

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ХІМІЇ

## **ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**

до кваліфікаційної роботи  
зі спеціальності 184 «Гірництво»  
освітньо-професійної програми «Збагачення корисних копалин»

**Тема роботи: «Удосконалення технології флотаційного збагачення магнетитового концентрату ПРАТ «ПВНГЗК» за рахунок встановлення впливу ступеню розкриття мінеральних зростків у живленні флотації на якість кінцевого товарного продукту»**

Виконав: магістрант групи ЗКК-23-1м \_\_\_\_\_ М.Ю. Членов

Керівник кваліфікаційної роботи доцент, к.т.н. \_\_\_\_\_ Н.В. Кушнірук

Нормоконтролер доцент, к.т.н. \_\_\_\_\_ Н.В. Кушнірук

Завідувач кафедри професор, д-р т. н. \_\_\_\_\_ Т.А. Олійник

Кривий Ріг - 2024 року

# Криворізький національний університет

**Факультет:** гірничо-металургійний

**Кафедра:** збагачення корисних копалин і хімії

**Ступінь вищої освіти:** магістр

**Спеціальність:** 184 «Гірництво»

**освітньо-професійна**

**програма:** «Збагачення корисних копалин»

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

**Завідувач кафедри** \_\_\_\_\_

“ \_\_\_\_\_ ” \_\_\_\_\_ 20\_\_ року

## **З А В Д А Н Н Я НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ ЗДОБУВАЧА**

**Членова Михайла Юрійовича**

**1. Тема «Удосконалення технології флотаційного збагачення магнетитового концентрату ПРАТ «ПВНГЗК» за рахунок встановлення впливу ступеню розкриття мінеральних зростків у живленні флотації на якість кінцевого товарного продукту».**

**Керівник роботи:** Кушнірук Наталія Володимирівна, канд. техн. наук, доцент затверджені наказом вищого навчального закладу від 28.02.2024 184с

**2. Строк подання здобувачем роботи 6.12.2024р.**

**3. Вихідні дані до роботи Мінералогічний склад та гранулометрична характеристика магнетитових концентратів ПРАТ «ПВНГЗК»**

**Встановити залежність виходу концентрату після магнітно флотаційного доведення**

**4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки 1. Аналіз сучасного стану проблеми та постановка задачі досліджень. 2. Методика проведення експериментів. 3. Лабораторні дослідження. 4. Експериментальні визначення оптимальних технологічних показників розробленої схеми. 5. Розробка удосконаленої технологічної схеми. 6. Економічна частина. 7. Охорона праці й цивільна оборона**

**5. Перелік графічного матеріалу Графічна частина виконана за допомогою програми PowerPoint, представлена у вигляді слайдів формату А4. 1.Актуальність та завдання досліджень. 2. Речовинний склад вихідної сировини. 3. Результати лабораторних досліджень. 4. Рекомендована технологія збагачення. 5. Теоретична частина досліджень. 6. Загальні висновки.**

## 6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1-5,7	Кушнірук Н.В., доцент		
6	Швагер Н.Ю., професор		

7. Дата видачі завдання **28.02.2024.**

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Аналіз сучасних технологій доведення магнетитового концентрату	28.02.2024 – 31.06.2024	
2	Методика виконання досліджень.	15.08.2024-01.09.2024	
3	Особливості речовинний склад вихідної сировини	02.09.2024-30.09.2024	
4	Експериментальні визначення оптимальних технологічних показників флотаційного доведення чорного концентрату	1.10.2024-1.11.2024	
5	Обґрунтування, розрахунок технологічної схеми та обладнання	2.11.2024-14.11.2024	
6	Економічне обґрунтування удосконаленої схеми	14.11.2024-21.11.2024	
7	Охорона праці й цивільна безпека	21.11.2024-23.11.2024	
8	Виконання презентаційного матеріалу	24.11.2024-26.11.2024	
9	Подання на рецензію	28.11.2024	
10	Подання роботи задля перевірки на плагіат	06.12.2024	
11	Передзахист	16.12.2024	
12	Захист	18.12.2024	

Здобувач \_\_\_\_\_ М.Ю. Членов

Керівник роботи \_\_\_\_\_ Н.В. Кушнірук

## РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота магістра складається двох складових: пояснювальна записка та графічна частина (презентація). Пояснювальна записка містить 70 сторінок тексту, це 17 таблиць, 5 рисунків, було використано інформацію з 32 літературних джерел.

**Об'єкт дослідження** – обґрунтування доцільності пододрібнення в технології магнітно-флотаційного доведення чорного концентрату ПРАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат».

**Предмет дослідження** – залежність якості та кількості отриманого магнетитового концентрату від крупності сировини, що надходить в магнітно-флотаційну доводку чорного концентрату ПРАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат».

**Мета роботи** – визначення оптимальних параметрів технології магнітно-флотаційного доведення чорного концентрату ПРАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»

Флотація є одним з найпоширеніших методів збагачення руд, проте ефективність цього процесу значною мірою залежить від ступеня розкриття мінеральних зростків у живленні. Проведено флотаційні дослідження на магнетитових концентратах ПРАТ «Північного ГЗК» та приведені результати із визначення оптимальних умов їх дозбагачення методом зворотної катіонної флотації. Результати досліджень дозволяють розробити заходи задля збільшення масової частки цінного компоненту в концентраті до 70,3% за рахунок оптимізації параметрів підготовки сировини, зокрема шляхом регулювання крупності подрібнення. Окрім цього, було встановлено залежність між концентрацією реагентів, умовами аерації та ефективністю вилучення пустих порід, що відкриває можливості для подальшого вдосконалення технології. Особливу увагу було приділено аналізу взаємодії мінеральної сировини з флотаційними реагентами різного типу, що дозволило оцінити їхній вплив на селективність процесу.

Встановлено, що правильно підібрана комбінація реагентів сприяє зниженню вмісту шкідливих домішок у концентраті та підвищенню виходу цінних компонентів. Застосування сучасних аналітичних методів дало можливість більш точно визначити вплив різних параметрів технологічного процесу та запропонувати рекомендації для підвищення його ефективності в умовах промислового виробництва.

Економічний ефект становить 1205418073,58 грн. на рік. за рахунок впровадження магнітно-флотаційної схеми доведення чорного концентрату.

ФЛОТАЦІЙНІ МЕТОДИ ЗБАГАЧЕННЯ, МАГНЕТИТ, КВАРЦ, ЗРОСТКИ, РЕАГЕНТИ, ВИТРАТИ РЕАГЕНТІВ, МАГНІТНА СЕПАРАЦІЯ, СХЕМА, ВМІСТ ЗАЛІЗА В КОНЦЕНТРАТІ, КОНЦЕНТРАТ, КОМБІНОВАНІ СХЕМИ, ХАРАКТЕРИСТИКА СИРОВИНИ



## Зміст

Вступ	7
Розділ 1. Аналіз сучасного стану практичного застосування флотаційного збагачення в якості операції доведення.	9
1.1 Аналіз сучасного світового досвіду у галузі збагачення залізних руд.	9
1.2 Методи підвищення якості залізородних концентратів	12
Висновки за розділом 1	13
Розділ 2 Методика проведення досліджень	14
Розділ 3 Особливості речовинного складу ПРАТ «Північний гірничозбагачувальний комбінат»	17
Висновки за розділом 3	20
Розділ 4 Лабораторні дослідження та визначення оптимальних параметрів флотаційного збагачення магнетитового концентрату ПРАТ «ПІВНГЗК»	21
4.1 Вибір катіонного збирача	21
4.2 Дослідження з різним компонуванням технологічних операцій	25
Висновки за розділом 4	30
Розділ 5 Розрахунок кількісно-якісної та водно-шламової схеми схем ПРАТ «ПІВНГЗК»	31
5.1. Продуктивність і режим роботи фабрики.	33
5.2. Розрахунок водно-шламової схеми збагачення корисних копалин	34
5.3. Вибір та розрахунок обладнання	44
Розділ 6 Охорона праці	60
Розділ 7 Економічна частина	64
Загальні висновки	66
Список використаних джерел	68

## Вступ

**Актуальність.** Постійно зростаюча конкуренція на ринку мінеральної сировини вимагає від виробників концентратів підвищення якості готової продукції. Підвищення вартості енергоресурсів виробників спонукає до пошуку технологічних рішень, що дозволяють не тільки покращити якість готової продукції, а й знизити енергоємність процесів збагачення.

Аналізуючи існуючі технології збагачення магнетитових кварцитів можна зробити висновки, що вміст заліза у концентратах, як на вітчизняних так і на закордонних підприємствах, знаходиться на одному рівні – від 65,2 до 67,6%. Основний приріст масової частки заліза у концентратах отримують за рахунок введення доводочних операцій (тонке грохочення, зворотна катіонна флотація), стадіального виділення концентратів, застосування більш досконалих магнітних сепараторів. Доводочні операції дозволяють підвищити вміст заліза у концентратах до 67,5 – 71,8% та знизити вміст у них кремнезему до 2% та менше.

Сформована технологія збагачення тонковкраплених магнетитових кварцитів комбінатів Криворізького залізорудного басейну, яка основана на магнітному методі збагачення, дозволяє отримувати концентрати із вмістом заліза 64-67,5% та вмістом кремнезему 5-10%, що недостатньо для металургійної промисловості, оскільки в останній час комбінати потребують сировину, що містить не менше 70% заліза та не більше 3% кремнезему. Враховуючи зростання цін на електроенергію (витрати на електроенергію складають 42 – 50% собівартості збагачення), та недостатню якість кінцевих концентратів, виникає потреба вдосконалення існуючих технологічних схем збагачення шляхом розробки та впровадження нових технічних та технологічних рішень, одним з яких може бути застосування флотаційного методу збагачення.

Флотаційна доводка концентратів у технологічному відношенні є найбільш досконалою. Вона кардинально вирішує проблему виробництва чистих залізорудних концентратів, навіть до отримання мономінеральних фракцій.

Протікання та результати флотаційного розділення залежать від багатьох факторів, до яких відносяться: мінеральний склад, характер вкраплення та інші властивості корисної копалини, гранулометрична характеристика твердої фази, щільність та температура пульпи, склад води, реагентний режим, конструкція флотомашини та інші.

**Об'єкт дослідження** – обґрунтування доцільності пододрібнення в технології магнітно-флотаційного доведення чорного концентрату ПРАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат».

**Предмет дослідження** – залежність якості та кількості отриманого магнетитового концентрату від крупності сировини, що надходить в магнітно-флотаційну доводку чорного концентрату ПРАТ «Північний гірничо-

збагачувальний комбінат».

**Мета роботи** – визначення оптимальних параметрів технології магнітно-флотаційного доведення чорного концентрату ПРАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»

**Завдання для досліджень:**

1. Провести аналіз мінералогічного складу магнетитового концентрату.
2. Визначити ступінь розкриття мінеральних зростків у вихідному продукті.
3. Провести флотаційні дослідження з використанням продуктів різного ступеня подрібнення.
4. Оцінити якість отриманих концентратів.
5. Розробити рекомендації щодо оптимізації технологічного процесу флотації з метою підвищення якості кінцевого продукту.

**Методи дослідження:**

1. Визначення мінерального складу руди та характер зростків за допомогою мікроскопічних методів, рентгенівської дифрактометрії та інших сучасних методів аналізу.
2. Визначення гранулометричного складу вихідних продуктів та продуктах флотації.
3. Проведення флотаційних досліджень в лабораторних умовах з використанням різних режимів.
4. Аналіз отриманих даних за допомогою статистичних методів для встановлення кореляційних зв'язків

**Практичне значення отриманих результатів**

Сформована технологія збагачення тонковкраплених магнетитових кварцитів комбінатів Криворізького залізорудного басейну, яка основана на магнітному методі збагачення, дозволяє отримувати концентрати із вмістом заліза 64 – 67,5% та вмістом кремнезему 5 -10%, що недостатньо для металургійної промисловості, оскільки в останній час комбінати потребують сировину, що містить не менше 70% заліза та не більше 3% кремнезему. Враховуючи зростання цін на електроенергію (витрати на електроенергію складають 42 – 50% собівартості збагачення), та недостатню якість кінцевих концентратів, виникає потреба вдосконалення існуючих технологічних схем збагачення шляхом розробки та впровадження нових технічних та технологічних рішень, одним з яких може бути застосування флотаційного методу збагачення.

**Особистий внесок здобувача.** Проаналізував літературні джерела за темою роботи, візуалізував результати досліджень, побудував залежності, сформулював висновки,

**Апробація роботи.** Основні результати досліджень були обговорені на засіданнях кафедри збагачення корисних копалин і хімії, а також на міжнародній науково-технічній конференції «Розвиток промисловості та суспільства» з публікацією тез.



## РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПРАКТИЧНОГО ЗАСТОСУВАННЯ ФЛОТАЦІЙНОГО ЗБАГАЧЕННЯ В ЯКОСТІ ОПЕРАЦІЇ ДОВЕДЕННЯ.

### 1.1 Аналіз сучасного світового досвіду у галузі збагачення залізних руд.

Аналіз сучасного стану залізорудної промисловості показує стійке зростання видобутку і споживання залізних руд протягом останніх 50 років. Водночас, розвідані запаси зростали значно швидше, ніж обсяги видобутку. Зокрема, за другу половину ХХ століття світове виробництво товарних залізних руд збільшилось у 3,5 рази, тоді як розвідані запаси — у 6,2 рази. Однак, за останні 25 років якість залізорудної сировини поступово знижується: вміст заліза в рудах зменшився приблизно в 1,3 рази [1-3].

До початку третього тисячоліття світові запаси залізних руд перевищили 450 млрд тонн, з яких розвідано близько 230 млрд тонн. Видобуток залізних руд здійснюється більш ніж у 50 країнах світу, але 85% виробництва припадає на вісім країн: Росію, Україну, Китай, Бразилію, Австралію, США, Індію та Канаду[4-13].

Незважаючи на наявність великих запасів, видобуток у багатьох розвинених країнах значно скоротився через погіршення якості сировини та ускладнення умов видобутку. У США, наприклад, обсяги видобутку впали з 89,2 до 55,5 млн тонн, у Франції - з 66,9 до 8,7 млн тонн, а в Німеччині практично припинилися (з 18,9 до 0,1 млн тонн). У Великобританії видобуток залізної руди повністю зупинено. Водночас у таких країнах, як Швеція, Норвегія і Канада, видобуток залишається на стабільному рівні[14-23].

Україна, володіючи загальними запасами залізної руди в обсязі 27,4 млрд тонн, займає одне з провідних місць у світі за запасами та експортом залізорудної продукції. Основними промисловими типами руд є магнетитові, гематитові та бурозалізнякові, причому вміст заліза в них коливається від 20 до 50%. Найбільші залізорудні родовища знаходяться в Криворізькому залізорудному басейні (Кривбас), який охоплює території Дніпропетровської, Кіровоградської та Миколаївської областей.

Загалом ресурсна база України дозволяє не тільки забезпечувати внутрішні потреби, але й активно експортувати залізорудну сировину на міжнародні ринки.

Кременчуцький (Полтавська область) і Білозерський (Запорізька область) залізорудні райони також видобувають залізну руду з високим вмістом металу. Відносно бідні руди зосереджені в Керченському басейні (Крим) (сьогодні руди там уже не видобуваються). Навпаки, перспективним може стати Приазовський залізорудний район (Запорізька область) [10-15].

Якість концентратів у різних галузях регламентується відповідними стандартами та технічними умовами. Тому для родовищ Криворізького басейну технічні умови для магнетитового концентрату включають: вологість 0,1-0 мм - залізистість - не менше 64 %; У багатьох концентратах нормується

вміст шкідливих домішок: фосфору - не більше 0,08%;

Мінеральний склад залізорудної сировини різноманітний, а також неоднакові структурні характеристики різних типів руд, що вимагає застосування різних методів і технологій збагачення [12-16].

При цьому глибина збагачення і рівень технологічності переробки кожного конкретного виду руди визначаються такими факторами, як складність її речовинних компонентів, дисперсність компонентів, контрастність властивостей і ефективність. Застосований процес сепарації.

Магнетитові руди в основному представлені рудним мінералом магнетитом  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  (Fe 72,3%). Крім магнетиту, в зоні вивітрювання значні кількості містяться гематит, сидерит  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (69,9% Fe) і сидерит  $\text{FeCO}_3$  (48,3% Fe). Порожні породи представлені кварцом ( $\text{SiO}_2$ ), польовим шпатом, силікатом заліза, карбонатом тощо [17-18].

Найпоширенішу групу магнетитових руд становлять магнетитові кварцити осадово-метаморфічного походження (Криворізький залізорудний район, Кременчуцьке, Білозерське та ін. родовища).

Вміст рудних мінералів в магнетитових кварцитах дуже різний - від твердих, крупнозернистих до порошкоподібних. Основні розміри включень 0,15-0,18 мм в мінералізованих шарах, 0,07-0,12 мм в змішаних шарах і 0,04-0,08 мм в немінералізованих шарах.

Збагачення магнетитових кварцитів проводять магнітним способом на різних типах барабанних магнітних сепараторів у слабких магнітних полях на II-V стадіях, причому в багатьох випадках використовують перерозподіл, промивання, осадження і флотацію. Для крупнозернистих матеріалів (6-10 мм) досить ефективна суха магнітна сепарація [14-23].

При вмісті заліза в сирій руді близько 35% одержують кінцевий концентрат з вмістом заліза 65-68% і хвосты з вмістом заліза менше 12%. Частка видобутого з руди залізного концентрату перевищує 81%.

Концентровані відходи можуть бути використані для отримання гравію, піску і в деяких випадках супутніх корисних компонентів, кольорових і рідкісних металів.

Залізистий кварцит має високу міцність (за шкалою Протодьяконова 14-22) і абразивність, що вимагає постійного вдосконалення технології його дроблення і подрібнення, а також розробки нового дробильно-подрібнювального обладнання [18-25].

Залежно від використовуваного методу подрібнення магнетитовий кварцит подрібнюють до розміру не більше 15-25 мм, а при самоподрібненні до 300 мм. Дроблення ведуть за одноступінчастою, двоступінчастою та триступінчастою схемами відкритого або замкнутого циклу та чотириступінчастою схемою відкритого циклу.

За всіма планами первинне подрібнення руди в основному здійснюється в конусній дробарці грубого подрібнення типу ККД-1500/180, а вторинне — в дробарці КСД-2200 з попереднім грохоченням або без нього. Для тонкого подрібнення використовують дробарки КМДТ-2200 і КМДТ-3000. При

глибокому збагаченні руди на завершальній стадії використовується замкнутий цикл для зменшення розміру частинок подрібненої руди до 12-0 (6-0) мм.

Подрібнення магнетитових кварцитів здійснюють за двоступінчастою, трьохступінчастою та чотирьохступінчастою схемами, з використанням барабаних млинів зі сталевими або чавунними мелючими тілами, автогенним помелом, рудно-галечниковим і комбінованим способами. Порівняльний аналіз показує, що застосування безшарового помелу має очевидні переваги, оскільки дозволяє підвищити якість концентрату на 0,5-1,1% при зниженні енерговитрат.

На гірничодобувних і збагачувальних підприємствах на практиці знайшли застосування самодробильні машини діаметром від 4,6 до 11 м і об'ємом від 45 до 460 м<sup>3</sup>. Hibbing Taconite (США) використовує унікальну одностадійну схему самоподрібнення в подовжених млинах з подвійним і потрійним сортуванням і фінішною операцією.

Для сухої магнітної сепарації магнетитових руд крупністю понад 6–10 мм використовують сепаратори з верхнім живленням, такі як 168 СЕ, 189 СЕ, 171 СЕ, ПБС-90/200, та 2 ПБС-90/200. Для руд меншої крупності (до 6 мм) застосовуються сепаратори типу ЕБС-80/170 з нижнім живленням і збільшеною частотою обертання барабана.

Швидкохідні сепаратори, як-от 206-СЕ (ПБСЦ-63/50) та 251-СЕ (ПБСЦ-60/200), використовуються для отримання проміжних продуктів перед подрібненням, а також для виробництва високоякісного концентрату.

Для мокрої магнітної сепарації застосовують барабанні сепаратори типу ПБМ-90/250, ПБМ-120/300, ПБМ-150/200 і ПБМ-150/400, які оснащені прямоточними, протivotочними або напівпротivotочними ваннами рис.1.1

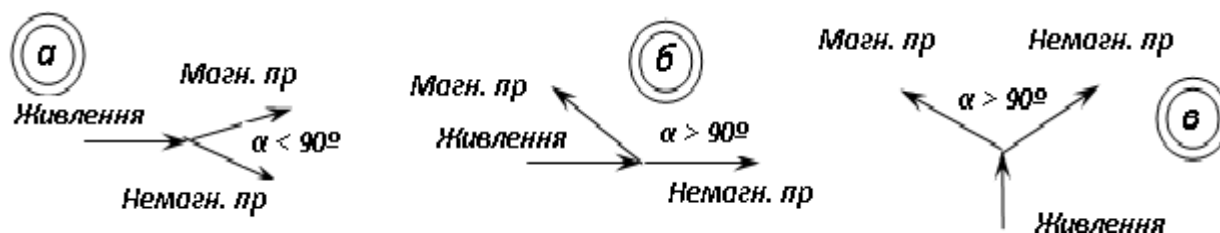


Рис.1.1 - Схематичне зображення видів ванн магнітних сепараторів: а) прямоточні ванни використовуються на першій стадії сепарації, коли вихід хвостів становить понад 50%; б) протитечійні ванни, підходять для сепарації матеріалу менш за 2 мм, зазвичай після другої стадії подрібнення; в) напівпротитечійні ванни застосовуються на передостанніх і фінальних стадіях сепарації матеріалу розміром менше 0,3 мм [19-29].

Ці технології дозволяють досягти високої ефективності збагачення залежно від крупності матеріалу і вимог до якості кінцевого продукту.

Основні труднощі магнітного збагачення пов'язані з обробкою

тонкодисперсних руд. Для частинок розміром менше 20 мкм магнітна сприйнятливості і, відповідно, магнітна сила зазвичай в 2-3 рази нижчі, ніж для більших частинок. Одночасно зростання вимог до продуктивності обладнання призводить до значного збільшення швидкостей руху пульпи та посилення дисипативних сил у робочій зоні магнітних сепараторів. Це вимагає значного підвищення магнітних сил, що збільшує витрати на сепарацію і обмежує її економічну доцільність[19-29].

Важливим напрямом є вдосконалення обладнання для збагачення шляхом створення сепараторів із різною напруженістю магнітного поля, які забезпечують ефективне збагачення матеріалів вузьких класів крупності (100–50, 50–25, 25–6 мм). Перспективними є трьохпродуктові сепаратори для сухої та мокрої магнітної сепарації, здатні змінювати напруженість магнітного поля залежно від напрямку розділення матеріалу, а також нові керамічні магніти, які забезпечують напруженість поля від 400 до 255 Е тощо[19-29].

Розвиток апаратів гравітаційного збагачення, які використовуються для переробки залізovмісних руд, прогнозується в напрямку їх автоматизації, підвищення продуктивності та ефективності поділу мінералів за густиною із застосуванням комбінованих полів: електромагнітних, відцентрових та інших.

## **1.2 Методи підвищення якості залізovрудних концентратів**

Виснаження запасів високоякісної залізovрудної сировини та зростаючий ринковий тиск на підвищення якості продукції змушують виробників удосконалювати технологічні схеми та впроваджувати нові способи обробки. Цей процес спрямований на забезпечення конкурентоспроможності та задоволення сучасних потреб металургійної промисловості.

До 2005 року якість залізovрудної продукції у більшості країн суттєво покращилася. На сьогодні концентрати, отримані магнітними технологіями, демонструють уміст заліза в межах 60,2-67,6%. Основним фактором підвищення масової частки заліза до 67,5-71,8% стало впровадження доводочних операцій, таких як тонке грохочення, зворотна катіонна флотація, стадійне виділення концентратів і застосування сучасних магнітних сепараторів. Такі заходи також сприяють зниженню вмісту кремнезему до 2% і менше, що значно підвищує якість продукції.

Наприклад, на підприємствах Пі-Рідж (США) та Мальбергст (Швеція) виготовляються високоякісні концентрати із вмістом заліза 69–70% та кремнезему до 2,5%. Такі матеріали використовуються для електросталеплавильного виробництва. Ще більш чисті концентрати із вмістом заліза 71–71,2% і кремнезему до 1% знаходять застосування в акумуляторній промисловості, а концентрати з умістом заліза 71,4–71,8% і кремнезему до 0,3% використовуються в порошковій металургії.

В Україні активно впроваджуються сучасні технології. Наприклад, на ПрАТ «Центральний ГЗК» використовується тонке грохочення, яке дозволяє підвищити уміст заліза з 68,0% до 70%, а вилучення металу – з 76,4% до 78%.

У багатьох підприємствах вивчається можливість застосування грохотів типу «Деррік», які можуть суттєво покращити ефективність цих процесів.

Нові напрями розвитку збагачення включають використання магнітно-гравітаційних класифікаторів, таких як МГК-1500, які дозволяють отримати концентрати із вмістом заліза 68,5–69,0% без необхідності застосування тонкого грохочення. Успішні промислові випробування показали ефективність цих технологій на багатьох гірничо-збагачувальних комбінатах.

Також активно досліджується застосування високоселективних магнітних сепараторів із біжучим магнітним полем, які демонструють високу ефективність. Наприклад, сепаратори типу ВСП БМ-32,5/25 і ПМС-90/50 дозволяють значно підвищити якість продукції. Паралельно впроваджуються нові схеми флотаційного доведення, що забезпечують отримання концентратів із високим вмістом заліза та мінімальним рівнем шкідливих домішок.

Флотація залишається одним із найбільш досконалих методів, що дозволяють отримати «суперконцентрати» із вмістом заліза понад 70%. На підприємствах, таких як ПрАТ «ІнГЗК» та АТ «Південний ГЗК», впровадження магнітно-флотаційного доведення дозволяє досягати вмісту заліза до 69–71% із вилученням металу понад 96%.

## **Висновки до розділу 1**

1. Аналіз літературних джерел показав, що технологічні схеми при збагаченні магнетитових кварцитів, які практично використовуються підприємствами-виробниками залізорудного концентрату в Україні і за кордоном мають однотипну структуру та передбачають стадійне збагачення з послідовним вилученням нерудних компонентів в хвості.

2. Аналіз практичного досвіду збагачення магнетитових кварцитів показав, що традиційний метод магнітного розділення подрібнених руд не завжди дає змогу отримати задовільні результати. Постає проблема – покращення технології при збагаченні магнетитових кварцитів, за якої буде забезпечено виробництво концентрату високої якості і при цьому будуть знижені затрати на виробництво.

3. В умовах жорсткої конкуренції виробників залізорудної сировини на світовому ринку, підприємства постійно працюють над підвищенням якості концентрату та впровадження рішень з підвищення операційної ефективності технологічного процесу.

## РОЗДІЛ 2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ

Дослідження проводилися у лабораторних умовах. У процесі досліджень вивчалися речовинний склад та технологічні властивості руди, на підставі чого визначався оптимальний реагентний режим та в залежності від нього розроблялися технологічні схеми доводки магнетитового концентрату [23].

На технологічні дослідження, з метою удосконалення технології збагачення, відібрана проба магнетитового концентрату Північного ГЗКу, масою 40 кг.

Мінеральний склад вихідного концентрату вивчався інститутом Механобр Інжиніринг, досліджувався макроскопічно і мікроскопічно в прохідному і відбивному світлі. Підрахунок кількості мінералів проводився за допомогою інтеграційного столика ІСА-3. Одночасно з цим за допомогою окуляр-мікрометра була проведена попередня оцінка гранулометрії основних мінералів проб руди. Це дозволило орієнтовано встановити клас крупності з максимальним ступенем розкриття зерен [23].

Мінеральний аналіз було проведено для класифікованого роздробленого мінералу початкової проби. З кожної фракції методом квартування були відібрані вторинні навіски, що складаються в середньому з 314 обломків. Цей матеріал був розділено на дві категорії: чисті уламки і зростки. Серед останніх було виділено чотири групи:

- зростки, складені більш ніж на 75 % одним мінералом;
- зростки, складені мінералом на 50-75 %;
- зростки, що містять мінерал в кількості 25-50 %;
- зростки, що містять мінерал до 25 %.

Після перерахунку на чистий уламок, розраховувався вміст мінералів у кожній фракції.

Співвідношення чистих уламків і зростків у класах крупності дало точнішу картину про ступінь розкриття зерен після подрібнення.

На практиці необхідний ступінь подрібнення руди визначався експериментальним шляхом. Провідними чинниками є характер вкраплення, вимоги до якості кінцевих концентратів і рівень витрат в процесі збагачення. Тому необхідне проведення спеціальних досліджень для визначення такої оптимальної крупності подрібнення руди, при якій можна отримати концентрати необхідної якості при мінімальних витратах та мінімальній кількості шламів[23].

Під час проведення досліджень використовувалися стандартні методики, застосовувався комплекс сучасних хімічних і фізичних методів аналізу, описаних в стандартах і методиках.

Схема досліджень збагачення вихідного концентрату включала комбінацію різних методів збагачення, які забезпечують якнайповніше вилучення заліза у концентрат: вузол підготовки руди до збагачення, що складається з подрібнення та класифікації; магнітну сепарацію та флотаційне

збагачення. Перед дослідженнями вихідна сировина ретельно квартувалась і перемішувалась методом кільце-конус.

Відбір і підготовка проб для хімічного аналізу і визначення масової частки вологи проводились згідно ДСТУ 3196:2015.

Схема вивчення фізико-механічних властивостей руди включала визначення наступних показників:

1) вологість початкової руди – за ДСТУ 3201—95.

2) кут природного укосу, який визначався шляхом виміру висоти (Н) і діаметр (Д) конуса; кут природного укосу розраховувався по тангенсу кута нахилу конуса:  $\text{tg} = 2\text{H}/\text{Д}$

3) гранулометричний складу матеріалу, який визначався за допомогою ситового аналізу.

Ситовий аналіз початкової руди і продуктів збагачення проводився за допомогою набору сит з модулем шкали 2. При сухому просіюванні через сита 74 та 44мКм відбувалось забивання сит, в такому випадку використовували розсів у водному середовищі. Результати оформлялися у вигляді таблиць і графічних залежностей.

За даними ситового аналізу руди, подрібненої до 44 мкм, будувались залежності виходу готових класів від часу подрібнення продукту до 90% готового класу і розраховувалась питома продуктивність млина за формулою:

$$q = \frac{P}{V \cdot t} \text{ кг/м}^3\text{год}$$

де P- навішування руді, кг;

t – час подрібнення, необхідний для отримання 90% готового класу, хв.;

V- об'єм млина.

Вивчення подрібнення руди проводилося за стандартною методикою при тривалості подрібнення 2, 5, 10, 15, 20, 30, 40, 45 хв. в лабораторних кульовому і стержневому млинах з об'ємами 7 і 30 л відповідно. При вивченні подрібнення руди співвідношення тверде:рідке:кулі (Т:Р:К) складало 1:0,33:10.

Магнітний аналіз руди здійснювався за допомогою магнітного аналізатора АМ. Магнітний аналіз виконувався послідовно з виділенням магнітної фракції при підвищенні напруженості магнітного поля від 80 кА/м до 960 кА/м.

Флотаційні дослідження проводились в лабораторних умовах кафедри «Збагачення корисних копалин і хімії» за схемою, що включала приготування реагентів, основну флотацію та перечищення продуктів основної флотації.

Досліди проводились на флотаційній машині конструкції інституту Механобр, у якій відбувалось також кондиціонування пульпи. Наважку вихідного магнетитового концентрату масою 200г завантажували у камеру машини, додавали воду та реагенти у наступному порядку: для підтримання рН додавали NaOH від 100 до 900 г/т та колектор у кількості 50, 100, 150, 200, 250, 300 г/т.

Основним об'єктом досліджень було визначення реагентного режиму.

Досліджувалися кілька типів колекторів: ЛілафлотМД20296,

ЛілафлотД817М, ЛілафлотД810М, ФлотігамV5444.

Досліджувався вплив витрат колекторів, та можливість регулювати якість флотаційних концентратів витратами колектору. Визначалось оптимальне значення рН середовища, створюваного їдким натром.

Дослідженню підлягало визначення доцільності застосування депресору, так як відомо, що для підвищення вилучення заліза у концентрат доцільно застосувати депресор, та його оптимальні витрати. Дію лужного крохмалю у кількості 300 – 900 г/т випробували при флотації колекторами ЛілафлотМД-20296 і ФлотігамV5444.

При застосуванні реагентів велике значення має тривалість кондиціювання. Тому наступним напрямком досліджень було вивчення кінетики флотації. Для визначення впливу тривалості контакту на результат флотації проводили досліди з різним часом контакту – від 0 до 40 хвилин. Пульпу з реагентами перемішували у тій же флотомашині, але при зниженій частоті обертання імпелеру і без аерації. Важливе значення має характер перемішування. Інтенсивність перемішування змінюється шляхом зміни частоти обертання мішалки.

Проводились дослідження із визначення оптимального способу подачі реагентів.

Температура пульпи під час флотаційних дослідів підтримувалась в межах 15-250С.

Густина пульпи підтримувалась в межах, що відповідають фабричним умовам класифікації при даній крупності подрібнення.

На основі результатів досліджень необхідно розробити технологію, за якою рекомендується дозбагачувати магнетитові концентрати Північного ГЗКу.



### РОЗДІЛ 3 ОСОБЛИВОСТІ РЕЧОВИННОГО СКЛАДУ ПРАТ «ПІВНІЧНИЙ ГІРНИЧОЗБАГАЧУВАЛЬНИЙ КОМБІНАТ»

Вивчення речового складу концентрату виконувалось шляхом хімічного, гранулометричного та мінералогічного аналізів.

Визначено, що концентрат містить 65% заліза та 8,2% кремнезему. Крупність його – 95, 2% класу – 53мкм (табл.3.1 та рис 3.1) помітно різке зниження вмісту заліза у класах більше 44мкм.

Таблиця 3.1. - Гранулометрична характеристика вихідного концентрату

Класи крупності, мкм	Вихід, %	Вміст, %		Вилучення заліза, %
		Fe	SiO <sub>2</sub>	
+74	2,2	24,2	47,5	0,8
+53	2,6	39,6		1,6
+44	4,3	52,1	22,2	3,4
-44	90,9	67,3	5,5	94,2
Всього	100,0	65,0	8,2	100,0

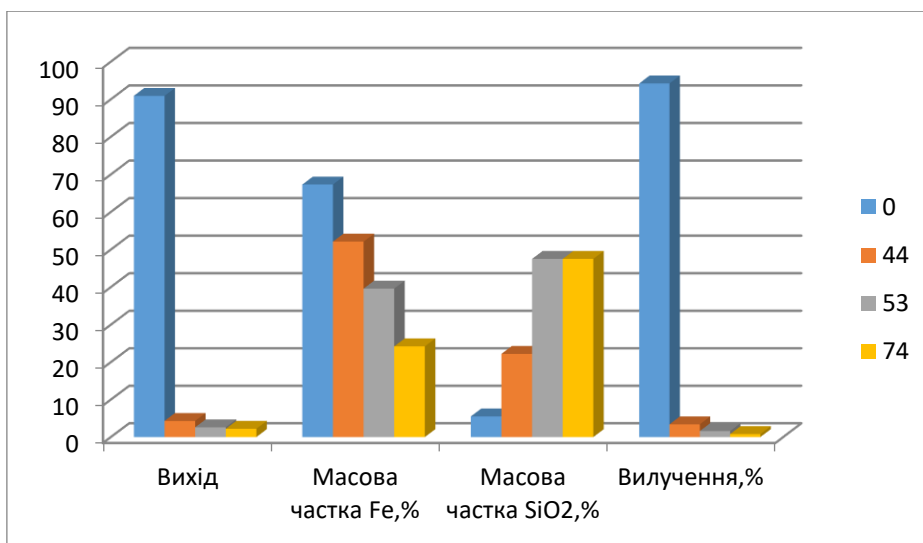


Рис.3.1 – Речовинний склад магнетитового концентрату ПрАТ «ПівнГЗК»

Представляло інтерес виділити вільний магнетит седиментаційним методом. Результати дешламації за кварцем та магнетитом по класу крупності 40 – 10 мкм з розмагнічуванням, показали, що кількість отриманого зливу складає лише 3,0 – 4,1%. Масова частка заліза при цьому збільшується до 66,0 – 66,6% (табл.3.2).

Особливістю тонких магнетитових концентратів є флокуляція магнітних часток. У флокули із тонкого магнетиту потрапляють мінерали породи. Для запобігання магнітної флокуляції використовують розмагнічення.

У промислових розмагнічуючи катушках звичайно застосовують змінний електричний струм частотою 60Гц. Але досягнення повного розмагнічення можливе лише для часток більше 50 мкм. Повністю розмагнічені частки можуть бути повторно зфлокульовані за рахунок власного чи зовнішнього магнітного поля.

Під час досліджень не вдалось ні розмагнітити, ні диспергувати частки магнетиту навіть за допомогою хімічних реагентів-диспергаторів (рідке скло, барда сульфідних щолок, триполіфосфат та інші.).

Таблиця 3.2 - Результати дешламації вихідного концентрату

Крупність, мкм	За зерном кварцу			За зерном магнетиту		
	Вихід, %	Вміст Fe, %	Вилучення Fe, %	Вихід, %	Вміст Fe, %	Вилучення Fe, %
+40	-	-	-	95,9	66,6	98,2
-40	97,0	66,0		2,3	37,6	1,3
-20	3,0	29,5		1,4	22,8	0,5
-10	-	-	-	0,4		
Всього	100,0	64,9	100,0	100,0	65,0	100,0

За результатами проведеного мінералогічного аналізу вихідний концентрат на 82,6% містить магнетиту та на 7,0% гематиту(псевдоморфози гематиту по магнетиту - мартиту). Сульфіди – пірит, халькопірит склали досить малу частку від маси продукту – соті долі відсотку. Гідроксиди заліза проявлялися у вигляді окремих плівок на зернах нерудних мінералів. Нерудні мінерали представлені, в основному, кварцем, рідше – силікатами: амфіболами та слюдою (табл.3.3).

Таблиця 3.3 - Кількісний мінералогічний аналіз вихідного магнетитового концентрату

№ п.п	Мінерали	Вміст, %		Розподілення зерен мінералів за класами крупності (мкм), %				
		Абс.	Відн.	0-10	10- 20	20- 70	70- 120	Всього о
1	<b>Магнетит</b>	<b>82,6</b>	<b>100,0</b>	<b>51,0</b>	<b>29,0</b>	<b>20,0</b>		<b>100,0</b>
	Вільні зерна	77,1	93,4	62,3	23,4	14,3		100,0
	У зростанні з:							
	Кварцом	2,6	3,1	38,4	34,0	27,6		100,0
	Гематитом	1,0	1,1	35,4	33,5	31,1		100,0
	Гематитом та кварцом	0,8	1,0	61,0	22,0	17,0		100,0
	Гематитом та силікатами	1,1	1,4	57,6	32,2	10,2		100,0
2	<b>Гематит (мартит)</b>	<b>7,0</b>	<b>100,0</b>	<b>62,8</b>	<b>24,0</b>	<b>13,2</b>		<b>100,0</b>
	Вільні зерна	4,6	65,2	71,4	28,6			100,0
	У зростанні з:							
	Кварцом	0,9	13,0	65,4	30,4	4,2		100,0
	Магнетитом	1,2	17,4	81,5	10,5	8,0		100,0
	Магнетитом та кварцом	0,3	4,0	63,3	24,5	12,2		100,0
	Магнетитом та силікатами	Соті долі	0,4	32,6	26,1	41,3		100,0
3	<b>Сульфіди</b>	<b>Соті долі</b>		<b>37,8</b>	<b>20,0</b>	<b>42,2</b>		<b>100,0</b>
4	<b>Гідроокиси заліза</b>	<b>0,4</b>		<b>Просочення зерен нерудних мінералів</b>				
5	<b>Кварц</b>	<b>7,1</b>	<b>100,0</b>	<b>4,4</b>	<b>23,6</b>	<b>59,8</b>	<b>12,2</b>	<b>100,0</b>
	Вільні зерна	0,8	11,6	5,3	42,6	41,3	10,8	100,0
	У зростанні з:							
	Магнетитом	3,8	53,1	4,1	16,2	69,1	10,6	100,0
	Гематитом	1,3	18,3	4,8	20,1	60,4	14,7	100,0
	Магнетитом та гематитом	1,2	17,0	3,2	15,6	68,5	12,7	100,0
6	<b>Карбонат у зростанні з рудними мінералами</b>	<b>0,9</b>		<b>6,5</b>	<b>50,7</b>	<b>34,8</b>	<b>8,0</b>	<b>100,0</b>
7	<b>Силікати</b>	<b>1,8</b>	<b>100,0</b>	<b>10,5</b>	<b>21,2</b>	<b>38,3</b>	<b>30,0</b>	<b>100,0</b>
	Вільні зерна	Один. зерна						
	У зростанні з:							

	Магнетитом	0,8	45,5	10,0	20,2	41,3	28,5	100,0
	Магнетитом та гематитом	1,0	54,6	11,1	22,2	35,2	31,5	100,0
8	<b>Апатит</b>	<b>0,1</b>						
9	<b>Інші</b>	<b>0,1</b>						
	<b>Всього</b>	<b>100,0</b>						

Магнетит знаходиться у вигляді вільних зерен – 93,4%, причому найбільша кількість вільних зерен – у класі -10мКм (62,3%).

Зростки магнетиту з кварцем (3,1%) і гематитом (1,1%) рівномірно розподілені за крупностями. Зростки магнетиту, гематиту та кварцу переважали у крупності -10мКм (61,0-57,6%).

Гематит(мартит). Вільні зерна знаходились у класі крупності менше 10мКм(71,04%) або в класі 10-20мКм(28,6%). Гематит у зростках присутній в основному у нерудних мінералах, але відрізняється більш тонким вкрапленням і досить тонким зростанням з магнетитом.

Кварц – основний нерудний мінерал, складає 7,1% вихідного продукту, але тільки 11,6% кварцу знаходиться у вільному вигляді.

Вільні зерна кварцу переважно мають розмір 70-10мКм(83,9%), останні зерна – більше 70мКм(10,8%). Розмір зерен кварцу у зростках – переважно більше 20мКм.

### ВИСНОВКИ ЗА РОЗДІЛОМ 3

На основі вивчення мінералогічного аналізу вихідного концентрату можна зробити наступні висновки:

Більше 80% концентрату складає клас -20мКм, причому 66% в класі -20мКм знаходилось вільних зерен магнетиту та 4,6% вільних зерен гематиту(мартиту);

У більш крупних класах (більше 20мКм) зернах кварцу присутні тонкі включення магнетиту та гематиту (менше 20мКм). У деяких випадках нерудні мінерали містять гідроокиси заліза;

У пробі міститься 7% гематиту. Вкраплення гематиту в нерудних мінералах більш тонке ніж вкраплення магнетиту. Наявність зростків магнетиту з мартитом, утворених в результаті псевдоморфного заміщення магнетита гематитом по периферії зерен і по площинам магнетита, і що характеризується досить тонким зростанням, зумовлює певні труднощі при їх розділенні.



## РОЗДІЛ 4 ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ФЛОТАЦІЙНОГО ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТУ ПРАТ «ПІВНІГЗК»

Флотація кремнезему із магнетитових концентратів закордоном проводиться катіонним колектором. Недоліком зворотної катіонної флотації є висока вартість та токсичність колекторів, а також висока чутливість до шламів, перевагою – висока селективність, малий час флотації та невеликі витрати реагентів.

Схеми флотації можуть бути двох типів. Більша частина схем забезпечують виділення концентрату, хвостів та промпродукту, що повертається на до збагачення після доздрібнення чи без нього (фабрики Гріффіт, Шерман та ін.). Схеми іншого типу забезпечують отримання тільки високоякісного концентрату та промпродукту (фабрика Адамс).

Вибір катіонного колектору залежить від крупності живлення, температури пульпи, солей жорсткості та інших факторів.

### 4.1. Вибір катіонного збирача

Флотаційні досліді із вибору катіонного збирача проводились на вихідному концентраті без доздрібнення на технічній воді Північного ГЗКу .

Таблиця 4.1. - Коротка характеристика випробуваних катіонних збирачів

№	Марка, назва	Фірма, що випускає	Характеристика
1	Лілафлот МД20296	Akzo Nobel Surface Chemistry AB Sweden	Алкіламін
2	Лілафлот Д817М		Аліфатичний ефір діаміну С=8 – 15
3	Лілафлот Д810М		Аліфатичний ефір аміну
4	Флотігам V5444	Clariant GmbH Division Functional Chemicals Германія	Алкіловий ефір аміну

Досліджувався вплив витрат збирачів та рН середовища, створюваного їдким натром (табл.4.2 – 4.5).

Результати основної та контрольної флотації показали:

- камерні продукти із масовою часткою заліза 69,35% отримані при застосуванні МД – 20296 у кількості 200 г/т, при рН=8,2.
- із збільшенням витрати збирачів до 250 г/т масова частка заліза у концентраті може підвищитись до 70,6%, при вилученні заліза у концентрат 75,2%.

Таблиця 4.2 - Результати флотації з Лілафлотом МД – 20296 при зміні рН та витрат збирачу

Витрати, г/т		рН	Продукти	Вихід, %	Масова частка, %		Вилучення Fe, %
NaOH	збирачу				Fe	SiO <sub>2</sub>	
-	140	8,2	Пінний	9,5	32,8		4,8
			Камерний	90,5	68,3	4,1	95,2
			Вихідний	100,0	64,9		100,0
-	200	8,2	Пінний	20,6	46,6		14,8
			Камерний	79,4	69,5	2,8	85,2
			Вихідний	100,0	64,8		100,0
-	200+50	8,2	Пінний 1	19,2	46,0		13,6
			Пінний 2	11,6	62,8		11,2
			Камерний	69,2	70,6	1,5	75,2
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
200	150+50	9,7	Пінний	16,0	45,5		11,2
			Камерний	84,0	68,7	3,7	88,8
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
200	100+50+ 50	9,7	Пінний 1	12,3	43,3		8,2
			Пінний 2	8,2	54,8		6,9
			Камерний	79,5	69,4	2,8	84,9
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
200	200+50	9,7	Пінний	16,4	44,0		11,1
			Камерний	83,6	69,1	3,2	88,9
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
200	250+50	9,7	Пінний 1	15,0	46,5		10,6
			Пінний 2	10,6	59,1		9,6
			Камерний	74,4	70,3	2,0	79,8
			Вихідний	100,0	65,5		100,0
400	250+50	10,5	Пінний 1	16,5	45,2		11,4
			Пінний 2	11,3	63,6		11,0
			Камерний	72,2	70,2	2,1	77,6
			Вихідний	100,0	65,3		100,0
700	250+50	11,4	Пінний	14,0	42,7		9,2
			Камерний	86,0	68,6	3,9	90,8
			Вихідний	100,0	65,0		100,0

Таблиця 4.3 - Результати флотації з Лілафлотом 817М при зміні рН та витрати збирачу

Витрати, г/т		рН	Продукти	Вихід, %	Масова частка, %		Вилучення Fe, %
NaOH	збирачу				Fe	SiO <sub>2</sub>	
-	200	8,2	Пінний	22,6	49,6		17,2
			Камерний	77,4	69,5	2,8	82,8
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
-	250	8,2	Пінний	25,1	50,5		19,5
			Камерний	74,9	69,9	2,4	80,5
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
200	200	9,6	Пінний	14,7	37,7		8,5
			Камерний	85,3	69,7	2,6	91,5
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
300	200	10,2	Пінний	13,9	35,8		7,7
			Камерний	86,1	69,7	2,5	92,3
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
500	200	10,8	Пінний	15,8	40,4		9,8
			Камерний	84,2	69,5	2,7	90,2
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
700	200	11,5	Пінний	24,2	58,1		21,6
			Камерний	75,8	67,2	6,0	78,4
			Вихідний	100,0	65,0		100,0

Таблиця 4.4 - Результати флотації із Лілафлотом 810М при зміні рН та витрати збирачу

Витрати, г/т		рН	Продукти	Вихід, %	Масова частка, %		Вилучення Fe, %
NaOH	збирачу				Fe	SiO <sub>2</sub>	
-	200	8,2	Пінний	26,4	51,2		20,9
			Камерний	73,6	69,5	2,7	79,1
			Вихідний	100,0	64,7		100,0
-	200	9,7	Пінний	16,7	53,7		13,8
			Камерний	83,3	67,3	6,0	86,2
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
200	250	9,6	Пінний	22,1	49,6		16,9
			Камерний	77,9	69,2	3,2	83,1
			Вихідний	100,0	64,9		100,0
200	250	8,2	Пінний	38,9	57,3		34,2
			Камерний	61,1	70,2	2,1	65,8



			Вихідний	100,0	65,2		100,0
500	100	10,8	Пінний	36,6	36,6		6,2
			Камерний	68,5	68,5	4,0	93,8
			Вихідний	100,0	65,0		100,0

Таблиця 4.5 - Результати флотації вихідного концентрату з Флотігамом V5444 при зміні рН та витрати колектору

Витрати, г/т		рН	Продукти	Вихід, %	Масова частка, %		Вилучення Fe, %
NaOH	колектору				Fe	SiO <sub>2</sub>	
-	250	8,6	Пінний	25,8	53,5		21,2
			Камерний	74,2	69,0	3,5	78,8
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
200	250	9,8	Пінний	17,2	46,2		12,2
			Камерний	82,8	68,9	3,6	87,8
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
300	250	10,0	Пінний	15,8	43,2		10,5
			Камерний	84,2	69,1	3,3	89,5
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
400	250	10,2	Пінний	15,8	37,4		9,1
			Камерний	84,2	70,2	2,1	90,9
			Вихідний	100,0	65,0		100,0
500	250	11,5	Пінний	8,1	45,7		5,7
			Камерний	91,9	66,7	6,5	94,3
			Вихідний	100,0	65,0		100,0

При підвищенні рН до 9,7 (NaOH – 200 г/т) та витраті колектору 300 г/т, вилучення заліза у концентрат із масовою часткою заліза 70,3% може бути збільшено до 79,8%.

Дробною подачею колектору (по 50 г/т) його витрати можна скоротити близько на 20%.

- при використанні Лілафлоту 817М у кількості 200 г/т отримано 77,4% концентрату із вмістом заліза 69,5% при вилученні заліза у концентрат 82,8% (рН=8,2). При підвищенні рН до 9,6 – 10,2 можна отримати концентрат такої якості при вилученні заліза у концентрат 91,5 – 92,3%;

- можливе отримання концентрату із масовою часткою заліза 70,2% при витраті Лілафлоту 810М у кількості 250 г/т при рН=8,2, але при цьому вилучення заліза у концентрат тільки 65,8%, отримання ж концентрату із масовою часткою заліза 68,5% при виході 89,0% та вилученні заліза у концентрат 93,8% - можливе при витраті їдкового натру 500 г/т та колектору 810М – 100 г/т;

- найкращі результати при флотації збирачем Флотігамом V5444 отримані у лужному середовищі (300 – 400 г/т NaOH) при рН=10,0 – 10,2 та витраті збирачу 250 г/т. при виході концентрату 84,2% та масовій частці заліза у ньому 69,1 – 70,2% вилучення заліза у концентрат складає 89,5 – 90,9%.

Отже, всі випробувані збирачі дають близькі результати збагачення, дещо нижчі – Лілафлот 810М. витратами збирачу можна регулювати якість флотаційних концентратів. Оптимальні рН на технічній воді Північного ГЗКу – 9,2 – 10,1, витрати колекторів 200 – 300 г/т.

#### **4.2 Дослідження з різним компонованням технологічних операцій.**

Технологічні операції були скомпоновані в схеми залежно від якості вихідних концентратів та вимогами до кінцевого концентрату. Вони можуть включати основну, контрольну та перечистну флотації, подрібнення, класифікацію, додаткову магнітну сепарацію рис.4.1-4.2

Дві схеми не передбачали доподрібнення пінних продуктів. При магнітній сепарації пінних отримано 1,9 – 3,8% хвостів та магнітний продукт із масовою часткою заліза 54,4 – 50,1% (рис.4.1).

Після двох перечистних операцій пінних продуктів з магнітною сепарацією промпродуктів флотації виділено 6,5 – 6,1% хвостів та магнітні продукти із масовою часткою заліза 61,3 – 58,3% (рис.4.2.).

У результаті флотації з двома перечистками пінних продуктів, подрібненням та магнітною сепарацією промпродуктів флотації отримано 8,0 – 7,6% хвостів, а масова частка заліза у магнітному продукті підвищилась до 64,8 – 62,0% (рис.4.3, 4.5.). У залежності від необхідного вмісту заліза у високоякісному концентраті – 685 чи 70% потрібно подрібнення у кількості 9,3% чи 25,6% продукту.

Високі результати флотації – масова частка заліза у концентраті 71,0% при вилучення заліза у концентрат 90,4% отримані при флотаційному збагаченні вихідного концентрату після його доздрібнення та збагачення за схемою рис.4.2.

Найбільш високе вилучення заліза у концентрат 94,6 – 96,9% при масовій частці заліза 69,7% та 68,6% отримані за схемою, що включає флотацію, подрібнення та магнітну сепарацію пінних продуктів із наступною дофлотацією магнітної фракції (рис.4.3., 4.6). при цьому у випадку більш бідного концентрату скорочується витрата колектору на 50 г/т та об'єм подрібнюваного матеріалу – на 7,4%.

На основі проведених дослідів можна зробити висновки, що:

- не рекомендується окремо виводити пінний продукт контрольної флотації;
- при доподрібнення пінних продуктів із наступною магнітною сепарацією отримано збільшення виходу хвостів з 3,8% до 5,8% , при цьому якість хвостів покращилась;

- магнітна сепарація пінних продуктів більш ефективна, ніж дві флотаційні перемістки цих продуктів;

- концентрат магнітної сепарації із масовою часткою заліза близько 65% необхідно дофлотувати з метою збільшення виходу високоякісного концентрату.

Зведені результати збагачення за різними варіантами перемісток пінних продуктів наведені в табл.4.6

Таблиця 4.6 - Зведені результати отримання флотаційних концентратів із масовою часткою заліза 69,7 – 70,3% за різними варіантами схем

№	Схема	Продукти	Вихід, %	Вміст, %		Вилучення заліза, %
				Fe	SiO <sub>2</sub>	
1.	Флотація, магнітна сепарація пінних продуктів	Концентрат флотації	74,4	70,3	2,0	80,5
		Магнітний продукт	21,8	54,4		18,2
		Хвости	3,8	21,4		1,3
		Вихідний	100,0	65,0		100,0
2.	Флотація, подрібнення пінних продуктів, магнітна сепарація	Концентрат флотації	74,4	70,3	2,0	80,5
		Магнітний продукт	19,8	60,1		18,3
		Хвости	5,8	13,4		1,2
		Вихідний	100,0	65,0		100,0
3.	Флотація з 2-ма перемістками пінних продуктів, магнітна сепарація промпродуктів флотації	Концентрат флотаційний	70,5	69,9	2,2	75,2
		Магнітний продукт	23,0	61,3		21,5
		Хвости флотації	4,8	33,4		2,5
		Хвости сепарації	1,7	29,8		0,8
		Загальні хвости	6,5	33,8		3,3
		Вихідний	100,0	65,5		100,0
4.	Подрібнення, магнітна сепарація, флотація з 2-ма перемістками пінних продуктів	Концентрат флотаційний	82,7	71,0	2,0	90,4
		Магнітний продукт	5,6	59,1		5,1
		Хвости флотації	5,5	35,2		3,0
		Хвости сепарації	6,2	15,4		1,5
		Загальні хвости	11,7	25,0		4,5
		Вихідний	100,0	65,0		100,0
5.	Флотація з 2-ма перемістками пінних продуктів, подрібнення та	Концентрат флотаційний	70,0	69,8	2,4	74,7
		Магнітний продукт	22,0	32,7		22,1
		Хвости флотації	4,4	18,7		2,2
		Хвости сепарації	3,6	27,4		1,0

	магнітна сепарація промпродуктів флотації	Загальні хвости	8,0	65,4		3,2
		Вихідний	100,0	69,8		100,0
5.	Флотація, подрібнення, магнітна сепарація, до флотація пінних продуктів	Концентрат флотації	73,5	69,6	2,4	78,4
		Камерний продукт дофлотації	15,2	69,7	2,6	16,2
		Загальний концентрат	88,7	58,1	2,4	94,6
		промпродукт дофлотації	2,7	36,3		2,4
		Хвости дофлотації	1,6	19,4		0,9
		Хвости магнітної сепарації	7,0	22,8		2,1
		Загальні хвости	8,6	65,4		3,0
		Вихідний	100,0			100,0

За результатами проведених досліджень та проаналізувавши схеми, розроблені інститутом Механобр Інжиніринг, для доведення магнетитових концентратів Північного ГЗКу рекомендована схема включає кондиціювання, основну та контрольну флотації, доподрібнення пінних продуктів флотації із попередньою класифікацією та додаткову стадію магнітної сепарації, що дозволяє, окрім високоякісного флотаційного концентрату, отримати кондиційний магнітний концентрат, та бідні хвости.

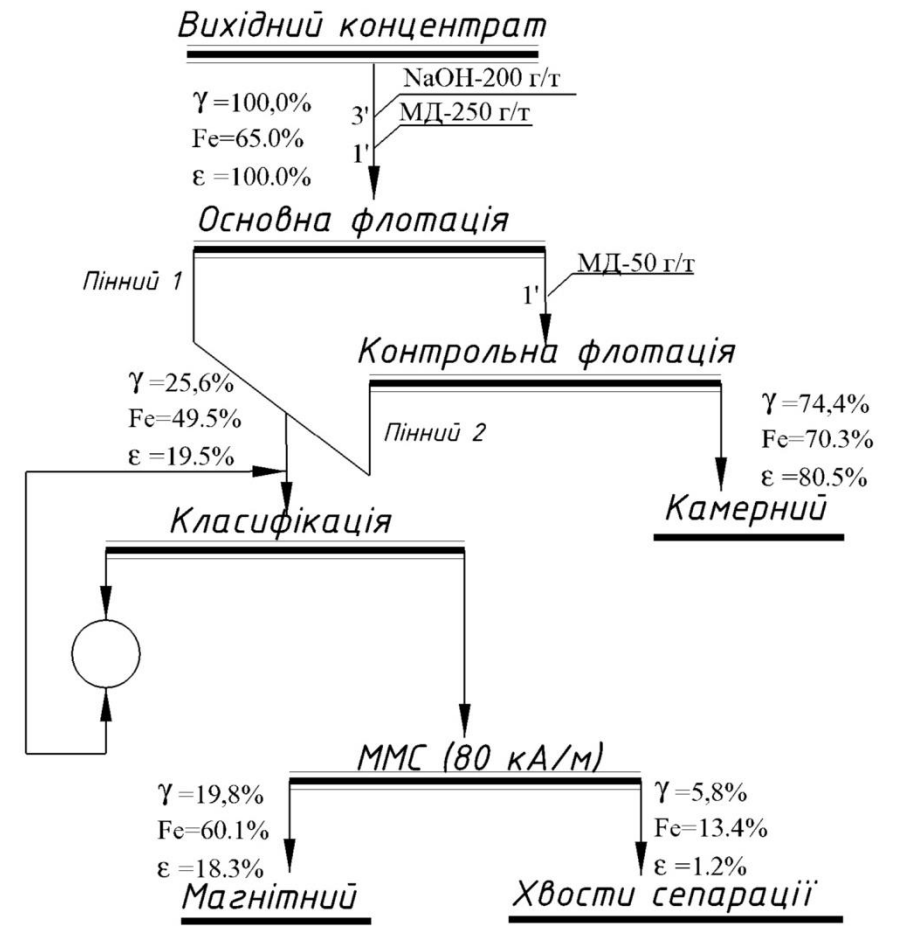
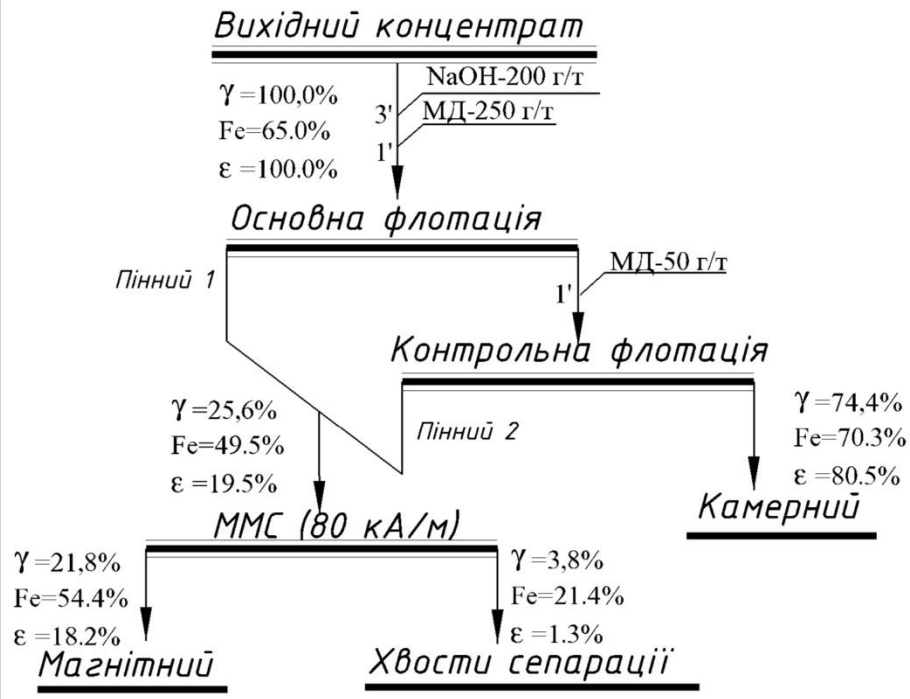


Рис. 4.1. - Схеми випробувань для отримання високоякісних концентратів із вмістом заліза 70,3% за флотаційно-магнітними схемами без доподрібненням та з доподрібненням пінних продуктів.

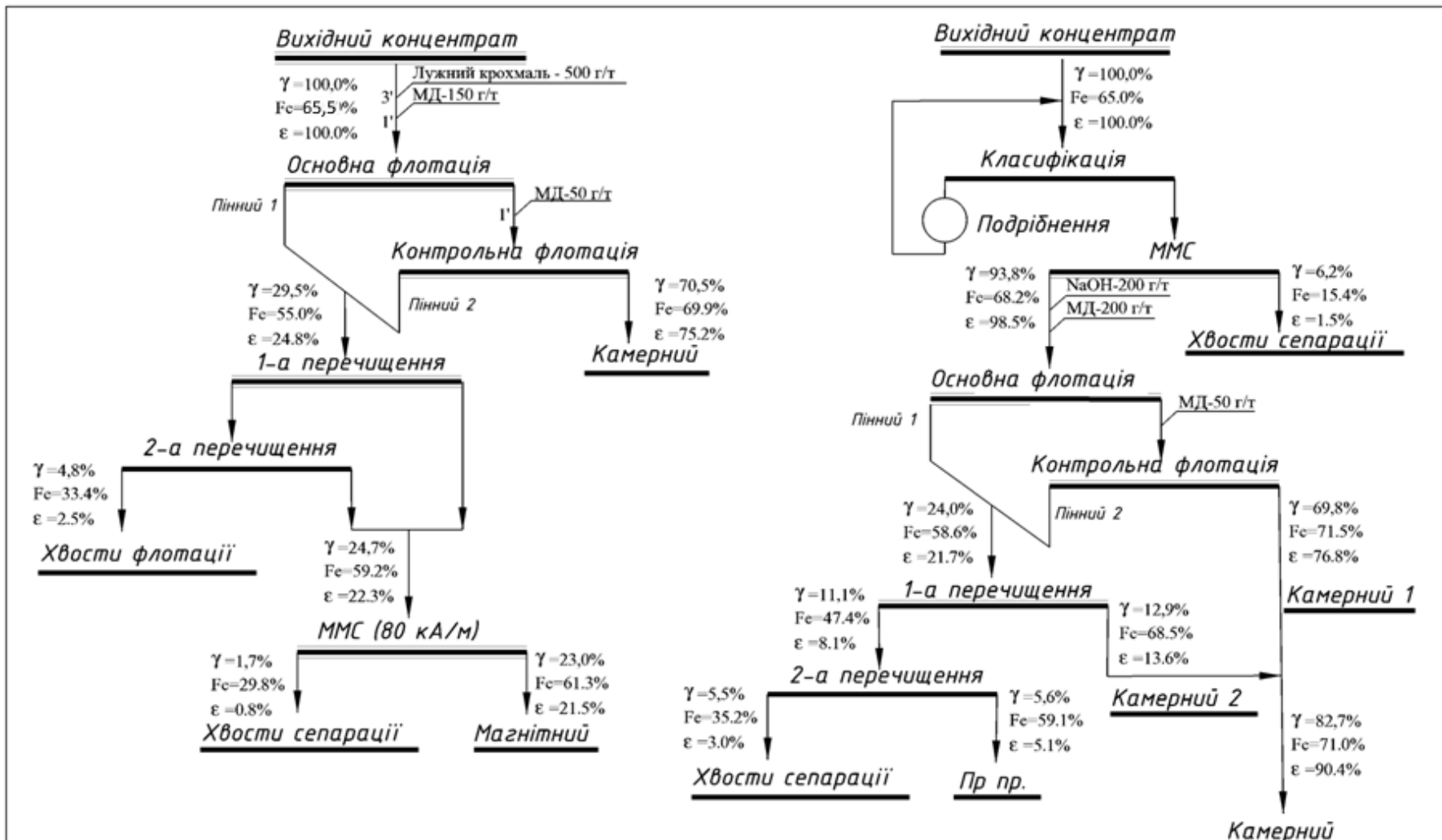


Рис. 4.2. - Схеми випробувань для отримання високоякісних концентратів із вмістом заліза 69,9 – 71,5% флотацією з перечистками пінних без доподрібненням та з доподрібненням вихідного концентрату.

Отже, залежність якості отриманого продукту при флотації магнетитового концентрату від крупності вихідної сировини є значною. Крупність концентрату безпосередньо впливає на ефективність флотації, селективність вилучення домішок і втрати корисного компонента.

Дослідження показали, що крупність матеріалу 40-74 мкм є оптимальною для процесу флотаційного збагачення, а саме часточки максимально взаємодіють з реагентами завдяки достатній площі поверхні частинок. Часточки крупністю <20 мкм збільшують ймовірність втрат магнетиту через його ненавмисну флотацію разом із пустою породою; утворення колоїдних частинок може ускладнювати процес видалення піни; збільшується споживання реагентів, оскільки поверхня частинок зростає. Часточки >100 мкм: знижують ефективність взаємодії реагентів із поверхнею частинок; осідають у флотаційній машині, погіршуючи селективність процесу.

#### ВИСНОКИ ЗА РОЗДІЛОМ 4

Під час випробувань флотуємості вихідних магнетитових концентратів було встановлено:

- серед випробуваних катіонних збирач кращі результати отримані зі збирачем – Флотігам V5444, Лілафлот 817М та Лілафлот МД – 20296;
- оптимальні витрати збирача на технічній воді Північного ГЗКу складають 200 – 250 г/т, на жорсткій воді оптимальні витрати зменшуються. Дробною подачею витрати збирача скорочуються на 20%;
- кращі результати отримані у лужному середовищі при рН=9,6 – 9,7 для Лілафлотів та рН=10,1 для Флотігаму V5444. для створення рН додається їдкий натр у кількості 200 – 300 г/т;
- застосування лужного крохмалю (500 г/т) підвищує селективність процесу флотації та вилучення заліза у концентрат, у деяких випадках – дозволяє знизити витрати збирача;
- кінетика процесу флотації показала можливість регулювання якості камерного продукту витратами колектору та часом флотації;
-

## РОЗДІЛ 5 РОЗРАХУНОК КІЛЬКІСНО-ЯКІСНОЇ ТА ВОДНО-ШЛАМОВОЇ СХЕМИ СХЕМ ПРАТ «ПІВНГЗК»

Технологічна схема отримання магнетитового концентрату з магнетитових кварцитів рис.5.1. У даній схемі процес подрібнення є найбільш енергоємним етапом у збагаченні корисних копалин. Його основна мета - досягти максимально можливого розкриття зростків мінеральних зерен у вихідній руді при мінімальних витратах електроенергії. Ефективність подрібнення значною мірою визначає якість подальшого збагачення.

Основні фактори вибору схеми подрібнення є: крупності вихідного матеріалу та необхідного кінцевого продукту; продуктивності збагачувальної фабрики за вихідною рудою та концентратом; необхідності стадійного збагачення; фізичні властивостей руди.

Оскільки подрібнення є найдорожчим процесом у збагачувальному циклі, важливо забезпечити максимальне розкриття зерен при мінімальних витратах енергії. Це досягається шляхом оптимізації схем подрібнення, які перевіряються у дослідній секції або безпосередньо на фабриці. Кінцева крупність матеріалу суттєво впливає на якість концентрату. Чим більш повно розкриті зростки, тим легше відділити мінеральні зерна та досягти високої якості продукту.

Для видалення тонких шламів із схеми подрібнення застосовується магнітна дешламація, яка дозволяє згущувати продукт для подальших етапів збагачення. Знешламливання відбувається зі зливами II та III стадії класифікації, а також після попередньої магнітної сепарації, що дозволяє видалити немагнітні тонкоподрібнені матеріали.

Подрібнення є основою для успішного збагачення, забезпечуючи оптимальні умови для подальших фізико-хімічних процесів. Це необхідно для всіх методів збагачення, за винятком спеціальних хімічних та гідрометалургійних методів.



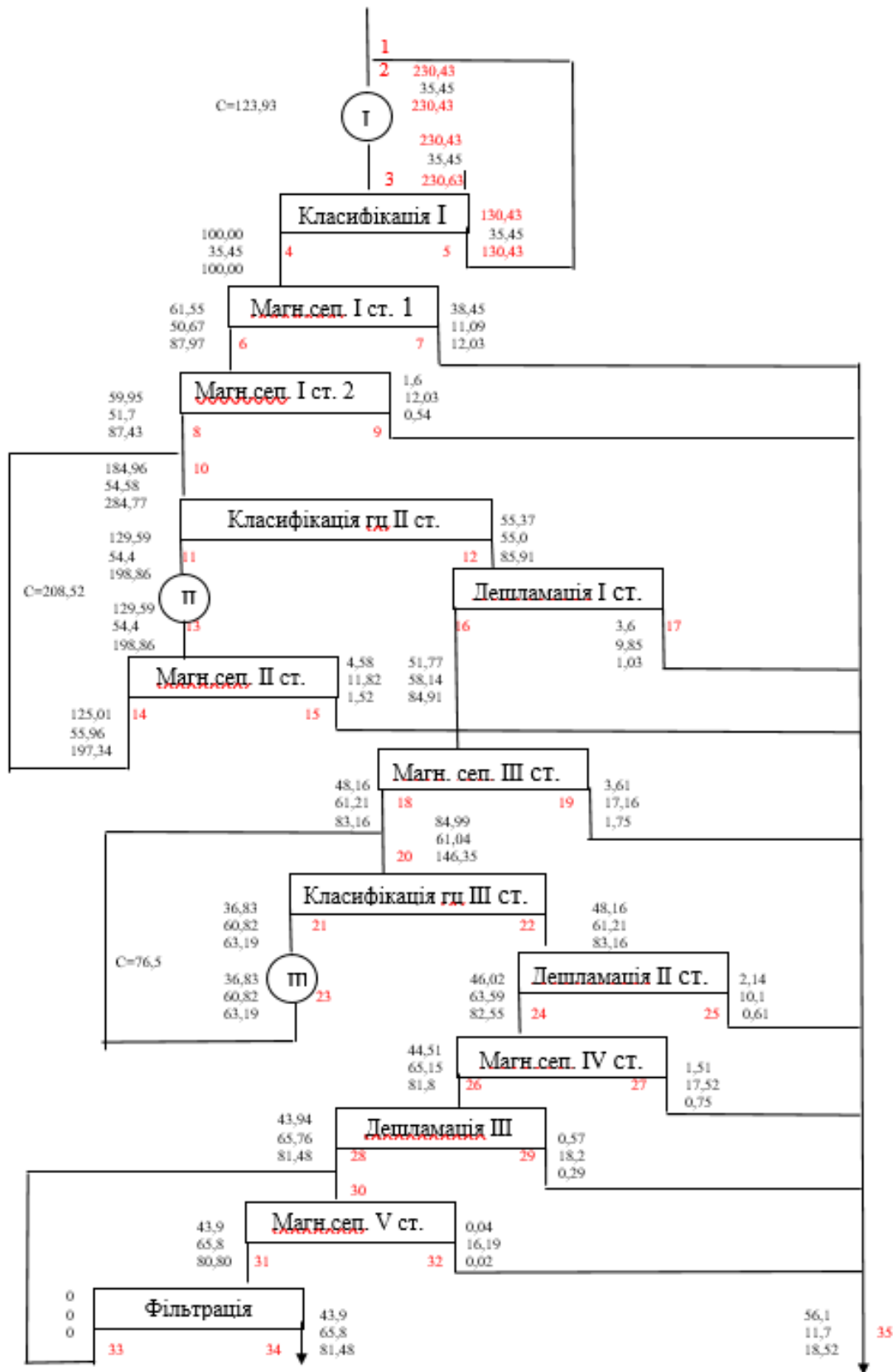


Рис. 5.1. - Технологічна схема збагачення магнетитових кварцитів ПрАТ «ПівнГЗК»

### 5.1. Продуктивність і режим роботи фабрики.

Продуктивність збагачувальної проекрованої фабрики залежить від потреби в її продукції (концентраті) та продуктивності гірничодобувного підприємства. При проектуванні фабрики вибирається така продуктивність, при якій термін служби підприємства повинен бути не меншим від економічно доцільного.

Під продуктивністю збагачувальної фабрики розуміють продуктивність її головного корпусу, тобто цеху збагачення.

При визначенні добової продуктивності збагачувальної фабрики можливі кілька варіантів. Збагачувальна фабрика розташована на центральному промисловому майданчику гірничодобувного підприємства. У цьому випадку продуктивність рудної збагачувальної фабрики повинна бути вищою від продуктивності кар'єрів, тому що вони працюють щодо видобутку руди нерівномірно.

Годинна продуктивність фабрики при річній продуктивності 23,8 млн.т по переробці руди визначається за формулою:

$$Q_1^p = \frac{Q_{\text{річн}}}{\text{роб.дн.} \cdot \text{роб.зм.} \cdot \text{роб.год.}} = \frac{23800000}{340 \cdot 2 \cdot 12} = 2916,67 \text{т/год.}$$

### 5.2. Призначення вихідних даних для розрахунку схеми та її розрахунок. Число вихідних показників:

$$N = c \cdot (n_p - a_p + 1) - 1,$$

де N - загальне число вихідних показників;

c - число розрахункових компонентів ( $c=e+1$ , де e - число обумовлених елементів, за якими розраховується схема);

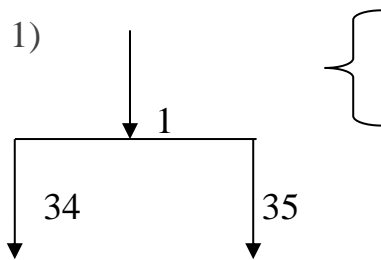
$n_p$ - число продуктів розділення;

$a_p$ - число операцій розділення.

$$N=2 \cdot (20 - 10+1) - 1=21.$$

За вихідними даними курсового проекту, результатами роботи збагачувальної фабрики РЗФ-1 ПРАТ «ПВНГЗК» та результатами випробувань значення вихідних показників будуть наступними:

$\gamma_1=100\%$ ;  $\beta_1=34,45\%$ ;  $\beta_6=50,67\%$ ;  $\beta_8=51,7\%$ ;  $\beta_9=12,03\%$ ;  $\beta_{11}=54,4\%$ ;  
 $\beta_{12}=55\%$ ;  $\beta_{14}=55,96\%$ ;  $\beta_{15}=11,82\%$   $\beta_{16}=58,14\%$ ;  $\beta_{17}=9,85\%$ ;  $\beta_{18}=61,21\%$ ;  
 $\beta_{19}=17,16\%$ ;  $\beta_{21}=60,82\%$ ;  $\beta_{24}=63,59\%$ ;  $\beta_{25}=10,1\%$ ;  $\beta_{26}=65,15\%$ ;  $\beta_{27}=17,52\%$ ;  
 $\beta_{28}=65,76\%$ ;  $\beta_{29}=18,2\%$ ;  $\beta_{32}=16,19\%$ ;  $\beta_{34}=65,8\%$ ;  $\beta_{35}=11,7\%$ .



$$\left\{ \begin{array}{l} \gamma_1 = \gamma_{34} + \gamma_{35} \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{34} \beta_{34} + \gamma_{35} \beta_{35} \end{array} \right.$$

$$\gamma_{35} = \frac{\gamma_1(\beta_{34} - \beta_1)}{\beta_{34} - \beta_{35}} = \frac{100 \cdot (65,8 - 34,45)}{65,8 - 11,7} = 57,95\%$$

$$\gamma_{34} = \gamma_1 - \gamma_{35} = 100 - 57,95 = 42,05\%$$

$$\gamma_{34} = \gamma_{31} = 42,05\%$$

Визначаємо вилучення корисного компоненту:

$$\varepsilon_1 = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1}{\beta_{\text{вих}}} = \frac{100 \cdot 34,45}{34,45} = 100\%$$

$$\varepsilon_4 = \frac{\gamma_4 \cdot \beta_4}{\beta_{\text{вих}}} = \frac{100 \cdot 34,45}{34,45} = 100\%$$

Визначаємо продуктивність за рудою:

$$Q_1^p = \frac{Q_{\text{річн}}}{350 \cdot 2 \cdot 12} = \frac{23800000}{340 \cdot 2 \cdot 12} = 2916,67 \text{ т/год,}$$

$$Q_1 = \frac{Q_1^p \cdot T_{\text{вих}}}{100} = \frac{2916,67 \cdot 97}{100} = 2829,17 \text{ т/год,}$$

$$Q_4 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_4}{100} = \frac{2829,17 \cdot 100}{100} = 2829,17 \text{ т/год,}$$

Далі схему 5.1. розбиваємо на подібні вузли та розраховуємо. Результати розрахунку заносимо в таблицю 5.1.

Прийнята технологічна схема дозволяє отримувати концентрат з якістю 65,8% з виходом продукту 42,05%, при вилученні заліза 80,32%. Вихід хвостів продукту збагачення при цьому складає 57,95% з якістю 11,7%, при вилученні заліза 19,68%

## 5.2. Розрахунок водно-шламової схеми збагачення корисних копалин

Метою проектування водно-шламової схеми збагачення є забезпечення оптимальних концентрацій пульпи (гідросумішей) у технологічних операціях і продуктах схеми; визначення кількості води, що додається в операції або видаляється з продуктів при зневодненні; визначення потреби збагачувальної фабрики у воді і складання балансу води.

Задані показники збагачення будуть досягнуті тільки в тому випадку, якщо всі технологічні операції будуть проходити при оптимальних розрідженостях. Значення розрідженостей встановлюються виходячи з експериментальних даних з урахуванням досвіду роботи збагачувальних фабрик-аналогів. Для успішного здійснення деяких технологічних операцій необхідно не тільки забезпечити оптимальну розрідженість у живленні, але й подавати в операцію певну кількість додаткової води (наприклад, підRESHІтна вода при відсадці). Оптимальні значення розрідженостей в операціях і

продуктах коливаються в широких межах залежно від властивостей матеріалу, що переробляється, і вимог до продуктів переробки.

У якості вихідних даних використовуємо вміст твердого у пульпі в операціях та продуктах, що встановлюється виходячи з експериментальних даних з урахуванням досвіду роботи збагачувальної фабрики РЗФ-1 ПРАТ «ПВНГЗК».

$T_1=97\%$ ;  $T_2=82\%$ ;  $T_4=42\%$ ;  $T_5=83,3\%$ ;  $T_6=53,1\%$ ;  $T_7=11,8\%$ ;  $T_8=51,8\%$ ;  $T_9=4,9\%$ ;  $T_{10}=34,39\%$ ;  $T_{11}=68,3\%$ ;  $T_{12}=15,9\%$ ;  $T_{13}=62\%$ ;  $T_{14}=55,1\%$ ;  $T_{15}=5,9\%$ ;  $T_{16}=58\%$ ;  $T_{17}=1\%$ ;  $T_{18}=50\%$ ;  $T_{19}=1,3\%$ ;  $T_{20}=22,25\%$ ;  $T_{21}=74\%$ ;  $T_{22}=14,5\%$ ;  $T_{23}=62\%$ ;  $T_{24}=60\%$ ;  $T_{25}=0,7\%$ ;  $T_{26}=45\%$ ;  $T_{27}=0,9\%$ ;  $T_{28}=45\%$ ;  $T_{29}=0,5\%$ ;  $T_{31}=59\%$ ;  $T_{32}=0,06\%$ ;  $T_{34}=90,2\%$ ;  $T_{35}=3,46\%$ .

1) Виконуємо розрахунок розрідження  $R$ , за формулою:

$$R_n = \frac{100 - T_n}{T_n}$$

$$R_1 = \frac{100 - T_1}{T_1} = \frac{100 - 97}{97} = 0,031;$$

$$R_2 = \frac{100 - T_2}{T_2} = \frac{100 - 82}{82} = 0,22;$$

$$R_3 = \frac{100 - T_3}{T_3} = \frac{100 - 82}{82} = 0,22;$$

$$R_4 = \frac{100 - T_4}{T_4} = \frac{100 - 42}{42} = 1,381;$$

$$R_5 = \frac{100 - T_5}{T_5} = \frac{100 - 83,3}{83,3} = 0,2;$$

$$R_6 = \frac{100 - T_6}{T_6} = \frac{100 - 53,1}{53,1} = 0,883;$$

$$R_7 = \frac{100 - T_7}{T_7} = \frac{100 - 11,8}{11,8} = 7,475;$$

2) Виконуємо розрахунок кількості води  $W$ , за формулою:

$$W_n = Q_n R_n,$$

$$W_1 = Q_1 \cdot R_1 = 2829,17 \cdot 0,031 = 87,7 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$W_2 = Q_2 \cdot R_2 = 6335,41 \cdot 0,22 = 1393,79 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$W_3 = Q_3 \cdot R_3 = 6335,41 \cdot 0,22 = 1393,79 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$W_4 = Q_4 \cdot R_4 = 2829,17 \cdot 1,381 = 3907,08 \text{ м}^3/\text{год};$$

Виконуємо розрахунок продуктивності за пульпою,  $\text{м}^3/\text{год}$ :

$$V_n = Q_n \cdot \left( \frac{1}{\lambda} + R_n \right),$$

$$V_1 = Q_1 \cdot \left( \frac{1}{\lambda} + R_1 \right) = 2829,17 \cdot \left( \frac{1}{3,38} + 0,031 \right) = 924,73 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$V_2 = Q_2 \cdot \left( \frac{1}{\lambda} + R_2 \right) = 6335,41 \cdot \left( \frac{1}{3,38} + 0,22 \right) = 3267,77 \text{ м}^3/\text{год};$$

4) Знаходимо кількість води, що додатково подається в операцію:

$$L_1 = W_1 - W_1 - W_5 = 1393,39 - 87,7 - 701,25 = 604,44 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{II} = W_{II} - W_3 = 4608,33 - 1393,39 = 3214,94 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{III} = W_{III} - W_4 = 10249,14 - 3907,08 = 6342,06 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{IV} = W_8 + W_9 - W_6 = 1512,42 + 840,17 - 1472,67 = 879,92 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_V = W_{11} + W_{12} - W_8 - W_{14} = 1630,55 + 7935,19 - 1512,42 - 2762,78 = 5290,54 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{VI} = W_{13} - W_{11} = 2154,15 - 1630,55 = 523,6 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{VII} = W_{14} + W_{15} - W_{13} = 2762,78 + 1980,87 - 2154,15 = 2589,5 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{VIII} = W_{16} + W_{17} - W_{12} = 1015,55 + 9663,39 - 7935,19 = 2743,75 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{IX} = W_{18} + W_{19} - W_{16} = 1304,81 + 7432,1 - 1015,55 = 7721,36 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_X = W_{21} + W_{22} - W_{18} - W_{23} = 350,25 + 7694,46 - 1304,81 - 611,68 = 6128,22 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{XI} = W_{23} - W_{21} = 685,3 - 350,25 = 335,05 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{XII} = W_{24} + W_{25} - W_{22} = 831,63 + 8227,71 - 7694,46 = 1775,25 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{XIII} = W_{26} + W_{27} - W_{24} = 1473,83 + 4485,92 - 831,63 = 6595,95 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{XIV} = W_{28} + W_{29} - W_{26} = 1454,8 + 3096,44 - 1473,83 = 3999,95 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$L_{XV} = 0;$$

$$L_{XVI} = 0.$$

За проведеними розрахунками виконуємо баланс води по технологічній схемі збагачувальної фабрики (табл. 5.2).

Таблиця 5.2 – Баланс води

Входить технологічний процес	В L, м <sup>3</sup> /год	Виходить технологічного процесу	З W, м <sup>3</sup> /год
З вихідною рудою W1	87,7	З продуктом W7	3557,59
Свіжа вода L <sub>I</sub>	604,44	З продуктом W9	840,17
Свіжа вода L <sub>II</sub>	3214,94	З продуктом W15	1980,87
Свіжа вода L <sub>III</sub>	1223,18	З продуктом W17	9663,39
Свіжа вода L <sub>IV</sub>	879,92	З продуктом W19	7432,1
Свіжа вода L <sub>V</sub>	5290,54	З продуктом W25	8227,71
Свіжа вода L <sub>VI</sub>	523,6	З продуктом W27	4485,92
Свіжа вода L <sub>VII</sub>	2589,51	З продуктом W29	3096,44

Свіжа вода L <sub>VIII</sub>	2743,75	З продуктом W <sub>32</sub>	1271,23
Свіжа вода L <sub>IX</sub>	7721,36	З продуктом W <sub>34</sub>	129,67
Свіжа вода L <sub>X</sub>	6128,22		
Свіжа вода L <sub>XI</sub>	315,32		
Свіжа вода L <sub>XII</sub>	1364,88		
Свіжа вода L <sub>XIII</sub>	5128,12		
Свіжа вода L <sub>XIV</sub>	3077,41		
Свіжа вода L <sub>XV</sub>	0		
Свіжа вода L <sub>XVI</sub>	0		
<b>Всього</b>	<b>40792,88</b>	<b>Всього</b>	<b>40792,88</b>

Таблиця 5.1 - Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем

№ з/п	Назва продукту (операції)	Вихід, %	Вміст корисного компоненту, %	Вилучення корисного компоненту, %	Продуктивність за рудою, т/год	Продуктивність за корисним компонентом, т/год	Продуктивність за водою, м <sup>3</sup> /год	Продуктивність за пульпою, м <sup>3</sup> /год	Розжиження, м <sup>3</sup> /т	Вміст твердого у пульпі, %
<b>I</b>	Подрібнення I ст									
	Входить:									
1	Вихідна руда	100	34,45	100	2829,17	974,65	87,7	924,73	0,031	97,0
5	Піски класифікації	123,93	34,45	123,93	3506,24	1207,88	701,25	1738,6	0,200	83,3
LI	Свіжа вода						604,44	604,44		
	Всього	223,93	34,45	223,93	6335,41	2182,53	1393,39	3267,77	0,220	82,0
	Виходить:									
3	Злив млина I ст.	223,93	34,45	223,93	6335,41	2182,53	1393,39	3267,77	0,220	82,0
	Всього	223,93	34,45	223,93	6335,41	2182,53	1393,39	3267,77	0,220	82,0
<b>II</b>	Класифікація I стадії									
	Входить:									
LII	Свіжа вода						3214,94	3214,94		
3	Злив млина I ст.	223,93	34,45	223,93	6335,41	2182,53	1393,39	3267,77	0,220	82,0
	Всього	223,93	34,45	223,93	6335,41	2182,53	4608,33	6482,71	0,727	57,89
	Виходить:									
4	Злив класифікатора	100	34,45	100	2829,17	974,65	3907,08	4744,11	1,381	42,0
5	Піски класифікації	123,93	34,45	123,93	3506,24	1207,88	701,25	1738,6	0,200	83,3

	Всього	223,93	34,45	223,93	6335,41	2182,53	4608,33	6482,71	0,727	57,89
<b>III</b>	Магнітна сепарація I ст. 1пр.									
	Входить:									
4	Злив класифікатора I ст.	100	34,45	100	2829,17	974,65	3907,08	4744,11	1,381	42,0
LIII	Свіжа вода						1123,18	1123,18		
	Всього	100	34,45	100	2829,17	974,65	5030,26	5867,29	1,778	36
	Виходить:									
6	Промпродукт магн.сеп.Іст.1пр.	58,95	50,67	86,71	1667,8	845,12	1472,67	1966,1	0,883	53,10
7	Хвосты магн.сеп.Іст.1пр.	41,5	11,15	13,29	1174,11	129,53	3557,59	3901,19	7,475	11,80
	Всього	100	34,45	100	2829,17	974,65	5030,26	5867,29	1,778	36
<b>IV</b>	Магнітна сепарація I ст.2пр.									
	Входить:									
6	Промпродукт магн.сеп.Іст.1пр.	58,95	50,67	86,71	1667,8	845,12	1472,67	1966,1	0,883	53,10
LIV	Свіжа вода						879,92	879,92		
	Всього	58,95	50,67	86,71	1667,8	845,12	2352,59	2846,02	1,411	41,48
	Виходить:									
8	Промпродукт магн.сеп.Іст.2пр.	57,42	51,7	86,17	1624,51	839,86	1512,42	1993,04	0,931	51,80
9	Хвосты магн.сеп.Іст.1пр.	1,53	12,03	0,54	43,29	5,26	840,17	852,98	19,408	4,90
	Всього	58,95	50,67	86,71	1667,8	845,12	2352,59	2846,02	1,411	41,48
<b>V</b>	Класифікація г/ц II стадії									
	Входить:									
8	Промпродукт магн.сеп.Іст.2пр.	57,42	51,7	86,17	1624,51	839,86	1512,42	1993,04	0,931	51,8
14	Промпродукт магн.сеп.ІІст.	119,82	55,96	194,63	3389,91	1896,96	2762,78	3765,71	0,815	55,1
LV	Свіжа вода						5290,53	5290,53		
	Всього	177,24	54,58	280,8	5014,42	2736,82	9565,73	11049,29	1,908	34,39
	Виходить:									
12	Злив класифікатора г/ц II стадії	53,03	55	84,66	1500,32	825,14	7935,19	8379,08	5,289	15,9



11	Піски класифікації г/ц II стадії	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	1630,54	2670,21	0,464	68,3
	Всього	177,24	54,58	280,8	5014,42	2736,82	9565,73	11049,29	1,908	34,39
<b>VI</b>	Подрібнення II ст									
	Входить:									
11	Піски класифікації г/ц II стадії	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	1630,54	2670,21	0,464	68,3
LVI	Свіжа вода						523,6	670,58		
	Всього	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	2154,14	3193,81	0,613	62,00
	Виходить:									
13	Злив млина II ст.	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	2154,14	3193,81	0,613	62
	Всього	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	2154,14	3193,81	0,613	62
<b>VII</b>	Магнітна сепарація II ст.									
	Входить:									
13	Злив млина II ст.	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	2154,14	3193,81	0,613	62
VII	Свіжа вода						2589,51	3316,17		
	Всього	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	4743,65	6509,98	1,35	42,56
	Виходить:									
14	Промпродукт магн.сеп.II ст.	119,82	55,96	194,63	3389,91	1896,96	2762,78	3765,71	0,815	55,1
15	Хвости магн.сеп.II ст.	4,39	11,82	1,51	124,2	14,72	1980,87	2017,62	15,949	5,9
	Всього	124,21	54,4	196,14	3514,1	1911,68	4743,65	6509,98	1,35	42,56

<b>VIII</b>	Дешламація I ст.									
	Входить:									
12	Злив класифікатора г/ц II стадії	53,03	55	84,66	1500,31	825,14	7935,19	8379,08	5,289	15,9
L VIII	Свіжа вода						2743,75	2743,75		
	Всього	53,03	55,0	84,66	1500,31	825,14	10678,94	11122,82	7,117	12,32
	Виходить:									
16	Магніт. продукт дешламації I ст.	49,58	58,14	83,67	1402,7	815,49	1015,55	1430,55	0,724	58,0
17	Хвости дешламації I ст.	3,45	9,85	0,99	97,61	9,65	9663,39	9692,27	99	1,0
	Всього	53,03	55,0	84,66	1500,31	825,14	10678,94	11122,82	7,117	12,32
<b>IX</b>	Магнітн.сепарація III ст.									
	Входить:									
16	Промпродукт магн.дешл. I ст.	49,58	58,14	83,67	1402,7	815,49	1015,55	1430,55	0,724	58
L IX	Свіжа вода						7721,36	7721,36		
	Всього	49,58	58,14	83,67	1402,7	815,49	8736,91	9151,91	6,229	13,83
	Виходить:									
18	Промпродукт Магн.сепар. III ст.	46,12	61,21	81,95	1304,81	798,73	1304,81	1690,85	1	50
19	Хвости Магн.сепар. III ст.	3,46	17,16	1,72	97,89	16,76	7432,1	7461,06	75,923	1,3
	Всього	49,58	58,14	83,67	1402,7	815,49	8736,91	9151,91	6,229	13,83
<b>X</b>	Класифікація г/ц III стадії									
	Входить:									
18	Промпродукт Магн.сепар. III ст.	46,12	61,21	81,95	1304,81	798,73	1304,81	1690,85	1	50
L X	Свіжа вода						6128,22	6128,22		
23	Злив млина III ст.	35,27	60,82	62,27	997,85	606,91	611,68	906,9	0,613	62,0
	Всього	81,39	61,04	144,22	2302,66	1405,64	8044,71	8725,97	3,494	22,25
	Виходить:									
21	Піски класифікації г/ц III стадії	35,27	60,82	62,27	997,85	606,91	350,25	645,47	0,351	74
22	Злив класифікації г/ц III стадії	46,12	61,21	81,95	1304,81	798,73	7694,46	8080,5	5,897	14,5
	Всього	81,39	61,04	144,22	2302,66	1405,64	8044,71	8725,97	3,494	22,25

<b>XI</b>	Подрібнення III ст.									
	Входить:									
21	Піски класифікації г/ц III стадії	35,27	60,82	62,27	997,85	606,91	350,25	645,47	0,351	74,0
<b>XI</b>	Свіжа вода						315,32	335,05		
	Всього	35,27	60,82	62,27	997,85	606,91	665,57	960,79	0,667	60
	Виходить:									
23	Злив млина Подрібнення III ст.	35,27	60,82	62,27	997,85	606,91	665,57	960,79	0,667	60,0
	Всього	35,27	60,82	62,27	997,85	606,91	665,57	960,79	0,667	60,0
<b>XII</b>	Дешламація II ст.									
	Входить:									
22	Злив класифікації г/ц III стадії	46,12	61,21	81,95	1304,81	798,73	7694,46	8080,50	5,90	14,50
<b>LXII</b>	Свіжа вода						1364,88	1364,88		
	Всього	46,12	61,21	81,95	1304,81	798,73	9059,34	9445,38	6,943	12,59
	Виходить:									
24	Промпродукт Дешламації II ст.	44,07	63,59	81,35	1246,82	792,88	831,63	1200,51	0,667	60,0
25	Піски Дешламації II ст.	2,05	10,10	0,6	58	5,85	8227,71	8244,87	141,857	0,70
	Всього	46,12	61,21	81,95	1304,81	798,73	9059,34	9445,38	6,943	12,59
<b>XIII</b>	Магн.сепар.IVст.									
	Входить:									
24	Промпродукт.дешл.II ст.	44,07	63,59	81,35	1246,82	792,88	831,63	1200,51	0,667	60,0
<b>LXIII</b>	Свіжа вода						5128,12	5128,12		
	Всього	44,07	63,59	81,35	1246,82	792,88	5959,75	6328,63	4,78	17,3
	Виходить:									
26	Промпродукт магн.сепар.IVст.	42,63	65,15	80,62	1206,08	785,76	1473,83	1830,66	1,222	45,0
27	Хвости магн.сепар.IVст.	1,44	17,52	0,73	40,74	7,11	4485,92	4497,97	110,111	0,90
	Всього	44,07	63,59	81,35	1246,82	792,88	5959,75	6328,63	4,78	17,3
<b>XIV</b>	Магніт.сепар.V ст									
	Входить:									
26	Промпрод.магн.сепар.IVст	42,63	65,15	80,62	1206,08	785,76	1473,83	1830,66	1,222	45,0

LXIV	Свіжа вода						3077,41	3077,41		
	Всього	42,63	65,15	80,62	1206,08	785,76	4551,24	4908,07	3,773	20,95
	Виходить:									
28	Промпрод.магн.сепар. Vст.	42,08	65,76	80,33	1190,51	782,94	1454,8	1807,02	1,222	45,0
29	Хвосты магн.сепар. Vст.	0,55	18,2	0,29	15,56	2,83	3096,44	3101,04	199	0,5
	Всього	42,63	65,15	80,62	1206,08	785,76	4551,24	4908,07	3,773	20,95
<b>XV</b>	Дешламація III ст.									
	Входить:									
28	Промпрод.магн.сепар. Vст.	42,08	65,76	80,33	1190,51	782,94	1454,8	1807,02	1,222	45,0
LXV	Свіжа вода						0	0		
33	Фільтрат						697,15	697,15		
	Всього	42,08	65,76	80,33	1190,51	782,94	2151,95	2504,17	1,807	35,62
	Виходить:									
31	Розван.дешлаMAT. IIIст.	42,05	65,8	80,32	1189,67	782,84	826,82	1178,79	0,695	59
32	Хвосты дешламації IIIст.	0,03	16,19	0,01	0,85	0,1	1325,13	1271,48	1665,667	0,06
	Всього	42,08	65,76	80,33	1190,51	782,94	2151,95	2504,17	1,807	35,62
<b>XVI</b>	Фільтрація									
	Входить:									
31	Розван.дешлаMAT. IIIст.	42,05	65,8	80,32	1189,67	782,84	826,82	1178,79	0,695	59,0
	Всього	42,05	65,8	80,32	1189,67	782,84	826,82	1178,79	0,695	59,0
	Виходить:									
33	Фільтрат						697,15	697,15		
34	Кек	42,05	65,8	80,32	1189,67	782,84	129,67	481,64	0,109	90,2
	Всього	42,05	65,8	80,32	1189,67	782,84	826,82	1178,79	0,695	59,0

Розрахуємо питомі витрати води по збагачувальній фабриці на 1т руди та 1т концентрату за формулою:

$$q_{\text{п}} = \sum L / Q_{\text{п}} \quad (4.4)$$

Питомі витрати води на 1т руди складають м<sup>3</sup>:

$$q_{\text{р}} = 40792,88 / 2829,17 = 14,42 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Питомі витрати води на 1т концентрату складають м<sup>3</sup>:

$$q_{\text{к}} = 40792,88 / 1189,67 = 34,29 \text{ м}^3/\text{т}.$$

В результаті розрахунку водно-шламової схеми збагачення було встановлено питомі витрати води 1 т руди та 1 т концентрату – 14,42м<sup>3</sup>/т та 34,29 м<sup>3</sup>/т відповідно.

### 5.3 Вибір та розрахунок обладнання

Для вибору збагачувального обладнання необхідно вирішити три основні питання - тип апарату, визначення його продуктивності і його оптимальний розмір зі сторони техніко-економічних показників, та в зв'язку з цим оптимальна кількість даних апаратів. Тип апарату залежить від фізичних властивостей та крупності збагачуваного матеріалу. Головну роль відіграють дані щодо експлуатації даних апаратів, що вже функціонують на фабриках з подібними умовами до тої, що проектуємо. Продуктивність збагачувальних апаратів залежить від багатьох факторів та може бути розрахована декількома методами. Будемо визначати продуктивність за нормами навантаження. Обов'язково врахуємо резервне обладнання: на кожні 3-4 од. вакуум-фільтрів одну запасну одиницю обладнання, а число носіїв і гідроциклонів продублюємо (мінімальний резерв – 50%). Резерв не передбачається для операцій подрібнення, збагачення та згущення. Для такого обладнання передбачено час для ремонту та огляду.

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

Стержневі млини з центральним розвантаженням (МСЦ) застосовують для мокрого грубого подрібнення різних матеріалів крупністю до 20 мм (іноді до 40 мм) з одержанням подрібненого продукту з максимальною крупністю 0,5-6 мм. Подрібнений продукт виходить одноманітним і рівномірним за крупністю та являє собою ідеальне живлення для кульових млинів. Стержневі млини звичайно працюють у першій стадії багатостадійних схем збагачення, коли подрібнений продукт першої стадії направляють у цикл збагачення (наприклад, у схемах збагачення магнетитових, олов'яних, вольфрамитових руд). Стержневі млини застосовують також у першій стадії подрібнення поліметалічних руд.

Кульові млини з центральним розвантаженням (МШЦ) застосовують для одержання тонкоподрібненого продукту з максимальною крупністю до 0,2 мм. Подрібнений продукт кульових млинів більш рівномірний за крупністю, ніж у стержневих. Щоб уникнути переподрібнення матеріалу, кульові млини звичайно використовують у замкненому циклі з гідроциклонами.

Оптимальним живленням для млинів цього типу є подрібнений продукт стержневих млинів крупністю до 6 мм або інший аналогічний матеріал.

Кульові млини з розвантаженням через решітки (МШР) застосовують для одержання продукту з максимальною крупністю частинок до 0,4 мм. Оптимальні результати подрібнення в млинах цього типу одержують при живленні їх продуктом дробарок дрібного дроблення крупністю до 10 мм. У млини можна завантажувати і більш крупний матеріал (до 40 мм) при відповідному зниженні питомої продуктивності. Млини типу МШР мають велику питому продуктивність у порівнянні з млинами типу МШЦ, але більш складні в конструктивному відношенні. Млини типу МШР застосовують у схемах переробки середньовкраплених руд і в першій стадії збагачення руд з агрегатним вкрапленням, які переробляють за багатостадійними схемами.

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

Розрахунок млинів виконується за допомогою програми «OPID-5I».

Вихідними даними для розрахунку на ЕОМ є:

- 1) аналог фабрики;
- 2) коефіцієнт подрібнення – Кп;
- 3) вміст класу -0,056 мм у вихідній руді, ч.од;
- 4) вміст класу -0,056 мм у млині I ст. подрібнення, ч.од;
- 5) вміст класу -0,056 мм у млині II ст. подрібнення, ч.од;
- 6) вміст класу -0,056 мм у млині III ст. подрібнення, ч.од;
- 7) крупність вихідної руди, мм;
- 8) продуктивність продукту, який надходить у млин I ст. т/г;
- 9) продуктивність по продукту, який надходить у млин III ст., т/г;
- 10) продуктивність по продукту, який надходить у млин III ст. подрібнення, т/г.

Вихідні дані оформлюються як бланк заказу (табл. 5.3).

Таблиця 5.3 Бланк заказу для розрахунку за програмою «OPID-5I»

6/1/0,047/0,64/0,9/0,986/18/2829,17/3514,11/997,85
OPID-5I

Таблиця 5.1.2 - Результати розрахунку

ааналог=6 ки=1.000 альфар1=0.047 бетар1=0.640 бетар2=0.900 бетар3=0.986  
 круп1=18.0mm произв1=2829.2t/ч произв2=3514.1t/ч произв3= 997.8t/ч  
 результаты расчета (возможные варианты мельниц)

=====													
1 стадия				2 стадия				3 стадия				суммарные показатели:	
=====													
вариант:													
n : типоразмер: количество, шт				: типоразмер: количество, шт				: типоразмер: количество, шт				:	
колич. мельниц : масса: мощность				: мельниц : расчет: принято:				мельниц : расчет: принято:				расчет: принято:	
t : kbt =====													
1	мшр36-50	18	18	мшц45-60	17	18	мшц36-55	15	18	50	54	12420.0	90000
2	мшр40-50	14	15	мшц45-80	13	15	мшц36-55	15	15	42	45	13275.0	96000
3	мшр40-50	14	14	мшц45-80	13	14	мшц40-55	11	14	38	42	13510.0	100100
4	мшр36-40	22	22	мшц55-65	9	11	мшц40-55	11	11	42	44	13860.0	88000
5	мшр45-50	10	11	мшц55-65	9	11	мшц40-55	11	11	30	33	13640.0	93500
6	мшр36-50	18	18	мшц55-65	9	9	мшц45-55	8	9	35	36	11970.0	81000
7	мшр45-50	10	10	мшц55-65	9	10	мшц45-55	8	10	27	30	13000.0	90000
8	мшр36-50	18	18	мшц55-65	9	9	мшц45-60	8	9	35	36	12375.0	81000
9	мшр45-50	10	10	мшц55-65	9	10	мшц45-60	8	10	27	30	13450.0	90000

Обираємо більш економічно вигідний варіант, який має меншу сумарну масу і сумарну потужність, а саме варіант 6 який містить:

I стадія – 18 млинів МШР 36-50;

II стадія – 9 млинів МШЦ 55-65;

III стадія – 9 млинів МШЦ 45-55.

Робимо розрахунок кількості секцій із співвідношення 2:1:1 та приймаємо 9 секцій.

При виборі класифікуючого обладнання приймаємо до уваги, що спіральні класифікатори в порівнянні з гідроциклонами менше витрачають електроенергії, можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають більш тривалі міжремонтні періоди. Основний їхній недолік – висока вартість, менша питома продуктивність та ефективність, великі габаритні розміри. З цієї причини при проектуванні збагачувальної фабрики для встановлення рекомендуються гідроциклони.

Гідроциклони застосовуються для операцій класифікації за крупністю і знешламлювання продуктів подрібнення. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення.

На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 10° і великі типорозміри з кутом конусності 20°. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів - з низьким тиском.

Розрахунок класифікуючого обладнання виконується за допомогою програми «ОРІД-6».

Вихідні дані для розрахунку для кожної стадії:

- 1) вміст твердого в операції, %;
- 2) Кількість пульпи в операції, м<sup>3</sup>/г;

- 3) Щільність руди – т/м<sup>3</sup>;
- 4) Вміст класу -0,056 мм в операції –%;
- 5) Кількість млинів у стадії;
- 6) Продуктивність за пісками – т/г;
- 7) Продуктивність за зливом –т/г;
- 8) Кут нахилу класифікатора – 16<sup>0</sup>.

Вихідні дані оформлюються як бланк заказу (табл.5.4).

Таблиця 5.4. Бланк заказу для розрахунку за програмою «OPID-6»

57,89 / 6482,71 / 3,38 / 67,2 / 18 / 3506,24 / 2829,17 / 16
34,39 / 11049,29 / 3,38 / 95,2 / 9 / 3514,1 / 1500,32 / 16
6,21 / 8725,97 / 3,38 / 99,2 / 9 / 997,85 / 1304,81 / 16
OPID-6

Таблиця 5.5 - Результати розрахунку

исходные данные:  
 tb=57.9% объем пульпы= 6482.7м3/час delta=3.38т/м3 бета=67.2% n секций=18шт  
 qпески=3506.2т/часqслива= 2829.2т/час alfa=16.град  
 пригоден классификатор:  
 2kch-30 d= 3000.mm p=72.0t n= 40kbt 3.0об/мин  
 расчет закончен

исходные данные:  
 tb=34.4% объем пульпы=11049.3м3/час delta=3.38т/м3 бета=95.2% n секций= 9шт qпески=  
 3514.1т/часqслива= 1500.3т/час  
 alfa=16.град

номер	типоразмер	количество гидроциклов	суммарная	давление	производительность
варианта	гидроциклона	расчетное	принятое на одну	мпа	гидроциклона,м3/час
		секцию	t		
1	гц-250	196.0	198	22	43.6 0.10 56.4
2	гц-250	160.0	162	18	35.6 0.15 69.0
3	гц-250	138.6	144	16	31.7 0.20 79.7
4	гц-360	106.1	108	12	43.2 0.10 104.2
5	гц-360	86.6	90	10	36.0 0.15 127.6
6	гц-360	75.0	81	9	32.4 0.20 147.3
7	гц-500	56.0	63	7	37.8 0.10 197.3
8	гц-500	45.7	54	6	32.4 0.15 241.7
9	гц-500	39.6	45	5	27.0 0.20 279.1
10	гц-710	40.9	45	5	65.2 0.10 269.8
11	гц-710	33.4	36	4	52.2 0.15 330.5
12	гц-710	29.0	36	4	52.2 0.20 381.6
13	гц-1000	24.4	27	3	64.8 0.10 452.8
14	гц-1000	19.9	27	3	64.8 0.15 554.5
15	гц-1000	17.3	18	2	43.2 0.20 640.3

расчет закончен

исходные данные:  
 tb= 6.2% объем пульпы= 8726.0м3/час delta=3.38т/м3 бета=99.2% n секций= 9шт qпески=  
 997.8т/часqслива= 1304.8т/час  
 alfa=16.град  
 номер типоразмер количество гидроциклов суммарная давление производительность



варианта	гидроциклона	расчетное	принятое	на одну	масса	мпа	гидроциклона,м3/час
	секцию	t					
1	гц-250	154.8	162	18	35.6	0.10	56.4
2	гц-250	126.4	135	15	29.7	0.15	69.0
3	гц-250	109.4	117	13	25.7	0.20	79.7
4	гц-360	83.8	90	10	36.0	0.10	104.2
5	гц-360	68.4	72	8	28.8	0.15	127.6
6	гц-360	59.2	63	7	25.2	0.20	147.3
7	гц-500	44.2	45	5	27.0	0.10	197.3
8	гц-500	36.1	45	5	27.0	0.15	241.7
9	гц-500	31.3	36	4	21.6	0.20	279.1

расчет закончен

Опираючись на запропоновані результати розрахунків ОПІД-6 та порівнявши всі варіанти, приймаємо варіант котрий має меншу сумарну масу та більший тиск:

I стадія – класифікатор 2КСН-30;

II стадія – гідроциклон ГЦ-500 в кількості 5од. на секцію. З урахуванням резерву 50% встановлюємо ГЦ-500 по 8 од. на секцію, у кожній: 5 – робочих, 3 – резервних. Тобто на фабрику = 9 x 8 = 72 од.

III стадія – гідроциклон ГЦ-500 в кількості 4од. на секцію. З урахуванням резерву встановлюємо ГЦ-500 по 6 од. на секцію, у кожній: 4 – робочих, 2 – резервних. Тобто на фабрику = 9 x 6 = 54 од.

Магнітне збагачення засноване на використанні відмінностей в магнітних властивостях мінералів, що розподіляються. Процес може проходити в постійних та перемінних магнітних полях. Вибір типу сепаратору залежить від магнітної сприйнятливості мінералів, що вилучаються в концентрат, крупності живлення, середовищі, у якому здійснюється сепарація, вимог до якості продуктів збагачення.

Приймаючи досвід фабрики ПРАТ «ПВНГЗК», яка переробляє схожу за властивостями сировину, розглянемо та розрахуємо варіанти сепараторів типу ПБМ зі слабким полем для мокрого збагачення для 5 стадій збагачення, а саме: ПБМ-90/250, ПБМ-120/250, ПБМ-120/300. Розрахунок продуктивності сепараторів для мокрого збагачення визначимо за питомою продуктивністю на одиницю довжини робочого елемента (барабана).

Тому, розрахунок варіантів сепараторів для магнітної сепарації, кількість секцій n=9, питому продуктивність q сепараторів приймаємо за показниками фабрики-аналога.

Продуктивність сепаратору визначається як:

$$Q = qn \cdot (L - 0,1), \quad (5.1)$$

де q – питома продуктивність, т/год·м;

n – число головних робочих елементів сепаратора;

L – довжина робочого елемента (барабана, валка).

Необхідне число сепараторів визначаємо за формулою:

$$n = \frac{Q_{\text{жив}}}{Q_{\text{сеп}}}, \quad (5.3.2)$$

де  $Q_{\text{жив}}$  – вага продукту, що надходить на сепарацію, т/год;  
 $Q_{\text{сеп}}$  – продуктивність одного сепаратора, т/год;

I стадія магнітної сепарації, 1 прийом.

На магнітну сепарацію надходить злив I стадії класифікації  $Q_4=2829,17$  т/год. Питоме навантаження складає  $q=29,78$  т/год·м,  $q=32,42$  т/год·м,  $q=36$  т/год·м.

#### ПБМ-90/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 29,78 \cdot 1(2,5-0,1) = 71,47 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_4}{nQ_{90/250}} = \frac{2829,17}{71,47 \cdot 9} = 4,4, \text{ приймаємо } 5 \text{ од.}$$

#### ПБМ-120/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 32,42 \cdot 1(2,5-0,1) = 77,81 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_4}{nQ_{120/250}} = \frac{2829,17}{77,81 \cdot 9} = 4, \text{ приймаємо } 4 \text{ од.}$$

#### ПБМ-120/300

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 36 \cdot 1(3,0-0,1) = 104,4 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_4}{nQ_{120/300}} = \frac{2829,17}{104,4 \cdot 9} = 3, \text{ приймаємо } 3 \text{ од.}$$

I стадія магнітної сепарації, 2 прийом.

На збагачення надходить промпродукт зливу магнітної сепарації 1 прийому  $Q_6=1592,89$  т/год. Питоме навантаження складає  $q=24,37$  т/год·м,  $q=31,35$  т/год·м,  $q=34,22$  т/год·м відповідно.

#### ПБМ-90/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 24,37 \cdot 1(2,5-0,1) = 58,49 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_6}{nQ_{90/250}} = \frac{1667,8}{58,49 \cdot 9} = 3,2, \text{ приймаємо 4 од.}$$

#### ПБМ-120/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 31,35 \cdot 1(2,5-0,1) = 75,24 \text{ т/год};$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_6}{nQ_{120/250}} = \frac{1667,8}{75,24 \cdot 9} = 2,5, \text{ приймаємо 3 од.}$

#### ПБМ-120/300

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 34,22 \cdot 1(3,0-0,1) = 99,24 \text{ т/год};$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_6}{nQ_{120/300}} = \frac{1667,8}{99,24 \cdot 9} = 1,9, \text{ приймаємо 2 од.}$

### II стадія магнітної сепарації.

На магнітну сепарацію надходить злив млина II стадії подрібнення  $Q_{13} = 3514,11 \text{ т/год}$ . Питоме навантаження складає  $q = 21,82 \text{ т/год} \cdot \text{м}$ ,  $q = 27,21 \text{ т/год} \cdot \text{м}$ ,  $q = 31,35 \text{ т/год} \cdot \text{м}$  відповідно.

#### ПБМ-90/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 21,82 \cdot 1(2,5-0,1) = 52,38 \text{ т/год};$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_{13}}{nQ_{90/250}} = \frac{3514,11}{52,38 \cdot 9} = 7,5, \text{ приймаємо 8 од.}$

#### ПБМ-120/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 27,21 \cdot 1(2,5-0,1) = 65,3 \text{ т/год};$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_{13}}{nQ_{120/250}} = \frac{3514,11}{65,3 \cdot 9} = 6, \text{ приймаємо 6 од.}$

#### ПБМ-120/300

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 31,15 \cdot 1(3,0-0,1) = 90,33 \text{ т/год};$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_{13}}{nQ_{120/300}} = \frac{3514,11}{90,33 \cdot 9} = 4,3, \text{ приймаємо 5 од.}$

### III стадія магнітної сепарації.

На третю стадію магнітної сепарації надходить продукт дешламації I ст.  $Q_{16}=1402,7$  т/год. Питоме навантаження складає  $q=18,47$  т/год·м,  $q=23,75$  т/год·м,  $q=26,28$  т/год·м відповідно.

#### ПБМ-90/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 18,47 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 44,33 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_{16}}{nQ_{90/250}} = \frac{1402,7}{44,33 \cdot 9} = 3,5, \text{ приймаємо } 4 \text{ од.}$$

#### ПБМ-120/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 23,75 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 57 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_{16}}{nQ_{120/250}} = \frac{1402,7}{57 \cdot 9} = 2,7, \text{ приймаємо } 3 \text{ од.}$$

#### ПБМ-120/300

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 26,28 \cdot 1(3,0 - 0,1) = 76,21 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_{16}}{nQ_{120/300}} = \frac{1402,7}{76,21 \cdot 9} = 2, \text{ приймаємо } 2 \text{ од.}$$

### IV стадія магнітної сепарації

На третю стадію магнітної сепарації надходить продукт дешламації II ст.  $Q_{24}=1246,82$  т/год. Питоме навантаження складає  $q=14,46$  т/год·м,  $q=17,31$  т/год·м,  $q=19,82$  т/год·м відповідно.

#### ПБМ-90/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 14,46 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 34,7 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_{24}}{nQ_{90/250}} = \frac{1246,82}{34,7 \cdot 9} = 4, \text{ приймаємо } 4 \text{ од.}$$

#### ПБМ-120/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 17,31 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 41,54 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_{24}}{nQ_{120/250}} = \frac{1246,82}{41,54 \cdot 9} = 3,3, \text{ приймаємо 4 од.}$$

#### ПБМ-120/300

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 19,82 \cdot 1(3,0 - 0,1) = 57,48 \text{ т/год};$
2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_{24}}{nQ_{120/300}} = \frac{1246,82}{57,48 \cdot 9} = 2,4, \text{ приймаємо 3 од.}$

#### V стадія магнітної сепарації

На третю стадію магнітної сепарації надходить продукт дешламації II ст.  $Q_{28} = 1190,51 \text{ т/год}$ . Питоме навантаження складає  $q = 11,28 \text{ т/год} \cdot \text{м}$ ,  $q = 13,43 \text{ т/год} \cdot \text{м}$ ,  $q = 14,25 \text{ т/год} \cdot \text{м}$  відповідно.

#### ПБМ-90/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 11,28 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 27,07 \text{ т/год};$
2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_{28}}{nQ_{90/250}} = \frac{1190,51}{27,07 \cdot 9} = 4,9, \text{ приймаємо 5 од.}$

#### ПБМ-120/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 13,43 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 32,23 \text{ т/год};$
2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_{28}}{nQ_{120/250}} = \frac{1190,51}{32,23 \cdot 9} = 4,1, \text{ приймаємо 5 од.}$

#### ПБМ-120/300

1. Визначаємо продуктивність сепаратора  
 $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 14,25 \cdot 1(3,0 - 0,1) = 41,33 \text{ т/год};$
2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію  
 $n_{\text{сек}} = \frac{Q_{28}}{nQ_{120/300}} = \frac{1190,51}{41,33 \cdot 9} = 3,2, \text{ приймаємо 4 од.}$

Результати розрахунку заносимо до таблиці 5.6.

Таблиця 5.6 – Результати розрахунку обладнання для магнітної сепарації

Стадія ММС	n на секц	n на фабр	P, I од.кВт	Pфабр, кВт	m I од.,т	mфабр, т	Тип сепаратора
Іст., 1 пр.	5	45	4	180	3,3	148,5	ПБМ-90/250
Іст., 1 пр.	4	36	5,8	208,8	4	144	ПБМ-120/250
Іст., 1 пр.	3	27	7,5	202,5	5,5	148,5	ПБМ-120/300

Іст.,2 пр.	4	36	4	144	3,3	118,8	ПБМ-90/250
Іст.,2 пр.	3	27	5,8	156,6	4	108	ПБМ-120/250
Іст.,2 пр.	2	18	7,5	135	5,5	99	ПБМ-120/300
II	8	72	4	288	3,3	237,6	ПБМ-90/250
II	6	54	5,8	313,2	4	216	ПБМ-120/250
II	5	45	7,5	337,5	5,5	247,5	ПБМ-120/300
III	4	36	4	144	3,3	118,8	ПБМ-90/250
III	3	27	5,8	156,6	4	108	ПБМ-120/250
III	2	18	7,5	135	5,5	99	ПБМ-120/300
IV	4	36	4	144	3,3	118,8	ПБМ-90/250
IV	4	36	5,8	208,8	4	144	ПБМ-120/250
IV	3	27	7,5	202,5	5,5	148,5	ПБМ-120/300
V	5	45	4	180	3,3	148,5	ПБМ-90/250
V	5	45	5,8	261	4	180	ПБМ-120/250
V	4	36	7,5	270	5,5	198	ПБМ-120/300
<b>Σ</b>		<b>270</b>		<b>1080</b>		<b>891</b>	<b>ПБМ-90/250</b>
<b>Σ</b>		<b>225</b>		<b>1305</b>		<b>900</b>	<b>ПБМ-120/250</b>
<b>Σ</b>		<b>171</b>		<b>1282,5</b>		<b>940,5</b>	<b>ПБМ-120/300</b>

Відповідно до порівняння варіантів магнітних сепараторів, обираємо той, що має найменшу потужність за сумарною характеристикою та меншу масу. Цим критеріям відповідає магнітний сепаратор типу ПБМ-90/250, але згідно розрахунків, сепараторизаценого типу при заданій продуктивності цеху збагачення необхідно в кількості 270 од., що вимагає додаткової площі будівлі та ускладнює обслуговування з ремонтом.

У зв'язку з зазначеним, обираємо до установки магнітний сепаратор типу ПБМ-120/300 (дані без резерву) у кількості 171 од.:

I стадія 1 прийом – 27 од.;

I стадія 2 прийом – 18 од.;

II стадія – 45 од.;

III стадія – 18 од.;

IV стадія – 27 од.;

V стадія – 36 од.

Для резерву враховуємо додатково 30% на обладнання, тобто з резервом – 223 од.

Досвід роботи рудозбагачувальних фабрик Кривбасу показує, що дешламатори є ефективними апаратами для згущення залізних концентратів перед фільтруванням.

При технологічному розрахунку та виборі згущувачів питомої площі згущення та продуктивність приймаємо за даними, які отримано при згущенні

продукту в промислових умовах ПРАТ «ПІВНГЗК». До розгляду приймаємо магнітні дешламатори МД-5, МД-9 та МД-12, які використовують на РЗФ-1.

I стадія магнітної дешламації.

На першу стадію знешламлення надходить злив гідроциклона II ст.  $Q_{12} = 1500,31$  т/год. Питоме навантаження на  $1 \text{ м}^2$  площі відсадження за даними роботи фабрики РЗФ-1  $q = 1,59$  т/м<sup>2</sup>·год.

МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{12}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1500,31}{9} = 166,7 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{166,7}{1,59} = 104,8 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{104,8}{19,6} = 5,35 \text{ од.}, \text{ приймаємо 6 магнітних дешламаторів}$$

типу МД-5.

МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{12}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1500,31}{9} = 166,7 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{166,7}{1,59} = 104,8 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{104,8}{63,8} = 1,64 \text{ од.}, \text{ приймаємо 2 магнітних дешламатори}$$

типу МД-9.

МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{12}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1500,31}{9} = 166,7 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{166,7}{1,59} = 104,8 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{104,8}{113} = 0,92 \text{ од.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$

типу МД-12.

II стадія магнітної дешламації:

На другу стадію знешламлення надходить злив гідроциклона III ст.  $Q_{22} = 1304,81$  т/год. Питоме навантаження на  $1 \text{ м}^2$  площі відсадження за даними роботи фабрики РЗФ-1  $q = 1,41$  т/м<sup>2</sup>·год.

МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{22}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1304,81}{9} = 144,98 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{144,98}{1,41} = 102,82 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{102,82}{19,6} = 5,25 \text{ од.}, \text{ приймаємо 6 магнітних дешламаторів}$$

типу МД-5.

### МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{22}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1304,81}{9} = 144,98 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{144,98}{1,41} = 102,82 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{102,82}{63,8} = 1,61 \text{ од.}, \text{ приймаємо 2 магнітних дешламатори}$$

типу МД-9.

### МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{22}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1304,81}{9} = 144,98 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{144,98}{1,41} = 102,82 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{102,82}{113} = 0,91 \text{ од.}, \text{ приймаємо 1 магнітний}$$

дешламатор типу МД-12.

### III стадія магнітної дешламації:

На другу стадію знешламлення надходить злив магнітної сепарації IV ст.  $Q_{26} = 1206,08$  т/год. Питоме навантаження на  $1 \text{ м}^2$  площі відсаження за даними роботи фабрики РЗФ-1  $q = 2,50 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год.}$

### МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{26}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1206,08}{9} = 134,01 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{134,01}{2,5} = 53,6 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{53,6}{19,6} = 2,73 \text{ од.}, \text{ приймаємо 3 магнітних}$$

дешламатори типу МД-5.

### МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{26}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1206,08}{9} = 134,01 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{134,01}{2,5} = 53,6 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{53,6}{63,8} = 0,84 \text{ од.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$

типу МД-9.

### МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{26}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1206,08}{9} = 134,01 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{134,01}{2,5} = 53,6 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{53,6}{113} = 0,47 \text{ од.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$



типу МД-12.

В таблиці вкажемо сумарні значення потужності та маси кожного типу магнітного дешламатора за всіма трьома стадіями магнітної дешламації і порівняємо.

Таблиця 5.7 – Сумарні дані маси та потужності магнітних дешламаторів

Стадія	n на секц.	n на фабр.	P,1 од.кВт	Pфабр,кВт	m1 од., т	mфабр, т	Тип дешламатора
I	6	54	1,5	81	8,2	442,8	МД-5
	2	18	3,0	54	27,2	489,6	МД-9
	1	9	5,5	49,5	55,0	495	МД-12
II	6	54	1,5	81	8,2	442,8	МД-5
	2	18	3,0	54	27,2	489,6	МД-9
	1	9	5,5	49,5	55,0	495	МД-12
III	3	27	1,5	40,5	8,2	221,4	МД-5
	1	9	3,0	27	27,2	244,8	МД-9
	1	9	5,5	49,5	55,0	495	МД-12

З таблиці видно, що магнітний дешламатор МД-5 має меншу масу, але дивлячись на витрати електроенергії, МД-12 має нижчі показники. Керуючись досвідом фабрики РЗФ-1, а також маючи на увазі, що більші витрати на фундаментально-капітальні вкладення з часом окупляться за рахунок менших витрат електроенергії, приймаємо до встановлення магнітний дешламатор типу МД-12 у кількості 1 од. на I стадію, МД-12 у кількості 1 од. на II стадію та 1 од. МД-9 на III стадію.

Згущені продукти з високим вмістом твердого піддаються фільтруванню на вакуум-фільтрах (дискових, барабанних і стрічкових) та фільтр-пресах. Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю. На збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів використовують дискові вакуум-фільтри. Продуктивність фільтрів розраховують за нормами питомого навантаження, що приймають за результатами лабораторних досліджень, по досвіду практичної експлуатації фільтрів на аналогічній сировині або за усередненими даними, наведеними у довідковій літературі.

За даними діючої фабрики РЗФ-1 питоме навантаження на 1 м<sup>2</sup> фільтрувальної площі складає: q=0,33 т/год·м<sup>2</sup>, q=0,39 т/год·м<sup>2</sup>, q=0,45 т/год·м<sup>2</sup> відповідно. На фільтрування надходить Q<sub>31</sub> = 1189,67т/год.

До розгляду прийємо дискові вакуум-фільтри типу ДУ-60-2,7, ДУ-100-2,5 та ДУ-140-3,5.

#### ДУ-60-2,7

1. Визначаємо необхідну площу фільтрувальної поверхні:

$$S = \frac{Q_{31}}{q} = \frac{1189,67}{0,33} = 3605,06 \text{ т/год.};$$

2. Визначаємо необхідну кількість фільтрів на секцію:

$$n_{\text{ф/секц}} = \frac{S}{60 \cdot n} = \frac{3605,06}{60 \cdot 9} = 6,67, \text{ приймаємо } 7 \text{ од.}$$

#### ДУ-100-2,5

1. Визначаємо необхідну площу фільтрувальної поверхні:

$$S = \frac{Q_{31}}{q} = \frac{1189,67}{0,39} = 3050,44 \text{ т/год.};$$

2. Визначаємо необхідну кількість фільтрів на секцію:

$$n_{\text{ф/секц}} = \frac{S}{100 \cdot n} = \frac{3050,44}{100 \cdot 9} = 3,39, \text{ приймаємо } 4 \text{ од.}$$

#### ДУ-140-3,5

1. Визначаємо необхідну площу фільтрувальної поверхні:

$$S = \frac{Q_{31}}{q} = \frac{1189,67}{0,45} = 2643,71 \text{ т/год.};$$

2. Визначаємо необхідну кількість фільтрів на секцію:

$$n_{\text{ф/секц}} = \frac{S}{140 \cdot n} = \frac{2643,71}{140 \cdot 9} = 2,09, \text{ приймаємо } 3 \text{ од.}$$

Виконаємо техніко-економічне порівняння.

Таблиця 5.8 – Техніко-економічне порівняння фільтрів.

Тип ф-ра	Нфіл.сек, од.	Нфіл.фаб., од.	Р 1 ф-ра, кВт	ΣР фабр.,кВт	m 1 ф-ра, т	Σm фабр., т
ДУ 60-2,7	7	63	8	504	9,2	579,6
ДУ 100-2,5	4	36	8	288	16,9	608,4
ДУ 140-3,5	3	27	14	378	30	810

З таблиці видно, що найменшу сумарну масу та потужність мають вакуум-фільтри типу ДУ-100-2,5, тому приймаємо їх до встановлення в кількості 36 од. на фабрику. Додатково приймаємо 1 резервний фільтр на кожну секцію.

Для розрахунку питомої електроенергії складаємо підсумкову таблицю 5.9.

Таблиця 5.9 – Підсумкова таблиця обладнання

Найменування операції	Устаткування	Типо-розмір	Роб., на секц.	Резерв, на секц.	Сумарні дані		
					На фабрику	Вага, т	Потужність, кВт
Подрібнення							
I ст.	Млин	МШР 36x50	2	-	18		
II ст.	Млин	МШЦ 55x65	1	-	9	11970	81000
III ст.	Млин	МШЦ 45x55	1	-	9		
Класифікація							
I ст.	Класифік.	2КСН-30	1	-	18	1260	
II ст.	Гидроцикл.	ГЦ-500	5	3	72	40,32	840
III ст.	Гидроцикл.	ГЦ-500	4	2	54	30,24	
Магнітна сепарація							
I ст. 1 пр.	Сепаратор		3	1	36	198	270
I ст. 2 пр.	Сепаратор	ПБМ-П-120/300	2	1	24	132	180
II ст.	Сепаратор		5	2	59	324,5	442,5
III ст.	Сепаратор		2	1	24	132	180
IV ст.	Сепаратор		3	1	36	198	270
V ст.	Сепаратор		4	2	47	258,5	352,5
Знешламлення							
I ст.	Дешламатор	МД-12	1	-	9	495	49,5
II ст.	Дешламатор	МД-12	1	-	9	495	49,5
II ст.	Дешламатор	МД-9	1	-	9	244,8	27
Фільтрація	Вакуум-фільтр	ДУ-100-2,5	4	1	45	760,5	360
Разом						16538,86	84021

Розраховуємо питомі витрати електроенергії на 1 т руди при збагаченні  
 $g_{\text{подр.}} = \sum N / Q_p = 84021 / 2829,17 = 29,7 \text{ кВт*год/т.}$

На подрібнення та збагачення 1 т руди витрачається:

$$g_{\text{заг.}} = (g_{\text{збаг.}} + g_{\text{подр.}}) / Q_p = (84021 + 5666) / 3251,37 = 25,84 \text{ кВт*год./т.}$$

Визначаємо питомі витрати електроенергії на 1 т концентрату при збагаченні:

$$g_{\text{подр.}} = \sum N / Q_{\text{конц}} = 84021 / 1189,67 = 70,63 \text{ кВт*год./т.}$$

В даному розділі було розраховано та вибрано збагачувальне обладнання. Співвідношення млинів за стадіями складає 2:1:1, всього 9 секцій. На I ст. подрібнення встановлюємо млин МШР 36×50 в кількості 18 од.; на II ст. подрібнення встановлюємо млин МШЦ 55×65 в кількості 9 од.; на III ст. подрібнення встановлюємо млин МШЦ 45×55 в кількості 9 од. При розрахунку обладнання для класифікації до установки прийнято для I ст. –

класифікатор 2КСН-30 в кількості 18 од.; для II ст. класифікації – гідроциклон ГЦ-500 в кількості 72 од.; для III стадії класифікації – гідроциклони ГЦ-500 в кількості 54 од. Магнітне збагачення здійснюється сепараторами типу ПБМ 120/300. Для I стадії I прийому приймаємо до встановлення 36 сепараторів; для I ст. 2 пр. – 24 од.; для II стадії – 59 од.; на III стадії – 24 од.; на IV стадії – 36 од.; на V стадії – 47 од.

## РОЗДІЛ 6 ОХОРОНА ПРАЦІ

ПРАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат» є великим промисловим підприємством, де процеси збагачення корисних копалин супроводжуються значними виробничими ризиками. Враховуючи, що в роботі розглянуто можливість удосконалення існуючої технології введенням флотаційного доведення магнетитового концентрату виробничі ризики будуть зростати, зокрема: шумовим впливом від роботи флотаційних машин і насосного обладнання; ризиком хімічного забруднення через використання реагентів; потенційною загрозою аварій через несправності технологічного обладнання.

Рівень виробничих ризиків вимагає дотримання комплексу заходів із забезпечення охорони праці та промислової безпеки.

Організаційні заходи - це комплекс управлінських рішень і практичних дій, спрямованих на забезпечення безпечних умов праці, підвищення рівня відповідальності персоналу та мінімізацію ризиків у виробничому процесі. У контексті флотації магнетитового концентрату Північного гірничо-збагачувального комбінату ці заходи передбачають:

Вступний, первинний, повторний, позаплановий та цільовий інструктажі

Вступний інструктаж проводиться для нових працівників, студентів, які проходять практику, та сторонніх осіб, які перебувають на підприємстві. У ньому детально пояснюють загальні правила охорони праці на підприємстві, особливості роботи в умовах підвищеної запиленості та наявності хімічних реагентів [32].

Первинний інструктаж на робочому місці включає ознайомлення працівників із конкретними особливостями роботи на установках флотації [32].

Повторний інструктаж проводиться кожні 3-6 місяців для оновлення знань персоналу про безпечне виконання робіт [32].

Позаплановий інструктаж здійснюється в разі змін у технологічному процесі, оновлення обладнання чи введення нових реагентів [32].

Цільовий інструктаж проводиться перед виконанням окремих робіт, які пов'язані з підвищеним ризиком (ремонт устаткування, заміна хімічних реагентів тощо)[32].

Організація медичних оглядів працівників

Попередні медичні огляди проводяться перед прийомом на роботу для оцінки стану здоров'я кандидатів і визначення їх придатності до роботи в шкідливих умовах [32].

Періодичні медичні огляди здійснюються щороку (або за необхідності частіше) для працівників, які працюють із хімічними речовинами, в умовах шуму чи запиленості[32].

Психофізіологічний контроль для осіб, які виконують роботи підвищеної небезпеки, з метою виявлення ознак перевтоми чи порушення

нервової системи[32].

Розробка інструкцій з охорони праці

Інструкції з охорони праці для операторів флотаційних машин, техніків-хіміків та обслуговуючого персоналу повинні включати: перелік небезпек, що виникають під час виконання робіт; правила використання засобів індивідуального захисту; алгоритми дій у разі аварійних ситуацій.

Інструкції мають оновлюватися не рідше ніж раз на три роки або у разі змін у технологічному процесі.

Технічні заходи спрямовані на усунення небезпечних і шкідливих факторів у робочій зоні за допомогою застосування інженерних рішень, модернізації обладнання та вдосконалення технологічних процесів. До технічних заходів відносяться: системи аспірації та вентиляції; захист від шуму та вібрації; герметизація технологічного обладнання; автоматизація технологічних процесів; засоби пожежної безпеки; контроль і управління хімічною безпекою.

**До удосконалення систем аспірації та вентиляції належить:**

установлення витяжних пристроїв над вузлами флотаційного обладнання для уловлювання пилу та дрібнодисперсних частинок, які утворюються в процесі флотації;

застосування спеціальних фільтрів для очищення повітря перед його викидом у навколишнє середовище;

забезпечення приміщень із флотаційними машинами системою припливно-витяжної вентиляції для підтримання допустимих концентрацій пилу та парів реагентів;

використання автоматизованих датчиків, які контролюють якість повітря та вмикають вентиляцію за необхідності.

**Зменшення рівня шуму та контроль вібрації відбувається за рахунок:** установленням шумозахисних кожухів на насосному та флотаційному обладнанні; використанням амортизуючих підкладок для зменшення передачі шуму через підлогу та конструкції приміщень; установленням демпферних опор під обладнання для зниження рівня вібрації; регулярний технічний огляд і балансування рухомих частин для уникнення надмірної вібрації.

**Герметизація технологічного обладнання:**

Використання герметичних ємностей для транспортування та дозування хімічних реагентів (колекторів, спінювачів);

Установлення контрольно-вимірювальних приладів для уникнення переливів чи витоків;

Обладнання флотаційних камер герметичними кришками, які запобігають виділенню парів реагентів у робочу зону.

**Автоматизовані системи управління технологічними процесами:**

Упровадження дистанційного управління флотаційними машинами для зменшення присутності персоналу у шкідливих умовах;

Системи моніторингу концентрації реагентів у робочих розчинах для оптимізації їх використання та мінімізації ризиків перевищення допустимих норм;

Установлення автоматичних блокувань, які зупиняють роботу обладнання у разі перевищення критичних параметрів (тиск, температура, концентрація хімічних речовин).

**Засоби пожежної безпеки** це обладнання приміщень автоматичними системами пожежогасіння (порошковими чи водяними); використання вогнестійких матеріалів для ізоляції трубопроводів, електрокабелів і ємностей із реагентами; установлення датчиків для виявлення небезпечних концентрацій газів чи ознак займання.

**Одним з пунктів є контроль і управління хімічною безпекою, а саме** використання точних автоматичних дозаторів для запобігання перевищенню норм витрат реагентів; установлення додаткових систем промивання ємностей для уникнення накопичення залишків небезпечних речовин; обладнання для нейтралізації стоків із залишками реагентів перед їхнім скиданням у систему очищення.

Індивідуальні заходи спрямовані на захист кожного працівника від шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища. Вони включають використання засобів індивідуального захисту, дотримання правил поведінки на робочому місці та навчання персоналу щодо безпечного виконання робіт. Основні вимоги до використання засобів індивідуального захисту:

Використання респіраторів типу **FFP2** або **FFP3** для захисту від пилу та аерозолів, що утворюються під час флотації.

У разі наявності парів хімічних речовин (спінювачів, депресорів) — застосування протигазів із відповідними фільтрами (типу **B** для органічних парів).

Носіння гумових або неопренових рукавичок при роботі з хімічними реагентами.

Використання спеціального захисного крему для шкіри рук, щоб зменшити вплив агресивних середовищ.

Обов'язкове використання захисних окулярів або щитків для запобігання потраплянню крапель реагентів в очі.

Використання протишумових навушників або берушів для зниження впливу шуму від флотаційного обладнання (рівень шуму може досягати 85-100 дБ).

Носіння спецодягу з матеріалів, стійких до впливу хімічних реагентів (наприклад, комбінезони з полімерним покриттям).

Використання водонепроникного взуття з підошвою, стійкою до агресивних середовищ.

На ПівнГЗК потенційні аварії та надзвичайні ситуації можуть становити серйозну загрозу для життя і здоров'я працівників, а також довкілля. Основні ризики пов'язані з використанням токсичних речовин, високовольтного

обладнання та займистих матеріалів.

Потенційні аварії включають:

**Викиди токсичних речовин**

Можливі у разі порушення герметичності технологічного обладнання, ємностей для зберігання хімічних речовин або трубопроводів.

Ризики зростають під час неправильної експлуатації або через зношеність обладнання.

**Пожежі**

Причини: короткі замикання в електромережах, використання несправного електроустаткування або займання хімічно активних чи займистих реагентів.

Особливо небезпечними є пожежі в місцях зберігання великої кількості горючих матеріалів або хімікатів.

План дій у надзвичайних ситуаціях

Для мінімізації ризиків і своєчасного реагування на можливі інциденти, на ПівнГЗК реалізуються наступні заходи:

**Розробка та регулярне оновлення плану локалізації та ліквідації аварійних ситуацій (ПЛАС)**

Включає сценарії розвитку можливих аварій, план евакуації, порядок ліквідації наслідків та відповідальних осіб.

ПЛАС переглядається щонайменше раз на рік і коригується відповідно до змін у виробничих процесах.

**Організація системи аварійного оповіщення працівників**

Оснащення підприємства звуковими та світловими сигналами.

Використання автоматизованих систем для повідомлення працівників про аварійну ситуацію через гучномовці, мобільні пристрої або радіомережі.

**Проведення навчань із евакуації та ліквідації наслідків**

Регулярні тренування з персоналом для відпрацювання плану евакуації та дій у надзвичайних ситуаціях.

Залучення спеціалізованих служб (ДСНС, медичних та екологічних організацій) для моделювання реальних умов.

Аналіз результатів навчань для виявлення недоліків та підвищення ефективності дій.



## Розділ 7 Економічна частина

Сформована технологія збагачення тонковкраплених магнетитових кварцитів комбінатів Криворізького залізорудного басейну, яка оснований на магнітному методі збагачення, дозволяє отримувати концентрати із вмістом заліза 64 – 67,5% та вмістом кремнезему 5 -10%, що недостатньо для металургійної промисловості, оскільки в останній час комбінати потребують сировину, що містить не менше 70% заліза та не більше 3% кремнезему. Враховуючи зростання цін на електроенергію (витрати на електроенергію складають 42 – 50% собівартості збагачення), та недостатню якість кінцевих концентратів, виникає потреба вдосконалення існуючих технологічних схем збагачення шляхом розробки та впровадження нових технічних та технологічних рішень, одним з яких може бути застосування флотаційного методу збагачення.

Впровадження флотаційної доводки не тільки вирішить задачу підвищення якості кінцевої продукції, що значно підвищить конкурентоспроможність кінцевої продукції, а також дозволить залучати до виробництва бідні важко збагачувані руди, і при цьому не знижуються якісні показники збагачення сировини.

Метою даного розрахунку є визначення економічної доцільності введення флотаційної доводки магнетитових концентратів Північного ГЗК.

Основні вихідні дані для розрахунку річного економічного ефекту приведені в таблиці 6.1.

Таблиця 6.1- Вихідні дані для розрахунку річного економічного ефекту.

№ п/п	Найменування показників	Одиниці вимірювання	Значення
1	Виробництво концентрату	т/рік	6114528,12
2	Масова частка заліза в - вихідній руді - концентраті - хвостах	%	65,0 70,3 13,4

Економічний ефект від впровадження флотаційної доводки магнетитових концентратів Північного ГЗК розраховується за наступною формулою:

$$E = [Ц - (C + E_n \times K)] \times A_{\text{річ}};$$

де: E – економічний ефект від впровадження розробленої технології, грн/рік;

Ц – ціна за якою продається тонна залізного концентрату іншими збагачувальними комбінатами, грн.;

$A_{\text{річ}}$  - річна продуктивність цеху по концентрату, т/рік;

C – собівартість однієї тонни концентрату, грн.;

K – питомі капітальні вкладення, грн./т;

$E_n$  – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладів ( $E_n =$

0,15).

Економічний ефект отримаємо за рахунок впровадження магнітно-флотаційної доводки магнетитового концентрату, це дозволить отримати концентрат з масовою часткою цінного компонента 70,3 %, що на 5,3 % більше, концентрату який отримують за магнітною схемою.

Збільшення вмісту цінного компонента у концентраті збільшує його ціну реалізації на 206,08 грн.

Зміни капітальних витрат відбудуться за рахунок встановлення 6-камерної флотаційної машини, магнітного сепаратора, магнітно-гравітаційного сепаратора, вертикальний млин, гідроциклони, а також реагенти.

Питомі витрати складуть

$$182051510,8/A_p=182051510,8/ 6114528,12=29,77 \text{ грн/т}$$

Собівартість концентрату зміниться за рахунок амортизаційних відрахувань у розмірі

$$182051510,8*0,15/ 6114528,12=4,47 \text{ грн/т}$$

$$E_p=(206,08-4,47-0,15*29,77)* 6114528,12=1205418073,58 \text{ грн}$$

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Сформована технологія збагачення тонковкраплених магнетитових кварцитів комбінатів Криворізького залізорудного басейну, яка оснований на магнітному методі збагачення, дозволяє отримувати концентрати із вмістом заліза 64 – 67,5% та вмістом кремнезему 5 -10%, що недостатньо для металургійної промисловості, оскільки в останній час комбінати потребують сировину, що містить не менше 70% заліза та не більше 3% кремнезему. Враховуючи зростання цін на електроенергію (витрати на електроенергію складають 42 – 50% собівартості збагачення), та недостатню якість кінцевих концентратів, виникає потреба вдосконалення існуючих технологічних схем збагачення шляхом розробки та впровадження нових технічних та технологічних рішень, одним з яких може бути застосування флотаційного методу збагачення.

На основі результатів аналізу використання флотаційної доводки магнетитових концентратів на багатьох вітчизняних та закордонних комбінатах, можна зробити висновок, що метод зворотної катіонної флотації є перспективним для застосування на Північному ГЗК з метою підвищення якості кінцевої продукції. Тому було доцільно провести дослідження із визначенням оптимального способу флотації, оптимальних витратах реагентів, часу флотації, та на основі цих досліджень розробити технологію флотаційної доводки магнетитового концентрату Північного ГЗКу.

На основі вивчення мінералогічного аналізу вихідного концентрату можна зробити наступні висновки:

- Більше 80% концентрату складає клас -20мКм, причому 66% в класі -20мКм знаходилось вільних зерен магнетиту та 4,6% вільних зерен гематиту(мартиту);
- У більш крупних класах (більше 20мКм) зернах кварцу присутні тонкі включення магнетиту та гематиту (менше 20мКм). У деяких випадках нерудні мінерали містять гідроокиси заліза;
- У пробі міститься 7% гематиту. Вкраплення гематиту в нерудних мінералах більш тонке ніж вкраплення магнетиту. Наявність зростків магнетиту з мартитом, утворених в результаті псевдоморфного заміщення магнетита гематитом по периферії зерен і по площинам магнетита, і що характеризується досить тонким зростанням, зумовлює певні труднощі при їх розділенні.

Під час випробувань флотуєності вихідних магнетитових концентратів було встановлено:

- серед випробуваних катіонних колекторів кращі результати отримані із колекторами – Флотігам V5444, Лілафлот 817М та Лілафлот МД – 20296;
- оптимальні витрати колекторів на технічній воді Північного ГЗКу складають 200 – 250 г/т, на жорсткій воді оптимальні витрати зменшуються. Дробною подачею витрати колектору скорочуються на 20%;

- кращі результати отримані у лужному середовищі при рН=9,6 – 9,7 для Лілафлотів та рН=10,1 для Флотігаму V5444. для створення рН додається їдкий натр у кількості 200 – 300 г/т;

- застосування лужного крохмалю (500 г/т) підвищує селективність процесу флотації та вилучення заліза у концентрат, у деяких випадках – дозволяє знизити витрати колектору;

- кінетика процесу флотації показала можливість регулювання якості камерного продукту витратами колектору та часом флотації;

Хімічним, гранулометричним та оптичним аналізатором мікрозображення флотаційних концентратів встановлено, що високоякісний концентрат, що містить заліза 70,0%, 2,4% суми домішок  $\text{SiO}_2$  та  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , <0,01%  $\text{P}_2\text{O}_5$ , 0,02% S, <0,1%  $\text{TiO}_2$ , за хімічним складом відповідає вимогам до виробництва металізованих окатишів;

Інститутом Механобр Інжиніринг були розроблені схеми дозбагачення магнетитових концентратів Північного ГЗК, які залежать від якості вихідних концентратів та вимог до кінцевого концентрату. Вони включають основну, контрольну та перемішувальну флотації, подрібнення, класифікацію, додаткову магнітну сепарацію.

Рекомендована схема включає кондиціонування, основну та контрольну флотації, доподрібнення пінних продуктів флотації із попередньою класифікацією та додаткову стадію магнітної сепарації, що дозволяє, окрім високоякісного флотаційного концентрату, отримати кондиційний магнітний концентрат, та бідні хвости.

Розрахунок економічних показників показав, що економічний ефект від впровадження флотаційної доводки магнетитових концентратів ПрАТ «Північного ГЗК» складає 1205418073,58грн.

## Список використаних джерел

1. Кравець В.Г., Терентьев О.М., Білецький В.С., Смирнов В.О., Чала О.М. Техніка і технологія переробки гірських порід. Навч. посібник Київ КПІ ім. Ігоря Сікорського 2019
2. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. ТЗ2 Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина II. Основні процеси. – Кривий Ріг: Видавець ФОП Чернявський Д.О., 2019. – 212 с
3. Губин Г. Г., Губина В. Г. Возможности улучшения качества железорудных концентратов на ГОКах Крив-басса. Горный журнал, 2001. № 1. С. 45–47
4. Сокур М. І., Білецький В. С., Ведмідь І. А., Робота Є. М. Рудопідготовка: дроблення, подрібнення, грохочення : монографія. Кременчук : ПП Щербатих О. В., 2020. 494 с
5. Сокур М., Білецький В., Аргат Р., Равінська В. Вибір раціональної принципової схеми збагачення залізистих кварцитів. Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського. Випуск 1/2022 (132), с. 149-156
6. В.О. Смирнов, В.С. Білецький. Флотаційні методи збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2010. – 492 с.
7. Разработка технологии флотационной доводки некондиционных гематитовых концентратов [Електронний ресурс] / [Т.А. Олейник, Л.В. Скляр, Н.В. Кушнирук и др.] // Збагачення корисних копалин: Збірник науково-технічних статей НГУ. – 2014. – Вип. 56 (97). – 10 с. – Режим доступу до ресурсу
8. Екологічні аспекти впровадження флотаційної та магнітно-флотаційної технологій доведення концентрату на РЗФ ГЗК регіону / В.В. Гладир // Вісник Криворізького національного університету, вип. 35, 2013. – С. 85-88
9. Олійник Т. А. Передумови підвищення селективності розділення рудної та нерудної складової пінного продукту флотації / М. Н Вільгельм // Гірничий вісник : наук.-техн. зб. - Кривий Ріг, 2021. - Вип. 109. - С. 73- 79.
10. Губін Г.В., Скляр Л.В., Ярош Т.П., Губін Г.Г., Аналітичний огляд шляхів покращення якості магнетитових кварцитів. Збагачення корисних копалин, 2016. – Вип. 64(105)
11. Сергеев П. В. Селективна флокуляція вугілля : [монографія] / П. В. Сергеев, В. С. Білецький. – Донецьк : ДонДТУ, УКЦентр, 1999. – 136 с.
12. Смирнов В. О. Проектування збагачувальних фабрик : [навч. посібник] / В. О. Смирнов, В. С. Білецький. – Донецьк : Східний видавничий дім, 2008. – 296 с.
13. Смирнов В. А. Обогащение руд и отходов цветных металлов : [монография] / В. А. Смирнов, В. М. Бредихин, А. И. Шевелев. – Донецк : Издательский дом «Кальмиус», 2008. – 500 с.
14. Смирнов В. О. Металургія кольорових металів. Збагачення руд кольорових металів : [підручник] / В. О. Смирнов, В. М. Бредихін, М. О. Маняк

; за ред. І. Ф. Червоного. – Запоріжжя : Видавництво ЗДІА, 2008. – Ч. 2. – 322 с.

15. Олійник Т.А. Перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд// Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2018. – Вип. 69(110). – С. 32-44. [http://www.irbis-nbuv.gov.ua/cgi-bin/irbis\\_nbuv/cgiirbis\\_64.exe?I21DBN=LINK&P21DBN=UJRN&Z21ID=&S21REF=10&S21CNR=20&S21STN=1&S21FM T=ASP\\_meta&C21COM=S&2\\_S21P03=FILE=&2\\_S21STR=Zkk\\_2018\\_69\\_7](http://www.irbis-nbuv.gov.ua/cgi-bin/irbis_nbuv/cgiirbis_64.exe?I21DBN=LINK&P21DBN=UJRN&Z21ID=&S21REF=10&S21CNR=20&S21STN=1&S21FM T=ASP_meta&C21COM=S&2_S21P03=FILE=&2_S21STR=Zkk_2018_69_7).

16. Tetiana OLIINYK, Liudmila SKLYAR, Natalia KUSHNIRUK, Nadiya HOLIVER, Barbara TORA, 2023 – Ocena skuteczności technologii wzbogacania kwarcytu hematytowego, Inżynieria Mineralna z. 1(51), Wyd. Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin, Kraków, s. 33 – 44 <http://doi.org/10.29227/IM-2023-01-04>

17. Олійник Т.А. Перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд// Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2018. – Вип. 69(110). – С. 32-44.

18. Олійник Т.А., Невзоров В.В. Тонке грохочення як спосіб вирішення технологічних питань при виробництві високоякісних залізородних концентратів. Науковий вісник КНУ. – Кривий Ріг. – 2023. Вип.57, - С.80

19. Олійник Т.А., Вільгельм М.М. Особливості коагуляції частинок та адсорбція регентів на поверхні пінного продукту флотації. Науковий вісник КНУ. – Кривий Ріг. – 2023. Вип.57, -с.70

20. Cisternas, Luis A. Modeling, Design and Optimization of Multiphase Systems in Minerals Processing. MDPI - Multidisciplinary Digital Publishing Institute. 2020. P-232 <https://directory.doabooks.org/handle/20.500.12854/53700>

21. Shuai Wang, Xingjie Wang, Jia Yang Chemical Engineering and Technology in Mineral Processing and Extractive Metallurgy. Switzerland. 2022. P-342

22. Park, Ilhwan Advances in Selective Flotation and Leaching Process in Metallurgy. Basel, 2022. 3-168 <https://directory.doabooks.org/handle/20.500.12854/53700>

23. Папушин Ю.Л., Смирнов В.О., Білецький В.С. Дослідження корисних копалин на збагачуваність. Донецьк.: Східний видавничий дім. – 2006. – 344 с.

24. Shuai Wang, Xingjie Wang, Jia Yang Chemical Engineering and Technology in Mineral Processing and Extractive Metallurgy. Switzerland. 2022. P-342 <https://directory.doabooks.org/handle/20.500.12854/93847>

25. Oliinyk T., Sklyar L., Kushniruk N., Holiver N., Tokf Barbara, 2023 – Ocena skuteczności technologii wzbogacania kwarcytu hematytowego, Inżynieria Mineralna z. 1(51), Wyd. Polskiego Towarzystwa Przeróbki Kopalin, Kraków, s. 33 – 44 <http://doi.org/10.29227/IM-2023-01-04>

26. . Skliar L., Kushniruk N. Techniques and Technology of Waste Disposal of Lignite Briquettes /I. Matsyuk, V. Krivoschokov, N. Kushniruk. Actual

Challenges in Materials Science and Processing Technologies. 2020. P. 88-96.  
<https://orcid.org/0000-0002-2721-1436>

27. . Олійник Т.А., Скляр Л.В., /Кушнірук Н.В., Курило В.М. Обґрунтування та розробка технології збагачення відходів переробки магнетитових кварцитів АТ «ПівдГЗК. Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. 2019. Вип. 75(116). С. 23-31.

28. Пілов П.І., Левченко К.А., Шутов В.Ю., Федоров А.В., Гончаров С.А., Алієва Н.В. (2019) Технологічне обґрунтування застосування барабанних грохотів на ЦЗФ «Павлоградська». Наук.-техн. зб. Збагачення корисних копалин. 75(116). 33-39

29. Park, Ilhwan Advances in Selective Flotation and Leaching Process in Metallurgy. Basel, 2022. P-168

30. Закон України «Про охорону праці»

31. Кодекс цивільного захисту 5403-VІз поточною редакцією 29.10.2022 року

32. НАКАЗ N 30 від 4.04.94 Зареєстровано в Міністерстві юстиції України 12 травня 1994 р. за N 95/304Про затвердження Типового положення про навчання, інструктаж і перевірку знань працівників з питань охорони праці