твердих діелектриків у виробництві конденсаторів, радіоапаратури, високочастотних печей. Окис титану TiO_2 застосовується для виготовлення титанових білил, які використовують для фарбування суден, машин, вводять в склад емалі, гуми, паперової маси.

12.2 Руди і мінерали титану

Промислові родовища титану підрозділяються на *магматичні, екзогенні і метаморфогенні*. Головні мінерали титанових руд: ільменіт, рутил, лейкоксен, лопарит, сфен, перовськіт і ін. Більшість титанових руд – комплексні, з них нарівні з титаном вилучають залізо, ванадій, циркон, скандій, фосфор. Перспективне попутне отримання ніобію, танталу, торію, рідкісноземельних елементів.

Характеристика основних мінералів титану наведена в табл. 12.1.

Таблиця 12.1 – Характеристика основних мінералів титану

Мінерал	Хімічна формула	Вміст TiO_2 , %	Густина, $кг/м^3$	Твердість
Ільменіт	$FeTiO_2$	52,6	4800	5 – 6
Рутил	TiO_2	100,0	4300	6
Ільменорутит	$(Ti,Nb,Fe)O_2$	53,0	4750	6
Перовськіт	$CaTiO_3$	58,9	4000	5,5 – 6
Сфен	$CaO \cdot TiO_2 \cdot SiO_2$	40,8	3450	5 – 6
Лопарит	$(Na,Ce,Sr,Ca)(Nb,Ti)O_2$	39,2	4850	5,5 – 6
Лейкоксен	$TiO_2 \cdot TiO_2 \cdot SiO_2$	50 –	3800	5 – 6
Титаномагнетит	$Fe_3O_4 \cdot TiO_2$	95	4750	5,5 – 6
	$Fe_3O_4 \cdot FeTiO_3$	2 – 30		

Магматичні родовища титану просторово і генетично зв'язані з областями розповсюдження ультраосновних, основних і лужних порід. Серед них виділяються ільменітові, ільменіто-магнетитові, ільменіто-гематитові корінні руди, які часто містять рутил і рідше лейкоксен і сфен. В рудах присутні апатит, сульфід міді і пірит. Рудні тіла мають форму жил і пластоподібних покладів. Зустрічаються вкраплені і суцільні руди, пласто-, лінзо-, жило- і трубоподібної форми. Перехід між вкрапленими і суцільними рудами звичайно поступовий. Ільменіто-гематитові руди – важкозбагачувані, інші різновиди титанових руд збагачуються добре. Ільменіто-магнетитові родовища мають величезні запаси, які обчислюються десятками мільйонів тон.

Титаномагнетитові руди містять (крім заліза і титану у виді ізоморфної домішки в магнетиті) ванадій, в невеликих кількостях кобальт і платину в піриті, а іноді мідь і марганець.

Перовськіт-титаномагнетитові руди, які залягають в ультраосновних – лужних породах, мають великі запаси, але не використовуються у промисловості, в наслідок того що у теперішній час відсутні ефективні методи вилучення з них титану і інших цінних компонентів. Крім заліза і титану в цих рудах містяться ніобій, цирконій, рідкісні землі, іноді уран.

Екзогенні родовища поділяються на дві підгрупи: родовища, які залягають в корі вивітрювання, і розсипи.

Руди, які залягають в корі вивітрювання, утворюються у результаті руйнування первинних корінних родовищ під дією фізичних і хімічних процесів вивітрювання і вторинного відкладення матеріалу з первинних руд. Розсипні родовища займають перше місце у титановій промисловості. Найбільше значення мають прибережно-морські розсипи, які є головним джерелом видобутку рутилу. Ці розсипи комплексні і містять, крім ільменіту і рутилу, циркон, монацит, магнетит, гранат і ін.

Родовища розсипів підрозділяються на дві групи: родовища, які утворилися на базі руйнування кори вивітрювання, і елювіально-делювіальні, які залягають в районах з перевагою фізичного вивітрювання.

Родовища першого типу представляють собою древні розсипи узбереж морів і озер, а також річні розсипи алювіального походжен-

ня, які містять лейкоксенізований ільменіт, лейкоксен, рутил, циркон, монацит і ін. В результаті дії фізичних і хімічних процесів відбуваються значні зміни складу: сульфідні мінерали окислюються і створюють нові сполуки, розкладаються польові шпати і інші мінерали, вилуговуються солі лужних і лужноземельних металів; матеріал підвергається механічному дробленню і стиранню, класифікується у водних потоках за крупністю і густиною. Найбільше стійки в хімічному відношенні золото, платина, циркон, рутил, алмази, топаз, турмалін, каситерит, монацит, ільменіт, колумбіт, танталіт і ряд інших мінералів, які відкладаються на значних відстанях від первинних корінних руд. Поряд з алювіально-делювіальними і алювіальними розсипами прибережні, морські і озерні розсипи представляють собою найбільше важливу категорію розсипних родовищ. Особливістю берегових розсипів є сортування матеріалу за крупністю і густиною, постійність вмісту корисних мінералів в розсипу у подовжньому напрямку при швидкої зміні концентрації у поперечному, наявність в окремих розрізах прошарків і лінз багатих важкою фракцією. Цей тип розсипів відрізняється простотою мінерального складу і легкістю відмивки від глини. Морські і озерні розсипи збагачуються порівняно легко, а річні алювіальні і древні морські і озерні часто бувають зцементовані, містять глину і вимагають суттєвої попередньої дезінтеграції і промивки. Елювіально-делювіальні прибережні розсипи містять ільменіт, титаномагнетит, іноді рутил, перовськіт, лопарит, ільменорутит. Зустрічаються вони в районах корінних родовищ титану, звичайно невеликих розмірів і з низьким вмістом цінних мінералів.

Метаморфогенні родовища утворюються під впливом метаморфогенних процесів в глинах, в кристалічних сланцях, де утворюються вкраплені руди, які містять головним чином рутил, лейкоксен і частково ільменіт, який у подальшому переходить у рутил.

12.3 Вимоги до концентратів

Якість титанових концентратів залежить від речовинного складу сировини, що перероблюється, і цілей споживання. Стандарти регламентують вміст в концентратах не тільки TiO_2 , але й шкідливих домішок.

Якість пігментного TiO_2 , що використовується для виробництва білил, установлюється у відповідності з технічними умовами, за якими випускаються концентрати різних марок з вмістом TiO_2 не менше 94 – 98 %.

Концентрати, які отримують при збагаченні ільменітових і перовськітових руд, повинні містити: TiO_2 не менше 40 – 45 %; SiO_2 не більше 2,5 – 4 %; домішок S не більше десятих %; P не більше сотих відсотка %. В концентраті, що використовується для виробництва твердих сплавів, вміст P_2O_5 не повинен перевищувати 0,025 %.

Ільменітові концентрати, які виділяються з розсипів, повинні містити: TiO_2 50 %; Cr_2O_3 не більше 0,05 %; MnO 0,08 %; V_2O_5 0,2 %.

Технічні вимоги до ільменітових концентратів, які отримують з розсипів наведені у табл. 12.2.

Таблиця 12.2 – Технічні вимоги до цинкових концентратів за ТУ48-4-236-72

Марка	Ільменіт, не менше	TiO_2 , %	Домішки, не більше	
			P_2O_5	Cr_2O_3
КІИ-1	97,0	50 – 54	0,08	0,05
КІИ-2	96,5	50 –	0,10	0,05
КІЛ-1	97,0	54	0,13	0,05
КІЛ-2	96,5	57 – 60	0,16	0,05
КІМ		57 –	0,20	0,10
	66,5	60		
		52 –		
		62		

Перовськітові концентрати за технічними умовами повинні містити: TiO_2 не менше 48 %; суми рідкісних земель не менше 3 %; шкідливих домішок не більше – оксиди заліза в перерахунку на Fe_2O_3 5 %; SiO_2 5 %; S 0,4 %; P 0,4%; $CaCO_3$ 1,5 % і H_2O 4 %.

Сфеновий концентрат для виробництва титано-кальцієвих пігментів повинен містити не менше 32 % TiO_2 і не більше 1 % апатиту.

12.4 Властивості мінералів титану

Титан здатний заміщати *Al*, *Mg*, *Zr* і *Fe*, а сам він заміщається *Fe*, *Ta* і *Nb*, з якими має близький іонний радіус. Ці елементи звичайно входять до складу титановмісних мінералів. Титан асоціює з лужними металами, кальцієм, ванадієм, хромом, церієм, кремнієм, марганцем, фосфором, оловом, ураном, ітрієм і ін.

Ільменіт зустрічається в основних вивержених породах в асоціації з магнетитом і в пегматитах з польовим шпатом, біотитом, ільменорутилом і ін. Одним з джерел отримання ільменіту є титаномagnetитові залізні руди, в яких міститься від 5 до 30 % TiO_2 . Ільменіт – мінерал магнітний, стійкий до природних фізичних і хімічних процесів, внаслідок чого накопичується у розсипах, які є важливим джерелом його видобутку. При крупному вкрапленні ільменіту в магнетитах їх можна розділити магнітною сепарацією. Титаномagnetити, які представляють собою тверді розчини TiO_2 в Fe_2O_3 , не піддаються механічному збагаченню, їх підвергають металургійної плавці.

Основні методи збагачення ільменіту – гравітаційні (на гвинтових сепараторах, концентраційних столах, шлюзах, струминних сепараторах, у важких суспензіях) і магнітна сепарація. Тонковкраплений ільменіт із магнетитоільменітових руд флотується жирно-кислотними збирачами (напр., таловим маслом розчиненим у гасі). Основна флотація проводиться у слабнокислому середовищі ($pH = 6,2 - 6, 8$), переміщення проводяться при $pH = 4,8 - 6$. При наявності в руді гранату і апатиту вони депресуються фтористим натрієм NaF .

Рутил – самий багатий титаном мінерал (95 – 99 % TiO_2) і найбільше хімічно стійкий. Звичайно містить невеликі домішки оксидів заліза, олова, іноді хрому, ванадію, ніобію, танталу і води. В кислотах рутил не розчинюється. Рутил флотується жирно-кислотними збирачами при $pH = 6 - 8$. Якщо в руді присутні ільменіт і циркон, вони в цих умовах також переходять у концентрат. Виділення ільменіту з колективного концентрату здійснюється магнітною сепарацією. Немігнітний продукт оброблюють кремнефтористим натрієм Na_2SiF_6 для депресії циркону і флотують рутил жирно-кислотними збирачами у слабнокислому середовищі.

Ільменорутит містить до 53 % TiO_2 , до 32 % Nb_2O_5 і до 14,5 % Ta_2O_5 . Густина ільменорутиту збільшується зі збільшенням вмісту танталу і ніобію. Ільменорутит зустрічається в пегматитах і розсипах, але значно рідше ніж ільменіт.

Перовськіт – титанат кальцію, містить домішки *Fe, Cr, Al*. Утворюється в магматичних умовах: в лужних ультраосновних і основних породах, карбонатитах, кімберлітах, лужних базальтоїдах, а також в скарнах. Перовськіт флотується жирно-кислотними збирачами після обробки його сірчаною кислотою. Сода і рідке скло депресують перовськіт, а хромат і біхромат натрію активують.

Сфен – силікат титану, містить домішки: до 6 % *FeO*, до 3 % *MnO, MgO, Fe_2O_3, Al_2O_3* і ін., характеризується більш низьким вмістом TiO_2 , але може бути використаний при комплексній переробці руд (разом з апатитом і нефеліном).

Лопарит – ніоботитанат церію і інших легких лантаноїдів, немагнітний, містить 39,2 % TiO_2 , до 11,6 % $(Nb, Ta)_2O_5$, 32,2 – 34,6 % суми рідкісних земель церієвої групи, 0,53 % ThO_2 , до 3 % *Sr* і ін. Збагачується гравітаційними процесами.

Лейкоксен – полімінеральний агрегат, остаточний продукт зміни ільменіту, рідше сфену, перовськіту і інших мінералів титану. Склад і фізичні властивості перемінні. Основні компоненти: TiO_2 (80 – 90 %) і Fe_2O_3 (6 – 15 %). Збагачується гравітаційними процесами і флотацією з доводкою концентратів на магнітних і електричних сепараторах.

12.5 Технологічні схеми переробки титановмісних корінних руд

Корінні титаномagnetитові і титаногематитові руди є комплексними і крім основних мінералів містять пірит, апатит, нефелін, кобальт, ванадій і ін. Тому у технологічних схемах необхідно передбачити вилучення всіх цінних компонентів, для чого застосовують процеси гравітації, флотації, магнітної сепарації і ін.

Корінні титаномagnetитові і титаногематитові руди поділяються на ільменіто-magnetитові, ільменіто-гематитові і титаномagnetитові.

В *ільменіто-magnetитових* і *ільменіто-гематитових* рудах ільменіт знаходиться у виді самостійних включень в магнетиті і гема-

титі або в нерудних мінералах. При збагаченні таких руд отримують кондиційні титанові і залізні концентрати.

В *титаномагнетитових рудах* ільменіт також зустрічається у виді самостійних зерен, але частина титану може бути представлена тонкодисперсними включеннями ільменіту або діоксиду титану у виді твердого розчину в магнетиті ($Fe_3O_4 \cdot TiO_2$). Ці руди не розділяються механічними методами збагачення на титанові і залізні концентрати. З титаномагнетитових руд отримують звичайно колективні титано-залізисті концентрати за магнітно-гравітаційними схемами. Колективний концентрат підвергають металургійної плавці для виділення чавуну і титанистого шлаку (70 – 85 % TiO_2), з якого далі отримують різні товарні продукти титану. Для збагачення титаномагнетитових руд з нерівномірним вкрапленням цінних мінералів використовують схеми, які включають гравітацію, магнітну сепарацію і при тонкому вкрапленні мінералів флотацію. Технологічною схемою (рис. 12.1) передбачається трьохстадіальне дроблення руди в конусних дробарках до крупності 60 мм. Дроблена руда розділяється грохоченням на класи 60 – 30, 30 – 10 і 10 – 0 мм. Класи 60 – 30 і 30 – 10 мм роздільно збагачуються сухою магнітною сепарацією, в результаті якої відділяється 15 – 20 % немагнітної фракції, яка направляється у відвал. Суха магнітна сепарація здійснюється у замкненому циклі з дробленням і грохоченням. Клас 10 – 0 мм направляється на подрібнення в стержневій млині, які роблять у замкненому циклі з вібраційними грохотами, а потім на мокру магнітну сепарацію. Отриманий магнетитовий концентрат містить до 97 % магнетиту.

Немагнітна фракція поступає у багатокамерні гідравлічні класифікатори, продукти яких роздільно збагачують на піскових і шламових концентраційних столах. Відходи концентраційних столів віддаляють у відвал, а концентрати після зневоднення і сушки перечищають на магнітних сепараторах з високою інтенсивністю магнітного поля.

Злив гідравлічних класифікаторів і немагнітну фракцію доводочних магнітних сепараторів (95 % класу $-0,074$ мм) знешламлюють і направляють на флотацію ільменіту. Флотація ільменіту здійснюється в слабнокислому середовищі ($pH = 5,4 - 6,2$), яке створюється сірчаною кислотою.

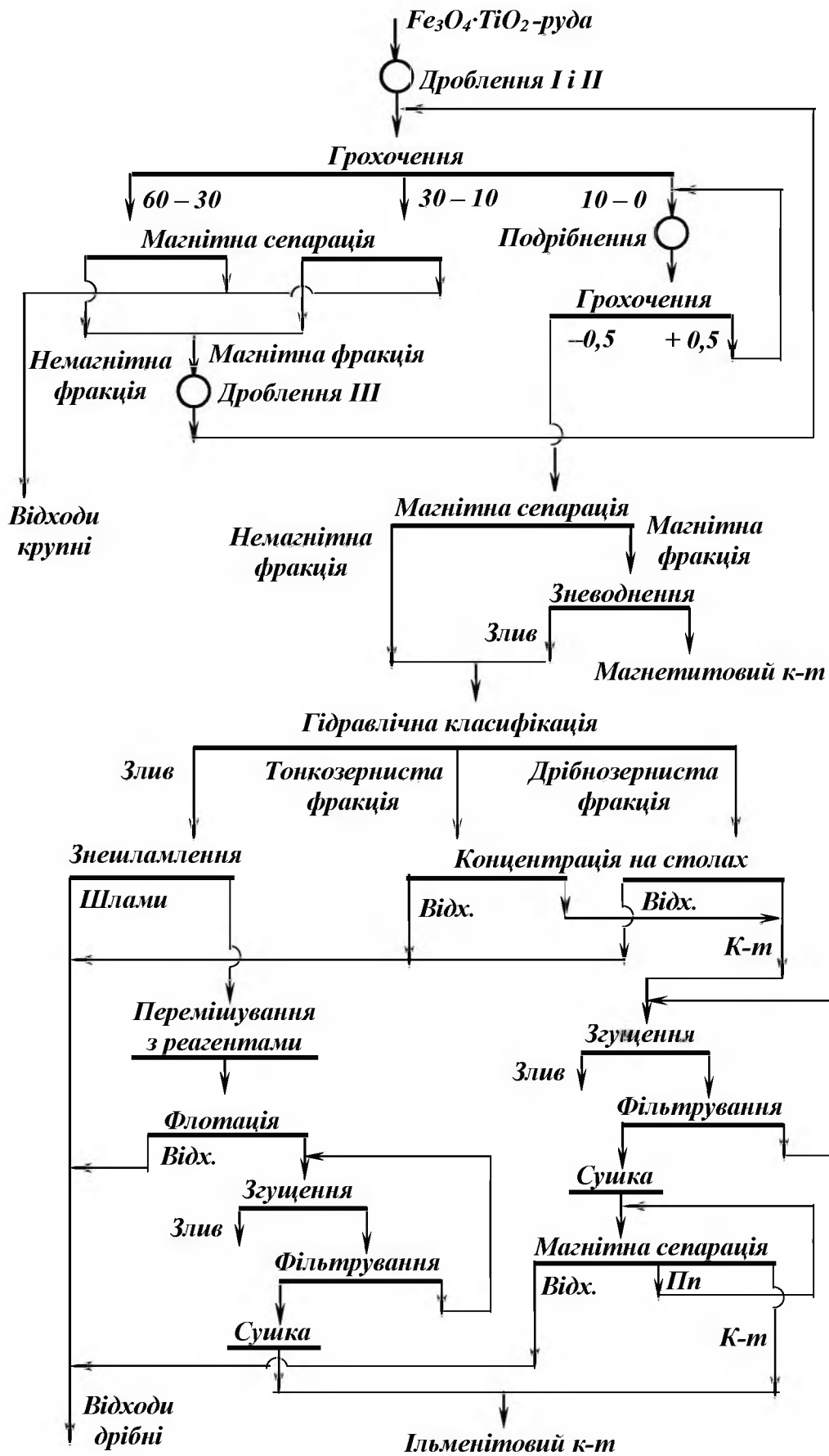


Рис. 12.1 – Схема переробки титаномагнетитових руд.

Як збирачі використовуються жирні кислоти (напр., олеїнова) або їхні мила, для депресії породних мінералів застосовують фтористий натрій. Флотаційний концентрат після зневоднення і сушки об'єднують з гравітаційним. В загальному концентраті міститься 44 – 45 % TiO_2 при вилученні 60 – 70 %. При збагаченні *перовськітових руд* звичайно застосовують магнітну сепарацію для виділення мінералів заліза і титаномагнетиту, а також флотацію. Гравітаційні процеси не забезпечують отримання високоякісних технологічних показників без застосування флотації. Флотація *перовськітових руд* здійснюється з використанням реагенту ІМ-50 за такою технологічною схемою (рис. 12.2).

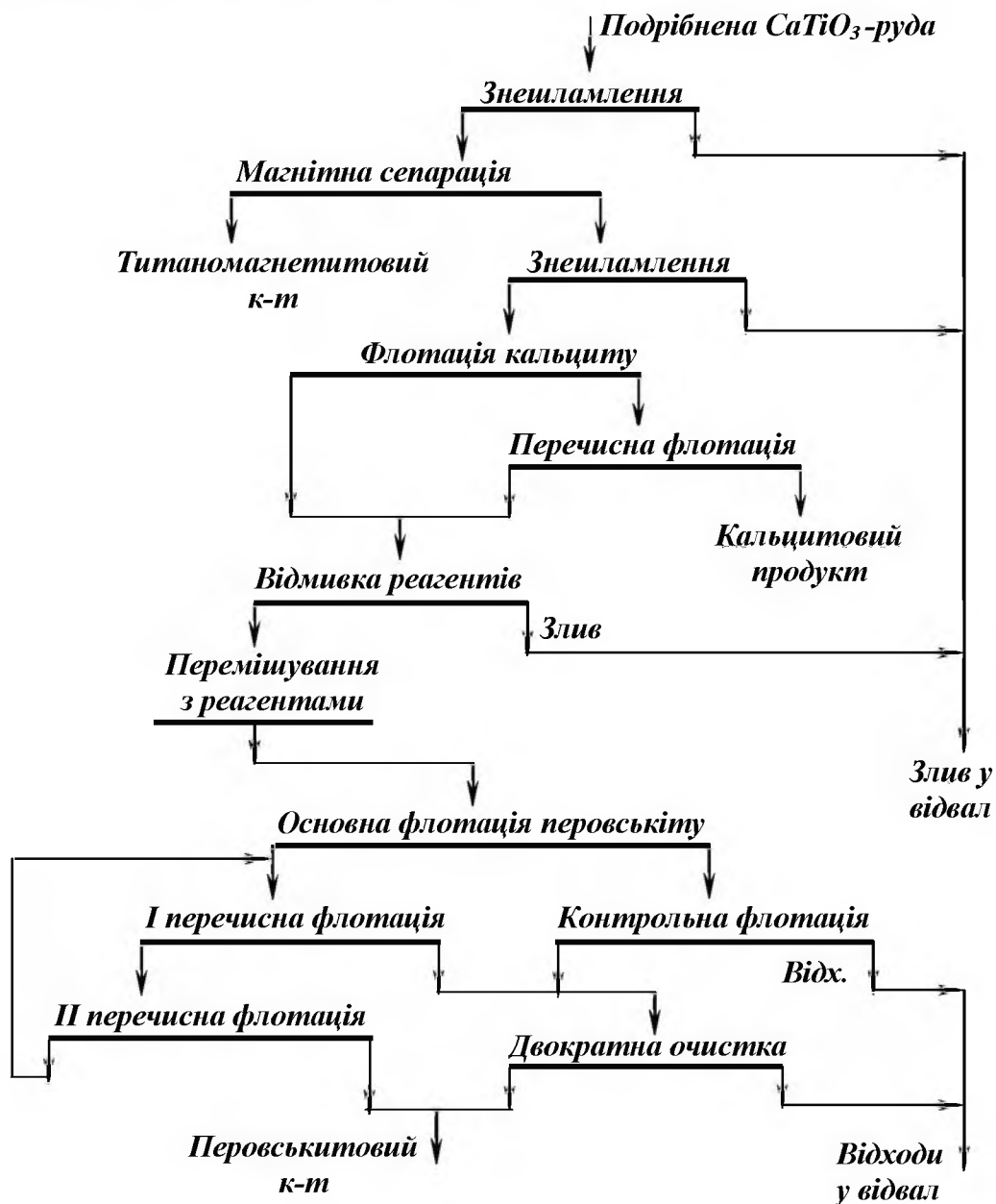


Рис. 12.2 – Схема збагачення перовськітової руди.

Вихідну руду, подрібнену до 40 – 50 % класу –0,074 мм, збагачують магнітною сепарацією при напруженості магнітного поля 90 кА/м² для відділення титаномagnetитового концентрату. Немагнітну фракцію згущають, знешламлюють і флотують з неї кальцит при $pH = 9$ милом дистильованого талового масла у присутності рідкого скла при вмісті твердого в пульпи 30 %. Після відмивки мила дистильованого талового масла і рідкого скла флотують перовськіт при $pH = 6,5 - 7$ і вмісті твердого 20 – 25 % збирачем ІМ-50 у присутності активованої суміші рідкого скла і сірчаної кислоти – селективного депресора амфіболів, піроксенів, олівіну і кальциту.

Результати збагачення перовськітової руди за розглянутою схемою такі: титаномagnetитовий концентрат містить до 60 % Fe і 7 – 8 % TiO_2 при вилученні останнього близько 13 – 15 %; перовськітовий концентрат містить 48 – 50 % при його вилученні близько 68 – 70 %. Сумарне вилучення титану складає 80 – 83 %.

12.6 Технологічні схеми переробки титановмісних розсипів

Розсипи суттєво відрізняються від корінних руд тим, що в них матеріал знаходиться у природно подрібненому виді, зерна цінних мінералів звільнені одне від одного і від зростків з пустою породою, що дозволяє виключити з технологічної схеми такі коштовні операції як дроблення і подрібнення і підвищити ефективність збагачувальних процесів.

Основний спосіб розробки титанових розсипних родовищ є відкритий і значно рідше – підземний. При відкритому способі застосовують механізовану розробку родовищ драгами, гідравлікою, екскаваторами і скреперами. Найбільше економічні способи розробки – дражний і гідравлічний.

Важки, або прибережні, піски – джерело здобування титану, циркону, торію і рідкісноземельних металів. Основні важки мінерали такі:

– *рутил* – основний мінерал для здобування титану, який використовують для виробництва титанового пігменту, обмазки зварювальних електродів, металічного титану, легких міцних і корозійностій-

ких сплавів, які застосовуються в авіа-, судно- і ракетобудуванні, транспортному машинобудуванні і хімічній промисловості;

– *ільменіт* – основне джерело для виробництва губчатого титану і пігментного діоксиду титану (TiO_2);

– *циркон*, містить приблизно 65 % ZrO_2 , він має високу стійкість до хімічної корозії і корозії розплавленими металами і шлаками, низьке теплове розширення і високу теплопровідність. Циркон використовують для виробництва вогнетривких виробів і на ливарних заводах;

– *монацит* – рідкісноземельний фосфат, що вилучається як побічний продукт при виробництві титанового і цирконового концентратів. Монацит являється основним джерелом виробництва торію і рідкісноземельних елементів, що застосовуються в металургії, електроніці, хімії, керамічній і ядерній галузях.

Густина основних рідкісноземельних мінералів складає від 4200 кг/м³ у рутилу до 5000 кг/м³ у монациту.

Дві третини використаних на цей час титану, цирконію і рідкісноземельних металів вилучають з розсипів, які збагачують за гравітаційними схемами.

Збагачення розсипів звичайно здійснюють в дві стадії: *I стадія* – первинне збагачення розсипу, *II стадія* – доводка чорнових концентратів.

Збагачувальні установки первинного збагачення споруджують безпосередньо на місці добування пісків. При розробки розсипу драгами або землесосами збагачувальна апаратура монтується на плавучих баржах, понтонах і т.п.

Доводочні фабрики для виробництва готових концентратів розташовують на березі поблизу від розсипного родовища.

Мета первинного збагачення розсипів – віддалення мінералів пустої породи і одержання колективного концентрату з максимально можливим вилученням в нього всіх важких мінералів. В результаті первинного збагачення розсипів у відходи віддаляють від 50 до 90 % пустої породи. Первинне збагачення розсипів здійснюється на гвинтових і струминних концентраторах, концентраційних столах і шлюзах, в відсаджувальних машинах, а іноді в важких суспензіях.

Дезінтеграція і грохочення пісків перед первинним збагаченням забезпечує руйнування зцементованого матеріалу і розділення його на окремі частинки, звільнення зерен коштовних мінералів одне від одного і від пустої породи. Класифікація пісків по крупності звичайно здійснюється на тому же грохоті, що й дезінтеграція, при цьому дезінтеграція передує класифікації. Задачею грохочення являється відділення гальки та іншого крупного матеріалу, який не містить коштовних мінералів, і віддалення його у відвал. Таким чином, грохочення являється першим заходом збагачення, який дозволяє в два рази зменшити об'єм матеріалу перед подальшими операціями.

При первинному збагаченні на дразі (рис. 12.3) піски подають в дражну бочку, куди поступає вода під тиском для кращого руйнування грудок глини.

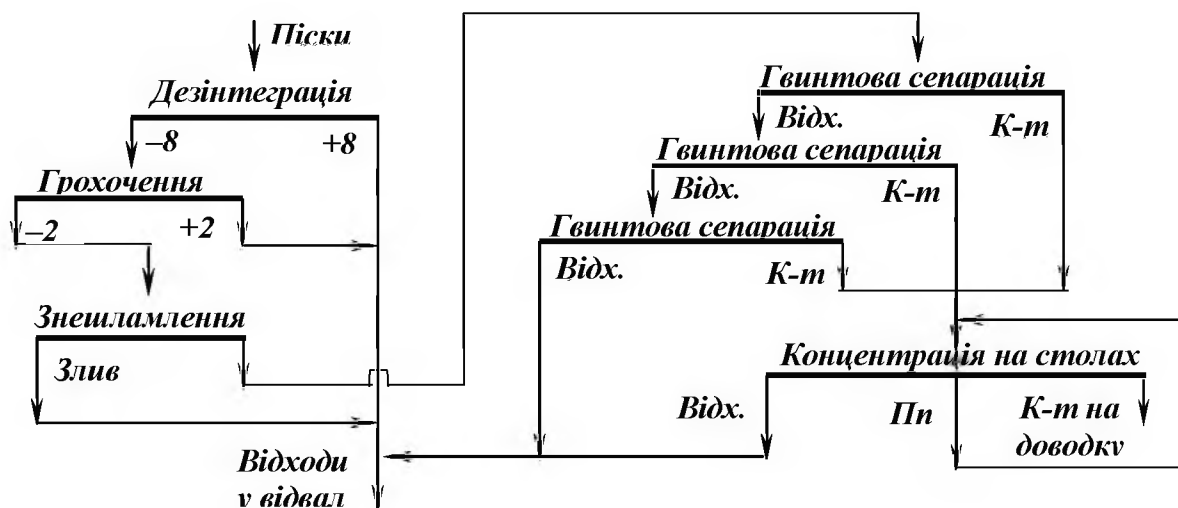


Рис. 12.3 – Схема первинного збагачення пісків на дразі.

При підвищеному вмісті глини (до 40 %) застосовується трьохстадіальна їх дезінтеграція в скруберах, на грохотах і мийних машинах. Дезінтегровані піски після класифікації по зерну 2 мм і знешламлення в гідроциклонах поступають на збагачення в гвинтові сепаратори (клас -2 мм). Злив гідроциклонів, представлений переважно глиною, направляється у відвал.

Чорновий концентрат на доводочній установці поступає на магнітну сепарацію і після трьох перелічених операцій в конусних концентраторах, гвинтових сепараторах і на концентраційних столах одер-

жують товарний продукт. При використанні даної схеми вилучення ільменіту складає близько 85 %, а вміст TiO_2 в концентраті 96 – 97 %.

Схема збагачення з безперервним циклом, який включає видобуток пісків відкритим способом екскаваторами, первинне збагачення і доводку з отриманням товарного ільменітового концентрату наведе на рис. 12.4.

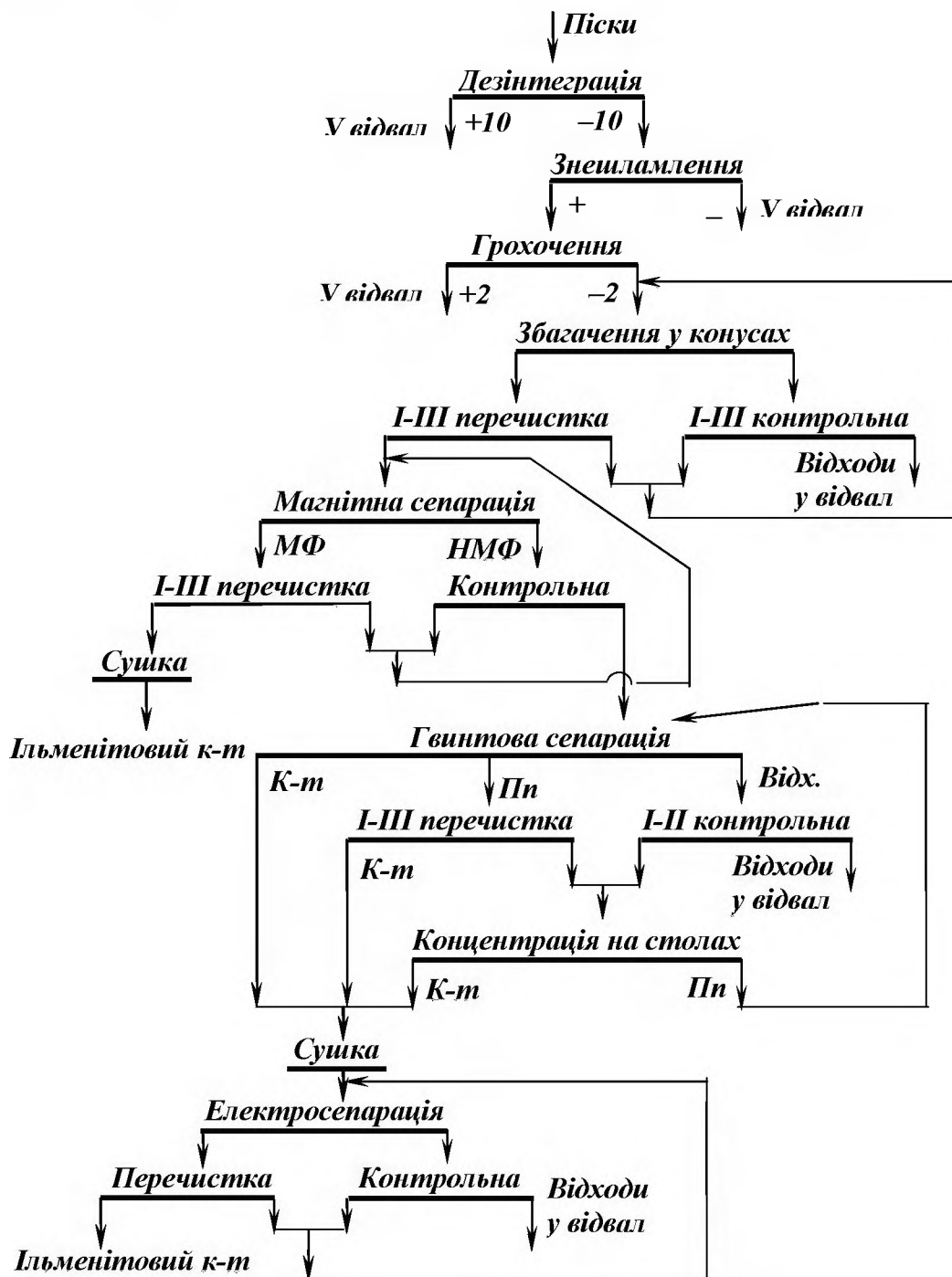


Рис. 12.4 – Схема збагачення пісків з безперервним циклом.

Промиті піски підвергаються знешламленню і направляються у цех гравітації для збагачення у конусних концентраторах з струминними жолобами. Чорновий гравітаційний концентрат переочищується магнітною сепарацією, в результаті чого отримують товарний ільменітовий концентрат. Немагнітна фракція збагачується на гвинтових сепараторах і концентраційних столах з виділенням відвальних відходів. Концентрат гвинтових сепараторів і концентраційних столів після сушки підвергається електросепарації з отриманням товарного концентрату.

За розглянутою схемою отримують товарний концентрат, який містить 96 – 97 % ільменіту при вилученні близько 85 % .

Титано-цирконієві піски Самотканського родовища (Україна), що перероблюються на збагачувальній фабриці Верхньодніпровського гірничо-металургійного комбінату (ВДГМК), містять до 3 % ільменіту, рутилу, лейкоксену, циркону, дистену, силіманіту, ставроліту. Основні породні мінерали – кварц (до 70 %) і глина (8 – 30 %).

Видобування пісків здійснюється відкритим способом – екскаваторами. З кар'єру піски доставляються на фабрику стрічковим конвеєром.

Збагачувальна фабрика складається з таких відділень: дезінтеграції і знешламлення, гравітаційного збагачення (рис. 12.5) і сушильно-доводочного (рис. 12.6).

Дезінтеграція і знешламлення – підготовчі процеси, що призначені для розпушення пісків, перетворення їх на пульпу і відмивки пісків від глини і шламів. Дезінтеграція пісків здійснюється в дві стадії: перша – скрубери, друга – в коритній мийці. Для знешламлення використовуються гідроциклони і струминні зумпфи.

Знешламлений матеріал подається насосами в головний корпус, де провадиться їх грохочення по зерну 2 мм. Клас +2 мм направляється у відвал, а клас –2 мм через згущувальні лійки подається на секцію п'яти- і шестиярусних конусних концентраторів.

Після збагачення на конусних концентраторах продукти поділу направляють: концентрат – на перчисну концентрацію в п'ятиярусний конусний концентратор, відходи основної концентрації – у відвал, а промпродукт повертається в голову процесу. Після перчисної концентрації промпродукт також повертається в голову проце-

су, а колективний концентрат направляється на зневоднення, сушку і доводку.

Колективний концентрат після сушки розділяють в електростатичному сепараторі на провідну фракцію (ільменіт і рутил) і непровідну (циркон, ставроліт, дистен, залишки ільменіту і кварц).

Подальше розділення провідників магнітною сепарацією дозволяє виділити в магнітну фракцію ільменітовий концентрат, а в немагнітну – рутіловий, який потім перечищається в барабанних коронно-електростатичних сепараторах. Непровідна фракція після електростатичної сепарації направляється на магнітну сепарацію, тут в магнітній фракції концентруються ільменіт і ставроліт, а в немагнітній – циркон, дистен і кварц. Ільменіт і ставроліт розділяють електростатичною сепарацією з одержанням ставролітового концентрату (непровідна фракція).

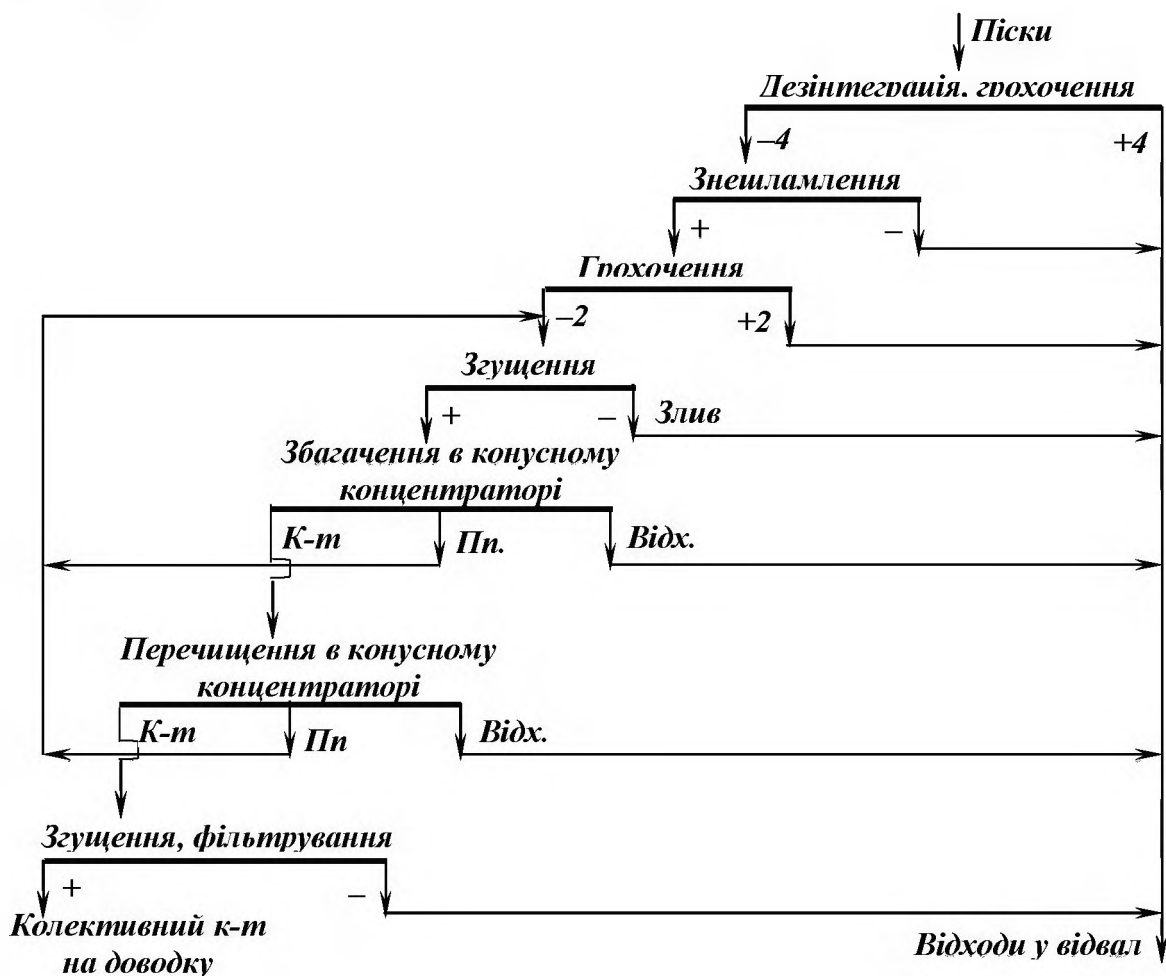


Рис. 12.5 – Схема підготовки і гравітаційного збагачення титано-цирконієвих пісків на збагачувальній фабриці ВДГМК.

Немагнітний продукт поступає на гравітаційне збагачення в конусних сепараторах з перетищенням концентрату на концентраційному столі, а відходів на гвинтовому шлюзі і концентраційному столі. Доводка продуктів гравітаційного збагачення електричною, трибоелектричною і магнітною сепарацією приводе до одержання цирконового і дистен-силіманітового концентратів. Основною товарною продукцією комбінату являються концентрати: ільменітовий з вмістом TiO_2 63 – 65 %, рутіловий – 92 – 95 % TiO_2 , цирконовий – 62 – 65 % ZrO_2 , дистен-силіманітовий – 58 % Al_2O_3 і ставролітовий – 48 % Al_2O_3 .

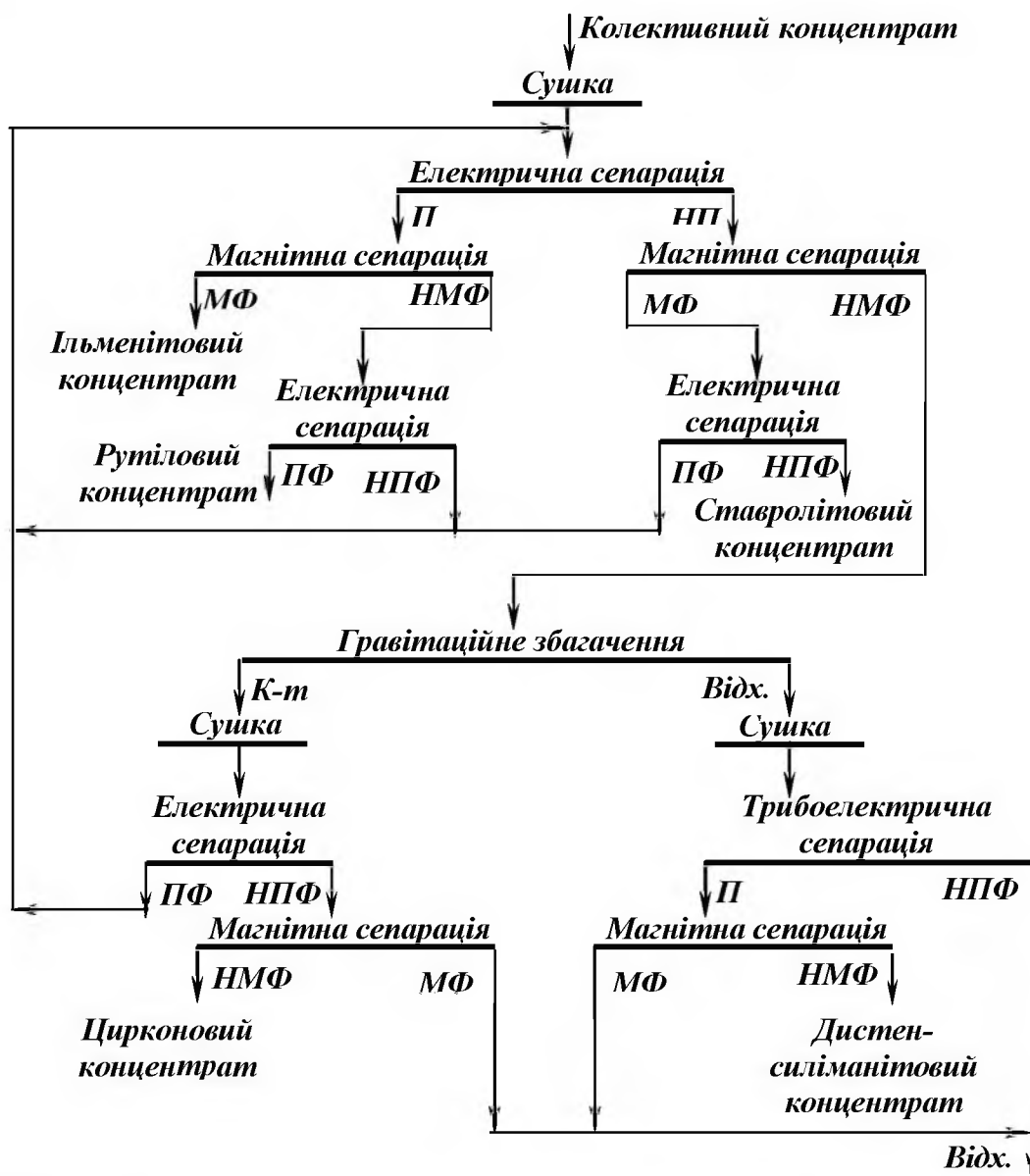


Рис. 12.6 – Схема доводки колективного концентрату на збагачувальній фабриці ВДГМК.
 ПФ, НПФ, МФ, НМФ – провідна, непровідна, магнітна, немагнітна фракції.

Крім того, кварцові відходи ВДГМК також являються товарним продуктом, який містить 97 – 98 % SiO_2 . Ці відходи використовуються в ливарному виробництві (як формувальний матеріал), в скляній промисловості (виробництво технічного скла), в виробництві будівельних матеріалів і абразивних виробів.

Контрольні запитання

- 1. Назвіть основні властивості і галузі застосування титану.*
- 2. Охарактеризуйте родовища титановмісних руд.*
- 3. Назвіть основні властивості титанових мінералів.*
- 4. Назвіть основні розділові признаки, що прийняті при збагаченні титанових руд.*
- 5. Охарактеризуйте підготовчі операції при збагаченні титанових руд.*
- 6. Опишіть технологічну схему збагачення титанових розсипів на дразі.*
- 7. Опишіть технологічну схему збагачення титанових розсипів з безперервним циклом.*
- 8. Опишіть технологічну схему збагачення титаномагнетитових руд.*
- 9. Опишіть технологічну схему збагачення перовськітових руд.*
- 10. Опишіть технологічну схему збагачення титано-цирконієвих руд.*
- 11. Опишіть технологічну схему доводки чорнових концентратів.*

13 ОХОРОНА НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

13.1 Діяння людини на природу

У процесі своєї діяльності людина завжди впливала на природу. В сучасних умовах розвиток галузей промисловості, що пов'язані з добуванням і збагаченням корисних копалин, є основою технічного прогресу. При добуванні корисних копалин людина проникає у надра землі і тим змінює навколишнє середовище, втручається у природні процеси, що відбуваються на землі. Сучасна техніка зробила людину такою могутньою, що природа в багатьох випадках поступається людині у здатності до зміни ландшафту і рельєфу поверхні. Кар'єри довжиною до 10 км і глибиною до 1000 м, «гори» породних відвалів, терикони біля шахт, басейни-сховища дрібних відходів площею в декілька квадратних кілометрів – все це результат людської діяльності.

Внаслідок гірничо-технічної діяльності в світі порушено не менше 15-20 млн. га земель, з них 59% площі використано під різні гірничі виробки, 38% – під відвали пустої породи або відходи збагачення, 3% – місця осідання, провалів і ін. порушень поверхні, пов'язаних з підземними розробками. Обсяг відвалів порід, що утворилися, і виробничих відходів складає понад 2000 км³. Для отримання мінеральної сировини і палива людство вимушене використовувати дедалі глибші шари земної кори (золоторудні шахти ПАР, наприклад, досягли позначок 3-4 км нижче земної поверхні; амплітуда висот між дном найглибших кар'єрів і поверхнею найвищих відвалів перевищує 1100 м).

Внаслідок переміщення великих обсягів гірничої маси погіршується режим ґрунтових і підземних вод, змінюється поверхневий водостік і структура ґрунту, інтенсифікується ерозійна робота води і вітру, що в деяких випадках спричиняє зміну клімату в районі ведення гірничих робіт. Гірничодобувні роботи супроводжуються штучним водозниженням. Скидання стічних вод, що відкачуються при проведенні гірничих робіт, веде до забруднення поверхневих водних об'єктів різними солями, нафтопродуктами і важкими металами. Зсуви гірських порід на територіях, що підробляються, осідання поверхні, розсіювання породи з відвалів

негативно впливають на стан земельних ресурсів. Значні надходження забруднюючих речовин відбуваються в зонах комунікацій і транспортних вузлів (90 т пилу на 1 км залізничного полотна на рік). При експлуатації нафтопроводів та продуктопроводів найбільшої шкоди навколишньому середовищу завдають аварійні витіки нафти, суспензій тощо.

Одна з найгостріших екологічних проблем, зумовлених посиленням техногенного впливу на природне середовище, пов'язана зі станом **атмосферного** повітря. Вона включає ряд аспектів. По-перше, охорона озонового шару необхідна у зв'язку із зростанням забруднення атмосфери фреонами, оксидами азоту і ін. До середини XXI ст. це може привести, за оцінками вчених, до зниження вмісту стратосферного озону на 15%. По-друге, зростання концентрації CO₂, що відбувається в основному за рахунок згоряння викопного палива, зменшення площ лісів, виснаження гумусового шару і деградації ґрунтів. До середини XXI ст. очікується подвоєння концентрації газу, що мала місце перед початком НТР. У результаті “тепличного ефекту” до 30-х рр. XXI ст. може статися підвищення середньої температури приземного шару повітря на $3 \pm 1,5$ °С, причому максимальне потепління станеться в приполярних зонах, мінімальне – біля екватора. Очікується збільшення швидкості танення льодовиків і підняття рівня океану з темпом понад 0,5 см/рік. По-третє, кислотні опади стали істотними компонентами атмосфери. Вони випадають у країнах Європи, Північної Америки, а також у районах найбільших агломерацій Азії і Латинської Америки. Головна причина кислотних опадів – надходження сполук сірки і азоту в атмосферу при спаленні викопного палива в стаціонарних установках і двигунах транспорту. Кислотні опади завдають шкоди будівлям, пам'ятникам і металевим конструкціям, викликають дигресію і загибель лісів, знижують урожай багатьох сільськогосподарських культур, погіршують родючість ґрунтів, що мають кислу реакцію, і стан водних екосистем. У процесі сушіння продуктів збагачення, металургійної і хімічної переробки руд і концентратів утворюються димові гази, що містять тверді частинки, оксиди сірки, вуглецю, азоту, тому в атмосферу вони повинні випускатись тільки після очищення.

Проблема виснаження **водних ресурсів** викликана зростанням

споживання води промисловістю, сільським і комунальним господарствам, з одного боку, і забрудненням водних джерел – з іншого. Щорічно людством використовується в середньому до 6000 км³ води, з них у сільському господарстві близько 3400, промисловості 2200, на комунально-побутові потреби 400 км³. Забруднення багатьох водних об'єктів суші (особливо в країнах Західної Європи і Північної Америки) і вод Світового океану досягло небезпечного рівня. Щорічно в океан потрапляє (млн т): 0,2 – 0,5 отрутохімікатів; 0,1 – хлорорганічних пестицидів; 5 – 11 – нафти і інших вуглеводнів; 10 – хімічних добрив; 6 – фосфорних сполук; 0,004 – ртуті; 0,2 – свинцю; 0,0005 – кадмію; 0,38 – міді; 0,44 – марганцю; 0,37 – цинку; 1000 – твердих відходів; 6,5 – 50 – твердого сміття; 6,4 – пластмас. У Північній Атлантиці нафтова плівка займає 2 – 3% площі. Найбільш забруднені нафтою Північне і Карибське моря, Персидська затока, а також прилеглі до Африки і Америки ділянки, де здійснюється її перевезення танкерним флотом.

Значна частка водних запасів нашої держави використовується для технічних потреб. Величезні об'єми водоспоживання висувають проблему збереження якості води у водоймах і раціонального використання водних ресурсів у ряд найбільш актуальних. Збільшення водоспоживання приводить до росту об'єму стічних вод і забруднення водойм. Крім того, на збагачувальних фабриках як реагенти застосовують ксантогенати, ціаніди, нафтопродукти та інші хімічні речовини. Складність і мінливість стічних вод збагачувальних фабрик, їх висока токсичність, переважний вміст розчинених речовин вимагають застосування хімічних, фізико-хімічних і біологічних методів очищення стоків.

Одна з головних екологічних проблем пов'язана з погіршенням стану **земельних ресурсів**. За історичний час внаслідок прискореної ерозії, дефляції і інших негативних процесів людство втратило майже 2 млрд га продуктивних земель. До утворення пустель схильна площа в 4,5 млрд га, на якій проживає близько 850 млн чол. Пустелі швидко розвиваються (до 5 – 7 млн га на рік) у тропічних районах Африки, Азії і Америки, а також в субтропіках Мексики. Швидкість зникнення лісів складає 6 – 20 млн га на рік.

Важлива для людства проблема – охорона геологічного середовища верхньої частини літосфери, яка розглядається як багатоконпонентна динамічна система, що перебуває під впливом інженерно-господарської діяльності людини і, в свою чергу, певною мірою визначає цю діяльність. Найголовніший компонент геологічного середовища – гірські породи, що містять поряд з твердими мінеральними і органічними компонентами гази, підземні води. Особливо великий негативний вплив на довкілля здійснюють техногенні катастрофи, найбільша з яких у ХХ ст. – на Чорнобильській атомній електростанції – сталася в Україні.

Під охороною навколишнього середовища розуміють сукупність державних, адміністративних, правових, економічних, політичних і суспільних заходів, спрямованих на раціональне використання, відтворення і збереження природних ресурсів землі.

Охорона навколишнього середовища здійснюється на рівні підприємств, населених пунктів, регіонів, держав і глобально – в масштабах всієї планети. Велика робота ведеться під егідою ООН, з ініціативи якої в 1972 р. створена постійно діюча Програма ООН по довкіллю (ЮНЕП). У рамках ООН природоохоронні проблеми вирішують також: Всесвітня метеорологічна організація (ВМО), Всесвітня організація охорони здоров'я (ВОЗ), Міжнародна морська організація (ММО), Міжнародне агентство з атомної енергії (МАГАТЕ), Міжнародна комісія з навколишнього середовища і розвитку (МКНСР), ЮНЕСКО та ін. Велику увагу проблемам охорони довкілля приділяють Організація економічної співпраці і розвитку (ОЕСР), Європейське економічне співтовариство (ЄЕС), Організація американських держав (ОАД), Ліга арабських країн з питань освіти, культури і наук (АЛЕКСО). Генеральна Асамблея ООН прийняла в 1982 р. Всесвітню хартію природи, яка є розвитком Стокгольмської декларації про довкілля (1972), і Всесвітню стратегію охорони природи, розроблену МСОП (1980). В останні десятиліття ХХ ст. під егідою ООН розроблена Концепція сталого розвитку, яка передбачає глобальні (в просторі і часі) підходи до охорони навколишнього середовища. В Україні питання охорони довкілля перебувають у компетенції Міністерства екології і природних ресурсів.

13.2. Заходи щодо охорони навколишнього середовища

Один з найважливіших факторів зменшення забруднення навколишнього середовища – удосконалювання технології. Виробництво мусить бути безвідходним, а відходи – стати корисною сировиною для інших галузей промисловості. Безвідходна технологія переробки корисних копалин передбачає такі аспекти цієї проблеми:

- комплексне використання корисних копалин;
- переведення збагачувальних фабрик на безстічну технологію;
- утилізація відходів збагачення.

Комплексне використання корисних копалин – один з найважливіших напрямків розвитку гірничодобувної промисловості. Але вимоги до комплексного використання мінеральної сировини дуже складні, тому для їх вирішення необхідно застосовувати найбільш ефективні технологічні процеси. Рівень комплексного використання сировини може бути показником технічного розвитку галузі.

Використання оборотного водопостачання збагачувальних фабрик дозволяє скоротити споживання свіжої води. Повний перехід фабрик на оборотне водопостачання в значній мірі запобігає забрудненню навколишнього середовища.

Одна з проблем при збагаченні корисних копалин – раціональне використання відходів, складування яких пов'язане зі значними матеріальними витратами. Відходи можуть бути використані у промисловості будівельних матеріалів і добрив, керамічній і скляній. Разом з цим вміст корисних компонентів у відходах повинен бути мінімально можливим, тому що втрати у відходах стають безповоротними після їх використання в інших галузях промисловості. Важливе значення для охорони навколишнього середовища має раціональне розміщення джерел забруднення (винесення промислових підприємств з великих міст, розміщення промислових підприємств з урахуванням рози вітрів і топографії місцевості, створення санітарних зон навколо підприємств) і очищення стоків промислових підприємств від шкідливих домішок.

13.3. Очищення стічних вод

Збагачувальні фабрики споживають на технологічні потреби значні обсяги води – від 3 до 8 м³/т сировини. Збільшення збагачувальною фабрикою обсягу водоспоживання приводить до збільшення обсягу стічних вод. З метою зниження обсягів стічних вод збагачувальні фабрики повинні повністю перейти на оборотне водопостачання. Крім того, внаслідок посилення заходів щодо охорони водних ресурсів все актуальнішою стає проблема очищення стічних вод збагачувальних фабрик.

Склад стічних вод збагачувальних фабрик досить складний, він залежить від мінерального складу корисної копалини і застосованого методу збагачення. До стоків збагачувальних фабрик відносять флотаційні відходи, зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів.

Флотаційні відходи рудних збагачувальних фабрик, в яких міститься 15 – 35 % твердого, складають 60 – 90 % усіх стічних вод збагачувальної фабрики. Звичайно флотаційні відходи, зливи згущувачів, фільтрати вакуум-фільтрів об'єднують і відкачують у басейн-сховище сумісно.

Стічні воді фабрик з магнітними і гравітаційними процесами забруднені в основному грубодисперсними домішками, що складаються з породних частинок різної крупності.

У стічних водах флотаційних фабрик містяться флотаційні реагенти – збирачі, спінювачі і модифікатори. Крім того, при збагаченні сульфідних руд поверхні мінералів окислюються, тому в стоках містяться катіони кольорових металів і інші сполуки, що є результатом взаємодії реагентів з мінеральними поверхнями.

До основних забруднюючих речовин стічних вод збагачувальних фабрик належать:

– *грубодисперсні домішки* – відходи фабрик з флотаційними і гравітаційними процесами і з мокрою магнітною сепарацією. Згідно з Правилами охорони поверхневих вод від забруднення концентрація шкідливих речовин не повинна перевищувати 0,25 мг/л для водойм господарсько-питного значення і 0,75 мг/л для водойм рибо господарського значення;

– *кислоти і луги*, що подають у технологічний процес як реагенти-регулятори. У всіх водоймах *pH* середовища повинен бути в межах 6,5 – 8,5;

– *йони кольорових і чорних металів*, концентрація яких визначається в основному мінеральним складом сировини;

– *ксантогенати і дітіофосфати*, які застосовуються при збагаченні руд кольорових металів і надають їй неприємного специфічного запаху;

– *сірчаний натрій*, що використовується на багатьох збагачувальних фабриках і має неприємний запах. Сульфідів у воді не повинно бути;

– *ціаніди* (високотоксичні реагенти), які застосовуються при збагаченні руд кольорових металів і при вилученні золота;

– *роданіди* (високотоксичні реагенти), що утворюються в стічних водах при взаємодії сульфідів з ціанідами;

– *фториди*, які присутні в стічних водах при збагаченні барит-флюоритових та інших руд плавиковою кислотою і кремнефтористим натрієм;

– *феноли і крезолі*, що застосовуються на фабриках як реагенти. Феноли і крезолі не токсичні, але мають дуже неприємний запах, особливо коли воду піддають хлоруванню. Гранично допустима концентрація фенолу – 0,001 мг/л;

– *нафтопродукти* – найбільш поширені реагенти при збагаченні вугілля, мідно-молібденових і молібденово-вольфрамових руд, а також інших корисних копалин. Нафтопродукти надають неприємного запаху і присмаку воді.

Сольовий склад стоків збагачувальних фабрик можна характеризувати підвищеним вмістом сульфатів, хлоридів і карбонатів. У Правилах охорони поверхневих вод від забруднення стічними водами вказано, що концентрація солей у воді водойм не повинна перевищувати 1000 мг/л по сухому залишку.

Видалення грубодисперсних частинок здійснюють за одну або дві стадії: за першу – відділяють на решітках і ситах найбільш крупні частинки, за другу (або одну стадію) – відстоюванням у полі сил тяжіння і відцентрових сил видаляють тонкі частинки. Для збільшення

швидкості осадження тонких частинок в стічні води додають коагулянти і флокулянти.

До хімічних методів очищення стоків відносять нейтралізацію і окислення різних мінеральних сполук.

У стічних водах збагачувальних фабрик можуть бути присутніми мінеральні кислоти. Частіше в них присутня сірчана кислота, що додається у флотаційний процес як регулятор середовища. Основний реагент, що застосовується для нейтралізації кислих стічних вод, – гашене вапно. Обробка стічних вод вапном приводить також до осадження з них катіонів кольорових металів.

Обробка стічних вод реагентами, що містять хлор, дозволяє розкласти до нешкідливих речовин ксантогенати, дітіофосфати, ціаніди і роданіди.

Найскладніше завдання – очищення стоків від нафтопродуктів, концентрація яких у стічних водах збагачувальних фабрик близько 10 мг/л, а допускається 0,1 – 0,3 мг/л. Очищення стічних вод від нафтопродуктів здійснюється за складною схемою, яка передбачає вловлювання їх у нафтопастках, коагуляцію стоків сульфатом заліза і вапном, флотаційне очищення, фільтрування стічних вод крізь кварцові і сульфовугільні фільтри.

При наявності у стічних водах органічних речовин їх очищення виконують методами екстракції або адсорбції.

Адсорбцію застосовують для очищення стічних вод при концентрації органічних сполук менше 1 г/л. Звичайно адсорбенти – активоване вугілля, активований антрацит, коксовий і шлаковий дріб'язок – використовують у вигляді зерен неправильної форми розміром від 1,5 до 5 мм. При очищенні стічних вод їх пропускають через шар адсорбенту. Після насичення адсорбенту поглиненою речовиною його направляють на регенерацію, яка здійснюється екстракцією органічними розчинниками, відгоном водяною парою і випарюванням у струмені інертного газоподібного теплоносія.

Екстракція застосовується при концентрації органічних речовин у стічних водах понад 2 г/л. При подачі екстрагенту в стічні води він розчиняє органічні сполуки, що містяться там. Після розчинення органічних сполук їх концентрація в екстрагенті значно перевищує концентрацію в стічних водах. Надалі екстрагент виділяють із стічних

вод, з нього вилучаються органічні сполуки і він знову використовується для очищення стічних вод. При очищенні стічних вод як екстрагенти застосовують хлороформ, бензол, толуол та ін.

13.4 Рекультивація земель, зайнятих відходами збагачення

Землі, використовувані для складування відходів збагачення, займають значні площі і служать джерелом забруднення навколишнього середовища пилом і газами. Зменшення земельних площ, відчужуваних для складування відходів, досягається застосуванням різних схем обробки відходів збагачення.

Найпростішою є схема зі згущенням відходів флотації до вмісту твердого $700 - 800 \text{ кг/м}^3$, після чого вони змішуються з породою гравітаційного відділення в співвідношенні 1:4 (по масі). Якщо отримана суміш виявляється недостатньо зневодненою, у суміш додають негашене вапно в кількості 1 – 10 кг/т. Підготовлену в такий спосіб суміш відходів можна транспортувати автосамоскидами в плоскі відвали, яри, відпрацьовані кар'єри. Засипані площі після покриття шаром чорнозему піддають рекультивації.

Різновидом розглянутої технології є схема, за якою до згущених відходів флотації для стабілізації суміші флотовідходів з крупною породою додають цемент (6 % від маси твердої фази у відходах).

Перспективною є технологічна схема, що передбачає послідовне зневоднення відходів флотації в циліндроконічних згущувачах і фільтр-пресах та складування їх разом з відходами гравітаційного відділення.

Маса відходів збагачення, що знаходяться у відвалах, становить десятки мільйонів тонн. Відвали минулих років, які звичайно розташовані поблизу або всередині населених пунктів, є джерелами пило- і газоутворення, а також займають значні площі, що можуть бути використані під забудову.

Матеріал відвалів може бути сировиною для добування деяких металів, в тому числі й рідкісних.

Можливі такі технологічні рішення по приведенню площ, зайнятих відвалами, у первісний стан або під забудову:

- розробка відвалів з вивозом породи для використання її як закладний матеріал або для заповнення вільних ємностей у кар'єрах;
- гасіння відвальних мас і перетворення териконів у плоскі відвали, озеленення і використання їх як вільних територій, позбавлених зон шкідливого впливу;
- планування породної маси на вільній площі або в межах відвалу;
- осушення, нанесення родючого ґрунтового шару й озеленення територій, зайнятих басейнами-сховищами.

Контрольні запитання

- 1. Охарактеризуйте вплив діяльності людини на навколишнє середовище.*
- 2. Джерела забруднення навколишнього середовища.*
- 3. Шкідливі складові породних відвалів і стічних вод.*
- 4. Які заходи необхідно вживати для охорони навколишнього середовища і поліпшення його стану?*
- 5. Заходи, щодо рекультивациі земель, зайнятих відходами.*

ЛІТЕРАТУРА

1. Абрамов А.А., Горловский С.И., Рыбаков В.В. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии. Африки и Латинской Америки: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1991.- 312 с.
2. Білецький В.С., Смирнов В.О. Переробка і якість корисних копалин. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. - 324 с.
3. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. - Москва: Недра, 1983.- 359 с.
4. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. - 296 с.
5. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения: Пер. с англ./ Пер. Е.Д. Бачевой. - Москва: Недра, 1990.- 574 с.
6. Троицкий В.В. Промывка и обесшламливание полезных ископаемых. 2-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1964.- 408 с.
7. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1984.- 383 с.
8. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. 3-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1980.- 415 с.
9. Разумов К.А., Перов В.В. Проектирование обогатительных фабрик: Учеб. для вузов. - 4-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1982.- 518 с.
10. Смирнов В.О., Білецький В.С. Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин. - Донецьк: Східний видавничий дім, 2005.- 300 с.
11. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - Кисв – Донецк: Вища школа, 1980.- 416 с.
12. Справочник по обогащению руд. Основные процессы / Гл. ред. О.С. Богданов. - Москва: Недра, 1983.- 381 с.
13. Справочник по обогащению руд. Обогатительные фабрики / Гл. ред. О.С. Богданов. - Москва: Недра, 1984.- 358 с.
14. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: Кн. 1 / Редкол. О.Н. Тихонов и др.- Москва: Недра, 1988.- 374 с.
15. Гірничий енциклопедичний словник: т. 2 /За ред. В.С. Білецького - Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. - 632 с.
16. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1985.- 285 с.

17. Смирнов В.А., Бредихин В.М., Шевелев А.И. Обогащение руд и отходов цветных металлов./ Монография. - Донецк: Издательский дом «Кальмиус», 2008. - 500 с.
18. Горная энциклопедия: т. 3 / Гл. ред. Е.А.Козловский - Москва: Советская энциклопедия, 1987.- 592 с.
19. Польшкин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1983.- 400 с.
20. Теория и технология флотации руд./ Под ред. О.С. Богданова - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1990.- 364 с.
21. Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. - 2-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1981.- 304 с.
22. Гірничий енциклопедичний словник: т. 1 /За ред. В.С. Білецького - Донецьк: Східний видавничий дім, 2001. - 512 с.

ДОДАТКОВА ЛІТЕРАТУРА

1. Горная энциклопедия: т. 1 / Гл. ред. Е.А.Козловский - Москва: Советская энциклопедия, 1984.- 560 с.
2. Горная энциклопедия: т. 2 / Гл. ред. Е.А.Козловский - Москва: Советская энциклопедия, 1985.- 575 с.
3. Горная энциклопедия: т. 4 / Гл. ред. Е.А.Козловский - Москва: Советская энциклопедия, 1989.- 623 с.
4. Горная энциклопедия: т. 5 / Гл. ред. Е.А.Козловский - Москва: Советская энциклопедия, 1991.- 541 с.
5. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Гл. ред. О.С. Богданов. - Москва: Недра, 1982.- 366 с.
6. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика / Гл. ред. О.С. Богданов. - Москва: Недра, 1983.- 376 с.
7. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: Кн. 2 / Редкол. О.Н. Тихонов и др.- Москва: Недра, 1988.- 341 с.
8. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения: Учеб. для вузов. - Москва: Недра, 1988.- 280 с.
9. Эйгелес М.А. Основы флотации несulfидных минералов. 2-е изд., перераб. и доп. - Москва: Недра, 1964.- 408 с.
10. Глембоцкий В.А. Физико-химия флотационных процессов. - Москва: Недра, 1972.- 392 с.

Володимир Олександрович Смирнов
кандидат технічних наук, доцент

Віктор Миколайович Бредіхін
кандидат технічних наук, доцент

Микола Олександрович Маняк
доктор технічних наук, професор

Володимир Іванович Пожуєв
доктор фізико-математичних наук, професор

Іван Федорович Червоний
доктор технічних наук, професор

Володимир Петрович Грицай
кандидат технічних наук, професор

МЕТАЛУРГІЯ КОЛЬОРОВИХ МЕТАЛІВ

Частина 2

Збагачення руд кольорових металів

Підручник

Підлясано до друку 26.07.2008р. Формат 60x84 1/32 Папір офсетний.
Умовн. друк. арк 17,9. Наклад 300 прим
Видавничий договір № 805.

Віддруковано друкарнею
Запорізької державної інженерної академії
з комп'ютерного оригінал-макету

69006, м. Запоріжжя, пр. Леніна, 226
РВВ ЗДІА,
тел 2-238-240

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру суб'єктів
видавничої справи ДК № 2958 від 03.09.2007 р.