

Міністерство освіти і науки України

Запорізька державна інженерна академія



В.П.Грицай
І.Є.Лукошніков

МЕТАЛУРГІЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ

Методичні вказівки
до проведення лабораторного практикуму

для студентів ЗДІА
спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”,
7.090404 “Обробка металів тиском”,
7.090401 “Металургія чорних металів”,
спеціалізації 7.090401 “Охорона праці та екологія
металургійного виробництва”

Запоріжжя
2015

Міністерство освіти і науки України
Запорізька державна інженерна академія

МЕТАЛУРГІЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ

Методичні вказівки до проведення лабораторного практикуму

*для студентів ЗДІА
спеціальності 7.090402 “Металургія кольорових металів”,
7.090404 “Обробка металів тиском”,
7.090401 “Металургія чорних металів”,
спеціалізації 7.090401 “Охорона праці та екологія
металургійного виробництва”*

*Рекомендовано до видання
на засіданні кафедри МКМ,
протокол № 10 від 01.02.2015 р.*

Металургія благородних металів. Методичні вказівки до проведення лабораторного практикуму для студентів ЗДІА спеціальностей 7.90402 “Металургія кольорових металів”, 7.090404 “Обробка металів тиском”, 7.090401 “Металургія чорних металів” та спеціалізації 7.090401 “Охорона праці та екологія металургійного виробництва”. /Укл.: В.П.Грицай, І.Є.Лукошніков, – Запоріжжя, 2015. – 51 с.

Методичні вказівки призначені для студентів спеціальностей “Металургія чорних металів”, “Металургія кольорових металів”, “Обробка металів тиском” та спеціалізації “Охорона праці та екологія металургійного виробництва”, які виконують лабораторні роботи за курсом “Металургія кольорових металів”. Вказівки містять теоретичні та методичні відомості щодо проведення лабораторних робіт з підготовки металургійної сировини, гідрометалургійних і електрометалургійних процесів, а також список рекомендованої літератури.

Укладачі: ***В.П. Грицай, професор***

І.Є. Лукошніков, доцент

Відповідальний за випуск: ***зав. кафедрою МКМ***

професор І.Ф. Червоний

ЗМІСТ

ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 1	
ВИВЧЕННЯ РОБОТИ КОНЦЕНТРАЦІЙНОГО СТОЛУ	4
ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 2	
ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ФЛОТУВАННЯ СУЛЬФІДНОЇ РУДИ	11
ЛАБОРАТОРНА РОБОТА № 3	
ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ОСАДЖЕННЯ МІДІ З РОЗЧИНІВ ЦЕМЕНТАЦІЄЮ	22

ВИВЧЕННЯ РОБОТИ КОНЦЕНТРАЦІЙНОГО СТОЛУ

Ціль роботи:

- вивчити конструкцію лабораторного концентраційного столу та принципи регулювання процесу концентрації;
- досліджувати вплив деяких факторів на ефективність збагачення різних матеріалів

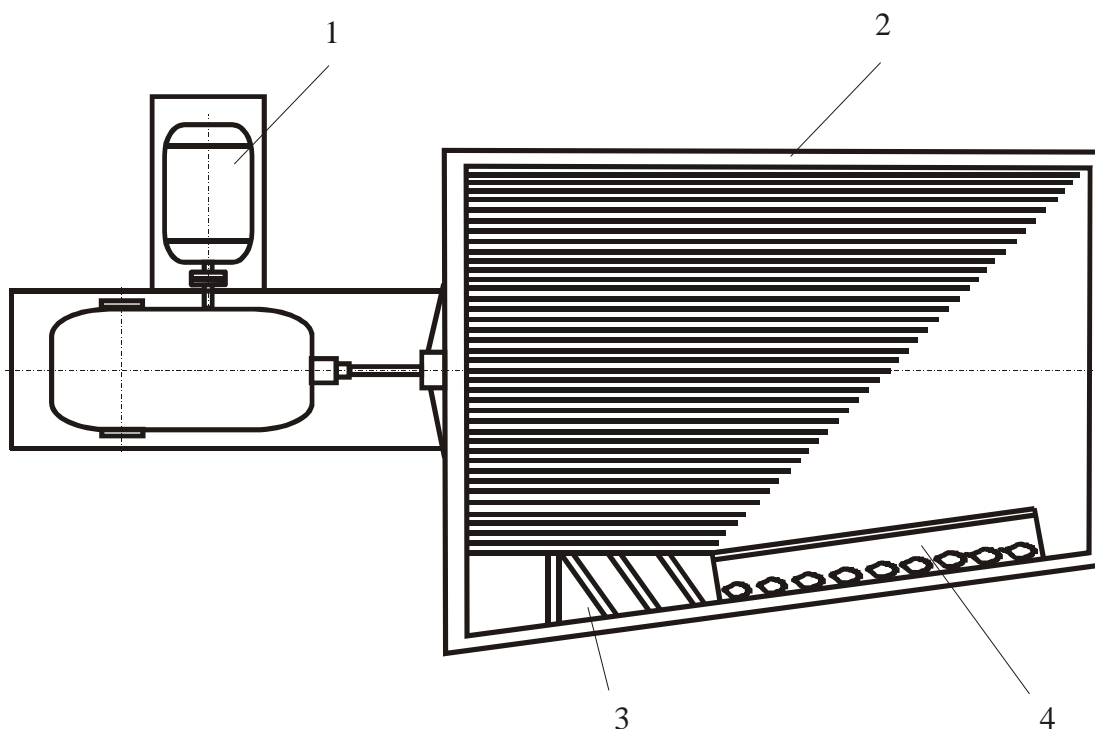
Теоретичні відомості

Збагачення на концентраційному столі пов'язане з розділенням мінералів металургійної сировини під дією руху столу та потоку води, що тече його похилою площиною.

Обов'язковою умовою підготовки рудної сировини перед збагаченням на концентраційних столах є розподіл її за щільністю в гідравлічних класифікаторах. По проведенні гідравлічної класифікації в кожному класі сировини зерна легкого мінералу мають таку ж швидкість падіння, як і зерна важкого мінералу. Причому всі зерна важких мінералів мають розміри, які є меншими, ніж мінімальні розміри зерна легкого мінералу. Таким чином поліпшується процес розділення матеріалу на столі.

Робоча поверхня концентраційного столу (рис.1.1) має прямокутну чи ромбічну форму та називається декою. Дека столу нахилена в поперечному напрямку під кутом до 15° . З метою зменшення коефіцієнта тертя та запобігання руйнування дерев'яної поверхні столу її покривають гумою, лінолеумом або склопластиком. Уздовж верхнього краю деки розміщуються жолоби для подавання пульпи та води. Приводний механізм, що розташовано в однієї зі сторін деки, надає її горизонтальній площині зворотно-поступальний рух. Дека столу рухається диференційно, тобто вона має мінімальну швидкість на початку переднього ходу та максимальну швидкість - у кінці даного ходу; під час зворотного руху дека має максимальну швидкість на початку ходу та мінімальну

швидкість – наприкінці його ходу. Поперечним напрямком деки подають змивальну воду.



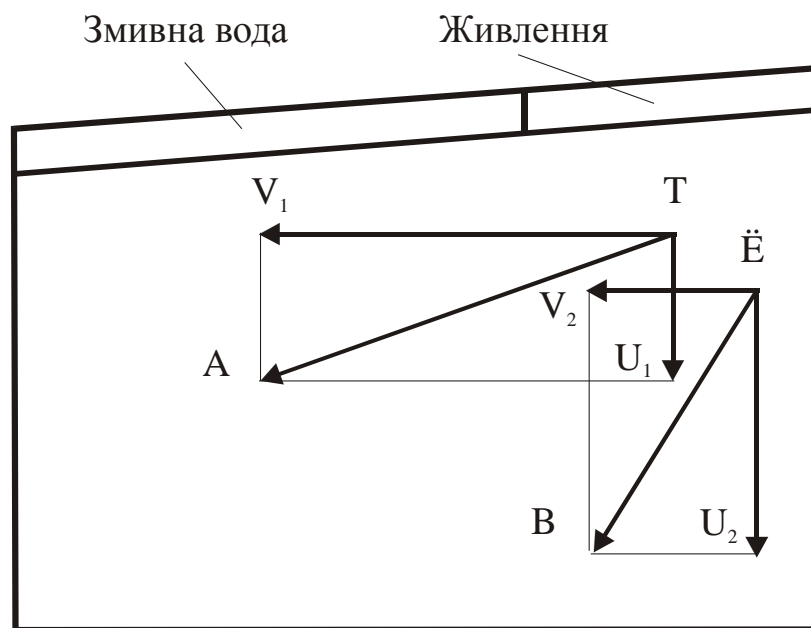
1 – електродвигун; 2 – дека; 3 – жолоб для пульпи;
4 – жолоб для води

Рисунок 1.1 - Концентраційний стіл

Процес збагачення на концентраційному столі відбувається таким чином. Пульпа надходить до приймальної шухляди, яка розташована на деці, та, завдяки її нахилу та зворотно-поступальному руху, тече поверхнею деки. На частки мінералів, що знаходяться на деці столу, впливає дія двох сил: сили гідравлічного руху змивальної води, що спрямована поперек деки, та сили інерції, що викликана поступальним рухом деки та спрямована вздовж деки столу. Як результат зворотно-поступального диференційного руху столу здійснюється переміщення вперед мінеральних зерен повздовжнім напрямком деки, причому зерна більшої щільності рухаються з більшою швидкістю, ніж зерна меншої щільності такого ж діаметра, тому що їхня сила інерції є більшою.

Сила змивальної води, навпаки, діє головним чином на зерна меншої щільності, але більшого діаметра, тобто ці зерна будуть переміщуватися поперечним напрямком деки швидше, ніж зерна більшої щільності.

Під дією вищезазначених сил кожна частка залежно від щільності та розмірів рухається відповідно до рівнодіючої сили. Схему руху зерен різної щільності на поверхні деки подано на рис.1.2.



Л – зерно легкого мінералу;
Т – зерно важкого мінералу

Рисунок 1.2 – Схема руху мінеральних зерен поверхнею концентраційного столу

Під дією сили інерції зерна переміщуються вздовж столу з різною швидкістю. Швидкість переміщення зерна більшої щільності є більшою, ніж швидкість переміщення зерна меншої щільності, тобто $V_1 > V_2$. Швидкість переміщення важкого зерна під дією змивальної води, навпаки, буде меншою, ніж швидкість переміщення легкого зерна, тобто $U_1 < U_2$. Обидва класи зерен рухаються своїми рівнодіючими: важкі зерна - напрямком ТА, а легкі зерна - напрямком ЛВ. При цьому важкі зерна є компонентами концентрату, а легкі зерна є компонентами хвостів.

Процес розділення часток мінералу прискорюється та доповнюється явищем сегрегації - природним розподілом матеріалу за щільністю та розмірами. Дрібні та важкі зерна займають на деці столу нижній шар і меншою мірою піддаються дії змивальної води. Великі та легкі зерна, навпаки, концентруються у верхніх шарах і є більше підданими дії води. Нарифлення на деці дозволяють одержувати два потоки течії води: верхній - ламінарний і нижній - турбулентний. Внаслідок цього у верхніх шарах висхідних потоків розташовуються легкі зерна, в нижніх шарах - важкі зерна. Наявність нарифлень охороняє зерна, що осіли між ними, від знесення їх струменем води з деки столу.

Як результат розшарування зерен на деці нормально працюючого столу створюється чіткий розподіл продуктів збагачення.

Результати збагачення на концентраційному столі залежать від багатьох факторів: витрати змивальної води, кута поперечного та повздовжнього нахилу деки столу, продуктивності, характеру нарифлень, значень амплітуди та частоти коливань деки столу й інших.

Концентраційний стіл є одним з гравітаційних апаратів, що дозволяють одночасно одержувати як багаті концентрати, так і відвальні хвости. Серйозним їхнім недоліком є низька питома продуктивність, особливо під час збагачення тонкозернистих матеріалів.

Порядок виконання роботи

- 1 По завершенні пояснення викладачем конструкції концентраційного столу кожна бригада студентів знайомиться з порядком його включення та зупинки, а також порядком регулювання параметрів. Під керівництвом викладача бригада студентів проводить серію дослідів (не менш трьох) щодо вивчення впливу одного окремого фактора.
- 2 Значення всіх встановлених параметрів заносять до табл.1.1.
- 3 Визначають щільність суміші двох мінералів.
- 4 Розраховують вміст кожного мінералу в суміші.

5 Змочують поверхню деки столу водою та подають на неї рівномірними порціями матеріал, що підлягає розділенню.

6 Встановлюють заданий кут нахилу деки та витрату води.

7 Здійснюють розподіл суміші мінералів на концентраційному столі й одержують концентрати та хвости.

8 Висушують, зважують продукти та визначають технологічні параметри процесу.

9 Щільність суміші двох мінералів визначають таким чином:

- від вихідної проби масою 200 г методом квартування відбирають середню пробу масою $m_{\text{сум}} = 50$ г;

- одержану наважку завантажують до циліндра, попередньо наповненого водою до визначеної мітки;

- перемішують суміш скляною паличкою для видалення пухирців повітря;

- вимірюють об'єм води, який витіснено наважкою, мл, за формулою:

$$V = V_1 - V_2, \quad (1.1)$$

де

V_1 - об'єм води в циліндрі, мл;

V_2 - об'єм води з наважкою, мл.

$$\delta_{\text{сум}} = \frac{m_{\text{сум}}}{V}. \quad (1.2)$$

Знаючи щільність суміші $\delta_{\text{сум}}$ та мінералів, що входять до цієї суміші, визначають вміст кожного з мінералів, %:

Так, вміст легкого мінералу $\beta_{\text{л}}$

$$\beta_{\text{л}} = \frac{\delta_{\text{в}} - \delta_{\text{сум}}}{\delta_{\text{в}} - \delta_{\text{л}}} \cdot \frac{\delta_{\text{л}}}{\delta_{\text{сум}}} \cdot 100, \quad (1.3)$$

де

$\delta_{\text{в}}$ - щільність важкого мінералу, г/см³;

$\delta_{\text{л}}$ - щільність легкого мінералу, г/см³.

Вміст важкого мінералу $\beta_{\text{в}}$ розраховують за співвідношенням

$$\beta_{\text{в}} = 100 - \beta_{\text{л}}. \quad (1.4)$$

Вихід концентрату та хвостів визначають таким чином. Якщо масу вихідної суміші позначити через $m_{\text{сум}}$, а її вихід – через $\gamma_{\text{сум}} = 100\%$, тоді вихід концентрату, %, складає:

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{m_{\text{к}}}{m_{\text{сум}}} \cdot 100, \quad (1.5)$$

де

$m_{\text{к}}$ - маса концентрату, м.

За зазначеною методикою обчислюють щільність концентрату та вміст легкого та важкого мінералів у ньому.

Знаючи вихід концентрату та вміст у ньому цінного мінералу, визначають витягування цінного мінералу, $\epsilon_{\text{к}}$, %, до концентрату:

$$\epsilon_{\text{к}} = \frac{\beta_{\text{к}} \cdot \gamma_{\text{к}}}{\alpha}, \quad (1.6)$$

де

$\beta_{\text{к}}$ - вміст цінного мінералу в концентраті, %;

α - вміст цінного мінералу у вихідній суміші, %.

Втрати цінного мінералу з хвостами визначають таким чином:

- вихід хвостів

$$\gamma_{\text{ХВ}} = 100 - \gamma_{\text{К}} . \quad (1.7)$$

- вміст цінного мінералу в хвостах $\rho_{\text{ХВ}}$ (його розраховують за формулою балансу металу):

$$\alpha \cdot 100 = \beta_{\text{К}} \cdot \gamma_{\text{К}} + \beta_{\text{ХВ}} \cdot \gamma_{\text{ХВ}} , \quad (1.8)$$

звідкіля

$$\beta_{\text{ХВ}} = \frac{\alpha \cdot 100 - \beta_{\text{К}} \cdot \gamma_{\text{К}}}{\gamma_{\text{ХВ}}} ; \quad (1.9)$$

- втрати з хвостами

$$\varepsilon_{\text{ХВ}} = 100 - \varepsilon_{\text{К}} . \quad (1.10)$$

Ефективність збагачення (η) в кожному досліді обчислюють за формулою Ханкока-Лейкена:

$$\eta = \frac{\varepsilon_{\text{К}} - \gamma_{\text{К}}}{100 - \alpha} \cdot 100 , \quad (1.11)$$

де

$\varepsilon_{\text{К}}$ - витягування цінного компонента, %.

Ступінь збагачення (i) розраховують за формулою

$$i = \frac{\beta_k}{\alpha} . \quad (1.12)$$

Результати дослідів і розрахунків подають у вигляді табл.1.1.

Таблиця 1.1 – Вихідні параметри процесу, що досліджують

№№ п/п	Параметр	Значення параметрів у дослідах		
		1	2	3
1	Частота коливань деки, колів./хв.			
2	Хід деки столу, мм			
3	Характер нарифлень, мм:			
	- висота			
	- ширина			
	- відстань між рифлями			
4	Витрата води, м ³ /хв			
5	Питома витрата води, м ³ /т			
6	Кут нахилу деки, град			
7	Продуктивність столу:			
	- загальна, кг/год.			
	- питома, т/(год·м ²)			

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ФЛОТУВАННЯ СУЛЬФІДНОЇ РУДИ

Ціль роботи:

- *провести процес флотування сульфідної руди;*
- *визначити головні параметри процесу флотування*

Теоретичні відомості

Флотування є головним методом збагачення корисних копалин, який засновано на розходженні фізико-хімічних властивостей мінералів і їхньої спроможності змочуватися водою.

Для здійснення процесів флотування до пульпи, що уявляє собою суміш руди, яка є тонко подрібненою, з водою, завантажують флотувальні реагенти, котрі змінюють ступень змочування поверхні мінералів.

Під дією флотувальних реагентів поверхня одних мінеральних часток змочується водою (є гідрофільною) та вони не прилипають до пухирців повітря, поверхня інших часток - не змочується водою (є гідрофобною) та вони прилипають до пухирців повітря, випливають з ними на поверхню пульпи та створюють шар мінералізованої піни, що видаляють як пінний продукт або концентрат.

Фізико-хімічні явища, що відбуваються під час флотування, є дуже складними. У процесі флотування беруть участь три фази - тверда (мінеральні частки), рідка (вода) та газоподібна (повітря), тому такі поверхневі явища необхідно розглядати на межі розділення зазначених фаз: «рідка – газоподібна» (Р-Г), «тверда – рідка» (Т-Р) та «тверда – газоподібна» (Т-Г).

Залежно від призначення флотувальні реагенти поділяють на три групи:

1. Збирачі (колектори) - органічні сполуки, що мають гетерополярну структуру, які, закріплюючись на поверхні мінералів, зменшують їхнє змо-

чування водою, тобто гідрофобізують і тим самим забезпечують прилипання часток мінералів до пухирців повітря. Збирачі повинні бути селективними, тобто вибірково закріплюватися на тих мінералах, які необхідно витягти до цінного продукту під час проходження даного процесу.

2. Регулятори чи модифікатори - неорганічні й органічні сполуки, які здатні змінювати спроможність мінералів до флотування, регулювати дію збирачів на частки мінералів, тобто поліпшувати зазначену спроможність для одних мінералів і погіршувати її для інших мінералів. Залежно від призначення, що виконують регулятори під час флотування, їх підрозділяють на активатори, депресори та регулятори середовища.

3. Піноутворювачі (піновзбивачі) - поверхнево-активні речовини, що додаються до флотувальної пульпи для створення стійкої піни.

Якісні показники флотувального збагачення залежать від багатьох факторів, серед яких головними є: розміри подрібненої руди, якість і кількість реагентів, що використовують, температура та щільність пульпи, насиченість її повітрям і тривалість флотування.

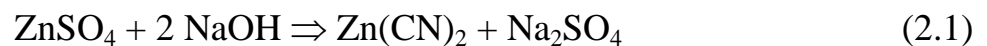
Під час флотування сульфідних монометалевих та поліметалевих руд головним завданням є відділення цінних компонентів від мінералів порожньої породи й одержання концентратів, що придатні для подальшої металургійної переробки.

Найбільш розповсюдженим молібденовим мінералом є молібденіт MoS_2 . Він має типову шарувату кристалеву структуру та під час подрібнювання легко розщеплюється на лусочки із досконалою спайністю. Ці лусочки погано змочуються водою та легко змочуються маслом, тому збирачами для молібденіту служать вуглеводні (керосин, трансформаторне масло), що є більш дешевими реагентами порівняно з ксаногенатами. Під час флотування молібденової руди до камери флотувальної машини як депресор мінеральної поверхні порожньої породи (кварцу) подають рідке скло.

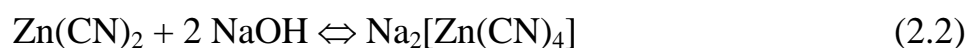
Реагентами - регуляторами середовища є луги: NaOH, Ca(OH)₂, сода Na₂CO₃ та кислоти: сірчана (H₂SO₄), плавикова (HF) та соляна (HCl).

Як регулятор середовища під час флотування молібденових і свинцево-цинкових руд майже завжди використовують соду, що є більш дорогим реагентом, чим вапно. Це обумовлено тим, що вапно значною мірою депресує молібденіт і галеніт. Під час флотування сульфідної свинцево-цинкової руди як збирач використовують ксантогенати. Взаємодія ксантогенату з поверхнею сульфідних мінералів відбувається за адсорбції аніона ксантогената з утворенням міцного хімічного зв'язку з катіоном кристалевої ґратки мінералу, тобто з утворенням ксантогената металу.

Свинцеві та цинкові мінерали розділяються декількома методами. Найпоширенішим є метод, що заснований на застосуванні сполучення ціаніду натрію з цинковим купоросом у лужному (содовому) середовищі (вапно не застосовується через свою спроможність депресувати флотування галеніту). Депресія сфалериту таким сполученням реагентів відбувається внаслідок утворення в пульпі нерозчинного ціаніду цинку Zn(CN)₂ відповідно до реакції:



Слід зазначити, що коли є надлишок ціаніду, то створюється комплексна сіль, яка розчинюється у воді:



Ціанід цинку Zn(CN)₂ та комплексна сіль Na₂[Zn(CN)₄] адсорбують на поверхні сфалериту з утворенням гідрофільної плівки, що запобігає взаємодію активатора та збирача із сфалеритом.

Замість ціаніду в сполученні з цинковим купоросом може використовуватися сульфат або тіосульфат натрію. Для депресії сфалериту застосовують ціанід натрію та цинковий купорос у співвідношенні 1 : 3.

По закінченні свинцевого флотування до пульпи додають мідний купорос, що є активатором сфалериту, оскільки іони міді заміщують іони цинку у поверхневому шарі мінералу з утворенням ковеліну Cu:



По завершенні активації ксантогенат буде спроможним до взаємодії головним чином не з катіонами цинку, а з катіонами міді, що їх замінили. Сполука ксантогенату з міддю, яка утворюється при цьому, є більш важко розчинною, чим його сполука з цинком. Тому закріплення ксантогенату на мінералах буде більш стійким. Легкість входження міді до кристалевої ґратки сфалериту пояснюється тим, що іонні радіуси міді та цинку є близькими один до одного, а також наявністю більшої спорідненості сірки з міддю, чим з цинком. Хімічне закріплення ксантогенату на активованому сфалериті супроводжується утворенням диксантогениду в сорбційному шарі збирача, що приводить до ефективного флотування мінералу.

Якщо мідний купорос вводять до пульпи по завершенні процесу депресування сфалериту, то дія купоросу, що активує, полягає в зв'язуванні ціаніду в комплексні солі та утворенні плівки CuS. Щоб створити під час цинкового флотування середовище з рН = 10...11, до пульпи, окрім мідного купоросу, додають вапно в кількості 1,0...1,3 кг/т.

У пульпі ксантогенат піддається дисоціації. У водяному середовищі ксантогенати дисоціюють на іони



де

R – вуглеводневий радикал, наприклад етил-, аміл-, бутил- і інші.

У кислому середовищі відбувається утворення ксантогенатної кислоти, що розкладається на сірководень, спирт і воду, тобто на сполуки, що не можуть гідрофобізувати поверхню мінералів. Тому ксантогенат доцільно використовувати в лужному чи слабкокислому середовищі за $\text{pH} > 4,5$. Присутність у пульпі збирача в молекулярній чи іонній формі буде змінювати форму сорбції на мінеральній поверхні та впливати на спроможність мінералу до флотування.

Відомо, що іонний добуток води за даної температури є величиною постійною:

$$K_{\text{H}_2\text{O}} = [\text{H}^+] [\text{OH}^-] = \text{const} = 10^{-14}. \quad (2.5)$$

Змінюванням лужності пульпи можна регулювати концентрацію важких металів у пульпі та впливати на жорсткість води.

Природна вода містить велику кількість іонів лужноземельних металів, а під час контакту води з рудою в ній неминуче з'являються іони, що входять до складу мінералів. Під час флотування сульфідних руд важких металів у воді з'являються катіони цих металів. Наявності катіонів буде сприяти спроможність розділених мінералів до флотування внаслідок їхньої адсорбції на поверхні часток руди. Окрім того, іони важких металів будуть зв'язувати аніон ксантогенату, підвищуючи тим самим непродуктивні витрати ксантогената.

Іони металу з іоном OH^- утворюють осади, що є важко розчиненими. Нижче подано добутки розчинності: $\text{Fe}(\text{OH})_3 = 3,8 \cdot 10^{-3}$; $\text{Mg}(\text{OH})_2 = 5,0 \cdot 10^{-12}$; $\text{Pb}(\text{OH})_2 = 6,8 \cdot 10^{-13}$; $\text{Zn}(\text{SO})_2 = 1,2 \cdot 10^{-17}$; $\text{Al}(\text{OH})_3 = 1,9 \cdot 10^{-33}$. Вони свідчать про те, що в лужному середовищі будуть легко депресувати мінерали заліза (пірит, піротин, арсенопірит, гематит, магнетит).

Регулювання pH пульпи є одним з головних засобів підвищення ефективності флотувального поділення руд.

Під час флотування сульфідів важких металів із ксантогенатами й іншими збирачами, що містять у полярній частині сірку, є критичне значення рН, яке визначає межу спроможності даного мінералу до флотування. Закріплення мінеральної частки на повітряному пухирці залежить від співвідношення концентрації іонів водню й іонів збирача в пульпі. Мінімально необхідна концентрація збирача для повного флотування даного мінералу залежить від значення рН пульпи. Так, коли $\text{pH} = 6\text{...}9$, то флотування галеніту та молібденіту погіршується. Коли значення $\text{pH} < 12$, то спостерігається депресія всіх мінералів, тому що іони гідроксилу витісняють іон ксантогенату з поверхні мінералу.

Найбільшу стійкість до депресії лугами мають вторинні сульфіди міді: ковелін, борніт, халькозин та сфалерит, що активований міддю. Під час відокремлювання сульфідів міді від сульфідів заліза, активованого сфалериту від сульфідів заліза, сульфідів міді та від піротину застосовують депресію лугами. Тому флотування сульфідних руд, як правило, ведуть у лужному середовищі.

Флотування проводять за схемами, поданими на рис.2.1 і 2.2, з використанням флотувальної машини (рис.2.3).

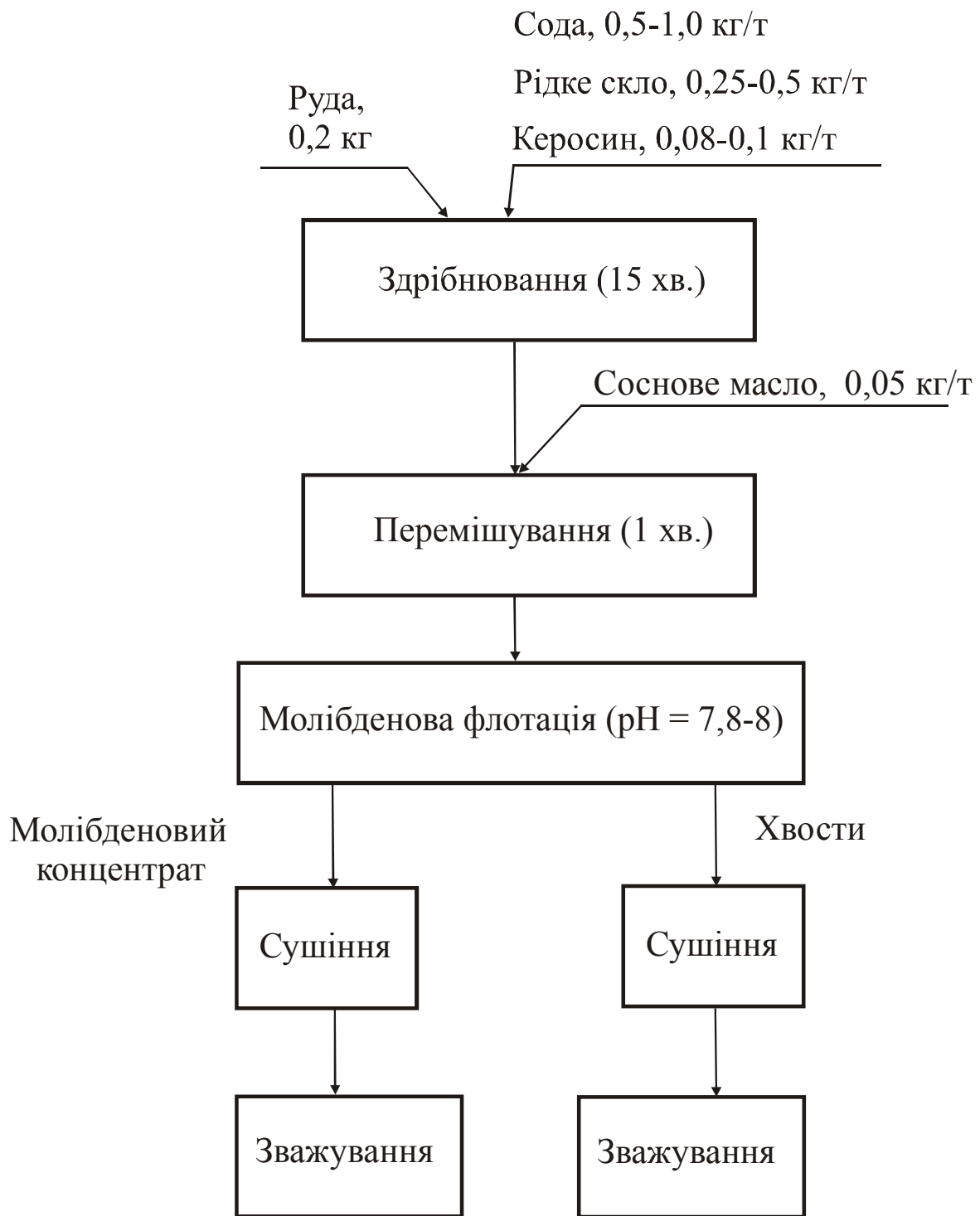


Рисунок 2.1 - Схема збагачення молібденової руди

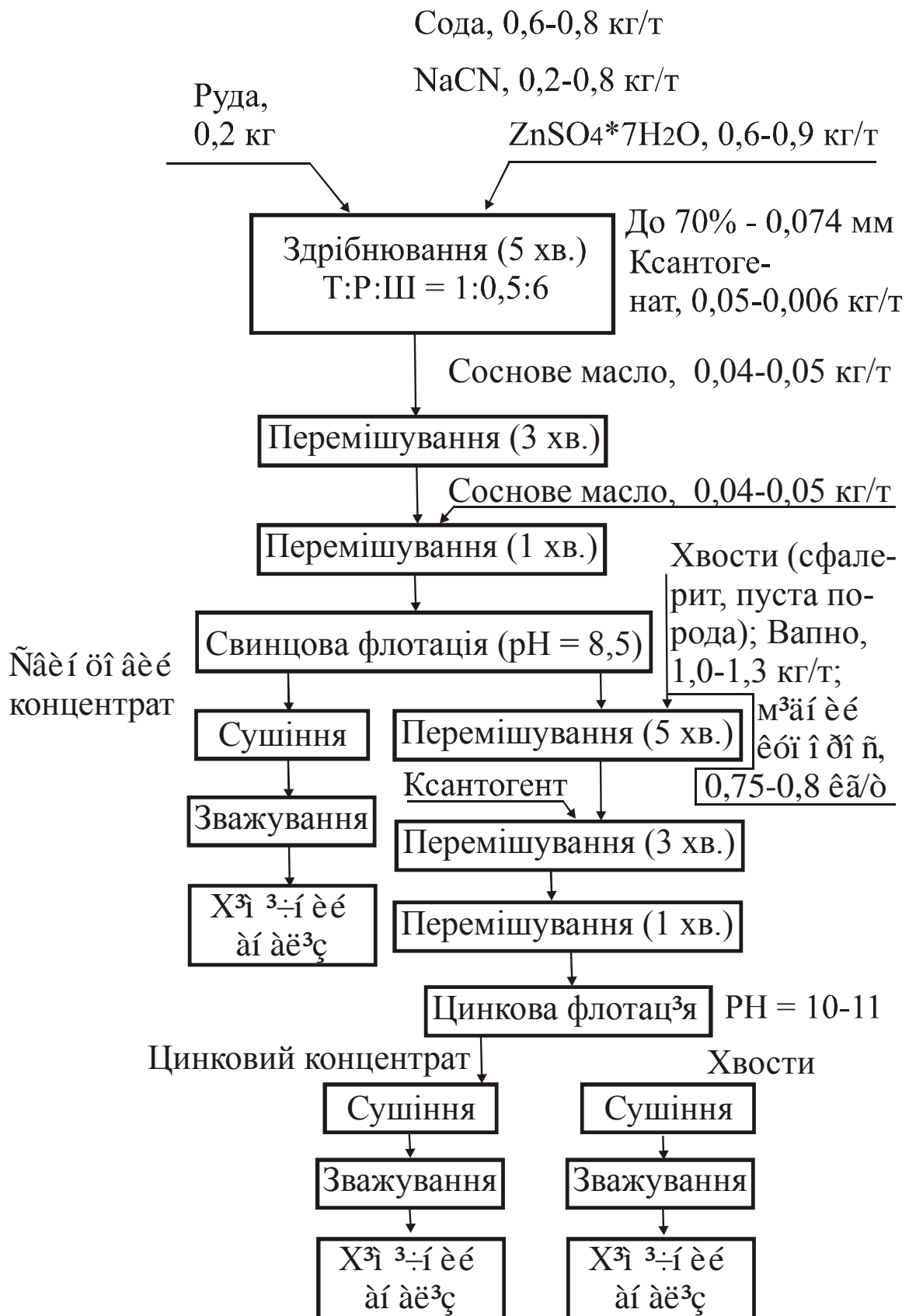
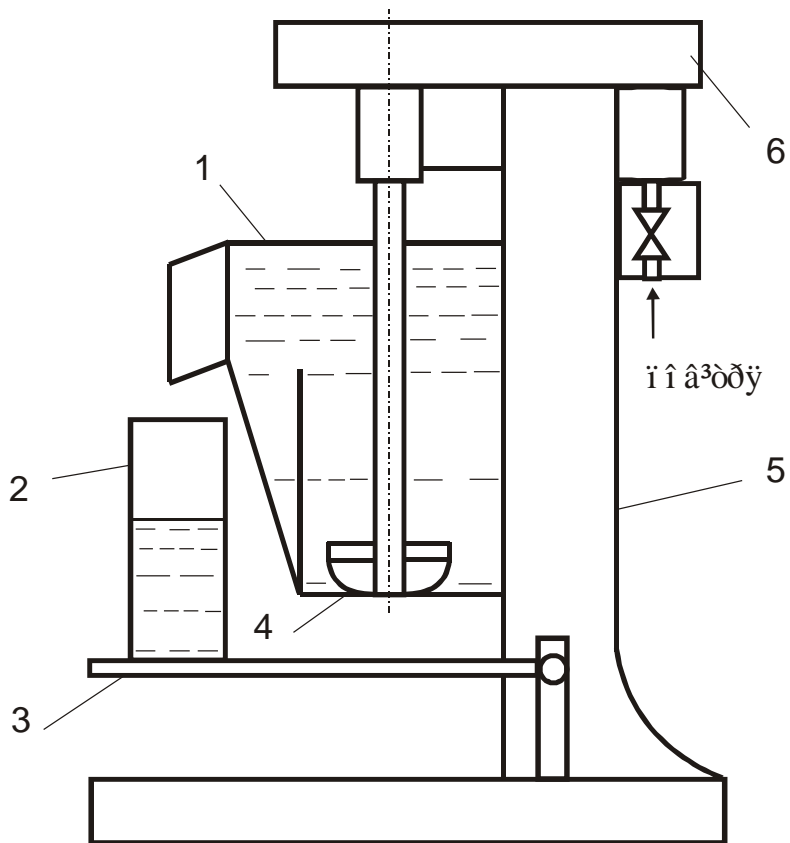


Рисунок 2.2 – Схема селективного флотування сульфідної свинцево-цинкової руди



1 - флотувальна камера; 2 - склянка; 3 - підставка;
 4 - імпелер; 5 - станина; 6 - мотор
 Рисунок 2.3 – Схема флотувальної машини

Порядок виконання роботи

- 1 Відбирають 50 г сульфідної руди.
- 2 Вибирають і складають схему флотування.
- 3 Розраховують і зважують необхідну кількість флотувальних реагентів.

$$q = \frac{m \cdot b}{10c}, \quad (2.6)$$

де

m - наважка руди, г;

b - задана витрата реагенту, г/т;

c - концентрація реагенту, %

4 Виконують процес флотування.

5 Знімають піну (концентрат), що утворюється під час флотування, за допомогою пінозйомника (хвости є камерним продуктом).

6 Висушують і зважують концентрат.

Витягування мінералів до концентрату, вихід концентрату, втрати концентрату з відвальними хвостами та вміст корисного компонента в концентраті розраховують з використанням рівняння балансу маси металу:

$$100 \cdot \alpha = \gamma_k \cdot \beta + (100 - \gamma_k) \cdot \theta, \quad (2.7)$$

де

α - вміст корисного компонента в руді, %;

γ_k - вихід концентрату, %;

β - вміст корисного компонента в концентраті, %;

θ - вміст корисного компонента в хвостах, %;

100% - кількість вихідної руди.

Вихід концентрату, %:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100. \quad (2.8)$$

Витягування корисного компонента з концентрату, %:

$$\varepsilon = \frac{\gamma_k \cdot \beta}{\alpha} \cdot 100. \quad (2.9)$$

Якщо вихід концентрату (γ_k) є невідомим, то

Таблиця 2.1. - Технологічні показники процесу флотації

Номер досліджу	Продукт	Вихід		Вміст, %		Витягування, %		Тривалість фло-тації, хвил.		рН фло-тації	
		г	%	Мо	Рь	Мо	Рь	молібде-нової	свинце-вої	молібде-нової	свинце-вої
1	Молібденовий концентрат										
	Свинцевий концентрат										
	Хвости										
	Вихідна руда										
2	Молібденовий концентрат										
	Свинцевий концентрат										
	Хвости										
	Вихідна руда										
3	Молібденовий концентрат										
	Свинцевий концентрат										
	Хвости										
	Вихідна руда										

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100 . \quad (2.10)$$

Вміст корисного компонента у відвальних хвостах:

$$\theta = \frac{100 \cdot \alpha - \gamma_{\text{к}} \cdot \beta}{100 - \gamma_{\text{к}}} . \quad (2.11)$$

6 Результати роботи заносять до табл.2.1.

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ВИЛУГОВУВАННЯ

Ціль роботи:

- визначення потрібної кількості реагентів для здійснення процесу, мас і об'ємів речовин, що поступають в процес, і мас, об'ємів, склад продуктів, що утворюються при вилуговуванні.

Теоретичні відомості

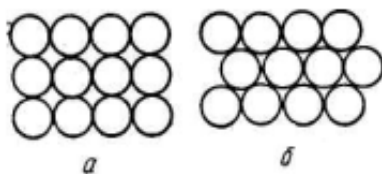
Вилуговування просочуванням розчину застосовується для обробки руд, легко доступних проникненню ціаністих розчинів до частинок золота при відносно крупному помолі.

Таке подрібнення руди дозволяє здійснювати просочування розчинів через значний шар руди. Для цього способу обробки руд один з головних показників - загальна кількість розчинів, що просочуються через пісок протягом певного часу (тобто швидкість просочування), який залежить від гранулометричної характеристики оброблюваного матеріалу та способу його завантаження в чан. Швидкість просочування звичайно вимірюється в сантиметрах на годину. Достатньою швидкістю просочування вважається швидкість, що дорівнює 5 см/год.

Константа проникності матеріалів, що просочуються, змінюється у широких межах, що практично утрудняє застосування формули Дарсі для аналітичного розрахунку швидкості вилуговування. У кожному окремому випадку її слід визначати експериментально.

Для умов просочення шматків руди вилуговуючим розчином вельми суттєве значення має структура її окремих шматків (тріщини, капілярні канали). Разом з цим суттєве значення для просочування розчину має характер взаємного розташування шматків або частинок оброблюваного матеріалу при укладанні в чан. Взаємне розташування частинок і їх асортимент по крупині (гранулометрична характеристика) визначають кількість і розмір міжчасткових пор, доступних заповненню розчином, а отже, й умови просочування розчину.

Для наочної геометричної характеристики розташування частинок звичайно вводиться уявлення про елементарні осередки, що визначають розташування частинок. Форма цих осередків характеризується перетином по площинах, проведених через центри частинок, які умовно прийняті кулястої форми і однакового розміру (рис.3.1).



а - кубічна, пористість 47,64 %;
 б - ромбічна, пористість 25,96 %

Рисунок 3.1 – Укладання кулястих частинок:

Об'єм пор буде найбільшим у разі кубічного розташування частинок і складає 47,64 % від загального об'єму; при ромбоєдричному розташуванні об'єм складає 25,96 %. Визначення пористості завантаження зернистого матеріалу важливо для практичної оцінки кількості розчину, що вміщується при просоченні подрібненої руди.

Знаючи щільність матеріалу та пористість, неважко знайти кількість води або ціаністого розчину, необхідне для заповнення пор і для витіснення при подальшій промивці (Мс). Так, для ромбоєдричного розташування частинок пористість – 26 % і при щільності матеріалу 2,7 одержуємо кількість розчину, що заповнює пори: $M_c = 26 \cdot 100 / 74 \cdot 2,7 = 13,1$ % від маси твердого. У разі кубічного розташування частинок пористість буде складати 47,5 % і $M_c = 47,5 \cdot 100 / 2,7 = 38,5$ %.

Проникнення розчинника в пори і канали руди пов'язане з рухом рідини по цих каналах та з дифузією, як самого розчинника, так і продуктів взаємодії реагентів з мінералами. При цьому значну роль відіграють капілярні явища, засновані на змочуванні частинок руди розчином. Просочення породи розчином залежить від того, наскільки гідрофільною є її поверхня. Тому для проникнення розчину велике значення має дія реагентів, що приводить до фіксації на мінеральній поверхні активних речовин. Створення останніми гідрофільної плівки сприяє змочуванню мінеральної поверхні розчином і проникненню його у всі пори, тріщини та капілярні канали.

Гідрофільні поверхнево-активні речовини надають позитивну дію в різних процесах вилуговування, особливо при вилуговуванні значнокускового матеріалу. Порожнечі у руді, що вилуговують, утворені зламами в площинах розшарування порід, дрібними порами, які можуть утворювати капілярні канали. У однорідних породах просочення розповсюджується на всіх напрямках приблизно з однаковою швидкістю. У тріщинуватих породах воно розповсюджується спочатку по основних каналах, а потім розчин поступає в канали меншого перерізу та в пори. Цей вторинний процес протікає значно повільніше, внаслідок чого шматки руди вилуговують і промиваються нерівномірно.

Успіх вилуговування визначається також розчинністю у розчині, що вилуговує, газів, поміщених в порожнечах, порах, капілярах і адсорбованих поверхнею мінералів. Розчинення газу, що міститься в каналах і порах руди, може значно прискорити просочення матеріалу розчинами.

Більшість срібловмісних руд малоприсадатна для процесу купчастого вилуговування з-за різноманіття мінералів срібла і його асоціації з кількома елементами (наприклад, у вигляді феритів), що утрудняє ціанування. Тому найбільшого поширення набуло купчасте вилуговування старих срібловмісних рудних відвалів. Найбільше вигідним вважається вилуговування матеріалу відвалів з розміром шматків не більше 300 мм. В даний час вміст срібла у матеріалі, що вилуговується, складає 50..70 г/т, шматки матеріалу – до 150 мм, витягування срібла – близько 40 %.

Руда поступає на дроблення, низькоякісний матеріал укладається в штабелі для можливого використання в майбутньому, а відходи перевозять у відвал. Дроблення проводять в 2 стадії. На першій стадії за допомогою гираційної дробарки розміром 1,1×1,7 м зменшують розмір шматків руди до 178 мм. Продукт першої стадії дроблення по конвеєру поступає на відкритий штабель, звідки за допомогою двох живильників з поворотньо-поступальним рухом подається на дводечний грохот. Підрешітний продукт не дробиться, а надрешітний – поступає в стандартну конусну дробарку (2,1 м), що зменшує розмір матеріалу до –25 мм.

Роздроблена руда поступає на агломерацію, яка проводиться на трьох послідовно встановлених похилих конвеєрах за допомогою розбризкування розчину ціаніду натрію (6 розбризкувачів в кожній грабці). Агломерований матеріал поступає в бункер, звідки вивозиться на майданчик для купчастого вилуговування. Майданчик для купчастого вилуговування розмірами 91×366 м вибрано так, щоб створити однаковий ухил при дренажі розчинів. Підставою купи є земляна подушка завтовшки 0,3 м, на яку укладають та утрамбовують шар глини завтовшки 0,5 м.

Бічні траншеї уздовж кожної купи збирають розчин, при цьому бічні і центральна траншеї покриті двошаровим поліетиленом завтовшки 30 мм. Насичений розчин після дренажування і збору в ставках закачується в напірну ємність. Після цього розчин проходить через три фільтри і потрапляє в чан ємністю, звідки перетікає в деаераційну башту, що знаходиться під розрідженням. На виході з башти в розчин додають цинковий пил, після чого суміш під тиском прокачують через осаджувальні фільтри (фільтр-преси), при цьому цинк витісняє срібло і золото з розчину. Кек, що містить благородні метали, періодично знімають і збирають в короби.

Порядок виконання роботи

Для виконання розрахунків потрібні наступні початкові дані:

- схема вилуговування;
- склад початкової сировини і інших реагентів, що поступають в переробку;
- хімізм процесу;
- відношення Р : Т при вилуговуванні;
- ступінь витягання (міра перетворення) компонентів сировини або виходи і склади продуктів вилуговування.

Металургійний розрахунок ведуть зазвичай або на одиницю початкової сировини (1 т, або 100 кг, 100 т та ін.), або на річну чи добову продуктивність переділу.

Завершується розрахунок складанням матеріального балансу.

Принцип розрахунку розглянутий на прикладі ціанування золотовмісної руди

Провести металургійний розрахунок ціанування 100 т/добу кварцево-сульфідної золотовмісної руди складу, %:

SiO_2 – 78; FeS_2 – 0,026; Fe_2O_3 – 3,4; Cu_2S – 0,002; Al_2O_3 – 6,4; CaO – 5,8; MgO – 4,5; Au – 5 г/т.

За рахунок стирання куль при подрібненні руди в продукті, що поступає на ціанування знаходиться 0,0001 % Fe. Ціанування ведуть при відношенні Р : Т = 1,5 : 1, концентрації NaCN – 0,05 %; CaO – 0,02 %. При вилуговуванні в розчин переходить, %: Au – 98; Fe – 100; FeS_2 – 14; Cu_2S – 40. Втрати NaCN за рахунок гідролізу і хімічного розкладання приймають рівними 10 % від загальної витрати. Оборотно розчин містить 0,0264 % (0,264 кг/м³) NaCN.

Для приготування ціаністих розчинів використовують ціаншлам, що містить 40 % NaCN.

Розрахунок витрати захисного луку при ціануванні вести при наступних початкових даних:

- витрата 100 % CaO на хімічну взаємодію з рудою і вуглекислою повітря складає 4,3 кг/т руди;
- концентрація розчинів по вільній CaO у виході з чанів вилуговування – 0,02 %, в обеззолочених розчинах – 0,02 %;
- витягання вільної CaO при фільтрації і відмиванні – 82 %.

Схема процесу ціанування приведена на рисунку 3.2.

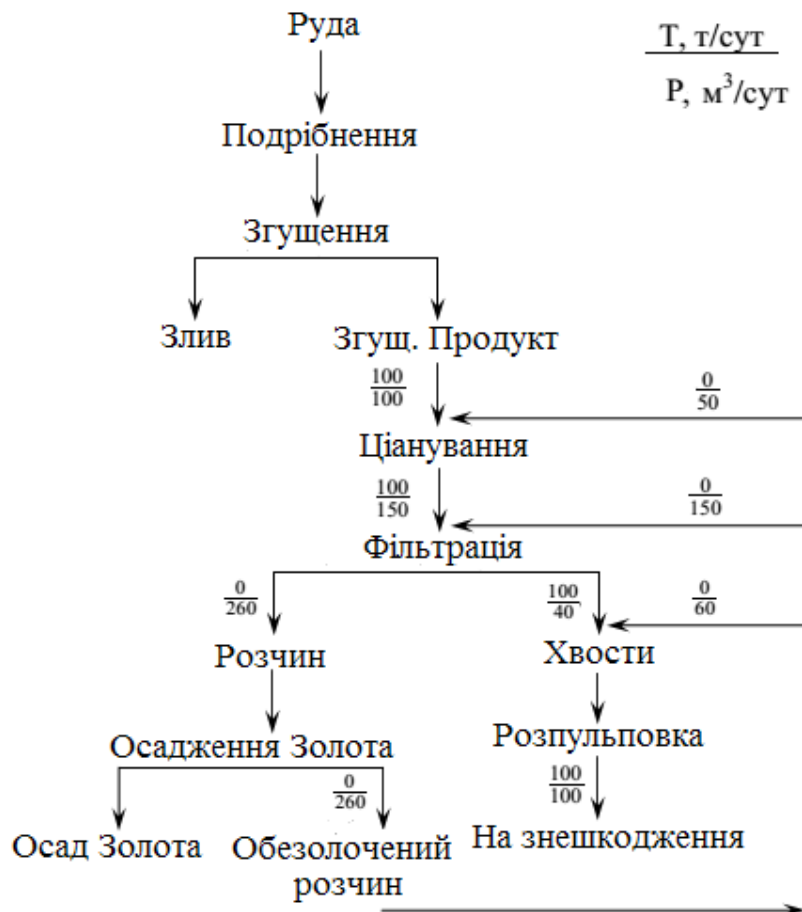


Рисунок 3.2 – Схема процесу ціанування кварцево-сульфідної золотовмісної руди

Розрахунок ведемо на 1 т руди в наступному порядку.

3.1. Розрахунок витрати ціаністого натрію і вапна.

Визначимо масу NaCN необхідного для створення 0,05 % (0,5 кг/м³) концентрацій його в розчині ціанування.

При $P : T = 1,5 : 1$ на 1 т руди буде потрібно 1,5 м³ H₂O. Маса NaCN в розчині складе: $0,5 \cdot 1,5 = 0,750$ кг. За схемою (рис. 1) ціанування ведуть з використанням 50 м³ оборотних (обеззолочених) ціаністих розчинів із вмістом 0,0264 % NaCN. З розрахунку на 1 т твердого, виходячи з схеми, вводять 0,5 м³ оборотного розчину. З ними поступить NaCN:

$$0,264 \cdot 0,5 = 0,132 \text{ кг.}$$

Тоді витрата свіжого NaCN для створення 0,05 %-ої концентрації в розчині буде

$$0,750 - 0,132 = 0,618 \text{ кг.}$$

З урахуванням втрат ціаніду, прийнятих в початкових даних рівними 10 %, загальна витрата свіжого NaCN буде

$$0,618 + 0,1 \cdot 0,618 = 0,680 \text{ кг.}$$

При використанні на заводі цианшламу із вмістом 40 % NaCN на ціанування 1 т руди його буде потрібно: $0,680 : 0,4 = 1,7$ кг.

Ціанід вводиться в апарат у вигляді 10 %-ого водного розчину.

Отже, з ним буде введено води:

$$\begin{array}{r} 1,7 - 10 \\ x - 100 \end{array} \quad x = 17 \text{ кг.}$$

Розрахунок витрати вапняку, що виконує роль, захисному лугу, ведуть аналогічним чином. Для даного прикладу витрата CaO складе 5,03 кг/т руди. При використанні вапняку із вмістом 80 % CaO на ціануванні 1 т руди буде потрібно 6,27 кг. Захисний луг вводиться у вигляді 20 %-ого розчину. Для його приготування знадобиться 31,35 кг води.

3.2. Визначимо масу і склад розчинів, що виходять з апаратів ціанування.

Маса розчинів, що поступили на ціанування 1 т руди складе:

$$1 + 0,5 + 0,017 + 0,031 = 1,548 \text{ т.}$$

Об'єм їх при щільності рівної 1,03 складе $1,5 \text{ м}^3$.

Склад розчину після ціанування характеризується концентраціями NaCN, Au, Ag, металів-домішок, CaO (рН) і залежить від міри взаємодії ціаніду і захисного лугу із складовими руди і величиною хімічних і механічних втрат NaCN і CaO.

Визначимо масу компонентів руди, що переходять в розчин при ціануванні з урахуванням заданих мір витягання:

$$\text{золото } 1 \cdot 5 \cdot 0,98 = 4,9 \text{ г};$$

$$\text{залізо металеве } 1 \cdot 0,000001 \cdot 10^6 = 1 \text{ г};$$

$$\text{пірит } 1 \cdot 0,00026 \cdot 0,14 \cdot 10^6 = 36 \text{ г};$$

$$\text{халькозин } 1 \cdot 0,00002 \cdot 0,4 \cdot 10^6 = 8 \text{ г}.$$

Визначимо витрату NaCN на розчинення цих компонентів по реакціях:



Розрахунок ведемо виходячи із стехіометрії реакції (3.1) – (3.4).

На розчинення Au по реакції (3.1) буде потрібно NaCN:

$$\frac{2 \cdot 197,2 - 4 \cdot 49}{4,9 - x} \quad x = 2,4 \text{ г NaCN}.$$

На розчинення Fe по реакції (3.2):

$$\frac{55,8 - 6 \cdot 49}{1 - x} \quad x = 5,3 \text{ г NaCN}.$$

На розчинення FeS₂ по реакції (3.3):

$$\frac{119,8 - 8 \cdot 49}{36 - x} \quad x = 117,8 \text{ г NaCN}.$$

На розчинення Cu₂S по реакції (3.4):

$$\frac{158,8 - 7 \cdot 49}{8 - x} \quad x = 17,2 \text{ г NaCN}.$$

Загальна витрата NaCN на розчинення золота і супутніх мінералів складе:

$$2,4 + 5,3 + 117,8 + 17,2 = 142,7 \text{ г}.$$

На ціанування поступають розчини з концентрацією 0,05 % (0,5 кг/м³) NaCN. Концентрація NaCN в розчинах, що виходять з апаратів ціанування, знизиться за рахунок протікання реакцій (3.1) - (3.4) і складе:

$$0,5 - 0,1427/1,5 = 0,405 \text{ кг/м}^3 \text{ або } 0,04 \%$$

Знаючи масу розчинених компонентів і об'єм розчину, визначимо їх концентрації в ньому.

Концентрація Au складе:

$$\frac{4,9}{1,5 \cdot 10^3} = 0,016 \text{ г/л або } 3,33 \text{ мг/г}$$

Для визначення концентрації Cu знайдемо спочатку масу міді, що міститься в 8 г розчинного мінералу Cu₂S:

$$\begin{aligned} 158,8 - 2 \cdot 65,8 \\ 8 - x \qquad \qquad \qquad x = 6,4 \text{ г.} \end{aligned}$$

Тогда концентрация мед в растворе составит:

$$\frac{1 + 22,38}{1,5 \cdot 10^3} = 0,016 \text{ г/л}$$

Часто розчини характеризують не елементним складом, а концентраціями в них з'єднань, що утворилися, наприклад Na₄[Fe(CN)₆], Na₂[Cu(CN)₃], NaCNS та інш. В цьому випадку, виходячи із стехіометрії реакцій (3.1) - (3.4) по значеннях мас компонентів, що розчинилися, визначають кількість продуктів реакції, що цікавлять. Так по реакції (3.2) утворюється:

$$\begin{aligned} 55,8 - 196 \\ 1 \text{ г} - x \qquad \qquad \qquad x = 3,5 \text{ г.} \end{aligned}$$

Концентрація Na₄[Fe(CN)₆] у розчині складе:

$$\frac{3,5}{1,5 \cdot 10^3} = 0,0023 \text{ г/л}$$

Аналогічні розрахунки проводять для усіх реакцій і отримані результати оформляють у вигляді таблиці складу розчинів.

Для визначення концентрації CaO в розчинах ціанування проводять розрахунки, аналогічно викладеним для NaCN.

3.3. Визначимо залишковий вміст золота в руді після ціанування.

Залишковий вміст золота знаходимо або по різниці початковою і розчищеною мас золота з розрахунку на 1 т руди : $5 - 4,9 = 0,1$ г/т, або по заданому коефіцієнту витягання золота:

$$5 \cdot \frac{100 - 98}{100} = 0,1 \text{ г/т}$$

3.4. Складемо матеріальний баланс операції ціанування 1 т руди.

Матеріальний баланс представлений в таблиці 3.1

Таблиця 3.1 – Матеріальний баланс ціанування 1 т руди

Прихід	Маса, т	Витрата	Маса, т
1. Згущений продукт,	2	1. Пульпа	2,548
у т.ч. руда	1	у т.ч. твердого	1
вода	1	розчину	1,548
2. Оборотний розчин	0,5		
3. Розчин 10 % ціаніду	0,017		
4. Розчин вапняного молока	0,031		
Всього	2,548	Всього	2,548

3.5. Виконаємо перерахунок витрати NaCN і захисного луку, а також матеріального балансу на задану добову продуктивність по руді, множенням усіх отриманих величин на коефіцієнт, рівний добовій продуктивності. У даному прикладі цей коефіцієнт дорівнює 100, таблиця 3.2.

Таблиця 1.4 – Добовий матеріальний баланс ціанування

Прихід	Маса, т	Витрата	Маса, т
1. Згущений продукт,		1. Пульпа	
у т.ч. руда	100	у т.ч. твердого	100
вода	100	розчину	154.8
2. Оборотний розчин	50		
3. Розчин 10 % ціаніду	1,7		
4. Розчин вапняного молока	3,1		
Всього	254,8	Всього	254,8

Варіанти завдань

Необхідно розрахувати витрату реагентів, склад продуктів і скласти матеріальний баланс ціанування 1 т золотомісної руди (чи концентрату) за умов, заданих в таблиці 3.3. Ціанування ведуть за схемою, приведеною на рисунок 3.3.

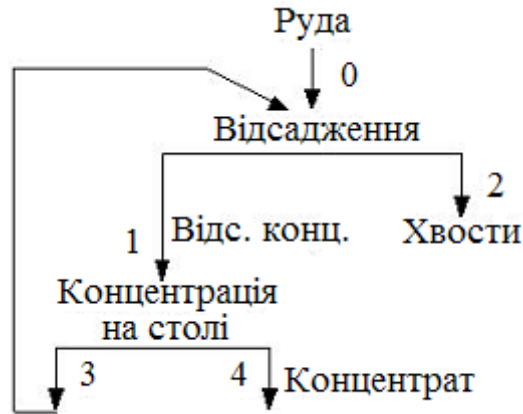


Рисунок 3.3 – Схема ціанування золотомісної руди.

Таблиця 3.3 – Початкові дані для розрахунку.

№ варіанту	склад руди, %							Конц. NaCN у початк розч., %	Конц. CaO у початк розч., %	Конц. NaCN обеззол розч., %
	виглядання в розчин, %									
	Au, г/т	Ag, г/т	FeS	FeS ₂	CuFeS ₂	Fe	Cu ₂ S			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	8	-	-	0,8	0,02	0,0001	-	0,030	0,02	0,028
	96			1,1	4,5	100				
2	5,5	-	-	0,055	0,004	0,0002	-	0,035	0,015	0,031
	98			13,5	8,2	100				
3	15	-	-	0,035	0,009	0,0004	-	0,030	0,02	0,030
	92			21,5	6,5	100				
4	4,5	250	-	-	0,020	0,0002	-	0,040	0,02	0,026
	91	89			6,2	100				
5	2,9	-	-	-	0,15	0,0004	-	0,030	0,01	0,027
	97				8,7	100				
6	8,7	85	-	1,6	-	0,0005	-	0,040	0,02	0,022

	87	85		0,45		100				
7	12,5	-	-	0,030	0,012	0,0002	-	0,030	0,015	0,027
	85			24	2,8	100				
8	7,5	-	0,06	-	-	0,0003	0,009	0,032	0,02	0,030
	90		12,5			100	78			
9	6,0	-	-	0,032	-	0,0003	0,006	0,040	0,02	0,032
	93			19,5		100	82			
10	3,5	16	-	-	0,095	0,0005	-	0,040	0,02	0,021
	97	91			8,2	100				
11	5,5	-	-	0,9	0,008	0,0002	-	0,030	0,015	0,026
	95			1,05	7,5	100				
12	3,5	-	-	1,1	0,015	0,0006	-	0,035	0,02	0,028
	93			0,8	3,5	100				
13	12,0	-	0,051	-	-		0,007	0,05	0,02	0,022
	88		60,5				85			
14	7,5	14	-	-	0,12	0,0003	-	0,04	0,02	0,029
	98	55			6,5	100				
15	4,0	-	0,06	-	-	0,0003	0,007	0,045	0,02	0,032
	94		37			100	85			
16	11	-	0,02	-	0,22	0,0004	-	0,035	0,02	0,030
			15		3,4	100				
17	6,5	-	-	2,5	0,012	0,0001	-	0,040	0,02	0,027
	89			0,5	3,8	100				
18	12	-	-	0,085	-	0,0005	0,006	0,040	0,02	0,023
	91			4,7		100	75			
19	8,5	140	-	1,6	-		0,0007	0,05	0,02	0,019
	89	80		0,5			100			
20	5,0	-	-	0,11	0,005	0,0002	-	0,035	0,02	0,029
	94			14	4,5	100				
21	8,5	-	-	-	0,08		0,004	0,05	0,02	0,036
	92				7,8		92			
22	7,5	-	-	0,8	0,027	0,0002	-	0,04	0,01	0,022
	96			2,0	7,5	100				
23	3,6	10,5	-	0,06	0,001		-	0,05	0,02	0,025
	94	88		4,0	3,0					
24	5,4	15,0	-	-	0,015	0,0004	-	0,06	0,02	0,028
	95	80			2,5	100				

25	10	-	-	1,1	0,001	-	0,0002	0,05	0,02	0,030
	93			0,4	2,0		70			

ПРИМІТКА: початкові дані яких не вистачає для розрахунку можна прийняти по довідковій літературі.