

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні

(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

## Пояснювальна записка

до кваліфікаційної роботи бакалавра

рівень вищої освіти перший бакалаврський рівень  
(перший (бакалаврський) рівень)

на тему Особливості процесів виробництва дорогоцінних металів із рудної сировини

Виконав: студент 4 курсу, групи 6.1361-м-с

Монастирна А.Д.

(ПІБ)

(підпис)

спеціальності

136 Металургія

(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

Металургія

(шифр і назва)

Керівник Скачков В.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент Проценко В.М.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя - 2024 року

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ  
ім. Ю.М. ПОТЕБНІ**

Кафедра металургійних технологій, техногенної безпеки та екології  
Рівень вищої освіти перший бакалаврський рівень  
Спеціальність 136 Металургія  
Освітня програма Металургія

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедри МТЕТБ

Ю.О. Белоконь

« 12 » 02 2024 року

**З А В Д А Н Н Я  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ**

Монастирна Аліна Дмитрівна

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту): «Особливості процесів виробництва дорогоцінних металів із рудної сировини»

керівник роботи Скачков Віктор Олексійович, д-р техн. наук, професор

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від « 26 » грудня 2023 року № 2212-с

2 Строк подання студентом роботи 21 травня 2024 року.

3 Вихідні дані до роботи: вихідні данні для розрахунку шихти

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): Властивості, обсяги та способи видобуття благородних металів у світі. Методи переробки рудної сировин. Електрохімічні методи в процесах отримання золота. Особливості електрохімічних методів у процесах вилучення золота. Гравітаційні методи переробки руд із отриманням золотовмісних концентратів і золота. Технологічне обладнання гравітаційного виділення золота. Охорона праці і техногенна безпека.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)

Креслення, презентаційний матеріал 10 слайдах (на 10 сторінках).

#### Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1	<i>Скачков В.О., проф. кафедри</i>		
2	<i>Скачков В.О., проф. кафедри</i>		
3	<i>Скачков В.О., проф. кафедри</i>		
4	<i>Скачков В.О., проф. кафедри</i>		
Нормоконтроль	<i>Белоконь Ю.О. зав. кафедри</i>		

Дата видачі завдання 12.02.2024 р.

#### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Властивості, обсяги та способи видобуття благородних металів у світі	10.03.2024	
2	Електрохімічні методи в процесах отримання золота	18.03.2024	
3	Гравітаційні методи переробки руд із отриманням золотомісних концентратів і золота	05.04.2024	
4	Охорона праці	15.05.2024	
5	Оформлення пояснювальної записки	07.06.2024	

Студент \_\_\_\_\_ А. Д. Монастирна \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) \_\_\_\_\_ В.О. Скачков \_\_\_\_\_  
(підпис) (ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до дипломного проекту має: 88 сторінок, 12 рисунків, 4 таблиці, 43 джерела посилання.

### ЗОЛОТО, БІДНІ РУДИ, МЕТОДИ ЗБАГАЧЕННЯ, ГРАВІТАЦІЙНИЙ МЕТОД, ВИЛУГОВУВАННЯ

Тема бакалаврської роботи: Особливості процесів виробництва дорогоцінних металів із рудної сировини.

Мета роботи: дослідження методів вилучення золота з рудної сировини.

В дипломній роботі наведено основні характеристики благородних металів, проведено аналіз методів вилучення золота із рудної сировини. Визначено основні характеристики електрохімічних методів вилучення благородних металів з бідних руд. Під час роботи встановлено умови найсприятливіших методів вилучення золота за критерієм максимальної безпеки для навколишнього середовища. Встановлено, що найефективнішим методом вилучення золота з рудної сировини є метод механічних гравітаційних установок. В роботі встановлено оптимальні умови методів вилуговування золота.

## ЗМІСТ

1. ВЛАСТИВОСТІ, ОБСЯГИ ТА СПОСОБИ ВИДОБУТТЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ У СВІТІ	5
1.1 Властивості благородних металів	5
1.2 Видобуток та споживання золота та срібла	7
1.3 Структура золотин у рудній сировині	8
1.4 Методи переробки рудної сировини	11
1.5 Підземне вилуговування золотовмісного рудної сировини	13
ВИСНОВКИ	15
2 ЕЛЕКТРОХІМІЧНІ МЕТОДИ В ПРОЦЕСАХ ОТРИМАННЯ ЗОЛОТА	22
2.1 Особливості електрохімічних методів у процесах вилучення золота	16
2.2 Хлоридні методи отримання золота	22
2.3 Бромідні методи вилучення золота	29
2.4 Йодидні методи отримання золота	34
ВИСНОВКИ	46
3 ГРАВІТАЦІЙНІ МЕТОДИ ПЕРЕРОБКИ РУД ІЗ ОТРИМАННЯМ ЗОЛОТОВМІСНИХ КОНЦЕНТРАТІВ І ЗОЛОТА	47
3.1 Аналіз схем переробки рудної сировини	47
3.2 Технологічне обладнання гравітаційного виділення золота	52
3.3 Гравітаційні концентратори	59
3.4 Промислові технології та модульні комплекси	68
3.5 Вилуговування золота зі збагачених концентратів	72
ВИСНОВКИ	73
4 ОХОРОНА ПРАЦІ І ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА	74
4.1 Вилуговування благородних металів з точки зору питань охорони праці та техніки безпеки	74
4.2 Санітарія і гігієна в процесах вилуговування	77
4.3 Основні шкідливості і небезпеки	78
4.4 Індивідуальні засоби захисту	80

4.5 Вентиляція	81
4.6 Електробезпека	82
4.7 Пожежонебезпека	83
ВИСНОВКИ	85
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	86

# 1 ВЛАСТИВОСТІ, ОБСЯГИ ТА СПОСОБИ ВИДОБУТТЯ БЛАГОРОДНИХ МЕТАЛІВ У СВІТІ

## 1.1 Властивості благородних металів

У природі золото і срібло зустрічається в самородному стані в металі електрум ( $\text{AuAg}_x$  :  $x = 0,43-0,82$ ) і в з'єднаннях  $\text{Au}_2\text{Bi}$  – мальдоніт – вісмутове золото;  $\text{AgBi}_3+\text{S}_2$  – матільдит;  $\text{Au}_4\text{CuTe}$  - безсмертний;  $(\text{AgBiIII})\text{S}_5$  - павоніт;  $(\text{AgBi III})\text{Se}$  - гождановічіт;  $(\text{AgBiIII}) \text{Te}_2$  – волинськит;  $\text{AgBr}$  – бромаргірит;  $(\text{AgCu}_2)\text{As}$  – кутінаїт. Золото та срібло утворюють також поєднання з халькогенідами (сірою, селеном та телуrom):  $(\text{AuAg})_3\text{S}_2$  – ейтенбогардтит;  $(\text{AuAg})_3\text{Se}_2$  -фішесеріт;  $\text{AuAg}(\text{Te}_4)$  – сильвініт;  $(\text{AuAg}_3)\text{Te}_2$  - петцит;  $\text{Au}_2\text{Bi}$  - мальдоніт;  $\text{AuCu}(\text{Te}_4)$  - костовіт;  $\text{AuPb}_5\text{SbTe}_3\text{S}_{5-8}$  – нагіагіт;  $\text{AuSb}_2$  – ауростибіт,  $\text{AuTe}_2$  – калаверит,  $\text{Ag}_2\text{S}$  – акантит;  $\text{Ag}(1-x)\text{Sbx}$  - алларгентут;  $\text{Ag}_2\text{Se}$  – навманить;  $\text{Ag}_4(\text{Se})\text{S}$  – агіларит;  $\text{AgTe}$  – емприсит;  $\text{Ag}_2\text{Te}$  – гексит;  $(\text{AgI}\text{TePbAs}_2)\text{S}_5$  - готчить. Золото у природі утворює 11 мінералів, а срібло – 51 мінерал [1].

Зі світового досвіду відомо, що золото, срібло та платиноїди мають унікальні фізико-хімічні властивості: високу корозійну стійкість і механічну зносостійкість. Вироби із золота, срібла, паладію вирізняються надзвичайною красою, тепло- та електропровідністю, відбивною здатністю. З глибоких віків золото було символом Сонця і світла і як впливає з давньої історії єгипетських фараонів – мірою величі, багатства, царства та безсмертя.

Основні фізико-хімічні властивості міді, срібла та золота – металів 1-ї b-підгрупи та благородних металів–платиноїдів VIII-ї групи ПСЕМ наведені у таблиці 1.1 [3, 4, 5]. З таблиці видно, що у кожній з тріад Ru-Rh-Pt та Os-Ir-Pt максимальні температури плавлення та кипіння, теплоти плавлення та сублимації спостерігаються у першого елемента тріади, а мінімальні – у останнього. Характер цих залежностей відповідає аналогічній енергії міжатомного зв'язку. Тим часом електричний опір має мінімальне значення

другого елемента тріади. Такі самі властивості виявляє і тріада Cu-Ag-Au, у якій максимальну температуру плавлення має мідь.

Таблиця 1.1. Основні фізико-хімічні властивості шляхетних металів [6,7,8]

Властивість	Ag	Au	Ru	Rh	Pd	Os	Ir	Pt
Атомні. маса	107,87	196,97	101,07	102,9	106,4	190,2	192,2	195,09
R	150,6	159,7	148,3	149,0	152,4	149,8	150,3	153,7
d, г/см <sup>3</sup>	10,491	19,32	12,45	12,41	12,02	22,61	22,65	21,45
T <sub>пл</sub> , К	1235,1	1337,6	2523	2236	1827	3320	2707±7	2045
T <sub>кип</sub> , К	2400	3150	4423	3970	3237	5300	4850	4100
H <sub>пл</sub>	11,0	12,0	38,0	27,0	16,0	31,0	26,0	19,0
H <sub>субл</sub>	284,9	368,8	647,4	560,9	371,9	784,1	664,1	563,4
S <sub>пл</sub>	9,15	9,38	15,18	12,21	9,25	9,56	9,64	9,58
ρ	1,59	2,44	7,16	4,7	10,3	9,5	5,3	10,58
Υ	7,574	9,223	7,36	7,46	8,33	8,7	8,96	
W	4,3; 4,75 *	4,30; 5,31*	4,60; 4,55*	4,75	4,8	4,7	4,7; 5,85*	5,32; 5,7±0,1 *

де R - атомний радіус,

d – щільність, г/см<sup>3</sup>;

H<sub>пл</sub>, H<sub>субл</sub> – зміна ентальпії плавлення та сублімації, кДж/моль;

S<sub>пл</sub> – зміна ентропії плавлення, кДж/(моль К);

ρ – питомий електричний опір, мкОм • см<sup>2</sup>;

Υ – перший іонізаційний потенціал, еВ;

W - робота виходу електрона з монокристал (\*) і полікристалу (інше) [9].

Фізичні властивості золота і срібла залежить навіть від малих кількостей домішок, зокрема і платинових металів. Низька твердість, пластичність, висока межа міцності на обрив при розтягуванні та інші механічні властивості



досліджуваних зразків золота та срібла залежать від умов їх обробки [7, 8]. Зі злитка золота вагою, що дорівнює трійській унції (30,1035 г), можна витягнути дріт довжиною понад 100 км або викувати пластину площею 4 м<sup>2</sup> [10].

## 1.2 Видобуток та споживання золота та срібла

Історія золота і срібла, з часів давнини і до наших днів сповнена драматизму. Історія відкриття та освоєння Америки, Аляски та Австралії, в яких золото служило причиною неймовірних тягарів і поневірянь, а найчастіше трагедій корінних народів. Відомі світові епохи алхіміків, що тривали не одну тисячу років.

В даний час для масштабного видобутку золота використовують індустріальні методи. В історії видобутку золота слід виділити три етапи, що революціонізують.

Перший етап охоплює 7850 років від 6 тис. років до нашої ери до 1850 р. Цей період можна назвати ерою емпіричної гравітації. Шукачі золота, використовуючи різницю частки золота (19.3 г/см<sup>3</sup>) і порід (2,8–3,5) примітивним способом із використанням води чи вітру виділяли золото.

Другий етап тривав 130 років з 1850 по 1980 і називався ерою ціанідного вилуговування. У цей період набула розвитку ціанідна гідрометалургія золота.

Третій етап розпочався з 1980 років і називається ерою гравітаційного збагачення та купного вилуговування. Всі наведені вище етапи характеризуються небувалим зростанням видобутку золота по відношенню до попереднього етапу у зв'язку зі збільшенням продуктивності праці при застосуванні нових технологій.

Протягом першого етапу тривалістю 7850 років було видобуто у світі 20 тис. т золота, що становить середньому 2,54 т/рік. За другий етап довжиною 130 років було видобуто 100 тис. т золота із середнім видобутком 769 т/рік. На третьому етапі протягом 30 років було видобуто 60 тис. т золота із середньою продуктивністю 2000 т/рік, що у 2,6 разу вище за продуктивність попереднього

періоду. Інтенсивне зростання видобутку золота розпочалося у 1996–1997 роках. і до 2000 р видобуток золота у світі подвоївся і досяг 2618 т/р. У 1992 р світовий видобуток золота склав 2198 т, зокрема у ПАР – 611т, США – 296т, колишні соцкраїни – 253т, Австралія – 243т, Канада – 158т, КНР – 140т. До 2001 р. було досягнуто максимум світового видобутку золота, який становив 2649 тонн.

Китай уже з 2007 року поспіль посідає перше місце у світовому рейтингу виробників золота. Австралія, ПАР та США посідають відповідно друге, третє, четверте місця у світовому рейтингу.

За межами першої десятки найбільш значущими країнами у світовому виробництві золота є: Папуа-Нова Гвінея, Чилі, Колумбія, Гана, Казахстан, Малі, Мексика, Марокко, Філіппіни, Танзанія.

Аналіз показує, що Китай у 2009 р.у 1,49 разу перевищив видобуток золота в Австралії, у 1,48 разу – у ПАР, багато десятиліть очолював видобуток золота у світі, у 1,54 разу – у США. Лідерами у світовому видобутку золота у 2008–2009 роках. були Barrick Gold, Newmont Mining, AngloGold Ashanti, Gold Fields із виробництвом золота 238,3 т/рік.

### 1.3 Структура золотин у рудній сировині

Золото в кварцових та окислених рудах представлені частинками або зернами різної форми, розміри яких коливаються в широких межах – від видимих простим оком до мікронних. Такі так звані золотини можуть бути виділені з рудної оболонки в результаті подрібнення руди до ступеня тонкості, при якій розмір золотин виявиться більшим за розмір частинок руди. Якщо промиванням видалити частинки породи, залишається концентрат, що складається з важких мінералів та оголених частинок золота. Після доведення з такого концентрату можна виділяти золотини.

При описаній схемі вилучення золотин із руд значна кількість їх може бути деформованими в процесі подрібнення руди. Такий матеріал виявляється придатним для оцінки крупності золотин, їх складу, кольору та деформації.

Отримання першого концентрату у кількості кількох сотень грамів має супроводжуватися обов'язковим доведенням його у фарфорових чашках і тоді інший концентрат виходить у кількості кількох грамів, а третій доводиться до ваги у кілька сотих грамів. Третій концентрат перемивають, скорочуючи до кількох десятків мл і з останньої маленької чашечки змивають на предметне скло ацетоном. Застосування ацетону дозволяє швидко висушувати концентрат та отримувати його в зручному стані для подальшого перегляду.

При розгляді золотин під мікроскопом можна побачити, що золотини мають різну зовнішню форму і за цим ознакою можуть бути віднесені до одного з таких класів: плоскі золотини; конкреціодальні золотини; сфероїдальні золотини; паличкоподібні золотини; кристалічні золотини.

Площинна форма золотин характеризується розвитком їх розмірів у напрямку двох просторових осей, у зв'язку з чим золотини мають добре виражену довжину і ширину, при порівняно невеликій товщині. Крайова лінія розвинена не дуже сильно, зі спокійними згинами. Поверхня золотин зазвичай нерівна іноді дрібнобугорчаста. До цього класу належать золотини у вигляді лусочок, платівок та інших подібних утворень.

Конкреціодальна форма золотин характеризується тим, що їх розміри розвинені за трьома осями та золотини мають чітко виражену довжину, ширину та товщину. При цьому у золотин відсутня спільна для всіх певна зовнішня форма. Конкреції нерідко мають дуже складні скульптурні деталі. Сфероїдальні золотини найчастіше зустрічаються у вигляді правильно оформлених кульок, еліпсоїдів або близьких до цих форм освіти. Такі природні сфероїди мають щільну структуру і дуже тонку шорсткувату поверхню.

Золотини продовженої форми з циліндричним або чотирикутним перерізом, у яких відношення довжини до ширини становить не менше 2,5:1, утворюють клас паличкоподібних золотин.

Золотини у вигляді добре освічених кристалів зустрічаються рідко. Золото кристалізується у правильній системі та зустрічається частіше у вигляді октаедра і рідше у вигляді куба.

Під час перегляду золотин під мікроскопом поруч із формою золота можна спостерігати деформації, яким піддалися золотини в процесі подрібнення руди.

Змінання - найбільш звичайний вид деформації, що характеризується тим, що всі деталі поверхневої структури золотини знищуються і вона набуває вигляду пластинки зі порівняно спокійною крайовою лінією, змінання зазвичай супроводжується впресуванням у тіло золотини частинок мінеральної оболочки або сульфідів.

Розрив - дуже звичайний вид деформації, що викликає утворення сильно порізаної крайової лінії у золотині, внаслідок чого окремі ділянки її ізолюються одна від одної зі збереженням лише невеликих перемичок.

Розлом – порівняно рідкісний вид деформації, що зустрічається у золотин паличкоподібної форми.

Поздовжнє заочухання - порівняно рідкісний вид деформації, що полягає в тому, що плоска золотина заочухується по продольній осі з одного кінця.

Периферичне заочухання - звичайний вид деформації, при якому плоска золотина, що зазнає впливу механічних сил, поступово заочухується по периферії, утворюючи сфероїд.

Паличкоподібне заочухання - вид деформації, при якому пластинка золота заочухується з утворенням палички, такі палички називаються вторинними.

Колір золотин залежить насамперед від їхнього хімічного складу. Золотини представляють зазвичай сплав золота зі сріблом та міддю. Різні кількісні співвідношення цих основних компонентів спричиняють зміну кольору золотин.

#### 1.4 Методи переробки рудної сировини

Використання технології КВ дозволяє залучати в експлуатацію не тільки середні та великі родовища бідних, убогих і позабалансових руд, розкриті породи, техногенну золотовмісну сировину - поточні та лежачі хвости збагачення руд кольорових і дорогоцінних металів, а й невеликі за запасами, часто розташовані в запасах.

Технологічні схеми КВ щодо прості і маловитратні в порівнянні з застосовуваними на золотовиробних фабриках (ЗІФ).

Техніко-економічна оцінка КВ показує, що капітальні витрати на будівництво установок не перевищують 20-25% витрат на будівництво ЗІФ, що працюють за повним силовим процесом, а експлуатаційні витрати становлять 35-40% витрат при використанні традиційного процесу планування.

Технологія КВ довго не була затребувана через переважав аж до початку 90-х років. простого та вигідного способу видобутку золота з алювіальних розсипів.

Добувні підприємства, насамперед старательські артілі, у ряді випадків змушені були переорієнтуватися з відпрацювання розсипних родовищ на видобуток корінного золота і звернулися до купного вилуговування як до найпростішого та найдешевшого способу отримання золота з руд.

Інтенсивне зростання видобутку золота відзначається у США, Австралії, Канаді, Китаї, Японії, Італії, а також у Філіппінах, Бразилії, Папуа-Новій Гвінеї, Перу, Чилі, Гані, Венесуелі та ін.

У роки освоєння методу КВ золота характеризуються стрибкоподібним збільшенням його видобутку практично у всіх країнах світу. Виняток складає ПАР, яка хоч і використовує метод КВ для вилучення золота з розсипів та техногенної сировини, але основна кількість золота видобуває з корінних руд на великих глибинах (1-4 км).

Аналіз використовуваних технологій для видобутку золота показує, що основний внесок у розширення видобутку робить купчасте вилуговування.

Технологічний процес КВ золота із золотовмісних руд почав розроблятися у другій половині 60-х років ХХ століття. Розвитку та швидкому освоєння нової технології КВ золота та срібла з бідних руд у промисловості США сприяла розроблена спеціальна програма Гірського бюро США, забезпечена певними державними пільгами, аж до розумного оподаткування.

У вже на початку 80-х років було 110 установок КВ продуктивністю від 100 тис. до 3,5 млн. т гірничої маси.

Метод КВ полягає у наступному. Певну кількість руди, проникної для реагенту-розчинника, подрібненої до частинок  $d \leq 20$  мм, розташовують на бетонному майданчику-основі із заданим нахилом завтовшки 0,5-1,0 м. Такі пристрої споруджуються на горизонтальних площах або на місцевості зі складним рельєфом глинистими або скельними стінками та піддоном, непроникними для водних розчинів. Для забезпечення стоку розчинів ціанідів майданчик-основа має ухил 2-7 градусів у бік збірників збагачених розчинів. При спорудженні установки КВ майданчик-основа розташовують на бетонній або утрамбованій глиняній підставі, на якій розміщують гідроізоляційний шар від ґрунтових вод за допомогою 2-3 шарів поліетиленових плівок з піднятими бортами, буферний піщано-гравійний шар товщиною 0,25-0,3 м. Сумарна потужність шару основи залежить від складових його компонентів. У разі використання водонепроникної спресованої «подушки» з глини та екранів з бетону та одного або двох шарів асфальтів загальна потужність основи може перевищувати 1,2-1,5 м.

Гідронепроникна основа є найважливішою складовою пристрою для купного вилуговування, оскільки призначене для виключення втрат вилуговувальних та продуктивних розчинів.

Важливим елементом майданчика-основи є система збору та відведення для переробки продуктивних розчинів. Руда укладається навалом у купу – штабель заввишки 5-12 м (іноді 30 м) та довжиною 100-1500 м.

При вилуговуванні золота методом КВ поверхні масивів куп (штабелів) зрошують розбризкуванням розчинів ціанідів з використанням перфорованих

трубопроводів, систем розбризкуючих головок (воблерів), розміщенням перфорованих нагнітальних трубопроводів в масі куп і ін.

У трубопроводи подають розчини, виготовлені на основі гіпохлоритних солей (розчини здатні розчиняти золото за будь-якої геохімічної обстановки середовища залежно від геотехнологічного сорту руд – кількості карбонатів, органіки або сульфідів, – можна підібрати оптимальні для вилуговування рН та Eh розчинів). У принципі можна використовувати й інші реагенти: ціаністи (працюючі у лужному середовищі) або тіомочевинні, тіокарбазидні (для кислих середовищ) з'єднання.

### 1.5 Підземне вилуговування золотовмісної рудної сировини

Використовуючи принцип підземного вилуговування, що вимагає капіталовкладень у 2-5 разів менших у порівнянні з традиційними способами, на 20-30% меншою собівартістю, та швидкою окупністю витрат [11,12], вдається організувати видобуток золота з руд з будь-яким його змістом, у тому числі і позабалансових руд, а також із блоків відпрацьованих шахт старої закладки, ціликів у родовищах, що розробляються, та ін.

Дуже перспективне застосування технології скважен для підземного вилуговування в родовищах зі складними гірничо-геологічними умовами і навіть у випадках глибокого залягання рудних тіл (до 600-1000 м).

В Україні до цього типу родовищ належать місце народження золота Закарпаття: Мужіївське, Березівського району, Сауляк, Рахівського району та ін. Переваги підземного вилуговування руд полягають у відсутності розкривних робіт, що виконуються екскаваторами, які завдають шкоди навколишньому середовищу [12], у можливості повної автоматизації технологічного процесу вилуговування золота, процес вилуговування на значних глибинах (до 1500 м) залягання рудних тіл [13,14]. Для України, у зв'язку з високою агротехнічною продуктивністю чорноземів, перспективним є підземне вилуговування золото- та срібломістких руд.

Принципова технологічна схема підприємства підземного вилуговування передбачає подачу реагентів вилуговування в рудну зону за системою закачувальних технологічних свердловин. Потік реагенту, який формується за допомогою системи відкачувальних та нагнітальних розчинів свердловин, що рухається в напрямку відкачувальної свердловини, розчиняючи корисні компоненти руд.

Для вилуговування золота застосовують наступний склад розчину оксихлоридів: вміст гіпохлориту за активним хлором від 8 до 16 г/л, концентрація  $\text{NaCl} > 30$  г/л. хлорновата кислота, що виділяється в кислому середовищі, генерує в розчині вільний хлор, який окислює золото до тривалентного стану. Присутність  $\text{NaCl}$  у розчині стабілізує окислений стан іону  $\text{Au(III)}$  у розчині внаслідок утворення комплексного аніону  $\text{AuCl}_3 + \text{NaCl} \rightarrow \text{Na}[\text{AuCl}_4]$ .

Зазвичай обробку золотовмісних сульфідних і карбонатних руд здійснюють у дві стадії: на першій стадії окислюють сульфіди або розчиняють карбонати, використовуючи суміш кисневмісного газу і сірчистого ангідриду, а на другій вилуговують золото та інші шляхетні метали водним розчином хлору.

При розчиненні карбонатів лужноземельних металів в оборотні розчини переходять іони кальцію та магнію. Оборотний розчин першої стадії піддають очищенню від солей гідрометалургійним методом-осадженням гідроксидів або вилученням їх катіонним обміном, що поєднується з окисленням заліза(II)  $\text{Fe(II)} \rightarrow \text{Fe(III)}$ .

Продуктивний золотовмісний хлоридний розчин переробляють відомими способами: цементацією, сорбцією та електролізом. Після закінчення відпрацювання пласта розчин для видалення хлору та його похідних дезактивують сірчистим ангідридом і нейтралізують лугом, що в поєднанні з низьким сольовим складом (1-1,5 г/л) визначає екологічну чистоту способу.

В результаті використання замкнутої системи – підземного вилуговування підвищується ступінь вилучення золота та скорочується питома витрата хлору. Причому спосіб дозволяє залучати у відпрацювання вважалися



раніше нерентабельними родовища тонкодисперсного золота. При підземному вилуговуванні як окислюючий реагент використовують також йодид-йодидні та бромід-бромідні системи.

Вилучення золота з робочого розчину здійснюють у катодному просторі мембранного електролізера з електрохімічної реакції. Слід зазначити, що технологія підземного вилуговування широко використовується в мідній та урановій промисловості, але через екологічну небезпеку, пов'язану із застосуванням ціанування, застосування цього методу в золотодобувній промисловості поки що обмежено.

Процес підземного вилуговування стане економічно і екологічно доцільним при отриманні золота тільки при застосуванні таких екологічно чистих розчинників золота як тіокарбамід, тіосемікарбазид, тіосульфати,  $\text{SO}_2$ , бром, йод і дезактивації, що легко піддається, хлор і його похідні та ін.

## ВИСНОВКИ

1. Наведено основні характеристики шляхетних металів та їх розподіл по регіонах України.

2. Проведено аналіз методів вилучення золота із рудної сировини. Представлені хімічні основи процесів вилуговування золота різними кислотами та їх сумішами.

3. Проведено аналіз властивостей та геометричних параметрів золотинок самородного золота, що містився в рудній сировині.

## 2 ЕЛЕКТРОХІМІЧНІ МЕТОДИ В ПРОЦЕСАХ ОТРИМАННЯ ЗОЛОТА

### 2.1 Особливості електрохімічних методів у процесах вилучення золота

Золото відноситься до інертних шляхетних металів і не розчиняється ні в розведених, ні в концентрованих соляної, сірчаної та азотної кислотах. Однак золото розчиняється в «царській горілці» (суміш 3:1 год. HCl і HNO<sub>3</sub>), в розчинах солей галогенідів та в них кислотах у присутності окислювачів (Cl<sub>2</sub>, Br<sub>2</sub>, I<sub>2</sub>, Fe<sup>3+</sup>, Mn<sup>4+</sup>, Cr<sup>6+</sup>), у розчинах ціанідів лужних металів у присутності кисню або інших окислювачів (перекис водню), в розчинах тіосульфату, тіомочевини, тіонілхлориду, гідросульфїда з добавкою окислювачів та ін [15,16]. У таблиці 2.1 наведені деякі стандартні електродні потенціали напівреакцій золота в електролітах різної природи [16, 17]. Стандартні потенціали золота залежать від природи електроліта [20, 21]. У розчинах лігандів CN<sup>-</sup>, SCN<sup>-</sup> та I-потенціали золота зрушуються у негативний бік [16, 17].

З даних табл. 2.1 випливає, що окислення золота до іонів Au<sup>+</sup> по відношенню до значень стандартних електродних потенціалів того ж ступеня окиснення інших металів (див. таблиці 3.2–3.4 [22,23]) свідчать про високу корозію стійкості золота

З даних табл. 2.1 видно, що в розчинах ціанідів потенціали полуреакцій золота (Au(CN)<sub>2</sub><sup>-</sup> /Au), паладію (Pd(CN)<sub>24</sub>–/Pd) і срібла (Ag(CN)<sub>2</sub><sup>-</sup> /Ag) зрушуються в негативну сторону щодо стандартних електродних потенціалів у некомплексних електролітах відповідно на ΔE = 2,100, ΔE = 1,387 та ΔE = 1,099 ст.

Тому золото і срібло в ціанідних розчинах присут- окислювачів (O<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>, Fe(III), Cl<sub>2</sub>, NaClO) розчиняються із заснуванням комплексних сполук. Напівреакції сульфідів золота також мають негативні значення стандартних електродних потенціалів і, отже, у присутності «м'яких» окислювачів у лужних розчинах політіонатів натрію або калію золото і срібло, як буде

показано нижче, можуть розчинятися. Слід зазначити, що іони золота(III) є сильними комплексоутворювачами та утворюють комплексні сполуки з багатьма неорганічними ( $\text{Cl}^-$ ,  $\text{Br}^-$ ,  $\text{I}^-$ ,  $\text{SCN}^-$ ,  $\text{OH}^-$ ,  $\text{S}_2^-$  та ін.) та органічними лігандами—тіомочевинною, тіосемікарбазидом, фенілтїомочевиною, діарілтїокарба-зонами, алкілксантагенатами, тіогліколевою кислотою [15, 16], ацетонціангідрин  $(\text{CH}_3)_2\text{CNCOH}$  [5] та ін.

Таблиця 2.1. Стандартні електродні потенціали напівреакцій золота. за 298 К (відн. н.в.е.), [17–20]

Напівреакції	$E^\circ$ , В	Напівреакції	$E^\circ$ , В
$\text{Au}^+ + e^- \leftrightarrow \text{Au}$	1,692	$\text{Au}(\text{OH})^2 + e^- \leftrightarrow \text{Au} + 2\text{OH}^-$	0,40
$\text{Au}^{3+} + 3e^- \leftrightarrow \text{Au}$	1,498	$\text{Au}(\text{OH})_3 + 3\text{H}^+ + 3e^- \leftrightarrow \text{Au} + 3\text{H}_2\text{O}$	1,502
$\text{Au}^{3+} + 2e^- \leftrightarrow \text{Au}^+$	1,401	$\text{Au}(\text{OH})_3 + 3\text{H}^+ + 2e^- \leftrightarrow \text{Au}^+ + 3\text{H}_2\text{O}$	1,502
$\text{Au}(\text{Br})^- + e^- \leftrightarrow \text{Au} + 2\text{Br}^{2-}$	0,959	$\text{Au}(\text{SCN})_2 + e^- \leftrightarrow \text{Au} + 2\text{SCN}^-$	0,661
$\text{Au}(\text{Br})^- + 3e^- \leftrightarrow \text{Au} + 4\text{Br}^{4-}$	0,854	$\text{Au}(\text{SCN})_4 + 3e^- \leftrightarrow \text{Au} + 4\text{SCN}^-$	0,636
$[\text{Au}(\text{Br})(\text{OH})] + e^- \leftrightarrow \text{Au} + \text{Br}^- + \text{OH}^-$	0,63	$\text{AuO}_2 + e^- \leftrightarrow \text{HAuO}^{2-} + \text{H}^{3+}$	0,822
$\text{Au}(\text{SCN})_4 + 2e^- \leftrightarrow \text{Au}(\text{SCN})_2 + 2\text{SCN}^-$	0,623	$\text{AuO}_2 + \text{H}_2\text{O} + e^- \leftrightarrow \text{H}_2\text{AuO}_3$	1,611
$\text{Au}(\text{Cl})_2 + e^- \leftrightarrow \text{Au} + 2\text{Cl}^-$	1,1540	$\text{HAuO}^{2-} + 5\text{H}^+ + 3e^- \leftrightarrow \text{Au}^{+3} + 3\text{H}_2\text{O}$	2,059
$\text{Au}(\text{Cl})_4 + 3e^-$	1,002	$\text{H}_2\text{AuO}_3 + 4\text{H}^+ + 3e^- \leftrightarrow \text{Au}^+ +$	1,796

$\leftrightarrow \text{Au} + 4\text{Cl}^-$		$3\text{H}_2\text{O}$	
$[\text{Au}(\text{Cl})(\text{OH})]^- + e^- \leftrightarrow \text{Au} + \text{Cl}^- + \text{OH}^-$	0,75	$\text{HAuO}_2^- + 5\text{H}^+ + 2e^- \leftrightarrow 3\text{Au}^+ + 3\text{H}_2\text{O}$	2,243
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{3-} + e^- \leftrightarrow \text{Au}^{2+} + 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$	0,153	$\text{H}_2\text{AuO}_3 + 4\text{H}^+ + 2e^- \leftrightarrow \text{Au}^+ + 3\text{H}_2\text{O}$	1,849
$\text{Au}(\text{CN})_2 + e^- \leftrightarrow \text{Au} + 2\text{CN}^-$	-0,669	$\text{Au}(\text{Br})_4 + 2e^- \leftrightarrow \text{AuBr} + 3\text{Br}^-$	0,820
$\text{AuI} + e^- \leftrightarrow \text{Au} + \text{I}^-$	0,530	$\text{Au}(\text{Br})_4 + 2e^- \leftrightarrow (\text{AuBr}_2)^- + 2\text{Br}^-$	0,802
$\text{Au}(\text{I})_2 + e^- \leftrightarrow \text{Au} + 2\text{I}^-$	0,578	$\text{Au}(\text{Cl})_4 + 2e^- \leftrightarrow (\text{AuCl}_2)^- + 2\text{Cl}^-$	0,926
$\text{Au}(\text{I})_4 + 3e^- \leftrightarrow \text{Au} + 4\text{I}^-$	0,56	$2\text{AuO}_2 + \text{H}^+ + 2e^- \leftrightarrow \text{Au}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O}$	2,630
$\text{Au}_2\text{O}_3 + 6\text{H}^+ + 6e^- \leftrightarrow \text{Au} + 3\text{H}_2\text{O}$	1,360	$2\text{AuO}_2 + \text{H}^+ + 2e^- \leftrightarrow \text{Au}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O}$	2,465
$\text{AuO}_3 + 4\text{H}^+ + e^- \leftrightarrow \text{AuO} + 2\text{H}_2\text{O}$	2,507	$\text{AuO}_2 + \text{H}_2\text{O} + \text{H}^+ + e^- \leftrightarrow \text{Au}(\text{OH})_3$	2,305

Діаграми потенціалів золота (I) та (III) наведені на рис. 2.1 для кислих та лужних розчинів [17–21].

У промисловому виробництві та лабораторній практиці, при витягуванні золота з рудної та вторинної сировини, а також при очищенні золота до високої чистоти використовують галогенідні розчини золота  $\text{AuX}_3$ ,  $\text{AuX}$ ,  $\text{AuX}_4^-$ ,  $\text{AuX}_2^-$  та солей інших металів з високими концентраціями  $\text{MeX}$ , а також хлор-, бром- та йодовмісні системи



де  $X^- = Cl^-, Br^-, I^-$  у яких  $X_2$  та  $X$  виконує функцію окислювача.

Фториди золота отримують дією трифториду брому на металеве золото



або фторуванням трихлориду золота при 473 К

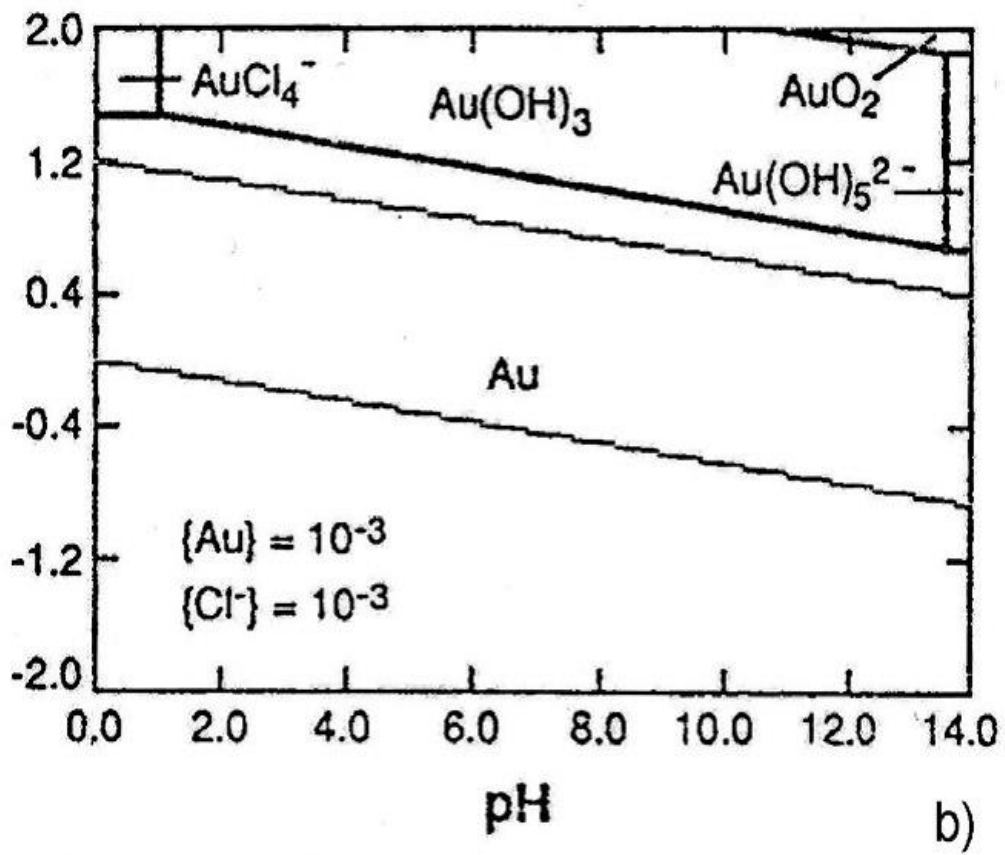
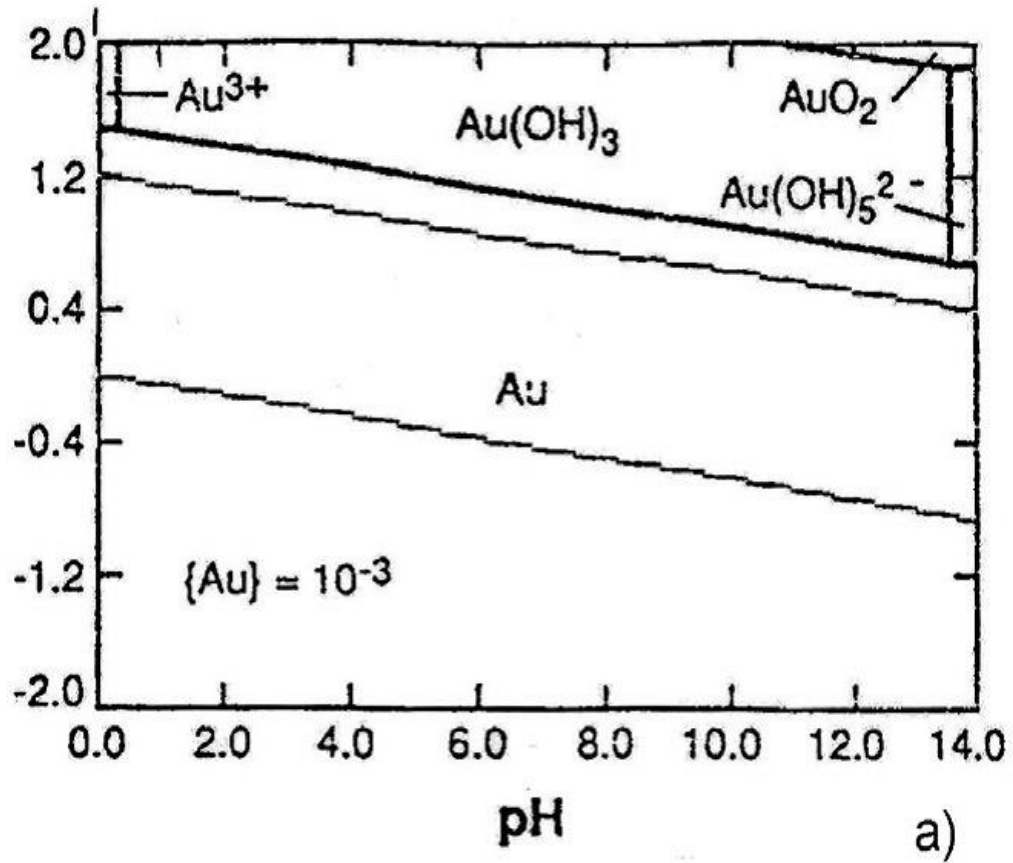


Аддукт, що утворюється - гексабромоаурат нестійкий і теоретично розкладається при 353-573 К, даючи  $AuF_3$  [21, 22].

Трифторид золота отримують при фторуванні галогенідів і псевдогалогенідів золота. При фторуванні з'єднань золота ефективність очищення від домішок вища. Трифторид золота отримують також за обмінними реакціями сухих солей, наприклад,



При контакті з водою  $AuF_3$  бурхливо гідролізується [23]. Він є потужним фторуючим реагентом, що займає органічні розчинники. Монофторид золота нестійкий і диспропорціонує з виділенням теплоти [24].



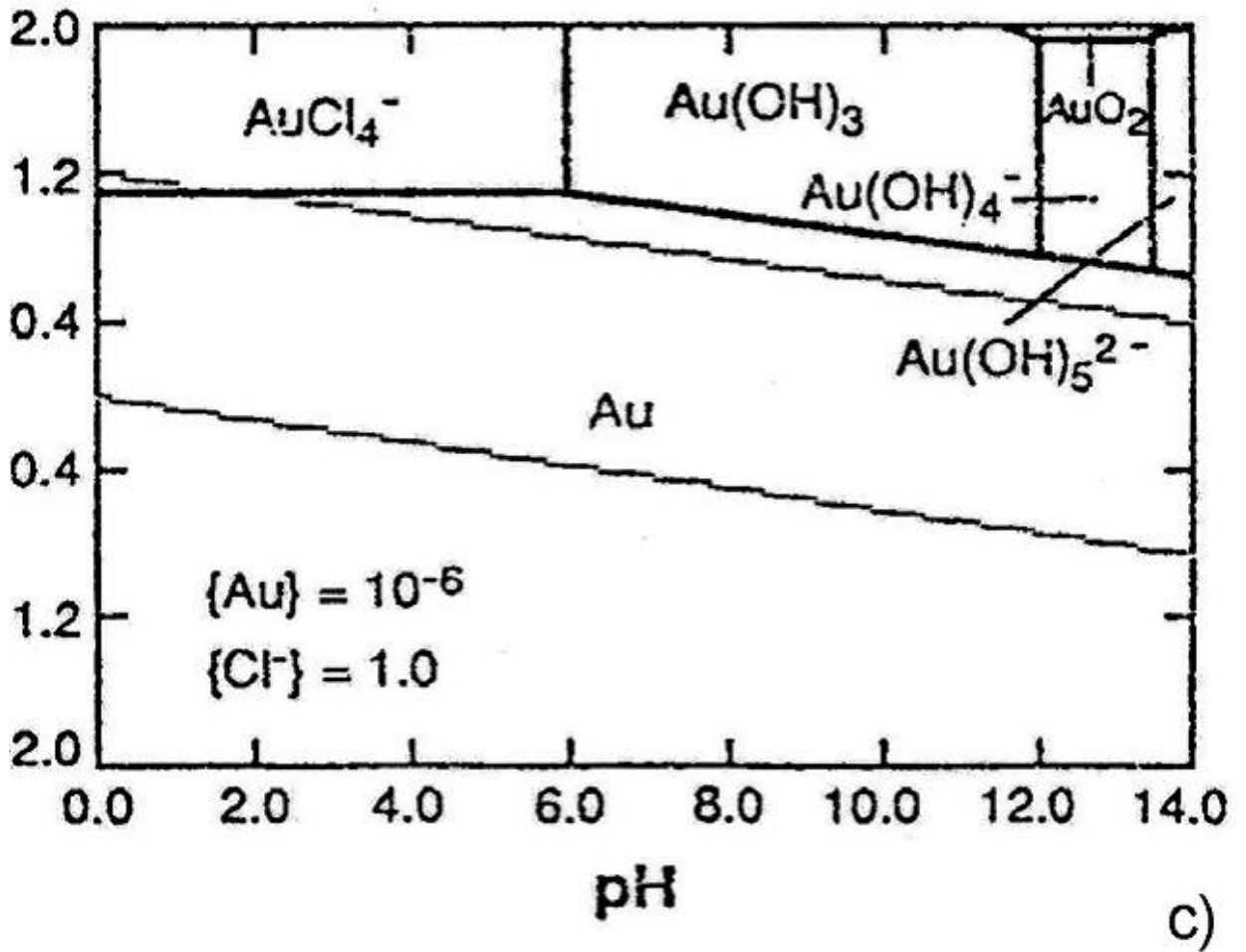


Рисунок 2.1. Діаграми E-pH для Au-H<sub>2</sub>O(a) та Au-Cl-H<sub>2</sub>O систем за 298 К [27].



де Q = 192,5 кДж/моль;

Цю реакцію можна використовувати для отримання золота високої чистоти Трифторид золота розкладається до металу при 773 К і може сублимувати у вакуумі при 573 К.

## 2.2 Хлоридні методи отримання золота

Трихлорид золота одержують при прямому хлоруванні металу [24, 25], при дії на металеве золото трихлориду миш'яку або йоду монохлориду. Можливо отримання  $\text{AuCl}_3$  при витримуванні препаратів  $\text{HAuCl}_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$  струмі хлору при  $200\text{ }^\circ\text{C}$ . Трихлорид золота утворює димерні молекули у твердій та рідкій фазах [26]. У воді трихлорид золота гідролізуються з утворенням оксотрихлораурат-іонів  $[\text{AuOCl}_3]_2^-$ . Добуток розчинності  $\text{AuCl}_3$  у воді дорівнює 3,2-10-25. У присутності лігандів у розчинах розчинність трихлориду значно зростає. У розчинах лігандів іони золота (III) утворюють комплекси з плоскоквadrатною конфігурацією та з координаційним числом, рівним чотирьом ( $[\text{AuX}_4]^-$ ,  $[\text{Au}(\text{NH}_3)_4]_3^+$ ,  $\text{Me}[\text{AuX}_4]$ , де  $\text{Me} = \text{Li}^+, \text{Na}^+, \text{K}^+, \text{Rb}^+, \text{Cs}^+$ ;  $\text{X} = \text{F}^-, \text{Cl}^-, \text{Br}^-, \text{I}^-$ ). Розчинність тетрахлорауратів залежить від природи катіону і змінюється при 293 К у рядку:  $\text{Li}[\text{AuCl}_4] (136,4) < \text{Na}[\text{AuCl}_4] (151,2) > \text{K}[\text{AuCl}_4] (61,8) > \text{Rb}[\text{AuCl}_4] (9,9) > \text{Cs}[\text{AuCl}_4] (0,8 \text{ г}/100 \text{ г } \text{H}_2\text{O})$ .

Константа стійкості  $[\text{AuCl}_4]$  - дорівнює 1026, а константа повної дисоціації  $KD = 2^{-1021}$ . У надлишку лігандів, що перевищує стехіометричне співвідношення ( $\text{Au}:\text{X} > 1:6$ ), утворюються комплекси золота (III) з координаційним числом, рівним шести, з тетрагональної симетрією  $[\text{AuX}_6]_3^-$ . Трихлорид золота в твердому стані і в парах утворює димери  $\text{Au}_2\text{Cl}_6$ , що являють собою закриті димерні плоскі молекули, що плавляться тільки під тиском хлору при 561 К, а ті, що виганяються без плавлення за 538 К.

При нагріванні трихлорид золота дисоціює за реакцією



при 693-793 К, розкладаючись до монохлориду золота  $\text{AuCl}$ . Далі монохлорид навіть при помірному нагріванні до 453-458 К (180-185 оС) дисоціює з утворенням елементного золота та хлору за рівнянням





Експериментально встановлено, що монохлорид золота нестійкий при температурах вище 450 К. Особливо негативне вплив на AuCl надає вологу. У середовищі хлористого водню сухий AuCl стійкий до температур 463-473 К, що може бути використано для очищення хлориду золота від летких супутніх домішок. Залежність тиску парів хлору над AuCl в діапазоні температур 693-800 До описується рівнянням [26]

$$\lg P_{\text{Cl}_2} = 6,23 - 3483/T, \quad (2.8)$$

де  $\lg P_{\text{Cl}_2} = p / 1,01325 - 105$ , Па.

Теплота та ентропія дисоціації монохлориду золота відповідно дорівнюють 66,94 кДж/моль та 125,5 Дж/(К·моль). У воді димерні молекули  $\text{Au}_2\text{Cl}_3$  гідролізуються, але у 2 М розчині HCl утворюють кислоту  $\text{H}[\text{AuCl}_4]$  – тетрахлороаурат водню. Діаграми потенціалів (E) –  $\{-\lg[\text{H}^+]\}$ , звані E–pH діаграми рівноваги, для Au–H<sub>2</sub>O (a) і Au–Cl–H<sub>2</sub>O систем (b, c) при 298 К наведено на рис. 2.1 [27]. Суцільні лінії характеризують сферу існування окремих фаз, склад яких представлений відповідними формулами. Пунктирними лініями позначені рівноважні водневі ( $\text{H}^+ \leftrightarrow \text{H}_2$ ) та кисневі ( $\text{OH}^- \leftrightarrow \text{O}_2$ ) потенціали, які свідчать про повну інертність золота до кисню (корозійної стійкості) та водню в системі Au–H<sub>2</sub>O(a) та при  $[\text{Cl}^-] = 10^{-3}$  моль/л у системі Au–Cl–H<sub>2</sub>O. Як видно із рис. 2.1 а область стійкості простих іонів  $\text{Au}_3^+$  ( $\text{pH} \leq 0,03$ ) і аніонів пентагідроксиду золота (III)  $\text{Au}(\text{OH})_2^-$  ( $\text{pH} \leq 13,5$ ) у водному розчині мала. Іони  $\text{Au}^{3+}$  існують в області дуже кислих розчинів (низькі значення pH) Область існування гідроксиду золота  $\text{Au}(\text{OH})_3$  простягається від сильнокислих розчинів ( $\text{pH} > 0,03$ ) до сильно лужних ( $\text{pH}$  близько 13,5).

При введення в розчин хлорид-іонів, що утворюють комплекси з іонами золота (III)  $\text{AuCl}^{-4}$ , область розчинності та стійко-хлоридних комплексів золота (III), через утворення комплексних іонів  $\text{AuCl}^{-4}$ , розширюється, а область освіти  $\text{Au}(\text{OH})_3$  звужується (рис. 2.1 b, c).

При контакті металевого золота з іонами золота (III) утворюються іони одновалентного золота, за так званими реакцій репропорціонування (РПП). Закономірності рівновес реакцій РПП розглянуті в монографії [20]. При введення в систему  $\text{Au}(\text{III}) \mid \text{X-відновника (Red)}$  також утворюються іони одновалентного золота, для яких

$$\lg\{[\text{AuCl}_4]^{-}\} = 8.38 + 4[\text{Cl}^{-}] + 3\text{pH}, \quad (2.9)$$

Залежність потенціалів золота від концентрації іонів  $\text{AuCl}^{-4}$  та  $\text{AuCl}^{-2}$  у розчині відповідає рівнянням, наведеним у таблиці 2.1.

Монохлорид слабозчинний у воді (твір розчинності  $\text{PP} = 2,0 \cdot 10^{-13}$ ). При надлишку концентрації  $\text{Cl}^{-}$ -іонів у розчині золото (I) утворює комплекси з координаційним числом, рівним двом  $\text{AuCl}^{-2}$ ,  $\text{MeAuCl}_2$  (Me-Li, Na, K) з лінійної конфігурацією. Константа стійкості комплексу  $\text{AuCl}^{-2}$   $\beta_2 = 7,9 \cdot 10^{11}$  [17]. При введенні  $\text{AuCl}$ ,  $\text{AuCl}^{-2}$  або  $\text{MeAuCl}_2$  у воду з донною фазою металевого золота спостерігається реакція диспропорціонування (ДПП)  $2\text{Au}^0 + \text{AuCl}^{-} + \text{Cl}^{-}$



що протікає з малою швидкістю ( $\nu$ ) при 298 К [28]. При початкової концентрації  $\text{AuCl}^{-2}$ , що дорівнює  $3,8 \cdot 10^{-3}$  моль/л, середня швидкість реакції ДПП при 298 К та іонній силі  $\mu \sim 0,25$  дорівнює  $1,2 \cdot 10^{-7}$  моль/(л·с) [18]. Зі збільшенням температури зростала і за 318 К становила  $2,3 \cdot 10^{-7}$  моль/(л·с).

Збільшення ж іонної сили ( $\mu = 0,35-1,34$  при  $[\text{AuCl}_2^-] = 5,6 \cdot 10^{-3}$  моль/л і 298 К) призводило до зменшення швидкості реакції (2.10). Останнє зумовлено стабілізацією хлоридного комплексу золота (I) [7]. Константа рівноваги реакції ДПП  $\text{AuCl}^{-2}$  дорівнює  $\text{KDPP} = (5,6-8,7) \cdot 10^7$ , а зворотна їй реакція репропорціонування (РПП)  $\text{KRPP} = (1,15-1,8) \cdot 10^{-8}$  [16, 20, 29]. Вплив концентрації хлорид-іонів на рівновагу системі  $\text{Au-Cl-H}_2\text{O}$  показано на рис. 2.2а у вигляді діаграми  $E\text{-pH}$ , що характеризує рівновагу реакцій  $\text{Au/AuCl}_2^-$  і  $\text{AuCl}_4^-$  у хлоридній системі за активності іонів золота  $a_{\text{Au}} = 1 \cdot 10^{-3}$  М та 298 К [20]. На полі діаграм рівновага комплексних іонів  $[\text{AuCl}_2]^-$  та  $[\text{AuCl}_4]^-$  з металевим золотом в інтервалі  $\text{pH} = -2 - 7,5$  при  $\text{Cl}^- = 1$  М показано суцільними лініями, а при  $a_{\text{Cl}^-} = 5$  М – пунктирними. Порівняння рис. 2.2а з рис. 2.1а показує, що хлорид-іони надають сильний депасивний вплив і розчинний ефект відповідно до реакції  $+ 3\text{H}^+ \leftrightarrow [\text{AuCl}_4]^- + 3\text{H}_2\text{O}$



$$E = 1,00 + (2,303RT/3F)\lg[\text{AuCl}^-] - 4\{2,303RT/F\lg[\text{Cl}^-]\}, \quad (2.13)$$

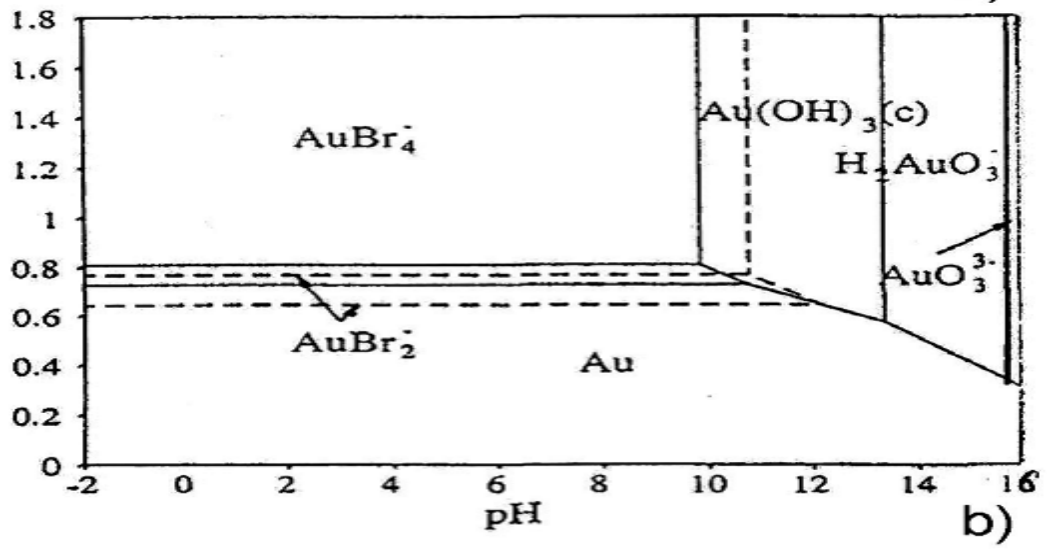
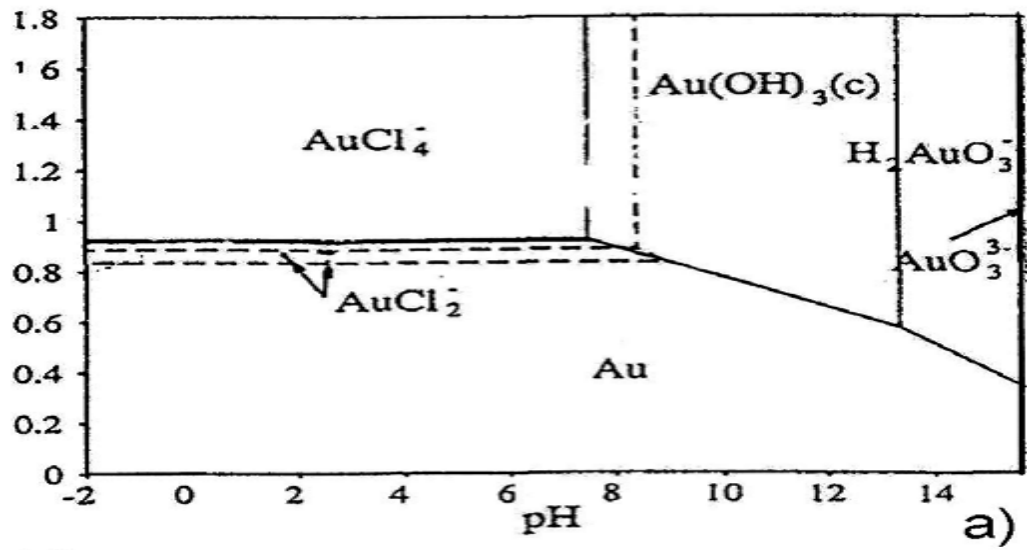
$$E = 1,30 + (2,303RT/F)\lg[\text{AuCl}_2^-] - 2\{2,303RT/F\lg[\text{Cl}^-]\}, \quad (2.14)$$

де 1,00 та 1,130 В – стандартні потенціали напівреакцій золота;

$\text{AuCl}_4^-/\text{Au}$  та  $\text{AuCl}_2^-/\text{Au}$  (див. табл. 2.1), більш негативні за порівняно з потенціалом хлору. Розрахунки показують, що в розчинах 0,5 М  $\text{AuCl}_4^- + \text{M HCl}$  і 0,5 М  $\text{AuCl}_2^- + 2 \text{M HCl}$  потенціали золотого електрода будуть відповідно дорівнюють 0,8514 і 1,041.

Як окислювач золота на практиці часто використовують хлор чи його водні розчини (див. нижче). Хлор, розчиняючись у воді диспропорціонує щодо реакції





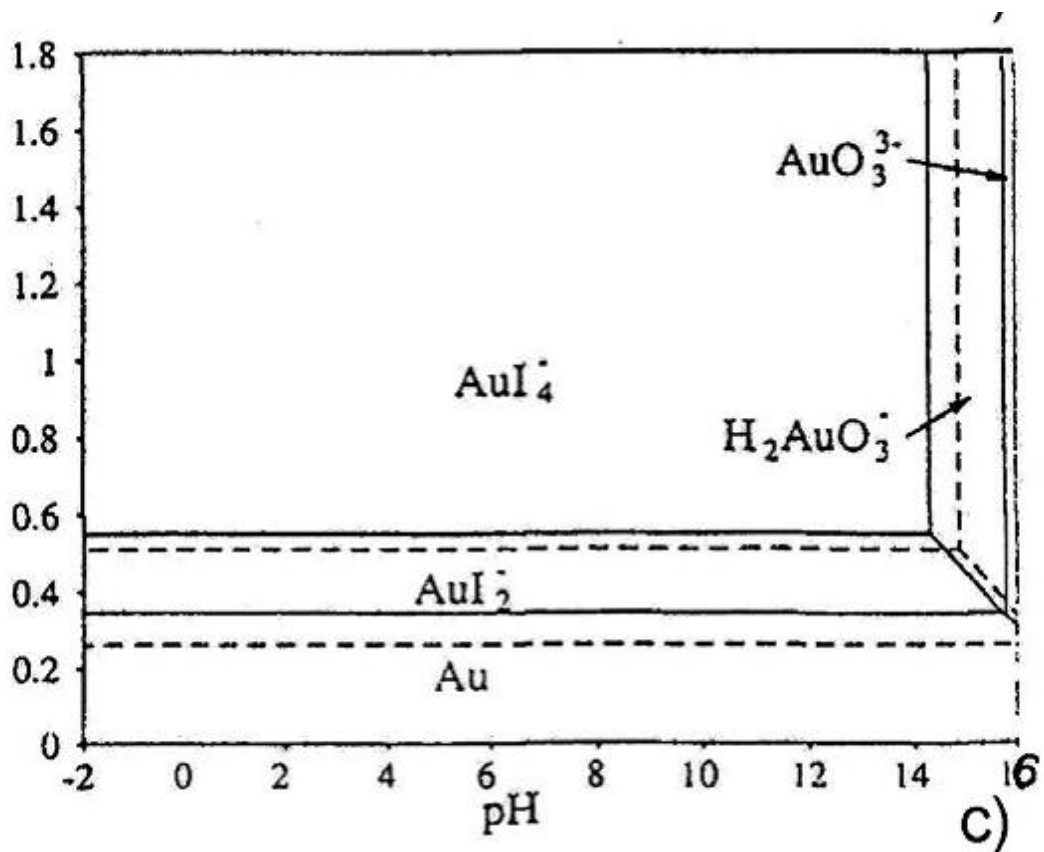


Рисунок 2.2 – Діаграми E – рН для реакцій  $\text{Au}/\text{AuCl}_2^-$  та  $\text{Au}/\text{AuCl}_4^-$  у хлоридній системі за активності іонів золота  $a_{\text{Au}} = 1 \cdot 10^{-3}$  М та 298 До [30].

З утворенням хлорноватистої кислоти, що є більш сильним окислювачем ніж хлор по рівнянню



Залежність відношення концентрацій хлорноватистої кислоти до концентрації розчиненого хлору відповідає рівнянню

$$\lg\{[\text{HClO}]/[\text{Cl}_2]\} = \text{pH} - 3.33 - \lg[\text{Cl}^-], \quad (2.17)$$

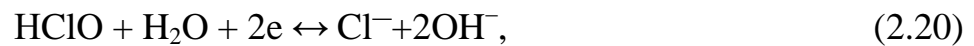
Окисно-відновний потенціал реакції з участю гіпохлорит-іону в лужному середовищі



відповідає рівнянню

$$E_{18} = 0,890 + (2,303RT/2F)\lg[\text{ClO}^-] - (2,303RT/2F)\lg[\text{Cl}^-] \\ (2,303RT/F)\lg \text{pH}, \quad (3.19)$$

У кислому розчині окислювально-відновний потенціал реакції  $+ 2\text{OH}^-$ ,



має більш позитивне значення та відповідає рівнянню [30]

$$E_{20} = 1.494 + (2,303RT/2F)\lg[\text{ClO}^-] - (2,303RT/2F)\lg[\text{Cl}^-] \\ (2,303RT/2F)\lg \text{pH}, \quad (2.21)$$

Значення потенціалу реакції свідчить про високу окисної здатності гіпохлоритів. У роботі [31] перед покладено спосіб вилугування благородних металів розчину хлоридів та гіпохлоритів. Рекомендований розчин складу:  $\text{NaCl} > 3\%$ ,  $\text{NaClO} < 0,3\%$  при  $\text{pH} = 5-8$ . Ефективний для розтвору золота з руд та гіпохлорит кальцію [22].

Аналіз окислювальних властивостей хлору у водному розчині (розчинність хлору у воді дорівнює 2,3 л  $\text{Cl}_2$  в л  $\text{H}_2\text{O}$ , що еквівалентно 0,73%)



потенціал якого залежить від концентрації  $\text{Cl}^-$ -іонів, активності розчиненого хлору відповідно до рівняння

$$E_{22} = 1.3936 + (RT/2.303nF)\lg[\text{Cl}_2] - (RT/2.303nF)\lg[\text{Cl}^-], \quad (2.23)$$

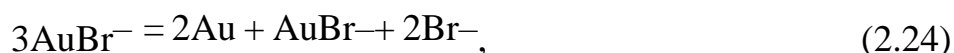
і свідчить, що хлор також є активним окислювачем золота. Потенціал хлорного електрода у розчині  $0,10268 \text{ M Cl}_2 + 4 \text{ M Cl}$  – дорівнює  $1,382 \text{ В}$ . Розрахунок констант рівноваги ( $K_p$ ) реакцій окислення золота хлором з утворенням комплексних іонів  $\text{AuCl}^{-4}$  та  $\text{AuCl}^{-2}$  показав, що  $K_p$  відповідно рівні  $8,0 \cdot 10^{26}$  та  $3,31 \cdot 10^{11}$ . Ці дані показують, що в хлоровмісних системах рівновага зрушена у бік освіти комплексів золота (III).

З солянокислих розчинів золото(III) екстрагується органічними розчинниками різних типів [23].

Коефіцієнт розподілу золота (III) при екстракції нерозбавленим трибутилфосфатом з розчинів  $1\text{-}12 \text{ M}$  соляної кислоти дорівнює  $D_{\text{Au(III)}} > 1 \cdot 10^4$ . При екстракції золота(III) та заліза(III) з  $1 \text{ M HCl}$  їх коефіцієнти розподілу відповідно рівні  $D_{\text{Au(III)}} = 103,9$  і  $D_{\text{Fe(III)}} = 101,3$  [24].

### 2.3 Бромідні методи вилучення золота

З бромід-іонами золото (I, III) утворює прості ( $\text{AuBr}$ ,  $\text{AuBr}_3$ ) та комплексні сполуки ( $[\text{AuBr}_{-2}]$ ,  $[\text{AuBr}_{-4}]$ ,  $\text{Me}[\text{AuBr}_2]$ ,  $\text{Me}[\text{AuBr}_4]$ ). У водних розчинах бромід золота (I) диспропорціонує щодо реакції



Константа рівноваги реакції ДПП

$$K_{\text{ДПП}} = [\text{AuBr}_{-4}] \cdot [\text{Br}^-]^2 / [\text{AuBr}_{-2}]_3, \quad (2.25)$$

при  $\mu = 1,0$  становить  $6,5 \cdot 10^4$  (298 К) [3] -  $3,02 \cdot 10^5$  [14].

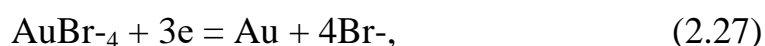
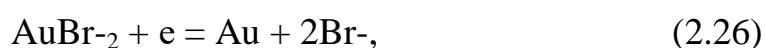
Константа рівноваги зворотної реакції – реакції диспропорціонування -  $K_{\text{рп}} = 1 / K_{\text{дпп}} = 1,54 \cdot 10^{-3}$  (298 К) [20].

Диспропорціонування  $\text{AuBr}^{-2}$  супроводжується зміною вільної енергії Гіббса та ентальпії:  $\Delta G_0 = -28,87 \text{ кДж/моль}$ ;  $\Delta H = -56,07 \text{ кДж/моль}$  та ентропії

$\Delta S_0 = -90,79$  Дж/моль·К). Добуток розчинності AuBr і AuBr<sub>3</sub> у воді дорівнює  $5,0 \cdot 10^{-17}$  та  $4,0 \cdot 10^{-36}$  відповідно. За [17] добуток розчинності монобромиду золота (I)  $\text{PRAuBr} = 7,9 \cdot 10^{-16}$ , а константу стійкості  $\text{AuBr}^{-2}$   $\beta_2 = 1,3 \cdot 10^{15}$ .

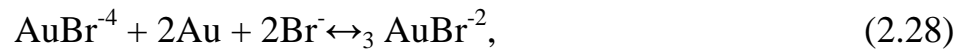
Трибромід золота отримують бромованням металевого золота при 423 К або обробкою оксиду Au<sub>2</sub>O<sub>3</sub> розплавленим AuBr<sub>3</sub>. У розчинах бромідів іони золота (III) утворюють комплекси [AuBr<sub>4</sub>]<sup>-</sup> – з плоскоквратною конфігурацією, координаційним числом, рівним чотирьом і константою іонної диссоціації  $KD = 3,16 \cdot 10^{31}$ . Добре досліджено комплекс  $K[\text{AuBr}_4]$ .

На рис. 2.2 b наведена діаграма E - pH, що характеризує рівновагу реакцій Au/AuBr<sup>-2</sup> та Au/AuBr<sup>-4</sup> у системах Au–Br–H<sub>2</sub>O при 298 К [20]. На полі діаграм наведені лінії рівноваги комплексних іонів [AuBr<sub>2</sub>]<sup>-</sup> та [AuBr<sub>4</sub>]<sup>-</sup> з металевим золотом в інтервалі pH = - 2,0...10. Лініями позначені рівновесія золота при активності комплексних іонів AuBr<sup>-2</sup> та AuBr<sup>-4</sup>, що дорівнює 10<sup>-3</sup> моль/л, у розчинах з активністю бром-іонів рівної 1 (суцільні) і 5 (пунктирні). Видно що у присутності бром-іонів золото розчиняється з утворенням іонів тетрабромодібромаурату. Причому в області більше негативних потенціалів комплекс AuBr<sup>-2</sup> стійкіший. При введенні в розчин бром-іонів область розчинності та стійкості бромідних комплексів золота розширюється, а область утворення Au(OH)<sub>3</sub> звужується (рис. 2.2b). Бромкомплекси золота більш стійкі, ніж хлорокомплекси. Область pH для бромкомплексів значно ширша, ніж хлорокомплексів. Потенціали реакцій більш негативні проти хлоридними системами

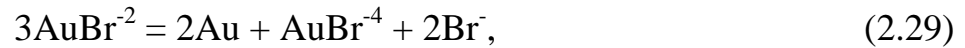


Ця сукупність властивостей свідчить, що процес вилугування золота бромом більш сприятливий, ніж хлором. У розчинах з малою активністю води при 500-600 К рівновагу реакції





зміщене повністю праворуч. У водних розчинах бромід золота(I) диспропорціонує за реакцією



Константа рівноваги реакції ДПП

$$K_{\text{ДПП}} = [\text{AuBr}^{-4}] \cdot [\text{Br}^{-}]^2 / [\text{AuBr}^{-2}]^3, \quad (2.30)$$

при  $\mu = 1,0$  і  $T = 298 \text{ K}$  становить  $6,5 \cdot 10^4$  [3] -  $3,02 \cdot 10^5$  [20].

Трибромід золота при підвищенні температури дисоціації по реакції



Тиск парів бромиду при 633–723 К описується рівнянням

$$\lg \rho_{\text{Br}_2} = 8,99 - 4052/T, \quad (2.32)$$

Монобромід золота стійкий при температурі вище 325 К [13]. Тиск парів бромиду над монобромідом золота, дисоціюючого при 643–723 К по реакції



відповідає рівнянню

$$\lg \rho_{\text{Br}_2} = 7,39 - 3532/T, \quad (2.34)$$

де  $\lg p_{\text{Br}_2} = p/101,325$  кПа. Розчинність бром у воді дорівнює 35 г/л ( $\lg [\text{Br}_2(\text{гідр.})] = -0,643$ ). У розчинах з низькою концентрацією її бромідів бром знаходиться у вигляді гідратованих частинок. У воді молекули бром у піддаються реакції ДПП



з константою рівноваги, що описується рівнянням

$$\lg \{ [\text{HBrO}][\text{Br}^-]/[\text{Br}_2] \} = \text{pH} - 8,17, \quad (2.36)$$

в розчинах бромідів, іодидів і хлоридів внаслідок утворення  $\text{Br}_3^-$



і міжгалогенних сполук  $\text{ClBr}_2^-$ ,  $\text{IBr}_2^-$ ,  $\text{BrCl}_2^-$  і  $\text{BrI}_2^-$  розчинність бром зростає. Іони  $\text{Br}_3^-$  переважають тільки в розчин, у яких активність бромід іонів перевищує 0,89 моль/л. Константа рівноваги реакції (2.37) дорівнює  $K_p = 3,33$ . При вищих концентраціях бромідів утворюються  $\text{Br}_4^-$



із константою рівноваги  $K_p = 27,5$ .

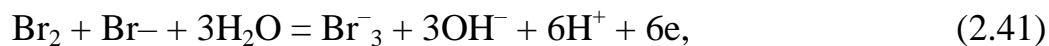
Цікаво, що іони  $\text{Br}_3^-$  утворюються в бромідних електрохімічних системах та при електролізі



відповідний потенціал описується рівнянням

$$E_{39} = 1,0162 + (2,303RT/2F)\lg[\text{Br}^-_3] - 3(2,303RT/2F)\lg[\text{Br}^-], \quad (2.40)$$

Броміди та триброміди легко окислюються при електролізі до бромат-іонів



$$E_{41} = 1.4116 + (2,303RT/6F)\lg\{[\text{Br}^-_3]/[\text{Br}^-]\} - (2,303RT/F)\lg[\text{pH}], \quad (2.42)$$

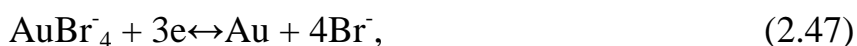


$$E_{43} = 1.4523 + 3(2,303RT/16F)\lg[\text{Br}^-_3] - (2,303RT/16F)\lg[\text{Br}^-_3] - \\ - 18(2,303RT/16F)\lg[\text{pH}], \quad (2.44)$$

Зіставлення стандартних потенціалів електродних реакцій золота в бромідних розчинах



$$E_{45} = 0.960 + 2(2,303RT/F)\lg[\text{Br}^-] - (2,303RT/F)\lg[\text{AuBr}^-_2], \quad (2.46)$$



$$E_{47} = 0,854 + 4(2,303RT/3F)\lg[\text{Br}^-] - \\ (2,303RT/3F)\lg[\text{AuBr}^-_2], \quad (2.48)$$

зі стандартними потенціалами реакцій (2.39), (2.41) та (2.43) показує, що різниця стандартних потенціалів дорівнює  $\Delta E(3.40)-(3.46) = 0,0562$  В,  $\Delta E(3.42)-(3.46) = 0,4516$  В,  $\Delta E(3.44)-(3.46) = 0,4923$  і  $\Delta E(3.42)-(3.48) = 0,1622$ ,  $\Delta E(3.42)-(3.48) = 0,5576$ ,  $\Delta E(3.44)-(3.48) = 0,5983$  В. Константи рівноваги

розглянутих реакцій відповідно дорівнюють  $K_p(3.39)-(3.41) = 8,91$ ,  $K_p(3.41)-(3.45) = 4,3 \cdot 10^7$ ,  $K_p(3.43) - (3.45) = 2,1 \cdot 10^8$ ,  $K_p(3.39) - (3.47) = 1,7 \cdot 10^8$ ,  $K_p(3.41) - (3.47) = 1,9 \cdot 10^{28}$ ,  $K_p(3.43) - (3.47) = 2,2 \cdot 10^{30}$ .

Отже, у бромідних розчинах маршрути реакцій взаємодії бромат-іонів з елементним золотом кращі. Електрохімічне окислення молекулярного броду в розчинах буде спосіб більш глибокого вилучення золота з рудної сировини, золотовмісних шламів і скрапу.

З 1-3 М розчинів бромистоводневої кислоти золото(III) екстрагується діетиловим ефіром з коефіцієнтом поділу  $D_{Au(III)} = (0,5-8,0) \cdot 10^3$  [23]. Коефіцієнт розподілу срібла(I) при екстракції діетиловим ефіром з 1 М HBr відрізняється від  $D_{Au(III)}$  більш ніж на 4 порядки і дорівнює  $D_{Ag(I)} = 1,2 \cdot 10^{-2}$ . Коефіцієнти розподілу іридію, осмію, рутенія при екстракції діетиловим ефіром з 1 М HBr відрізняється від  $D_{Au(III)}$  більш ніж на 4–5 порядків і дорівнюють  $D_i = 0,12-0,005$  [15].

#### 2.4 Йодидні методи отримання золота

З іодид-іонами золото (I, III) також утворюють прості ( $AuI$ ,  $AuI_3$ ) і комплексні сполуки ( $[AuI_2]$ ,  $[AuI_4]$ ,  $Me[AuI_2]$ ,  $Me[AuI_4]$ ). Твори розчинності йодиду золота(I)  $AuI_3$  і трийодиду золота  $AuI_3$  у воді відповідно рівні  $1,6 \cdot 10^{-23}$  та  $1 \cdot 10^{-46}$ . По [4] добуток розчинності моноіодиду золота(I)  $L_p AuI = 4,0 \cdot 10^{-23}$ , а константа стійкості  $AuI_2^- \beta_2 = 3,2 \cdot 10^{-21}$ . У водних розчинах іодид золота (I) практично нерозчинний ( $1,23 \cdot 10^{-14}$  г AuI/л) і тому не диспропорціонує перебуваючи у твердому стані. Йодид золота AuI має блідо-рожевий колір і утворює тетрагональні кристали. Вважають, що в тетрагональних ґратах  $[AuI]_n$  тягнуться зигзагоподібні нескінченні ланцюги  $-I-Au-I-Au-$ [27]. Кут між іонами золота  $Au-I-Au$  дорівнює  $72^\circ$ , відстань  $Au-I = 262$  нм, а  $Au-Au = 308$  нм [28].

При дії розчину йоду на AuI утворюється  $AuI_3$ .  $AuI_3$  має темно-зелений колір і утворює кристали ромбічної сингонії, стійкі у водному розчині.

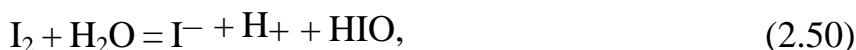
Температура розкладання 392 К. При введенні в розчин йодиду калію (йодид-іона) розчинність AuI зростає внаслідок утворення комплексної сполуки AuI<sub>2</sub><sup>-</sup>



Вплив концентрації йодид-іонів на рівновагу в системі Au-I-H<sub>2</sub>O показано на рис. 2.2с. Концентраційні умови побудови діаграми Пурбе ті ж, що і для хлоридних і бромідних систем [20]. У цьому випадку комплексні іони [AuI<sub>2</sub>]<sup>-</sup> і [AuI<sub>4</sub>]<sup>-</sup> більш стійкі і сфера їх існування простягається від рН = -2 до рН = -10 для [AuI<sub>4</sub>]<sup>-</sup> і до рН = -16 для [AuI<sub>2</sub>]<sup>-</sup>. Зіставлення рис. 2.2а з рис. 2.1с показує, що іони тетраїодиду золота(III) і діїодиду золота(I) в цій системі перебувають у рівновазі з H<sub>2</sub>[AuO<sub>3</sub>]<sup>-</sup>.

Розчинність молекулярного йоду (I<sub>2</sub>) у воді 0,3 г/л.

Константа рівноваги реакції ДПП молекулярного йоду у воді



Має мале значення, що дорівнює КДПП = 5,32·10<sup>-13</sup> [29]. У водних розчинах KI, NaI та ін. розчинність йоду внаслідок утворення триїодид (1)-іона (I-3) зростає багаторазово. Константа рівноваги реакції утворення триїодидіона



рівна K<sub>p</sub> = 697,9, свідчить про значне зрушення рівноваги реакції вправо. Йодид-іони легше в порівнянні з бромідом окислюються до I-3



$$E_{52} = 0,5364 + (2,303RT/2F) \lg[\text{I}_3^-] - 3(2,303RT/2F) \lg[\text{I}^-], \quad (2.53)$$

а триїодид-іон до молекулярного йоду та іодат-іонів:



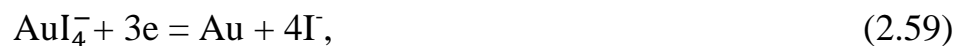
$$E_{54} = 0,7892 + 3(2,303RT/2F) \lg[\text{I}_2] - (2,303RT/F)\lg[\text{I}_3^-], \quad (2.55)$$



$$E_{56} = 1,1539 + 3(2,303RT/16F) \lg[\text{IO}_3^-] - (2,303RT/16F)\lg[\text{I}_3^-], - \\ - 18(2,303RT/16F) \lg \text{pH}, \quad (2.57)$$

Окислення молекулярного йоду до й одної кислоти  $\text{HIO}_3$  і іодат-іона  $\text{IO}_3^-$  у водних розчинах наймовірніше, так як стандартні потенціали цих реакцій ( $E_0 = 2,9226$  та  $2,9454$  В) значно більш позитивні в порівнянні з кисневим електродом ( $E_0 = 1,229$  В). Тому виділення на аноді кисню з води є кращою реакцією.

Стандартні потенціали електродних реакцій золота іодидних електролітів



мають більш негативні значення в порівнянні з потенціалами золота в хлоридних і бромідних розчинах (див. табл. 2.1 і зрівн. (2.22), (2.23), (2.46), (2.48)). Залежність потенціалів від концентрації іодид-іонів та іонів золота (I), (III) в розчин описується наступними рівняннями:

$$E_{58} = 0,578 + 2(2,303RT/F) \lg[\text{I}^-] - (2,303RT/F)\lg[\text{AuI}_2^-], \quad (2.60)$$

$$E_{59} = 0,560 + 4(2,303RT/3F) \lg[\text{I}^-] - (2,303RT/3F)\lg[\text{AuI}_4^-], \quad (2.61)$$

Аналіз та зіставлення стандартних окислювально-відновлювальних потенціалів іодидних систем та потенціалів золото показує, що різниця потенціалів при рівновазі тріодид-іонів з іонами іодиду близька до нуля. При рівновазі тріодид-іона з молекулярним йодом в реакції окислення золота до іонів  $\text{AuI}_2^-$  різниця електродних потенціалів при активності компонентів рівної одиниці становить  $\Delta E(3.48) - (3.54) = 0,2112$ , а константа рівноваги  $K_p(3.48) - (3.54) = 3,7 \cdot 10^3$ . При рівновзі в системі іодат-іонів з тріодид-іонами і дорівнює їх активності одиниці різниця потенціалів реакцій (3.56) та (3.60), (3.56) та (3.61) складе відповідно 0,5759 та 0,5939 В. Константи рівноваги сумарних реакцій



будуть відповідно рівні  $5,4 \cdot 10^9$  та  $1,3 \cdot 10^{30}$ . отже, в іодидних розчинах реакції взаємодії іодат-іонів з елементним золотом також кращі. В цьому випадку електрохімічне окиснення в розчинах тріодид-іонів до іодат-іонів також сприятиме глибшому вилучення золота з руд і золотовмісної сировини. Цікаво, як буде показано нижче, поведінка полігалогенідних ( $\text{MeX}_n$ , де  $n = 3, 5, 7, 9$ ) та міжгалогенідних сполук ( $\text{I}^-\text{Br}_2^-$ ,  $\text{I}^-\text{Br}$ ,  $\text{I}^-\text{Cl}_2$ ,  $\text{I}^-\text{Cl}_3$ ). У 1-6 М розчинах  $\text{HI}$  золото (III) відновлюється до золота (I) та екстрагується багатьма екстрагентами. Слід зазначити, що у водних розчинах стійкість комплексів  $\text{AX}_2^-$  зростає у ряду:  $\text{Cl}^-$ ,  $\text{Br}^-$ ,  $\text{I}^-$ . У цьому ряду зменшується енергія зв'язку  $\text{Au-X}$ , що становить (кДж/моль):  $\text{Au-F}^-\text{F}^- = 305$ ;  $\text{Au-Cl}^-\text{Cl}^- = 289$ ;  $\text{Au-Br}^-\text{Br}^- = 251$ ;  $\text{Au-I}^-\text{I}^- = 230$  [23].

На закінчення розгляду галогенідних систем і окислення реакцій за їх участю слід зазначити, що фтор/фторидні, хлор/хлоридні, бром/бромідні та йод/іодидні процеси вилуговування золота з руд та концентратів є

альтернативними екологічно небезпечним технологіям ціанідного вилуговування.

## 2.5 Ціанідні методи отримання золота

Ціаніди золота. Ціанід-іони утворюють комплекси з багатоними металами ( $\text{Cu}^+$ ,  $\text{Cd}_2^+$ ,  $\text{Co}_2^+$ ,  $\text{Fe}_2^+$ ,  $\text{Fe}_3^+$ ,  $\text{Hg}_2^+$ ,  $\text{Ni}_2^+$ ,  $\text{Zn}_2^+$ ,  $\text{Ag}^+$ ,  $\text{Au}^+$ ,  $\text{Au}_3^+$ ,  $\text{Pd}_2^+$ ). Ціанідні комплекси золота  $\text{AuCN}$ ,  $\text{K}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ ,  $\text{H}[\text{Au}(\text{CN})_2]$ ,  $\text{H}[\text{Au}(\text{CN})_4]$  широко використовуються в гідрометалургії золота. Ціанід золота (III) отримують при доданні  $\text{Na}[\text{AuCl}_4]$  до концентрованого розчину калію [35].

Діаграми рівноваги E-pH для систем Au-CN-H<sub>2</sub>O при температурах 298 і 348 К та різних концентраціях ціанід-іонів та іонів золота наведені на рис. 2.3 [34].

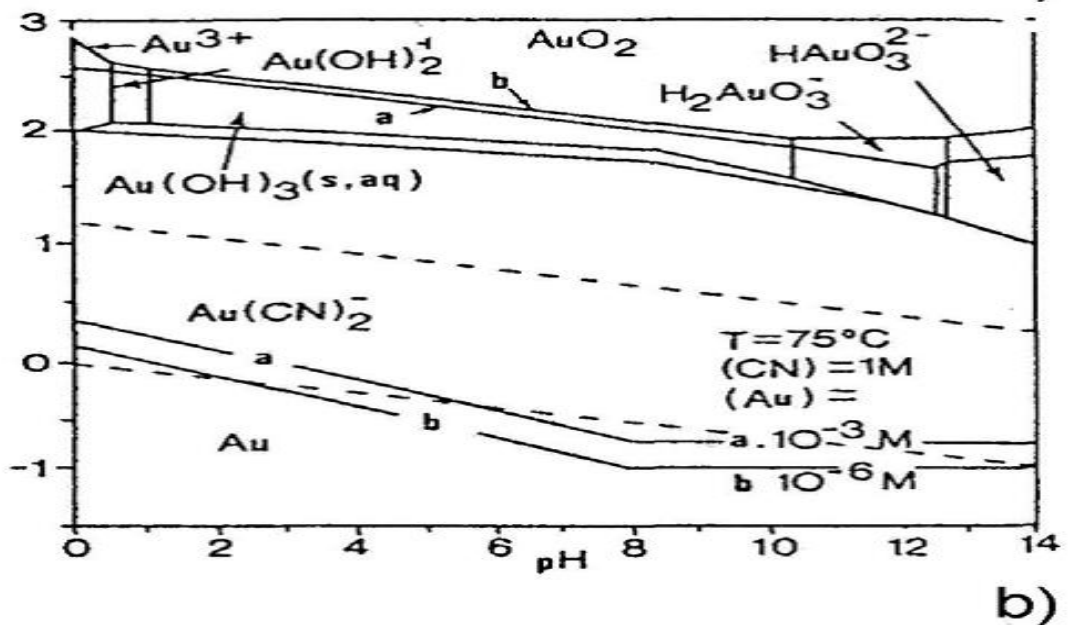
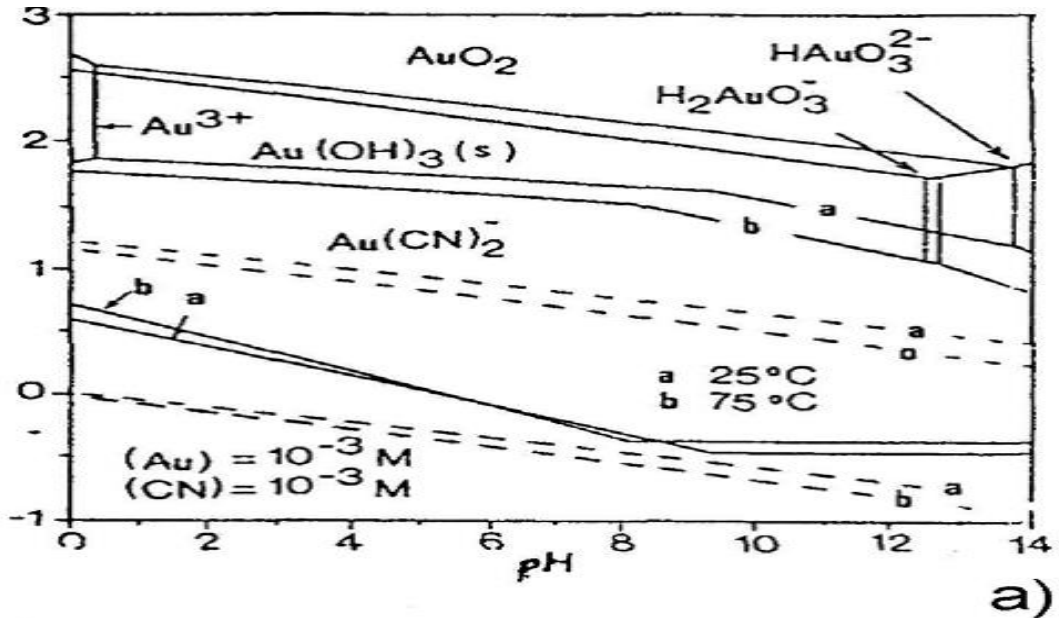
Стійкість комплексних іонів  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  охоплює область величин pH від 1 до 14. При  $\text{pH} > 5$  рівновагу у системі Au/Au(CN)<sub>2</sub> характеризується негативними рівноважними потенціалами. При підвищенні температури від 298 до 348 К розчинність  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  лише трохи зменшується. Однак, відомий але, що швидкість реакції розчинення золота в області стабільного існування ціанідних комплексів золота при його ціанірованні значно зростає. Вплив концентрації іонів золота (I) при 348 К в області стабільності ціанідних комплексів  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  показано на рис. 3.3b, c. Видно, що «вікна» стабільності для розчинних ціанідних комплексів золота (I) розширюють свої розміри зі збільшенням концентрації ціанід-іонів (порівняй рис. 2.3a, b, c).

У лужних розчинах ціанідів золото, що володіє потенціалом напівреакції (див. табл. 2.1), рівним  $E = -0,611$  відн. н.в.е., розчиняється в присутності кисню або інших окислювачів (перекису водню та перексидів металів, комплексних сполук Fe(III), NaClO, NaClO<sub>3</sub>, I<sub>3</sub>, Br<sub>3</sub>, MnO<sub>2</sub>). Реакція розтворіння золота в ціанідному розчині в присутності кисню





протікає у дві стадії



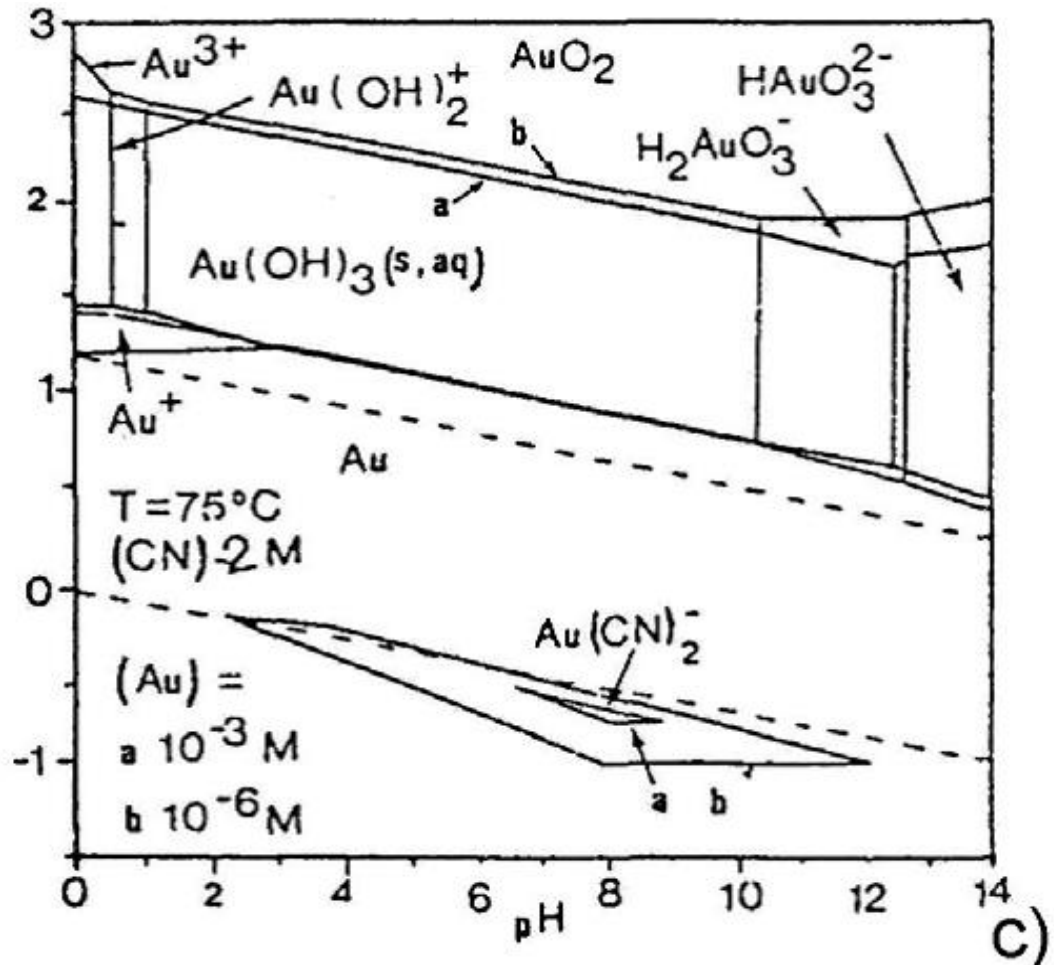


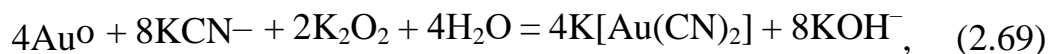
Рисунок 2.3. Діаграми E-pH для ціанідів золота (I)  $[Au^+] = [CN^-] = [CN^-] = 10^{-3} \text{ M}$  при 298 і 348 К (а) та концентрації іонів золота (I)  $[Au^+] = 10^{-3}$  (b) та  $10^{-6} \text{ M}$  (c) і ціанід-іонів  $[CN^-] = 1 \text{ M}$  (b) і  $[CN^-] = 2 \text{ M}$  при 348 К (c) [34].

При ціануванні золота у розчинах у присутності пероксиду калію реакція описується рівнянням



Константа рівноваги реакції (3.65) – першої стадії –  $K_{p1}$  та  $K_{p2}$  свідчать, що реакції (3.65) і (3.66) протікають самодовільно у бік розчинення золота. У молекулярній формі рівняння набудуть наступного вигляду:





За даними [5] константа рівноваги реакції



дорівнює  $2,3 \cdot 10^{33}$ , а константа швидкості, визначена за допомогою електрода, що обертається, дорівнює  $0,833 \cdot 10^{-6}$  л/(см<sup>1/2</sup>·об<sup>1/2</sup>).

Ціанід одновалентного золота отримують шляхом кип'ятіння водного безкольорового розчину ціанідного золота (I) з 2 М розчином НСІ відповідно до реакції [26]



При цьому відбувається розкладання комплексу і з розчину кристалізується лимонно-жовтий AuCN. Твір розчинності AuCN у воді дорівнює  $6,3 \cdot 10^{33}$ . Вважають, що комплексний аніон  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  є найстійкішим з'єднанням золота (I) [26].

Константа стійкості цієї сполуки у водному розчині близька до  $\beta_2 = 1039$ , а за [4]  $\beta_2 = 1040$ . Константа стійкості тетраціаніду  $[\text{Au}(\text{CN})_4]^-$  дорівнює  $\beta_2 = 1056$ . Диціанід золота(I) легко окислюється галогенами за реакцією  $\text{Au}(\text{CN})_2^- + \text{X}_2 = [\text{Au}(\text{CN})_2\text{X}_2]$ , де X – Cl, Br, I. У ціанідних розчинах  $[\text{Au}(\text{CN})_2\text{X}_2]$  – перетворюється в  $[\text{Au}(\text{CN})_3\text{X}_2]$ -і  $[\text{Au}(\text{CN})_4]^-$ . Окислення  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  трійоди будинок I- 3 протікає більш ніж у 100 разів швидше в порівнянні з окисленням молекулярним йодом [4].

Розчини ціаніду золота, щоб уникнути реакції гідролізу  $\text{CN}^- + \text{H}_2\text{O} = \text{HCN} + \text{OH}^-$ , а також для запобігання взаємодії з вуглекислою повітря  $\text{CN}^- + (\text{CO}_2 + \text{H}_2) + 1/2\text{O}_2 = \text{HCN} + \text{HCO}_3^-$ , повинні містити невелику кількість вільного луку ( $2 \cdot 10^{-1} - 1 \cdot 10^{-3}$  г/л KOH). У розчинах з високою концентрацією KOH швидкість розчинення золота знижується. У розчинах у області рН = 11-13

зниження швидкості розчинення золота пропорційно до величини рН [38]. При дифузійному контролі підведення ціаніду наведені константи швидкості масо-перенесення реакції (3.70) при 298, 308 і 318 До відповідно рівні  $1,05 \cdot 10^{-6}$ ,  $1,27 \cdot 10^{-6}$  і  $1,52 \cdot 10^{-6}$  л/(см<sup>2</sup>·с) [5]. Залежність константи масопереносу від температури при дифузійному контролі відповідає рівнянню

$$\lg k = -3,5314 - 760/T. \quad (2.72)$$

При кінетичному контролі розчинення золота в ціанідом розчині (енергія активації 59,01 кДж/моль), коли його швидкість лімітується хімічною реакцією (2.47), залежність константи швидкості реакції від температури описується рівнянням

$$\lg k = 4,0611 - 3087/T. \quad (2.73)$$

Оптимальна температура розчинення золота в ціанідних розчинах 298 К, а тиск кисню не нижче 1 атм.

Інгібують розчинення золота і супутні золоту метали (срібло, мідь, цинк та ін.).

Відомі органічні реагенти, що мають загальну формулу  $R_1R_2C(OH)CN$ , у тому числі і ацетонціангідрин  $(CH_3)_2C(OH)CN$ , містять CN-групу в  $\alpha$ -положенні по відношенню до гідроксилу [5]. Ацетонціангідрин розчиняється у воді, спирті, ефірі та інших органічних розчинниках. Швидкість розчинення золота у розчинах ацетонціангідрину у водному розчині та органічних розчинниках в 1,4 рази вище швидкості реакції в ціанідах.

Тіомочевинні комплекси золота. Відомий ряд робіт, яких тіомочевинні комплекси використані для вилугування золота з руд [35]. У присутності окислювача ( $Fe_{3+}$ ,  $O_2$ ,  $O_3$ ,  $MnO_2$  та ін) в кислих розчинах тіомочевина ефективна але розчиняє металеве золото. Процес вилугування золота

протікає по послідовним, наступним один за одним. На першій стадії тіомочевина окислюється до формаміду дисульфідом [36]

$2\text{CS}(\text{NH}_2)_2 + 2\text{Fe}_3^+ = \text{C}_2\text{S}_2(\text{NH})_2(\text{NH}_2)_2 + 2\text{Fe}_2^+ + 2\text{H}^+$ , а на другій стадії золото окислюється формамід-дисульфідом і утворює позитивно заряджений тіомочевинний катіонний комплекс золота (I)  $\text{C}_2\text{S}_2(\text{NH})_2(\text{NH}_2)_2 + 2\text{CS}(\text{NH}_2)_2 + 2\text{Au} + 2\text{H}^+ \rightarrow 2\text{Au}[\text{CS}(\text{NH}_2)_2]^+_2$ .

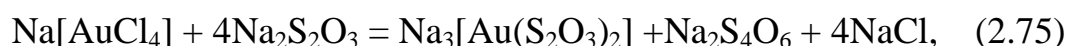
Стандартний потенціал напівреакції золота з тіомочевиною (див. табл. 2.1) дорівнює  $E_0 = 0,380$  [9]. Аналіз рівнянь (2.71) та (2.72) показує, що формамід-дисульфід виконує функцію як окислювача, і комплексуючого агента: 50 % тіомочевини входить до комплексу як ліганди. [40, 41] це пояснює спостерігаються вищі швидкості вилуговування золота тіомочевиною порівняно з ціануванням. Сумарне рівняння вилуговування золота тіомочевиною набуває вигляду



При використанні як окислювач кисню

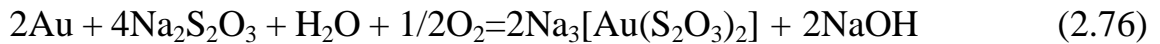


швидкість вилуговування золота залежить від температури, тиску кисню, супутніх металів, у тому числі металів-домішок, та ін факторів. Тіосульфатний комплекс золота. При надлишку тіосульфат натрію взаємодіє з тетрахлоридом золота(III) по реакції



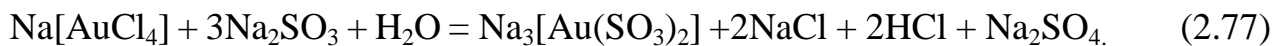
з утворенням комплексів  $\text{Na}[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)]$  та  $\text{Na}_3[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]$ .

Ступінь окислення золота у комплексі дорівнює 1. Константа стійкості  $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)]$  - дорівнює  $\beta_2 = 1,3 \cdot 10^{15}$  [4]. У водних розчинах комплекс  $\text{Na}_3[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]$  більш стійкий у порівнянні з  $\text{Na}[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)]$ . У присутності кисню золото розчиняється в тіосульфатних розчинах відповідно до рівняння

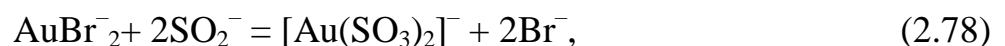


та з константою рівноваги  $K_p = 1,7 \cdot 10^{10}$  [1]. Тому в практиці гідрометалургії золота тіосульфати натрію та амонію використовуються для отримання золота і срібла з завзятих руд [37,38].

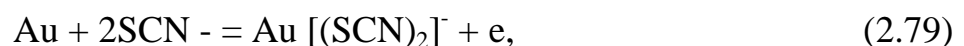
Сульфітні комплекси золота мають високу розчинність у воді. При додаванні в розчин  $[\text{AuCl}_4]$ -сульфіту натрію протікає окислювально-відновна реакція з утворенням комплексу сульфітоаурату (I)

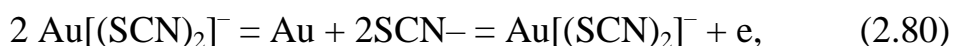


У насиченому розчині сульфітоаурат(I) натрію кристалізується у вигляді білих голок  $\text{Na}_3[\text{Au}(\text{SO}_3)_2] \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ . Будучи міцним комплексом  $\text{Na}_3[\text{Au}(\text{SO}_3)_2]$  добре розчинний у воді. Константа стійкості  $[\text{Au}(\text{SO}_3)_2]$  - дорівнює  $\beta_2 = 3,2 \cdot 10^{29}$  [17]. Сульфіто-ауратний комплекс Au(I) міцніший, ніж бромідний комплекс золота(I)



Константа рівноваги реакції (2.78) дорівнює  $K_p = 1017$  [18]. Родонідні комплекси золота можуть стати основою технології альтернативної ціанідному вилуговування золота з руд.





Константа рівноваги реакції ДПП іонів Au  $[(\text{SCN})_2]^-$  – дорівнює 20,9. Добуток розчинності  $\text{AuSCN}$   $L_p\text{AuSCN} = 3,2 \cdot 10^{21}$ , а константа стійкості Au  $[(\text{SCN})_2]^-$   $\beta_2 = 6,3 \cdot 10^{19}$  [4]. Слід зазначити, що золото в роданідних розчинах також утворює комплекс  $\text{Au}[(\text{SCN})_4]^-$  (див. табл. 2.1).

Сульфіди золота. Золото виявляє більшу спорідненість до сірки, ніж до кисню і утворює ряд сульфідів -  $\text{Au}_2\text{S}$ ,  $\text{Au}_2\text{S}_2$  та  $\text{Au}_2\text{S}_3$ . Розчинність  $\text{Au}_2\text{S}$  у воді  $< 10^{13}$  моль/л [44]. Сульфід золота (I)  $\text{Au}_2\text{S}$  отримують пропускаючи сірководень через розчин  $\text{KAu}[(\text{SCN})_2]$ , підкислений хлористоводневою кислотою.

$\text{Au}_2\text{S}$  - коричнево-чорного кольору розчиняється в лужних розчинах ціанідів і сульфідів лужних металів, утворюючи ціаніди  $\text{Me}[(\text{CN})_2]$  та солі тіоауратів –  $\text{Me}[\text{AuS}]$ ,  $\text{Me}_3[\text{AuS}_2]$ . У розчинах полісульфідів сульфід золота (I) утворює політїонати.

При дії сильних окислювачів ( $\text{H}_2\text{O}_2$ ,  $\text{Cl}_2$ ,  $\text{NaClO}$ , царська горілка) сульфід золота (I) розчиняється з розкладанням. При дії  $\text{H}_2\text{S}$  на киплячий розчин хлоридів золота(I) і (III) золото відновлюється до залізного стану.

Трисульфід золота(III)  $\text{Au}_2\text{S}_3$  чорного кольору розкладається водою на  $\text{Au}_2\text{S}_2$  та  $\text{S}$ . Синтезують  $\text{Au}_2\text{S}_3$  з неводних розчинів або дією сірководню на сухі солі золота (III). При 270–277 К  $\text{Au}_2\text{S}_3$  розчиняється у лужних розчинах сульфідів з утворенням солей тіоауратів(III), наприклад, тіоаурату калію  $\text{K}_3[\text{AuS}_3]$ . У розчинах полісульфідів  $\text{Au}_2\text{S}_3$  утворює політїонати.

Сульфати золота. У сірчаній кислоті золото нерозчинне. У концентрованої сірчаної кислоти за високої температури (573 К) золото кородує. У сірчаноокислих розчинах золото перебуває у дисоційованому стані, утворюючи іони  $\text{AuS}_3^+$ , що у рівновазі з молекулами  $\text{H}[\text{Au}(\text{SO}_4)_2]$ .

Константа дисоціації дорівнює  $4 \cdot 10^{-3}$ .

Нітрати золота. Золото нерозчинне в азотній кислоті. Тому в технологічних процесах обробки золотовмісних скрапів і концентратів азотну кислоту використовують для видалення супутніх металів з отриманням у

залишку чорного золота. З концентрованих азотнокислих розчинів осаджуються кристали  $\text{H}[\text{Au}(\text{NO}_3)_4] \cdot \text{H}_2\text{O}$ . Відомі азотнокислі солі золота  $\text{Me}[\text{Au}(\text{NO}_3)_4]$  – тетранітроаурати (III), відповідних іонів металів (Me) –  $\text{Na}^+$ ,  $\text{K}^+$ ,  $\text{Rb}^+$ ,  $\text{Tl}^+$ ,  $\text{NH}_4^+$  та ін. Всі вони золотаво-жовтого кольору. З азотнокислих розчинів (1-15 N  $\text{HNO}_3$ ) золото екстрагується розчинами триізооктиламіну в ксилолі. У розчинах 1-6 M азотної кислоти золото (III) екстрагується 100% трибутилфосфатом з  $\text{DAu(III)} \leq 1 \cdot 10^4$  [33].

Будова та властивості димерів та кластерів золота з лігандами різної природи, зокрема і металоорганічними комплексами, розглянуто у роботі [15, 16, 20, 33].

## ВИСНОВКИ

1. Наведено основні характеристики електрохімічних методів вилучення шляхетних металів з бідних руд.
2. Проведено аналіз методів вилучення золота з рудної сировини методами хлорування, бромовання, йодування та ціонування.
3. Встановлено умови найсприятливіших методів вилучення золота за критерієм максимальної безпеки до навколишнього середовища.



## 2. ГРАВІТАЦІЙНІ МЕТОДИ ПЕРЕРОБКИ РУД ІЗ ОТРИМАННЯМ ЗОЛОТОВМІСНИХ КОНЦЕНТРАТІВ І ЗОЛОТА

### 3.1 Аналіз схем переробки рудної сировини

Відома велика кількість технологій вилучення самородного металевого та зв'язаного золота та супутнього срібла кварцових, окислених, а також завзятих сульфідно-арсенопіритних руд, які можуть бути застосовані і для вилучення цих металів із рудної сировини України. Золото в завзятих рудах тісно асоційоване з арсенопіритом, піритом і піротином, знаходиться в субмікронній формі і важко піддається витягу. Для отримання золота з розсипних руд, корінних родовищ золота та отримання концентратів золота використовують технології гравітаційного збагачення, включаючи процеси рудопідготовки та вилуговування шляхом ціанування, обробки хлор-, бром-, йодових, тіомочевиною, тіоціанатом калію та іншими реагентами.

Технології рудопідготовки корінних родовищ золота до збагачення та отримання багатих по золоту концентратів або гідрохімічного передуду включають процеси дроблення та подрібнення гравітаційні та флотаційно-гравітаційні процеси збагачення з отриманням шліхового золота, гравітаційних або флотаційних концентратів. Закономірності рудопідготовки, подрібнення та розкриття руд розглянуті у роботі [41]. Кінетика подрібнення руд описується рівнянням

$$K = qV/F, \quad (3.1)$$

при якому  $K$  – коефіцієнт швидкості подрібнення;

$q$  – істина питома продуктивність установки (млин) за новоствореним класом крупності,  $t/(m^3 \cdot год)$ ;

$V$  – обсяг млина,  $m^3$ ;

$F$  – маса руди, що подрібнює.

Рівняння розкриття руди у відкритому циклі має вигляд.

$$P = 1 - (1-P_0)\exp(-\eta t), \quad (3.2)$$

$$\eta = \lambda V / \rho, \quad (3.3)$$

де  $P$ ,  $P_0$  – ступінь розкриття рудного матеріалу відповідно у подрібненій та вихідній руді;

$\eta$  – масова частка нерудних матеріалів у руді;

$\lambda$  – справжня питома продуктивність млина по розкритому мінералу, т/(м<sup>3</sup> год).

За рівнянням кінетики розтину руди (4.2) при подрібненні її у відкритому циклі можна за одним експериментальним виміром розрахувати результати розтину руди в замкнутих циклах. У цьому випадку рівняння (3.2) перетворюють на вигляд

$$P = 1 - (1-P_0)\exp(-\lambda V / \rho Q), \quad (3.4)$$

де:  $Q$  – продуктивність млина по руді, т/год.

На основі аналізу даних авторами [41] показано, що значення справжньої питомої продуктивності з розкритого нерудного матеріалу встановлюється при оцінці подрібнюваності руд. На основі експериментальних даних вибирається і раціональне обладнання та розкриття вкраплених руд. У цьому випадку оперують коефіцієнтом селективності руйнування, що дорівнює

$$K_i = \lambda q, \quad (3.5)$$

Справжня питома продуктивність і коефіцієнт селективності руйнування залежить від вкрапленості мінералів, у разі золота, характеру і міцності їх

зростання, найбільш повно характеризуючих структурні властивості руд [41, 42].



Рисунок 3.1 – Типова технологічна схема переробки золотовмісної руди [43].

Типова схема переробки золотовмісної руди наведена на рис. 3.1 [43]. Дроблення руди здійснюють у три стадії в щоккових (1-я стадія), конусних дробарках (2-я стадія) з отриманням великих і середніх фракцій руди (-20 мм) і на завершальній 3-й стадії короткоконусних дробарках з отриманням крупності матеріалу - 6мм. Згідно зі схемою подрібнення вихідної руди проводять у кульових млинах з чавунними кулями у вапняному лужному середовищі з ціаністим калієм [44] або в оборотних ціаністих розчинах [43].

Подрібнення руд у розчинах розчинників значно скорочує тривалість вилугування золота та срібла в агітаторах та скорочує витрату реагентів.

Однак використання при цьому кульових млинів має такі суттєві недоліки: 1) велике зношування куль; 2) продукти зносу – тонкодисперсне залізо, внаслідок цементації розчиненого в реагенті-розчиннику золота, призводить до втрати 7-9% золота через його цементацію на поверхні продуктів зносу куль – частинок заліза; 3) деформація поверхні золотинок та впресування частинок рудних мінералів, що ускладнюють доступ реагентів при вилуговуванні; 4) більша витрата реагентів при вилуговуванні; 5) велика витрата електроенергії – 16,8 кВт·год/т руди. Тому ефективніше, але подрібнення золотовмісних руд у рудногалькових млинях, що отримали назву самоподрібнювальних, позбавлені зазначених недоліків і забезпечують повніше розкриття золотинок.

Науково обґрунтовані режими подрібнення золотовмісних руд у рудногалькових млинах з отриманням заданих параметрів рудних матеріалів розвинені у роботах [45]. Витрата електроенергії у разі нижче і становить 13,4 кВт·год/т руди [44]. В даний час процес рудопідготовки після грубого дроблення руди в дві-три стадії рудний матеріал піддають тонкому подрібненню до 80% класу – (0,04–0,07 мм) у млинах, що подрібнюються, працюють у замкнутому циклі з гідроциклами або класифікатами.

У процесі рудопідготовки відбувається значна деформація золотин, що посилюється накопиченням вільного в циркулюючих продуктах переділу, що призводить до багаторазового проходження золота через подрібнювальний апарат і, як наслідок, для його самостирання [46].

Встановлено, що при більш ніж 10-кратному сплюсненні частинок втрати золота в первинних циклах збагачення зростають. Сплюснення частинок найбільше позначається при збагаченні руд за допомогою гвинтових та конусних сепараторів, відсаджувальних машин, жолобів та шлюзів. Тоді як концентраційні столи при помірних навантаженнях ефективно витягують частинки золота середніх розмірів навіть за коефіцієнті уплощення рівному 50-60.

Експериментально встановлено, що у продуктах концентраційного столу золотини мають такі коефіцієнти уплощення: у концентраті – близько десяти, у

промпродукті – 40-50, у хвостах – близько 100 [46]. При вивченні закономірностей гравітаційного збагачення встановлено, що з дробленні навіть до крупності -10(20) мм найлегше розкриваються великі (більш 0,4-0,5 мм) пластинчасті зерна золота. Ступінь їх розкриття вище 65-70%. Частинки великого золота з розмірами 0,4-0,5 мм і дрібного розмірами 0,05-0,25 мм переважно розкриваються при подрібненні до -1,0 і -0,5 мм відповідно. Найгірше розкриваються частинки золота неправильних форм та їх агрегати – комкуваті, дендритообразные, амебоподібні, поплутані ні сітчасті та подовжені частки, а також всі різновиди дрібного золота (-0,05 мм) та тонкого (-0,01 мм), для яких необхідно подрібнення руди до класу -0,2 мм, -0,074 мм, а окремих випадках навіть до класу -0,043 мм. Складнорозвинені поверхнізолота утворюють механічно міцні агрегати із зернами породоутворюючих та сульфідних мінералів, які не завжди руйнуються при подрібненні, а іноді зміцнюються шляхом приклепування золотин [46]. При гравітаційному збагаченні в статичних умовах ефективно виділяються у важку фракцію мінерали розмірами частинок 150-200 мкм та щільністю 5-7 г/см<sup>3</sup> та частинки крупністю 70-100 мкм із щільністю 15-17 г/см<sup>3</sup>. Подальше зниження крупності частинок, що розділяються (розмір 50-70 мкм) неминуче призводить до падіння ефективності їх гравітаційного збагачення.

У відцентрових полях з  $g = 100$  спостерігається ефективно збагачення навіть частинок розмірами 10 мкм і нижче. Зазначалося, що залежно від умов утворення елементне золото має різноманітну форму, розміри, густину, хімічний склад. Форма золотин та його лінійні розміри сильно змінюються у процесі рудоподготовки. Золото складних геометричних форм виявлено у рудопроявах родовища Побужжя [47,48]. Тут виявлено родовища великого золота з розмірами до 1,6...0,7 мм різноманітної форми з лінійними розмірами від 0,05 до 2 мм. Виявлено також виділення тонкодисперсного нанорозмірного золота. Найдосконаліші кристали золота мають розмір від 1,6 до 0,5 мм. Поверхня кристалів характеризується ямчастим рельєфом, зумовленим відбитками граней кристалів піриту та кварцу. У Побузькому районі

Українського рудного щита (УРЩ) у гнейсо-гранулітовій зоні, Західному Приазов'ї у залізистих та магнетитах, а також у південній крайовій частині УРЩ півдня України виявлено тонкодисперсне золото та срібло [49, 50].

Золото родовища Побужжя, як і золото Кіровоградського регіону, відноситься до золота, яке легко збагачується гравітаційними методами. Золотовмісні поліметалева родовища Мужієва містить власне золоті, легко збагачені гравітаційними методами руди [51], і для них застосовні золото-поліметалічні або флоційні технології. У світлі вищевикладеного не існує

ідентичних родовищ золота і тому кожна руда в технологічному плані вимагає індивідуального підходу, оскільки мінералогічний склад, розміри золотин і будова порід, що містять золото, і руд визначають їх міцність і здатність до подрібнення і стирання. Тому необхідний індивідуальний підхід під час створення технологічних схем гравітаційного збагачення золота з руд у концентрати у кожному даному випадку [42]. Максимальну зносостійкість при дробленні і подрібненні руд мають кварцові діорити, граніти, житловий кварц і т.д. при подрібненні золотовмісних руд потрібно домагатися найбільшого розкриття золотин без передрібнення рудного матеріалу. Для отримання золота з переподрібненої рудної сировини – тонкоподрібненої руди потрібно підвищити витрату ціанідів, йодидів, тіомочевини та інших реагентів.

### 3.2 Технологічне обладнання гравітаційного виділення золота

Вихід гравітаційних концентратів золота на фабриках, що збагачуються, і золотодобувних заводах становить 0,25-1,0% і вище. У гравітаційних концентратах витягується залежно від досконалості використовуваного устаткування 30-90% вихідного золота у руді. В останні 10 років широке застосування знайшли валкові дробарки високого тиску (ВДВД), у яких дроблення матеріалу відбувається в замкнутому просторі із загальним зусиллям валки, що додається, від 3000 до 20000 кН [44].

Рудні золотовмісні матеріали, що подрібнюються у ВДВД, мають велику кількість золотин з розмірами 0,015-0,03 мм. При цьому використовується подрібнення матеріалу в один прийом та в кількох прийомах з контрольним гуркотінням. Використання дробарок ВДВД зменшує на 20-30% порівняно із звичайними дробарками вихід подрібненої руди класу +0,3 мм і на 10-25% збільшує вихід класу -0,074 мм. Навіть після однієї операції дроблення кварцових золотовмісних руд у дробарці ВДВД матеріал набуває крупності від 23 до 37% за класом -0,074 мм. Дослідження впливу подрібнення руди на установці ВДВД на вилуговування золота показали, що вилучення золота залежить від типу руди, і від класу крупності руди (від 2 до 0,075 мм). Вилучення золота після подрібнення руди на установці ВДВД до -0,3+0,15 мм крупності становить 90-98%, що значно вище порівняно з продуктами вилуговування на валковій дробарці.

Аналіз витрат на організацію подрібнення золотовмісних руд показав, що капітальні витрати на будівництво установки з продуктивністю 6 млн т руди на рік становлять 6 млн дол. США.

Розрахунки показали, що з переробці 6 млн т руди на рік із вмістом золота 2,57 г/т, витраті електроенергії 5 кВт·год. 1 т руди вартість електроенергії 0,05 дол. США за 1 кВтг, витратах на знос обладнання (футерування) 0,15 \$/т руди, витратах на ремонт та обслуговування 0,1 \$/т руди, ціні золота 380 \$/унція витрати окупляться менш ніж через 0,5 роки, а за нинішньої ціни золота 1500 \$/унція в 5 разів менша. Причому, порівняно із звичайною технологією дроблення, використання дробарок ВДВД за 10 років експлуатації установки по [44] має принести близько \$130 млн. додаткового прибутку.

У сучасні технологічні схеми для руд як великого самородного золота, так і дрібного при подрібненні використовують млини самоподрібнення. Причому останні найекономічніші в порівнянні з іншими. Визначення млинів самоподрібнення таке, що процес подрібнення проходить внаслідок інерційної силової взаємодії подрібнюваного рудного матеріалу в зустрічних потоках.

На рис. 3.2 наведено схему конструкції млина самоподрібнення моделі МАП-15 [50]. Млин складається з корпусу і встановлених в ньому обертових у протилежні сторони навколо вертикальної осі порожнистих конусоподібних чаш, звернених один до одного основами і утворюють робочу камеру з кільцевою щілиною розвантажувальною. Верхня чаша має осьовий завантажувальний отвір.

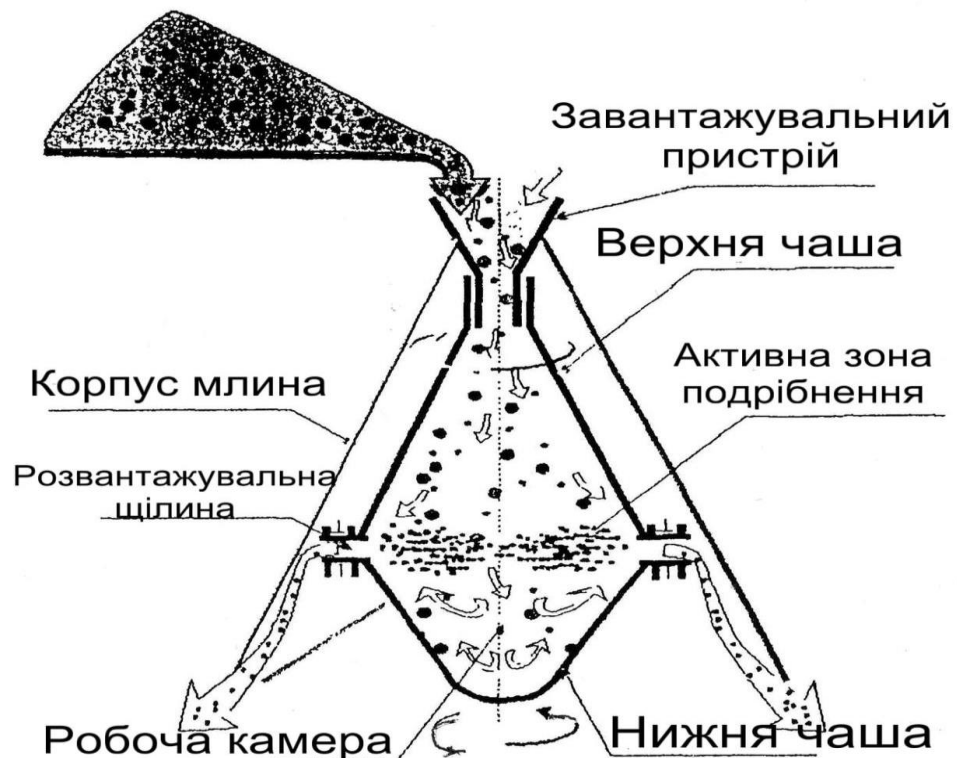


Рисунок 3.2 - Схема конструкції млина самоподрібнення моделі МОП-15 [51].

Подрібнення рудного матеріалу в даному млині відбувається таким чином. Вихідна руда через завантажувальний отвір у верхній чаші надходить у робочу камеру. Під дією відцентрових сил, сил тяжіння і тертя шматки руди захоплюються поверхнею чаш, утворюючи два обертаються в протилежні сторони потоку, на межі яких у результаті дії трьох сил створюється активна зона самоподрібнення. При цьому шматки самоподрібнюваної руди відцентровими силами відкидаються на внутрішню поверхню конусоподібних чаш і під дією складових відцентрових сил переміщуються вздовж поверхонь, а



під дією сил тяжіння в гравітаційному полі частинки переміщуються вниз, подрібнюються і частинки, що утворюються надходять у розвантажувальну щілину і через неї виводяться з робочої камери. Розмір часток заданого класу визначається частотою обертання чаш та шириною розвантажувальної щілини.

Зміст класу  $-0,074$  мм готовому продукті становить 55-70%. Модель МАП-15 має такі параметри:

- діаметр робочого органу біля основи чаш, мм 1500;
- максимальний розмір шматка рудного матеріалу під час живлення, мм 100;
- компенсація зносу футеровки 0-30;
- число оборотів, хв-1 40-130;
- привід чаш: електричний, роздільний;
- діапазон регулювання ширини (розкриття) розвантажувальної щілини, мм 0-100.

Млин МАП-15 призначений для експлуатації як у закритому приміщенні, так і на відкритих майданчиках при температурі навколишнього повітря від  $-20$  до  $+50$  оС та відносній вологості від 20 до 90%. Зазвичай велике золото та золото середніх розмірів виводять у голові процесу за допомогою пастки та відсаджувальних машин. Для отримання бідних по золоту відвальних хвостів часто використовують гвинтові сепаратори, гвинтові шлюзи, а також конусні сепаратори.

У технологічних схемах отримання концентратів золота також часто застосовують наступне обладнання: струминний передконцентратор СКБ-6, що відокремлює в голові процесу до 30-50% порожньої породи; відсадні машини «Праця-6ПР» з рухомим решетом, що дозволяє видобувати не лише великі, а й дрібні частини золота; відцентрові відсаджувальні машини ЦОМ-1. ЦОМ-1с безперервним розвантаженням концентрату мають високу продуктивність і забезпечують багаторазове збагачення золота в товарноконцентраті [49,50]

На рис. 3.3 представлена залежність отримання золота від великої кількості золотин у рудах при використанні різного типу обладнання. Видно,

що найбільшою ефективністю при витягуванні золота володіють відсадна машина «Труд-6ПР» з рухомим решетом (рис. 3.3, крива 1) та ОМ-ІНС (Голландія), що дозволяє виділяти в голові процесу до 90% порожньої породи руди, що переробляється в хвості збагачення (криві 2 та 3) та відсадна машина МОД-3 (крива 4). Найменшу ефективність мають шлюзи (крива 5).

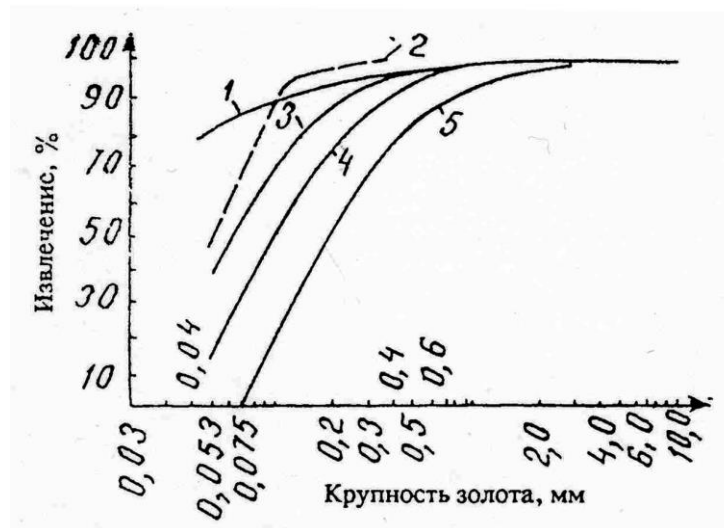


Рисунок 3.3 - Залежність вилучення золота з крупності золотодобувної руди при використанні різного типу гравітаційного обладнання

Автором [48] розроблено конструкцію нового промивного пристрою – гравітаційного кутового концентратора (ГЗК) та розвинений спосіб збагачення золотодобувної руди, в основі якого лежить сегрегаційний механізм поділу частинок.

У концентраторі ГЗК збережено всі позитивні якості гравітаційного методу збагачення та усунуто недоліки традиційних шлюзів. Пропонований концентратор є системою послідовно працюючих модулів, розташованих під кутом елементів і площин приладу, співвідношення довжини, висоти і ширини окремих модулів визначаються в залежності від гранулометричного складу гідросуміші. Продуктивність концентраторів ГЗК типів ГЗК-30, ГЗК-40, ГЗК-50 та ГЗК-75 за твердою речовиною відповідно дорівнює 20-30; 40; 50 та 75 м<sup>3</sup>/год, а витрата води становить 80-150; 110-200; 240-300 та 320-400 л/с. Сумарне вилучення золота під час використання концентратора ГЗК-30 зростає

на 41,3% завдяки додатковому вловлюванню частинок золота крупністю –0,5 мм.

Високою ефективністю при витягуванні розсипного дрібного і тонкого золота з пісків, а також при збагаченні золота з рудної сировини, у тому числі тонке золото, що містить, мають відцентрові сепаратори «Нельсон» (компанія Knelson Separators, Канада), які поєднуються з гідроциклоном [46].

Центробіжний концентратор "Нельсон" був винайдений в 1980 р., а повністю автоматизований ванний апарат з центральним розвантаженням був запущений в експлуатацію в 1992 р. на руднику провінції Онтаріо (Канада) та ін [46,59]. Дослідження закономірностей відцентрового процесу показали, що обертання конуса зі швидкістю 400 об/хв створює відцентрову силу, що у 60 разів перевищує гравітаційну, внаслідок чого ефективніше відділення важких частинок золота від легких частинок мінералів [26].

У концентраторі "Нельсон" крупнозернисте золото витягується більш ніж на 80%, дрібнозернисте (<40мкм) - 32%. Зміст золота в концентраті після обробки протягом 50 хв досягало 1211 г/т, а після тривалості операції до 4-8 годин збільшувалося до 5-11 кг Au/т. За даними [51] ефективність поділу тонких частинок мінералів у відцентрових полях значно підвищується, що дозволяє збагачувати шлакоємні та тонкоподрібнені руди.

Експериментально встановлено, що збільшення швидкості обертання ротора значно більше впливає зростання відцентрової сили (3), ніж збільшення діаметра ротора центрифуги,

$$C = G^2/gr, \quad (3.6)$$

де  $G$  - вага тіла, що обертається  $n$ ;

$r$  – радіус обертання, м;

$\omega$  – окружна швидкість обертання  $\omega = wr = 2\pi nr/60$ ;

$w$  – кутова швидкість обертання, рад/сек;

$n$  – кількість обертів за хвилину.

Центральне прискорення у полі відцентрових сил, як видно з рівняння (3.6), дорівнює  $\omega^2/r$ . [62] ставлення відцентрового прискорення до прискорення сили тяжкості названо фактором поділу

$$K_p = \omega^2/gr. \quad (3.7)$$

Після підставлення значення окружної швидкості обертання з рівняння (3.6) до рівняння (3.7) вираз для фактора розподілу набуває вигляду

$$K_p = rn^2/900 \quad (3.8)$$

Якщо прийняти радіус ротора центрифуги рівним 0,25 м, швидкості обертання 400, 1000, 1500, 2250 і 3000 оборотів на хвилину, то отримаємо значення факторів поділу відповідні рівні 44,4, 278, 665,24. Число оборотів ротора призводить до 56-кратного збільшення фактора поділу: з 44,4 до 2500. Останнє зумовлено тим, що ефективність поділу та гравітаційного в тому числі залежить від різниці потенційної енергії мінеральної суспензії до і після поділу.

Зміна ж потенційної енергії пропорційно доданого до суспензії доцентрового прискорення [48, 49]. Тому при конструюванні розділових установок необхідно приділити належну увагу впливу фактора.

Рівняння для розрахунку швидкості у відцентровому русі частинок, що розділяються, певного розміру і щільності запропоновано у роботі [51]:

$$v_0 = [k(D/k)^2 A(\rho_1 - \rho)/\rho] / 17 + 0,555(D/k) \sqrt{D \cdot A(\rho_1 - \rho)/\rho}, \quad (3.9)$$

де  $D$  – діаметр кульової частки;  $A$  - доцентрове прискорення;

$k$  – кінематична в'язкість;

$\rho_1$  – щільність досліджуваної частки;

$\rho$  – густина середовища.

Центрошвидке прискорення можна визначити за допомогою виразу

$$A = Ar(\rho k_2) / [D_3(\rho_1 - \rho) / \rho], \quad (3.10)$$

де  $Ar$  - критерій Архімеда,

$$Ar = D_3 (\rho_1 - \rho) g / (\rho k_2);$$

$g$  – прискорення сили тяжіння.

Аналіз та розрахунок за рівнянням (3.10) показують, що швидкість руху тонких зерен золота або інших мінеральних частинок (10 мкм і менше) зростає пропорційно  $Ar$ , а великі зерна золота розміром більше 1 мм – пропорційно кореню квадратному з  $Ar$  [51].

### 3.3 Гравітаційні концентратори

За наявності в рудах великого та середнього золота, слід застосовувати для дроблення руди валкові та конусні інерційні дробарки та виводити золото в голові процесу за допомогою гідропасток, відсаджувальних машин, відцентрово-відсаджувальних машин Kelsey, гравітаційних апаратів «Нельсон» (Канада) або УТ (Китай). У довідкових операціях для отримання багатих 60-80% концентратів великого золота слід застосовувати концентраційні столи. Для середнього (-0,10 мм), дрібного (-0,05 мм) і тонкого золота (-0,01 мм) незамінні гравітаційні апарати «Нельсон» або відцентрові машини Kelsey. Концентратори "Нельсон" використовуються і для доведення золотовмісних продуктів крупністю 0,025 мм з отриманням 10-15%-них концентратів золота для прямої плавки при вилученні золота 70-80% [39].

В даний час вже розроблено 11 моделей і 26 модифікацій кальцій концентраторів «Нельсон», званих також і гравітаційними апаратами, які знайшли широке застосування на золотодобувних підприємствах більш ніж у 70 країнах світу [49]. У Канаді 15 золотодобувних підприємств,

використовуючи концентратори «Нельсон», добувають понад 1250000 унцій золота (38,9 т) на рік, що становить ~25% від загальної кількості золота, що видобувається в Канаді. В Австралії золотодобувні підприємства, використовуючи концентратори «Нельсон», також отримують близько 25% австралійського золота (~82 т).

За період із 1993 по 1997 р.р. у країни СНД було поставлено 28 концентраторів «Нельсон»: у Казахстан – 13; до Киргизстану – 10; Узбекистан – 3; до Білорусії – 1; до України – 1.

Наслідуючи традицію «Knelson Concentrators» кожні 5 років представляє нову продукцію і в 1997 р. випустила нову модель КС-CVD високопродуктивного концентратора, який поєднує в собі високу продуктивність та ефективність вилучення при безперервному розвантаженні концентратів.

Концентратор «Нельсон» є високошвидкісною центрифугою, в якій створюється відцентрове поле з прискоренням до 60 g [43]. Збагачувальний конус встановлюється в спеціально розробленій камері, що обертається, поміщеній у водяну сорочку.

На рис. 3.4 показано пристрій концентратора «Нельсон» та схема завантаження концентратора та видалення хвостів (а) та розвантаження багатого золотом концентрату (б). Вода, що зріджує, подається через вал ротора і як тільки вода заповнює камери, вода під тиском тангенціально надходить через отвори в обох кільцях (див. рис. 3.5).

Основним робочим елементом концентратора служить всечений конус, звернений основою вгору, виконаний з нержавіючої сталі та покритий високозносоустійким поліуретаном. По периметру конуса розміщені горизонтально, кільцеві поглиблення (кільця), розділені на сегменти. У стінці кожного кільця є наскрізні отвори для подачі води, що очікує, яка надходить із зовнішнього боку конуса, створює протитиск (Fводи) у зоні збагачення.

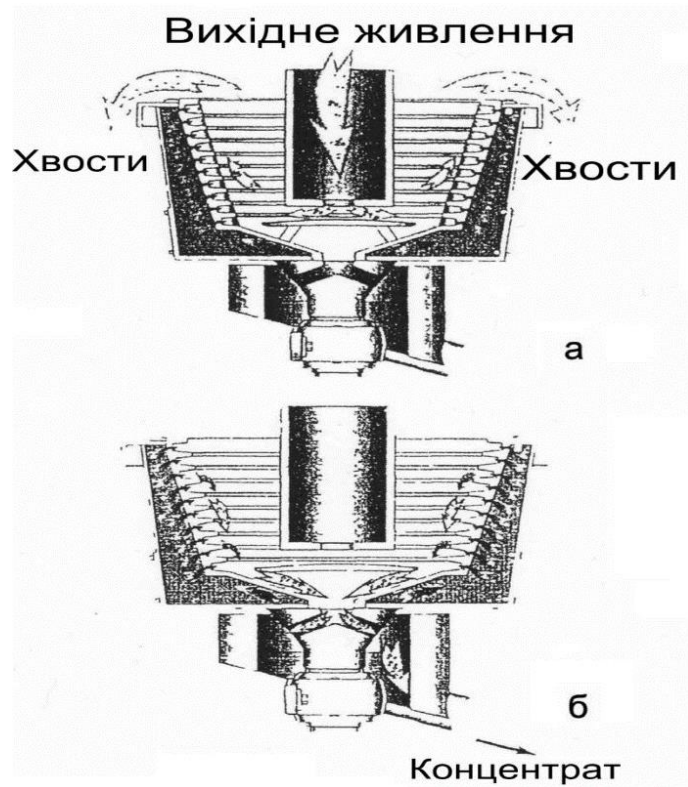


Рисунок 3.4 - Схематичне зображення завантаження концентратора пульпою та видалення незолочених хвостів (а) та розвантаження концентратора (б) [43].

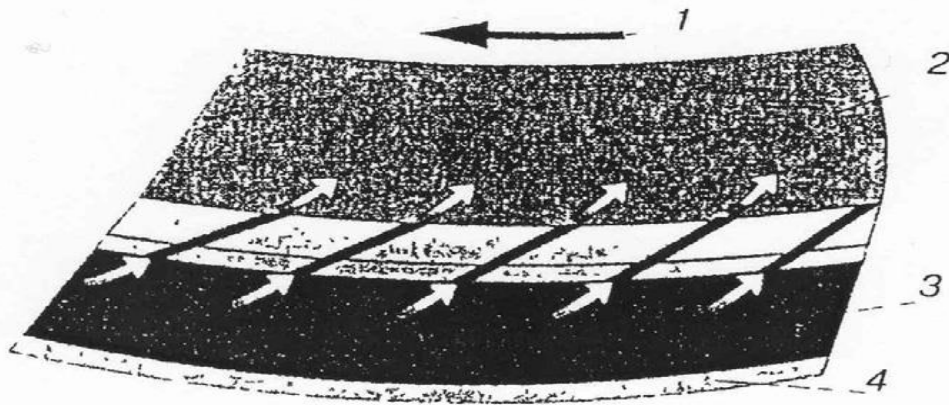


Рисунок 3.5 - Схематичне зображення надходження води, що очікує, в конус концентратора [43].

Пульпа надходить центральною футерованою трубою в нижню частину конуса, потрапляє на футерований розгінний імпелер, який розподіляє пульпу рівномірно по периметр конуса. Під дією відцентрових сил пульпа рухається

вгору рівномірним шаром по стінці конуса, що обертається збільшується швидкістю в міру збільшення його периметра. У міру того, як тверді частинки пульпи під дією доцентрових сил досягають стінок корпусу, вони поступово знизу заповнюють кільцеві заглиблення (пастки). Концентратор-центрифуга має пристрої регулювання параметрів рідинної (промивної) води, що подається на зустріч відцентрового поля ( $F_{\text{центробр}}$ ) потоку пульпи, що хоче створювати званий «киплячий» шар, в якому, на нашу думку, нейтралізуються відцентрова складова поля пульпи та протитиску поля води ( $F_{\text{центробр}} = F_{\text{води}}$ ) та зберігається гравітаційна складова поля важкості частинок, яка є функцією питомої ваги частинок та координати горизонтальної поверхні. В результаті частка золота, або іншого важкого мінералу, володіючи різницею питомій вазі, поверхні та швидкостях руху по порівнянню з легкими мінеральними частинками, потрапляє в кільце, витісняє легший мінерал і займає його місце.

Форма кільця, діаметр отворів, їх число та розташування по периметру кільця, що виконує функції пастки для золота (або/і іншого благородного металу), мають певні величини, які з теоретичного обґрунтування.

Тонкодисперсні, що мають меншу питому вагу, мінерали пульпи, що рухаються горизонтальною площиною в відцентровому полі відстають у швидкості від переміщення тяжіння.

У результаті вони захоплюються потоком обеззолоченої пульпи, що рухається вгору до основи конуса. Характер розподілу становлюючих сил відцентрового поля, тиску води, що очікує, і гравітаційного поля частинок з різною питомою вагою показано на рис. 3.6.



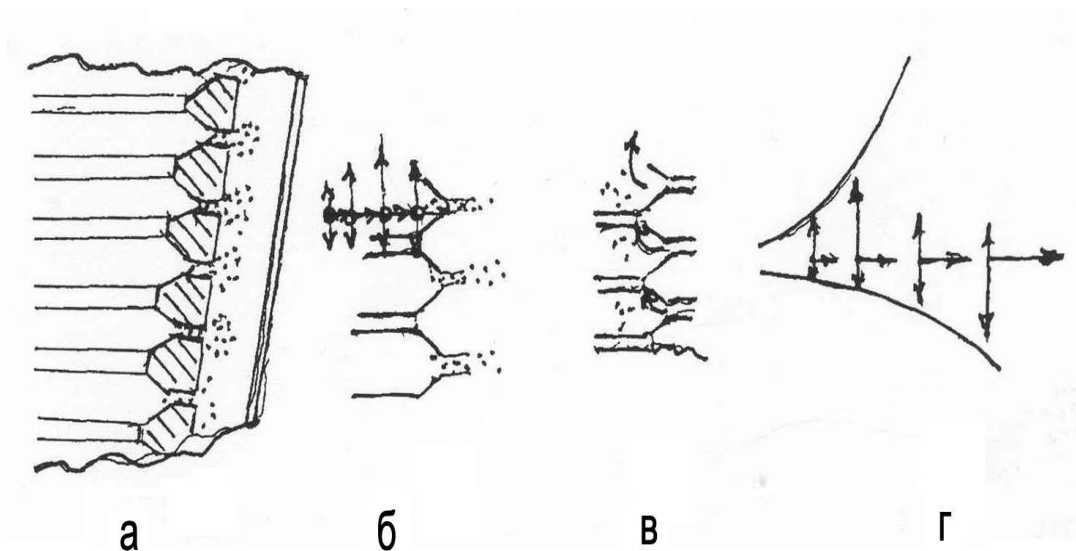


Рисунок 3.6 - Розподіл складових сил відцентрового поля, тиску води, що очікує, і гравітаційного поля частинок з різним питомою вагою та напрямком масопереносу а)  $F_{\text{центроб}} > F_{\text{води}}$ ; б)  $F_{\text{центроб}} = F_{\text{води}}$ ; в)  $F_{\text{центроб}} < F_{\text{води}}$ ; г)  $F_{\text{центроб}}$ . у шламi та руді.

Автор роботи [43] вважає, що під дією чекаючої води у кільцевих заглибленнях «утворюється мінеральна постіль у вигляді «киплячого» шару, в якому відбувається накопичення важких частинок та вимивання легших». З аналізу розподілу та співвідношення швидкості руху в відцентровому полі частинок, що розділяються ( $v_0 = f(A, D, k, \rho_1, \rho)$ ), у якому доцентрове прискорення  $A$  залежить від критерію Архімеда слід, що швидкість руху та поділу частинок у даному випадку залежить від щільності частинок, діаметра частинок і кінематичної в'язкості середовища. Тривалість циклу збагачення за допомогою концентратора «Нельсон» залежить від складу золотовмісних руд.

При збагаченні корінних руд розмір частинок (подрібнення) у пульпі може становити до 1,6 мм, а тривалість циклу збагачення – заповнення кілець-пасток багатим концентратом, що містить від 5 до 100 кг/т золота, може бути від 2 до 6 год. При збагаченні розсипного золота розмір частинок у пульпі може досягати 6 мм, тривалість циклу збагачення при отриманні концентрату що містить 0,5-2,0 кг Au/т може дорівнювати 8-10 год. Для кожного родовища конкретний режим збагачення з отриманням концентратів заданого вмісту

золота визначається досвідченим шляхом під час запуску машин в експлуатацію.

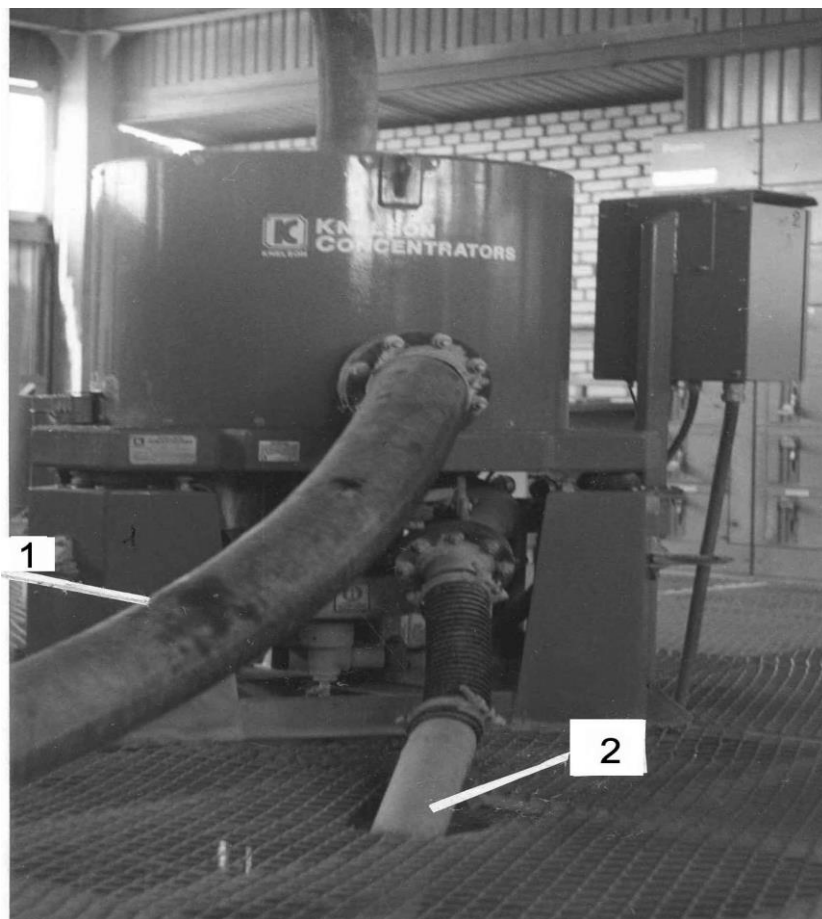
Після завершення циклу збагачення здійснюють знімання концентрату у ручному або автоматичному режимі. В даний час компанією Knelson Concentrators пропонуються такі модифікації концентратів для отримання вільного золота: з ручним розвантаженням: КС-3; КС-7.5; КС-10; КС-12; КС-20; КС-30 (Цифра позначає діаметр збагачувального конуса в дюймах); з центральним автоматичним розвантаженням: КС-CD 10; КС-CD 12; КС-CD 20; КС-CD 30; КС-CD 48. У концентраторах з ручним розвантаженням типу КС час знімання концентрату 20 хв, а при автоматичному розвантаженні в концентратах КС-CD час знімання - 1,5-2 хв. У цілому нині вміст золота у концентраті коливається від 0,5 до 50, котрий іноді др 100 кг Au/т. Це так звані чернові концентрати, які доводять переочищенням в концентратори з меншою продуктивністю КС-7.5, КС-10, КС-12 або на концентраційних столах до вмісту золота у концентратах достатнього для плавки його з отриманням чорнового чи лігатурного золота.

Концентратори моделі «Нельсон» використовуються при розробці родовищ розсипного та рудного золота від 5 мм до 5 мкм, при переробці золотовмісних хвостів гравітаційно-флотаційних фабрик, а також під час вилучення золота з відвальних шламів різного генези або отримання їх концентратів з рудної сировини [64]. Збагачення становить кілька тисяч разів і дозволяє спрямовувати концентрати золота безпосередньо на переробку. Повний перелік обладнання, що виробляється компанією «Knelson Concentrators», його характеристика та вимоги до сировини наведені у роботі [43].

Натуральний вигляд концентратора Knelson наведено на рис. 4.9. Верхній трубопровід використовується для відведення хвостів, а нижній трубопровід служить для відведення концентрату золота, який надходить на концентраційний стіл Gemini.

Принципова гравітаційна схема переробки золота містять руд, що включає процеси дроблення, гуркотіння, подрібнення, класифікації, відсадки на концентраційному столі, збагачення на концентраторах «Нельсон» із отриманням золотої головки, випалення та плавки після магнітної сепарації з одержанням лігатурного золота, наведена на рис. 3.7.

Детально особливості використання концентратора "Нельсон" (Knelson) для збагачення золотовмісних матеріалів (кварцових малосульфідних руд, первинних гравітаційних концентратів ЗІФ, піски розсипних родовищ та хвости (ефель) їх переробки, піщаногравійні суміші кар'єрів будівельних матеріалів) описані авторами [64].



1 – скидання шламу після відділення золота з руд Мужіївського золото-рудного родовища; 2 – відведення концентрату золота

Рисунок 3.7 - Натуральний вид концентратора Nelson, який функціонував у гідрометалургійному цеху підприємства «Укрполіметал»

При збагаченні малосульфідної кварцової руди з вмістом золота 11,2 г/т, подрібненої до  $-0,5+0$  і  $-1,5+0$  мм, витраті води, що очікує 9 і 11 л/хв отриманий концентрат, що містить 480 і 430 г Au /т. Вилучення золота в концентрат склало відповідно 82 і 78%. При переробці хвостів вміст золота склало 464-500 г Au/т концентрату, хвостів доведення концентратів розсипного золота – 556 г Au/т та хвостів доведення сірого шліху на короткому шлюзі – «Американці» – 13159 г Au/т, а хвостів доведення шлюзового матеріалу драги ГМК - 13810-15930 г Au/т концентрату. Під час переробки піщано-гравійних сумішей кар'єрів будівельних матеріалів з вихідним вмістом золота 1,7 г Au/т отримані концентрати при подрібненні до класу  $-0,5+0,2$  і  $-0,2+0$ , що містять відповідно 270 і 222 г Au/т. Вилучення золота в концентрат становило 95,6%. Цікаво, що термін окупності концентратора Knelson навіть за збагачення вищеприписаного сировини становить лише 2 тижня [42].

Цікаві результати отримані і при збагаченні пісків з вмістом глинистих мінералів з використанням концентратора «Нельсон» [44].

Через високий вміст глини піски належали до важкопромивистих. Зміст золота в пісках становив залежно від ділянки від 0,15 до 1,37 г/т. Частинки золота у пісках мали форму, близьку до сферичної, а вміст пластинчастих золотин становило трохи більше 10 %. Зміст у пісках супутніх золоту важких елементів становить 0,5%.

При збагаченні золота пісків з високим вмістом глини основними технологічними операціями є: а) дезінтеграція вихідного матеріалу та б) знешламлювання продуктів, що піддаються сепарації. Продукт класу  $-0,8$  мм надходив на збагаченні за допомогою основного апарату першої гілки – концентратора «Нельсон» з отриманням концентрату, що спрямовується на довідковий комплекс. Злив класу  $-0,1$  мм після короткоконусного гідроциклону прямує на знешламлювання за допомогою вузькоконусного гідроциклону з отриманням пісків і зливу з частинками  $-20$  мкм, а потім на зневоднення з отриманням пісків з частинками  $+10$  мкм, далі спрямованих на збагачення з допомогою другого концентратора «Нельсон» з отриманням концентрату 2, що

також спрямовується на довідковий комплекс. Доведення концентратів проводили за допомогою флотації та відцентрового збагачення на концентраторі "Нельсон". Отримані концентрати після декількох переочищення направляли на плавку з одержанням товарного золота. Зміст золота у хвостах при витягуванні золота 77,5-91,0 % становило від 0,045 до 0,09 р Au/т. Особливості змін у конструкції апаратів та використовуваних агрегатів розглянуті в роботі [44].

Таблиця 3.1. Технологічні показники процесу збагачення

Продукти	Вихід, %	Вміст золота, г/т	Вилучення, %
Цикл гідроциклонування:			
піски	4,19	2,1	90,18
слив	95,81	0,01	9,82
вихідний продукт	100,0	0,1	100,00
Гучіння: злив	95,81	0,01	9,82
+0,5	2,88	0,4	11,58
-0,5	1,31	6,0	78,60
або			
+0,21 мм	3,69	0,5	17,68
-0,21 мм	0,5	14,5	72,50
Флотація:			
пінний продукт	0,17	51,3	87,08
камерний продукт	4,02	0,1	3,10

### 3.4 Промислові технології та модульні комплекси

Технології вилучення важкозбагаченого золота з розсіпних родовищ розглянуті авторами [44]. При цьому використовують сортувально-промивний прилад з відцентровою технологією збагачення з модулем для отримання дрібного золота.

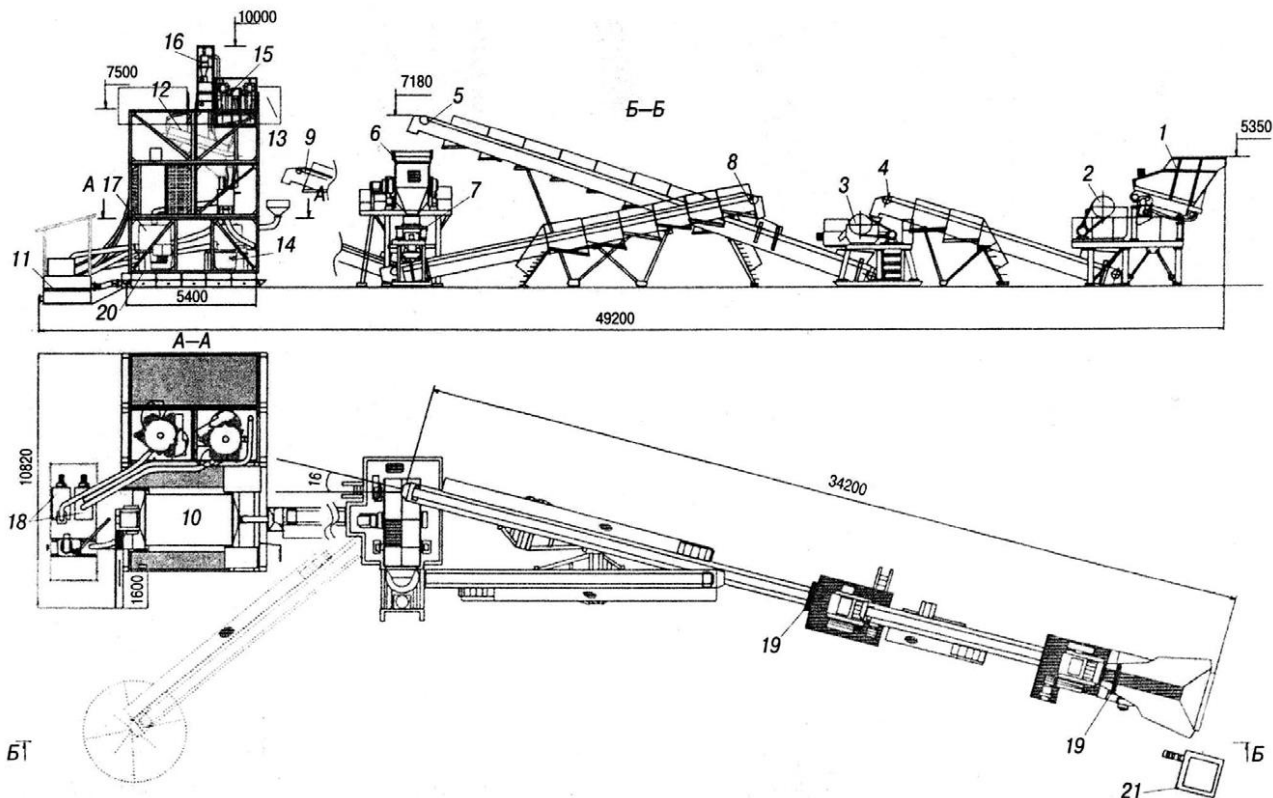
Вихідні піски піддаються класифікації на вібраційному гуркоті з інтенсивним зрошенням водою. Роздільна збагачення надгратової та передгратової фракцій здійснюється, відповідно, на шлюзах дрібного або глибокого наповнення та у відцентрових концентраторах «Нельсон».

Перевагою даної технологічної схеми є низька енергоємність, мале споживання води ( $T:Ж = 1:4$ ), роздільне збагачення пісків великих та дрібних класів та високий ступінь вилучення золота (94,2 %). Наведений ланцюг апаратів рухлива, мобільна, легко доповнювана і перебудовується в залежності від вимог технології при зміні складу пісків або рудного золотовмісного матеріалу. Слід відзначити, що у світі та країнах СНД останніми роками інтенсивно розвиваються технології вилучення золота із середніх і дрібних родовищ золота [43].

Останнє зумовлено тим, що найрентабельнішим напрямком у золотовидобуванні є розробка та збагачення золотовмісних матеріалів середніх та дрібних корінних родовищ, що вимагають малих капіталовкладень. Особливо перспективною є розробка невеликих за запасами (0,5-3,0 т) родовищ з використанням малогабаритних модульних золотовидобувних фабрик (МЗІФ) збагачення золотовмісних руд [47, 48].

Модульні фабрики є мобільними, невеликі комплектні збагачувальні установки, призначені для швидкого освоєння на початковому етапі великих родовищ або переробки руд дрібних та середніх родовищ. Принцип модульного розміщення та швидкого монтажу технологічного обладнання потребує короткого відрізка часу для запуску встановлення в експлуатацію. Переваги таких фабрик [47, 49] полягає в наступному:

- низькі капітальні витрати на підготовчі роботи та монтаж обладнання;
- стислі терміни монтажу – до 8 днів;
- мінімальна відчуженість земельних ділянок під виробничі площі;
- невелика витрата технологічної води, 60-80 м<sup>3</sup>/год;
- невеликий штат обслуговуючого персоналу;
- можливість реалізації різних варіантів технологічних схем збагачення руд, отримання концентратів та кінцевого продукту – золота (рис. 3.7).



1 - бункер-живильник пластинчастий; 2, 3 - шокові дробарки; 4, 5, 8, 9 - контейнери; 6, 12 - гуркоти; 7 - роторна дробарка; 10 - кульовий млин, 11 - зумпф з вертикальним насосом; 13 - розподільник; 14, 17 - концентратори "Нельсон"; 18 - зумпф з горизонтальним насосом; 19 - залізовідділювач; 20 - піддон; 21 - закрыта кабіна керування.

Рисунок 3.7 - Загальний вигляд модульного комплексу (вид збоку та зверху) [50]

На рис. 3.7 показаний загальний вигляд модульної фабрики збагачення золотовмісних руд [47], що являє собою каркасні конструкції, що встановлюються на стаціонарні платформи або автомобільні трейлери. Комплектація модулів обладнання залежить від прийнятої до освоєння технології і може оперативнo замінюватися. Продуктивність модульної фабрики при збагаченні пісків розсипних родовищ становить 200 т/год, а при збагаченні корінних руд –  $\geq 5$  т/год.

Лімітуючим процесом збагачення руд корінних родовищ є цикл дроблення та подрібнення. Застосовують три- або двостадійні схеми дроблення з супутнім гуркотінням. Зазвичай збагачувальний комплекс включає модулі великого та середнього дроблення.

До складу модуля великого дроблення входить бункер-живильник, два щоківі дробарки фірм Norberg, Krupp Materials та Handling, гуркіт фірми Derrick та стрічкові конвейери. Гуркіт Derrick забезпечений високонадійним вібратором із частотою 1500- 3000 Гц та амплітудою 1,5-1,8 мм. Потужність гуркоту 1,5 кВт [38]. Модуль великого дроблення забезпечує зниження крупності руди від –350 до –35 мм. Модуль дрібного дроблення включає роторну дробарку Barmas 5000, гуркіт і стрічкові конвейери. Продуктивність дробарки Barmas (Потужність 55 кВт) становить 12 т/год за класом -5 мм при корисному навантаженні 67%. Модуль подрібнення – складний і дорогий комплекс фабрики, що включає кульовий млин рольганного типу SRR з розмірами 2,1-3,6 фірми Svedala, яка встановлюється на збірному металокаркасному фундаменті.

Млин розбірний і складається з двох великих частин – барабана та станини. Внутрішня поверхня барабана захищається зносостійким гумовим футеруванням фірми Skega. Автори [37] вважають, що найбільш прийнятними на заключному етапі є саме млина рольганного типу, що дозволяє подрібнювати 90 % руди до класу -0,074 мм з продуктивністю 10-15 т/год.

Технологічні показники модульних комплексів представлені у табл.3.2.



Таблиця 3.2. Технологічні показники процесу збагачення руди

Продукти	Вихід, %	Вміст золота, г/т	Вилучення, %
Цикл гідроциклонування:			
піски	4,19	2,1	90,18
слив	95,81	0,01	9,82
вихідний продукт	100,0	0,1	100,00
Гучіння: злив	95,81	0,01	9,82
+0,5	2,88	0,4	11,58
-0,5	1,31	6,0	78,60
або			
+0,21 мм	3,69	0,5	17,68
-0,21 мм	0,5	14,5	72,50
Флотація:			
пінний продукт	0,17	51,3	87,08
камерний продукт	4,02	0,1	3,10

Останнім часом фірма «Minpro International» розпочала виробництво модернізованих кульових млинів рольгангового типу з гідроприводом. Млин з гідроприводом має суттєві переваги в порівнянні з механічним приводом, має менші габарити і масу [48].

Вища продуктивність модульних комплексів може бути досягнута шляхом паралельної установки двох та більше модулів подрібнення. Можливість використання різних модулів дозволяє враховувати властивості золотоносної руди та створювати золотовидобувні фабрики для будь-яких родовищ.

### 3.5 Вилуговування золота зі збагачених концентратів

Для розтину збагачених концентратів рекомендується процес кислотнокисневого вилуговування (ККВ), який проводиться у водному розчині азотної кислоти. Утворюється при перебігу реакцій окиснення сульфідів, арсенідів та інших інгредієнтів азотиста кислота інтенсивно поглинає кисень, регенеруючи  $\text{HNO}_3$ . Процес окислення протікає в м'яких умовах із температурою  $T = 313\text{--}353\text{ K}$  при концентрації  $[\text{HNO}_3] = 20\text{--}100\text{ г/дм}^3$  і з витратою кисню близьким до стехіометричного, необхідного для окислення сульфідів.

Внаслідок цього у системі створюється розрідження лише на рівні 50–100 Па. Останнє дозволяє при контролі кількості кисню, що надходить, уникати газоподібних викидів в атмосферу. При ціануванні кеків витяг золота становить 93,6 – 94,5 %, а срібла 86,4 – 90,4 %. Технологічна схема переробки збагачених концентратів наведено на рис. 3.8. З обговченого концентрату, що містить As 3,5%, S 26,5%, Fe 28,1% вилучення миш'яку становило 96,3%. Витрата реагентів на 1 т концентрату становив: 160 кг –  $\text{HNO}_3$ , 150 кг – CaO, 60 кг –  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ,  $500\text{ м}^3$  –  $\text{O}_2$ . При відпрацювання технології на дослідній установці вапняно-содову обробку кеків проводили протягом 3-х годин. при 343 - 353 К, Ж : Т = 2 : 1. Витрата карбонату натрію та оксиду кальцію при даної обробки концентрату становив 60 і 30 кг/т відповідно.

Кеки вапняно-содової обробки ціанували у 2 стадії по 24 год. кожна при концентрації  $\text{NaCN}$  2 г/дм<sup>3</sup>. Витрата ціаніду становила 4,6 кг/т концентрату. Вилучення золота і срібла в ціаністий розчин склало 92,0 і 73,6%.

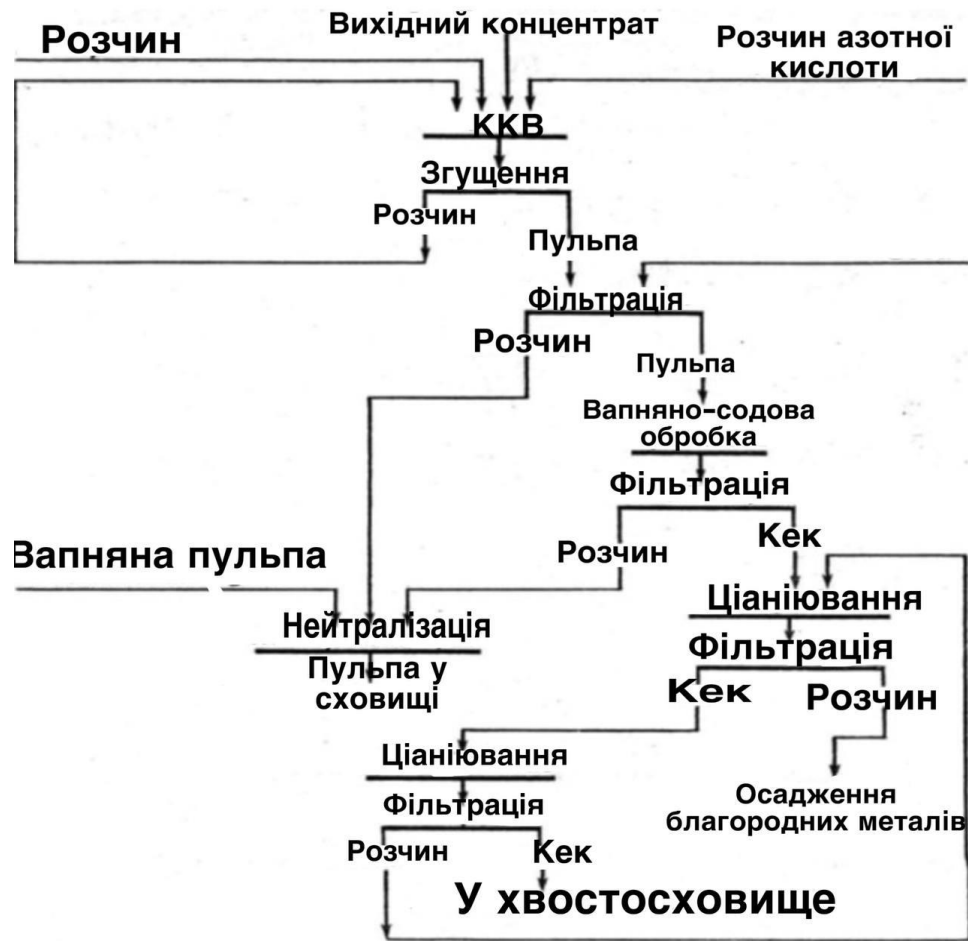


Рисунок 3.8 - Загальна схема гідрометалургійної переробки збагачених концентратів [44]

Вилучення золота та срібла з ціаністого розчину проводиться методом кальцинації

## ВИСНОВКИ

1. Представлены основные характеристики гравитационных методов извлечения благородных металлов из бедных руд.

2. Проведений аналіз методів вилучення золота з рудного сир'я із застосуванням механічних гравітаційних установок. Представлен аналіз використання гравітаційних установок різного типу.

3. Встановлені умови найбільш ефективних методів вилучення золота з обогащеного рудного сиру.

## 4 ОХОРОНА ПРАЦІ І ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

### 4.1 Вилуговування благородних металів з точки зору питань охорони праці та техніки безпеки

Визначення категорій приміщень слід здійснювати шляхом послідовної перевірки приналежності приміщення до категорій. Відділення вилуговування відноситься до категорія приміщення Б (вибухопожежонебезпечна): горючі і важкогорючі рідини, тверді горючі і важкогорючі речовини і матеріали (у тому числі пил і волокна), речовини і матеріали, здатні при взаємодії з водою, киснем повітря або один з одним лише горіти.

Нагрів рудної сировини здійснюється у спеціальних нагрівальних муфелях., опалювальних газом. Вивантаження заготовок з колодязів виробляється за допомогою мостового крану. Вивантажені заготовки можуть подаватися в автоклав або за допомогою візка, який має можливість в'їзду до автоклава по рейковій дорозі, або безпосередньо за допомогою крану.

Розчин поступає у відділення вищелачивання в напірний бак, з якого за допомогою шестерного насоса і системи вентилів (засувки) може подаватися в мішалки, де витримується при заданій температур.

Основними шкідливими чинниками у відділенні вилуговування є пари використуваних розчинів і підвищена температура повітря робочої зони. Небезпека травмування створюється рухом електровізків, крану, переміщенням заготовок; розташуванням робочих місць в районі оглядових вікон мішалок і витяжних зонтів автоклавів на висоті.

Автоклави працюють в режимі розрідження і під тиском, у зв'язку з чим є судами, що працюють під тиском, чим обумовлюється додаткова небезпека при роботі з автоклавами, зокрема небезпека "хлопка", зриву кришок і тому подібне.

Джерелами виділення пари розчинів є автоклави, мішалки, просочені заготовки. Особливо інтенсивне виділення пари пека при вивантаженні заготовок з автоклавів. До загазованості приміщення відділення вилуговування

парами розчинів може привести також розгерметизація автоклавів, насосів, вентилів і так далі.

Всі ємкості, що заповнюються розчинами (напірні баки, мішалки, автоклави), оборудуються рівнемірами. Ємкості, призначені для зберігання розчинів, мають бути укомплектовані переливними пристроями, застерігаючими розлив пека в приміщенні пекопросочення.

Понизити газовиділення під час відкриття кришок автоклавів і їх розвантаження дозволяє попереднє охолодження автоклавів. Для цієї мети після закінчення вилуговування відкачування з автоклава розчина в порожнину автоклава подається циркулююче холодне повітря або вода. Процес охолодження закінчується досягши температури заготовок 50 °С. Крім того, усувається небезпека опіків при розвантаженні автоклавів.

Щоб уникнути травмування всі операції у відділенні вилуговування мають бути максимально механізовані. Травмонебезпечними є операції завантаження-вивантаження рудного сировини в нагрівальні печі і автоклави.

Ведучі на автоклави, мішалки і напірні баки сходи, а також майданчики обслуговування автоклавів і баків повинні мати перильні огороження.

Процеси відкриття-закривання кришок автоклавів, управління вентилями на трасах подачі, повітря в автоклави, а також пари або продуктів згорання і інші подібні операції мають бути автоматизовані. Управління всіма механізмами виробляється з поста управління. Пост управління повинен обладнатися мнемосхемою, на якій відбивається робота апаратів і механізмів відділення просочення. Окрім централізованого пульта управління, біля кожного автоклава слід передбачати індивідуальні пульти, з яких можна було б виробляти регулювання подачі теплоносія. Пристрій автоклавів повинен передбачати відкриття його кришок вручну. Робота з апаратами під тиском, такими як автоклав, вимагає особливої обережності. Зокрема, небезпечні ситуації можуть виникнути при перевищенні рівня розчину в автоклавах, напірних баках, мішалках під час створенні вакууму або тиску при відкритій кришці автоклава, при його розгерметизації під час вилуговування. Для

попередження аварій в системі управління повинні передбачатися відповідні блокування безпеки і пристрої контролю. У автоклаві контролюються температура, тиск, розрідження. Самі автоклави повинні обладнатися запобіжними клапанами тиску. Відчинення кришок автоклава має бути можливе лише при включенні аспірації.

Щоб уникнути фотосенсебілізуючого ефекту скління відділення вилуговування має бути таким, аби виключалося проникнення сонячних променів на робочі місця.

Особи, обслуговуючі устаткування відділення пекопросочення, виконують технологічні операції завантаження нагрівальних печей, вивантаження нагрівальних печей, завантаження автоклавів, управління автоклавами, розвантаження автоклавів, охолодження заготовок і укладання їх на стелажі. Перед початком робіт ті, що працюють зобов'язані надіти спецодяг.

Всі операції при завантаженні і вивантаженні, а також ремонт і чищення автоклава слід проводити лише при включеній вентиляції. Відкриття кришок автоклава вручну виробляється за допомогою важеля довжиною не менше 1 м, той, при цьому, той що працює повинен стояти спиною до фронтальної лінії автоклава і натискувати на важіль "від себе". Виконання цієї вимоги виключає опік того, хто працює з гарячими парами, що виходять з автоклава.

Розтин автоклавів допускається виробляти лише після охолодження виробу до температури не вище 45 °С.

Технологічний процес у відділенні выщелачивания є вогнебезпечним. Не допускається вживання у відділенні відкритого вогню. Особливо небезпечна поява полум'я в зонах оглядових люків мішалок, а також в зоні розвантаження гарячих заготовок. Відділення пекопросочення повинне бути обладнане пінною пожежогасіння. Безпосередньо до аспіраційних повітроводів, автоклавів, мішалкам повинна личити розводка паротушіня. У разі потреби проведення у відділенні вогневих робіт у відділенні мають бути розгорнуті і бути готові до

дії всі необхідні засоби пожежогасінні, виставлені пости спостереження, притягнена пожежна частина заводу.

#### 4.2 Санітарія і гігієна в процесах вилуговування

Санітарні вимоги до виробничих приміщень залежать від їх призначення. Для гігієнічної оцінки технологічної операції вищелачивання рудної сировини були вивчені особливості технологічного процесу, виробничого устаткування, організації праці а також стан повітряного середовища на робочих місцях і захворюваність робітників.

По санітарній характеристиці відділення вилуговування відноситься до групи з несприятливими умовами праці, метеоумовами, виділенням шкідливих речовин, напруженою фізичною роботою (вбиральні, умивальники, душові, в сирих приміщеннях – кімната для сушки одягу, в заповишених – кімната для знепилювання, при роботі на холоді – кімната для обігріву і т. д.);

. Будівля шлакоблочне, 2-поверхове, бесфонарне з одностороннім природним освітленням. Відділення опалюється. Повітрообмін природний, неорганізований. Ворота для в'їзду залізничного транспорту не мають теплової завіси. Основне виробниче устаткування: розчиномішалки, нагрівальні колодязі, автоклав і сушарня камера займає по висоті два поверхи.

Розчиномішалка, автоклав і сушарня камера обладнані системою місцевої витяжної вентиляції. У напівпідвальному приміщенні розміщені комунікації, парові сурми, насмокчи, сурми для подачі розчинів, вентиляційне устаткування. На іншому поверсі розташовані установка для сверловки труб, лебідка і робочий. Просочувальники в процесі їх праці піддаються дії ряду несприятливих виробничих чинників. Обстеження показало, що мікроклімат у відділенні просочення мінливий і залежить від шмагай року. Значний вплив на стан виробничого середовища чинять тепловиділення від нагрівальних колодязів і сушильної камери. Крім того, технологічний процес вилуговування створює умови запиленої повітряного середовища.

Основною роллю оздоровлення умов праці є правильна організація виробництва з урахуванням всіх санітарно-гігієнічних вимог, тобто забезпечення робітників відділення вилуговування санітарно-побутовим приміщенням, душовими, туалетом, умивальниками, кімнатою для прийому їжі, а також забезпечення питного режиму, освітлення, опалювання і вентиляції. Всі працівники безкоштовно забезпечуються молоком з розрахунку 0,5 л в зміну. У теплий період часу робочі ділянки забезпечуються полівітамінами для підтримки водно-сольового балансу в організмі.

Робочі місця і повітря робочої зони повинні відповідати санітарним правилам організації технологічних процесів і гігієнічним вимогам до виробничого устаткування. Відділення вилуговування повинне бути укомплектовано аптечками з набором медикаментів для надання першої медичної допомоги.

#### 4.3 Основні шкідливості і небезпеки

Санітарний контроль за вмістом шкідливих речовин в повітрі робочої зони повинен здійснюватися у відповідності вимогами ГОСТ "ССБТ. Загальні санітарно-гігієнічні вимоги до повітря робочої зони". ГОСТ "ССБТ. Повітря робочої зони. Вимоги до методів виміру шкідливих речовин", методичних вказівок "Контроль вмісту шкідливих речовин в повітрі робочої зони". Характеристика шкідливих чинників виробничого середовища технологічного процесу і заходи щодо їх усунення показані в таблиці 4.1



Таблиця 4.1 - Технічні заходи захисту від впливу шкідливих чинників виробничого середовища

Шкідлива речовина	ГДК, мг/м <sup>3</sup> , ГДР	Вміст повітря робочої зони, мг/м <sup>3</sup>	Ознаки отруєння	Заходи боротьби з дією шкідливого чинника
Вугільний пил	6	6,4	різка задуха, затьмарен ня свідомо- сті.	Використання спецодягу і індивідуальних засобів захисту, безперервна робота вентиляційної системи
Пари розчинів вилуговування	0,2	0,2	різка задуха, затьма- рення свідомо- сті	Вентиляційні системи, установка дожигача летких речовин
Оксид вуглецю (СО)	20	18	інтоксика ція	Вентиляційні системи
Шум	85 дБА	–	Запаморо чення	Використання димососів

Основні організаційно-технічні заходи щодо захисту від шкідливих і небезпечних факторів:

- індивідуальні засоби захисту;

- попереджувальні плакати і написи, схеми (на робочих місцях строповок, небезпечні зони при веденні процесу і переміщенні вантажу);
- заборонні знаки безпеки по ДСТУ 12.4.026-76;
- світлова і звукова сигналізація;
- обгороджування (встановлені на всіх частинах устаткування, що обертаються і рухомих). Обгороджування виконуються суцільними або сітчастими з розмірами вічок (20x20) мм відповідно до ДСТУ 12.2.062-81;
- пристрої, що вимикають (для швидкої зупинки устаткування в аварійних ситуаціях);
- гальмівні пристрої;
- сухе і вологе прибирання приміщень, регулярне прибирання відходів виробництва;
- заземлення електроустаткування відповідно до ДСТУ 12.1.030-81;
- періодичний контроль вмісту шкідливих речовин в повітрі робочої зони згідно ДСТУ 12.1.005-88;
- аспіраційні (відсмоктування повітря від місця утворення пилу, головним чином у виробничих приміщеннях, для попередження її поширення по приміщенню і зменшення об'єму повітря, що видаляється вентиляцією) укриття технологічного устаткування.

#### 4.4 Індивідуальні засоби захисту

Спеціальний одяг служить для оберігання тих, що працюють від дії теплового випромінювання, опіків, порізів, отруєнь, профзахворювань і таке інше. Спецодяг не повинен порушувати нормального функціонування організму. Не заважати виконанню трудових операцій, мати приємний зовнішній вигляд.

Засоби індивідуального захисту органів дихання (ЗІЗОД) призначені для захисту від дії шкідливих газів, пари, диму, пилу, що містяться в повітрі робочої зони, а також для забезпечення киснем при недоліку його в

навколишній атмосфері. До спецодягу відносяться: куртки, взуття, рукавиці, перчатки, окуляри, каска.

Гарними захисними властивостями володіє проти аерозольний безклапанний респіратор РПГ-67.

Спецвзуття забезпечує захист від механічних травм, хімічних і теплових опіків, вологи, пил т.д. До спецвзутті відносяться: чоботи.

Для захисту очей застосовують окуляри. Вони бувають закритого і відкритого типів.

#### 4.5 Вентиляція

Опалювання у виробничих приміщеннях слід передбачати повітряне поєднане з припливною вентиляцією. Поверхня нагрівальних приладів має бути гладкою, легко доступною для чищення.

Технологічне устаткування, в процесі роботи якого можливі виділення шкідливих речовин в повітря виробничих приміщень, має бути обладнане місцевою витяжною вентиляцією (аспіраційні укриття), залежною від конструкції устаткування. Робота місцевих витяжних установок має блокуватися з роботою обслуговуючого устаткування.

Об'єднання в загальну аспіраційну систему відсмоктувань від устаткування, що порошить, і устаткування, виділення смолистих речовин, що є джерелом, органічних розчинників, не допускається.

При розрахунку продуктивності аспіраційних установок повинен прийматися запас в 10% на підсоси повітря через нещільність. Продуктивність аспіраційної установки повинна розраховуватися на

При проектуванні загальнозмінної вентиляції необхідно керуватися наступною схемою ділянки приготування просочувального імпрегранту, автоклавного відкидання, распресовки механічний приплив слід подавати у верхню зону, 2/3 механічного витягу здійснювати з нижньої зони і 1/3 з верхньої

Місце забору припливного повітря слід вибирати, враховуючи троянду вітрів і джерела забруднень повітря технологічними і вентиляційними викидами розміщених на майданчику цеху, з навітряного боку по відношенню до джерел забруднення.

Для роздачі припливного повітря в приміщеннях з виділеннями пилу слід передбачати розподільників повітря з швидким загасанням швидкості приточного струменю.

Кабіни кранівників мають бути обладнані вентиляцією відповідно до "Санітарних правил по пристрою і устаткуванню кабін машиністів кранів".

Для прибирання пилу з устаткування приміщення слід проектувати централізувати пилевибиральні установки.

Кількість аспіраційних укріттів від устаткування однакового призначення не повинна перевищувати 5. Оптимальне розрідження в аспіраційних укріттях має бути від 10 до 30 Па. Матеріали і устаткування аспіраційних систем слід підбирати з врахуванням абразивності вуглевмістника пилу. Контроль за роботою систем вентиляції повітря, а також оцінку її ефективності слід проводити відповідно до методичних вказівок "Санітарно-гігієнічний контроль систем вентиляції виробничих приміщень" N 4425-87 і з ГОСТ "ССБТ. Система вентиляційна. Методи аеродинамічних випробувань".

Параметри мікроклімату на робочих місцях відділення повинні відповідати санітарним нормам мікроклімату виробничих приміщень.

#### 4.6 Електробезпека

Відносно небезпеки поразки людей електричним струмом, пов'язаного з дією середовища на стан ізоляції електроустаткування відділення просочування відноситься до II категорії електробезпеки, до якої відносяться приміщення з підвищеною небезпекою. Оскільки в цеху є струмопровідний пил і часткове підлогове покриття з металу, а так само високі температури.

Електротехнічний персонал підприємства повинен знати вказані правила електробезпеки в об'ємі посади або професії і мати посвідчення на відповідну кваліфікаційну групу по електробезпеці.

Неелектротехнічний персонал підприємства (машиністи крана, машиністи насосною, водії електротранспорту і ін.), професії і посади яких внесені до затвердженого технічним директором підприємства «Перелік професій неелектротехнічного персоналу, яким необхідно привласнювати кваліфікаційну групу по електробезпеці» повинен щорічно проходити перевірку знань на кваліфікаційну групу по електробезпеці, з видачею на руки спеціального посвідчення (для 1 групи посвідчення не потрібне).

Кожен працівник підприємства, що виявив несправність в електроустаткуванні і електромережах (обірвані або пошкоджені кабелі або дроти, не закриті двері в приміщеннях підстанцій і розподільних пристроїв, в камерах трансформаторів, несправність вимикачів, відкриті рубильники, шафи, розподільні пункти або інші електротехнічні пристрої з відкритими або не захищеними струмопідводящими частками і тому подібне), повинні негайно повідомити свого майстра (керівникові) або чергового електромонтеру

Проводити земляні роботи на території підприємства без оформлення дозволу на земляні роботи, а в охоронній зоні кабельних ліній або високовольтних ліній – без наряду-допуску забороняється.

#### 4.7 Пожежонебезпека

Територія і споруди беруть участь у виробництві електродної продукції залежно від цих речовин температури горіння і температури займання, а також від умови їх зберігання.

Основні причини виникнення пожеж і вибухів:

- порушення нормальних режимів технологічних операцій;
- спалах мастил;
- викиди металу і гарячих шихтових матеріалів;

- неправильне ведення робіт по ремонту обладнання;
- самозагоряння деяких речовин і матеріалів;
- порушення вимог пожежної безпеки.

З урахуванням вище переліченого основними заходами щодо профілактики пожеж в цеху є строге дотримання вимог пожежного режиму такими, що всіма працюють відповідно до розроблених типових правил для промислових підприємств.

При ліквідації пожежі велике значення має узгодженість дій людей, що беруть участь в пожежегасінні. Тому кожен працівник повинен добре знати правила пожежної безпеки для відділення просочення і конкретно для робочого місця, місцезнаходження найближчого сповіщувача і номер пожежної охорони і вміти ними користуватися. Ретельне вивчення плану ліквідації аварій, виробництва, що розробляється з урахуванням специфіки.

Головне в протипожежному захисті – здійснення профілактичних заходів, виникнення, що виключають, і розповсюдження пожежі.

Як вогнегасінні речовини, які застосовуються для охолодження вогнищ горіння, використовують хімічну та повітряноміханічну піну, пісок. Воду не застосовують для гасіння пожеж електричних установок під напругою, рідин, що не змішуються між собою.

Протипожежне постачання - це комплекс пристроїв для подачі води до місця пожежі, також система вогнетушіння – устаткування для гасіння пожеж.

## ВИСНОВКИ

1. Наведено основні характеристики шляхетних металів та їх розподіл по регіонах України.
2. Проведено аналіз методів вилучення золота із рудної сировини. Представлені хімічні основи процесів вилуговування золота різними кислотами та їх сумішами.
3. Проведено аналіз властивостей та геометричних параметрів золотинок самородного золота, що містився в рудній сировині.
4. Наведено основні характеристики електрохімічних методів вилучення шляхетних металів з бідних руд.
5. Проведено аналіз методів вилучення золота з рудної сировини методами хлорування, бромовання, йодування та ціонування.
6. Встановлено умови найсприятливіших методів вилучення золота за критерієм максимальної безпеки до навколишнього середовища.
7. Представлені основні характеристики гравітаційних методів вилучення благородних металів із бідних руд.
8. Проведений аналіз методів вилучення золота з рудної сировини із застосуванням механічних гравітаційних установок. Представлено аналіз використання гравітаційних установок різного типу.
9. Встановлені умови найбільш ефективних методів вилучення золота зі збагаченої рудної сировини.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Мала гірнича енциклопедія. Під ред. В. С. Білецького. Донецьк: Донбас, 2004. Т 3. 644 с. ISBN 966-7804-14-3.
2. Металургія кольорових металів / Д. М. Біленький // Енциклопедія Сучасної України [Електронний ресурс] / Редкол.: І. М. Дзюба, О. І. Жуковський, М. Г. Забізняк [та ін.] ; НАН України, НТШ. Київ : Інститут енциклопедичних досліджень НАН України, 2018. Режим доступу: <https://www.esu.com.ua/article-66682>
3. Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, металлургия. Издательский дом «Руда и Металлы», 2008. 528 с.
4. Меретуков М.А., Цепин М., Воробьев С.А., Сырнов А.Г. Кластеры, структуры и материалы наноразмера. Издательский дом «Руда и Металлы», 2005. 128 с.
5. Бусев А.И., Иванов В.М. Аналитическая химия золота. Наука, 1973. 264 с.
6. Козин Л.Ф. Электроосаждение и растворение многовалентных металлов. Киев: Наукова думка, 1989. 464 с.
7. Bard A.J., Parsons R., Jordan J. Standard Potentials in Aqueous Solution. New York and Basel: Marsel Dekker Inc. 1987. 848 p.
8. Справочник по электрохимии. Под ред. А.М.Сухотина. Химия, 1981. С. 487.
9. Лидин Р.А., Андреева Л.Л., Молочко В.А. Константы неорганических веществ, Справочник. Дрофа, 2006 .686 с.
10. Johnson B.F.G., Davis R. Comprehensive Inorganic Chemistry. New York : Pergam. Press, 1973: In. 5. Vol. 3. P. 1129–186.
11. Поддефет Р. Химия золота. Москва : Мир, 1982. 261 с.
12. Пат. 5169503 США, МКИ5 С 25 С 1/10. Method for extracting precious metals from ores. D.R.Baughman, Huff R.V., Axen S.G. –Publ. 08.12.92.



13. Zegarra C.R., Huyhua J.C., Gundiler I.H. Precious and rare metal technologies. Amsterdam–Oxford, 1989. P. 209–223.
14. Малышев В.М., Румянцев Д.В. Золото. Москва: Metallurgy, 1979. 288 с.
15. Козин Л.Ф., Волков С.В. Химия и технология высокочистых металлов и металлоидов. Киев : Наук. думка, 2002. Т1. 542 с.
16. Козин Л.Ф., Волков С.В. Химия и технология высокочистых металлов и металлоидов. Киев : Наук. думка, 2003. Т2. 351 с.
17. Лодейщиков В.В., Шубина О.А, Скобеев И.К. и др. Исследование по добыче и переработке полезных ископаемых. Научные труды Иргирудмета. Вып. 23. Недра, 1971. С. 245-280.
18. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Metallurgy of noble metals. Moscow : Metallurgy, 1972. 368 с.
19. Певзнер М.Л., Перфильев О.Г. Извлечение золота, алмазов, редких и цветных металлов из руд. Москва : Недра, 1970. С. 58-65.
20. Перфильева С.А., Певзнер М.Л., Перфильев О.Г. Обогащение руд россыпей золота и редких металлов. Научн. труды Иргиредмета, 1972. Вып. 26. С. 91-94.
21. Масленицкий И.Н., Барышников И.Ф., Фролов А.Т. и др. Основы металлургии. Москва : Metallurgy, 1968. Т.5, С. 206-321.
22. Saceres G., Joly P., Goffaux D., Frenay J. *Clan Technjl. Mining Ind.: Proc. 3rd Int. Conf. Clean Technol. Mining Ind., Santiago, May 15-17, 1996. Concepcion, 1996. P. 457- 467.*
23. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии. Москва : Химия, 1973. 751 с.
24. Протодяконов И.О., Люблинская И.Е., Рыжков А.Е. Гидродинамика и массообмен в дисперсных системах жидкость – твердое тело. Москва : Химия, 1987. 335 с.
25. Грищенко С.Г., Власюк В.С. Состояние мировой металлургии в новых реалиях экономического кризиса (по материалам 67 сессии Комитета по стали

Организации экономического сотрудничества и развития, Париж, 10–11 декабря 2009 года). // *Металлургическая и горнорудная промышленность*, 2010. №1. С.4–5.

26. Прыгунова А.Г., Булгаков Е.И., Тубольцев Л.Г. Тенденции развития мировой металлургии и приоритеты научно–технического развития ГМК Украины. *Металл*, 2003. № 9(45). С.6–9.

27. Патон Б.Е. Ставка на опережение. *Металл*, 2003. №9. 10-16.

28 Мазур В.Л. Металургія України: стан, конкурентоспроможність, перспективи. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, 2010. №2. С. 1216.

29. Харахулах В.С., Лесовой В.В., Мельник В.М. Состояние сталеплавильного производства на предприятиях объединения «Металлургпром» и перспектива его развития до 2015 года. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, 2010. №3. С.4–11.

30. Большаков В.И. Тубольцев Л.Г. Стратегия современного развития перспективной металлургии будущего. Сб. материалов IV международной конференции «Машиностроение – горно–металлургическому комплексу: от идей к совместным программам реконструкции и модернизации». Днепропетровск, 2006. С. 23-27.

31. Большаков В.И., Тубольцев Л.Г. Состояние и перспективы развития черной металлургии Украины в условиях кризиса. Сб. тр. ИЧМ. Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии, 2009. Вып.19. С. 3–12.

32. Клименко Л.П. Технологія: Посібник. Одеса : Таврія, 2000. 542 с.

33. Основи металургійного виробництва металів і сплавів: Підручник / Д.Ф.Чернега, В.С.Богушевський, Ю.Я.Готвянський та ін.; за ред. Д.Ф.Чернеги, Ю.Я.Готвянського. Київ : Вища школа, 2006. 503 с.

34. Хайд И., Сиборг Г.Т. Трансурановые элементы / Пер. с англ. Москва : Наука, 1959. 273 с.