

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ІМ. Ю.М.ПОТЕБНИ

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

на тему Технологічні особливості високотемпературного вилуговування бокситів
у виробництві глинозему

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1361-с
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації

(код і назва спеціалізації)

О. Є. Єлісеєв

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т. М.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц., к.т.н., доц. Проценко В. М.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2024

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

Кафедра Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
 Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)
 Спеціальність 136 Металургія
(код та назва)
 Освітня програма Металургія
(код та назва)
 Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри _____
 « _____ » _____ 20 _____ року

З А В Д А Н Н Я
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

 Єлісеєву Олександрю Євгеновичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Технологічні особливості високотемпературного вилуговування бокситів у виробництві глинозему

керівник роботи Нестеренко Тетяна Миколаївна, к.т.н., доц.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від «29» грудня 2022 року №1894-с

2 Строк подання студентом роботи 20.05.2024

3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологічні особливості високотемпературного вилуговування бокситів в глиноземному виробництві

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)

Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання

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

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Нестеренко Т.М., доцент		
2 Конструкційна частина	Нестеренко Т.М., доцент		
3 Технологічна частина	Нестеренко Т.М., доцент		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Нестеренко Т.М., доцент		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	13.05-19.05.2024	
2	1 Загальна частина	20.05-26.05.2024	
3	2 Конструкційна частина	27.05-02.06.2024	
4	3 Технологічна частина	03.06-09.06.2024	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	10.06-16.06.2024	
6	Висновки, перелік джерел посилання	17.06-20.06.2024	

Студент _____ О. Є. Єлісеєв
(підпис) (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проєкту) _____ Т. М. Нестеренко
(підпис) (ініціали та прізвище)**Нормоконтроль пройдено**Нормоконтролер _____ Ю. О. Белоконь
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 87 с., 9 табл., 31 рис., 20 джерел

АЛЮМІНІЙ, ГЛИНОЗЕМ, РАФІНУВАННЯ, СПОСІБ БАЙЄРА, БОКСИТ, ВИЛУГОВУВАННЯ, СПІКАННЯ

Мета роботи – дослідження технологічних особливостей високотемпературного вилуговування бокситів у виробництві глинозему.

В загальній частині представлена загальна характеристика виробництва алюмінію та глинозем та наведена технологія вилуговування бокситів.

В конструкційній частині представлено апаратне оформлення процесу вилуговування бокситів.

В технологічній частині досліджені технологічні особливості високотемпературного вилуговування бокситів.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» проведено аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища в умовах ділянки вилуговування бокситів.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	9
1.1 Виробництво алюмінію і глинозему	9
1.1.1 Технологічний процес виробництва алюмінію.....	9
1.1.2 Електролізний метод виробництва алюмінію	9
1.1.3 Очищення й рафінування алюмінію.....	13
1.2 Способи виробництва глинозему	14
1.2.1 Фізико-хімічні основи і технологія процесу виробництва глинозему методом спікання	15
1.3 Технологія виробництва глинозему	16
1.3.1 Спосіб Байєра.....	16
1.3.2 Спосіб спікання	21
1.4 Технологічний процес виробництва глинозему.....	24
1.5 Технологічний процес вилуговування бокситів	28
1.5.1 Технологія способу Байєра.....	28
1.5.2 Загальна характеристика бокситів.....	31
1.5.3 Родовища бокситів зарубіжних країн.....	34
1.5.4 Технологія вилуговування бокситів.....	38
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	
АПАРАТНЕ ОФОРМЛЕННЯ ПЕРЕДІЛУ ВИЛУГОВУВАННЯ.	
ТИПИ УСТАТКУВАННЯ	44
2.1 Вилуговування з нагріванням гострою парою	44
2.2 Вилуговування з нагріванням глухою парою і механічним перемішуванням	53
2.3 Двопоточна схема вилуговування	57
2.4 Високотемпературне вилуговування.....	58
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	60

ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ

ВИСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ВИЛУГОВУВАННЯ БОКСИТІВ

3.1 Гідрометалургійна переробка єгипетського бокситу	61
3.1.1 Експериментальні матеріали та апаратура	62
3.1.2 Техніка виконання експерименту	62
3.1.3 Мінералогічне рентгеноструктурне дослідження	62
3.1.4 Дифракційно-термічний аналіз	63
3.1.5 Гідрометалургійна переробка	64
3.2 Автоклавне вилуговування польовошпатової породи	70
3.3 Вилуговування діаспорових бокситів високомодульними лужно-алюмінатними розчинами	74
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА	77
4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих чинників	77
4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища	79
4.3 Виробнича санітарія	81
ВИСНОВКИ	84
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	86

ВСТУП

Мета вилуговування – створити найбільш сприятливі умови для перевodu оксиду алюмінію в розчин, забезпечивши максимальний витяг глинозему з бокситу при мінімальних витратах.

Вибір умов і технології вилуговування в першу чергу визначаються якістю бокситу. На показники вилуговування в найбільшій мірі впливають температура процесу й концентрація розчину. Різні сполучення цих параметрів визначають різноманіття варіантів технологій і схем вилуговування, використовуваних у практиці роботи глиноземних підприємств.

Чим нижче температура вилуговування, тим менші витрати на нагрівання, але гірші умови розкриття бокситів.

Чим нижче концентрація розчинів, тим менше витрати на випарювання, нижче витрата тепла, але гірші умови витягу глинозему і більші питомі потоки розчинів.

З підвищенням температури і концентрації розчинів ростуть енерговитрати на нагрівання, росте тиск в апаратах, ускладнюється конструкція і матеріалоемність реакційної і запірної апаратури й системи рекуперації тепла і т. д.

Температурний режим вилуговування може мінятися в широкому діапазоні - від 100 до 300 °С. Наприклад, низькотемпературне агітаційне вилуговування при 100...110 °С застосовують для вилуговування легкокорозкриваємих гіббситових бокситів на п'ятьох заводах, що працюють в Індії, Гвінеї, Казахстану і Ямайці. На більшості заводів звичайно використовують один із трьох температурних режимів, °С: 130... 150, 230...255 і 260...280.

Концентрація оборотних лужних розчинів може бути від 80 до 350 г/дм Na₂O, наприклад, на деяких заводах США для вилуговування застосовують розчини 80...100 з г/дм Na₂O с введенням на вилуговування для відшкодування втрат лугу, добавок соди і вапна. Вивчені варіанти використання розчинів 450...550 г/дм Na₂O (спосіб Байєра в сполученні зі способом Пономарьова-Сажина).

Доцільність вибору режиму вилуговування, апаратури й схеми визначається при остаточному підсумку економічних показників.

Основні підходи до апаратного й технологічного оформлення процесу вилуговування бокситів сформувалися у світі в 30-х роках минулого сторіччя.

У вітчизняній глиноземній промисловості у зв'язку з необхідністю роботи з діаспор-бемітовими важкорозкриваємими бокситами, розроблялися й удосконалювалися варіанти, що передбачають використання концентрованих розчинів і високих температур вилуговування. В апаратному оформленні упор був зроблений на простоту конструкції й надійність роботи реакційних апаратів, що гріють.

У закордонній практиці (європейський варіант), орієнтованої на переробку в основному легкорозкриваємої гіббситової сировини, розвиток йшов по шляху зниження концентрації розчинів і температури вилуговування, удосконалювання системи рекуперації тепла і використання автоклавів із механічним перемішуванням і нагріванням глухою парою.

В останнє десятиліття розвиток одержали схеми й апарати, що забезпечують високотемпературне вилуговування пульпи (260...280 °С) з використанням розчинів слабких і середніх концентрацій.

Основною метою роботи було дослідження технологічних особливостей високотемпературного вилуговування бокситів у виробництві глинозему.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Виробництво алюмінію і глинозему

1.1.1 Технологічний процес виробництва алюмінію

Технологія отримання металевого алюмінію з руд досить складна й складається з чотирьох виробництв, пов'язаних між собою технологічним ланцюжком і виробленими продуктами. Вона містить: виробництво глинозему (алюмінію оксиду); виробництво фтористих солей і кріоліту; виробництво вугільних виробів (електродів і блоків футеровки); виробництво електролітичного алюмінію. Основними виробництвами, що становлять технологічний ланцюжок Руда – Глинозем – Алюміній, є виробництва глинозему й алюмінію. Територіально вони звичайно розділені. Внаслідок високої енергоємності процесу електролітичного відновлення алюмінію алюмінієві заводи розташовуються в районах із дешевою електроенергією ГЕС. Виробництва глинозему, навпаки, базуються в місцях видобутку алюмінієвих руд для того, щоб скоротити витрати на перевезення сировини. Виробництво фтористих солей і кріоліту ставить на меті одержання розчинника для глинозему й добавок, що знижують температуру плавлення електроліту. Організація окремого виробництва вугільних виробів викликана тим, що в процесі електролізу вугільні аноди й футеровка електролізерів витрачається й вимагають безперервного поповнення. На рис. 1 наведена принципова схема виробництва алюмінію, що включає всі перераховані вище операції.

1.1.2 Електролізний метод виробництва алюмінію

Здешевлення алюмінію та його широке використання відбулося після запровадження електролізного методу його виробництва. Суть методу полягає в електролізі алюміній оксиду, розчиненого в розплавленому кріоліті. Процес ведуть у такий спосіб, щоб алюміній осаджувався в нижній частині електролізеру на катоді, виготовленого із подових графітових блоків. Графітовий анод розміщують на певній висоті над поверхнею катоду.

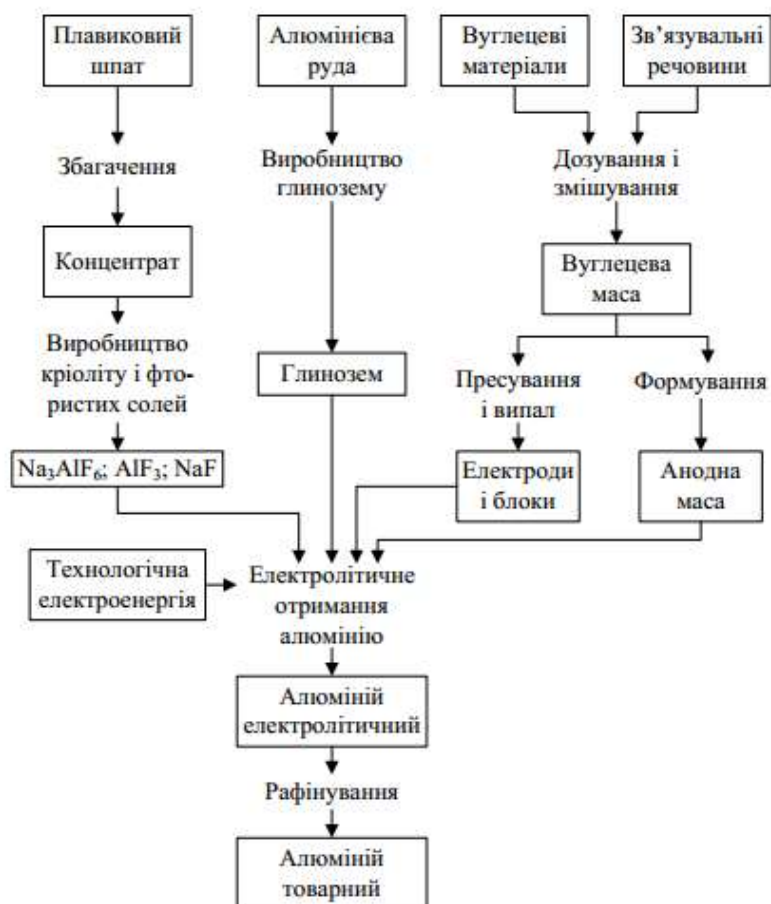


Рисунок 1.1 – Схема виробництва алюмінію

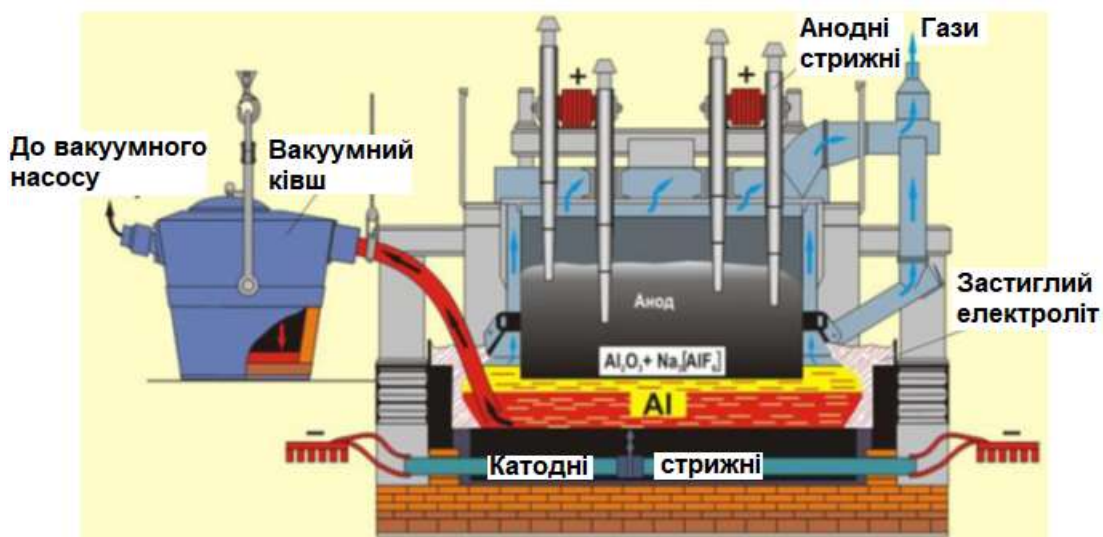
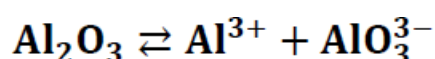


Рисунок 1.2 – Будова електролізера для одержання алюмінію

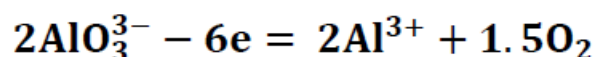
Кріоліт Na_3AlF_6 вміщує 25 мол. % AlF_3 і плавиться за температури 1008,50С. При розчиненні в кріоліті до 20 мол. % алюміній оксиду температура розплаву знижується до 960 °С. Уведення в електроліт добавок CaF_2 , MgF_2 , NaCl , BaCl_2 або LiF теж сприяє зниженню його температури плавлення. Для запобігання забруднення алюмінію і анодних газів небажаними домішками, катіони добавок повинні бути більш електровід'ємнішими ніж Al^{3+} , а аніони – більш позитивнішими за O^{2-} .

У розплаві електроліту, що містить кріоліт і глинозем, перший компонент повністю дисоціює на йони Na^+ та AlF_6^{3-} , а глинозем – частково згідно схеми:



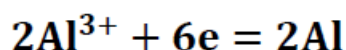
Електричний струм переноситься головним чином йонами Na^+ та AlF_6^{3-} .

На аноді здійснюється окиснення AlO_3^{3-} за реакцією:

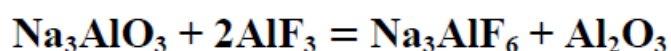


Оскільки в анодному процесі витрачається два аніони AlO_3^{3-} , а при дисоціації глинозему утворюється лише один аніон AlO_3^{3-} , тому виникає необхідність у збагаченні електроліту алюміній фторидом.

Відновлення катіонів Al^{3+} на катоді проходить за реакцією:



Зосередження в прикатодному просторі катіонів Na^+ приводить до локального зростання концентрації натрій алюмінату Na_3AlO_3 . При перемішуванні електроліту розподіл компонентів в його об'ємі вирівнюється. При цьому, алюмінат натрію взаємодіє з алюміній фторидом і забезпечує утворення кріоліту та глинозему. Таким чином, єдиним продуктом, який піддається електролізу, є глинозем:

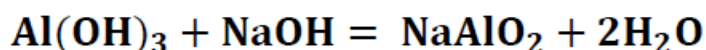


Процес одержання алюмінію передбачає такі стадії: підготовку сировини і вихідних матеріалів, електроліз та рафінування металу.

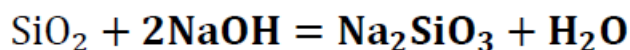
Для одержання глинозему використовують природню алюмінійвмісну сировину – боксити, алуніти, нефеліновий концентрат або каоліни. Найбільш придатним для промислового одержання глинозему є боксити, які містять від 30 до 70 % Al_2O_3 .

Нефеніловий концентрат, отриманий після переробки апатито-нефенілової породи, містить лише 20-30% алюміній оксиду, однак наявність в ньому до 10% лугу ($\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$) робить його вигідним для одержання глинозему і побічних продуктів – суміші Na_2CO_3 , K_2CO_3 та кремнезему.

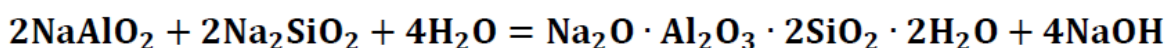
Згідно способу запропонованого Байєром подрібнений боксит вилуговують 40% розчином NaOH при температурі 160-225⁰Сі тиску 3 МПа. При цьому отримують алюмінатний розчин:



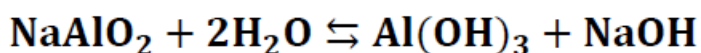
Кремнезем, що присутній у бокситі, теж розчиняється з утворенням силікату натрію:



У розчині натрій алюмінат реагує з натрій силікатом і це приводить до осадження нерозчинного натрій алюмосилікату:



Після вилучення осадку розчин натрій алюмінату розбавляють водою та ініціюють його гідроліз. При цьому, чим менша концентрація лугу в розчині, тим при меншій кількості Al(OH)_3 настає пересичення глиноземом:



У процесі так званого «викручування», який триває 75-90 годин у розчин додають невелику кількість раніше одержаного алюміній гідроксиду.

Відділений від дисперсійного середовища Al(OH)_3 відмивають від адсорбованого NaOH дейонізованою водою і прожарають в обертовій печі при температурі 1200⁰С до утворення Al_2O_3 за реакцією:



Розчин NaOH упарюють і повторно використовують для вилуговування нової порції вихідної сировини.

На одержання 1т алюмінію витрачають ~ 1,9 т глинозему, 40-50 кг кріоліту, 20-25 кг алюміній фториду. При напрузі на електродах 4,2-4,5В і виході за струмом 85-90 % витрати електроенергії складають 14000-16000 кВт·год.

Отриманий електролізом розплавлений алюміній містить домішки у вигляді неметалічних включень (глинозем, вуглець).

Для очистки розплаву через нього барботують газоподібний хлор. Утворена при цьому пара алюміній хлориду адсорбується взваженими в алюмінію частинками, які спливають на поверхню у вигляді порошку і вилучаються. Після газофазного рафінування вміст основної речовини в металі складає 99,5-99,7 %. Для одержання алюмінію високої чистоти (99,99 %) його направляють на додаткове електролітичне рафінування.

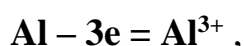
1.1.3 Очищення й рафінування алюмінію

Домішки значно погіршують механічні, електричні й ливарні властивості алюмінію й знижують його корозійну стійкість. Для очищення від механічних домішок і розчинених газів алюміній, викачаний із ванни, хлорують безпосередньо у вакуум-ковшах. При цьому хлоруються водень і деякі метали, а хлориди, що утворилися, і механічні домішки спливають на поверхню металу і їх вилучають:

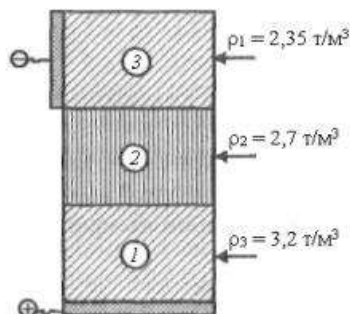


Після хлорування алюміній витримують в електричних печах для видалення залишків домішок і усереднення складу, після чого відливають у злитки. Після такого очищення одержують алюміній марки А85, що містить не менше 99,85 % металу. Для одержання алюмінію високої і особливої чистоти його піддають додатковому рафінуванню. У промисловості застосовуються два методи рафінування: електролітичний і за допомогою субсполук алюмінію.

В основі електролітичного тришарового методу рафінування покладений процес анодного окиснення й наступного катодного відновлення алюмінію. Анодом (нижній шар) електролізера є алюміній, який рафінується і містить для збільшення щільності до 40 % міді, катодом (верхній шар) — очищений алюміній. Між катодом і анодом розташовується розплавлений електроліт, що складається із суміші хлоридів барію й натрію й фторидів алюмінію й натрію. У процесі рафінування, через те, що $E_p > E_{\text{домішок}}$, алюміній розчиняється на аноді:



йони його, внаслідок різниці густині шарів забрудненого алюмінію й електроліту, проходять крізь шар останнього й відновлюються на катоді:



1 - шар алюмінію, що рафінується та містить мідь;

2 - шар електроліту; 3 - шар чистого алюмінію

Рисунок 1.3 – Схема електролітичного рафінування алюмінію

У той же час домішки з більшим потенціалом залишаються в шарі металу, який рафінується, й накопичуються в шарі електроліту. Із мірою нагромадження домішок анодний сплав й електроліт періодично заміняють. Енергоємність процесу електролітичного рафінування становить близько 18 МВт·год на тону металу. Отриманий цим методом рафінування алюміній має чистоту 99,99 %. Алюміній надвисокої чистоти (99,9999 %) може бути отриманий методом зонної плавки.

1.2 Способи виробництва глинозему

Вперше термін металічний алюміній на практиці отримав Г. Ерстед у 1825 році, суть хімічного методу полягала в відновленні хлориду алюмінію амальгамою калія. Метод був поліпшений у 1856 році і алюміній отримували відновленням подвійної солі $\text{AlCl}_3 \times \text{NaCl}$ металічним натрієм. Інший метод виробництва алюмінію запровадив Н.Н. Бекетов у 1865 році, отримання алюмінію проводилось відновленням кріоліту Na_3Al магнієм. За допомогою хімічних методів, які застосовувалися до 1890 року всього за 35 років виробництва було добуто близько 200 тон алюмінію. Основуючись на матеріалах робіт А.Сент-Клера Девіля (1856 року), Н.Еру і Ч.Холл в

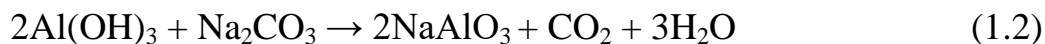
1886 році винайшли метод виробництва алюмінію електролізом розплаву глинозему в кріоліті. Застосовуючи цей метод промислове виробництво алюмінію зробила великий стрибок, з 5,7 тисяч тон у 1990 році до 20 мільйонів тон у 1980 році. П.П. Федотьев разработал теоретичні основи електролізу системи "глинозем-кріоліт", а також розчинення алюмінію в електроліті, анодний ефект та інші аспекти процесу. К.І. Байер відкрив 'мокрий' метод, добування глинозему за допомогою вилугування руд. Д.Н. Пеняков в 1895 році ввів метод виробництва глинозема із бокситів спіканням сульфату натрію в присутності вугілля. А.І.Кузнецов і Є.І.Жуковський в 1915 році запровадили метод, який застосовує алюмінієві руди низької якості через відновлюючу плавку повертає певні параметри.

1.2.1 Фізико-хімічні основи і технологія процесу виробництва глинозему методом спікання

В основі метода спікання наявний процес утворення алюмінатів натрію (калію у випадку коли використовуємо нефеліни) в результаті при взаємодії високої температури оксиду алюмінію руди з карбонатами металу та подальшим вилужуванням алюмінатів водою, розкладанням оксиду вуглецю

Карбонат залежний від вмісту у руді компонента натрію, тому що для процесу спікання бокситів використовується суміш карбонатів натрію і кальцію, якщо використовуємо нефеліни, які мають в своєму складі оксиди натрію і калію, лише оксид кальцію. Карбонат кальцію виступає в ролі з'єднувача, котрий зв'язує оксид кремнію та зменшує витрати карбонату натрію при спіканні бокситів. Процес виробництва глинозему який придатний для переробки всіх видів алюмінієвої сировини вважається процес спікання. Практика показує, що зазвичай використовують нефеліни та боксити з високим вмістом кремнію. Всі вони йдуть в наступному порядку: 1) Здрібнювання алюмінієвої руди та вапняку, мокрий розмел шихти в содовому розчині та коригування складу пульпи; 2) Спікання пульпи за температури 1300 °С : за реакцією (1.1) – метало-алюмінієва кислота та карбонат натрію або за реакцією (1.2) – гідроксид алюмінію та карбонат

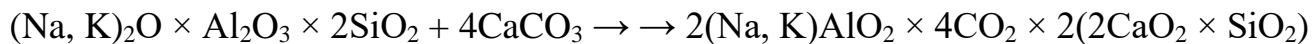




і утворенням дикальційсилікату



у випадку нефелінів



Процес спікання відбувається у твердій фазі, заключається в приникненні частинок одного реагента в кристалічну решітку іншого. Швидкість спікання визначається швидкістю міжкристалічної дифузії, яка в свою чергу зростає від збільшення температури. Прискорити процес спікання можливо при розплавленні легкоплавких композиторів шихти, також утворення рідкої фази. Відпрацьовані гази містять до 10 – 12 % оксиду вуглецю. 3) Дробленням утвореного спека та вилуговуванням з нього водою алюмінатів натрію і калію.

1.3 Технологія виробництва глинозему

Глинозем – чистий оксид алюмінію Al_2O_3 – є основним вихідним матеріалом під час виробництва алюмінію електролізом.

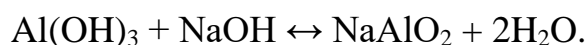
Існують три групи процесів отримання глинозему: лужні, кислотні та кислотно-лужні. В даний час практично весь глинозем отримують лужними методами, які в свою чергу поділяються на спосіб Байєра, спосіб спікання та комбінований спосіб.

За кордоном в основному використовують спосіб Байєра, в Україні – і спосіб Байєра, і спосіб спікання.

Спосіб Байєра доцільніше застосовувати при невеликому вмісті SiO_2 у сировині ($\text{Al}_2\text{O}_3: \text{SiO}_2 > 5-7$). При крем'яному модулі $< 5-7$ економічніший спосіб спікання.

1.3.1 Спосіб Байєра

Спосіб Байєра відноситься до лужних гідрохімічних процесів. У його основі лежить оборотна реакція:



Метод заснований на вилуговуванні, мета якого розчинити глинозем, що міститься в бокситі, не розчиняючи інші складові бокситу. У разі вилуговування рівновагу реакції йде вправо, тобто. алюміній перетворюється на розчин як алюмінату натрію. В умовах декомпозиції (розкладання) розчинів рівновага зсувається вліво, призводячи до гідролізу алюмінієвого розчину з утворенням кристалічного осаду гідроксиду алюмінію. Таким чином, технологічний цикл по лузі замкнений.

Спосіб Байєра застосовують для переробки високоякісних бокситів із відносно низьким вмістом кремнезему. Спрощена схема виробництва глинозему за способом Байєра наведена на рисунку 1.4. Згідно технології вихідний боксит дроблять і потім подрібнюють. Вилуговування бокситів проводять у вертикальних автоклавах (рисунок 1.5).

Автоклави є сталевими судинами, що працюють під тиском до 3 МПа і температурі до 250 °С. Такі умови дозволяють вилуговувати навіть важкі боксити. У вітчизняному виробництві застосовують автоклави ємністю 25-72 м³, що обігріваються гострим паром (вдаємо безпосередньо в пульпу).

Діаметр автоклаву 1,6-2,5 м, висота 13,5-17,5м.

Вилуговування проводиться і в безперервному, і в періодичному режимах.

При періодичному вилуговуванні пульпу з початку остаточно обробляють в одному автоклаві. Тривалість процесу становить близько 3 год. Більш сучасним є безперервне автоматизоване вилуговування, яке проводиться в автоклавних батареях. Залежно від технологічних вимог, батарея може об'єднувати 6-10 автоклавів. Загальний час перебування пульпи автоклавах становить близько 2 год.

Пульпа, що складається з алюмінатного розчину та червоного шламу, потім надходить на розведення і далі у відділення згущення та промивання червоного шламу.

Алюмінатний розчин після згущення обробляють на фільтрах та відправляють на розкладання (декомпозицію). Мета декомпозиції – кристалізувати із розчину $Al(OH)_3$.

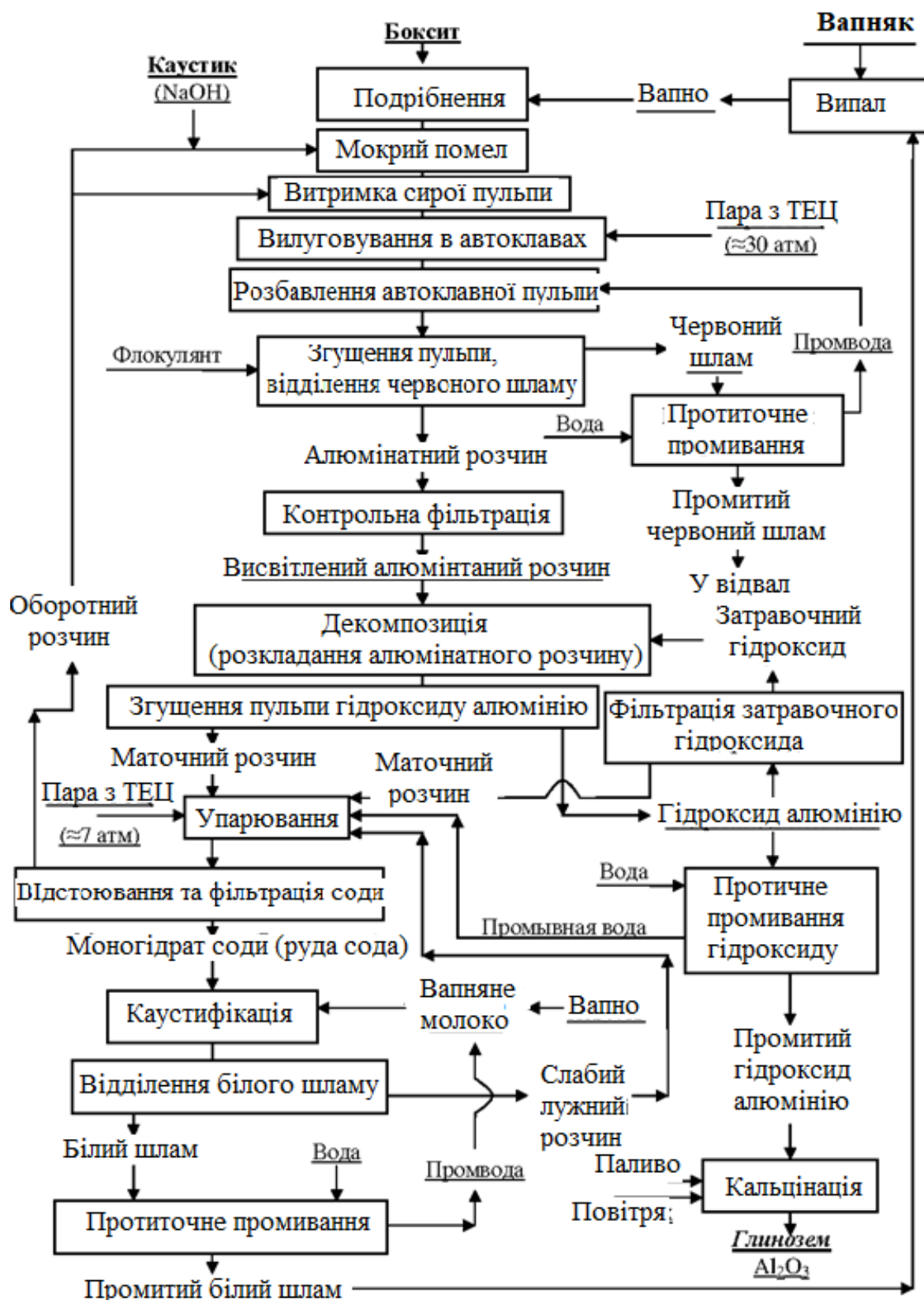
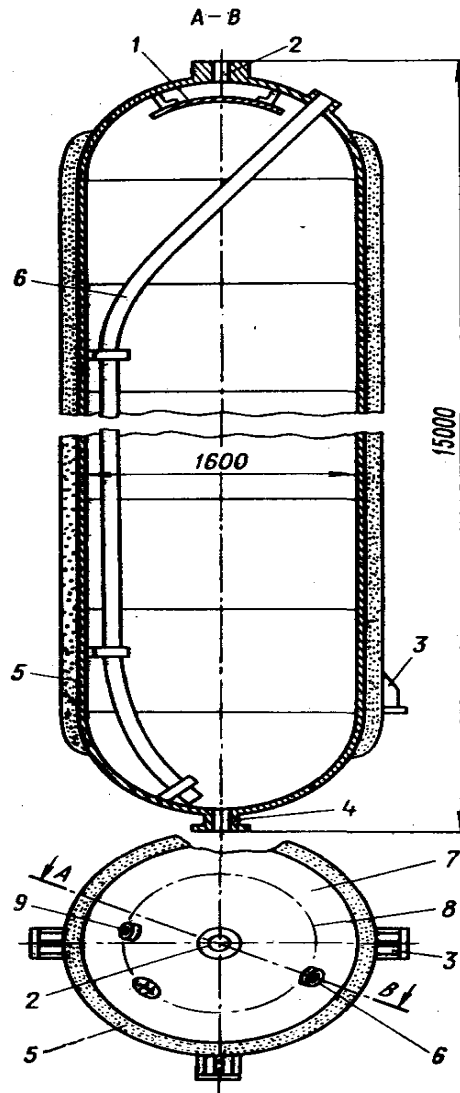


Рисунок 1.4 – Схема виробництва глинозему за способом Байера



- 1-парасолька; 2-отвори для здуву пари; 3-лапи для кріплення автоклаву;
 4-горловина нижнього днища; 5-теплоізоляція; 6-розвантажувальна труба;
 7-верхнє днище; 8-отвір для манометра; 9-завантажувальний отвір

Рисунок 1.5 – Вертикальний автоклав

Для здійснення процесу розкладання алюмінатного розчину його охолоджують і вводять "затравку" (раніше отримання дрібні кристали $Al(OH)_3$). Для нарощування великих кристалів пульпу постійно перемішують протягом 50-90 годин.

Процес проводиться в апаратах, званих декомпозер, з механічним або повітряним перемішуванням. Режим роботи апаратів може бути періодичним чи безперервним.

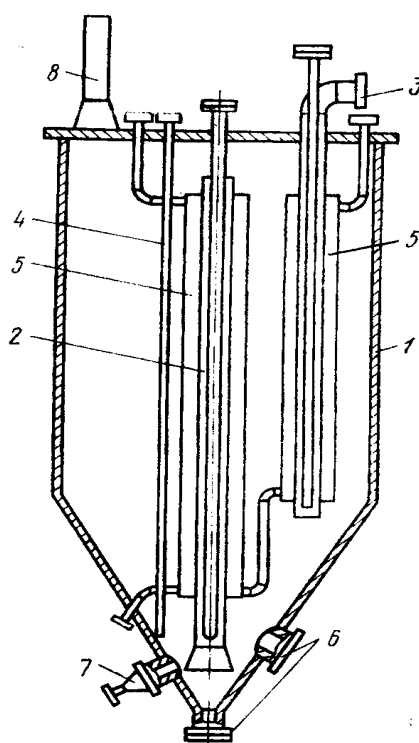
Декомпозер з механічним перемішуванням є сталевий бак висотою і діаметром по 8 м, всередині якого обертається ланцюгова мішалка.

Найбільш досконалими та великими апаратами є декомпозери з повітряним перемішуванням (рисунк 1.6).

Місткість декомпозерів із повітряним перемішуванням до 3000 м³. Для перемішування пульпи є циркуляційний аероліфт. Він складається із двох концентрично встановлених вертикальних труб. По внутрішній трубі зверху подають стиснене повітря. Утворюється повітряно-пульпова завесь, яка зливається через верхній кінець зовнішньої труби. Декомпозери з повітряним перемішуванням встановлюються у серії по 16-28 апаратів.

Гідратна пульпа з декомпозерів прямує на згущення та класифікацію. Придатною продукцією вважається фракція розміром частинок 40-100 мкм, яку далі відправляють на кальцинацію. Дрібна фракція використовується як «затравка».

Мета кальцинації – термічне зневоднення гідроксиду алюмінію за реакцією:



1-корпус; 2-аероліфт для перемішування; 3-транспортний аероліфт; 4-бічна барботажна трубка; 5-водяні сорочки; 6-люк; 7-розвантажувальний клапан; 8-витяжна труба

Рисунк 1.6 – Схема декомпозера з повітряним перемішуванням

На практиці кальцинацію проводять у трубчастих печах, що обертаються, довжиною 35-110 м, діаметром 2,5-4,5 м. Печі кальцинації мають нахил 2,5-3 % до довжини. Швидкість обертання труби 1-2 об/хв.

На деяких зарубіжних заводах кальцинацію глинозему проводять у печах киплячого шару.

При способі Байера вилучення глинозему з бокситів становить близько 87 %.

1.3.2 Спосіб спікання

Спосіб спікання відноситься до термічних методів виробництва глинозему.

Застосовується в основному для високочасових руд ($\text{SiO}_2 > 6-8 \%$) з крем'янистим модулем $< 5-7$, але взагалі придатний для переробки будь-якої алюмінієвої сировини.

Сутність способу спікання - утворення алюмінату натрію при високій температурі в результаті взаємодії алюмінієвої руди, соди та вапняку. У процесі одержують спек, який вилуговують водою. Потім алюміній розчин розкладають вуглекислою з виділенням гідроксиду алюмінію. При прожарюванні гідроксиду одержують глинозем.

Схема способу спікання представлена рисунку 1.7.

Мета спікання – перевести алюміній руди у форму водорозчинного алюмінію NaAlO_2 та зв'язати кремнезем у малорозчинні кальцієві силікати. Спікання проводиться в трубчастих печах, що обертаються, довжиною до 185 м і діаметром до 5 м. Печі обладнані холодильниками.

Отриманий спік на виході з холодильника дробиться до 6-8 мм і вирушає на вилуговування. Вилуговування проводять водою в дифузорах, перколяторах або трубчастих вилуговувачах.

Дифузори висотою 5 м і діаметром 1,5 м групують батареї по 12-15 шт. Дифузorna батарея працює за принципом протитечії.

Перколятори і трубчасті вилуговувачі мають більш високу продуктивність, але поки перевагу віддають дифузoram.

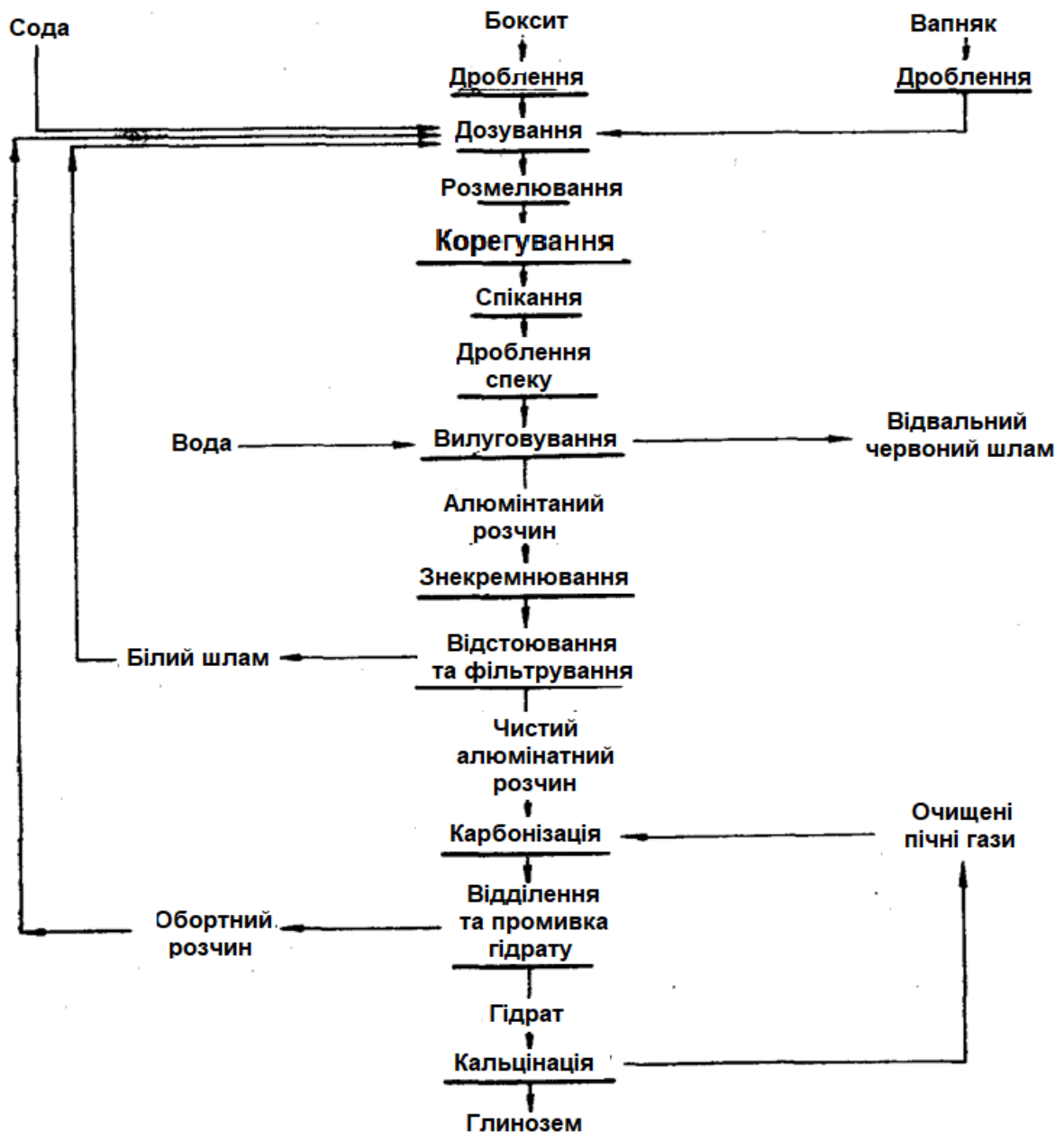
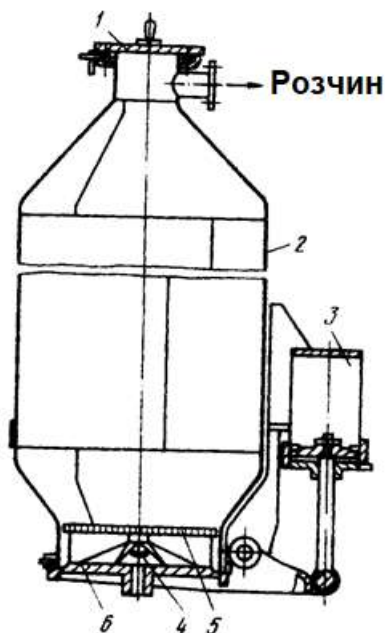


Рисунок 1.7 – Схема виробництва глинозему із бокситів за способом спікання

Продуктами вилуговування є алюмінієвий розчин та червоний шлам. Отриманий алюмінатний розчин забруднений домішками, особливо кремнеземом. Тому перед осадженням гідроокису алюмінію необхідно провести очищення розчину від домішок методом знекремнення.

На практиці обезкремнювання розчинів здійснюють тривалим нагріванням без добавок або у присутності вапна в автоклавах.



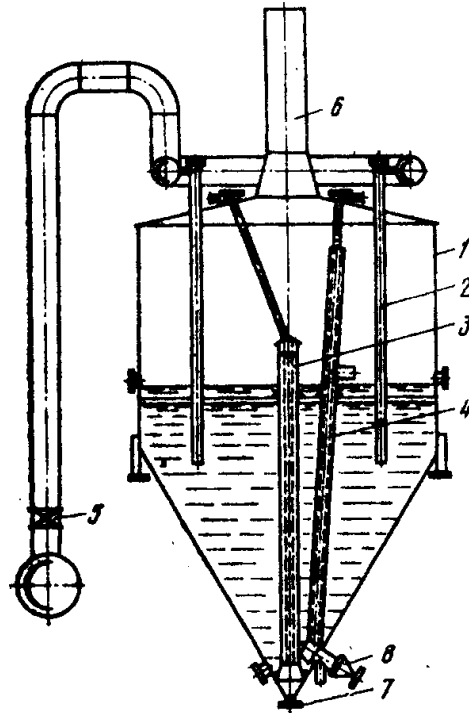
1-кришка завантажувального люка; 2-сталевий корпус; 3-гідравлічний пристрій для притиску нижньої кришки; 4-введення розчинника; 5-решітка відкидної кришки; 6-кришка завантажувального люка

Рисунок 1.8 – Дифузор

Чисті алюмінієві розчини піддають карбонізації, тобто, осадження гідроксиду алюмінію у спеціальних апаратах – карбонізаторах (рисунок 1.9). Для цього через алюмінієвий розчин пропускають гази топки печей спікання, що містять вуглекислоту (10-14 % CO_2). Процес карбонізації протікає швидше декомпозиції у способі Байєра і завершується протягом 10-12 год.

Карбонізатори застосовують двох типів: циліндричної та циліндроконічної форми. Найчастіше використовується апарат другого типу. Він має діаметр циліндра 11 м, загальну висоту 16 м та ємність 600 м³. Газ надходить у конічну частину апарату через 8 барботерів, розташованих по колу. Перемішування пульпи з газом відбувається за допомогою циркуляційного аероліфту.

Після карбонізації пульпу відстоюють, фільтрують. Гідроксид алюмінію ретельно промивають і прожарюють у трубчастих печах для зневоднення.



1-корпус; 2-барботер; 3-центральний аероліфт; 4-транспортний аероліфт;
5-регулююча заслінка; 6-витяжна труба; 7-нижній люк; 8-клапан

Рисунок 1.9 – Карбонізатор з конічним днищем

Як зазначалося вище, спосіб спікання є більш універсальним способом виробництва глинозему. Тим не менш, коли якість бокситів дозволяє, віддають перевагу способу Байєра, як більш простий і дешевий.

1.4 Технологічний процес виробництва глинозему

Відмінною особливістю способу спікання від суто гідрометалургійного є операція спікання - пірометалургійний переділ. Мета цієї операції - зв'язати кремній малорозчинні при подальшій гідрометалургійній переробці сполуки, щоб потім на стадії вилуговування спека вивести кремній з процесу. Зі збільшенням змісту SiO_2 переробка бокситу за способом Байєра стає економічно не вигідною, т.к. значно збільшуються втрати луку та алюмінію з червоним шламом. Боксити з крем'яним модулем менше 6-7 одиниць економічно доцільніше переробляти способом спікання. Спосіб спікання переробляють боксити (з отриманням бокситового спеку), нефелінові концентрати і руди (нефеліновий спек), байєрівські шлами послідовного

способу Баєр-спікання (шламовий спек) і каоліни або алюмокальцієві шлаки (алюмокальцієвий). Суть способу спікання полягає в термічній обробці шихти з отриманням спеку, з утворенням алюмінату натрію $\text{Na}_2\text{O}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$, фериту натрію $\text{Na}_2\text{O}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ і двокальцієвого силікату $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ (ортосилікату кальцію). Ідеї зв'язати мінерали алюмінію в розчинну форму – алюміній натрію (Ле-Шательє), а основну найбільш шкідливу домішку SiO_2 – малорозчинний силікат (Мюллер) мають більш ніж 150-річну історію. Ці ідеї лежать в основі способу переробки глиноземовмісної сировини – бокситів, нефелінів, каолінів – спіканням. Отриманий спек вилуговують, і розчин переходять корисні компоненти Al_2O_3 і Na_2O . Однак у зв'язку з тим, що ортосилікат кальцію, частково взаємодіючи з алюмінатним розчином, розкладається і забруднює алюмінатний розчин кремнеземом SiO_2 , потрібен переділ двостадії обезкремнення з видаленням з розчину: на першій стадії - гідроалюмосилікату натрію і на другій - гідрогранату кальцію. Очищений від кремнію розчин піддається розкладанню карбонізацією (або декомпозицією), в ході якої утворюються $\text{Al}(\text{OH})_3$ та розчин карбонатів. Гідроксид алюмінію прямує на кальцинацію з отриманням оксиду алюмінію, а карбонатний маточник після випарювання йде на початок процесу на приготування шихти (для бокситів) або на глибоку випарку з отриманням соди та поташу як кінцевих продуктів. Також застосовується і білитовий шлам, що залишається після вилуговування, який йде на отримання цементу, що створює умови для створення комплексної безвідходної технології переробки нефелінів. Спосіб спікання включає наступні технологічні операції:

1. приготування шихти;
2. спікання шихти з отриманням спеку;
3. подрібнення та вилуговування спеку - полягає у вилученні з спеку алюмінату натрію та лугу;
4. знекремнення вилуженої пульпи;
5. відділення алюмінатного розчину від червоного шламу та промивання червоного шламу;
6. розкладання алюмінатного розчину;
7. відділення маткового розчину від гідроксиду алюмінію;
8. упарювання спекового розчину та виділення содосульфатної суміші;

9. прокалювання гідроксиду алюмінію з отриманням глинозему;

10. вузол вивантаження, зберігання та введення в процес кальцинованої соди.

При переробці бокситу за способом спікання використовують дво- та трикомпонентну шихту - боксит + сода + вапно або боксит + сода. Спікання – високотемпературне випалювання шихти при $t = 1200-1300$ °С. Сполуки алюмінію при спіканні зв'язуються у розчинний у воді алюміній натрію, залізо переходить у ферит натрію, кремнезем переходить у малорозчинну сполуку – двокальцієвий силікат. Спіки, за фізичною ознакою, ділять на плав, частково оплавлений, пористий та недопек. Фактори, що впливають на якість спеку:

1. Температура спікання
2. Крупність частинок бокситової шихти
3. Дозування содової складової шихти
4. Наявність сполук сірки

Газовий потік, проходячи по печі зі швидкістю 3,0-4,0 м/сек (розрахункова), виносить з печі до 50 % оборотного пилу, що подається в піч. Уловлювання винесеного з печі пилу (шихти) проводиться системою газоочищення та пилоповернення, до складу якої входять такі агрегати: пилова камера 6; батарея циклонів 7 (по 2 батареї з 6-8 циклонів); електрофільтр 8; скруббер двоступінчастої очистки газів – 1 на кожен піч. Транспортування газів через піч та систему газоочищення здійснюється димососом. Гази, що відходять, викидаються в атмосферу. Уловлений у пиловій камері, батарейних циклонах та електрофільтрах пил шнеками подається в приймальний бункер елеватора і з його допомогою повертається в холодну головку печі. Контроль за процесом спікання, як правило, здійснюють за температурою і складом газів, що відходять. Температура газів в образі печі – 320-420 °С; вміст у газах, що відходять, O_2 – 1,5-2,5 %, $CO \leq 0,4-0,6$ %, CO_2 – 25-27 %. Кількість повітря, необхідного для горіння, визначається за вмістом O_2 у газах, що відходять.

Трубчаста обертова піч (ТВП) являє собою сталевий барабан товщиною від 20-70 мм, зсередини піч футерована вогнетривкою цеглою, основним матеріалом служить шамот, високотемпературні зони печей викладають з хромомagneзитової і магнезитової вогнетривкої цегли ухил від 1° до 5°. На корпусі печі укріплені бандажі

(сталеві відточені кільця), якими він спирається на опорні ролики. Вал кожного ролика встановлений у підшипниках, укріплених у сталевій рамі, яка пов'язана з масивним залізобетонним фундаментом. Пекти приводиться в обертання від електродвигуна, швидкість обертання барабана 1-2 обороти в хвилину. Нижнім гарячим кінцем пічний барабан входить у паливну головку печі. Верхнім холодним кінцем у завантажувальну головку, яка має пристрій для завантаження гідроксиду та отвір для виходу топкових газів. Паливна головка спереду має отвори для форсунок або пальників, а також оглядові та робочі вікна. У нижній частині паливної головки розташована піч, через яку проколений глинозем пересипається в холодильник. Як паливо для ТВП використовують мазут та природний газ. Мазут подається нагрітим до 90-110°C. ТВП працює за принципом протитечії - матеріал, що нагрівається внаслідок нахилу пічного барабана і його обертання рухається на зустріч гарячим топковим газам, які при цьому охолоджуються, а матеріал нагрівається.

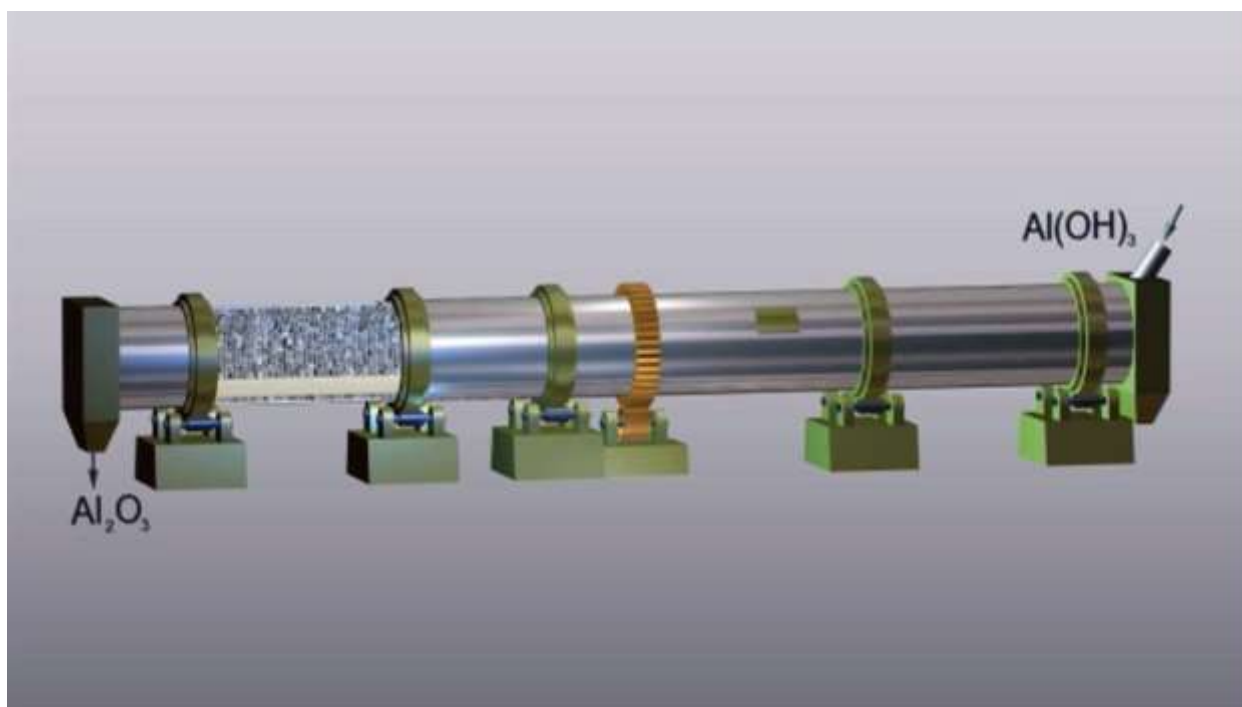


Рисунок 1.10 – Трубчаста піч, що обертається (ТВП)

Зони печі ТВП:

Перша зона, яку називають зоною сушіння, характеризується повним випаром гігроскопічної вологи гідроксиду алюмінію, причому температура матеріалу не перевищує 200 °С. Температура газів у межах зони сушіння знижується з 600 до 300 °С.

У другій зоні – зоні кальцинації – видаляється хімічно зв'язана волога, і гідроксид перетворюється на безводний $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$. Для цього матеріал потрібно нагріти до температури 950 °С. Потік газів, що рухаються в цій зоні, охолоджується на 450 °С – з 1050 до 600 °С.

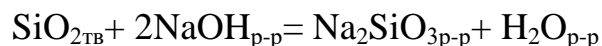
Третя зона - зона прожарювання - розташовується в області факелу, що горить, що забезпечує максимально високу температуру газів - 1400 °С. Це дозволяє нагріти шихту до 1250 °С, щоб забезпечити перехід глинозему з γ модифікації в α модифікацію ($\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$). Щоб гарантувати повне завершення процесу прожарювання, час перебування матеріалу в цій зоні прагнуть збільшити за рахунок більшого, ніж в інших зонах, пічного діаметру барабана.

Четверта зона – зона охолодження тут відбувається охолодження готового глинозему до 1000 °С. При нормальній роботі печі кальцинації температура газів, що залишають її, не повинна бути вищою 300 °С, що служить надійним критерієм забезпечення оптимальної температури матеріалу в зоні прожарювання ≈ 1250 °С. При хорошому спалюванні палива і відсутності зайвих підсмоктування повітря в системі зазвичай у газах, що відходять, міститься 13-15 % CO_2 . Вміст CO не повинен перевищувати 0,8 %.

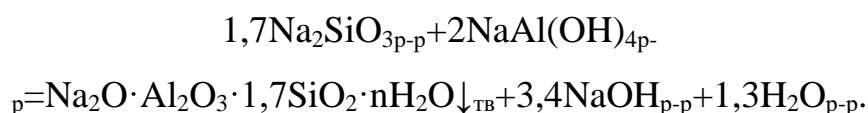
1.5 Технологічний процес вилуговування бокситів

1.5.1 Технологія способу Байєра

Боксит, що надходить на склад, після великого і середнього дроблення змішують з невеликим об'ємом оборотного лужного розчину ($r:t = 0,8:1,9$) і направляють до млина мокрого розмелювання. Таке низьке відношення $r:t$ у млині забезпечує максимальну її продуктивність. До діаспорового бокситу додають 3-5 % вапна. Млини зазвичай працюють у замкнутому циклі з класифікаторами, які іноді замінюють або доповнюють гідроциклонами. Пульпа з млинів – «сира» пульпа – збирається у збірниках, куди подають решту обігового розчину з $\text{Na}_2\text{O}_k = 300$ г/л. Тут її нагрівають пором сепарації до 90-100 °С і витримують 4-8 годин при перемішуванні для попереднього знекремнення бокситу, тобто переведення більшої частини активного кремнезему з бокситу в розчин:



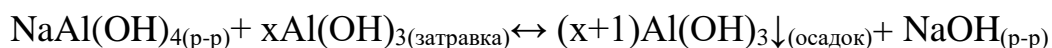
і далі осад у вигляді гідроалюмосилікату натрію (ГАСН):



Далі «сира» пульпа поршневими насосами подається в систему підігрівачів, де пульпа сепараторною парою (або вареною пульпою) нагрівається до 140-160. Таке обмеження нагріву пульпи пов'язано з тим, що при більш високій температурі на внутрішніх поверхнях трубок, що гріють, інтенсифікується процес виділення опадів, що містять сполуки титану, хрому, кальцію, фосфору, в результаті чого істотно знижується теплопередача. Після нагрівання «сира» пульпа надходить у батарею автоклавів колонного типу для вилуговування бокситу реакції (1). У перші два автоклави, які називають гріючими, надходить «гостра» пара з ТЕЦ ($P_{\text{пар}} = 28-30$ атм/2,8-3 МПа, $t = 300$ °С), що нагріває пульпу до 230-240 °С. У наступних реакційних автоклавах (8-10 шт.) Акумулятори проводиться витримка пульпи, залежно від типу бокситу, протягом 1,5-2,5 годин. Автоклави працюють у режимі, близькому до ідеального витіснення. Продуктом вилуговування є так звана «варена» пульпа, яка складається з суспензії: розчину алюмінату натрію і нерозчинного залишку бокситу – червоного шламу. З останнього автоклава батареї «варена» пульпа /л) перетікає у систему сепараторів (пароотделителей) послідовно – спочатку в сепаратор I щаблі, потім у сепаратор II щаблі, де від самовипаровування «вареної» пульпи утворюється пара – процес дроселювання. Високотемпературна пара сепаратора I ступеня ($P = 2,25 \rightarrow 0,6-0,7$ МПа, $t = 165-170$ °С) використовується для попереднього нагріву «сирої» пульпи в підігрівачах перед автоклавним вилуговуванням, пара сепаратора II ступеня ($P = 0,6-0,7 \rightarrow 0,16-0,2$ МПа, $t = 125-130$ °С) використовується для підігріву «сирої» пульпи або нагрівання промводи. (Для більш ефективного використання теплової енергії сепараторної пари рекомендується використовувати 3-, 4- і т.д. кратну сепарацію). Пар з агітатора використовується для підігріву в поличковому підігрівачі барометричної води до 90 °С, що використовується при промиванні червоного шламу. 7-1,8 до складу $\text{Na}_2\text{O}_{\text{зар}} = 140-150$ г/л, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 125-135$ г/л, $\alpha_{\text{К}} = 1,6-1,7$ і $\mu_{\text{Si}} = 250-300$ і далі на відділення та промивання червоного шламу в систему 4-5 згущувачів, що працюють за принципом протитечії при $t = 100-105$ °С. Розведення

«вареної» пульпи здійснюють для зменшення в'язкості та додаткового знекремнення розчину. Процес згущення червоного шламу дуже повільний, обумовлений осадженням дуже дрібних частинок та наявністю однойменних електричних зарядів на поверхні. Для прискорення згущення додаються спеціальні речовини – коагулянти та/або флокулянти, які забезпечують укрупнення дрібних частинок із утворенням більших агрегатів. Промитий та згущений в останньому згущувачі червоний шлам відкачується у відвал на шламове поле; промивні води використовують для розведення вареної пульпи. Алюмінатний розчин (злив) з першого (основного) згущувача з вмістом твердого 1-5 г-тв/л подається на контрольну фільтрацію для відділення суспензії шламу, отриманий розчин повинен містити не більше 0,01 г-тв/л. Чистий алюмінатний розчин ($\text{Na}_2\text{O}_{\text{зар}} = 150-160$ г/л, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 125-135$, $\alpha_{\text{К}} = 1,65-1,7$, $\mu_{\text{Si}} = 250-300$) охолоджується до 60-75 °С в теплообмінниках і надходить разом із затравальним алюмінію на декомпозицію (розкладання) батарею декомпозерів; температура у «хвостовому» декомпозері – 47-55 °С.

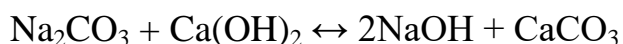
Для прискорення процесу декомпозиції вводять свіжоосаджені кристали гідроксиду алюмінію - затравальний гідроксид. Відбувається розкладання реакції



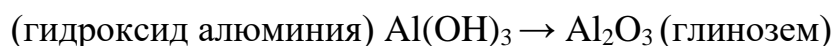
Після декомпозиції, по реакції (5) протягом 40-100 годин, виходить пульпа, що складається з гідроксиду алюмінію, що випав в осад, і маткового лужного розчину. Пульпу направляють на згущення, відокремлюється матковий розчин (злив), а згущений гідроксид алюмінію після класифікації крупно (або без неї) ділять на дві частини: одну частину (велика фракція у разі класифікації) ретельно відмивають від луку і відправляють на кальцинацію; іншу частину (близько 3/4 всього гідроксиду) використовують як затравки. Іноді затравальний гідроксид також попередньо промивають, але не так ретельно, як товарний (для кальцинації).

Матковий алюмінатний розчин з $\alpha_{\text{К}} = 3,4-3,65$ і $\text{Na}_2\text{O}_{\text{зар}} = 155-165$ г/л і воду від промивання гідроксиду (промводу) направляють на випарку у багатокорпусні вакуумні апарати, щоб видалити зайву воду і підвищити концентрацію $\text{Na}_2\text{O}_{\text{К}}$. Концентрацію $\text{Na}_2\text{O}_{\text{К}}$ у розчині підвищують до 300 г/л. Оскільки розчинність соди

зменшується з підвищенням вмісту каустичного лугу в розчині, частина соди випадає у вигляді моногідрату ($\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$) у міру випарювання маткового розчину. При процесі випарюванням виділяється стільки ж соди, скільки її накопичується за весь процес. Цим запобігає накопиченню соди в розчині, і концентрація її підтримується в певних межах. Крім того, кристали соди захоплюють з розчину з собою органічні сполуки, що видаляються з оборотною содою, – відбувається очищення розчину від органічних речовин. вапняним молоком (розчин + завис $\text{Ca}(\text{OH})_2$) по реакції



Розбавлений розчин каустичного лугу, що виходить при цьому, упарюють разом з маточним розчином або ж в окремих випарних апаратах. До випареного маточного розчину додають свіжий їдкий луг (гідроксид натрію - NaOH) для відшкодування хімічних і механічних втрат NaOH , і отриманий оборотний розчин знову направляють на вилуговування нових порцій бокситу - схема Байєра працює в замкнутому циклі по лугу. Готовий гідроксид алюмінію $\text{Al}(\text{OH})_3$ прожарюють при температурі близько $1200\text{ }^\circ\text{C}$ у барабанних печах, що обертаються, або в печах «киплячого шару» при температурі $1050\text{ }^\circ\text{C}$, топкові гази печей ретельно очищають від глинозему. Процес кальцинації можна описати виразом:



Спосіб Байєра – найдешевший і найпоширеніший у світі. Однак для його здійснення необхідно використовувати високоякісні боксити із відносно невисоким вмістом кремнезему – SiO_2 . Баєрівський боксит повинен мати високий крем'яний модуль $\mu_{\text{Si}} \geq 6-8$ і не містити великих кількостей сірки та CO_2 , які ускладнюють переробку бокситу за цим способом. Нині метод Байєра – основний спосіб виробництва глинозему у світі.

1.5.2 Загальна характеристика бокситів

Боксити є найважливішою сировиною для глинозему.

Бокситом називається гірська порода, що складається головним чином з водних оксидів алюмінію, заліза та невеликих кількостей оксидів кремнію, титану та інших елементів, а також водних алюмосилікатів. Залишкові боксити утворені в процесі

латеритного вивітрювання сієнітів, гранітів, діоритів, базальтів, долеритів, кристалічних сланців, глин, а також при вилуговуванні вапняків.

Латеритизація - процес вивітрювання алюмосилікатних порід в умовах вирівняного рельєфу, спекотного клімату зі зміною дощових і посушливих періодів. Велике поширення латеритні боксити мають у тропічній та субтропічній зонах.

Осадкові боксити утворилися в прибережно-морських лагунах, континентальних озерах і річкових долинах за рахунок річками, що переносяться, а також ґрунтовими водами розчинів, суспензій і колоїдних сполук алюмінію, заліза, титану та багатьох інших елементів.

Характерним для бокситів є прихованокристалічний і часто аморфний стан більшості мінералів, що входять до їх складу. Багато мінеральних форм представлені затверділими простими і комплексними гідрогелями. Колір бокситу коливається майже від білого до темно-червоного і чорного. Боксити мають бобову, оолітову, згусткову, дрібнозернисту та порову структури. Боксити різних структур часто зустрічаються у родовищах на близькій відстані один від одного.

Крім деяких різновидів, на вигляд, без спеціальних методів вивчення (у шліфах, за допомогою хімічних, диференціально-термічних, рентгенівських аналізів), боксити визначити важко. Твердість бокситів дуже різна і визначається їх мінералогічним складом та структурою. Бокситам властива значна пористість, що іноді переходить у кавернозність, що обумовлює їх значну вологість

У бокситах виявлено 42 хімічні елементи, у тому числі десять (O, H, C, Al, Si, Ti, Ca, Mg, Fe та S) входять до складу бокситів у найбільших кількостях і вміст кожного з них перевищує 1 %, п'ять елементів (P, V, Cr, Na та K) входять у кількості до 1 %, вміст інших елементів не перевищує 0,1 % (Cu, Zn, Zr, Ca, Co, Mn, Ge, Sr, Be, Ba, U, Th).

Хімічний склад бокситів коливається у межах як у різних родовищах, і у межах одного родовища.

Мінералогічний склад бокситів дуже складний. Вони встановлено близько 100 мінералів. Однак породоутворююче значення з них мають, залежно від типу бокситів, наступні: діаспор, беміт, гідаргіліт або гіббсит, каолініт, хлорити, кальцит, сидерит, гематит, гетит, пірит.

Зазвичай боксити у своєму складі мають два мінерали окису алюмінію.

Залежно від ступеня гідратизації окису алюмінію боксити поділяються на:

- 1) маловодні - корундові,
- 2) одноводні - діаспорові та бемітові,
- 3) триводні - гідаргілітові або гіббситові.

Розміри родовищ вкрай різні і визначаються розміром басейнів накопичення, еродованістю району і, щонайменше, залежить від їх генези. Максимальна відома довжина родовища простягання досягає 10 км і ширина 2 км. Найбільшу довжину мають покриви залишкових бокситів латеритного походження. Потужність покладів без роздування і кишень зазвичай буває близько 5 м.

Потужність кишень у пластоподібних родовищах сягає 65 м, а родовищах, що залягають у вапняках, — до 250 м. Запаси окремих покладів всіх типів зазвичай перевищують 20—25 млн. т. Будова покладів залежить від генези родовища. Найбільш просту будову мають осадові родовища лагунного походження, що залягають серед вапняків. Як правило, вони мають рівний верхній контакт і вкрай звивистий нижній. Ці місця народження характеризуються стійкою якістю по ширині, простяганню та потужності. Найскладнішими є родовища осадові та змішані, озерно-болотного походження. Вони зазвичай представляють кілька пластів бокситів, що перемежуються з бокситовими та звичайними глинами.

Для озерно-болотних і долинних родовищ характерна зональність їхньої будови. Поклади деяких родовищ мають форму лінз лускатої або концентрично-зональної будови (Тихвінський басейн).

Промисловість пред'являє до бокситів як сировини для глинозему ряд вимог.

1. Для бокситу, призначеного виробництва глинозему, встановлюються такі межі вмісту сірки: для бокситу марок Б-1, Б-2, Б-7, Б-8 — трохи більше 0,7 %; для бокситу марок Б-3, Б-5, Б-4 - трохи більше 1,0 %.

2. Боксит марок Б-1, Б-2, Б-7 та Б-8 випускається в залежності від вмісту вуглекислоти, двох сортів: перший сорт - із вмістом вуглекислоти до 1,3%, другий сорт - із вмістом вуглекислоти понад 1,3% ваги сухого бокситу.

3. У бокситі, призначеному для виробництва глинозему способом спікання (марок Б-3, Б-4, Б-5), допускається знижений вміст окису алюмінію за рахунок збільшення вмісту вуглекислого кальцію

4. У бокситі, призначеному для виробництва електрокорунду, встановлюється наступний вміст окису кальцію: для бокситу марок БВ і В-О - не більше 0,5%, для бокситу марки Б-1 - не більше 0,8%. Вміст сірки трохи більше 0,3%.

5. У бокситі, призначеному для мартенівського виробництва, вміст сірки не повинен перевищувати 0,2%, вміст фосфору 0,6% для P_2O_5 .

6. У бокситі, призначеному для виробництва плавлених вогнетривів, вміст оксиду кальцію не повинен перевищувати 1,5%, вміст сірки 0,5%.

7. У бокситі, призначеному для виробництва глиноземистого цементу, вміст сірки не повинен перевищувати 0,5%.

1.5.3 Родовища бокситів зарубіжних країн

США. Хоча ця країна займає перше місце у виробництві металевого алюмінію, проте в основному американська глиноземна промисловість залежить від імпорту. Наприклад, в 1960 р. до США було ввезено бокситу з: Суринаму 3317240 т; Ямайки 4257040 т і Британської Гвіани 335280 т.

Боксити в США були відкриті в штаті Джорджія в 1883 Відомі дві бокситоносні області. Центральна частина штату Арканзас та штати південного сходу - Джорджія, Алабама, Міссісіпі, Теннесі та Віргінія.

Діаслорові боксити, які не вважаються в США глиноземною сировиною, відомі в Пенсільванії та Міссурі.

Запаси бокситів (на 1950 р.) становлять: Арканзас - 39 млн. т, Алабама - 700 тис. г, Джорджія - 1 млн г, Пенсільванія - 5 млн. т. У 1957 р. було видобуто 1437000 т, з них 9 /10 - з родовищ штату Арканзас. Середній склад арканзаських бокситів: 56-59 % Al_2O_3 , 5-8 % SiO_2 , 2-6 % Fe_2O_3 , 29-31 % п. п. п.

Канада - другий у світі за масштабом виробництва виробник алюмінію Власних родовищ не має. Боксити імпортує з Британської Гвіани, Суринаму та США, у 1956 р. до Канади було ввезено 2159000 т бокситів.

Ямайка. Смуга родовищ простягається тут через весь острів зі сходу на захід вже досягала 5836920 т Середній склад: 46-50 % Al_2O_3 , 0,4-3,5 % SiO_2 , 17-23 % Fe_2O_3 . Боксит переважно експортується. На Ямайці є два глиноземні заводи. Один у Кірхванні продуктивністю 550 000 т на рік, і інший в області Сент-Катерина продуктивністю 250 000 т.

Британська Гвіана. Основні родовища знаходяться вздовж р. Демерера, між Християнбургом та Акіма, вздовж нар. Ескібо, вздовж нар. Бербайс та її приплив нар. Ітуні. Значення родовищ дуже різне. Запаси оцінюються в 65-100 млн. т. Експлуатація почалася в 1914 р. У 1960 р. було видобуто 2510730 т. Середній склад: 50-61 % Al_2O_3 , 3-12 % SiO_2 , 1,0-2,5 % Fe_2O_3 . У районі м. Мекензі збудовано глиноземний завод продуктивністю 230 000 т на рік.

Суринам. Боксити відкриті 1915 р. Найголовніші родовища розташовані вздовж річок Коттика та Суринам. Найбільшим родовищем є Моенгро. Боксити являють собою поверхневі відкладення (покриви на вершинах низьких пагорбів). Загальні запаси визначаються в 50-100 млн. т. Склад: 55-57 % Al_2O_3 , 2-3 % SiO_2 , 8-12 % Fe_2O_3 , 30-31 % п.п. Експлуатація почалася з 1922 р. Видобуток 1951 р. становив 2 699 000 т, а 1960 р. вже 3 454 400 т. Намічено будівництво глиноземного і алюмінієвого заводів.

Бразилія. Родовища бокситів є у багатьох частинах країни, але найбільші перебувають у плато Посос де Кальдос. Запаси оцінюються величиною близько 200 млн. т.

У 1960 р. видобуток становив лише 99 000 т. Склад бокситу: 45—65% Al_2O_3 , 2—20 % SiO_2 , 0,3—10 % Fe_2O_3 .

Гавайські острови. Родовища бокситів відомі багатьох островах архіпелагу. Боксити гідаргілітового типу. Загальні запаси оцінюються 600 млн. т. Склад: 40—46 % Al_2O_3 , 2 % SiO_2 , 35—40 % Fe_2O_3 .

Гана. Родовища представляють смугу, що тягнеться паралельно березі океану, за 100—150 км від нього вглиб континенту. Найцікавіші чотири райони: Нсіресо, Аффо (Сефві-Беквай), Енахін та гори Ейуанохоюа. Найбільшими запасами володіє район Енахін - 168 млн. т, в Аффо є близько 32,5 млн. т, в горах Ейуанахема - 4 млн. т. Склад-51 % Al_2O_3 , 1-1,5 % SiO_2 , 19 % Fe_2O_3 , 1,5 % TiO_2 .

Боксит вивозиться до Англії. У 1960 р. видобуток становив 191 008 т. Наявність великих ресурсів гідроенергії дозволяє організувати велике виробництво алюмінію. Розпочато будівництво заводу потужністю 210 000 т алюмінію на рік.

Гвінейська Республіка. Родовища бокситів відомі у низці місць республіки, але видобуток ведеться лише на острові Лос. Боксити гідаргілітового типу. Склад: 51 % Al_2O_3 , 6 % SiO_2 , 11 % Fe_2O_3 .

Можливі запаси оцінюються приблизно 1 млрд. т. Видобуток 1960 р становила 1 377 696 т, у тому числі 385 000 т було вивезено до Канади.

У 1960 р пущено глиноземний завод продуктивністю 480 000 т на рік.

Індонезія. Боксити відомі на багатьох островах: Бінтан, Банк, Батам, Сінгап. Найбільші знаходяться на о. Бінтан із запасами 23 млн. р. Загальні запаси бокситів — близько 30 млн. т.

Склад бокситів: 53-55 % Al_2O_3 , 4 % SiO_2 , 9-13 % Fe_2O_3 . Вся руда, що видобувається, експортується. Заплановано будівництво алюмінієвого заводу продуктивністю 10 000 т на рік у Східній Суматрі.

Індія. Основні запаси зосереджені у штатах: Біхар, Мадхча-Прадеш, Орїсса, Мадрас, Бомбей, Джжамі та Кашмір. Загальні запаси перевищують 250 млн. г, з яких високоякісних лише 27 млн. т. Боксити гідроргілітового типу, окрім кашмірських, які є діаспоровими.

Склад гідраргілітових бокситів: 56-68 % Al_2O_3 , 0,3-7,0 % SiO_2 , 0,3-6,0 % Fe_2O_3 , 1-10% TiO_2 .

Склад діаспорових бокситів: 79 % Al_2O_3 , ~1 % SiO_2 , 2,1 % Fe_2O_3 .

Австралія. Родовища бокситів відкриті в 1952 р. у північній частині континенту та є у низці інших місць. Боксити гідаргілітового типу. Середній склад 46 % Al_2O_3 , 5-6 % SiO_2 , Можливі запаси оцінюються понад мільярд тонн.

Франція. Боксити відкриті в 1821 р. Родовища розташовані в департаментах Вар, Буш-дю-Рон, Еро, Східні Піренеї та Арієж і витягнуті приблизно паралельно до берега Середземного моря. Основні запаси знаходяться в департаменті Вар, який є головним виробником бокситу, даючи 6/7 всього видобутку Франції. Достовірні запаси 20 млн. т, ймовірні — 40 млн. т. Основний тип бокситів — бемітовий. Боксити, що видобуваються, мають склад. 51-58 % Al_2O_3 , 3,5-5,5 % SiO_2 , 18-25 % Fe_2O_3 .

Експлуатація родовищ почалася 1873 р., видобуток в 1960 р становила понад 2 038 096 т.

Італія. Родовища в основному зосереджені в центральній частині Апенінського півострова. Виділяються три бокситоносні зони: Абрुцца, Кампанія, гори Гаргано. Запаси оцінюються в 30 млн., т. 1957 р. видобуто 261000 т. Боксити бемітового типу. Склад 43-53 % Al_2O_3 , 2-6 % SiO_2 .

Греція. Родовища представляють переривчасту смугу, що тягнеться з північного заходу на південний схід, від острова Аморгос в архіпелазі Цокліди до Фтіотид у гірському хребті Пінд, перетинаючи Аттіку, Беотію та Фосіди. Боксити діаспор-бемітового типу. Склад: 56-59 % Al_2O_3 , 3-7 % SiO_2 , 18 % Fe_2O_3 . Видобуток у 1960 р. становив 949 960 т. Боксити повністю вивозяться у ФРН, Великобританію та Росії.

Югославія. Родовища знаходяться в Істрії, Далмації, Боснії, Герцеговині та Чорногорії. Тип бокситів: далматинських – гідраргілітовий; істринських, чорногорських, герцеговинських – бемітовий. Розвідані запаси становлять близько 130 млн. т, можливі 270 млн. т. Середній склад: 59,7 % Al_2O_3 , 3,4 % SiO_2 , 18,2 % Fe_2O_3 . У 1960 р. було видобуто 1025144 т бокситу; значна частина бокситу вивозиться до ФРН та Італію.

Угорщина. Родовища простягаються смугою від південного кінця озера Балатон до сіл. Негра на північ від Будапешта. Основна частина запасів знаходиться в районі "Ліс Баконь", де відомо 15 родовищ, з яких Халімба - одне з найбільших у Європі.

Боксити гідаргіліт-бемітового типу Склад: 48-63 % Al_2O_3 , 2-14 % SiO_2 , 20-30 % Fe_2O_3 . Для угорських бокситів характерно підвищений вміст P_2O_5 , V_2O_5 та Cr_2O_3 . Запаси оцінюються у 200-250 млн т.

Видобуток концентрується на родовищах Гант та Іскасент-Двердь, які дають до 80 % усієї продукції бокситів Угорщини. У 1960 р. видобуто понад 1 150 000 тонн.

Румунія Найбільш важливі родовища знаходяться у Трансільванії в горах Біхар. Розмір окремих родовищ невеликої Боксити головним чином діаспорового типу. Склад: 49-71 % Al_2O_3 , 2-9 % SiO_2 , 3-30 % Fe_2O_3 . Загальні запаси оцінюються у 40 млн т.

КНР. Родовища бокситів перебувають у межах Корейсько-Китайської платформи. Відомі два генетичні типи родовищ - осадові та залишкові (латеритні), а також два мінералогічні типи - діаспоровий і гідаргілітовий. Найголовніші з них у провінціях Шандунь, Хенань, Гуй-Чжоу. Склад бокситів 63-70 % Al_2O_3 , 20 % SiO_2 , 1-5 % Fe_2O_3 . Запаси дуже значні, але через слабку вивченість родовищ не враховані. Великі масштаби мають родовища високоглиноземних діаспорових сланців.

Федеративна Республіка Німеччини. Єдине родовище бокситів, із запасами лише кілька сотень тисяч тонн, знаходиться в Гессені. Щорічний видобуток 7-8 тис. т. Досить потужна алюмінієва промисловість ФРН залежить повністю від імпорту, головним чином з Югославії, Франції, Італії У 1956 р. ФРН ввезла 1312100 т бокситів.

Швейцарія, Швеція, Норвегія. Власних родовищ бокситів немає. Значна алюмінієва промисловість цих країн базується на імпорті бокситів та глинозему.

Велика Британія. У власне Англії та Шотландії родовищ бокситів немає. Давно відомі боксити у Північній Ірландії (область Антрім). В даний час найкращі родовища вироблені і масштаби видобутку вкрай невеликі. Експлуатація у 1934 р. припинялася зовсім, але відновилася у роки Другої світової війни.

Цими бокситами постачається головним чином хімічна промисловість. Тип бокситів гідраргілітовий. Склад: 40-60 % Al_2O_3 , 3-7 % SiO_2 , 1-20 % Fe_2O_3 , 17-28 % п. п.

Для виробництва глинозему використовується боксит, що привіз. У 1957 р імпорт бокситу становив 360 тис. т. Боксити ввозяться переважно з Гани.

1.5.4 Технологія вилуговування бокситів

Автоклавне вилуговування бокситу характеризують головним чином витяг Al_2O_3 , продуктивність установки та питома витрата пари та лугу. Оптимальні умови встановлюють досвідченим шляхом, найважливіші з них:

- 1) тонкість помелу бокситу;
- 2) перемішування пульпи в автоклаві;
- 3) концентрація активного лугу в обіговому розчині
- 4) температура та тривалість вилуговування;

- 5) каустичне відношення оборотного та алюмінатного розчинів;
- 6) присутність вапна та інших речовин;
- 7) безперервність чи періодичність вилуговування.

Тонкість помелу бокситу

Будь-який гетерогенний процес, у тому числі вилуговування бокситу оборотним розчином, характеризується взаємодією на поверхні розділу фаз.

З подрібненням бокситу росте питома поверхня зіткнення його з розчином, що прискорює вилуговування. Так само важливо при подрібненні руди зруйнувати зростки між зернами різних мінералів. При цьому оголюються розчинні мінерали, тобто теж збільшується поверхня зіткнення з оборотним розчином.

Чим вище ступінь розкриття або відношення ваги вільних частинок потрібного мінералу до загального вмісту в руді при однаковому подрібненні, тим краще йде вилуговування. Зростки при подрібненні розколюються головним чином сти́кам різних мінералів, оскільки у цих місцях міцність менше, ніж в зерен окремих мінералів.

Для повного розкриття мінералу потрібен такий помел, при якому всі частки руди менше вихідних зерен розчинних мінералів.

У бокситі зерна діаспора та беміту зазвичай дуже малі, і для повного розкриття їх потрібно дуже тонкий помел. Однак немає необхідності подрібнювати боксит до повного розкриття цих зерен, так як вони різко переважають за вагою та об'ємом у бокситі, а будь-який мінерал, якого найбільше в руді, може бути добре розкритий, навіть якщо розмір його частинок більший за розмір початкових зерен.

Тонкість помелу впливає на процес вилуговування залежно від структури, хімічного та мінералогічного складів бокситів.

Для вилуговування бокситів з щільною структурою потрібно більш тонкий помел, ніж для вилуговування пухких бокситів, в яких багато пір і тріщин, куди проникає розчинник під дією капілярних сил безпосередньо або в результаті дифузії. З тониною помелу зменшується довжина капілярів та тріщин, що полегшує доступ розчинника всередину зерна та прискорює вилуговування. Чим щільніше боксит, тим менше в ньому тріщин і пір, тим важче змочування або фузія розчинника всередину зерен бокситу, і тим менше частка гідроксиду алюмінію, що вилуговується через пори

та тріщини.

Проникнення розчину в пори можливе лише в міру витіснення повітря, що залежить від змочуваності розчином або гідрофільності поверхні бокситу. Плівки деяких органічних поверхнево активних речовин гідрофільні, що сприяє кращому змочуванню та проникненню розчину в товщу шматків руди. До таких речовин деякі належать сапропель [2]. За іншими даними, дія сапропелю, як і інших органічних речовин, що містять спиртові групи, зводиться до збільшення розчинності сповіщень у лужних розчинах [3].

У деяких бокситах зерна глиноземних мінералів покриті тонкою плівкою домішки, що не реагує з обіговим розчином. В цьому випадку вилуговування Al_2O_3 Протікає тільки за рахунок дифузії розчинника через ці плівки або через пори та тріщини в них. Для таких бокситів тонкий помел особливо потрібен для розриву плівок, які можуть складатися, наприклад, з органічних речовин, що не реагують з алюмінієвими розчинами, або з крем'яного гелю, що обволікає частинки діаспори. Остання підтверджують такі досліди [4]. Подрібнений діаспоровий боксит попередньо перемішували при 80° з концентрованим знекремленим алюмінієвим розчином, щоб повніше очистити боксит від SiO_2 . Інші проби бокситу змішували з розчином силікату натрію, після чого суміш висушували та промивали розведеною соляною кислотою. Треті проби того ж бокситу змішували із сухим силікагелем при тонкому подрібненні.

З бокситу після очищення його від кремнезему витягується більше глинозему, а після добавки кремнезему з розчинним склом – менше. Домішка сухого силікагелю лише слабо знижує витяг Al_2O_3 . Великий вплив кремнезему, доданого хімічним способом (додавали силікат натрію), автор пояснює перетворенням оболонок з активного кремнезему на поверхні частинок діаспора під дією алюмінатно-лужних розчинів в алюмосилікат, що ще щільніше обволікає ці частинки, що ізолює їх від лугу. При додаванні силікагелю оболонки з $Si(OH)_4$ на зернах не утворюються, а він сам перетворюється на алюмосилікат.

Таким чином, оптимальне подрібнення бокситів неоднаково. Щільні боксити, в яких до того ж основні мінерали частково або повністю ізольовані домішками, потрібно подрібнювати тонше, ніж пухкі боксити.

Для ямайських бокситів взагалі не потрібен помел; вони відносяться до беміт-гідаргілітових з частинками мінералів менше 1 мк.

Ще яскравіше така залежність була отримана для бокситу, що містив 96 % великих зерен діаспори та 4 % беміту. Нижче наведені дані, що ілюструють вплив тонини помелу на вилучення Al_2O_3 з діаспорового бокситу при тригодинному вилуговуванні при 205 °С добавкою 3 % вапна; розрахунковий витяг 95,6%.

Розміри частинок, мк -150 -105 -75 -63

Вилучення Al_2O_3 , % 50 56,7 62,3 69,5

Досліди вилуговування проб одного й того ж діаспорового бокситу, але з різними крупностями кристаликами діаспора, показали, що з укрупненням їх від 10 до 22 мк вихід Al_2O_3 змінюється від 66 до 13 %. Така ж залежність зберігається і при вилуговуванні цього бокситу з добавками вапна.

Крім впливу помелу на вилучення окису алюмінію в режимі вилуговування, необхідно враховувати, що з підвищенням тонкості подрібнення не тільки різко знижується продуктивність млинів, але і сповільнюється осідання червоного шламу, знижуючи продуктивність ущільнювачів і промивачів.

Перемішування пульпи

Розчинення глиноземних мінералів бокситу, як і більшість гетерогенних процесів, можна уявити таким, що складається з наступних стадій:

- 1) змочування поверхні мінералу розчином їдкого лугу;
- 2) власне процесу взаємодії між їдким лугом та мінералом;
- 3) насичення поверхневого шару розчину глиноземом та збіднення його активним їдким лугом;
- 4) дифузії розчиненого глинозему з прикордонного шару та припливу до цього шару їдкого лугу.

Зазвичай дифузія — найповільніша з цих стадій, і тому визначає швидкість всього процесу. Перемішування пульпи зменшує товщину дифузійного шару навколо частинок бокситу та сприяє вирівнюванню в цьому шарі концентрації Al_2O_3 і Na_2O_k , через що прискорюється дифузія. При досить швидкому перемішуванні вже не дифузія, а інша стадія процесу стає найповільнішою і визначає швидкість вилуговування бокситу. Поки що неможливо передбачити, яка це стадія для даного

бокситу за тих чи інших умов, відомо лише, що швидкість гетерогенних реакцій із температурою зростає швидше, ніж швидкість дифузії.

Зі збільшенням концентрації $\text{Na}_2\text{O}_{\text{ак}}$ не тільки прискорюється вилуговування, а й зменшується витрата пари на варіння бокситу та витрати праці; об'єм апаратури для вилуговування також вимагається менший. Однак надмірна лужність оборотного розчину має свої недоліки: посилюється корозія сталевих автоклавів, більше витрачається води на промивання шламу, чому збільшується навантаження на випарне відділення і погіршуються умови його роботи.

Оптимальна лужність оборотних розчинів встановлюється кожному разі досвідом. Наприклад, для вилуговування діапор-бемітових бокситів потрібно, щоб в оборотному розчині містилося близько 300 г/л $\text{Na}_2\text{O}_{\text{к}}$ при $a_{\text{к}}$ від 3,4 до 3,8.

Температура та тривалість вилуговування

Температура є найважливішим фактором прискорення реакції взаємодії між гідроксидом алюмінію та їдким натром. Залежність константи швидкості хімічної реакції від температури визначається рівнянням Арреніуса:

$$\ln K = -\frac{A}{T} + B,$$

де A і B - постійні, характерні для даної реакції.

Постійна A , що характеризує енергію активації, є негативною величиною, тому підвищенням температури збільшується логарифм константи реакції.

Каустичне відношення алюмінатного розчину ($a_{\text{а}}$)

Каустичне відношення істотно впливає на вилуговування. Подивимося для прикладу, як змінюється продуктивність автоклавів при отриманні розчинів з різним $a_{\text{а}}$ після вилуговування одного і того ж бокситу однаковим оборотним розчином (рис. 1.4).

Так як в оборотному розчині міститься деяка кількість Al_2O_3 , то не вся каустична луг бере участь у вилученні глинозему з бокситу, а тільки так звана її активна частина. Інша частина каустичного лугу, яка не бере участі у вилученні глинозему з бокситу (інертний луг), еквівалентна добутку вмісту Al_2O_3 в обіговому розчині та каустичного відношення алюмінатного розчину після вилуговування бокситу ($a_{\text{а}}$).

Кількість інертного лугу в оборотному розчині прямопропорційно каустичному відношенню алюмінатного розчину (після варіння) і обернено пропорційно каустичному відношенню оборотного розчину.

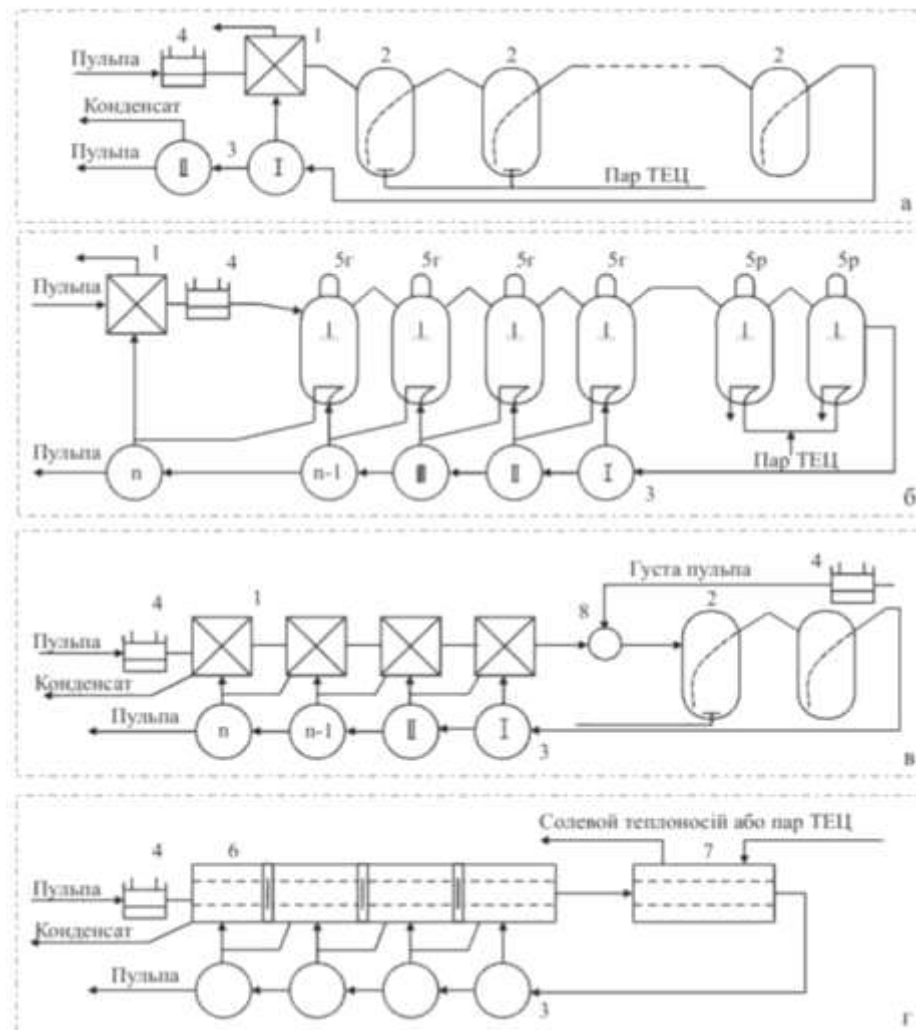
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

АПАРАТНЕ ОФОРМЛЕННЯ ПЕРЕДЛІУ ВИЛУГОВУВАННЯ.

ТИПИ УСТАТКУВАННЯ

2.1 Вилуговування з нагріванням гострою парою

Принципові блок-схеми варіантів апаратурно-технологічного оформлення безупинного вилуговування бокситів приведені на рис. 2.1.



1 - кожухотрубний підігрівник; 2 - автоклав; 3 - сепаратор вилуженої пульпи; 4 - насос високого тиску; 5 - автоклав із пристроєм, що перемішує, і теплообмінною поверхнею; 6 - підігрівники-теплообмінники; 7 - реактор; 8 - змішувач густої пульпи і гарячої розчину

Рисунок 2.1 – Принципові блок-схеми апаратурно-технологічного оформлення безупинного вилуговування бокситів: а - варіант із нагріванням гострою парою; б - європейський варіант; в - двухпоточний варіант; г - варіант високотемпературного трубчастого вилуговування

Для вилуговування використовують автоклави, нагріванням бокситової пульпи гострою парою (рис. 2.1 а). Гостру пару вводять безпосередньо в бокситову пульпу. Пара забезпечує перемішування пульпи, запобігаючи осадженню шламу, тобто відсутні механічні пристрої, що перемішують.

Передбачена двох, чи трьохступінчаста сепарація пульпи (двох, чи триразовий самовипар).

Отриману у відділенні мокрого розмелу пульпу протягом 4...8 годин витримують у мішалках сирої пульпи. Тут відбувається усереднення пульпи і часткове збезкремнювання розчину за рахунок утворення нерозчинного алюмосилікату натрію. При переробці бокситів із високим вмістом сірки в мішалки сирої пульпи подається повітря для окислювання сульфідних з'єднань, що містяться в пульпі. Збезкремнювання розчину в мішалках необхідно для зменшення заростання (інкрустації) трубок підігрівників гідроалюмосилікатом натрію яке в основному відбувається на перших стадіях нагрівання пульпи (до 150... 160 °С). З видаткової мішалки 1 пульпу поршневыми насосами високого тиску 4 нагнітають у трубчасті чи кожухотрубно підігрівники, де нагрівають до 140...160 °С. Нагрівають пульпу в підігрівниках так називаною сепараторною парою. У залежності від прийнятого варіанта для нагрівання використовують сепараторну пару тільки першого сепаратора (першої ступіні) чи сепараторну пару першої і другої ступіней.

Підігріта пульпа надходить у батарею послідовно з'єднаних автоклавів 2. До потрібної температури пульпа нагрівається гострою парою, що подається у два перших автоклави. Ці автоклави батареї називають автоклавами що гріють, інші - реакційними. Пульпа, перетікаючи по переточних трубах з одного автоклава в інший, послідовно проходить всі автоклави. З останнього автоклава батареї пульпа через голчастий регулятор безупинно розвантажується в сепаратор першої ступені 3, у якому підтримується більш низький тиск, чим тиск пульпи, що надходить. Внаслідок різкого зниження тиску пульпа в сепараторі скипає; пара, що утвориться при цьому, називається сепараторною.

Самовипар пульпи здійснюється у дві ступені. Високотемпературна пара, що утворюється в сепараторі першої ступені, використовується для підігріву пульпи в підігрівниках. У сепараторі другої ступені 3 (III) утворюється низькотемпературна пара, що використовується для підігріву води в конденсаційних (полочних) чи

струминних підігрівниках. Гаряча вода надходить у бак, а з нього на промивання шламу. Для підігріву води використовується також вторинна пара, що утворюється в сепараторах конденсату, що відбирається також від баків гарячої води й агітаторів.

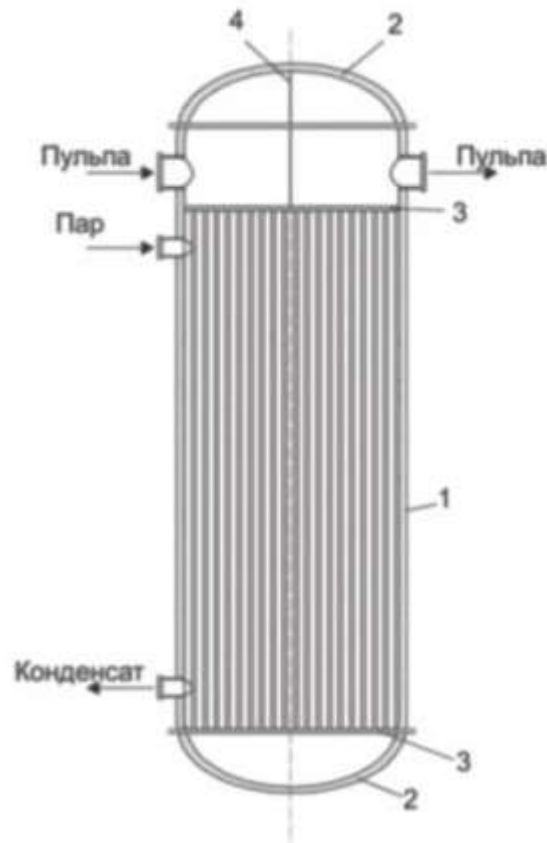
Із сепаратора другої ступені так називана варена пульпа, що складається з алюмінатного розчину і червоного шламу, надходить у змішувач розведення, встановлений на мішалці розведення (агітаторі). Розведена промивною водою (промводою) пульпа надходить у відокремлення згущення й промивання червоного шламу.

Зразкові показники роботи автоклавної батареї з дворазовим самовипаром пульпи при вилуговуванні бокситів: нагрів пульпи в підігрівниках до 140...160 °С; в автоклавах, що гріють - до 230.240 °С (тиск 2,5...3 МПа); тиск у сепараторі першої ступені 0,6...0,8 МПа; у сепараторі другої ступені 0,06...0,08 МПа; час витримки пульпи в автоклавах 2 год.

Для підігріву бокситової пульпи широко застосовують трубчасті (кожухотрубні) підігрівники з голівкою, що плаває. На рисунку 2.2 показано такий підігрівник. Сталевий корпус 1 підігрівника закритий зверху й знизу кришками 2; усередині кожуха в трубних ґратах 3 закріплені труби. Одні з трубних ґрат жорстко з'єднані з кожухом, інші спроможні переміщатися у вертикальній площині («плавати»), що попереджає деформацію трубок при їхньому подовженні під впливом високої температури. Вільний простір між верхніми трубними ґратами й кришкою розділено перегородкою 4 на дві частини, завдяки чому пульпа в підігрівнику робить два ходи: спочатку вона опускається трубками підігрівника, потім піднімається.

Сепараторна пара подається в межтрубний простір підігрівника, де конденсується. Тепло, що виділяється при конденсації, через стінки трубок передається пульпі. Конденсат, що утворюється, необхідно безупинно відводити з підігрівника, не допускаючи втрат пари, що нескондесувалася

Встановлені на заводах кожухотрубні підігрівники мають поверхні нагрівання, м : 38, 100, 220, 540, 450. Наприклад, підігрівник із площиною нагрівання 38 м має наступні розміри: діаметр кожуха 600 мм; у кожусі розміщено 56 трубок діаметром 32 мм і довжиною 6,9 м. Швидкість пульпи в трубках складає 1... 1,5 м/с, що забезпечує коефіцієнт теплопередачі між парою і пульпою 25...33 МДж/(м·год·С).

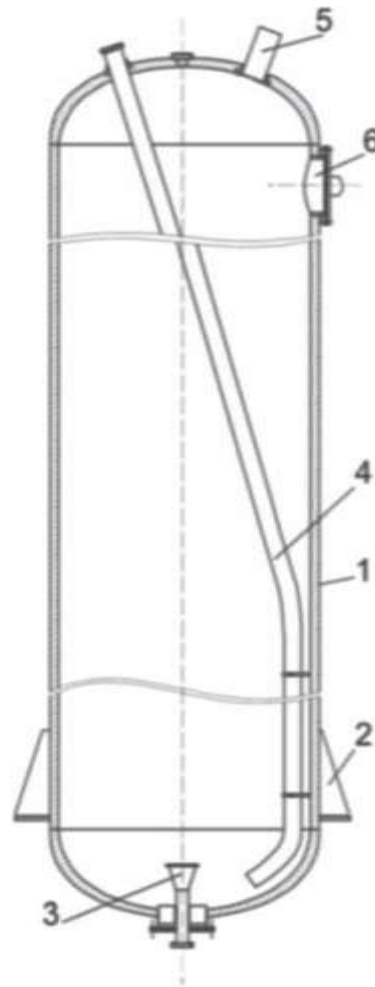


1 – корпус; 2 – кришки; 3 – трубні ґрати; 4 - перегородка

Рисунок 2.2 – Трубчастий підігрівник

У випадку інтенсивного заростання трубок опадами замість кожухотрубних підігрівників встановлюють контактні теплообмінники, у яких пульпа нагрівається парою, що вводиться безпосередньо в пульпу.

Для вилуговування застосовують вертикальні автоклави з обігрівом гострою парою. Такий автоклав (рис. 2.3) являє собою суцільнозварну циліндричну судину 1 із сферичним днищем. До корпусу автоклава приварені лапи 2, якими він спирається на підтримуючу конструкцію. Для зменшення втрат тепла поверхня автоклава зовні, крім швів, покрита теплоізоляцією. Вгорі автоклава передбачені отвори для введення і вивантаження пульпи, відводу газів, підключення термометра й манометра. В автоклави, що гріють, у днище вмонтоване сопло 3 для подачі в автоклави пари, що гріє. Для вивантаження пульпи служить розвантажувальна труба 4. у верхній циліндричній частині автоклава. У нижнім днищі передбачені люки для проведення ремонтних робіт і чищення автоклава. Число автоклавів у батареї - 6...10.



1 - циліндрична судина; 2 - лапи; 3 - сопло; 4 - розвантажувальна труба;
5 - завантажувальна труба; 6 - ремонтний люк

Рисунок 2.3 – Автоклав із нагріванням пульпи гострою парою

Основні розміри автоклавів для вилуговування бокситів нагріванням пульпи гострою парою:

Ємність, м ³	25	50	72
Діаметр, мм	1600	2000	2600
Висота, мм	13500	17500	14600
Тиск робочий, МПа	4,0	3,5	1,2

Автоклави з нагріванням пульпи гострою парою відрізняються простотою конструкції й обслуговування. Недолік такого нагрівання - розведення пульпи конденсатом пари, що гріє, у результаті чого знижується концентрація луку в розчині,

яким боксит вилуговуються. Крім того, з пором у процес вводиться додаткова кількість води, яку надалі необхідно випарювати.

Такі автоклави, характеризуються великим відношенням висоти до діаметру ($h/d > 6$). Гідравлічний режим руху пульпи в них наближається до режиму ідеального витиснення. Пульпа, тобто боксит і розчин, рухається в автоклаві зверху вниз, при цьому практично не відбувається перемішування верхніх і нижніх шарів, тобто немає усереднення концентрації Al_2O_3 в обсязі всього автоклава, немає стрибків концентрацій і каустичного модуля $\alpha_{ал}$ при переході від одного автоклава до іншого. Вилуговування в такому режимі супроводжується рівномірним підвищенням концентрації Al_2O_3 , зниженням каустичного модуля пульпи й збереженням високих швидкостей реакції вилуговування.

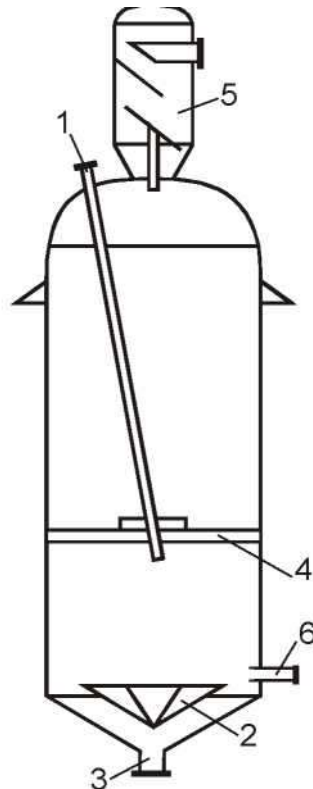
Запобігання відкладенню шламу в нижній частині автоклава забезпечується високими вертикальними швидкостями потоку пульпи, що піднімається в розвантажувальній трубі.

У процесі вилуговування бокситу автоклави дуже інтенсивно обростають кіркою; до моменту чищення обсяг кірки й шламу в автоклаві заповнює 10 % його обсягу. Міцна кірка, що утвориться на внутрішній поверхні автоклава, хоча і скорочує корисний обсяг автоклава, однак захищає його від впливу лужного середовища. Тому звичайна вуглецева сталь практично цілком стійка в умовах автоклавного вилуговування бокситу. Про це свідчать тривалий досвід промислової експлуатації автоклавів, механічні іспити і металографічні дослідження зразків, вирізаних із стінки автоклава, що проробив тривалий час. Дослідження показали відсутність, як корозії, так і структурних змін (лужної крихкості) металу. В автоклавах також істотно знижується активність лугу в присутності бокситу.

Сепаратор (самовипарник) - апарат для зниження тиску (температури) і відокремлення водяної пари від пульпи. Сепаратор першої ступіні має форму й розміри автоклава. Другої ступіні - менше по розмірах. Сепаратор являє собою порожню циліндричну судину (рис. 2.4).

Пульпа надходить по завантажувальній трубі 1. Для захисту днища від дії струменя пульпи що надходить у сепаратор із великою швидкістю, мається відбійний броньовий пристрій 2. Охолоджена пульпа випускається із сепаратора через патрубок

3. Пара самовипару проходить через відбійну металеву сітку 4 для запобігання виносу крапель з апарата. Для уловлювання крапель пульпи, захоплених пором, служить пастка (інерційний розділитель крапель) 5.



1 - завантажувальна труба; 2 - відбійний пристрій; 3 - патрубок;
4 - металеві сітка; 5 - пастка; 6 - розвантажувальна труба

Рисунок 2.4 – Сепаратор

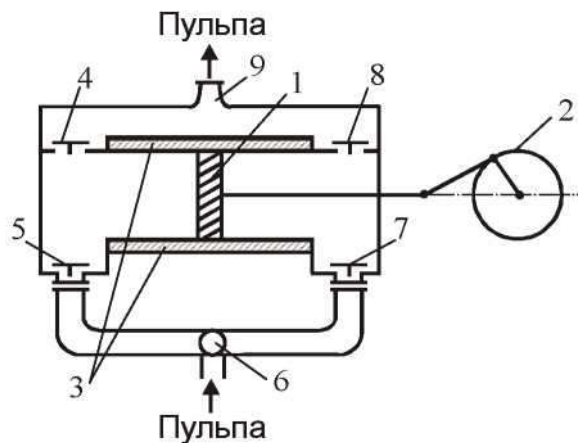
У верхній частині сепаратора може бути додатково розташована спіраль і зливальна труба для стоку конденсату.

Рівень пульпи в сепараторі в процесі роботи підтримують постійним, що забезпечує стабільність роботи й одержання чистої сепараторної пари.

Для безупинної подачі сирової пульпи в автоклавні батареї використовують поршневі і мембранні високонапірні насоси, що забезпечують тиск 3,0...4,5 МПа (30...45 ат.). Схема поршневого насоса показана на рис. 2.5.

Поршень 1 за допомогою кривошипно-шатунного механізму 2 безупинно робить зворотно-поступальні рухи в циліндрі 3. При русі поршня вправоруч в лівій частині робочої камери насоса створюється розрідження, а в правій - тиск. Нагнітальний при цьому закритий, а всмоктувальний клапан 5 відкритий, і пульпа через

усмоктувальний трубопровід 6 надходить у ліву частину робочої камери. Одночасно з правої частини камери, де клапан 7 закритий, а клапан 8 відкритий, пульпа під дією створюваного поршнем тиску через нагнітальний штуцер 9 надходить у повітряний компенсатор.



- 1 – поршень; 2 – кривошипно-шатунний механізм; 3 – циліндр;
 4, 8 – клапани що нагнітають; 5, 7 – клапани що всмоктують;
 6 – трубопровід що всмоктує; 9 – штуцер для нагнітання.

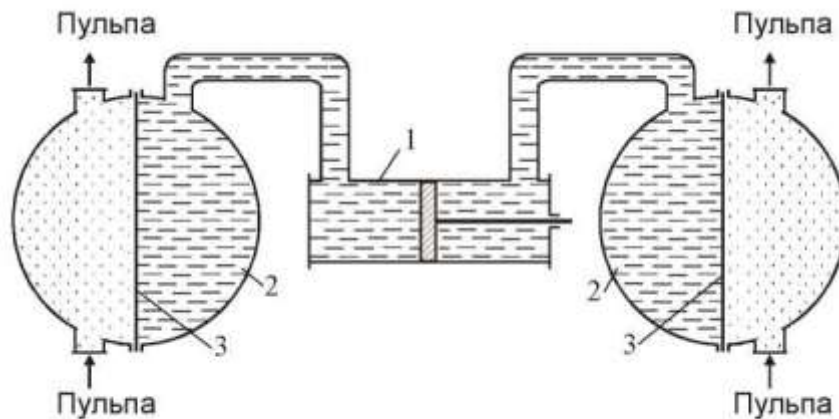
Рисунок 2.5 – Схема поршневого насоса

Компенсатор заповнений стисненим повітрям і служить для вирівнювання потоку пульпи в нагнітальному трубопроводі. Продуктивність насоса регулюють зміною числа оборотів електродвигуна, яким приводяться в рух кривошипно-шатунний механізм і поршень насоса. Продуктивність насоса 60...120 м /година.

Основний недолік поршневих насосів - швидке зношення деталей (поршнів, штоків, клапанів), що безпосередньо зіткаються з абразивною й лужною пульпою. Цей недолік в значній мірі усунутий в мембранних насосах, поршні й штоки яких працюють у нейтральному середовищі (у воді).

Мембранний насос (рис. 2.6) складається з циліндра і двох корпусів. Кожен корпус гумовою мембраною розділений на дві камери, одна з яких заповнена водою і сполучена з циліндром. Інша камера заповнена пульпою і поєднується з трубопроводами що всмоктують і нагнітають. Мембраною служить автомобільна покривка. Зворотно-поступальні рухи поршня в циліндрі викликають поперемінно зміну тиску на

мембрану і її коливання. Пульпа при цьому також поперемінно засмоктується в камеру і виштовхується з неї. Продуктивність насоса 180 м³/год.



1 – циліндр із поршнем; 2 – корпус; 3 – мембрана

Рисунок 2.6 – Схема мембранного насоса

Сучасна автоклавна батарея являє собою автоматизовану установку безупинної дії. Керування технологічним режимом такої батареї складається в автоматичній і дистанційній підтримці заданих тисків у батареї, температури вилуговування, рівня пульпи в сепараторах. Реєструються й контролюються також витрата, тиск і температура пари, що гріє, тиск у сепараторах, температура нагрівання пульпи в підігрівниках, лужність конденсату і деякі інші показники.

Температура вилуговування регулюється зміною витрати пари, тиск - зміною гідравлічного опору батареї за допомогою голчастого регулюючого вентиля, встановленого на виході в сепаратор першої ступені.

При сепарації автоклавної пульпи тепло, витрачене на її нагрівання, регенерується й використовується для нагрівання свіжої пульпи в теплообмінниках.

Апаратурно-технологічні рішення представленої схеми (рис. 2.1 а) мають достоїнства і недоліки. Переваги:

- простота технологічного оформлення й конструкції апаратури;
- відсутність механізмів, що перемішують, і складної запірної арматури;
- низька металоємність, немає сильного заростання опадами поверхонь, що гріють, при вилуговуванні;
- забезпечення гідравлічного руху пульпи при вилуговуванні близького до

режиму ідеального витиснення;

- забезпечення тривалої й безпечної експлуатації автоклавів.

Недоліки:

- розведення автоклавної пульпи при нагріванні гострою парою;
- високі теплотрати (16...17 ГДж);
- низький коефіцієнт (30...35 %) використання тепла при двосторонній сепарації.

2.2 Вилуговування з нагріванням глухою парою і механічним перемішуванням

В основі апаратно-технологічної схеми безупинного вилуговування європейського варіанта (рис. 2.1 б) лежить використання автоклавів з механічним перемішуванням із нагріванням глухою парою і багатоступінчастою сепарацією.

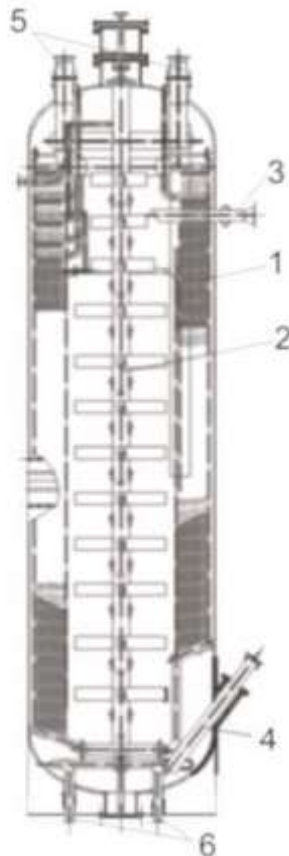
Автоклавна батарея складається із з'єднаних послідовно ланцюгів автоклавів і сепараторів. Сепарація пульпи після вилуговування здійснюється в 7...10 сепараторах з використанням сепараторної пари для нагрівання пульпи в автоклавах, що гріють, і підігрівниках.

Сиру пульпу, після витримки протягом 4... 8 годин у мішалках сирої пульпи, подають у кожухотрубний підігрівник 1. Для нагрівання використовують сепараторну пару останніх ступіней самовипару (сепарації). Високонапірним насосом 4, що може розташовуватися як до, так і після підігрівника, пульпу накачують у послідовно встановлені автоклави-підігрівники (5 г), що обігріваються сепараторною парою, і реакційні автоклави (5 р), що обігріваються парою ТЭЦ. В середині автоклавів знаходиться система трубок, що гріють, у які подають пару і через стінки яких відбувається нагрівання пульпи.

Конденсат, що утвориться при конденсації пари, виділяється з автоклавів у самовипарники конденсату. Конденсат свіжої пари після самовипару повертається на ТЭЦ, конденсат вторинної (сепараторної) пари використовується для промивання шламу. Пару самовипару конденсату свіжої пари використовують для обігріву випарних апаратів на переділі випарки.

Зразкові технологічні показники роботи батареї при переробці бокситів: температура нагрівання пульпи в підігрівниках від 60 до 75 °С, в автоклавах-підігрівниках - до 165... 180 °С, в автоклавах, що гріють до 240 °С. Час витримки пульпи в автоклавах 1 година.

Конструкція автоклава з нагріванням глухою парою і механічним перемішуванням пульпи зображені на рис. 2.7. Такі автоклави мають більш складну конструкцію. Пару подають в елементи, що гріють, де вона контактує безпосередньо з пульпою (глуха пара). Обсяг таких автоклавів встановлених на одному із заводів України - 80 м . Корисний обсяг - 71 м . Два розігриваючих елементи автоклава можуть бути представлені пучками труб чи змієвиковими гірляндами, з'єднаними в єдину систему.



- 1 - нагрівальні трубки; 2 - мішалка; 3 - штуцер, для завантаження пульпи;
 4 -штуцер для вивантаження пульпи; 5 - паровий штуцер;
 6 - штуцер для конденсату

Рисунок 2.7 – Автоклав із нагріванням пульпи глухою парою

Площа зовнішньої поверхні труб, що гріють, 440 м і більш. Матеріалоємність

таких автоклавів у 4 - 5 разів більше, ніж в автоклавів із нагріванням гострою парою. Теплообмін між парою і пульпою відбувається при мінімальній різниці температур через стінки трубок, що вимагає розвиненої теплообмінної поверхні й використання пристроїв, що перемішують. Інкрустація (виділення опадів) на поверхні трубок різко знижує теплопередачу. Наприклад, шар осаду товщиною 1... 1,5 мм знижує теплопровідність майже вдвічі. Коефіцієнт теплопередачі в автоклавів-підігрівників практично в 2 рази нижче, ніж у трубчастих підігрівників.

Перемішування пульпи при високих температурах і тиску приводить до необхідності створення надійної запірної й ущільнювальної апаратури.

Вилуговування пульпи протікає в режимі близькому до режиму ідеального перемішування. З однієї сторони такий режим сприятливий для прискорення дифузійних процесів нагрівання й взаємодії. З іншої сторони за рахунок перемішування відбувається усереднення складів менш насичених оксидом алюмінію пульпи, що надійшла з попереднього автоклава з більш насиченою пульпою, що в цілому погіршує швидкість вилуговування.

Основними перевагами автоклавів із нагріванням глухою парою є:

- мала швидкість відкладень, що інкрустують, на поверхнях, що гріють;
- відсутність розведення пульпи парою.

Схема вилуговування з використанням автоклавів, що нагріваються глухою парою, енергетично більш досконала. Вона забезпечує, за рахунок багатоступінчастої сепарації, тепловитрати на рівні 8,4 ГДж/т Al_2O_3 (тобто у два рази нижче, ніж у варіанті з використанням гострої пари). Коефіцієнт використання тепла досягає при цьому 80 %.

У процесі вилуговування в результаті взаємодії мінералів бокситу з лужно-алюмінатним розчином утвориться ряд нерозчинних з'єднань. Кристали цих з'єднань виділяються на поверхні часток бокситу і на поверхнях що гріє і реакційної апаратури. Найбільше активно вони виділяються на поверхнях, що гріють: усередині трубок підігрівників, на елементах автоклавів, що гріють, і т. д., екрануючи ці поверхні, погіршуючи теплопередачу через них, зменшуючи корисний обсяг реакційної апаратури. У результаті збільшується витрата тепла на нагрівання, знижується продуктивність вилуговування. Привертає увагу те, що у визначених температурних

інтервалах інтенсивність утворення опадів збільшується і їхній склад характеризується переважним вмістом тих чи інших з'єднань.

В інтервалі 100... 140 °С опади в основному складаються з ГАСН, гематиту і частково беміту.

В інтервалі 170...210 °С утворюються титанати кальцію, частково ГАСН типу канкрититу, гематиту, магнетиту. Вміст TiO_2 у них досягає 37 %, а CaO - 25 %.

При 250...280 °С виділяються опади фосфатів кальцію з високим вмістом CaO (до 35 %) P_2O_5 (до 25 %), з домішкою гематиту.

Очищення від опадів трудомісткий процес. Застосовують:

- механічне очищення з використанням пневмодрелі чи фрез;
- промивання кожухотрубних підігрівників пароконденсатною сумішшю;
- хімічне очищення з промиванням розчином каустичного лугу, сірковою або соляною кислотою, сумішшю 10 % розчину соляної і щавлевої кислот, 3 % розчином фтористоводневої кислоти;
- термічне очищення з нагріванням елементів, що гріють, за допомогою форсунок з наступним промиванням водою.

Для зменшення чи запобігання інтенсивності утворення опадів, що інкрустують, запропоновано:

- використовують тривалу (до 10 годин) попередню витримку сирової пульпи, бажано при підвищених температурах (60...90 °С), для її попереднього знекремнювання. ГАСН що створюється при цьому виділяється в обсязі пульпи і на поверхні часток бокситу;
- при можливості, знизити дозування вапна на вилуговування, що зменшить імовірність утворення малорозчинних титанатів, фосфатів, ванадатів кальцію;
- забезпечити мінімальний температурний перепад між температурою нагрівача й пульпи, щоб зменшити концентраційне пересичення пульпи в зоні нагрівання. Такий само результат забезпечує нетривала витримка нагрітої пульпи в температурних інтервалах найменш активного утворення опадів;
- використання попередньої магнітної чи електромагнітної обробки пульпи;
- застосування низькотемпературного вилуговування;
- використання двопоточної схеми вилуговування бокситів.

2.3 Двопоточна схема вилуговування

Сутність двопоточної схеми вилуговування, що використовується на деяких заводах США, (див. рис. 2.1 в) полягає в тому, що оборотний розчин поділяють на дві нерівні частини. Основну частину розчину нагрівають у теплообмінниках сепараторною парою і свіжою парою до заданої температури і змішують у спеціальному апараті з густою пульпою, приготовленою на основі бокситу і другої частини оборотного розчину. Догрів до температури вилуговування здійснюється гострою парою. У такому варіанті нагрівання виключається контакт бокситової пульпи з поверхнями, що гріють, і, отже, запобігається ймовірність виділення опадів на них. Недолік схеми полягає в необхідності захисту апаратури від лужної корозії при нагріванні оборотних високомодульних лужних розчинів. Крім того, рівень тепловитрати в такій схемі вище, ніж в однопоточній. Схема зарекомендувала себе при вилуговуванні гіббситових високоякісних бокситів при порівняно низьких температурах вилуговування і слабких оборотних розчинів. Зіставлення основних показників переробки бокситів із використанням оборотних розчинів середніх (I) і слабких (II) концентрацій приведені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні показники вилуговування бокситів розчинами середніх (I) і слабких (II) концентрацій

Найменування показників	Варіант	
	I	II
Концентрація Na_2O_k в сфері вилуговування,	170.. 250	80. 130
Температура після рекупераційного підігріву,	135...185	110
Температура вилуговування, °С.	200.250	140.145
Тиск в автоклавах, МПа.	1,2.5,0	0,4
Каустичний модуль алюмінатного розчину.	1,5.. 1,75	1,5. 1,6
Відношення Na_2O_k до $\text{Na}_2\text{O}_{об}$, %	7.. 10	20. 40
Кількість Al_2O_3 , одержуваного з 1 м лугу, кг	90. 150	50. .80
Витяг глинозему, % від практично можливого	95. ..96	96. .98
Кількість червоного шламу на 1 т Al_2O_3 , т	1,0 1,4	0,35. 0,45

Показники свідчать, що навіть при низьких температурах і застосуванні слабких оборотних розчинів може бути забезпечений високий витяг глинозему з гіббситових бокситів.

2.4 Високотемпературне вилуговування

Одним з найбільш істотних факторів інтенсифікації й підвищення ефективності вилуговування є підвищення температури процесу. При рості температури:

- створюються умови для підвищення розчинності оксиду алюмінію в розчині;
- забезпечується розкладання важкорозчинних форм оксидів алюмінію (діаспор, беміт, алюмоферити); тобто універсальність переробки будь-якого виду алюмінієвої сировини;
- прискорюються процеси вилуговування;
- забезпечується можливість зниження концентрації оборотного розчину;
- утвориться червоний шлам, що добре відстоюється і добре відмивається.

Усі ці переваги забезпечують у свою чергу:

- зниження питомих потоків на 1т продукційного глинозему на 30...40 % і підвищення ефективності обороту лугу;
- зниження витрати тепла на випарці за рахунок використання слабких оборотних розчинів.

Підвищення температури вилуговування неминуче приводить до збільшення витрат тепла на нагрівання пульпи й необхідності використання апаратури, що забезпечує надійну роботу при високих тисках. Таким чином, з підвищенням температури вилуговування необхідно забезпечити ефективну систему теплообміну й регенерації тепла.

Дослідженнями було показано, що при нагріванні вище 250 °С використання автоклавів стає проблематичним у зв'язку з підвищенням тиску в системі вилуговування, необхідністю одержання пари з високими параметрами, ускладненням конструкції й вартості автоклавних батарей. Для високотемпературного вилуговування знайшла застосування технологія трубчастого вилуговування з використанням апаратів типу «труба в трубі» що складається з декількох секцій.

Блок-схема високотемпературного вилуговування показана на рис. 2.1. Схема передбачає нагрівання пульпи в трубчастих теплообмінниках із використанням для нагрівання вторинної пари отриманої при багатоступінчастій сепарації. Кожну секцію теплообмінника (б) обігривають сепараторною парою відповідного сепаратора

(3). Пару подають у кільцевий простір між внутрішньою й зовнішньою трубою теплообмінника. Бокситову пульпу, що нагрівається, подають по внутрішній трубі зі швидкістю 1... 1,5 м/с, накачуючи в систему високонапірним насосом (4). Характер руху пульпи відповідає умовам ідеального витиснення. В міру підвищення температури в пульпі зберігається висока швидкість розчинення гідроксидів алюмінію за рахунок збільшення рівноважної концентрації Al_2O_3 , зниження в'язкості розчину, прискорення хімічної взаємодії і дифузійних процесів: збільшення концентрації глинозему в розчині супроводжується ростом його температури й інтенсифікацією вилуговування.

Для остаточного нагрівання пульпи в реакторі 7 до температури вилуговування замість пари використовують висококипучий органічний чи сольовий теплоносій, нагрітий у спеціальній котельні. Після короткочасної витримки при реакційній температурі вилужена пульпа проходить через батарею сепараторів (3). Сепараторну пару направляють у відповідні секції теплообмінника, а конденсат, що утвориться, відводять у самовипарники конденсату. Для підігріву пульпи можуть бути використані пульпові теплообмінники типу «труба в трубі» у який здійснюється прями протиточний теплообмін між гарячою пульпою й пульпою, що надходить на вилуговування.

Тепловитрати при використанні високотемпературного вилуговування знаходяться на рівні 6 ГДж/т Al_2O_3 .

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

ТЕХНОЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ВИСОКОТЕМПЕРАТУРНОГО ВИЛУГОВУВАННЯ БОКСИТІВ

3.1 Гідрометалургійна переробка єгипетського бокситу

Боксити є основною сировиною для алюмінію, і в даний час 95 % первинного алюмінію виробляється з цієї руди. За останні два десятиліття відкриття бокситів в Австралії, Гвінеї та Бразилії дуже суттєво змінило світову карту розповсюдження бокситів. У Північній Африці (Єгипет) бокситові латерити зберігаються в реліктових корах вивітрювання на різноманітних породах докембрійського фундаменту, а також на крейдяних вулканічних та каолінових осадових типах. Основні періоди латеритного вивітрювання припадають на ранньопалеозойський і середній-середній періоди, пізномеловий час.

Палеозойські та крейдяні бокситові латерити мають загальну складну багатостадійну хімічну еволюцію, яка включає або вторинну ресилікатизацію бокситів, або знекремнення каолінів. В обох випадках продукти дають порівняно низькі вміст бокситів або глинозему. Потенціал північно-східної Африки з постачання високоякісних бокситів ще більше знизився через тектонічній ерозії, що повторюється.

Місцеві небокситові матеріали для виробництва глинозему включають глини та нефелінові сенти. Повідомляється, що глини із вмістом Al_2O_3 більше 35 % зустрічаються на Синаї та Асуані, а передбачувані запаси становлять близько 35 мільйонів тонн. Цей матеріал технічно придатний для виробництва глинозему шляхом спікання та процесів кислотного вилуговування. З них найбільш привабливими є процеси вапняного спікання та вилуговування азотною кислотою. Нефелінієніт із вмістом 20 % Al_2O_3 та 14 % лужних оксидів присутній у різних місцях Східної пустелі. Оцінка запасів становить близько 25 млн т. Ці руди також піддаються переробці вапняним спіканням. Проте економіка виробництва глинозему показала, що жодна з цих видів сировини зможе конкурувати з бокситами. Це з високими інвестиційними витратами, необхідні їх переробки, які у 1,5–2 рази вище, ніж у традиційному процесі Байера.

Саїд та ін. першими повідомили про присутність бокситового матеріалу в Єгипті в різних місцях Східної пустелі в корі вивітрювання, що перекриває ефузів Нубійського комплексу. Германн та ін. (1987) і Фішер та ін. (1991) вказали на можливість бокситизації в південній частині Єгипту (на південь від Калабші) і Північному Судані. Подальші роботи були проведені Сегевим (1984) з мінералізації гіббситу на південному заході Сінаю.

Серед багатьох методів переробки бокситів ширше застосування знайшли лужне розкладання NaOH (Creglediet al., 1981 та Zhao et al., 2010) та кислотне розкладання HCl (Smith, 2009).

Дане дослідження присвячене мінералогії, збагаченню та гідрометалургійній переробці єгипетського родовища бокситів. У дослідженнях застосовували вилуговування карбонатом натрію та вапном.

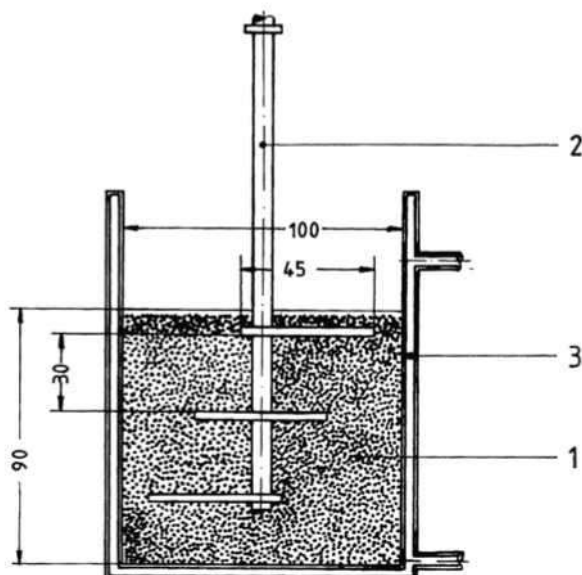
3.1.1 Експериментальні матеріали та апаратура

Зразок бокситу отримано з родовища Ум Богма (табл. 3.1). В якості агентів вилуговування та знесилення використовували чистий карбонат натрію та вапно відповідно.

Таблиця 3.1 – Хімічний аналіз бокситу

Компонент	Al ₂ O ₃	H ₂ O	SiO ₂	CaO	Fe ₂ O ₃	MnO ₂	MgO
Масова частка, %	50,17	27,80	18,22	1,50	0,32	0,21	0,12

Експерименти з вилуговування проводилися в атриторі - реакторі, оснащеному високошвидкісною мішалкою та дрібними кульками (рис. 3.1). Стирувач нагрівали за допомогою нагрівального кожуха з термостатичним регулюванням, а перемішування реакційної суміші механічно здійснювали.



1 – шари + бокситовая сода и известь; 2 – мішалка; 3 – контур охолодження

Рисунок 3.1 – Ескіз атритора

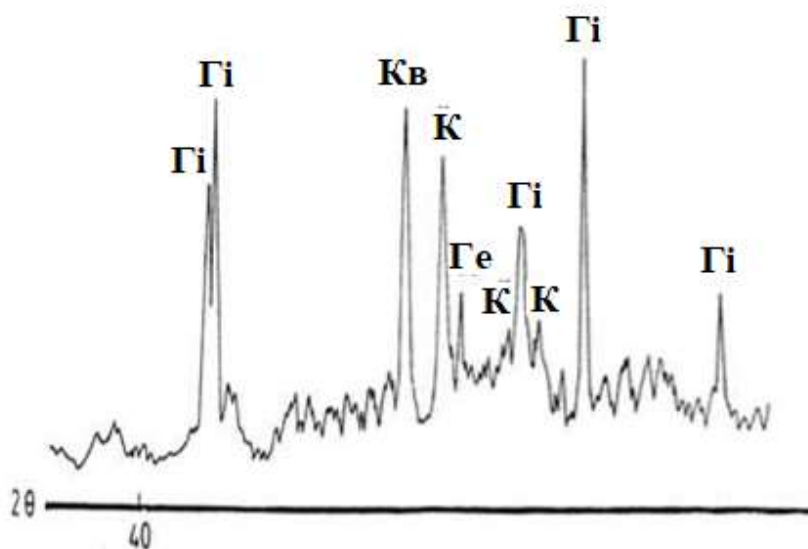
3.1.2 Техніка виконання експерименту

Гіббсит і каолінит відокремлювали від уламкового кварцу шляхом спочатку подрібнення в кульовому млині, а потім просіювання через сито з розміром осередків 63 мікрони. Дрібні частинки відштовхувалися у воді, ретельно диспергувалися і давали осісти. Суспензовану фракцію декантували та сушили. Ця фракція містила лише 2,4 % кварцу, що свідчить про видалення близько 82 % кварцу.

Розраховану кількість розчину карбонату натрію і вапна додавали в подрібнювач і нагрівали. Кількість вапна регулювали так, щоб воно знаходилося в стехіометричній пропорції до кремнезему, що присутній у бокситі. Після досягнення необхідної температури при перемішуванні додавали розрахункову кількість бокситу. Періодично відбирали проби для аналізу алюмінію та кремнію в лузі від вилуговування.

3.1.3 Мінералогічне рентгеноструктурне дослідження

Рентгеноструктурний аналіз зразка бокситу (рис. 3.2) виявив наявність гіббситу ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$), каолініту ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) та гетиту (FeOOH).



Гі: гіббсит, Кв: кварц, К: каолінит, Ге: гетит

Рисунок 3.2 – Рентгенограма зразка бокситу Ум Богма з використанням фільтрованого Со Ка випромінювання

3.1.4 Дифракційно-термічний аналіз

За результатами диференціально-термічного аналізу зразка бокситу (рис. 3.3) зроблено такі спостереження.

1. Невеликий ендотермічний пік виникає при температурі близько 90 °С через втрату води, адсорбованої на поверхні.
2. Великий ендотермічний пік формується при температурі близько 320 ° С через втрату міжшарових ОН води, що пов'язано зі значною втратою маси приблизно від 176 до 211 % при середній величині 1935 %. Цей пік притаманний мінералу гіббсита.
3. При температурі 550 С спостерігається невеликий ендотермічний пік, обумовлений дегідратацією каолініту. На температуру впливає рівень кристалічності каолінітового матеріалу.
4. Повторна поява ендотермічного піку ДТА при температурі близько 950 °С розглядається як структурний пік, пов'язаний з утворенням гамма-глинозему та тридиміту. Повний мінералогічний аналіз зразка бокситу наведено у табл. 3.2.

Таблиця 3.2 – Мінералогічний аналіз вивченого зразка бокситу

Мінеральна фаза	Вміст, масова частка %
Гіббсит, $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	70,1
Кварц, SiO_2	13,2
Каолініт, $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	11,0
Гіпс, $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	3,1
Гетит, FeOOH	1,5

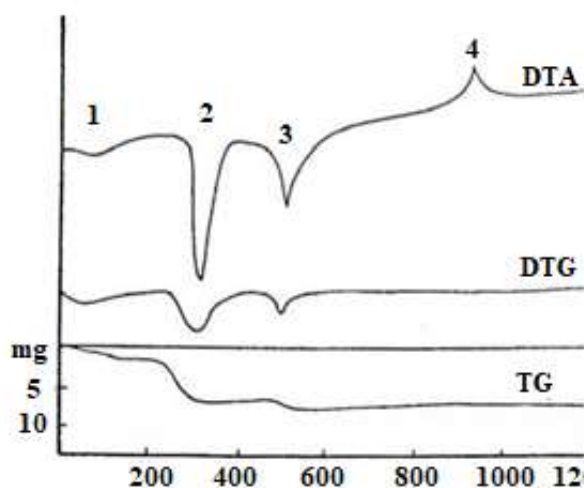


Рисунок 3.3 – Дериватограма представницького зразка бокситу

3.1.5 Гідрометалургійна переробка

Систематично вивчені основні параметри, що впливають на ефективність процесу вилуговування.

Вплив температури та часу

На рис. 4 показано вплив температури ($50-90^\circ\text{C}$) і часу ($30-120$ хв) на поведінку вилуговування гіббситового бокситу. Експерименти проводилися з використанням $0,3$ М розчину карбонату натрію і вапна, що відповідає співвідношенню CaO/SiO_2 , що дорівнює $2,0$, при вмісті твердих речовин близько 30% . Вилучення алюмінію збільшується зі збільшенням температури від 50°C до 90°C і часу. Оптимальне вилучення Al склало $>95\%$ для умов вилуговування 90°C і 30 хв.

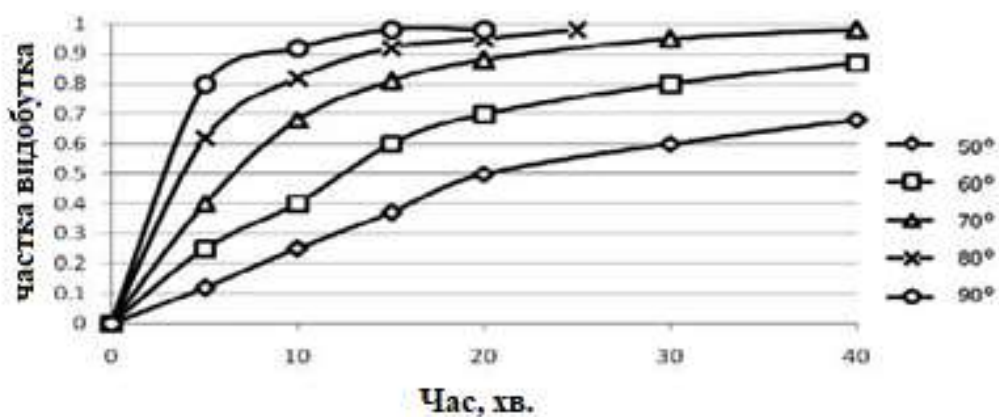


Рисунок 3.4 – Вплив температури на вилучення алюмінію

Подальше збільшення часу вилуговування до 40 хв не мало істотного впливу на вилучення Al.

Вплив концентрації карбонату натрію

На рис. 3.5 показано вплив концентрації карбонату натрію (0,1-0,9 М) на вилучення Al. Вилуговування проводили в оптимізованих умовах. Видно, що вилучення Al збільшується із збільшенням концентрації карбонату натрію до 0,3 М. Подальше збільшення концентрації карбонату не призводить до покращення вилучення.

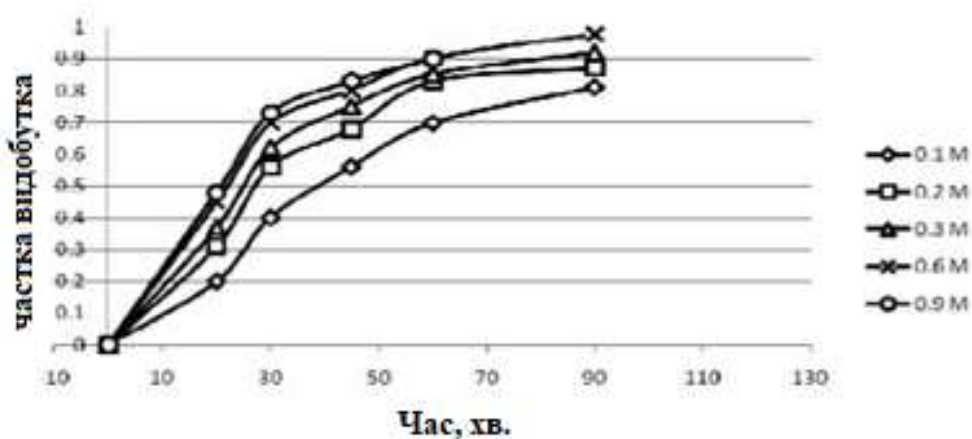


Рисунок 3.5 – Вплив концентрації гідроксиду натрію на вилучення алюмінію

Вплив мольного співвідношення CaO/SiO₂

На рисунку 3.6 показано вплив мольного співвідношення CaO/SiO₂ за оптимальних умов вилуговування. Помічено, що існує пряма пропорційна залежність

між вилученням алюмінію та співвідношенням CaO/SiO_2 у діапазоні мольних відносин від 0,5 до 2,0. Досягнуте оптимальне вилучення Al склало 92 % при співвідношенні CaO/SiO_2 , що дорівнює 2,0. Збільшення співвідношення CaO/SiO_2 вище 2,0 призводило до значного зниження вилучення Al, головним чином через утворення натрію алюмосилікату, кальцію в результаті реакції силікату кальцію і алюмінату натрію.

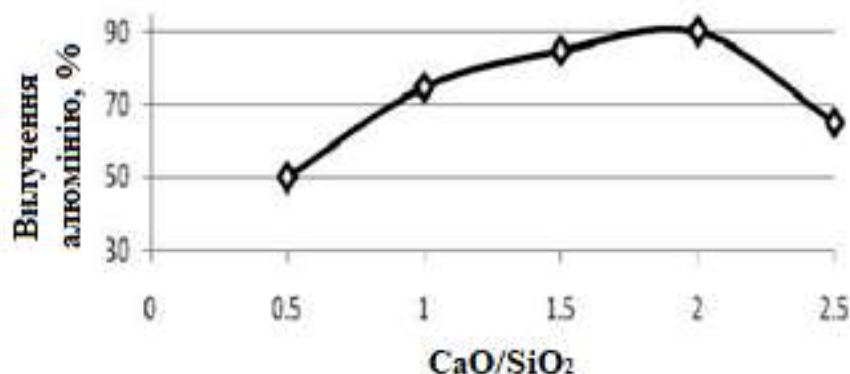


Рисунок 3.6 – Вплив співвідношення CaO/SiO_2 на вилучення Al

Таблиця 3.3 – Хімічний аналіз лугу від вилуговування

Компонент	Масова частка, %
Al_2O_3	10.010
Na_2O	11.190
SiO_2	0.0%
Молярне каустичне співвідношення*	1.839
Співвідношення глинозем/каустик, А/С**	0.520
Щільність, г/мл	1.269

* Каустичне співвідношення = $(\text{Na}_2\text{O}, \text{г/дм}^3 \times 10^2) / (\text{Al}_2\text{O}_3, \text{г/дм}^3 \times 62)$

** А/С = $(\text{Al}_2\text{O}_3, \text{г/дм}^3) / (\text{Na}_2\text{O}, \text{г/дм}^3)$, (Na_2O виражається як Na_2CO_3)

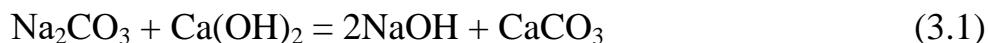
Знекремнення

Аналізований розчин вилуговування алюмінату натрію містить менше 0,1% кремнезему (таблиця 3). Це завдяки дуже низькій швидкості реакції кремнезему з карбонатом натрію при температурі вилуговування (90 °C) 12. Таким чином, у

подальшій обробці немає потреби в етапі знекремнення розчину вилуговування для отримання глинозему.

Кінетичний аспект

Хімічні реакції гіббситу з карбонатом натрію та вапном наведені нижче:



Кремнезем реагує з гідроксидом натрію з утворенням силікату натрію, який потім реагує з карбонатом кальцію з утворенням силікату кальцію:



Швидкість вилуговування не збільшується лінійно з концентрацією карбонату натрію вище 0,3 М. Ймовірно, швидкість лімітується концентрацією гідроксиду, адсорбованого на поверхні бокситу. Якщо боксит реагує з гідроксидами, вже адсорбованими на поверхні бокситу, швидкість реакції на поверхні сфери радіуса r можна виразити як:

$$\frac{dn}{dt} = 4\pi r^2 k C_{\text{Na}_2\text{CO}_3} \quad (3.5)$$

де n - число молей бокситу в частинці в момент часу t , k - константа швидкості реакції поверхні (з урахуванням фактора форми і шорсткості поверхні), r - радіус ядра частинки, що не прореагував, а $C_{\text{Na}_2\text{CO}_3}$ - концентрація гідроксидів, адсорбованих на поверхні бокситу (моль/одинаця площі).

У рівнянні (3.2) передбачалася залежність першого порядку від $C_{\text{Na}_2\text{CO}_3}$. Адсорбція гідроксиду відбувається швидше за швидкість вилуговування, а концентрація $C_{\text{Na}_2\text{CO}_3}$ набагато перевищує необхідну стехіометрію рівняння (3.3) можна проінтегрувати, щоб отримати

$$1 - (1 - \alpha)^{1/3} = Kt \quad (3.6)$$

де α – ступінь вилучення алюмінію, t – час вилуговування.

Залежність часу подрібнення в атриторі представлена на рис. 3.7. Емпірична константа швидкості зіставлена з питомою поверхнею подрібненого зразка на рис. 3.8. Зроблено висновок, що швидкість є лінійною функцією питомої поверхні інтервалі 1,0-3 м²/г. Така залежність цілком відповідає теорії вилуговування. Також

зроблено висновок, що практично немає залежності константи швидкості поверхні вище $3 \text{ м}^2/\text{г}$. Причиною може бути утворення агломерату внаслідок подрібнення.

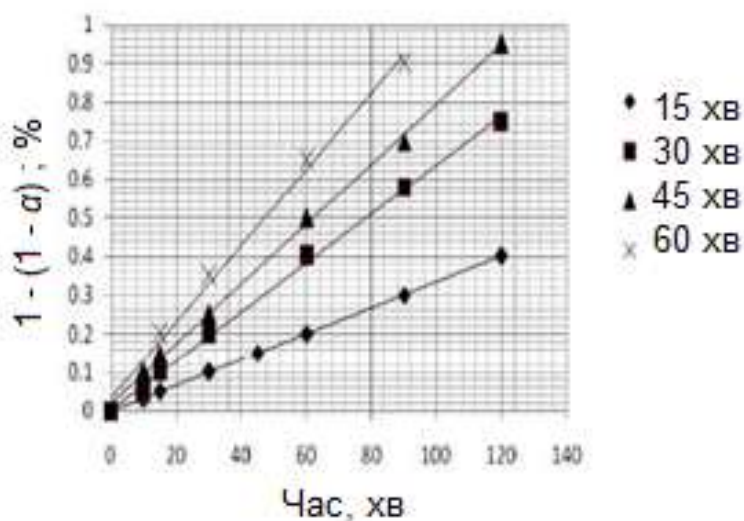


Рисунок 3.7 – Лінійні залежності за моделлю поверхневої реакції впливу часу подрібнення в атриторі на швидкість вилуговування

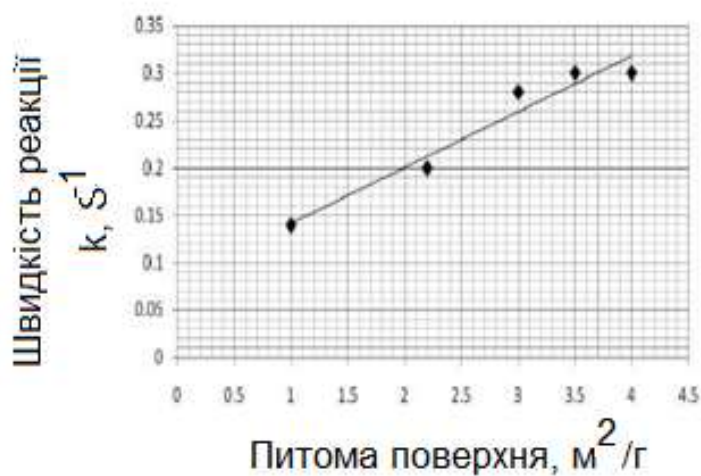


Рисунок 3.8 – Залежність швидкості реакції (k) від питомої поверхні подрібненого бокситу

Модель поверхневої реакції була застосована для визначення енергії активації. Дані подано на рис. 3.9. Константи швидкості, що здаються, були визначені по прямих лініях рис. 3.9 і побудовані за рівнянням Арреніуса, як показано на рис. 3.10.

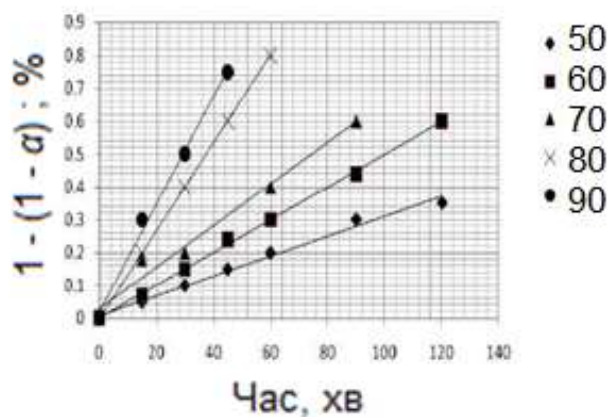


Рисунок 3.9 – Лінійні графіки за моделлю поверхневих реакцій впливу температури на швидкість вилуговування. Дані наведено на рис.3.4.

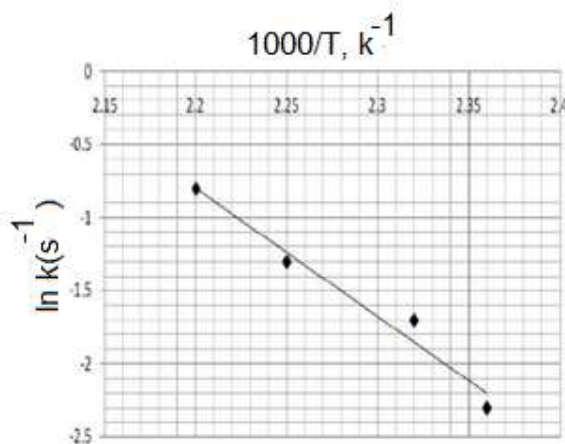


Рисунок 3.10 – Графік Арреніуса уявних констант швидкості

Енергія активації була визначена як 34 кДж/моль, і величина цього значення підтверджує запропонований механізм контролю поверхневої реакції. Дані рис. 3.5, на яких показано вплив концентрації карбонату натрію на вилучення Al, побудовані за рівнянням (3.4) дають лінійні залежності, показані на рис. 3.11. Нахили прямих ліній представляють уявну константу швидкості, яка представлена як функція концентрації карбонату натрію на рис. 3.12. Константа швидкості, що здається, збільшується, а потім вирівнюється в міру концентрація гідроксиду натрію збільшується. Це означає, що здається порядок реакції з концентрації гідроксиду натрію змінюється від першого до нуля зі збільшенням концентрації карбонату натрію.

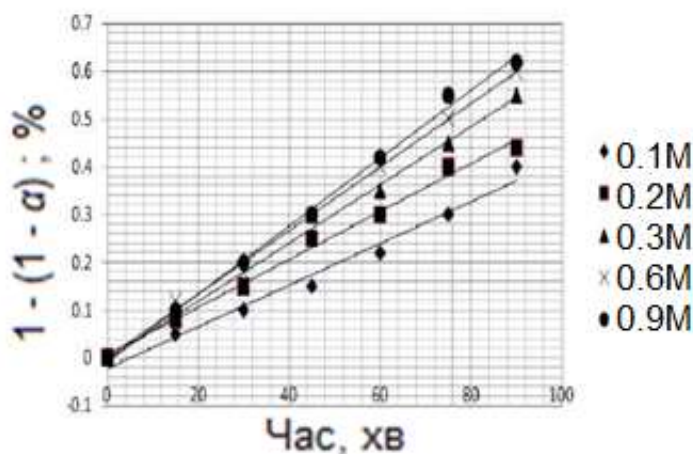


Рисунок 3.11 – Лінійні залежності за моделлю поверхневих реакцій впливу концентрації Na_2CO_3 на швидкість вилугування. Дані рис.3.6

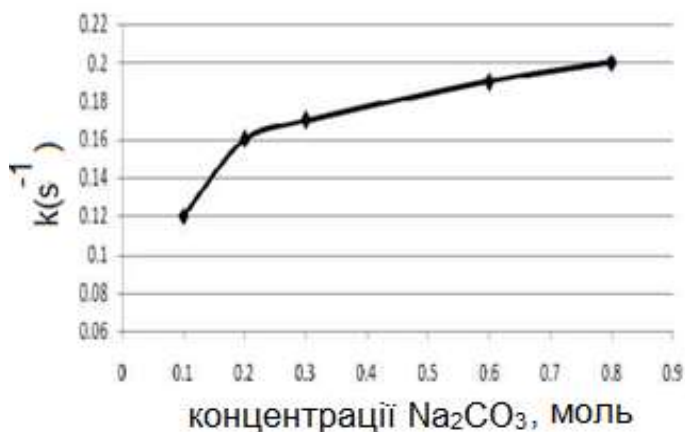


Рисунок 3.12 – Зміна уявної константи швидкості (k) залежно від концентрації Na_2CO_3

3.2 Автоклавне вилугування польовошпатової породи

Дуже перспективною сировиною для отримання глинозему є алюмосилікати, родовища яких численні, а запаси величезні. Лише польові шпати становлять до 60 % земної кори. Однак як глинозёмовмісні сировину вони мало вивчалися. З літератури відомо, що у Каліфорнії розроблено технологію отримання глинозему з анортозиту способом содово-вапняного спікання.

Мета даного дослідження - пошук оптимальних умов вилучення глинозему з польових шпатів за гідрохімічним лужним способом.

Автоклавна обробка піддавалася порода складу (ваг. %): 7,90 K_2O 3,70 Na_2O , 19,36 Al_2O_3 , 63,21 SiO_2 , 2,46 CaO , 2,0 Fe_2O_3 , 0,40 TiO п.п.п. - 1,01. Під мікроскопом у

ній виявлено плагіоклаз плагіоклаз, біотит і кварц.

Плагіоклаз (олігоклаз) представлений таблитчастими кристалами та їх уламками різноманітних розмірів (рис. 3.13, 3.14). Досить рідко спостерігаються полісинтетичні двійники. Поверхня зерен частково вкрита серицитом. Коефіцієнти світлозаломлення: $N_d = 1,549 \pm 0,003$; $N_p = 1,543 \pm 0,003$. Зміст плагіоклазу в породі коливається від 45 до 50 %.

Ортолаз у вигляді короткопризматичних або таблитчатих кристалів з ясними тріщинами спайності найчастіше спостерігається у вигляді зерен неграмових форм (див. рис. 3.13). Кристали двовісні від'ємні, кут $2V \sim 70^\circ$. Коефіцієнти світлозаломлення: $N_d = 1,525 \pm 0,003$; $N_p = 1,519 \pm 0,003$. Зерна ортоклаза сильно змінені. Поверхня їх вкрита дрібними (менше 2 мкм) кристаликами каоліну (див. рис. 3.14) або сильно інтерферує гідрослюдою. У паралельних ніколях колір покриваючого матеріалу жовтуватий до темно-сірого. Досить часто трапляються мікропертитові зростки (рис. 3.15). Зміст ортоклазу у породі близько 45 %. Біотит складає 5-8 % породи.

Кварц безбарвний, прозорий. Зерна його мають раковистий злам та неправильні форми. Коефіцієнти світлозаломлення: $N_d = 1,552 \pm 0,003$; $N_p = 1,543 \pm 0,003$. Кварц оптично одновісний, позитивний. Складає 1-2 % породи.

Вилуговування проводилося в горизонтальному обертовому автоклаві з нержавіючої сталі об'ємом 250 мл. В автоклав завантажувалося 100 мл алюмінатного розчину і шихта з полевошпатової породи та окису кальцію. Після закінчення досліду охолоджена пульпа поділялася на фільтрі. Рідка фаза аналізувалася за загальноприйнятими методиками; осад промивався, сушився і досліджувався кристалооптичним та термографічним методами.

Умови та результати дослідів наведено в таблиці, за даними якої визначено оптимальні параметри автоклавного вилуговування.

Вихідні розчини мали модуль каустичний близько 30.

Дозування окису кальцію, як впливає з дослідів 1-6, повинне проводитися з розрахунку молекулярного відношення $CaO: SiO_2 = 1,1$. При цьому розкладається близько 90 % олігоклазу та ортоклазу породи. Біотит за 10 хв. розкластися не встигає і виявляється в осаді після вилуговування в суміші з натрієво-кальцієвим

гідросилікатом. Збільшення мольного відношення $\text{CaO}:\text{SiO}_2$ на вилучення глинозему спочатку не позначається (досліди 4 і 5). Коли ж відношення це досягає величини 1,4, витяг різко падає у зв'язку з утворенням гідроалюмінатів кальцію.

Таблиця 3.4 - Вплив умов вилуговування на вилучення глинозему з польовошпатової породи

№	Склад вихідного розчину		CaO/SiO_2	Тривалість, хв.	Температура, °C	α_k розрахунок ве після вилуговування	Витягання Al_2O_3 в розчин, %
	R_2O , г/л	мол. $\text{Na}_2\text{O}:\text{K}_2\text{O}$					
1	470	82,5 : 17,5	0,9	10	290	13	51
2	470	82,5 : 17,5	1,0	10	290	13	79
3	470	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	85
4	470	82,5 : 17,5	1,2	10	290	13	85
5	470	82,5 : 17,5	1,3	10	290	13	84
6	470	82,5 : 17,5	1,4	10	290	13	71
7	470	82,5 : 17,5	1,1	10	270	13	81
8	470	82,5 : 17,5	1,1	10	280	13	84
9	470	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	86
10	470	82,5 : 17,5	1,1	10	300	13	81
11	330	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	73
12	395	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	85
13	420	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	83
14	420	82,5 : 17,5	1,1	10	290	10	36
15	420	82,5 : 17,5	1,1	10	290	12	83
16	420	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	93
17	420	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	89
18	420	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	95
19	420	82,5 : 17,5	1,1	0	290	13	76
20	420	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	93
21	420	82,5 : 17,5	1,1	30	290	13	68
22	420	82,5 : 17,5	1,1	60	290	13	68
23	420	82,5 : 17,5	1,1	120	290	13	49
24	496	90 : 10	1,1	10	290	13	65
25	496	82,5 : 17,5	1,1	10	290	13	85
26	496	70 : 30	1,1	10	290	13	43
27	496	60 : 40	1,1	10	290	13	43
28	496	50 : 50	1,1	10	290	13	26



Рис. 3.13. Загальний вигляд польовошпатової породи. Чорна лусочка - біотит. x150, ніколі II.



Рис. 3.14. Кристал олігоклазу (внизу) та зерно змінене з поверхні ортоклазу. X150, ніколі +.

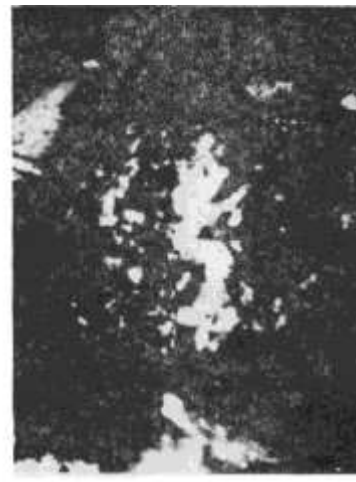


Рис. 3.15. Мікропертитові зростки калієвих та натрієвих польових шпатів. X336, ніколі +.

Зміна температури від 270 до 300 ° мало впливає на вилучення глинозему (досліди 7-10), що вказує на можливість автоклавного розкладання польових шпатів при температурі близько 280 °.

Однією з найважливіших умов високого вилучення глинозему є концентрація алюмінатного розчину по окису натрію (досліди 3, 11-13). Очевидно, оптимальною концентрацією слід вважати 420 г/л Na₂O.

Істотний вплив на вихід глинозему має тривалість досвіду, причому максимальне вилучення (93 %) досягається за 10 хв. Зі збільшенням експозиції до 2 год. вихід глинозему зменшується майже вдвічі у зв'язку з випаданням з розчину лужного гід-г алюмосилікату (досліди 19—23).

Вміст окису калію також впливає результати вилуговування. Оптимальним є молекулярне відношення Na₂O:K₂O = 82,5:17,5, прийняте у всіх вищеописаних дослідах. Зі збільшенням вмісту K₂O у вихідному алюмінатному розчині вилучення глинозему швидко падає. Це тим, що кількість Na₂O у розчині стає недостатнім повного використання СаО шихти і надлишкова СаО зв'язується в гідроалюмінат кальцію. Втрати Al₂O₃ пов'язані також з випаданням лужного гідроалюмосилікату, тому при молекулярному відношенні Na₂O:K₂O = 20:80 після автоклавного вилуговування виходить алюмінатний розчин з меншим вмістом окису алюмінію, ніж вихідний.

Як і слід очікувати, при розрахунку шихти на різні кінцеві каустичні модулі в діапазоні 10-15 більше вилучення отримано при вищих каустичних модулях. Прийнятне вилучення за інших оптимальних умов досягнуто при $a_k = 13$.

Вивчені тверді фази (натрієво-кальцієвий гідросилікат, лужні гідроалюмосилікати) добре відомі дослідникам, тому на детальному описі їх ми зупинятися не будемо. Виняток становить гідроалюмінат кальцію, який в умовах гідрохімічного лужного способу кристалізується рідко.

У переглянутих осіданнях гідроалюмінат кальцію представлений безбарвними, прозорими, без крокреневої поверхні, дуже тонкими гексагональними пластинками. Розміри їх у діаметрі коливаються не більше 5—15 мкм. Коефіцієнт світлозаломлення $1,537 \pm 0,003$. Колір інтерференції сірі, темно-сірі. Фаза визначена як двокальцієвий гідроалюмінат $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$.

Термографічне дослідження автоклавних опадів показало, що на кривих нагрівання є лише один ендотермічний ефект при температурах 520—540°. Ефект відповідає зневодненню натрієво-кальцієвого гідросилікату. Інші фази термографічно не виявилися, очевидно, у зв'язку з їх невеликим вмістом в опадах.

Таким чином, при обробці польвошпатової породи в автоклаві за 10 хв. майже повністю розкладаються олігоклаз та ортоклаз і до певної міри біотит. Розкладання олігоклазу в знайдених умовах вносить корективи в існуючі уявлення про неможливість вилучення глинозему з анортиту лужними методами. Ймовірно, при збільшенні тривалості вилуговування можна очікувати і більш повного розкладання біотиту, як це впливає з даних роботи, і підтверджується кристалооптичним аналізом осаду після двогодинного вилуговування. Однак у даному конкретному випадку збільшення експозиції нераціональне, оскільки за тривалості досвіду більше 10 хв. набувають розвитку вторинні процеси, які призводять до утворення лужних гідроалюмосилікатів, тобто до втрат глинозему.

3.3 Вилуговування діаспорових бокситів високомодульними лужно-алюмінатними розчинами

В Україні розроблені та пройшли лабораторну та частково дослідно-заводську перевірку (основні операції) способи інтенсифікації виробництва глинозему за

методом Байера. Сутність зазначених способів зводиться до виділення з маткових розчинів максимальної кількості глинозему шляхом кристалізації його у вигляді твердого алюмінію натрію або у вигляді осаду трикальцієвого гідроалюмінату. При цьому виходять високомодульні лужно-алюмінатні розчини з каустичним модулем близько 7-20, застосування яких у процесі вилуговування дозволяє значною мірою знизити матеріальний потік в гідрохімічній гілці Байера.

Як показують розрахунки, величина оптимального модуля знаходиться в межах 10-14, при цьому матеріальний потік знижується на 35-40 %, а дозування бокситу може бути збільшена приблизно в 15-16 рази.

Відомо, що підвищення каустичного модуль оборотного розчину рівноцінно підвищенню концентрації їдкого лугу, тобто сприяє підвищенню швидкості розчинення Al_2O_3 бокситу. Вплив зміни каустичного модуля на вилуговуваність і кінетику розчинення Al_2O_3 діаспорового бокситу в літературі не розглядається. Необхідно було отримати порівняльні експериментальні дані з вилуговування бокситів як звичайними ($a_{ky} = 3,5$), так і високомодульними оборотними розчинами ($a_{ky} = 12$), так як при вилуговуванні високомодульними розчинами вміст твердого в пульпах збільшується приблизно в 1,5 рази, доцільно було перевірити відстоювання червоного шламу з підвищеним вмістом твердого.

З цією метою боксит вилуговувався в автоклаві за оптимальних умов: дозування вапна 4 %, температура 225 ° С, тривалість 2,5 год.

Досліди проводили з виробничим оборотним розчином, високомодульні розчини готували шляхом коригування. Боксит характеризувався наступним складом, %: 53,60 Al_2O_3 ; 21,30 Fe_2O_3 ; 4,74 SiO_2 ; 2,28 TiO_2 ; 2,40 CaO; ппп 13,12.

Дані з вилуговування бокситів, наведені в таблиці, показують, що при вилуговуванні високомодульними розчинами вилучення Al_2O_3 приблизно на 1,5 % вище, глинозему вже насичений, але ще є вільний луг.

Після вилуговування автоклавну пульпу розбавляли першою промводою і завантажували в циліндри ємністю 1 л, які поміщали у водяний термостат при температурі 95°.

Для наближення гідродинамічних умов осадження шламу до промислових ніж при вилуговуванні розчинами зі звичайним модулем.

Таблиця 3.5 – Дані щодо вилучення глинозему в залежності від модуля оборотного розчину (паралельних дослідів)

Вихідний розчин, г/л				Отриманий розчин, г/л				Вилучення Al_2O_3 , %	
$Na_2O_{об}$	$Na_2O_{ку}$	Al_2O_3	$\alpha_{ку}$	$Na_2O_{об}$	$Na_2O_{ку}$	Al_2O_3	$\alpha_{ку}$	по розчину	по шламу
288,1	218,8	121,5	3,6	273,0	249,9	256,0	1,63	90,8	87,1
293,5	277,6	38,1	12,0	278,0	246,5	240,0	1,70	92,6	88,7
288,1	268,8	121,5	3,6	273,0	251,0	257,0	1,60	91,1	87,0
288,1	268,8	121,5	3,6	268,0	246,0	257,6	1,57	91,0	87,3
293,5	277,6	38,1	12,0	271,0	246,1	240,5	1,68	92,5	89,0

Це можна пояснити тим, що наявність у розчині більшої кількості вільної луги збільшує активність оборотного розчину. Великі частинки бокситу, які у звичайному розчині вилугуюються недостатньо повно, під впливом активної лугу руйнуються і витяг Al_2O_3 в розчин підвищується.

Ця закономірність підтверджується кінетичними кривими щодо вилучення глинозему в часі (рис. 3.16). Підвищення вилучення глинозему на 1,5 % спостерігається при вилуговуванні високомодульними розчинами після 1 години, коли фактично розчин по глинозему вже насичений, але є вільний луг. Після вилуговування автоклавну пульпу розбавляли першою промводою і завантажували в циліндри ємністю 1 л, які поміщали у водяний термостат при температурі $95^\circ C$. Для наближення гідродинамічних умов осадження шламу до промислових пульпа в циліндрі піддавалася перемішуванню гребковою. Гребкова мішалка була розташована в нижній частині циліндра під рівнем ущільнюється шламу, подібно до гребкового механізму в промислових апаратах Дорра.

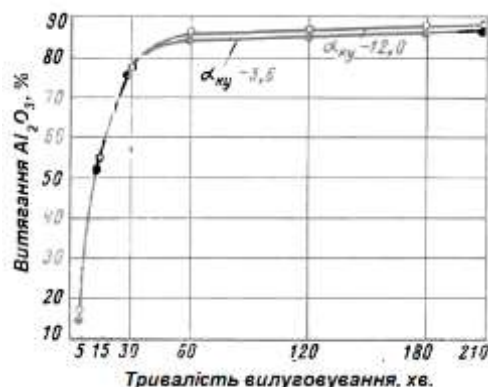


Рисунок 3.16 – Кінетика вилуговування діаспорового боксита звичайними ($\alpha_{ку}$ — 3,5) і високомодульними розчинами ($\alpha_{ку}$ -12,0)

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих чинників

Під час роботи на ділянці випарювання при процесі вилуговування бокситів можуть негативно впливати такі небезпечні та шкідливі виробничі чинники за ГОСТ 12.0.003-74:

- можливий викид лужних розчинів, що перекачуються;
- наявність обертових і рухомих частин механізмів;
- можливість ураження електричним струмом;
- підвищена температура поверхонь трубопроводів, апаратів (понад 45°C);
- вміст у повітрі робочої зони аерозолів лугу;
- виробничий шум.

При роботі слід важати, що всі хімічні речовини в тому чи іншому ступеню є отруйними. За ступенем впливу на організм шкідливі речовини поділяються на чотири класи безпеки. При роботі з хімічними речовинами слід запобігти можливості їх проникнення в організм людини через легені, шкіру та рот.

Основними шкідливими чинниками ділянки вилуговування бокситів є отруєння хімічними речовинами та їх сполуками в разі аварії та небезпека ураження електричним струмом.

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів та карта умов праці для робочого місця вилуговування бокситів надано в табл. 4.1.

Перевищення гранично допустимого рівня (ГДР) шуму викликає у людини підвищену втому, дратівливість. Тривале вплив підвищеного шуму з часом може викликати ослаблення слуху. На ділянці випарювання ГДР еквівалентного шуму становить 80 дБА. Якщо на робочому місці фактичний рівень шуму перевищує ГДР необхідно застосовувати засоби захисту органів слуху (вкладиші протишумні або навушники);

Таблиця 4.1 - Оцінка чинників виробничого та трудового процесу

№	Чинники виробничого середовища і процесу праці	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі небезпечні			Три-іва-лість дії чинників
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	з 1-2 клас небезпеки: луг	0,5	0,52	-	-	-	50
	з 3-4 клас небезпеки: гідроксид алюмінію	6,0	0,32	-	-	-	50
2	Шум, дБА	80	92	3			90
3	Неіонізуючі випромінювання: - діапазон промислової частоти, кВ/м	20	10	-	-	-	35
4	Мікроклімат в приміщенні: - температура повітря, °С	15-30	29	-	6	-	100
	- швидкість руху повітря, м/с	до 0,2	0,1	-	-	-	90
	- відносна вологість повітря, %	до 75	69	-	-	-	100
5	Категорія важкості і напруженість праці	Категорія праці - середньої важкості, категорія напруженості праці - напружена					

Характеристика лугу (розчин каустичної соди, маточний розчин, випарений розчин). Лужні розчини діють припікаюче на шкірні покриви та слизові оболонки. Гранично припустимі концентрації (ГПК) аерозолів лугу у з повітрі робочої зони становить 0,5 мг/м. Луг може викликати опіки та хронічні захворювання шкірних покривів та слизових оболонок. Особливо небезпечно попадання лугу в очі.

Таким чином, проведений аналіз шкідливих і небезпечних факторів дозволяє зробити висновок про перевищення нормативного показнику по рівню шуму і вмісту аерозолів лугу. Все це дозволяє віднести умови праці в металургійній лабораторії під час дослідження випарювання розчинів до середньої важкості до ІІ класу. За показниками робоче місце слід вважати з особливо шкідливими і важкими умовами праці.

4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища

Для поліпшення умов праці та очищення повітря ділянки потрібно обладнати загальнообмінною примусовою вентиляцією, а місця можливого накопичення шкідливих хімічних речовин - витяжними шафами.

Всі роботи з хімічними газоподібними речовинами, а також леткими рідинами або тими, які димлять слід проводити тільки у витяжних шафах. Під тягою слід розмістити також сушильні шафи, в яких проводять сушіння речовин від органічних розчинників. Для створення достатнього освітлення витяжні шафи повинні бути обладнані світильниками у вибухобезпечному виконанні. Штепсельні розетки і вимикачі повинні бути розташовані поза витяжною шафою. Постійно діюча вентиляція повинна забезпечувати п'ятиразовий повітрообмін.

Для створення і автоматичної підтримки оптимальних значень температури, вологості і швидкості руху повітря в холодну пору року в лабораторії потрібно використовувати водяне опалення, в теплу пору року застосовувати для охолодження повітря кондиціонери, які за допомогою приладів автоматичного регулювання підтримують в приміщенні задані параметри повітряного середовища.

Для того щоб поліпшити природне освітлення лабораторії, що здійснюється через віконні отвори і є дуже слабким, на робочому місці слід застосовувати також й штучне освітлення. Штучне освітлення створюють електричним джерелом світла, яке включають за потреби, регулюють інтенсивність світлового потоку і його спрямованість.

Перелік небезпечних і шкідливих виробничих факторів, які трапляються при проведенні дослідження особливостей випарювання, надано в табл. 4.2.

Таблиця 4.2 - Перелік небезпечних і шкідливих виробничих факторів

Найменування шкідливого виробничого фактору	Параметр (норма)	Значення параметра на робочому місці	Характер дії на організм людини	Засоби захисту
Електричний струм	0,01А	Опір заземлення має бути не більше 10 Ом, опір ізоляції по паспорту на устаткування	Електрошок, електротравма, електроудар, термічні опіки тіла, зупинка роботи серця і дихання	Діелектричні рукавиці
Шум	80 дБА	92 дБА	Підвищена втома, дратливість, ослаблення слуху	Вкладиші протишумні або навушники
Аерозолі лугу	0,50 мг/м ³	0,52 мг/м ³	Опіки та хронічні захворювання шкірних покривів та слизових оболонок. Особливо небезпечно попадання лугу в очі	Спецодяг, спецвзуття, захисні окуляри, захисну каску, балончик з 2 % розчином борної кислоти
<p>Джерело: Електрична піч опору, муфільна електропіч. Заходи запобігання: Корпуси печей мають бути надійно заземленими. Строго стежити за станом електроізоляції і заземлення устаткування. Всі поверхні устаткування мають бути чистими і сухими.</p>				

Для захисту і попередження шкідливої дії хімічних речовин слід застосовувати засоби індивідуального захисту (халат, нарукавники, рукавиці гумові, рукавиці бавовняні, захисні окуляри), виконувати правила гігієни і працювати під витяжною шафою.

Перед початком роботи робітникам слід перевірити та упорядкувати спецодяг, спецвзуття, захисні окуляри, захисну каску, балончик з 2 % розчином борної кислоти.

Під час роботи з кислотою додатково використовувати: гумові рукавички; костюм із кислотостійкої тканини (вовняний); фартух прогумований; балончик з 2 % розчином соди.

4.3 Виробнича санітарія

Мікроклімат визначається сукупністю фізичних параметрів повітряного середовища, таких як температура, швидкість руху, вологість і барометричний тиск повітря, температура поверхонь, що оточують людину, та інтенсивність інфрачервоного випромінювання. Кількість тепла, що утворюється в організмі людини, залежить від фізичних навантажень, а рівень тепловіддачі - від мікрокліматичних умов, переважно температури повітря.

Освітлення виробничих приміщень. Вплив світла спостерігається на функцію зору та на діяльність організму в цілому (посилюється обмін речовин, збільшується поглинання кисню і виділення вуглекислого газу). Недостатня або надмірна освітленість, нерівномірність освітлення в полі зору втомлює очі, призводить до зниження продуктивності праці; при цьому зростає потенційна небезпека помилкових дій і нещасних випадків. Надмірна яскравість джерел світла може спричинити головний біль, різь в очах, розлад гостроти зору; світлові відблиски - тимчасове засліплення.

Залежно від джерела світла виробниче освітлення може бути природним, штучним і суміщеним, при якому недостатнє за нормами природне освітлення доповнюється штучним. Для створення сприятливих умов зорової роботи

Для виконання роботи середньої точності використовуємо такі норми освітлення, які зазначені в табл. 4.3 і табл. 4.4.

Таблиця 4.3 - Нормовані значення природного освітлення для виробничих процесів за СНіП 1-4-79

Характеристика зорової роботи	Найменший розмір об'єкту для розрізнення, мм	Розряд зорової роботи	Коефіцієнт природного освітлення e_n , %	
			При верхньому і комбінованому освітленні	При звичайному освітленні
Середньої точності	0,5-0,1	IV	3,6	1,4

Таблиця 4.4 - Норми освітлення штучним світлом за СНіП II-4-79

Характеристика роботи	Розмір об'єкта розрізнення, мм	Розряд роботи	Під-розряд роботи	Контраст об'єкта з фоном	Фон	Найменше освітлення, Лк			
						При газорозрядних		При лампах розжарювання	
						Комбіноване	Загальне	Комбіноване	Загальне
Середньої точності	0,5-1	IV	Г	Великий	Світлий	300	150	300	100

Вентиляція є сукупністю заходів і пристроїв, необхідних для забезпечення заданої якості повітряного середовища в робочих приміщеннях. В умовах виробництва вентиляція може бути: природна та механічна (за способом переміщення повітря), місцева та загальна (за формою організації повітрообміну). Вентиляційні установки можуть бути витяжними, що призначені для видалення повітря, та припливними, які здійснюють подачу повітря.

Повітрообмін при природній вентиляції відбувається за рахунок різниці температур, а отже, і питомої маси повітря всередині виробничого приміщення і поза ним. Природна вентиляція виробничих приміщень може бути неорганізованою (провітрювання) і організованою (аерація). На відміну від природної механічна дозволяє виробляти попередню обробку припливного повітря (зволоження, нагрів або охолодження і очищення). Загальна вентиляція застосовується коли шкідливі речовини, надлишкове тепло і волога

виділяються розосереджено по всьому робочому приміщенню і видалити їх за допомогою місцевих відсмоктувань технічно не можливо, а також в тих випадках, коли необхідно розбавити до ГДК залишки повітря, що не видаляється місцевими відсмоктуваннями. Рециркуляція повітря в системах припливно-витяжної вентиляції застосовується в холодну і перехідну пору року. При рециркуляції частина повітря, що видаляється з приміщення після відповідного очищення від шкідливих речовин, знову прямує в приміщення.

ВИСНОВКИ

1. Нині метод Байєра – основний метод виробництва глинозему у світі, т.к. його економічно доцільно використовувати для переробки високоякісних бокситів з відносно невисоким вмістом кремнезему – SiO_2 , повинен мати високий крем'яний модуль $\mu_{\text{Si}} \geq 6-8$ і не містити більших кількостей сірки та CO_2 , оскільки при зростанні кількості SO_2 все більше Al_2O_3 та використовуваної в процесі лугу втрачаються. За кордоном практично весь Al_2O_3 отримують з бокситів в основному способом Байєра, на вітчизняних заводах глинозем отримують з бокситів способом Байєра та з бокситів та нефелінів способом спікання. Обидва ці способи відносяться до лужних методів виділення глинозему із руд. Для переробки бокситів з кремнієвим модулем менше 5-7 економічнішим є спосіб спікання. У зв'язку з виснаженням багатих глиноземом родовищ бокситу і залученням у виробництво бідніших бокситів, частка способу Байєра у виробництві глинозему знижується і зростає частка способу спікання. Більшість об'єктів глиноземного виробництва, особливо по ряду гідрохімія, переділів, характеризується наявністю високої вологості і утворенням туманів, внаслідок охолодження лужних розчинів, що випаровуються, і аварійних проток лугів, тому пред'являються особливі вимоги, які в основному зводяться до збільшення щільності бетонів, до дотримання умов до захисту внутрішньої поверхні стінових огорож від проникнення лужних парів та вологи. Характерною особливістю глиноземного заводу є наявність галерей між цехами, якими проходить велика кількість пульпопроводів, паропроводів, стрічкових конвеєрів та інших комунікацій. Всі пічні цехи проектується з відкритими печами, що обертаються, і з відкритою установкою електрофільтрів. Великі ємності встановлюються поза будинками на відкритих майданчиках.
2. Бокситова руда з Ум-Богми на південному заході Синаю складається в основному з гіббситу (70,1%) та каолініт (11,0%). Збагачення руди призвело до зниження вмісту кремнезему вмісту від 13,2 до 2,4%. Гідрометалургійна

переробка бокситу в атриторі дала високе вилучення Al 95% при короткій тривалості вилуговування 30 хв при 90 °С. Луг від вилуговування алюмінату натрію, отриманий у вищевказаних умовах, містить менше 0,1% кремнезему. При конверсії немає необхідності стадії знекрмнення луку від вилуговування до оксиду алюмінію. Також можна дійти висновку, що немає залежності константи швидкості від площі поверхні понад 3 м²/г. Енергія активації була визначена як 34 кДж/моль і її величина підтверджує передбачуваний механізм реакції контролю поверхні.

3. Експериментально встановлено, що полевошпатову породу можна розкласти в автоклаві гідрохімічним лужним способом з практично повним вилученням глинозему в розчин.
4. Знайдено оптимальні параметри автоклавного вилуговування полевошпатової породи: концентрація R₂O у перерахунку на окис натрію 420 г/л; молекулярне відношення Na₂O/K₂O = 82,5:17,5; молекулярне відношення CaO: SiO₂ = 1,1; температура процесу 290 °; тривалість 10 хв.; розрахунковий каустичний модуль 13.
5. Після автоклавного вилуговування за оптимальних умов глинозем міститься в шламів в основному в складі біотиту, що не розклався, і залишків польових шпатів. Зі збільшенням експозиції до 2 год. біотит і польові шпати розкладаються майже повністю, але при цьому мають місце значні втрати глинозему у вигляді лужних гідроалюмосилікатів, що різко знижують вилучення окису алюмінію.
6. Проведений аналіз шкідливих і небезпечних факторів дозволяє зробити висновок про перевищення нормативного показника по рівню шуму, вміст луку та його аерозолів. Все це дозволяє віднести умови праці на ділянці вилуговування до середньої важкості до ІІа класу. За показниками робоче місце слід вважати з особливо шкідливими і важкими умовами праці.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Litvinova T. E., Vasilyev V. V., Fedorov A. T. Development the means of modeling the processes and the systems of alumina production. *Non-Ferrous Metals & Minerals – 2019 : Book of Papers of the Eleventh International Congress (September 16-20, 2019)*. Krasnoyarsk : Science and Innovation Center Publishing House, 2020. P. 126–132.
2. Насекан Ю. П. Виробництво глинозему : навч. посіб. Запоріжжя : ЗДІА, 2008. 190 с.
3. Иванов А. И., Насекан Ю. П., Иванова Л. П. Технология производства глинозема : монография. Запорожье : ЗГИА, 2005 . 262 с.
4. Иванов А. И. Производство глинозема. Николаев : НГЗ, 1998. 140 с. 9. Нестеренко Т. М., Червоний І. Ф., Грицай В. П. Теоретичні основи гідрометалургійних процесів : підручник. Київ : Вища школа, 2013. 408 с.
5. Алюміній та сплави на його основі : Навч. посіб. / В.З.Куцова, Н.Е.Погребна, Т.С.Хохлова та ін. ; Учбово-наук. комплекс «Нац. металург. акад. України – Держ. ін-т підготов. та перепідготов. кадрів пром-сті». — Д. : Пороги, 2004. — 135 с. : іл., табл. — Бібліогр.: с. 134-135. - ISBN 9665254871
6. Алюміній як контамінант харчових продуктів / Б. П. Кузьмінов, Т. С. Зазуляк, Агіар Даніель А. М. де, Р. В. Харчук // Проблеми харчування. - 2013. - № 1. - С. 65-68. - Режим доступу: http://nbuv.gov.ua/UJRN/Pkh_2013_1_13
7. Amer A.M. Leaching of low grade Egyptian chromite ore. *Hydrometallurgy*. 1996. 43 (1–3). P. 307–316
8. Andreev P.A. Bauxite Mineral Resources of Industrial Countries and Developing Countries. The USSR Ministry of Geology. V G F. Moscow. 1972. 158 p.
9. Belyaev A.I., Zhemchuzhina E.A. Leaching of Bauxites at Elevated Pressure and Temperature. *Tr. 3-go Vses. Soveshch. po Khim. i Tekhnol. Glinozema*, Erevan. 1964. 205-23. P. 205. Chem Abstr 63, 7490.
10. Cregledi B., Stoker L., Riederaure S. Deironing Technology of Bauxite by Hydrochloric Acid. *Trav D`ICSOBA (International Committee for Study of Bauxites, Alumina and Aluminum)*. 1981. 16. P. 305.

11. Fisher K, Germannt K., Schwarz T. Origin and properties of laterite – derived deposits in continental basin in upper Egypt and Northern Sudan. *Proc. 7 ME Euro Clay Conf. Dresden 91*. 1991. P. 357–362.
12. Germann K, Mircke A., Doering T., Fischen K., Late cretaceous laterite – derived sedimentary deposits (oolitic ironstone – raolein – bauxite in upper Egypt. *Berliner Geowiss Abh (A)*. 1987. 753. P. 727–758.
13. Habashi F. Principles of Extractive Metallurgy. New York: Gordon and Breach, 1980. Vol. 2. P. 59.
14. Kuznetsova S.I., Derevyankin V.A., Shabalina O.K. Behaviour of compounds of Silicon, Titanium, Iron and Organic Substances During Bauxite Leaching. *Tr. 3-go Vses. Soveshch. po Khim. i Tekhnol. Glinozema*. Erevan 1964. P. 225-242.
15. Liu Gui-Hua, Xiao Wei, Peng Zhi-Hong. Sintering process of diasporic bauxite with high iron content low ratio of lime to silica for alumina production the, *Chinese Journal of Nonferrous Metals*, 2008. P. 10.
16. Said Sabet A.H., Zalat A.A., Teniakov V.A., Pokryshkin V. A Review of theories on the Geological Distribution of Bauxite and their Application for Bauxite prospecting in Egypt. *Annals of the Geological survey of Egypt*. 1976. Vol. 1. P. 6.
17. Scotford R.F., Glastonbury J.R. The effect of temperature on the rates of dissolution of gibbsite and boehmite. *The Canadian Journal of Chemical Engineering*. 1972. 49. P. 611–616.
18. Segev A. Gibbsite Mineralization and its Genetic Implication for the Um Bogma Manganese Deposit. Southwestern Sinai, *Mineralium Deposita* 1984. 19. Springer-Verlag. P. 54.
19. Smith P. The processing of high silica bauxite – Review of existing and potential resources. *Hydrometallurgy*. 2009. 98 (1–2). P. 162–167.
20. Zhao Q., Miller J.D., Wang X. Recent development in the beneficiation of Chinese bauxite. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2010. 31(2). P. 111–119.