

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ГІРНИЧО – МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН І ХІМІЇ

Пояснювальна записка  
до випускної магістерської роботи

зі спеціальності (184) Гірництво

Тема роботи: «Розробка технології збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПІВНІЗК» для отримання концентратів з масовою часткою Fe<sub>заг.</sub> не менше 68,0% за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен»

Виконав магістрант групи ЗЗКК-23м

Кузнєцов Р.А.

Керівник випускної роботи

Олійник Т.А.

Нормоконтролер

Хруцький А.О.

Завідувач кафедри

Олійник Т.А.

Кривий Ріг  
2024 рік

Криворізький національний університет

Факультет: гірничо – металургійний  
Кафедра: збагачення корисних копалин і хімії  
Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр  
Спеціальність: (184) Гірництво  
ОПП: збагачення корисних копалин

Затверджую  
Зав. кафедри ЗККіХ  
\_\_\_\_\_ Олійник Т. А.  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2024 р.

## ЗАВДАННЯ

**на магістерську роботу студенту**  
**Кузнецову Роману Андрійовичу**

---

1. Тема: «Розробка технології збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПівнігЗК» для отримання концентратів з масовою часткою  $Fe_{заг.}$  не менше 68,0% за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен».

Керівник кваліфікаційної роботи Олійник Тетяна Анатоліївна, д.т.н., професор

Затверджено наказом по КНУ 28.02.2024 року №184с

2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи 01.12.2024р.

3. Вихідні дані по роботі: Підвищення масової частки заліза рядового магнетитового концентрату ПРАТ «ПівнігЗК» не менше 68,0% за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен Першотравневого кар'єру»

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Вступ. 1. Аналіз сучасного стану збагачення магнетитових концентратів. 2. Методика виконання досліджень 3. Характеристика сировини для досліджень. 4. Результати досліджень з підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен. 5. Рекомендована технологічна схема. 6. Охорона праці та цивільна безпека. 7. Техніко-економічна оцінка. Загальні висновки. Список використаних джерел.

5. Перелік графічного матеріалу: матеріали виконані у форматі А4 в редакторі Microsoft Office PowerPoint.

## 6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис; дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1,2,3,4,5,7	Олійник Тетяна Анатоліївна		
6	Лапшин Олександр Єгорович		

## 7. Календарний план:

№	Етапи роботи	Термін виконання
1	ВСТУП	01.07.2024- 15.07.2024
2	Аналіз сучасного стану питання збагачення магнетитових кварцитів та ринку концентратів	17.07.2024- 20.08.2024
3	Методика виконання досліджень	28.08.2024- 15.09.2024
4	Характеристика руди Першотравневого родовища та магнетитових концентратів ПРАТ «ПВНГЗК», як сировини для досліджень	16.09.2024- 23.09.2024
5	Результати лабораторних досліджень з впливу ступеню подрібнення на показники заліза загального у концентраті	25.09.2024- 10.10.2024
6	Рекомендована технологічна схема	13.10.2024- 20.10.2024
7	Охорона праці та цивільна безпека	25.10.2024- 08.11.2024
8	Техніко-економічний аналіз запропонованих рішень Загальні висновки магістерської роботи	10.11.2024- 21.11.2024
9	Передача роботи на перевірку стосовно академічної доброчесності	06.12.2024
10	Подання на рецензію	09.12.2024
11	Підготовка доповіді. Розробка презентації доповіді	10.12.2024 13.12.2024
12	Попередній захист КРМ	16.12.2024
13	Захист КРМ	18.12.2024

Дата видачі завдання: 28.02.2024 р.

Студент \_\_\_\_\_ Кузнецов Р.А.

Керівник роботи \_\_\_\_\_ Олійник Т.А.

Формат	Зона	Поз.	Позначення	Назва	Кількість	Примітка
				Документація	143	
A4		1	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ПЗ	Пояснювальна записка	123	
A4			КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ	Графічні матеріали	20	
A4		2	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.01	Тема диплому	1	
A4		3	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.02	Актуальність роботи	1	
A4		4	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.03	Мета, предмет та об'єкт дослідження	1	
A4		5	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.04	Аналіз теорії	1	
A4		6	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.05	Методика виконання досліджень	2	
A4		7	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.06	Характеристика сировини для досліджень	2	
A4		8	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.07	Результати досліджень	7	
A4		9	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.08	Рекомендована технологічна схема	1	
A4		10	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.09	Схема ланцюга апаратів	1	
A4		11	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.10	Техніко-економічна оцінка	1	
A4		12	КНУ.РМ.184.24.184с-03.00. ГМ.11	Загальні висновки	2	

## РЕФЕРАТ

Магістерська робота складається з пояснювальної записки, яка містить 123 сторінок, 28 рисунків, 57 таблиць, 29 використаних джерел.

Об'єкт дослідження – технологія збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру для отримання концентрату з масовою часткою  $Fe_{заг}$  не менше 68,0% за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.

Предмет дослідження – залежність вилучення заліза у концентрат та якісних показників концентрату від ступеню розкриття зерен магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПВНГЗК».

Мета роботи – удосконалити технологію збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища в умовах ПРАТ «ПВНГЗК» за рахунок додаткової стадії подрібнення для підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.

Основою досліджень була можливість змінити якісно – кількісні показники залізорудного концентрату за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен на РЗФ – 1 ПРАТ «ПВНГЗК».

В ході лабораторних досліджень та промислових випробувань було підтверджено збільшення заліза загального у концентраті за рахунок додаткової стадії подрібнення, отримано концентрат з масовою часткою заліза загального на рівні 68,0%.

За результатами отриманих даних було розроблено рекомендовану технологічну схему 4-х стадійного подрібнення та збагачення залізорудного концентрату РЗФ – 1 ПРАТ «ПВНГЗК».

Очікуваний економічний ефект від впровадження рекомендованої схеми та її застосування складає 641 168 тис. грн. або 15 546 тис. дол. на рік.

В розділі 1 виконано аналіз сучасного стану збагачення магнетитових кварцитів та шляхів підвищення якості концентратів. В розділі 2 надано інформацію щодо методики виконання лабораторних та промислових досліджень. В розділі 3 визначена характеристика сировини для дослідження. В розділі 4 надане теоретичне обґрунтування підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен за рахунок впровадження додаткової стадії подрібнення, проаналізовані результати лабораторних та промислових випробувань. В розділі 5 наведено рекомендовану технологічну схему з її обґрунтуванням і розрахунком. В розділі 6 надано інформацію та основні положення охорони праці. В розділі 7 виконана техніко – економічна оцінка та розраховано загальний економічний ефект від застосування обраної схеми збагачення.

**КОНЦЕНТРАТ ЗАЛІЗОРУДНИЙ, ДОСЛІДЖЕННЯ, ПОДРІБНЕННЯ, СХЕМА ТЕХНОЛОГІЧНА, ВИЛУЧЕННЯ, ВИХІД, ЧАСТКА МАСОВА, РОЗКРИТТЯ, ЗЕРНА МІНЕРАЛЬНІ**

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПИТАННЯ.....	10
1.1 Аналіз ринку залізорудної сировини і концентратів.....	10
1.2 Аналіз технологічних схем збагачення .....	16
1.3 Аналіз сучасного збагачувального обладнання з впливом на якісні показники концентрату.....	22
1.4 Аналіз технологічної схеми збагачення ПРАТ «ПВНГЗК».....	25
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 1.....	40
РОЗДІЛ 2. МЕТОДИКА ВИКОНАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ.....	43
2.1 Методика проведення досліджень магнетитових руд на збагачуваність у лабораторних умовах.....	43
2.2 Методика проведення промислових випробувань з визначення впливу збільшення часу подрібнення (4-та стадія подрібнення) на збільшення масової частки заліза у концентраті.....	48
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2.....	51
РОЗДІЛ 3. ХАРАКТЕРИСТИКА СИРОВИНИ ДЛЯ ДОСЛІДЖЕННЯ.....	52
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 3.....	58
РОЗДІЛ 4. РЕЗУЛЬТАТИ ЛАБОРАТОРНИХ ТА ПРОМИСЛОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ.....	59
4.1 Теоретичне обґрунтування технологічних рішень.....	59
4.2 Результати лабораторних досліджень.....	62
4.3 Результати промислових досліджень.....	64
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4.....	69
РОЗДІЛ 5. РЕКОМЕНДОВАНА ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА.....	70
5.1 Обґрунтування схеми.....	70
5.2 Розрахунок кількісно-якісної та водно-шламової технологічної схеми.....	72
5.3 Розрахунок основного обладнання.....	81
5.4 Розміщення обладнання у корпусах.....	100
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 5.....	104
РОЗДІЛ 6. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЦИВІЛЬНА БЕЗПЕКА.....	105
РОЗДІЛ 7. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА.....	109
7.1 Розрахунок собівартості виробництва концентратів по проектній та запропонованій технологічних схемах .....	109
7.2 Розрахунок економічної ефективності.....	112
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 7.....	114
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	115
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	121

## ВСТУП

### *Актуальність теми дослідження.*

На сьогоднішній день Україна посідає високе місце на світовому ринку з видобутку і переробки залізорудних кварцитів та сировини. Криворізькі ГЗК є постачальниками сировини для підприємств чорної металургії як в Україні, так і за її межами. Але якість концентратів на комбінатах Криворіжжя із вмістом 65-66% заліза загального і 6,0-9,0%  $\text{SiO}_2$  значно нижча, ніж на аналогічних зарубіжних комбінатах. Враховуючи світову тенденцію до зниження собівартості металургійного виробництва за рахунок більш високоякісних концентратів, питання збільшення якості залізорудного концентрату залишається актуальним. Але технологічні схеми збагачення на вітчизняних комбінатах розроблені в 50х-80х роках минулого століття та не дозволяють отримувати конкурентний високоякісний концентрат. Тому наразі актуальним є питання розроблення нових методів або удосконалення нинішніх способів збагачення.

Аналіз досвіду фабрик – аналогів показав, що висока ефективність збагачення залежить від підвищення якості концентрату, комплексного використання сировини та зниження питомих витрат на збагачення. Вирішення цих задач здійснюється багатьма методами, одним з яких є збільшення ступеню розкриття мінеральних зерен.

### *Зв'язок роботи з науковими програмами.*

Роботу виконано згідно з планами науково – дослідних робіт кафедри збагачення корисних копалин і хімії Криворізького національного університету.

*Об'єкт дослідження* – технологія збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру для отримання концентрату з масовою часткою  $\text{Fe}_{\text{заг}}$  не менше 68,0% за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.

*Предмет дослідження* – залежність вилучення заліза у концентрат та якісних показників концентрату від ступеню розкриття зерен магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПівніжЗК».

*Мета дослідження* – удосконалити технологію збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища в умовах ПРАТ «ПівніжЗК» за рахунок додаткової стадії подрібнення для підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.

*Завдання дослідження*, які вирішуються для досягнення поставленої мети:

1. Проаналізувати сучасний стан збагачення магнетитових кварцитів: ринок залізорудної сировини і концентратів, актуальні технологічні та технічні рішення з використанням сучасного збагачувального обладнання для підвищення якості концентратів у

порівнянні з діючою технологічною схемою збагачення ПРАТ «ПІВНГЗК».

2. Розробити методику виконання досліджень.
3. Виконати хімічний і мінералогічний аналіз вихідної руди Першотравневого родовища та концентрату 3-ї стадії збагачення РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК».
4. Обґрунтувати та розробити технологічні рішення з удосконалення схеми переробки руди Першотравневого родовища з розрахунком кількісно-якісної та водно-шламової схем збагачення.
5. Розрахувати кількість обладнання та його компонування.
6. Розробити заходи з охорони праці та цивільної безпеки.
7. Виконати розрахунок техніко-економічної оцінки удосконаленої схеми збагачення.

*Методи досліджень.*

1. Ситовий метод для проведення гранулометричного аналізу вихідної проби, проміжних продуктів та кінцевих.
2. Метод мінералогічного аналізу для дослідження розкриття мінералів.
3. Метод хімічного аналізу для визначення якісного складу досліджуваної сировини.
4. Виконання досліджень у лабораторних та промислових умовах.

*Наукове обґрунтування роботи.* У зв'язку з селективністю розкриття мінералів, а саме початкове розкриття нерудних компонентів при крупності 0,2мм, що значно раніше магнетиту, є доцільним відокремлювати нерудний компонент у кожній стадії подрібнення та збагачення. Особливістю кварцитів Першотравневого родовища є неоднорідність та тонковкрапленість зростків. Основні мінерали – магнетит та кварц, характеризуються високою тріщинистістю. За цим параметром розкриття магнетиту потребує більш тривалого часу подрібнення. Тому, збільшення якості залізородного концентрату, а саме досягнення масової частки заліза загального 68%, визначається ступенем розкриття мінеральних зерен, який залежить від умов подрібнення та масовою часткою класу мінус 0,045мм 98% та більше.

*Практичне значення роботи* полягає у вдосконаленні технологічної схеми виробництва рядового магнетитового концентрату з руди Першотравневого родовища в умовах ПРАТ «ПІВНГЗК» для отримання високоякісного залізородного концентрату з масовою часткою заліза загального 68,0% при вилученні заліза 80% та максимальному виходу високоякісного концентрату.

*Особистий внесок автора* полягає у зборі, опрацюванні, вивченні та аналізі літератури, як науково – технічної, так і патентної за основною тематикою дослідження, розробленні та виборі напряму та методу для вирішення завдань та їх обґрунтування, проведення досліджень та встановлення ходу їх перебігу для обробки отриманих даних при аналізі результатів, їх апробація.

1. *Структура і обсяг роботи.* Робота складається зі вступу, 7 розділів і висновків до кожного розділу, загальних висновків, списку



використаних джерел у кількості 29 джерел. Робота викладена на 123 сторінках машинописного тексту і містить 28 рисунків і 57 таблиць.

## РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПИТАННЯ

### 1.1. Аналіз ринку залізорудної сировини і концентратів

Загальні запаси залізорудної сировини оцінюються у приблизно у 790 млрд.т., які зосереджені у 98 країнах. Світові запаси залізних руд налічують близько 450 млрд.т, в тому числі підтверджених – близько 200 млрд.т. Серед країн з підтвердженими запасами Україна займає третє місце (11%), що зображено на рис. 1.1.

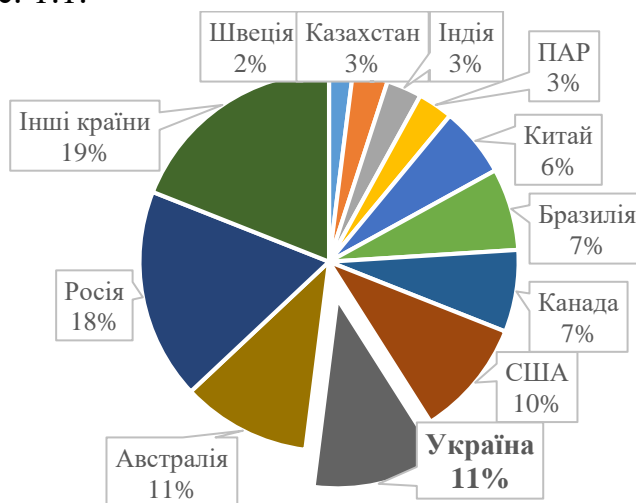


Рис.1.1 - Світовий розподіл підтверджених запасів руди, % [14]

Світова торгівля залізною рудою у 2023р. склала 1,57 млрд.т. [1].

Глобальне споживання залізної руди склало 2,51 млрд.т. у порівнянні з 2,25 млрд.т. у 2022р. (+12%). На фоні збільшення виробництва сталі Китай збільшив за минулий рік імпорт ЖРС на 7% до 2023р. У 2024р. світова торгівля рудою та ЖРС напряму залежить від Китаю, тому як основні добувні компанії не зменшують обсяги добутки ЖРС. У рисунку 1.2 наведено динаміку світового експорту залізної руди за 2023 рік. Лідируючі позиції з експорту продовжують займати Австралія, Бразилія, ПАР, Канада. Україна посідає середні сходинки рейтингу з показником 18 млн. т. Порівнюючи динаміку експорту з 2022р. у відсотках (рис. 1.3), нажаль, на тлі логістичних проблем з портами експорт руди українських родовищ знизився на 26%, що в свою чергу допомогло збільшити експорт інших країн. Однак в цілому експорт виріс на 5%, що підтверджує світовий попит на залізорудну сировину.

Якщо у 2021 основним напрямком експорту руди з України був Китай, то після вторгнення РФ ринок збуту змістився на європейські країни: Словаччину, Чехію, Польщу (таблиця 1.1).

У 2024р. експортний ринок української сировини повернувся у напрямку Китаю (у відсотках), однак темпи експорту у Європу суттєво не скорочуються.

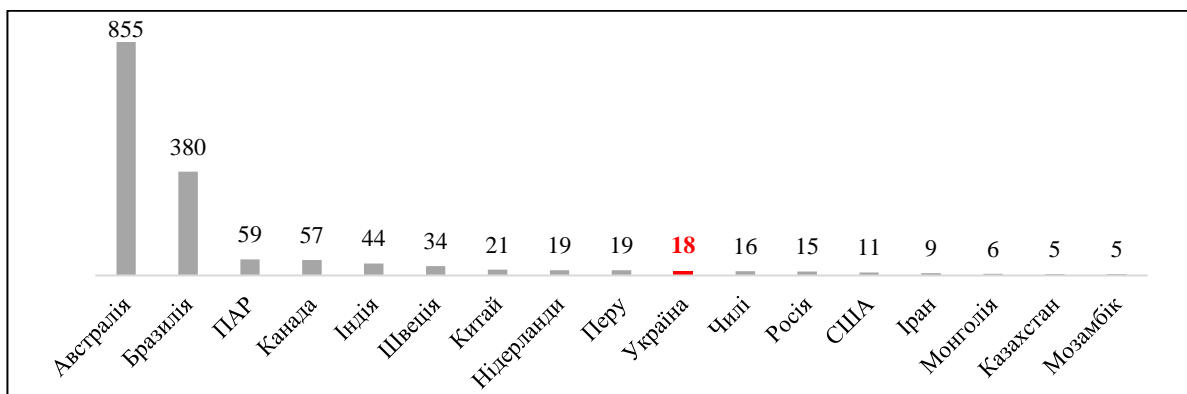


Рис. 1.2 – Динаміка світового експорту залізної руди за 2023р. (млн.т.)

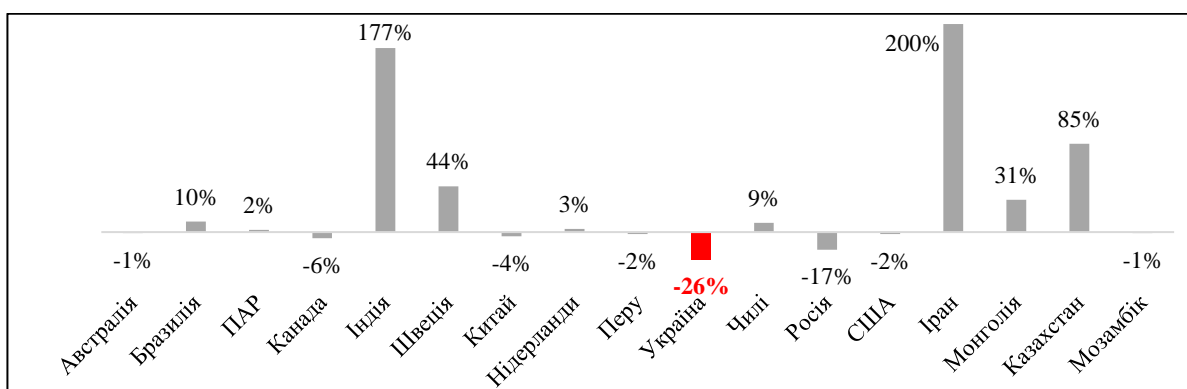


Рис. 1.3 – Динаміка світового експорту руди за 2023р. у порівнянні з 2022р.

Світові тенденції переважають у попиті до збільшення якості залізородного концентрату, так як світовий вектор розвитку чорної металургії передбачає перехід на виробництво «зеленої сталі». Але для нинішнього стану гірничо добувної та металургійної промисловості України (зокрема Кривого Рогу), в особливості у стані війни, перехід на концентрати із масовою часткою заліза 70-71% поки що є перспективним напрямком [3].

Таблиця 1.1 - ТОП найбільших споживачів ЖРС продукції українського виробництва у 2021-2023р. (у відсотках)

№ з/п	Країна	2021	2022	2023	6 міс 2024
1	Словаччина	7,0%	19,2%	28,4%	14,4%
2	Чехія	9,6%	17,3%	19,7%	12,2%
3	Польща	8,0%	16,5%	19,6%	13,9%
4	Китай	41,9%	15,9%	18,9%	46,1%

Для освоєння нових ринків збуту та своєчасного реагування на актуальні потреби зовнішніх споживачів необхідно збільшувати якісні показники концентрату. Металургійне виробництво сьогодення потребує наступні якісні значення концентратів (табл. 1.2), тому як збільшення якісних характеристик дозволяє дуже суттєво зменшити собівартість.

На рис. 1.4 зображена динаміка світових індексів platts на обкотиші зі масовою часткою заліза 62% та 65%. Як видно в динаміці ціни хоч і стабілізуються на протязі 2024р., але мають значний спад порівняно з першим півріччям 2022р. Тому, в боротьбі за ринок збуту, українським виробникам залізорудної сировини продовжувати пошук методів збільшення якості продукції, що в перспективі забезпечує:

1. Збільшення попиту та конкурентоспроможності;
2. Збільшення на 10-15% в ринковій ціні сировини, а саме майбутнього прибутку.

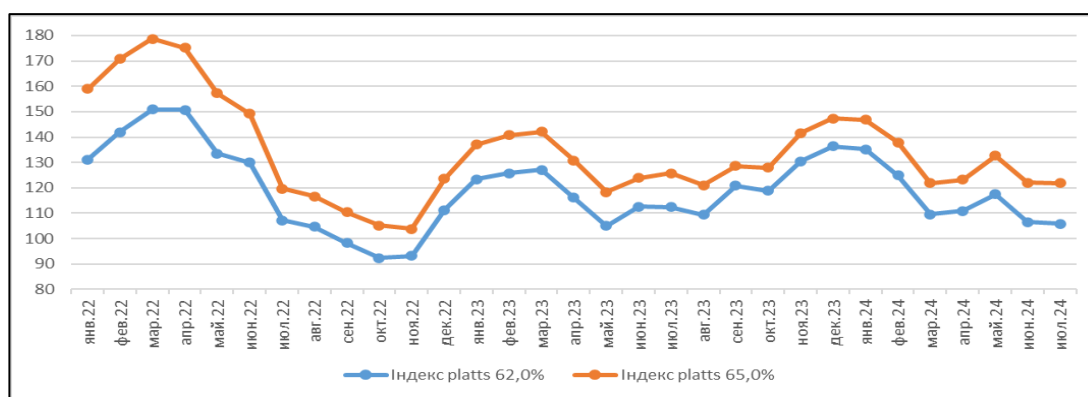


Рис. 1.4 – Динаміка індексів platts на обкотиші з масовою часткою заліза 62,0% та 65,0% за 2022-2024р.

Таблиця 1.2 - Вимоги якісних характеристик концентрату по маркам

Марка концентрату	Масова частка Fe <sub>заг.</sub> , %	Масова частка вологи, %	Масова частка SiO <sub>2</sub> , %
A-1	Не менше 68,0	Не більше 9,5	Не більше 5,0
A-0	70,5	Не більше 9,0	Не більше 2,0

Основними виробниками залізорудної сировини в Україні є: «АрселорМіттал Кривий Ріг», Криворізький ЗРК, «Суша Балка», Полтавський ГЗК, Південний ГЗК, Інгулецький ГЗК, Центральний ГЗК, Північний ГЗК. Останні (ПІВДГЗК, ІНГЗК, ЦГЗК, ПІВНГЗК) належать до Групи «Метінвест».

Специфікою українських родовищ корисних копалин та залізорудної галузі є використання бідних руд із масовою часткою Fe<sub>заг.</sub> близько 30-35%, що обумовлює необхідність подальшої переробки та збагачення руд, що включають

процеси дроблення та подрібнення, класифікації, магнітної сепарації, зневоднення. У підсумку підготовчих та основних процесів збагачення залізородна сировина переходить у продукт – магнетитовий концентрат із часткою заліза 64-65% [3]. Також, в свою чергу, підвищення масової частки заліза у кінцевих продуктах збагачення дозволить збільшити ліквідність та попит на експорт сировини, який диктує світовий металургійний ринок. Тому вирішення даного питання буде завжди актуальним.

У таблиці 1.3 наведено порівняння якісних характеристик концентратів, які виробляються на підприємствах України, Австралії, Канади, та США [6].

Таблиця 1.3 – Хімічний склад концентратів [6]

Підприємство	Масова доля, %		Підприємство	Масова доля, %	
	Fe	SiO <sub>2</sub>		Fe	SiO <sub>2</sub>
Інгулецький ГЗК	63,7 67,35	10,5 6,5	Севідж-Рівер (Австралія)	67,5-69,0	1,5
Північний ГЗК	65,5 68,0	10,5 6,5	Адамс (Канада)	67,0-68,4	3,0
Південний ГЗК	65,0 67,5	10,5 6,5	Грифіт Майн (Канада)	68,8-69,3	4,2
НКГЗК	65,3±0,5	8,43	Шерман (Канада)	67,5-68,0	5,0
Центральний ГЗК	64,5-68,5	10,5-6,5	Різерв майнінг (США)	68,0	4,?
Полтавський ГЗК	66,2 67,2	6,3 5,14	Емпайр (США)	66,5-67,0	6,35

Аналіз таблиці 1.3 підтверджує, що масова доля заліза в концентратах ГЗК України (64-66%), що значно нижче, чим в концентратах підприємств Австралії, Канади та США. При цьому значно вище доля кремнезему, що робить неможливим використання концентратів у технології прямого відновлення заліза у металургії (DRI – виробництва) [6].

Одним з ключових гравців на ринку залізородної сировини є ПРАТ «ПВНГЗК». Але, на жаль, наразі ГЗК працює на 45-50% потужностей, а в цілому ГЗК Групи Метінвест завантажені на 30-35% у зв'язку із зупинкою Інгулецького ГЗК. Цьому сприяють логістичні обмеження, спричинені блокадою морських портів через повномасштабне вторгнення РФ, часткові блекаути та обмеження енергопостачання після обстрілів об'єктів інфраструктури енергетичної та логістичних сфер [2].

Згідно проекту ПАТ «НДП МЕХАНОБРЧЕРМЕТ» у відповідності зі стандартом підприємства СТП 277-16-03-17 «Концентрат залізородний агломераційний РЗФ-1, РЗФ-2, який надходить на виробництво залізородних офлюсованих і неофлюсованих обкотишів» та технологічної інструкції ТІ-277-01-21, діючої на ПРАТ «ПВНГЗК», залізородний концентрат повинен відповідати характеристикам, які наведені у таблиці 1.4.

Склад рудної шихти, яка надходить на збагачувальну фабрику, повинен відповідати співвідношенням, вказаним у таблиці 1.5. Як бачимо з наведеної

таблиці окрім Першотравневого родовища вагомо впливає на якість руда Ганнівського родовища, зокрема південного напрямку.

Таблиця 1.4 – Характеристики залізорудного концентрату ПРАТ «ПІВНІГЗК»

Найменування показників	Нормативні показники	Методи випробувань
Масова частка заліза, %	Концентрат А-1 – 67,8% Концентрат А-2 – 65,8%	ДСТУ 8811.1:2018
Допустиме відхилення масової частки заліза, %	-0,4 %	
Масова частка вологи, %	Концентрат А-1 – 9,8% Концентрат А-2 – 10,0%	ДСТУ 3201-95 або за допомогою аналізатора вологи
Масова частка SiO <sub>2</sub> , %	Концентрат А-1 < 6% Концентрат А-2 < 8%	ДСТУ 8811.2:2018
Допустиме відхилення масової частки SiO <sub>2</sub> , %	+0,65	
Для концентрату марки А-1 масова частка класу -0,045мм -0,056мм	не менше 95,0 % не менше 98,0 %	ДСТУ 3201-95
Для концентрату марки А-2 масова частка класу -0,045мм -0,056мм	не менше 93,5 % не менше 96,5 %	ДСТУ 3201-95

Таблиця 1.5 - Вимоги до складу рудної шихти

Родовище	Співвідношення, %	Різновид напрямків, %	
		південь	північ
Першотравневе	65 ± 5	-	-
Ганнівське	35 ± 5	75	25

Тому, діючим проектом ТОВ «НВО «Ракурс» «ПРАТ «Північний ГЗК». Проектна потужність ПРАТ «ПІВНІГЗК» в об'ємі переробки руд Ганнівського та Першотравневого кар'єрів 30,5 млн.т. на рудозбагачувальній фабриці №1 на період з 2021 р. по 2037 р.» передбачено робота секцій №№1-27 з виробництвом концентрату з масовою часткою заліза 65,5% (марка А2) при подрібненні до 98,1% класу мінус 0,056мм.

Одним з шляхів підвищення якості концентрату передбачено на групі секцій №№9-16 виробництво концентрату марки А1з підвищеною масовою часткою Fe<sub>заг</sub> 67,0-68,0%. Однак за результатами випробування такого показника можливо досягти за таких умов:

1. Шихта між рудами родовищ повинна бути: першотравнева <50%, ганнівська > 50%.

2. Забезпечити подачу руди з показниками  $Fe_{\text{заг}} \geq 35,8\%$ ,  $Fe_{\text{маг}} \geq 26,0\%$  та збагачуваність  $\geq 67,3\%$ .
3. Забезпечення цільової масової частки класу мінус 0,056мм на рівні 98,5%, що можливо на знижених часових навантаженнях – 170-175 т/год/секцію

Окремо на ПРАТ «ПІВНГЗК» у 2020-2021рр. були проведені промислові випробування роздільного збагачення руди Ганнівського родовища з метою досягнення показника заліза загального у концентраті на рівні 67,5%. Завданням випробування було передбачено подачу руди тільки Ганнівського родовища з урахуванням засмічення першотравневою рудою. Шихта руд складала: ганнівська руда  $\geq 90\%$ , руда первотравневого родовища  $\leq 10\%$ . Якісні характеристики збагачуваної руди були наступні:  $Fe_{\text{заг}} - 34,2-34,4\%$ ,  $Fe_{\text{маг}} - 24,65-24,80\%$ ,  $\beta - 65,94-66,02\%$ . Випробування проводились з годинним навантаженням на секцію 160 т/год по руді.

У зв'язку з технічними проблемами на досліджуваній секції (низький фронт магнітної сепарації, аварійний ремонт магнітного дешламатора) мета досліджень була невиконана. Отриманий концентрат мав такі характеристики:

- $Fe_{\text{заг}} - 65,83\%$
- Масова частка класу крупності мінус 0,056мм – 98,05%

Однак, в рекомендаціях до випробувань зазначається, що відновлення технологічного обладнання та фронту сепарації до проектних значень при навантаженні по руді 160 т/год/секцію зі збагачуваністю 66,58% руди Ганнівського родовища можливо забезпечити виробництво концентрату із масовою часткою заліза загального 67,5%.

Перераховані випробування передбачають зниження продуктивності секцій або дотримання шихтовки руди Ганнівського родовища  $\geq 50\%$ , відповідно руди Першотравневого родовища -  $\leq 50\%$  для подальшого збагачення до якості концентрату  $> 67,5\%$  в умовах діючих технологій та обладнання ПРАТ «ПІВНГЗК».

Враховуючи зростання світового попиту на високоякісні концентрати та обкотиші є доцільним продовжити пошук та дослідження збільшення якості концентрату в умовах ПРАТ «ПІВНГЗК». Також в умовах діючого воєнного стану, проблем з логістикою та енергетичному секторі, треба сконцентрувати увагу на організаційних та технологічних рішеннях по зниженню собівартості та з мінімальним залученням інвестицій.

Насамперед потрібно також звернути увагу, що якщо завантаженість переробного комплексу залишається менше 60% від проектної (на період дії логістичних обмежень, блекатуїв, тощо), в умовах ПРАТ «ПІВНГЗК» доцільно розглядати переробку та збагачення руди тільки Першотравневого родовища у зв'язку з собівартістю добуток руди Ганнівського родовища яка у 1,5 рази дорожча за руду Першотравневого кар'єру. Коефіцієнти розкривних порід до руди згідно проекту ТОВ «ЮЖГППРОРУДА» по відпрацюванню родовищ у 2024р.: Першотравневого кар'єру – 0,7 м<sup>3</sup>/т, Ганнівського кар'єру – 1,52 м<sup>3</sup>/т.

## 1.2. Аналіз технологічних схем збагачення

Насамперед, будь-яка технологія збагачення корисних копалин передбачає використання фізико-механічних (магнітне сприйняття, твердість, крихкість, щільність), хімічних, фізико-хімічних якостей мінералів. На вибір технологічної схеми збагачення впливають: текстурні особливості, фізико-хімічний та якісно-кількісний мінералогічний склад, нерівномірність вкраплення. Остання характеристика, а саме тонка нерівномірна вкрапленість магнетиту, та тісний взаємозв'язок з мінералами кварцової, силікатної та сульфідної групи призводять до вибору багатостадіальних схем з технологією мокрого магнітного збагачення, в якому поетапно виділяються нерудні хвости на кожній стадії. Для розділення таких мінералів на практиці збагачення ведуть у декілька стадій, тому як виконати це в один прийом майже неможливо [4]. Сам процес збагачення магнетитових кварцитів здійснюється поетапно, на кожному з яких відбувається виведення пустої породи у відвальні хвости.

Характеристика магнітного сприйняття для магнетитових кварцитів є постійною величиною. Однак з операціями подрібнення кварцити отримують зростки з різною масовою часткою магнетиту, магнітне сприйняття змінюється. А це негативно впливає на процеси магнітної сепарації [6].

Суттєвий вплив на якісні характеристики концентрату, а саме на масову частку заліза в концентраті, надає гранулометричний склад продуктів дроблення та подрібнення. На рис. 1.5 зображена залежність масової частки заліза у концентраті (%) від ступеню подрібнення (мм) для різних родовищ. Родовище 5 та 6 – Качканарське родовище залізних руд, які схожі за геологічними властивостями на родовища Кривого Рогу [7].

Найбільш вагомий вплив на вибір схеми збагачення та кінцевих якісних показників концентрату надають якісні характеристики вихідної сировини. На рис. 1.6 зображена залежність виходу концентрату ( $\gamma$ , %) від масової частки заліза магнітного ( $\alpha_m$ , %). Зі збільшенням заліза магнітного вхідної руди, збільшується і вихід концентрату.

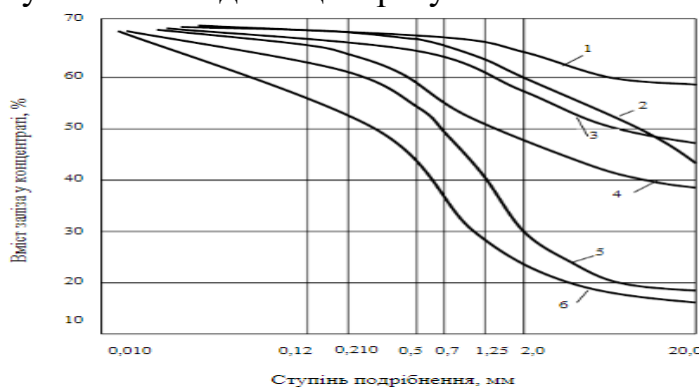




Рис. 1.5 – залежність масової частки заліза у концентраті від ступеня подрібнення промпродукту на рудозбагачувальній фабриці з сировини окремих родовищ (1; 3; 4 – Соколовське; 2 – Сарбайське; 5 та 6 – Качканарське родовище залізних руд) [7].

Аналогічна залежність по вилучення металу в концентрат: зі збільшенням масової частки  $Fe_{\text{маг}}$  ( $\alpha_m, \%$ ) збільшується і вилучення ( $E, \%$ ), що зображено на рис 1.7.

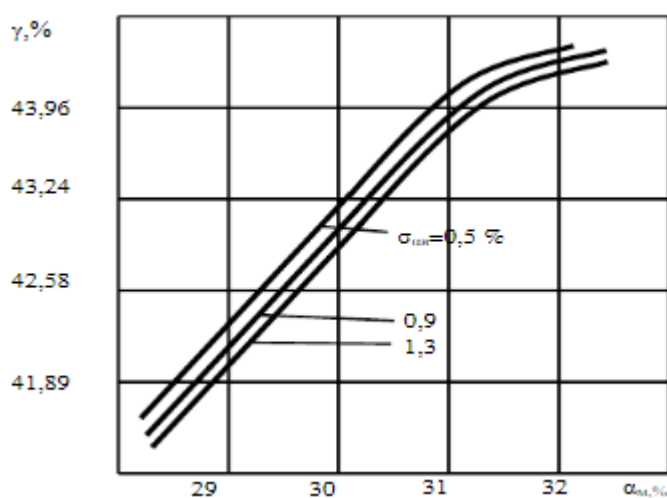


Рис. 1.6 – Залежність виходу концентрату ( $\gamma$ ) від масової частки заліза магнітного ( $\alpha_m$ ) вхідної руди [7].

З розглянутих досліджень можна зробити висновок, що на ПРАТ «ПВНГЗК» та інших ГЗК Кривбасу збільшення середньоквадратичного відхилення масової частки  $Fe_{\text{заг}}$  та  $Fe_{\text{маг}}$  у вхідній руді призводить до зменшення виходу концентрату, масової частки заліза в концентраті і зменшення вилучення заліза в концентрат, що в свою чергу призведе до збільшення заліза у хвостах збагачення.

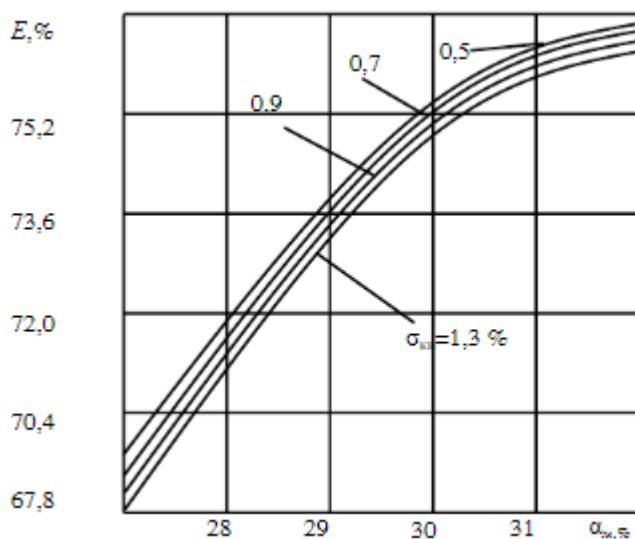


Рис. 1.7 – Залежність витягу заліза в концентрат (E) від масової частки заліза магнітного ( $\alpha_m$ ) вхідної руди [7].

З практичного досвіду збагачувальних комбінатів Кривбасу та проаналізувавши наукову літературу [6] можна виділити основні характеристики неокислених магнетитових кварцитів, які впливають на вибір технологічної схеми та ефективність подальшого збагачення:

1. Тип залізної руди;
2. Показники  $Fe_{заг}$  та  $Fe_{маг}$  у вхідній руді;
3. Гранулометричний склад руди.
4. Фізико-механічні властивості руди.

Аналізуючи варіанти схем збагачення треба звернути увагу на зарубіжні підприємства. Наприклад, на збагачувальній фабриці Sherman (Канада) використовується комбінований метод збагачення. На першій стадії магнітної сепарації встановлені двобарабанні сепаратори, які поєднують в собі магнітну та електромагнітну системи. Обидві системи мають 5 полюсів магнітів та електромагнітів. Перший барабан (електромагнітний) з протиточним типом ванни з напруженістю 95 кА/м, другий барабан (магнітний) з напівпротиточною ванною з напруженістю 70 кА/м. На другій стадії встановлені також двобарабанні сепаратори, які мають п'ять полюсів магнітів з напруженістю 60 кА/м. Характерною особливістю є те, що в наступних стадіях магнітної сепарації напруженість зменшується, що в свою чергу, дозволяє підвищити якість концентрату та вилучення заліза. За літературними даними найбільший приріст заліза в концентраті можна очікувати при напруженості 20 кА/м, однак такі сепаратори не набули поширення. Основна причина – неможливість одночасного виділення відвальних хвостів, а також погіршення поділу через недостатні магнітні сили у зоні вилучення концентрату.

Окремої уваги заслуговує технологія, розроблена співробітниками ПАТ «НДП «Механобрчермет» і ДВНЗ «Криворізький національний університет», в якій магнітна дешламація замінюється гідросепарацією. Принцип роботи рекомендований на ПАТ «Південний ГЗК»: демонтуються магнітні системи наявних дешламаторів і вони стають гідросепараторами [19]. Необхідний ступінь подрібнення (94-98% класу мінус 0,05 мм) у третій стадії досягається за рахунок збільшення виходу хвостів у другій стадії збагачення на 4-6%. Така технологія дозволяє отримувати концентрати з масовою часткою заліза до 70%. Рекомендована схема збагачення магнетитової руди ПАТ «ПівдГЗК» наведено на рис. 1.8. Також дана технологія була випробувана на руді ПРАТ «ПівдГЗК» на дослідній фабриці ПАТ «НДП «Механобрчермет». Результати випробувань наведені в таблиці 1.5.

Розвиненою технологією збагачення магнетитових кварцитів є фабрики у штатах Мінесота та Мічіган (США) та Австралії.

На рис. 1.9 представлена технологічна схема Minntac (Мінесота). Відміною особливістю фабрики є використання грохотів тонкого грохочення. Це дозволяє

вивести частину фракції +0,105мм, що знижує масову частку кремнезему в концентраті до 4-5%, за рахунок чого підвищити якість концентрату [8].

Таблиця 1.5 – Результати випробувань руд ПАТ «ПівдГЗК» та ПРАТ «ПівНГЗК» [19].

Метод збагачення	Масова частка заліза в концентраті, %	Вилучення заліза в концентрат, %
ПАТ «ПівдГЗК»		
Проектний	65,0	79,9
Із використанням гідросепарації	69,5	76,4
ПРАТ «ПівНГЗК»		
Проектний	65,04	73,6
Із використанням гідросепарації	69,1	79,9

Також технологічна схема фабрики дуже схожа до схем збагачувальних фабрик СНГ: для подрібнення встановлені шарові млини, а в якості класифікуючого обладнання встановлені спіральні класифікатори та гідроциклони.

Аналогічні грохоти тонкого грохочення є в технології таких фабрик, як Erie Magnetite (рис. 1.10), Hibbing Taconite (США) та Savage River (Австралія).

Однак, дані грохоти не є доцільним до встановлення в технологічну схему фабрики Empire Mine (рис. 1.11) (США), тому як в результаті подрібнення кінцевий продукт класу мінус 0,020 мм, який не потребує тонкої класифікації. В якості кінцевої стадії збагачення на фабриці використовують зворотню флотацію.

Випробування компанії АММТЕС на технологічних схемах магнетитових руд Австралії показали, що доцільно використовувати кульові млини для подрібнення до класу мінус 0,10 мм 80% фракції разом з магнітним збагаченням та завершуючим подрібненням на млинах IsaMill до класу 0,034 мм [8].

Однак встановлення даних млинів в умовах ПРАТ «ПівНГЗК» на даний час неможливо у зв'язку з високими капітальними інвестиціями.

Проектами роботи вітчизняних збагачувальних фабрик передбачається стадіальне подрібнення (зазвичай 3 стадії) з 3х-5ти стадійною класифікацією та магнітною сепарацією.

Недоліком даної схеми магнітного збагачення є якість концентрату, в якому показник масової частки заліза загального зазвичай максимально досягає тільки 65,5%.

В Україні та інших країнах СНГ магнетитові кварцити в основному збагачуються методом магнітної сепарації. Процес переробки руди передбачає підготовчі процеси кілька стадіального дроблення з послідуочим транспортуванням руди до основного корпусу, де виконується подальше подрібнення та збагачення.

Для дроблення використовуються конусні дробарки (рідше щоківі або валкові), а подрібнення виконують в кульових і стержневих млинах.

Стадіальність подрібнення залежить від вимог готового класу крупності виходячи від вкраплення рудних та породних мінералів.

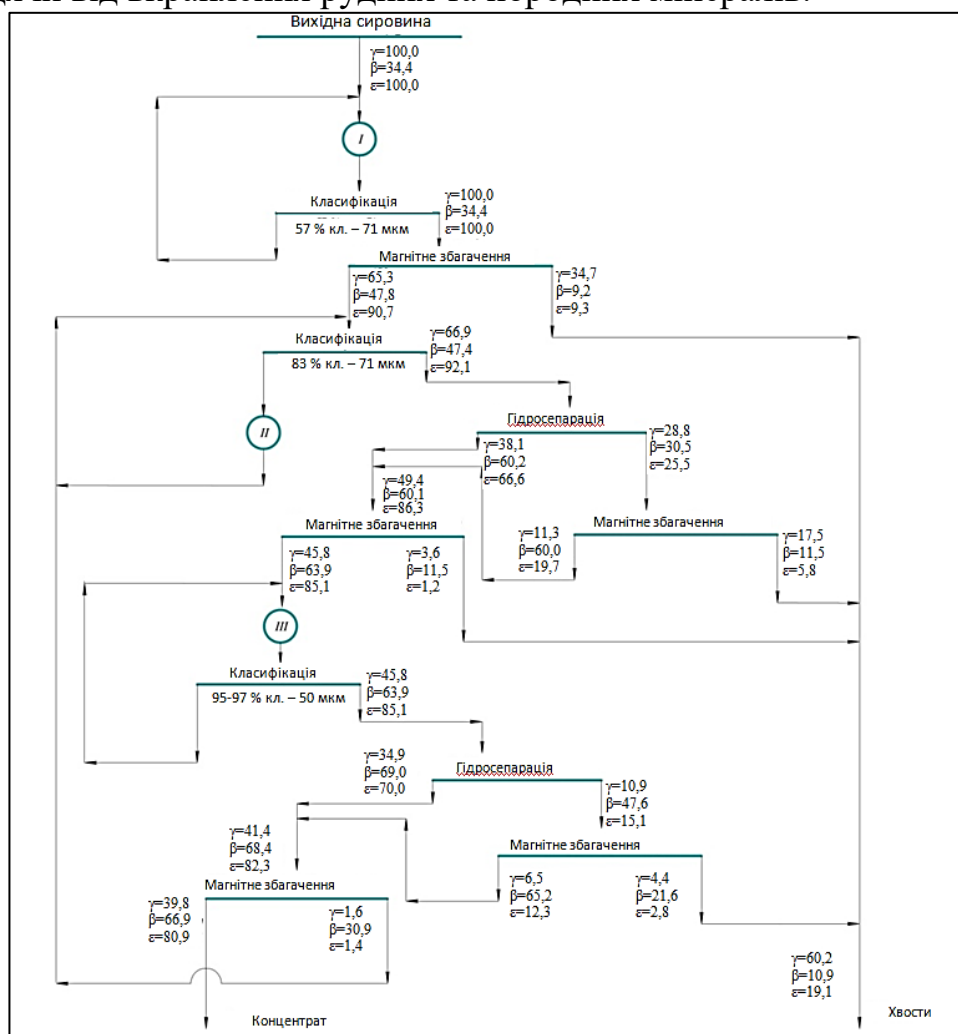


Рис. 1.8 – Рекомендована схема збагачення магнетитової руди ПАТ «Південний ГЗК» з використанням гідросепарації [19]

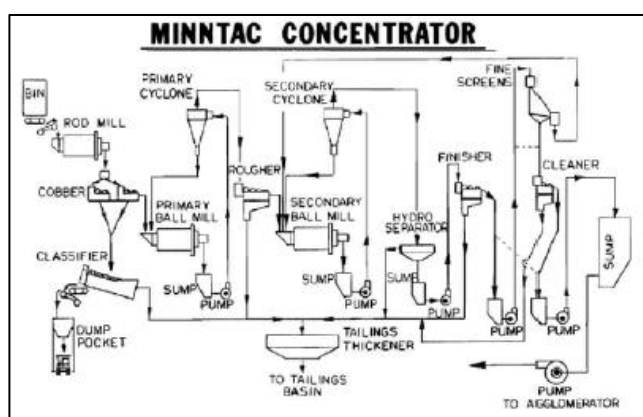


Рис. 1.9 - Технологічна схема збагачення фабрики Minntac (Австралія) [8].

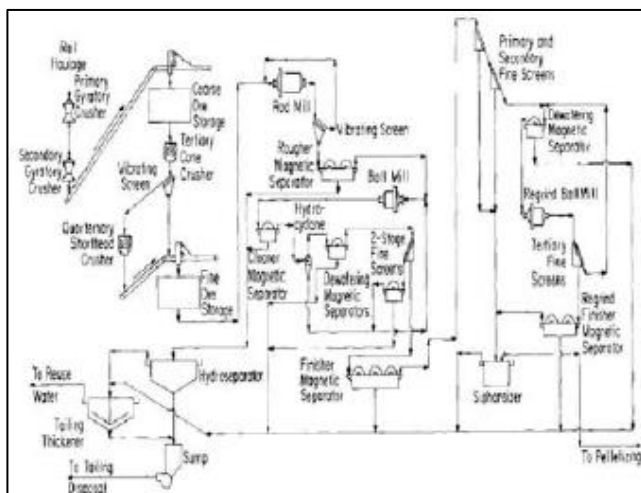


Рис. 1.10 - Технологічна схема збагачення фабрики Erie Magnetite (США) [8].

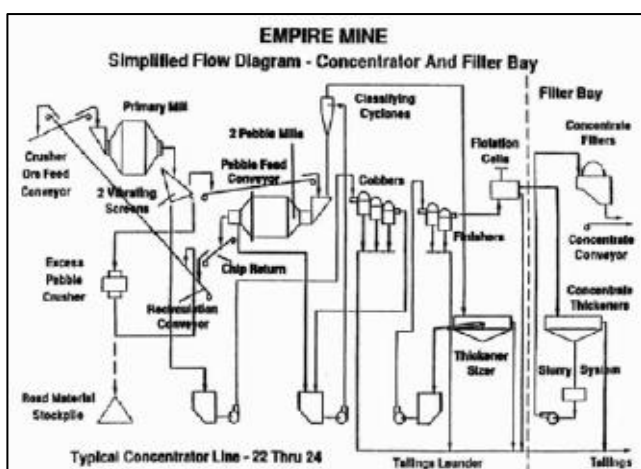


Рис. 1.11 - Технологічна схема збагачення фабрики Empire Mine (США) [8].

Також від цього показника в подальшому залежить стадіальність магнітної сепарації, а саме: чи м тонковкрапленіший мінерал, тим більше стадій буде у технологічній схемі. Якщо переважають руди з крупною вкрапленістю, то перед подрібнюванням доцільно використовувати суху магнітну сепарацію [4]. Така схема в Україні реалізована на ПРАТ «ЦГЗК», ПРАТ «ІНГЗК» та ПРАТ «ПГЗК». Ця технологія дозволяє підвищити масову частку заліза і стабілізувати склад матеріалу, який в подальшому надходить на подрібнення та мокру магнітну сепарацію. Також суха сепарація дозволяє скоротити витрату води та знизити питомі витрати на концентрат. Суть технології полягає у попередньому виведенню з процесу збагачення кускових хвостів бідних важкорозкривних зростків [18].

На Інгuleцькому ГЗК на переділі сепарації встановлені сепаратори ВПБС-90/250, що дозволяє виділити близько 10% відвальних хвостів та сприяє збільшенню  $Fe_{\text{заг}}$  на 1,5-2% у промпродукті.

На Полтавському ГЗК суха магнітна сепарація здійснюється на барабанних та стрічкових сепараторах, що дає додатковий приріст заліза 1,3-1,5% при середньому виході хвостів 7% [15]. У схему збагачення також входять

відцентрові дробарки Вармас, які у комплексі з традиційними дробарками ККД, КСД та КМД дозволяють знизити крупність вихідної руди з 14% до 4% класу +20мм. Це, в свою чергу, суттєво збільшує продуктивність циклів подрібнення та мокрої магнітної сепарації [15].

Нині залишається актуальним питання застосування технології сухої магнітної сепарації одразу у кар'єрах (після однієї стадії крупного дроблення). Це дозволило би вивести бідну частину некондинційної фракції магнетитових кварцитів одразу у відвали, що забезпечить суттєве зниження собівартості доставки руди, підготовчих та основних операцій збагачення та складування частини хвостів у хвостосховищі [16].

### 1.3. Аналіз сучасного збагачувального обладнання з впливом на якісні показники концентрату

Наряду з вітчизняним обладнанням, технологія і виробництво якого було у 60-70 роки минулого сторіччя, на ринку та у світових практиках представлений широкий вибір сучасного обладнання, яке не тільки більш енергоефективне, менш металомістке, але й спроможне вносити позитивні корективи у підвищення якості концентрату.

Насамперед, привертає увагу ефективність класифікації. Розглянуті у розділі 1.2 схеми роботи збагачувальних фабрик США та Австралії мають грохоти тонкого грохочення, які вже працюють та вдосконалюються протягом десятиліть. Як зазначається в роботі Олійник Т.А. [16] у період з 2003-2015 роки були проведені дослідження з метою доцільності використання аналогічних грохотів в умовах ГЗК Кривбасу та Полтавському ГЗК. Для експериментів використовувались грохоти Stack Sizer (фірми «Derrick Corporation»). В результаті досліджень доведено, що можливо підвищити якість концентрату на 2-3% (з 64,5-65,5% до 67% та більше) за рахунок використання тонкого грохочення в умовах Південного ГЗК, Північного ГЗК та Полтавського ГЗК [16]. Дані грохоти рекомендовано до встановлення у замкнуті цикли II та III стадії подрібнення.

Принцип роботи грохоту Stack Sizer з 5 ситовими деками наступний (рис. 1.12). Живлення грохоту розподіляється в 5 окремих живильних коробок на кожній ситовій деці, які оснащені високоефективними поліуретановими ситовими панелями. Лінійні коливання грохоту забезпечують два вібраційні двигуни. Вібрація створює прискорення матеріалу на ситі, після чого він затримується довший час на поверхні сита [17]. Компанія Metso має аналогічний за роботою грохот UFS. За інформацією Metso, цей грохот настільки компактний, що розмірами відповідає до розмірів гідроциклонних установок, але потребує додаткових інвестицій.

Наразі компанією «Derrick» представлений грохот SuperStack, в якому використовується до 8 дек, які оснащені запатентованими поліуретановими панелями Derrick [17]. Технології Stack Sizer та SuperStack дає змогу замінити

гідроциклони в схемах подрібнення, які виконували би функції класифікуючого обладнання.

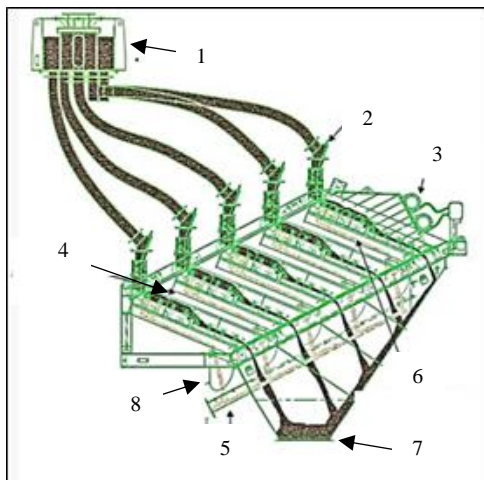


Рис. 1.12 - Схема роботи грохоту Stack Sizer [17], [19]: 1 – п’ятиструйний розподільувач, 2 - живильний короб, 3 – подвійний лінійний вібродвигун, 4 – монтажні отвори для легкого доступу до дек, 5 – колектор для збирання надрешітного продукту, 6 – колектор для збирання підрешітного продукту, 7 – надрешітний продукт, 8 – підрешітний продукт.

Одним з самих успішних впроваджень в Україні тонкого грохочення є встановлення 12 грохотів Derrick на ПРАТ «ЦГЗК», які виконують функцію очищення високосортного концентрату від пустої породи з метою доведення якості до 70,5%, придатної для виробництва DRI обкотишів [17].

Суттєвими перевагами тонкого грохочення є: точність та ефективність грохочення (яка досягає 70-80%, інколи 90% та більше), мінімізація витрат цінного компоненту та зниження витрат. До недоліків можна віднести необхідність додаткового доопрацювання надрешітного продукту в окремому циклі та більші габаритні розміри, ніж гідроциклони [17].

Наступний напрям для підвищення якості концентрату є його доведення методом флотації. Найбільш поширеним є використання зворотної катіонної флотації, який успішно дозволяє отримувати концентрати з показниками заліза до 70%. Такі схеми використовуються на підприємствах Adams, Greis Mine, Pia Ridge, Cornwell (США), Sherman, Griffith Mine, Tecuna Mine (Канада), Longness (Швеція). В основному доведення концентрату здійснюється на механічних флотомашинах Wemco, які здатні працювати на грубомі продукті, можуть забезпечити високе вилучення та мають управління циркуляцією. А, наприклад, підприємство PICO MINE (Бразилія) використовує колонні флотомашини для збагачення дрібних класів гематитової руди крупністю мінус 0,15мм [18]. Також такі машини використовуються у США, Канаді, Індії та Україні – на ПРАТ ІНГЗК та на Полтавському ГЗК. Суттєвою перевагою флотаційного доведення концентрату є те, що це найбільш досконале рішення по видаленню кремнезему та отримання чистого концентрату – масової частки заліза загального більше

70% та менше 2% кремнезему з високим вилученням заліза – 65-85% в залежності від масової частки заліза у вихідній руді. Приклад технологічної магнітно-флотаційної схеми наведено на рис. 1.13.

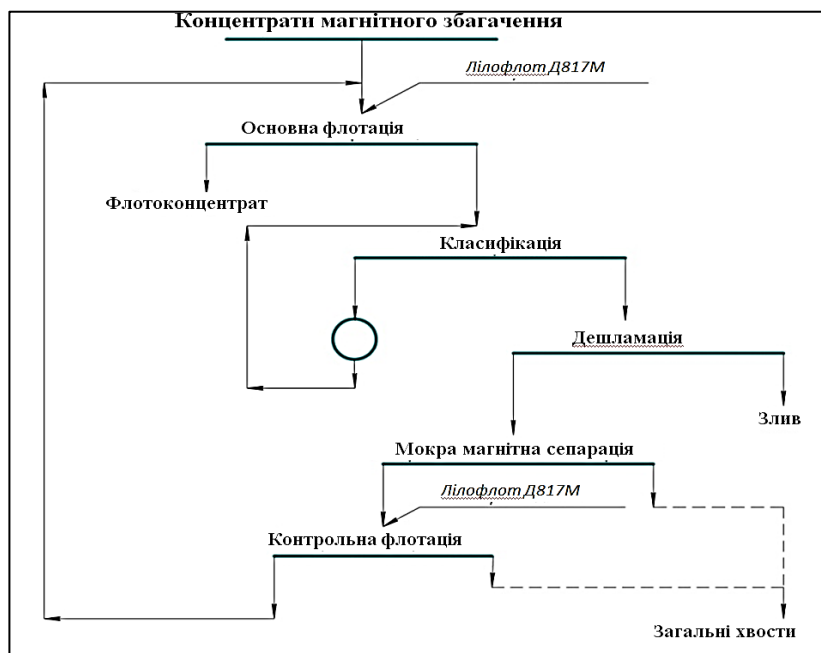


Рис. 1.13 – Технологічна магнітно-флотаційна схема доведення концентрату [19]

Розглядаючи млини, то альтернативою кульовим млинам подрібнення на даний час є використання вертикальних млинів Vertimill компанії Metso, які забезпечують матеріал крупністю 0,020 мм при крупності живлення 6 мм.

Принцип дії полягає в перемішуванні середовища, що мелють, за допомогою насадженої на вертикальний обертовий вал мішалки [20].

Широкого використання набули установки Vertimill для тонкого помелу та доподрібнення концентрату. Після подрібнення, стандартна крупність готового продукту, становить в межах 20-30 мкм. Для тоншого помелу застосовують млини типу Metso SMD, що представляють собою флюїдизовані млини з перемішуванням робочого середовища. Найбільший обсяг енергії, що витрачається на збагачувальній фабриці, затрачується на операції подрібнення. Тому дані млини рекомендується встановлювати на 2-й та 3-й стадіях подрібнення [20].

Технологія Vertimill реалізується в Україні на ПРАТ «Полтавський ГЗК», а на зарубіжних активах – ТОВ «Алтай Поліметали» (Казахстан) та ГМК «Норільський нікель» [14]. На шведській фабриці «Kaunisvaara» було встановлено на другій стадії подрібнення млин Vertimill-VTM-3000.

Переваги даних млинів: на 25-35% більш енергоефективні за кульові млини, менше витрати подрібнюючих тіл, на 50% менше виробнича площа, низький рівень шуму – 85 дБ.

Багато світових збагачувальних підприємств все частіше переходять на сучасні гідроциклони. Прикладом в Україні і Південний ГЗК: в 2019р.



капремонті технологічної секції №13 були встановлені високоефективні гідроциклони компанії Multotec (ПАР). Їх використання в технології дозволяє найбільш ефективно виділяти з сировини залізо, що покращує якість готової продукції. Наряду з компанією Multotec, сучасні гідроциклони випускають такі світові виробники, як British Coal (Великобританія) та Krebs Engineers (США).

Вагомий внесок у якість кінцевого концентрату вносить магнітна сепарація. В зарубіжній практиці застосовують індукційно-роликові високоінтенсивні магнітні сепаратори фірми "Гумбольдт", поліградієнтні сепаратори типу "Джонс" фірм "Клекнер" (Германія), "Бокс-Рапід" (Англія) [18].

Отже, проаналізовано, що одним із шляхів збільшення якості є використання сучасного обладнання, яке є аналогом вітчизняному від подрібнення до сепарації та послідуочого доведення концентрату.

#### 1.4. Аналіз технологічної схеми збагачення ПРАТ «ПІВНГЗК»

На РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК» передбачено ведення технологічного процесу збагачення згідно технологічної інструкції виробництва концентрату ПІ-277-01-21 [9]. Кінцевою продукцією процесу збагачення є залізорудний магнетитовий концентрат, придатний для виробництва залізорудної сировини (агломерат, обкотиш, брикет та ін.).

Склад рудної шихти за різновидами має бути відповідно таблиці 1.6 :

Таблиця 1.6 - Відсотковий склад рудної шихти для збагачення на РЗФ-1 за різновидами руд по збагачуваності

№ з/п	Різнавид	Масова частка, %	Допустимі відхилення, %
1	Легкозбагачувані	66	-2,0
2	Середньозбагачувані	16	+2,0
3	Важкозбагачувані	18	+2,0

Принципова схема збагачення магнетитових кварцитів ПРАТ «ПІВНГЗК» зображена на рис. 1.14. На рудозбагачувальній фабриці №1 застосовується технологія мокрого кульового подрібнення разом з гідравлічною класифікацією та подальшим мокрим магнітним збагаченням.

Фабрика включає в себе вісім спарених секцій (№№1-16) на I-й черзі та одинадцять секцій (№№17-27) на II-й черзі.

Технологічна схема РЗФ-1 (рис. 1.15) включає:

- три стадії подрібнення дробленої руди із застосуванням кульових млинів типу МКР 3600x4000, МКР 3850x4000, МКР 4000x5000 та МКЦ 3600x5500;
- три стадії класифікації з застосуванням спіральних класифікаторів типу 2КСН 2,4x12,5 і гідроциклонів типу ГЦ-710, ГЦ-500 ГЦ-350;

- п'ять стадій магнітної сепарації з застосуванням сепараторів типу ПБМ-ПП-90/250, SWM-ПП-90/250, SWM-ПП-120/300 і ПБМ-П (ПП)-120/300;
- три стадії магнітної дешламації (знешламлення проміжних продуктів і концентрату) з використанням дешламаторів типу МД-9А;
- зневоднення готової продукції (концентрату) на дискових вакуум-фільтрах типу ДОО-160-3,2У.

Для транспортування дробленої руди в млини І-ї стадії подрібнення та транспортування концентрату на склади фабрики використовується система стрічкових конвеєрів.

В якості гідротранспорту промпродуктів та концентрату з РЗФ-1 на РЗФ-2 в рідкій фазі використовуються піскові насоси типу VASA 7010/200, VASA 507/150, ORION-НМ 250 або аналогічні насоси виробництва «ПЛМЗ», 8Гр-8, 5Гр-8.

Перша стадія подрібнення та класифікації починається з подачі з бункерів дробленої руди на горизонтальні конвеєри через патрубкі-живильники, після чого руда подається на похилий конвеєр та завантажується у млин І-ї стадії подрібнення. Продуктивність млина регулюється зміною швидкості руху горизонтальних конвеєрів. Вимірюється продуктивність показниками електронних ваг ВКТ-4, які встановлені на похилих конвеєрах.

Вхідна руда класу крупності 20-0 мм подрібнюється в кульовому млині першої стадії з розвантаженням через решітку МКР 3600х4000 (секції №1-16) та МКР 4000х5000 (секції №17-27), які працюють в замкнутому циклі з двоспиральним класифікатором 2КСН 2,4х12,5. Технічні характеристики млинів та класифікаторів вказані в таблицях 1.7 та 1.8 відповідно.

Розвантаження млина надходить в спіральний класифікатор, де розділяється на крупну (піски) і тонку (злив) фракції. Піски класифікатора надходять в зворотний жолоб і сумісно з вхідною рудою надходять в млин на додрібнення. Злив спірального класифікатора самопливом надходить в пульпорозділювач І стадії магнітної сепарації.

Продуктивність млинів в залежності від якісних характеристик вхідної руди на секціях №1-16 – 85-110т/год, на секціях №17-27 – 180-210 т/год.

Масова доля класу  $-0,056$  мм в зливі класифікатора від 58% до 60%. Для подрібнення використовуються кулі  $\varnothing 100$  мм.

Завантаження млина МКР 3600х4000 повинне становити від 62 т до 70т, млина МКР 4000х5000 – від 96т до 110т.

Використання кульових млинів на Ії стадії подрібнення має свої переваги, насамперед: простота конструкції, великий досвід експлуатації та застосування, висока ремонтно придатність, відносно великий строк служби футерування (до 8 міс.), велика продуктивність до 200 т/год по вхідній руді, забезпечують високий ступінь подрібнення, працюють у замкнутому циклі з спіральними

класифікаторами, що забезпечує повернення некондиційного промпродукту у млини для доподрібнення, що є більш раціональним та продуктивнішим [10].

Млини МКР з розвантаженням через решітку бажано встановлювати на I стадію подрібнення тому як вони забезпечують більшу питому продуктивність (на 10-15%), аніж млини типу МКЦ та розмір часток після подрібнення 0,2-0,4мм [11].

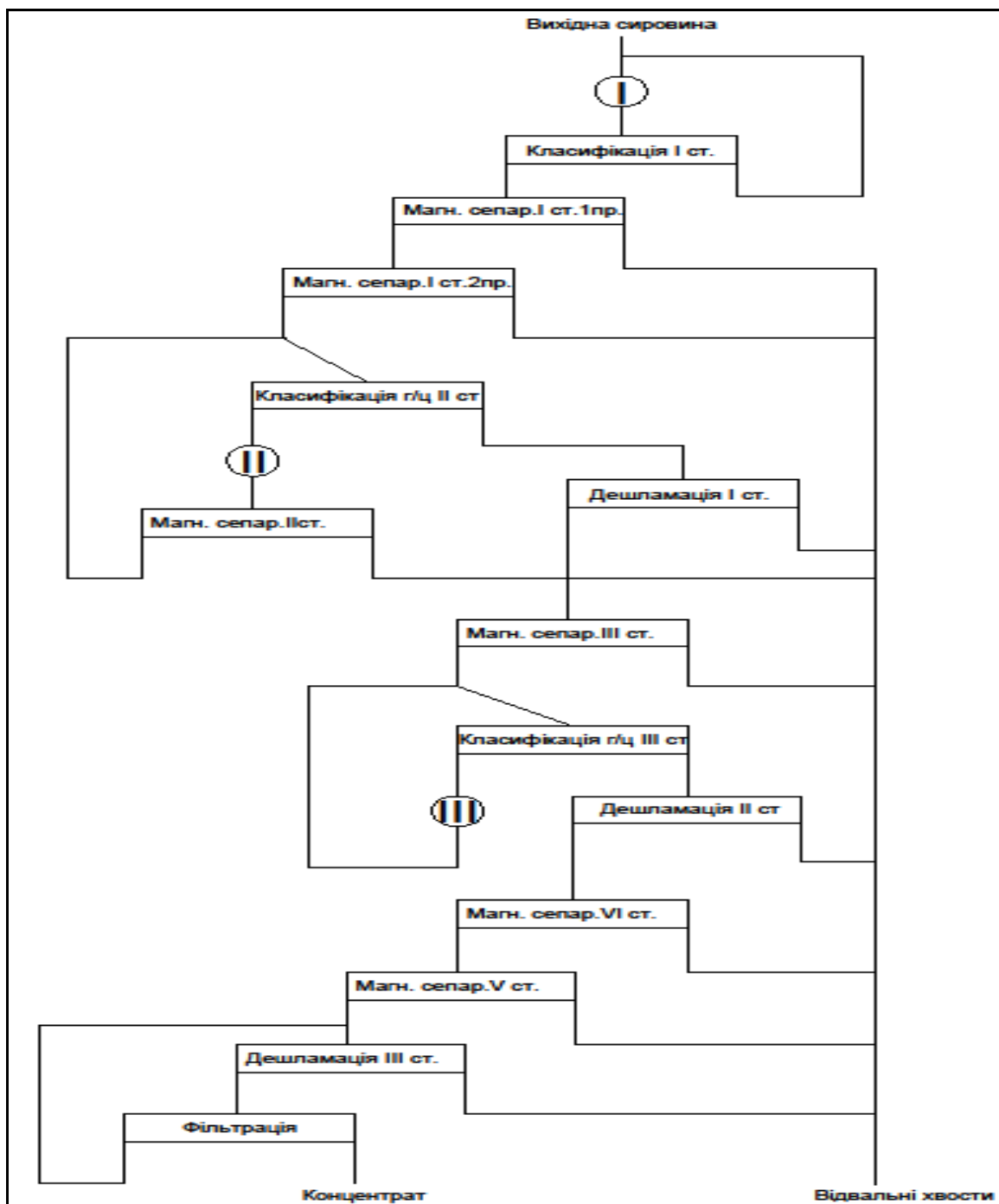


Рис. 1.14 – Схема збагачення магнетитових кварцитів ПРАТ «ПівнігЗК»

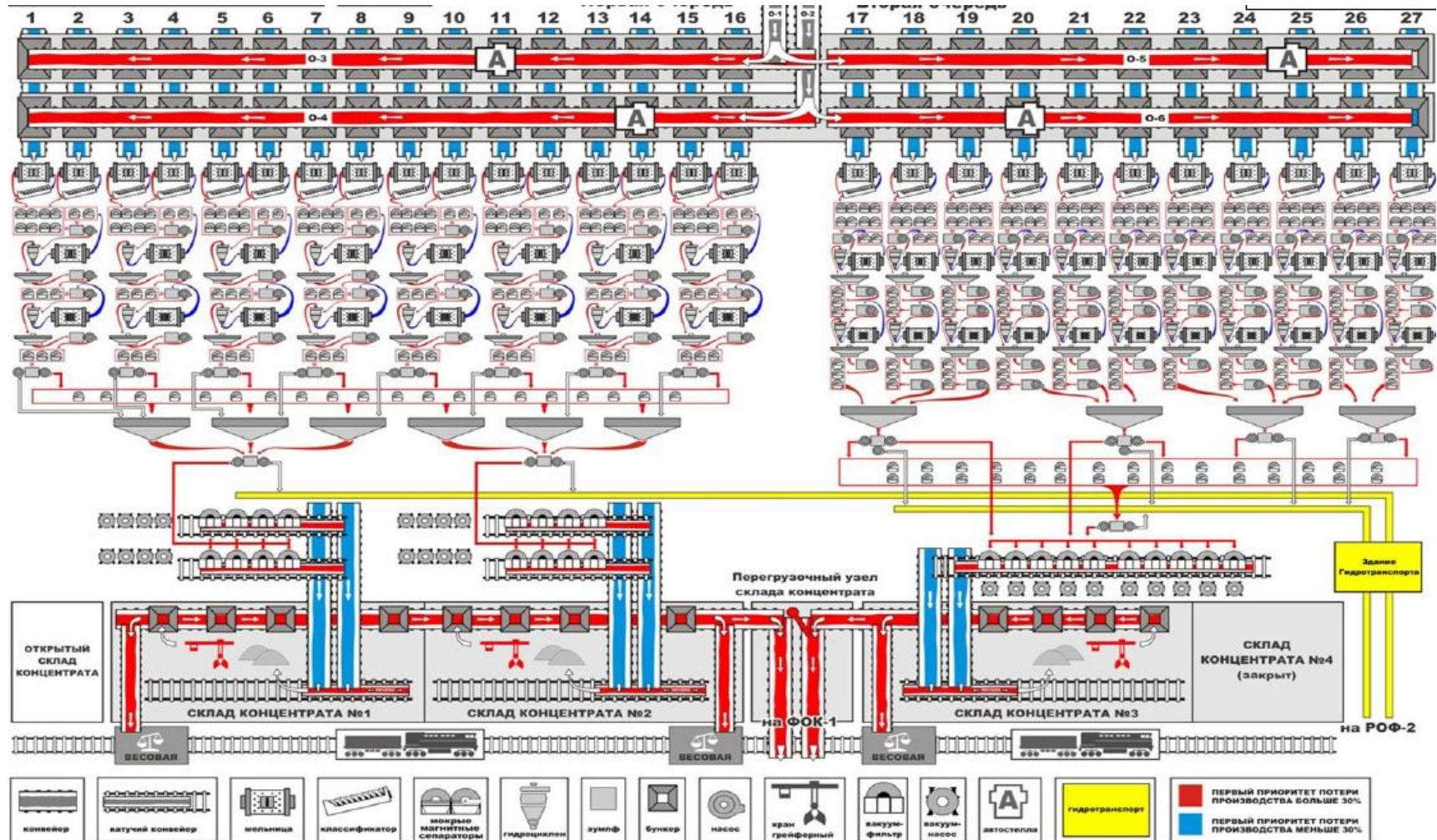


Рис. 1.15 – Технологічна схема РЗФ-1 ПРАТ «ЛІВНГЗК»

Таблиця 1.7 - Технічна характеристика кульових млинів І стадії подрібнення

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Типорозміри	
1	Найменування		Кульвовий млин із розвантаженням через решітку	
2	Типорозміри млина		МКР 3600x4000	МКР 4000x5000
3	Номер технологічної секції		1-16	17-27
4	Внутрішній діаметр барабану (без підкладки)	мм	3600	4000
5	Довжина барабану (без підкладки)	мм	4000	5000
6	Номінальний об'єм барабану, $\pm 5\%$	м <sup>3</sup>	35	54
7	Номінальна частота обертання, від критичної	%	75-85	75-82
8	Ступінь заповнення барабану тілами, що мелють	%	40 $\pm$ 2%	
9	Габаритні розміри млина в зборі з приводом <ul style="list-style-type: none"> <li>• Довжина</li> <li>• Ширина</li> <li>• Висота</li> </ul>	мм	15100 7600 5700	16400 8400 6200
10	Маса млина без додаткового обладнання та помольних тіл	т	164	265
Довідкові дані				
11	Частота обертання барабану	об/хв	18,0	17,18
12	Електродвигун: <ul style="list-style-type: none"> <li>• Тип</li> <li>• потужність</li> </ul>	кВт	Н15551 М36 1100,1120	СДС 19-46-40 2000

Таблиця 1.8 - Технічна характеристика спірального класифікатора 2КСН 2,4x12,5

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Типорозміри	
1	Найменування		Класифікатор спіральний для розділення у водному середовищі за крупністю та щільністю руд крупністю не більше 25,0 мм	
2	Діаметр спіралі	мм	2400 $\pm$ 50	
3	Довжина корита	мм	12500 $\pm$ 16	
4	Кількість спіралей	шт.	2	
5	Частота обертання спіралей	об/хв	3,6 $\pm$ 0,5	
6	Потужність двигуна <ul style="list-style-type: none"> <li>• приводу обертання спіралі</li> <li>• приводу підйому спіралі</li> </ul>	кВт	22,0 4,0	
7	Габаритні розміри <ul style="list-style-type: none"> <li>• Довжина</li> <li>• Ширина</li> <li>• Висота</li> </ul>	мм	15700 5700 4500	
8	Кут встановлення	град	18-3	
9	Маса без електрообладнання	т	50	
10	Довідкові параметри: <ul style="list-style-type: none"> <li>• Крок спіралі</li> <li>• Число заходжень спіралі</li> </ul>	мм шт.	1500 2	

Таблиця 1.9 – Режим роботи і технічні показники роботи I стадії подрібнення і класифікації

№ з/п	Найменування показників	Од. вим.	Номер секцій	
			1-16	17-27
1	Кількість млинів	од./секція	2	1
2	Кількість класифікаторів	од./секція	2	1
3	Оптимальна продуктивність млина	т/год	85-110	180-210
4	Циркуляційне навантаження	%	150-160	140-150
5	Масова частка твердого в: • Розвантаженні млина	г/л	2350-2450	
		%	80-82	
	• Зливі класифікатора	г/л	1350-1550	
		%	36-50	
6	Масова частка класу -0,056мм в: • Розвантаженні млина • Зливі класифікатора • Пісках класифікатора	%	30-32	28-30
			58-60	58-60
			11-13	11-13
7	Питома продуктивність млина по класу - 0,056мм	т/м <sup>3</sup> год	1,5-1,6	1,7-1,8
8	Кількість води, що подається в: • Зворотній жолоб класифікатора і в завантажувальний вузол • Класифікатор	м <sup>3</sup> /год	20-30	40-45
			90-130	150-180

Кульові млини присутні практично на всіх рудозбагачувальних фабриках СНГ та частково зарубіжних фабриках.

Млини МКР з розвантаженням через решітку бажано встановлювати на I стадію подрібнення тому як вони забезпечують більшу питому продуктивність (на 10-15%), аніж млини типу МКЦ та розмір часток після подрібнення 0,2-0,4мм [11]. Кульові млини присутні практично на всіх рудозбагачувальних фабриках СНГ та частково зарубіжних фабриках.

Однак при експлуатації млинів МКР та МКЦ є ряд суттєвих недоліків: великі габаритні розміри та маса, при роботі мають досить великі шум та вібрації, високі витрати електроенергії (10-40 кВт год/ т матеріалу) [10]. З точки зору якості, то головним недоліком є схильність таким типів млинів до надмірного подрібнення, що негативно впливає на подальші процеси збагачення.

Щодо переваг та недоліків спіральних класифікаторів можна виділити наступне. Суттєвою перевагою встановлення у I стадію подрібнення є можливість класифікувати більш крупний матеріал (у порівнянні, наприклад, з гідроциклонами) з високою ефективністю – 60-70%, тоді як ефективність гідроциклонів становить 40% і менше. У зв'язку з високою продуктивністю РЗФ-1 ПРАТ «ПВНГЗК» доцільно встановлені класифікатора з двома спіралями. Для ефективного ведення класифікації пісків та зливу потрібно дотримуватись технологічних режимів масової частки твердого на зливі класифікатора (розрідженість пульпи), які вказані в таблиці 1.9.

Основним недоліком спіральних класифікаторів вважається великі габаритні розміри та маса.

Після I-ї стадії подрібнення та класифікації промпродукт подається на магнітну сепарацію I-ї у 2 прийоми з наступними характеристиками:

- $Fe_{заг}$  – 35,4% (по вхідній руді);
- Масова частка класу мінус 0,056мм – 64%;
- Продуктивність – 195 т/г;
- Масова частка твердого – 42,0 %.

Подальший технологічний процес представлений II-ю та III-ю стадіями подрібнення та класифікації. Подрібнення виконуються в млинах МКЦ 3600x5500, які працюють в замкнутому циклі з гідроциклонами ГЦ-710 (ГЦ-500, ГЦ-350). В роботі на стадії має бути не менше трьох гідроциклонів. По кількості млинів секція першої черги РЗФ-1 працює по трехстадіальній схемі у кількості 4-х млинів: 2:1:1, друга черга по аналогічній схемі, однак складається з 3-х млинів: 1:1:1. Живлення гідроциклонів відбувається за рахунок насосів VASA HD 7010/200. Для підтримання необхідної кількості живлення і забезпечення постійного рівня пульпи не менше 75% від висоти зумпфа додатково подається вода у технологічний зумпф.

Технічні характеристики кульових млинів II-III стадії наведені у таблиці 1.10., характеристики гідроциклонів – відповідно у таблиці 1.11.

Таблиця 1.10 – Технічна характеристика кульових млинів II-III стадії подрібнення

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Типорозміри
1	Типорозмір млина		МКЦ 3600x5500
2	Найменування		Кульовий млин з центральним розвантаженням для мокрого подрібнення матеріалів
3	Номер технологічної секції		1-27
4	Внутрішній діаметр барабану	мм	3600
5	Довжина барабану	мм	5500
6	Номінальний об'єм барабану, $\pm 5\%$	м <sup>3</sup>	52
7	Частота обертання барабану	об/хв	18,14
8	Ступінь заповнення барабану тілами, що мелють	%	40 $\pm$ 2
9	Габаритні розміри млина в зборі з приводом через вінцеву шестерню <ul style="list-style-type: none"> <li>• Довжина</li> <li>• Ширина</li> <li>• Висота</li> </ul>	мм	15100 7600 5700
10	Маса без додаткового обладнання та помольних тіл	т	170
11	Електродвигун: <ul style="list-style-type: none"> <li>• тип</li> <li>• потужність</li> </ul>	кВт	ДС3260-49-32 1250

Таблиця 1.11 – Технічна характеристика гідроциклонів

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	ГЦ-710	ГЦ-500	ГЦ-350
1	Найменування		Гідроциклон зі спіральним введенням живлення		
2	Внутрішній діаметр	мм	710	500	350
3	Кут конусності	град	20		
4	Розмір живильного отвору	мм	200x85	190x92	110x50
5	Діаметр: • зливного патрубка  • піскової насадки	мм	150		110
			90 (1й прийом, друга ст. класифікації)		33-34 (контрольна класифікація)
			76 (1й прийом, друга ст. класифікації)		
6	Тиск на введенні в гідроциклони	кПа	150-250		
7	Габаритні розміри: • Довжина • Ширина • Висота	мм	1242	937	640
			1196	770	746
			2355	2200	1565
8	Маса	кг	900	700	300

Для забезпечення технологічного процесу необхідно контролювати та витримувати щільність зливу гідроциклонів II-ї стадії класифікації на рівні 1150-1200 г/л з забезпеченням тиску на введенні в гідроциклон 180-250 кПа. Детальні технологічні параметри II-ї стадії подрібнення та класифікації наведені у таблиці 1.12.

Таблиця 1.12 – Режим роботи і технічні показники II-ї стадії подрібнення та класифікації

№ з/п	Найменування показників	Од. вим.	Номер секцій	
			1-16	17-27
1	Кількість млинів	од./секція	1	
2	Типорозмір млина		МКЦ-3600x5500	
3	Типорозмір гідроциклонів		ГЦ-710 ГЦ-500	ГЦ-710, ГЦ-500, ГЦ-350
4	Кількість гідроциклонів	од./секція	3	3 (6)
5	Продуктивність циклу подрібнення	т/год	120-130	110-120
6	Циркуляційне навантаження	%	165-175	190-200
7	Масова частка твердого в: • Розвантаженні млина	г/л %	1900-2200 62-72	
	• Живленні гідроциклонів	г/л %	1300-1350 30-34	
	• Зливі гідроциклонів	г/л %	1150-1200 16-22	
	• Пісках гідроциклонів	г/л %	2050-2400 66-75	
8	Масова частка класу -0,056мм в: • Розвантаженні млина	%	60-62	
	• Зливі гідроциклонів		88	
	• Пісках гідроциклонів		33-35	
9	Питома продуктивність млина по класу - 0,056мм	т/м <sup>3</sup> год	0,6-0,8	
10	Кількість води, що подається в технологічний зумпф	м <sup>3</sup> /год	300-350	



Третя стадія подрібнення та класифікації виконується на обладнанні того ж типорозміру, як і друга стадія. Різницею є технологічні параметри для III-ї стадії (таблиця 1.13): щільність зливу гідроциклонів третьої стадії повинна складати 1080-1150 г/л, а тиск на введенні в гідроциклони – 150-250 кПа.

Подача матеріалу на гідравлічну класифікацію в умовах РЗФ-1 використовують насоси різних типорозмірів. Технічні характеристики насосів приведені у таблиці 1.14.

Для підвищення масової частки заліза за рахунок видалення частини крупних зростків із живлення сепараторів III і IV стадій магнітної сепарації (будуть розглянуті далі) на секціях 5-6,7-8,15-16,17,23,24,25 введена операція контрольної гідравлічної класифікації знешламлених зливів у гідроциклонах ГЦ-350.

Зливи гідроциклонів ГЦ-350 (I і II стадії контрольної класифікації) надходять, відповідно, на III і IV стадії магнітної сепарації. Тиск на вході в гідроциклони повинен складати 120-180 кПа.

Магнітне збагачення подрібненої руди і промпродуктів збагачення виконується методами мокрої магнітної сепарації на барабанних сепараторах та подальшим знешламленням на магнітних дешламаторах. Технологія РЗФ-1 передбачає видалення після кожної стадії хвостів, що направлені в хвостові лотки. Технічна характеристика магнітних сепараторів вказана у таблиці 1.15.

Таблиця 1.13 – Режим роботи і технічні показники III-ї стадії подрібнення та класифікації

№ з/п	Найменування показників	Од. вим.	Номер секцій	
			1-16	17-27
1	Кількість млинів	од./секція	1	
2	Типорозмір гідроциклонів		ГЦ-710 ГЦ-500	ГЦ-710, ГЦ-500, ГЦ-350
3	Кількість гідроциклонів	од./секція	3	3 (6)
4	Продуктивність циклу	т/год	96-100	100-105
5	Циркуляційне навантаження	%	80-90	
6	Масова частка твердого в:			
	• Розвантаженні млина	г/л %	2000-2150 65-68	
	• Живленні гідроциклонів	г/л %	1250-1340 26-34	
	• Зливі гідроциклонів	г/л %	1080-1150 10-17	
	• Пісках гідроциклонів	г/л %	2180-2600 70-80	
	Масова частка класу -0,056мм в:			
8	• Розвантаженні млина	%	87-94	
	• Зливі гідроциклонів		97	
	• Пісках гідроциклонів		72-79	
9	Питома продуктивність млина по класу - 0,056мм	т/м <sup>3</sup> год	0,18-0,22	
10	Кількість води, що подається в технологічний зумпф	м <sup>3</sup> /год	300-350	

Таблиця 1.14 – Технічна характеристика насосів

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Типорозмір насоса				
			ГР-160/31,5	8ГР-8 400/40	VASA HD-507/150	VASA HD-7010/200	ORION HM250
1	Позначення		ГР - ґрунтовий		VASA – модельний ряд HD – важкий режим роботи 50(70)- $\varnothing$ імпелеру (робочого колеса), см 7(10) – ширина лопатки імпелера, см 150(200) – $\varnothing$ випускного патрубку, мм		
2	Продуктивність	м <sup>3</sup> /год	160	350-400	280-400	750-780	До 1200
3	Напір	м	31,5	40	До 50	36	45
4	Потужність електродвигуна	кВт	55	132	90 / 132	200 (160 , 250)	450
5	Частота обертання робочого колеса	об/хв	965	1450	До 1100	675	882
6	Витрата води на гідрощільнення	л/хв			25	30	
7	Габаритні розміри: • Довжина • Ширина • Висота	мм	990 628 628	1325 880 880	1720 980 1760	2000 1230 2807	1150 1094 1030
8	Маса насосного агрегату	т	350	910	2890	3450	6455 (3305-без двигуна)

Злив спірального класифікатора (перша стадія класифікації) самопливом надходить на сепарацію першої стадії. Магнітна сепарація в першій стадії здійснюється в два прийоми: магнітний продукт першого барабану надходить на переміщення на другий барабан, в кожному прийомі виділяються хвости. Два сепаратори складають один агрегат. Магнітний продукт другого прийому сепараторів першої стадії направляється в технологічний зумпф непарних секцій (I черга РЗФ-1) або в перший технологічний зумпф (II черга РЗФ-1).

Подрібнений продукт млина другої стадії надходить на другу стадію магнітної сепарації, де вони розділяються на магнітний продукт та хвости.

Магнітний продукт сепараторів II стадії прямує в технологічний зумпф непарних секцій (I черга РЗФ-1) або в перший технологічний зумпф (II черга РЗФ-1).

Піски дешламатора першої стадії знешламлення або злив гідроциклонів контрольної класифікації першого прийому надходять на III стадію магнітної сепарації, де в один прийом розділяються на магнітний продукт і хвости. Магнітний продукт надходить в технологічний зумпф парних секцій (I черга РЗФ-1) або у другий технологічний (II черга РЗФ-1).

Піски дешламатора другої стадії знешламлення або злив гідроциклонів контрольної класифікації другого прийому надходять на четверту стадію магнітної сепарації, де в один прийом розділяються на магнітний продукт і хвости. Магнітний продукт сепараторів четвертої стадії надходить в

концентратний зумпф секції або в концентратний дешламатор (секції №17, 22, 23, 26).

Магнітні продукти сепараторів четвертої стадії секцій №1-16 (I черга РЗФ-1) і піски дешламаторів №173К, 223К, 233К, 263К (II черга РЗФ-1) пісковими насосами, типу VASA 507 та 8Гр8, транспортуються на п'яту стадію магнітної сепарації, де в один прийом розділяються на магнітний продукт (концентрат) і хвости.

Для п'ятої стадії магнітної сепарації прийнятий груповий спосіб розташування обладнання:

- I черга РЗФ-1 - 20 сепараторів ПБМ-ПП-120/300, що розташовані по трьом пульпорозподільвачам;

- II черга РЗФ-1 - 30 сепараторів ПБМ-ПП-120/300, що розташовані по чотирьом пульпорозподільвачам.

Режими роботи та технологічні показники магнітної сепарації наведені у таблиці 1.16.

Процес дешламації в технологічній схемі виконується наступним чином. Злив гідроциклонів другої стадії класифікації надходить на дешламацію першого прийому. Продуктами розділення магнітного дешламатора є злив, що самопливом надходить в хвостовий лоток збагачувальної фабрики і піски (розвантаження дешламатора), які насосами 8ГР-8 і VASA HD-507/150 надходять на третю стадію магнітної сепарації або на перший прийом контрольної класифікації в гідроциклонах ГЦ 350 (секції № 5, 7, 15, 17, 23, 24, 25). Технічні характеристики дешламаторів МД-9А наведено у таблиці 1.17.

Злив гідроциклонів третьої стадії класифікації надходить на дешламацію другого прийому.

Продуктами розділення магнітного дешламатора є злив, що самопливом надходить в хвостовий лоток збагачувальної фабрики і піски розвантаження, які насосами 8ГР-8 і VASA HD-507/150 надходять на четверту стадію магнітної сепарації або на другий прийом контрольної класифікації в гідроциклонах ГЦ 350 (секції № 6, 8, 16, 23, 24, 25).

Для усереднення в рідкій фазі, згущення і знешламливання продуктів збагачення (магнітних продуктів четвертої та п'ятої стадій сепарації, переливу і фільтрату вакуум-фільтрів) на збагачувальній фабриці встановлено 10 концентратних магнітних дешламаторів МД-9А. Зливи магнітних дешламаторів третього прийому I черги РЗФ-1 надходять в хвостовий лоток №1 або можуть використовуватися в якості додаткової води в технологічні зумпфа секції №9-10. Піски дешламаторів направляються на дільницю фільтрації I черги РЗФ-1 чи на станцію гідротранспорту концентрату, що перекачують на РЗФ-2. Режими роботи на технічні показники дешламаторів наведені у таблиці 1.18.

Для зневоднення виробленого концентрату на рудозбагачувальній фабриці №1 встановлені вакуум-фільтри ДОО 160 3,2. Технічні характеристики вакуум-фільтра наведені в таблиці 1.19.

На 1 черзі встановлено 16 одиниць, на другій черзі – 10 одиниць.

Режим роботи та технологічні показники роботи вакуум-фільтрів наведені в таблиці 1.20

Таблиця 1.15 – Технічна характеристика магнітних сепараторів

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Типорозмір сепаратора					
			ПБМ-ПП-90/250	ПБМ-ПП-120/300	ПБМ-П-120/300	SWM-П-90/250	SWM-ПП-120/300	
1	Найменування		Барабанный магнітний сепаратор зі слабким магнітним полем для мокрого збагачення				Барабанный магнітний сепаратор зі сильним магнітним полем для мокрого збагачення	
2	Розміри барабану: • Діаметр • Довжина	мм	900±3 2432±2	1198±3 2970±2	1198±3 2970±2	900 2500	1200 3300	
3	Потужність двигуна	кВт	4	7,5	7,5	4	7,5	
4	Тип ванни		напівпротиточна		протиточна	напівпротиточна		
5	Частота обертання барабану	об/хв	26,0	18,0	19,0	26,0	19,0	
6	Кількість магнітних полюсів	шт.	8	10	10	6	7	
7	Магнітна індукція: • На поверхні барабану • На відстані 50мм	Тл	0,148 0,055	0,16±0,008 0,065±0,003		0,19+5%	0,2+5%	
8	Крупність збагачуваної руди	мм	1,0-0	3,0-0	3,0-0	1,0-0	3,0-0	
9	Типорозмір редуктора		1 Ц2У-160-20-12У2	ZK9072.1AZDBH-132V/4 Фірми «NORD»		Ц2У-160	АИР 132S4	
10	Габаритні розміри: • Довжина • Ширина • Висота	мм	3300 2100 2200	4074 2165 1910	4074 2300 1835	3300 2100 2200	3700 2040 1800	
11	Маса	т	3,6	5,22	5,35	3,6	6,5	

Таблиця 1.16 – Режим роботи і технологічні показники магнітної сепарації

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Стадія сепарації / типорозмір сепаратора						
			I		II	III	IV	V (1 черга)	V (2 черга)
	Типорозмір магнітного сепаратора		ПБМ-ПП-90/250 SWM-ПП-90/250	ПБМ-ПП-120/300 SWM-ПП-120/300	ПБМ-ПП-120/300 ПБМ-П-120/300	SWM-ПП-120/300 ПБМ-ПП-120/300	SWM-ПП-120/300 ПБМ-ПП-120/300	ПБМ-ПП-120/300	ПБМ-ПП-120/300
1	Кількість	шт.	4		2	3	3	6-8	6-8
2	Масова частка в живленні: • Твердого • Класу - 0,05мм	%	28-35		50-52	26-34	26-33	20-25	20-25
		г/л	1250-1350		1600-1650	1250-1350	1250-1350	1180-1250	1180-1250
		%	58-60		60-62	88-92	97-99	97-99	97-99
3	Продуктивність	т/год	50-55		80-110	30-40	30-35	35-50	35-50
4	Питома продуктивність на довжину	т/год м	20-22	16-18	27-35	9-15	10-15	10-15	
5	Вихід продуктів збагачення: • Магнітного продукту • хвостів	%	55-60		80-100	43-48	39-43	38,5-42	38,5-42
			45-40		4-6	2-4	0,8-2	0,4-1	0,4-1
6	Масова частка заліза загального: • живленні • магнітному продукті • хвостах	%	34-37		52-57	57-62	63-65,5	65-66,2	65-66,2
			50-53		53-60	59-64	65-67,5	65-67,9	65-67,9
			12-14		10-18	15-19	18-24,6	18-27	18-27
7	Масова частка заліза в хвостах	%	1,8-2,0		1,8-2,0	3,0-4,0	3,8-4,5	5,5-7,0	5,5-7,0

Таблиця 1.17 – Технічна характеристика магнітного дешламатора МД-9

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Параметри
	Найменування		Дешламатор магнітний для знешламлення і згущення пульпи сильномагнітних руд, видалення в хвості шламів та бідних зростків
1	Внутрішній діаметр чану	мм	9000±30
2	Площа дзеркала відсадження	м <sup>2</sup>	62,5
3	Потужність двигуна проводу • механізму обертання граблів • механізму підйому граблів	кВт	3,0
			1,1
4	Частота обертання граблів	об/хв	0,78
5	Напруженість магнітного поля	кА/м	55
6	Габаритні розміри млина в зборі з приводом через вінцеву шестерню • Довжина • Ширина • Висота	мм	9400
			9200
			8300
7	Маса	т	27,2

Таблиця 1.18 – Режими роботи і технічні показники дешламаторів МД-9

№ з/п	Найменування показників	Од. вим.	Перша стадія	Друга стадія	Третя стадія	
					I черга	II черга
1	Кількість дешламаторів	од	1	1	6	4
2	Масова частка класу - 0,056 мм в живленні	%	90-92	97-99	97-99	97-99
3	Масова частка твердого в: • Живленні • Пісках • зливі	г/л	1080-1130	1080-1130	40-50	40-50
		%	10-15	10-14		
		г/л	1700-1900	1900-2000	1900-2000	1900-2000
		%	55-60	60-64		
%	0,4-1,0	0,3-0,8	0,1-0,5	0,1-0,5		
4	Вихід продуктів збагачення в: • зливі • пісках	%	3-6	1-3	0,04-0,08	0,04-0,08
			46-51	41-46		
						38-43
5	Продуктивність дешламатора	т/год м <sup>3</sup> /год	100-120 700-900	90-100 700-900	190-315	180-200
6	Питома продуктивність дешламатора	т/год / м <sup>2</sup> м <sup>3</sup> /год/м <sup>2</sup>	1,5-2 11-15	1,4-1,9 11-15	3-5,2	2,8-3
7	Масова частка Fe магнітного в хвостах	%	1,8-3,5	2,0-3,8	4,4-7,2	4,4-7,2

Таблиця 1.19 – Технічна характеристика вакуум-фільтрів

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Параметри
	Найменування		Дисковий вакуум-фільтр ДОО 160 3,2 5У 04
1	Площа фільтрувальної поверхні	м <sup>2</sup>	160
2	Діаметр дисків	м	3,2
3	Кількість дисків	шт.	13
4	Кількість секторів у диску	шт.	18
5	Діаметр лопастей мішалки	мм	460
6	Частота обертання дисків	об/хв	0,2-1,0
7	Частота обертання мішалки	об/хв	56
8	Потужність двигуна проводу • приводу дисків • приводу мішалки	кВт	8,5
			5,5
9	Вакуум • в зоні фільтрування • а зоні сушіння	МПа	0,085
			0,085
10	Тиск повітря при віддувці	МПа	0,03-0,07
11	Тиск повітря в повітророзподільнику	МПа	0,03-0,07
12	Тиск води в гідрощільнення мішалки	МПа	0,05-0,2
13	Габаритні розміри млина в зборі з приводом через вінцеву шестерню • Довжина • Ширина • Висота	мм	7200
			4000
			4100
15	Маса	т	25,0

Таблиця 1. 20 – Режим роботи і технологічні показники вакуум-фільтрів

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Параметри
1	Кількість: <ul style="list-style-type: none"> <li>• 1 черга ділянки 1-2</li> <li>• 2 черга ділянки 3-4</li> </ul>	шт.	8+8 5+5
2	Продуктивність вакуум-фільтру	т/год	40-70
3	Питома продуктивність вакуум-фільтру	т/м <sup>2</sup> /год	0,38-0,44
4	Робочий тиск (вакуум)	МПа	0,076-0,085
5	Масова частка твердого в продуктах зневоднення: <ul style="list-style-type: none"> <li>• Живленні</li> <li>• Переливі</li> <li>• Фільтраті</li> </ul>	г/л % %	1550-1800 38-45 0,2-1,2
6	Масова частка вологи в концентраті	т	9,8-10,0 (або згідно планових показників)

## ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 1.

1. Виконавши аналіз ринку залізорудної сировини, можна зробити висновок, що світовий попит має сталу тенденцію до росту. Але пріоритетним напрямком залишаються високоякісні концентрати з масовою часткою заліза загального більше 68% та відносно низькою часткою кремнезему, які ведуть до збільшення обсягів та зниження собівартості металургійного виробництва «зеленої сталі».

2. На фоні падіння цін на сировину у 2023-2024р. (відносно 2021-2022р.), які підтверджені індексами Platts 62% / 65%, у боротьбі за ринки збуту українським підприємствам потрібно постійно приділяти увагу собівартості власних циклів виробництва (від видобутку сировини до збагачення). У співвідношенні індексів 62% до 65% збільшення якості концентратів веде до збільшення маржинальних прибутків на 15% і більше відсотків.

3. Виконано порівняння технологічних схем збагачення зарубіжних та вітчизняних виробництв. Вибір технологічної схеми завжди базується на фізико-хімічних властивостях та якісно-кількісному складу рудних мінералів, а саме: типу залізної руди, показниках  $Fe_{\text{заг}}$  та  $Fe_{\text{маг}}$  у вхідній руді, гранулометричному складі. Вагому роль має вкрапленість магнетиту: чим тонше вкрапленість мінералу, тим більше підстав вибору багатостадіальних схем збагачення з поетапним видаленням пустої породи у хвості. Зарубіжні активи для підвищення якості концентрату у своїх схемах збагачення роблять акцент на комбіновані схеми із застосуванням тонкого грохочення (грохоти типу Stack Sizer та SuperStack компанії «Derrick» [17], які встановлені на таких підприємствах Magnetite, Hibbing Taconite (США), Savage River (Австралія)), та послідуочим флотаційним доведенням концентрату методом зворотної катіонної флотації на флотомашиних Wemco, які використовують фабрики США, Канади та Швеції [18]. Така технологія найбільш сприятлива для отримання концентратів з масовою часткою заліза загального 70% та більше разом із масовою часткою кремнезему до 2%, які в подальшому використовуватись для DRI виробництва у металургії.

4. Вітчизняні схеми збагачення є більш застарілими до умов сьогодення. На прикладі схеми роботи ПРАТ «ПІВНІЗК», зазвичай представляють собою 3-х стадіальне подрібнення у кульових млинах в закритому циклі з використанням спіральних класифікаторів (I стадія) та гідроциклонів (II-III стадія). Послідуочє виділення магнітного продукту та породи виконується багатостадіальною магнітною сепарацією (3-5 стадій) та дешламацією (1-3 стадії). Результатом таких схем збагачення є виробництво концентратів з показниками  $Fe_{\text{заг}}$  до 65,5% та  $SiO_2$  до 8%.

5. Розглянуті рішення підприємств по встановленню сучасного обладнання збагачення. Альтернативою кульовим млинам на даний час є вертикальні млини Vertimill компанії Metso (реалізовано на ПРАТ «ПІЗК») які мають менші габарити, більш економічні та високопродуктивні [14]. На заміну гідроциклонам



вітчизняного виробництва є доцільним використання гідроциклонів компанії Multotec, які дозволяють збільшити ефективність розділення на 10-20% (реалізовано на ПВДГЗК). В технології магнітного збагачення в зарубіжній практиці застосовують індукційно-роликові високоінтенсивні магнітні сепаратори фірми "Гумбольт", поліградієнтні сепаратори типу "Джонс" фірм "Клекнер" (Германія), "Бокс-Рапід" (Англія) [18]. На збагачувальній фабриці Sherman (Канада) використовується комбінований метод збагачення, який поєднує в собі магнітну та електромагнітну системи. Характерною особливістю є те, що з наступними стадіями магнітної сепарації напруженість зменшується, що в свою чергу, дозволяє підвищити якість концентрату та вилучення заліза.

6. Розглянуті проведені випробування ПРАТ «ПВНГЗК» по виробництву концентрату з показником  $Fe_{заг}$  67,5-68,0%. Однак дані випробування передбачають зниження продуктивності секцій або дотримання шихтовки руди Ганнівського родовища  $\geq 50\%$ , відповідно руди Першотравневого родовища -  $\leq 50\%$  для подальшого збагачення до якості концентрату  $> 67,5\%$  в умовах діючих технологій та обладнання ПРАТ «ПВНГЗК».

7. Враховуючи зростання світового попиту на високоякісні концентрати та обкотиші є доцільним продовжити пошук та дослідження збільшення якості концентрату в умовах ПРАТ «ПВНГЗК». Також в умовах діючого воєнного стану, проблем з логістикою та енергетичному секторі, треба сконцентрувати увагу на організаційних та технологічних рішеннях по зниженню собівартості та з мінімальним залученням інвестицій. Якщо завантаженість переробного комплексу залишається менше 60% від проектної (на період дії логістичних обмежень, блекатуїв, тощо), в умовах ПРАТ «ПВНГЗК» доцільно розглядати переробку та збагачення руди тільки Першотравневого родовища у зв'язку з собівартістю добутку руди Ганнівського родовища, яка у 1,5 рази дорожча за руду Першотравневого кар'єру. Коефіцієнти розкриття порід до руди згідно проекту ТОВ «ЮЖГПРОРУДА» по відпрацюванню родовищ у 2024р.: Першотравневого –  $0,7 \text{ м}^3/\text{т}$ , Ганнівського –  $1,52 \text{ м}^3/\text{т}$ .

8. На підставі аналізу сьогоденної ситуації у сфері збагачення магнетитових кварцитів та можливих шляхів підвищення якості концентрату сформульовані наступні об'єкт, предмет, мета та завдання досліджень:

- Об'єкт дослідження – технологія збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру для отримання концентрату з масовою часткою  $Fe_{заг}$  не менше 68,0% за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.
- Предмет дослідження – залежність вилучення заліза у концентрат та якісних показників концентрату від ступеню розкриття зерен магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПВНГЗК».
- Мета роботи – удосконалити технологію збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища в умовах ПРАТ «ПВНГЗК» за рахунок додаткової стадії подрібнення для підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.

- Завдання дослідження – для виконання мети необхідні такі завдання досліджень:
  - Проаналізувати сучасний стан збагачення магнетитових кварцитів: ринок залізорудної сировини і концентратів, актуальні технологічні та технічні рішення з використанням сучасного збагачувального обладнання для підвищення якості концентратів у порівнянні з діючою технологічною схемою збагачення ПРАТ «ПІВНГЗК».
  - Розробити методику виконання досліджень.
  - Виконати хімічний і мінералогічний аналіз вихідної руди Першотравневого родовища та концентрату 3-ї стадії збагачення РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК».
  - Обґрунтувати та розробити технологічні рішення з удосконалення схеми переробки руди Першотравневого родовища з розрахунком кількісно-якісної та водно-шламової схем збагачення.
  - Розрахувати кількість обладнання та його компонування.
  - Розробити заходи з охорони праці та цивільної безпеки.
  - Виконати розрахунок техніко-економічної оцінки удосконаленої схеми збагачення.

## РОЗДІЛ 2. МЕТОДИКА ВИКОНАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ

### 2.1 Методика проведення досліджень магнетитових руд на збагачуваність у лабораторних умовах

Метод оснований на кількісному виділенні магнітної фракції з магнетитових залізних руд на магнітному аналізаторі с послідуочим визначенням виходу, вилучення та масової частки заліза продуктів розділення.

Дослідження залізних руд на збагачуваність представляє собою комплекс різних досліджень: дослідження хімічного та мінерального складу магнетитових руд, крупності та характеру вкраплення корисних мінералів, проведення магнітного аналізу, визначення та оцінка технологічних показників.

Загальна схема досліджень залізних руд на збагачуваність:

- відбір проб;
- підготовка проб;
- вивчення мінералогічного та хімічного складу;
- виконання магнітного аналізу;
- оцінка технологічних показників;
- підготовка звіту на основі аналізу результатів досліджень

Підготовка проб. Маса вихідної проби для проведення дослідів ( $q$ ) визначається за формулою 2.1:

$$q = kd^a \quad (2.1)$$

Де  $k$  та  $a$  – емпіричні коефіцієнти, ( $k=0,0125$ ;  $a=2$ ),  $d$  – максимальний розмір куска.

Підготовка проб включала в себе послідовні операції дроблення, перемішування та скорочення проби. Перемішування та скорочення проб виконано методами квартування, конусування та квадратування. Вихідна проба була подроблена до крупності 5 (3) мм з використанням щоккових дробарок ДЛЩ-80/150. Далі проба класу крупності мінус 5 (3) мм перемішувалась 3 рази та послідовно скорочувалась та поділялась до проби масою не менше маси рудного завантаження ( $M_p$ ) млина. Для досліду використовувався лабораторний кульовий барабанний млин (Рольганг) з обсягом камери 1680 см<sup>3</sup>.

Перед початком подрібнення проби у млині визначалась маса куль (стержнів) та маса руди.

Маса куль ( $M_k$ ) розрахована по формулі 2.2:

$$M_k = V \cdot k_k \cdot \rho_k \quad (2.2)$$

де  $V$  – обсяг камери млина,  $\text{см}^3$ ;

$k_k$  – коефіцієнт заповнення кулями (стержнями),  $k_k = 0,1$ ;

$\rho_k$  – насипна густина металевих куль,  $\rho_k = 2,2 \text{ г/см}^3$ .

Проба подрібнювалась до досягнення не менше 95% класу мінус 0,045мм, що відповідає стадіям подрібнення на Криворізьких ГЗК.

Після дроблення проби до крупності 5 (3) мм, проба перемішувалась та були виділені 5 зразків для подальшого подрібнення:

- Зразок 1. Подрібнення 20 хвилин, що відповідає I-й стадії подрібнення (очікуваний клас мінус 0,045мм – 45-50%);
- Зразок 2. Подрібнення 40 хвилин, що відповідає II-й стадії подрібнення (очікуваний клас мінус 0,045мм – 80-85%);
- Зразок 3. Подрібнення 60 хвилин, що відповідає III-й стадії подрібнення (очікуваний клас мінус 0,045мм – 95%);
- Зразок 4. Подрібнення 80 хвилин, що відповідає IV-й стадії подрібнення (очікуваний клас мінус 0,045мм – 98%);
- Зразок 5. Подрібнення контрольної проби у 4-ри стадії з поетапним виведенням немагнітної фракції (імітування технологічної схеми ГЗК).

Схема підготовки проб для аналізу вказана на рис. 2.1.

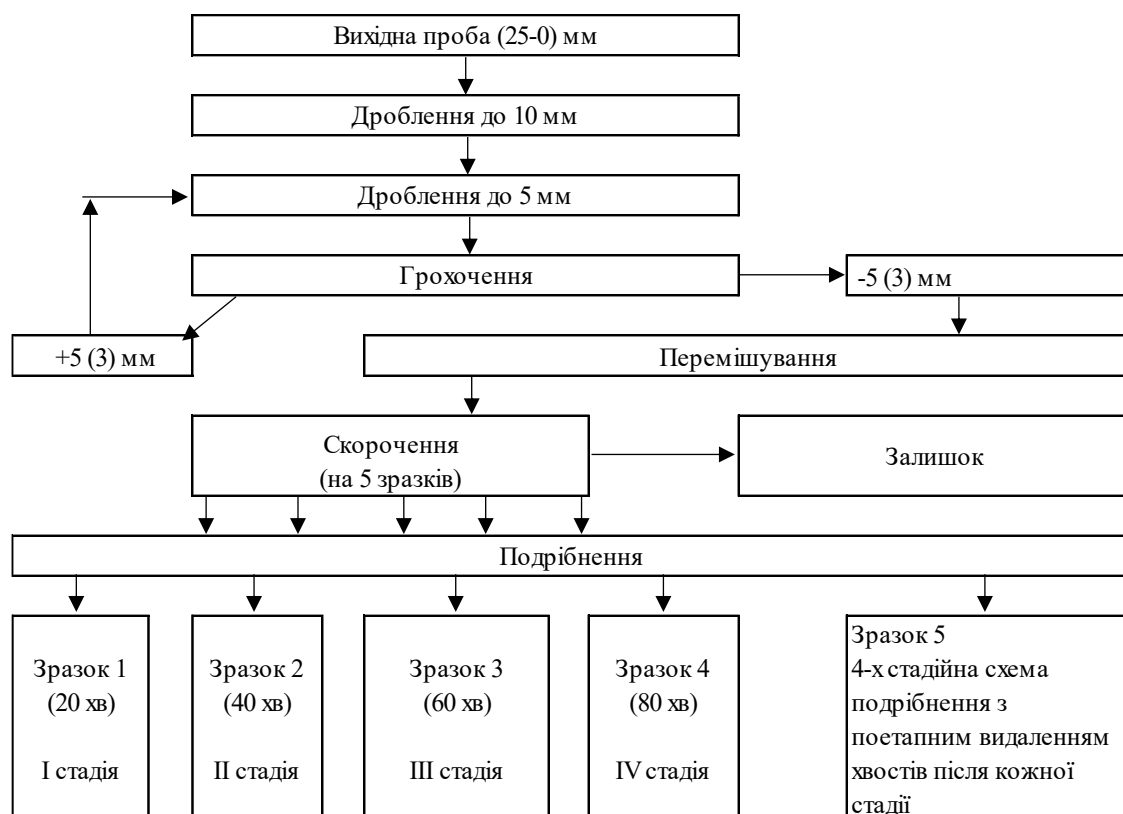


Рис. 2.1 – Схема підготовки проб для подальшого магнітного аналізу

Проведення магнітного аналізу виконувалось на електромагнітному аналізаторі з виведенням магнітного (фракції) та немагнітного (хвосту) продуктів. Трубка аналізатора заповнювалась водопровідною водою до рівня вище полюсів магнітів та встановлювалась постійна швидкість промивання водою:  $0,032 \text{ м}^3/\text{с} * 10^{-3}$  для 30% класу крупності мінус 0,045мм та  $0,016 \text{ м}^3/\text{с} * 10^{-3}$  для 50-95% класу крупності мінус 0,045мм.

На початку аналізу вмикався електромагніт аналізатора з силою струму, яка відповідала напруженості 80,0 кА/м. Проба рівномірно завантажувалась через верхній торець трубки. Магнітна фракція утримувалась магнітним полем у полюсів магнітної системи. Немагнітна фракція безперервно розвантажувалась потоком води у ємність для хвостів. Рівень води у трубці підтримувався постійним (вище полюсів магніту). Промивка відбувалась на протязі 25 хвилин, Далі подача струму була виключена та виконано розвантаження магнітної фракції в приємну ємність. Дослід виконувався для 5 зразків проб (рис.2.2.).

Продукти розділення обезводнювались декантацією (шляхом зливу розчину з осаду) та висушувались в сушильній шафі при температурі  $(100 \pm 5) \text{ }^\circ\text{C}$  до постійної маси. Висушені продукти зважувались, далі квартуванням відбирали проби для хімічного аналізу на загальне та магнітне залізо. Залізо загальне для магнітних та немагнітних фракцій визначалось за ДСТУ 8811.1:2018, масову долю заліза магнітного – за ДСТУ 3203-95.



Рис. 2.2 – Схема магнітного аналізу

Критеріями оцінки показників збагачуваності магнетитових руд є:

- $\gamma$  – вихід продукту;
- $\epsilon_{\text{заг.}}$  – вилучення корисного компонента в концентрат;
- $\beta_{\text{заг. конц.}}$  – масова частка заліза загального в концентраті;
- $\beta_{\text{заг. хв.}}$  – масова частка заліза загального в немагнітній фракції (хвостах);
- $\beta_{\text{маг. хв.}}$  – масова частка заліза магнітного в немагнітній фракції (хвостах);
- $\alpha_{\text{заг.}}$  – масова частка корисного компонента в вихідній руді;
- баланс маси;
- баланс корисного компонента.

Вихід продуктів розділення – фракцій ( $\gamma$ ) розраховувався:

Для магнітної фракції (формула 2.3):

$$\gamma_{\text{конц.}} = \frac{m_1}{m_2} 100; \quad (2.3)$$

$m_1$  – маса магнітної фракції, г

$m_2$  – маса навіски, г.

Для немагнітної фракції (формула 2.4):

$$\gamma_{\text{хв.}} = \frac{m_{1-1}}{m_2} 100; \quad (2.4)$$

$m_{1-1}$  – маса немагнітної фракції, г

$m_2$  – маса навіски, г.

Перевірявся баланс мас (формула 2.5):

$$\gamma_{\text{конц.}} + \gamma_{\text{хв.}} = 100\% \quad (2.5)$$

Якщо розбіжності більше 1,5%, то магнітний аналіз виконується повторно.

Вилучення заліза загального у магнітну фракцію ( $\epsilon_{\text{заг.}}$ ) та втрати заліза магнітного в немагнітній фракції ( $\epsilon_{\text{мг.}}$ ) розраховувались за формулами 2.6 та 2.7:

$$\epsilon_{\text{заг.}} = \frac{\gamma_{\text{конц.}} \cdot \beta_{\text{заг.конц.}}}{\alpha_{\text{заг.}}}, \% \quad (2.6)$$

$$\epsilon_{\text{мг.}} = \frac{(100 - \gamma_{\text{конц.}}) \cdot \beta_{\text{маг.хв.}}}{\alpha_{\text{мг.}}}, \% \quad (2.7)$$

$\alpha_{\text{заг.}}$  – масова частка заліза загального у навісці (руді), %;

$\alpha_{\text{мг.}}$  – масова частка заліза магнітного у навісці (руді), %;

$\beta_{\text{заг. конц.}}$  – масова частка заліза загального в концентраті, %;

$\beta_{\text{маг. хв.}}$  – масова частка заліза магнітного в немагнітній фракції, %.

Контроль результатів досліджень виконувався за допомогою рівняння балансу корисного компонента (формула 2.8):

$$\gamma_{\text{конц.}} \cdot \beta_{\text{заг.конц.}} + \gamma_{\text{хв.}} \cdot \beta_{\text{заг.хв.}} = 100 \cdot \alpha_{\text{заг.}} \quad (2.8)$$

$\beta_{\text{заг. хв.}}$  – масова частка заліза загального в немагнітній фракції (хвостах), %.

Різниця між масою навіски та сумарною масою виходів продуктів не повинна бути більшою за 1,5% від маси навіски.

Результати магнітного аналізу оформлювались у вигляді таблиці 2.1. Для визначення збагачуваності залізних руд користувались таблицею 2.2. в

залежності від масової частки класу мінус 0,045 мм, масової частки заліза загального та вилучення заліза загального у концентрат.

Таблиця 2.1 – Результати магнітного аналізу

№ з/п	Результати магнітного аналізу руди	Од. виміру	Стадії подрібнення / час подрібнення / № зразку				Контрольна проба: 4-х стадійна схема з поетапним видаленням хвостів
			I	II	III	IV	
			20 хв	40 хв	60 хв	80 хв	
			1	2	3	4	
5							
1	Залізо загальне у вихідній руді	%					
2	Залізо магнітне у вихідній руді	%					
3	Маса наважки на подрібнення	грам					
4	Маса наважки у магнітний аналізатор	грам					
5	Клас мінус 0,045мм	%					
6	Тип руди за збагачуваністю						
	<b>Магнітна фракція</b>						
7	Маса магнітної фракції	грам					
8	Вихід магнітної фракції	%					
9	Масова доля заліза загального	%					
10	Вилучення заліза загального	%					
	<b>Немагнітна фракція</b>						
11	Маса немагнітної фракції	грам					
12	Вихід немагнітної фракції	%					
13	Масова доля заліза загального	%					
14	Масова доля заліза магнітного	%					
15	Масова доля заліза магнітного у хвостах	%					

Таблиця 2.2 – Класифікація залізних руд по збагачуваності

Метод збагачення	Тип руди	Масова частка класу крупності мінус 0,045%	Вилучення заліза загального у концентрат	Масова частка заліза загального в концентраті, %					
				>68,0	68,0-66,1	66,0-64,1	64,0-62,0	62,0-60,0	до 60,0
Магнітний	Вельми легкозбагачувані	50-60	>78 %	+					
	Легкозбагачувані	60-70	>75-76 %		+				
	Середнезбагачувані	70-85	<75 %			+			
	Важкозбагачувані	85-97	<70 %				+		
	Вельми важкозбагачувані	>97,0	<65 %					+	+

2.2. Методика проведення промислових випробувань з визначення впливу збільшення часу подрібнення (4-та стадія подрібнення) на збільшення масової частки заліза у концентраті

Після підтвердження залежності показників заліза загального у концентраті від масової частки класу мінус 0,045мм згідно проведених лабораторних випробувань на збагачуваність руди (розділ 2.1) було доцільним провести промислові випробування.

В зв'язку з логістичними обмеженнями по відвантаженню концентрату та неповним завантаженням РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК» в період військового стану (причини були описані у розділі 1) була можливість задіяти у промислових випробуваннях у якості додаткової стадії збагачення (4-ї стадії) незадіяні у виробництві технологічні секції РЗФ-1.

Об'єктом промислових випробувань були технологічні секції №17, №18, №19. Концентрати секцій №18 та №19 після трьох стадій подрібнення, за допомогою насосних агрегатів, направлялись на доподрібнення у 2-й технологічний зумпф, де циклі III-ї стадії подрібнення секції №17 (яка була в якості IV-ї стадії подрібнення в технологічній схемі) виконано доподрібнення та збагачення концентрату.

Мета випробувань – визначення можливості доподрібнення концентрату 4-ї стадії мокрої магнітної сепарації, потенціалу збільшення масової частки заліза у концентраті та визначення виходу концентрату.

Випробування проводились з руди Першотравневого кар'єру. Якісні показники руди визначались у ході відбору проб з конвеєру, який подає руду у млини I-ї стадії подрібнення.

Перед початком випробувань були виконані підготовчі роботи по встановленню трубопроводів для перекачки концентрату насосами VASA-507 №182К та №192К у другий технологічний зумпф секції №17.

Технологічна схема для проведення випробувань (рис. 2.3) була наступна: робота по проектній трьохстадіальній схемі РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК» до магнітної сепарації 4-ї стадії. Далі концентрат 4-ї стадії мокрої магнітної сепарації секції №1 за допомогою насоса VASA-507 №182К подавався у другий технологічний зумпф технологічної секції №17, у якій концентрат доподрібнювався та збагачувався в циклі третьої стадії подрібнення секції №17 (яка є IV-ю стадією подрібнення у схемі випробувань). Після доподрібнення та збагачення концентрат самопливом направлявся у магнітний дешламатор №173К. С зумпфа, який знаходиться під магнітним дешламатором МД-9 №173К, концентрат за допомогою насосу VASA-507 №171К (або 8Гр-8 №172К) направлявся на V-ю стадію магнітної сепарації. Після збагачення концентрату на п'ятій стадії концентрат самопливом надходив в концентратний зумпф, звідки насосом VASA-7010 №524 подавався на дільницю зневоднення.

Технологічні показники роботи секцій відповідали діючій інструкції ТІ 277-01-21 РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК» [7].



В ході виконання випробувань фіксувались наступні показники за даними фахівців відділу технічного контролю та технологічної лабораторії:

1. Різновид рудної шихти, яка подавалась у період випробувань, та її збагачуваність у форматі таблиці 2.3. Періодичність – 1 раз на годину.

Таблиця 2.3 – Приклад таблиці показників вихідної руди у випробуванні.

№ з/п	Дата	Час відбору	Співвідношення руд за збагачуваністю, %			Fe заг., %	Fe маг., %	Збагачуваність, %
			Легко-збагач.	Середньо-збагач.	Важко-збагач.			
1								
2								
n								

2. Усереднені показники концентрату після 4-х стадійного подрібнення у форматі таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Приклад таблиці показників концентрату після 4-х стадійного подрібнення

Дата	Годинне навантаження по руді (т/год)	Fe заг., %	Масова частка класу - 0,045мм (%)	Волога концентрату, %

3. Показники хімічного аналізу концентрату у форматі таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Приклад таблиці показників хімічного аналізу концентрату

Дата	Вміст компонентів, %					
	Fe заг.	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	S	CO <sub>2</sub>

На підставі зібраних даних після проведених промислових випробувань зроблений висновок доцільності збільшення часу подрібнення (за рахунок 4-ї стадії подрібнення) та залежності показника Fe<sub>заг.</sub> в кінцевому концентраті від ступеню подрібнення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища.

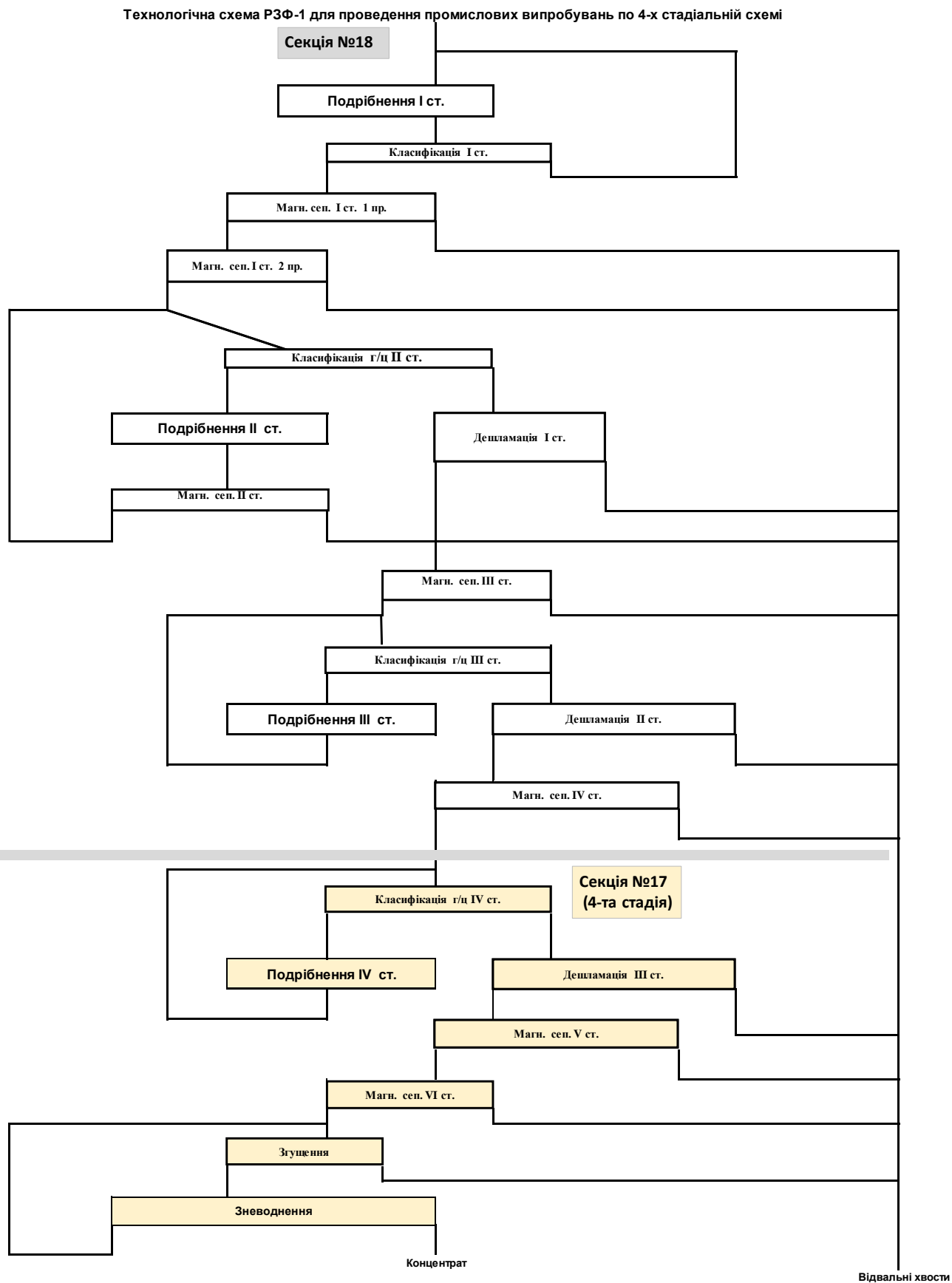


Рис. 2.3 – Технологічна схема проектної 3-х стадіальної секції №18 РЗФ-1 з додатковою (четвертою) стадією збагачення (секція №17) для проведення промислових випробувань

## ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2

1. Для визначення залежності масової частки заліза загального у концентраті від ступеню подрібнення були проведені лабораторні дослідження руди Першотравневого кар'єру на збагачуваність.
2. Вихідна руда класу 25мм проходила дроблення у шоковій дробарці до класу 5мм. Після перемішування та скорочення проби класу 5мм були виділені 5 зразків для досліду.
3. Зразки №1-4 окремо один від одного завантажувались у кульовий млин та подрібнювались такий час, якій відповідав стадіям подрібнення технологічної схеми: зразок №1 – I стадія (20хв), зразок №2 – II стадія (40хв), зразок №3 – III стадія (60хв), зразок №4 – IV стадія (80хв). Зразок №5 був використаний в якості контрольної проби, дослід якої проводився за технологічною схемою 4-х стадіального збагачення з поетапним видаленням немагнітної фракції (хвостів). Для визначення кількісно-якісних показників був виконаний магнітний аналіз на електромагнітному аналізаторі.
4. Лабораторні дослідження проведені стандартними методами, а саме:
  - Ситовий аналіз згідно ДСТУ 3704:2013;
  - Мінералогічний аналіз згідно ДСТУ 3792-98;
  - Магнітний аналіз згідно ДСТУ 25114-82;
  - Хімічний аналіз згідно ДСТУ 23581.0:2008.
5. Після підтвердження в лабораторних умовах залежності п.1 даних висновків були проведені промислові випробування.
6. В зв'язку з логістичними обмеженнями по відвантаженню концентрату та неповним завантаженням РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК» в період військового стану (причини були описані у розділі 1) була можливість задіяти у промислових випробуваннях у якості додаткової стадії збагачення (4-ї стадії) незадіяні у виробництві технологічні секції РЗФ-1 з використанням діючого обладнання РЗФ-1.
7. В якості дослідних секцій була використана основна технологічна секція №18 за класичною трьохстадіальною схемою, а у якості 4-ї стадії – секція №17. Дослідна технологічна схема приведена на рис.2.3.
8. В ході виконання промислових випробувань зафіксовані кількісно-якісні показники роботи секцій №17 та №18 для подальшого визначення впливу 4-ї стадії подрібнення на збільшення заліза загального у концентраті.

### РОЗДІЛ 3. ХАРАКТЕРИСТИКА СИРОВИНИ ДЛЯ ДОСЛІДЖЕНЬ

Експлуатаційними та геологорозвідувальними роботами Першотравневе родовище поділяється на 3 рудні тіла (рис.3.1).

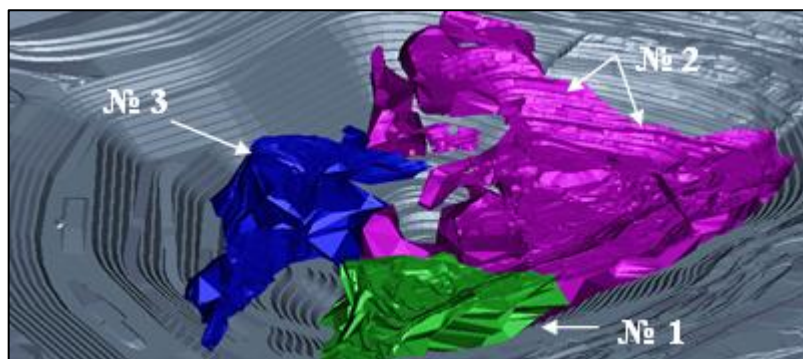


Рис. 3.1. Графічне зображення залягання рудних тіл №1, №2 та №3 в Першотравневому родовищі

Рудні тіла представлені чотирма основними типами кварцитів: магнетитові, гематит-магнетитові, силікат-магнетитові та магнетит-силікатні.

Масові частини типів кварцитів зображені на рисунку 3.2. Як видно з діаграми, найвища частка магнетитових кварцитів (64,3%) знаходиться у рудному тілі 2. У рудному тілі 1 збільшуються частки силікат-магнетитових та магнетит-силікатних кварцитів, за рахунок чого знижується частка магнетитових кварцитів до 54,8%. Це в свою чергу знижує вміст  $Fe_{заг}$  на 1,35% та  $Fe_{маг}$  на 1,85% (рис.3.3) у рудному тілі 1 відносно рудного тіла 2.

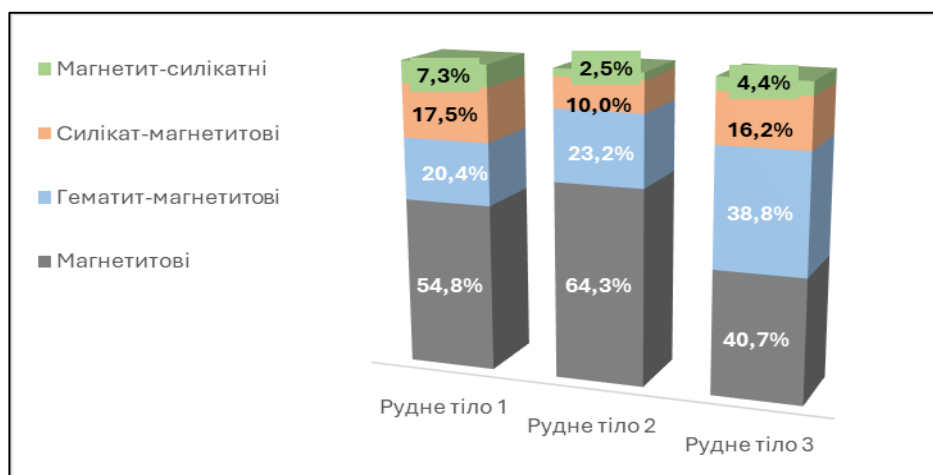


Рис. 3.2. Масова частина основних типів кварцитів у рудних тілах Першотравневого кар'єру

Натомість, рудне тіло 3 має найбільш низький вміст заліза, який обумовлений зниженням масової частки магнетитових кварцитів до 40,7%.

Основна цінність сировини для подальшого виробництва залізорудного концентрату по технології магнітного збагачення є показники заліза загального та заліза магнітного, які впливають на вихід концентрату та вилучення заліза в концентрат. На рисунку 3.3. наведена якісна характеристика рудних тіл (вміст  $Fe_{заг}$  та  $Fe_{маг}$ ) по типам кварцитів.

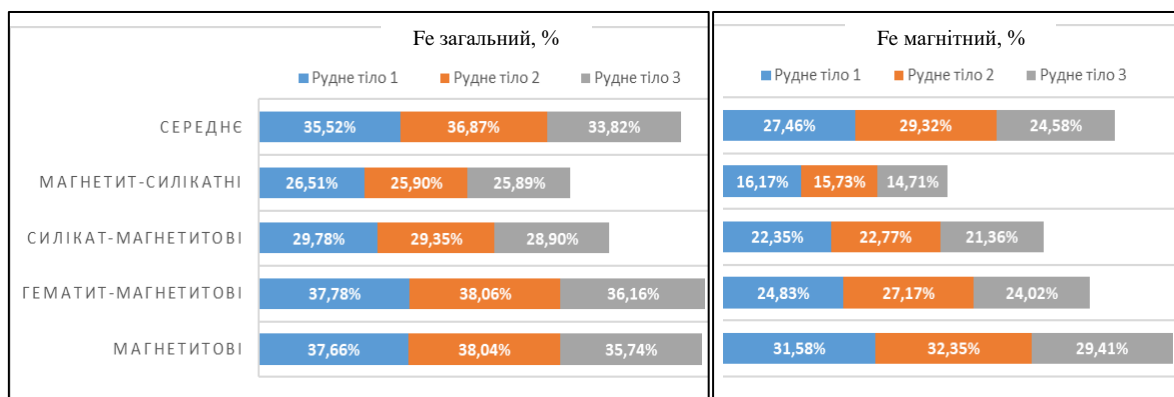


Рис. 3.3. Якісні показники рудних тіл Першотравневого родовища по типам кварцитів за вмістом заліза загального та заліза магнітного

Основна маса залізних кварцитів представлена магнетитовими. Середнє значення заліза в концентраті масовій частці 95% класу крупності мінус 0,054мм складає 65,48%. За збагачуваністю кварцити відносяться в основному до легко та середньозбагачувальних (більше 75%). Також є частина важкозбагачувальних кварцитів (6%) та некондиційних кварцитів (2%).

Кварцити, в яких доля гематиту 10% та більше виділяються у гематит-магнетитові. Середнє значення заліза в концентраті 65,91%. Частка легко та середньозбагачуваних кварцитів 79%, важкозбагачуваних 7%, кварцитів, які не підлягають збагаченню – 0,7%.

За кількістю силікатів виділені силікат-магнетитові (10-20% силікатів) та магнетит-силікатні (більше 20%). Якщо вміст силікатів більше 40%, то такі кварцити відносять до некондиційних. Середнє значення заліза в концентраті – 63,8%. В силікатній групі кварцитів найменша доля легко та середньозбагачувальних різновидностей – 58-59%, важкозбагачувальних та некондиційних – 25-30%.

Отже, найбільш якісна руда для збагачення знаходиться у рудному тілі 2. Середні якісні показники наведені у таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Середні показники заліза загального та заліза магнітного у рудних тілах Першотравневого родовища.

Показник	Рудне тіло 1	Рудне тіло 2	Рудне тіло 3
$Fe_{заг}$ , %	35,52	36,87	33,82
$Fe_{маг}$ , %	27,46	29,32	24,58

Структура першотравневого родовища переважно тонкокристалічна із рудними зростками магнетитових та гематитових зерен, а також нерудними, які представлені кварцем, карбонатними та силікатними мінералами [21,22]. У зв'язку з різницею співвідношень легко-, середньо- та важкозбагачувальних рудних кварцитів та наявних в них нерудних домішок кінцевий концентрат має різні показники за хімічним, гранулометричним та мінеральним складом [22].

Характеристика руди за хімічним та мінеральним складом наведена у таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Хімічний та мінеральний склад залізних кварцитів Першотравневого родовища

Показники, %	Залісті кварцити			
	Магнетитові	Гематит-магнетитові	Силікат-магнетитові	Магнетит-силікатні
ХІМІЧНИЙ СКЛАД				
FeO	15,88	13,41	15,65	15,31
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	34,44	39,48	25,54	20,89
SiO <sub>2</sub>	40,73	39,10	46,55	49,55
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,086	0,084	0,105	0,092
S	0,106	0,082	0,271	0,333
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,51	0,41	1,01	1,35
CaO	1,87	1,78	2,12	2,15
MgO	2,27	1,89	2,96	3,75
CO <sub>2</sub>	2,76	2,49	3,95	4,28
MnO	0,084	0,069	0,116	0,137
Na <sub>2</sub> O+K <sub>2</sub> O	0,57	0,54	0,72	0,79
TiO <sub>2</sub>	0,039	0,027	0,050	0,081
H <sub>2</sub> O	0,0552	0,447	0,816	1,495
<i>Fe<sub>заг</sub></i>	36,65	37,35	29,48	26,83
<i>Fe<sub>маг</sub></i>	30,11	26,09	22,34	15,75
МІНЕРАЛЬНИЙ СКЛАД				
Магнетит	41,588	36,035	30,856	21,75
Гематит	5,489	13,060	3,363	4,433
Карбонат залістий	0,738	0,401	2,440	3,323
Карбонат нерудний	5,247	4,866	6,260	6,321
Силікати	12,014	9,769	18,556	26,718
Кварц	34,474	35,379	39,82	36,878
Апатит	0,211	0,193	0,242	0,212
Інші	0,136	0,106	0,321	0,374

Технологічною схемою ПРАТ «ПІВНГЗК» (наведена у розділі 1.4 на рис. 1.14 та рис. 1.15) передбачено виробництво концентрату у три стадії з масовою часткою заліза загального 65,5%.

За даними хімічного аналізу проб концентрату виявлено, що масова частка Fe<sub>заг</sub> складає 65,5%. Основні корисні мінерали представлені у наступних масових частках: магнетитове залізо – 61,9%, оксид заліза – 27,07%, гематит – 63,4%. Шкідливі домішки у хімічному складі концентрату наступні: діоксид кремнію –

7,94%, діоксид алюмінію – 0,13%, діоксид титану -0,009%, оксид марганцю – 0,032%, оксид фосфору – 0,006%, оксид кальцію – 0,24%, оксид магнію – 0,44%, діоксид вуглецю – 0,044%, сірка – 0,037%, оксид калію – 0,065%, оксид натрію – 0,128% та інші домішки – 0,459% (таблиця 3.3).

Згідно аналізу мінерального складу концентрату (таб. 3.4) основним мінералом є магнетит – 82,1% та гематит – 6,3%. Інші рудні мінерали (гідрооксиди, карбонати та силікати) представлені сумарно 1,5%. Нерудні мінерали у вигляді кварцу складають 7,9%. Сульфіди та апатит, які відносяться до шкідливих домішок, сумарно складають 2,2%.

Таблиця 3.3 - Хімічний склад концентрату після III-ї стадії збагачення, вибраний для дослідження

Показники	Хімічний склад, %
<i>Fe<sub>заг</sub></i>	65,5
<i>Fe<sub>маг</sub></i>	61,9
FeO	27,07
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	63,4
SiO <sub>2</sub>	7,94
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,006
S	0,037
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,13
CaO	0,24
MgO	0,44
CO <sub>2</sub>	0,044
MnO	0,032
Na <sub>2</sub> O	0,128
TiO <sub>2</sub>	0,009
K <sub>2</sub> O	0,065
Інші	0,459
$\Sigma$	<b>100,0</b>

Таблиця 3.4 - Мінеральний склад концентрату за даними перерахунку хімічного аналізу

Показники	Мінеральний склад, %	Залізо загальне, %
Магнетит	82,1	60,5
Гематит	6,3	3,8
Гідрооксид заліза	0,9	0,6
Карбонати	0,19	0,18
Силікати	0,41	0,3
Сульфіди	2,1	0,02
Кварц	7,9	0,1
Апатит	0,1	-
<b>Всього</b>	<b>100,0</b>	<b>65,5</b>

Згідно гранулометричного аналізу проби концентрату виявлено, що в нього входить матеріал наступних фракцій, мм: +0,071; -0,071+0,056; -0,056+0,045; -0,045+0,02; -0,020.

Кількісний мінералогічний розрахунок вказує, що більшість мономінеральних частинок магнетиту накопичуються в тонкозернистій фракції в наступних класах: - 0,056+0,045 мм – 89,7%; - 0,045+0,02 мм – 93,7% та в класі -0,02 мм – 98,1 %. В крупніших фракціях показник мономінеральних часток зменшується, але при цьому збільшується наявність бідних зростків разом з нерудними частинками. Наприклад, клас +0,071 мм на 49,85 % представлений бідними зростками та на 14,15 % - нерудним матеріалом; а у класі мінус 0,071+0,056 – бідні зростки – 18,5 % та нерудні – 5,1%. У класі -0,056+0,045 відповідно 6,9% бідних зростків та 3,4% нерудних.



Таблиця 3.5 – Мінералогічний склад концентрату 4-ї стадії ММС для подальших досліджень за класами крупності та розкриття мінеральних зерен.

Класи Крупності, мм	Вихід, %	Масова частка мінеральних зерен, %										
		Масова частка Fe <sub>заг</sub> , %	Нерудні (0-5)		Бідні зростки (5-25)		Зростки (25-50)		Багаті зростки (75-95)		Рудні (95-100)	
			Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих
+0,071	1,22	22,73	14,15	0,17	49,85	0,61	20,2	0,25	7,15	0,09	8,65	0,11
-0,071+0,056	4,68	44,20	5,1	0,24	18,5	0,87	9,3	0,44	5,2	0,24	61,9	2,90
-0,056+0,045	8,21	56,12	3,4	0,28	6,9	0,31	2,4	0,20	2,1	0,17	85,2	6,99
-0,045+0,02	33,96	65,97	2,0	0,68	4,3	1,46	2,8	0,95	2,4	0,82	88,5	30,05
-0,020	51,93	69,60	0,9	0,47	1,0	0,52	0,5	0,26	0,1	0,05	97,5	50,63
Всього	100,0	65,50		1,84		4,02		2,09		1,37		90,68

## ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 3

1. Першотравневе родовище умовно поділяється на 3 рудних тіла, кожне з яких характеризується 4-ма видами кварцитів: магнетитові, гематит-магнетитові, силікат-магнетитові та магнетит-силікатні. Найбільш якісніша сировина сконцентрована у другому рудному тілі – 64,2% магнетитових кварцитів.

2. Аналіз досліджень показав, що вихідна сировина нестабільна за своїми технологічними параметрами, має тонкокристалічну структуру та різний показник збагачуваності, що також впливає гранулометричний, мінеральний та хімічний склад концентрату.

3. На даний час магнітні методи збагачення не дозволяють отримати високоякісні концентрати збідніння родовищ, зокрема Першотравневого. Окремо на розбудження концентрату впливають включення силікатних мінералів, які мають тонкозернисту форму та представлені у вигляді зростків. Дані зростки важко вилучити методом магнітної сепарації.

4. Хімічний аналіз концентрату показує, що масова частка заліза загального складає 66,5%, заліза магнетитового 61,9%,  $\text{SiO}_2$  - 7,94% (табл. 3.3.).

5. Аналіз мінералогічного складу концентрату виявив, що концентрат представлений в рудними (88,4%) мінералами: магнетитом - 82,1% та гематитом - 6,3%. Інші мінерали представляють собою різні силікати, карбонати, гідроокисли заліза – 1,5%. Нерудні мінерали у вигляді кварцу складають 7,9%. Зі шкідливих домішок присутні сульфіди та апатити – 2,2% (табл. 3,3 та 3,4). Мінеральні зерна корисного компонента в рядовому концентраті представлені, в основному, класом  $-0,045+0,02$  мм.

6. У гранулометричному складі концентрату (табл. 3.5) виділяються наступні фракції (мм):  $+0,071$ ;  $-0,071+0,056$ ;  $-0,056+0,045$ ;  $-0,045+0,02$ ;  $-0,020$ . Мономінеральні частинки магнетиту накопичені в тонкозернистій фракції наступних класах:  $-0,056+0,045$  мм – 89,7%;  $-0,045+0,02$  мм – 93,7% та в класі  $-0,02$  мм – 98,1 %. В крупніших фракціях показник мономінеральних часток зменшується, але збільшується показник наявності бідних зростків та нерудних частин.

## РОЗДІЛ 4. РЕЗУЛЬТАТИ ЛАБОРАТОРНИХ ТА ПРОМИСЛОВИХ ДОСЛІДЖЕНЬ

### 4.1 Теоретичне обґрунтування технологічних рішень

У більшості випадків в процесі рудопідготовки необхідно декілька стадій руйнування: підривання, декілька стадій дроблення (крупне, середнє, дрібне) та декілька стадій подрібнення. В свою чергу ключова роль подрібнення полягає в повному розкритті мінеральних зростків, з яких утворюються зерна мінералів для подальшого їх розділення за фізико-хімічними властивостями [24]. Розкриття мінералів являє собою багатоступеневий процес структурних змін куска руди в фізично поділені мінерали. Для цього необхідно фізично відокремити мінерал від порід, що його вміщують, тобто розкрити мінерал, який містить необхідний метал.

На кожній послідуєчій стадії формується промпродукт розкритих мінералів та їх зростків, де вони мають менший розмір, простішу структуру та більшу масову частину вилучених мінералів в кожному роздільному потоці. На початкових стадіях вагомий вплив мають текстурні та фізико-механічні властивості мінералів. В процесі зменшення розмірів більш вагомий вплив мають структурні характеристики руди та властивості окремих мінералів [25]. Загалом руда складається з рудної, корисної та нерудної частин, які в процесі подрібнення розпадаються на окремі продукти: розкриті рудні та корисні зерна, розкриті нерудні зерна та зростки.

Загальна схема поетапного розкриття мінералів наведена на рис 4.1.

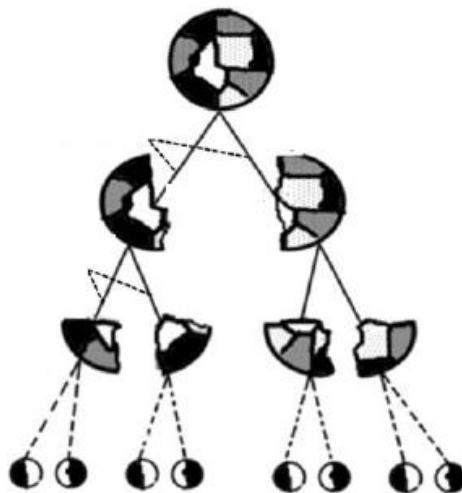


Рис. 4.1 – Загальна схема розкриття мінералів [25]

Дуже вагому роль має селективне розкриття мінералів. Наприклад, для магнетиту важливим є селективне руйнування за роздільними характеристиками та по розміру.

Селективне розкриття за роздільними характеристиками являє собою звільнення мінералів від шкідливих домішок чітко за межами їх зростання. Однак це ідеальні умови і на практиці зустрічаються рідко. Більш цікавим для дослідження є селективне руйнування за розміром або по заданому класу крупності. Ціль такого руйнування – отримання максимального виходу мінералу заданого гранулометричного складу. Селективне руйнування по контактам зростків прямо впливає на кінцеву крупність подрібнення. При зростанні мінералів міцність контактів не поступається, а іноді і перевершує міцність мінералів, що контактують [24].

Відомо, що для збільшення ймовірності отримання якісніших концентратів необхідна умова зменшення мінеральних зростків, що досягається шляхом більш тонкого подрібнення у кінцевій крупності руди [25]. При цьому тонке подрібнення має свої складнощі: збільшує енерговитрати, знижує продуктивність обладнання. Тому доцільним в такому випадку є стадіальне подрібнення з поступовим виведенням магнітних та немагнітних продуктів. У роботі [25] доведено, що розкриття нерудних компонентів, таких як апатит починається ще у класі 0,2мм, що значно раніше магнетиту, тому доцільно відокремлювати нерудний компонент у кожній стадії подрібнення та збагачення.

Також на розкриття магнетиту впливає питома поверхня зрощення магнетиту з нерудними мінералами, тобто скільки поверхні треба відділити щоб розкрити магнетит. Цей показники впливає на динаміку розкриття на різних стадіях подрібнення. Ступінь приросту заліза в магнітних продуктах стадій можна визначити за формулами 4.1-4.4:

$$K_1 = \beta_1 / \beta_{\text{вих}} \quad (4.1)$$

$$K_2 = \beta_2 / \beta_1 \quad (4.1)$$

$$K_3 = \beta_3 / \beta_2 \quad (4.3)$$

$$K_4 = \beta_4 / \beta_3 \quad (4.4)$$

Де:

$\beta_{\text{вих}}$ ,  $\beta_1$ ,  $\beta_2$ ,  $\beta_3$ ,  $\beta_4$  – масова частка заліза у вихідній руді та магнітних продуктах після I, II, III та IV стадій подрібнення.

Ступінь розкриття цих же стадій можна визначити стандартною формулою Кармазіна В.І.(4.5):

$$\gamma = (\beta_i - \beta_{\text{вих}}) / (\beta_t - \beta_{\text{вих}}) \quad (4.5)$$

Де:

$\beta_i$  та  $\beta_t$  – масові долі заліза у концентраті (i – поточна у стадії, t – теоретична).

У роботі [26] визначається, що у першій та другій стадіях подрібнення міцність мінералів і відбувається більш інтенсивне розкриття магнетиту за рахунок руйнувань зерен більш крихких мінералів. Однак, на послідуючих стадіях міцність та тріщиностійкість мінералів більш рівномірні, що впливає на їх одночасне розкриття. Також в роботі [25] наведено порівняння цих властивостей методом головних компонент. Таким чином параметри оцінки особливостей руйнування мінералів характеризують міцність, збагачуваність та розкриття. Ці головні компоненти, які собою характеризують властивості руди, в подальшому зв'язані з технологічними показниками збагачення. Перша компонента – міцність, впливає в технології на якість концентрату (час подрібнення, масова частина класу  $-0,044\text{мм}$ , масова частина  $\text{SiO}_2$ ). Друга – збагачуваність, теж впливає на якість концентрату та хвостів (масові частини заліза у концентраті та хвостах, вилученням заліза в концентрат та масовою частиною заліза у хвостах). Третя компонента – розкриття, впливає на хімічний склад концентрату (масову частину домішок), якість концентрату (масова частка заліза) та найбільш зв'язана технологічно з часом подрібнення, а саме масовою часткою класу  $0,044\text{мм}$ . Якщо міцність та збагачуваність є умовно постійними величинами для залягання родовища, то такий параметр як розкриття потрібно розглядати та досліджувати у можливих методах підвищення якості концентратів.

Особливістю руд Першотравневого родовища є неоднорідність сировини за хімічними, мінералогічними, текстурними та структурними показниками, що впливає на параметри подрібнюваності та збагачуваності. Суттєвий вплив в процесі розкриття мають характер та міцність контактів зрощення рудних та породних мінералів. Магнетит та кварц, як основні мінерали в кварцитах, мають високу тріщиностійкість, тому розкриття магнетиту потребує тривалого подрібнення в шарових млинах.

На рис. 4.2 наведено розкриття різних мінералів Першотравневого родовища в залежності від класів крупності. Нерудні мінерали, такі як силікати та карбонати повністю розкриті у фракції  $-0,044\text{мм} +0\text{мм}$ , а кварц майже повністю розкривається (99,5%) в цьому ж класі крупності. Рідні мінерали у класі більше  $0,1\text{мм}$  представлені зростками на 90-98%. Розкриття магнетиту та гематиту активно відбувається у класі  $-0,074 +0\text{мм}$ . та досягає значень 98% у класі  $-0,044\text{мм}$ .

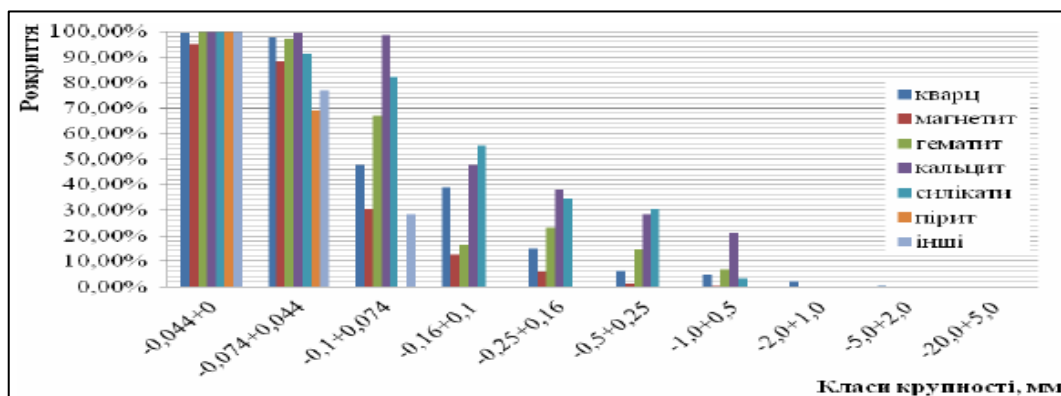


Рис. 4.2 – Розкриття мінералів у вихідній руді Першотравневого родовища в залежності від класу крупності [24]

Аналізуючи розкриття мінералів у концентраті 4-ї стадії магнітної сепарації (рис. 4.3) видно, що мінімальна масова частка кварцу (до 5%) фіксується у класі -0,044мм. Натомість в цьому ж класі найбільша частка магнетиту – 90% та більше. Такий розподіл заліза за класами крупності в кінцевому концентраті доводить, що необхідно мінімізувати клас +0,045мм. Тому є доцільним виконувати подрібнення до крупності 98-99% класу мінус 0,045мм, що можливо досягти задіявши додаткову (четверту) стадію подрібнення.

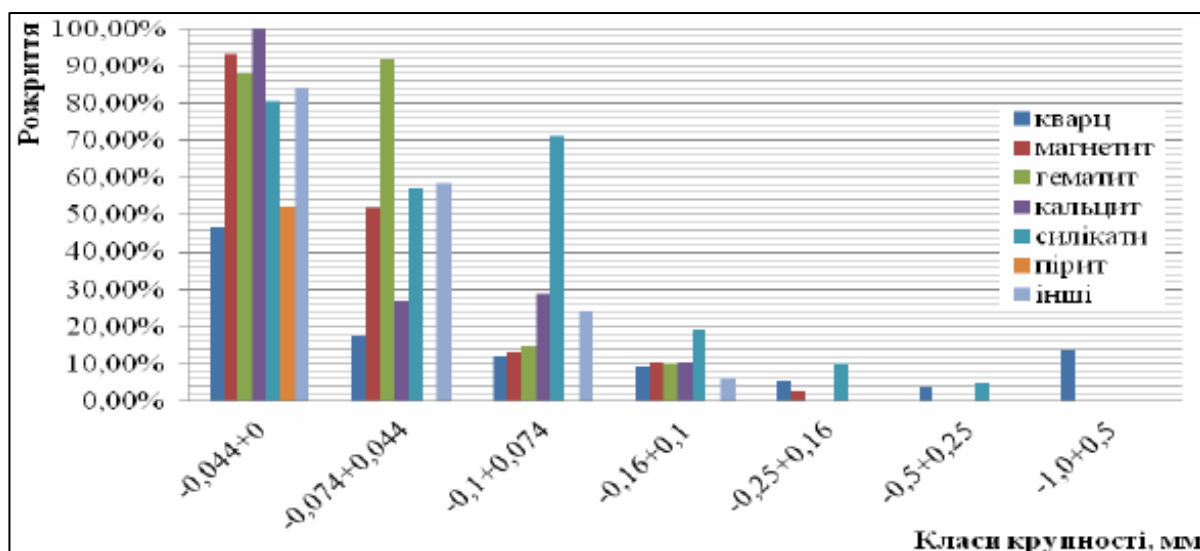


Рис. 4.3 – Розкриття мінералів у концентраті в залежності від класу крупності[24]

Отже, спираючись на залежності розкриття мінералів з приведених ситових характеристик на рис. 4.2-4.3, є доцільним збільшення класу -0,044мм у кінцевому концентраті за рахунок збільшення часу подрібнення.

#### 4.2. Результати лабораторних досліджень

Згідно методики лабораторних досліджень, яка описана у розділі 2, були виконані п'ять дослідів з подрібнення та збагачення руди Першотравневого

родовища у лабораторних умовах. Для цього були використаний лабораторний кульовий млин типу Рольганг та трубка Девіса. Дане обладнання імітувало стадії подрібнення та збагачення згідно технологічної схеми IV-х стадійного збагачення.

Для підтвердження ролі розкриття мінеральних зерен на масову частку заліза загального та впливу на це додаткової стадії подрібнення були проведені окремі досліди подрібнення. А саме: подрібнення 4-х зразків руди окремо на протязі 20, 40, 60 та 80 хв (I, II, III та IV стадія подрібнення) з поетапним доведенням на трубці Девіса (магнітна сепарація). П'ятий зразок у якості контрольної проби досліджений з послідовними стадіями подрібнення та збагачення, що імітувало технологічний процес на фабриці. Результати досліджень наведені у таблиці 4.1.

Основна залежність досліду – масова частка заліза від масової частки класу мінус 0,045мм наведена на рис 4.4. В лабораторних умовах при час подрібнення 80 хв (який відповідав IV-й стадії подрібнення) вдалося досягти масової частки 99,6% класу -0,045мм, що підтверджено контрольною пробю – 99,5%. При цьому масова частка заліза склала 69,39% та 69,64% відповідно, що є суттєвим збільшенням до показника 3-ї стадії – 67,07%. Також слід зауважити, що дані показники досягнені лабораторних умовах, тобто в ідеальних умовах та на водопровідній воді. Для накладення даних значень на промислові умови потрібно враховувати понижуючий коефіцієнт на лабораторні умови.

Таблиця 4.1 – Результати лабораторних досліджень

№зп	Результати магнітного аналізу руди ПЕРШОТРАВНЕВОГО родовища	Од.виміру	Час подрібнення окремих 5-ти проб (відповідність стадіям подрібнення)					Контрольна проба по повній схемі 4-х стадійна схема з поетапним видаленням хвостів
			I	II	III	IV		
			20 хв	40 хв	60 хв	80 хв		
1	Залізо загальне у вихідній руді	%	35,42	35,42	35,42	35,42	35,42	
2	Залізо магнітне у вихідній руді	%	27,76	27,76	27,76	27,76	27,76	
3	Маса наважки на подрібнення	грам	300	300	300	300		
4	Маса наважки у магнітний аналізатор	грам	20	20	20	20		
5	Клас мінус 0,045мм	%	68,0	83,6	97,1	99,6	99,5	
	<b>Магнітна фракція</b>							
6	Маса магнітної фракції	грам	10,1	9,1	8,7	8,1		
7	Вихід магнітної фракції	% ваговий	50,5	44,5	42,5	40,5	41,17	
8	Вихід магнітної фракції	розрахунковий	50,4	44,3	42,3	40,4	41,08	
	Рівниця виходів	%	0,1	0,2	0,2	0,1	0,1	
9	Масова доля заліза загального	%	58,87	64,77	67,07	69,39	69,64	
10	Вилучення заліза загального	%	83,9	81,4	80,5	79,3	80,9	
	<b>Немагнітна фракція</b>							
11	Маса немагнітної фракції	грам	9,9	10,9	11,3	11,9		
12	Вихід немагнітної фракції	%	49,5	55,5	57,5	59,5	58,83	
13	Масова доля заліза загального	%	11,62	12,06	12,23	12,36	11,56	
14	Масова доля заліза магнітного у хвостах	%	2,0	2,0	2,0	2,2	2,0	

Різниця між розрахунковим та ваговим виходами магнітної фракції склала 0,1-0,2 масових відсотки, що є в допустимих межах. Для збереження високих рівнів вилучення заліза та виходу концентрату, потрібно спиратися на показники контрольної проби, як проходила поетапні стадії переміщення.

Отже, аналізуючи дані лабораторних досліджень таблиці 4.1, підтверджено, що при збільшенні часу подрібнення відповідно збільшується клас мінус 0,045мм у кінцевому продукті, що дозволяє отримати приріст заліза загального у концентраті практично на 2-3%, що є підставою для проведення промислових випробувань запропонованих технологічних рішень по впровадженні IV-ї стадії подрібнення та збагачення в умовах ПРАТ «ПВНГЗК».

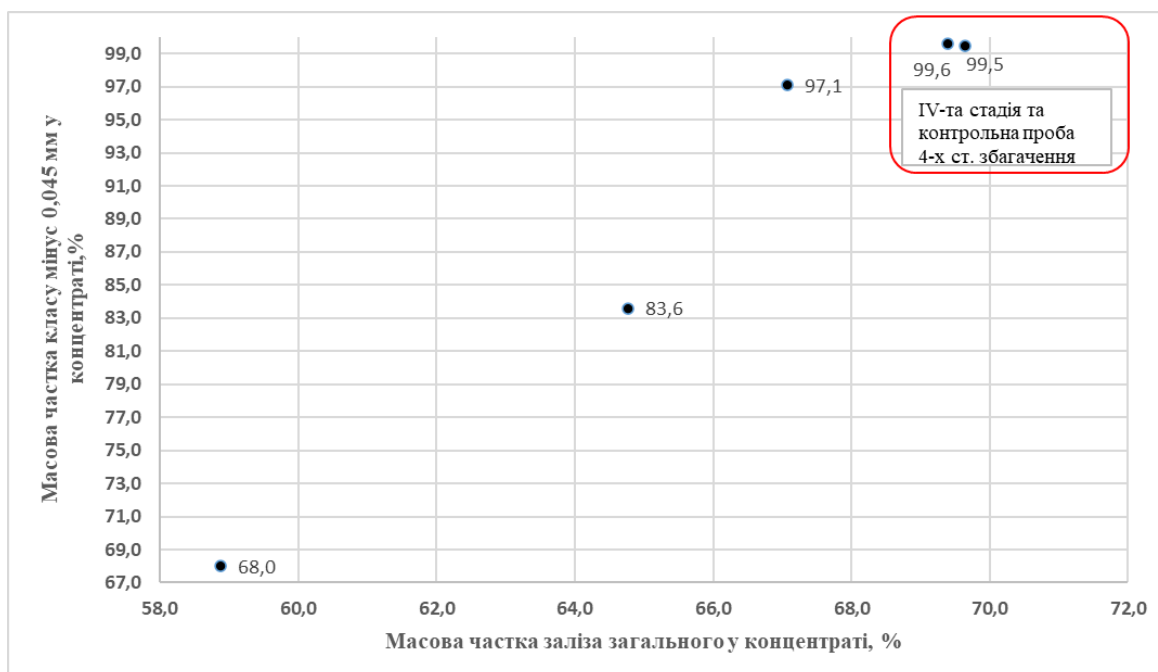


Рис. 4.4 – Залежність масової частки заліза загального у концентраті від масової частки класу мінус 0,045мм у лабораторних умовах

#### 4.3. Результати промислових досліджень

На початку промислових випробувань була проведена рудорозбірка вихідної руди на секції №19 (таб. 4.2).

Таблиця 4.2 – Рудорозбірка вихідної руди промислових випробувань

№ з/п	Дата	Час відбору	Співвідношення руд за збагачуваністю, %			Fe заг., %	Fe маг., %	Збагачуваність, %
			Легко-збагач.	Середньо-збагач.	Важко-збагач.			
1	10.окт	9:00	58,3	6,1	35,6	35,42	27,76	67,64
2	10.окт	10:00	61,4	5,9	32,7			
Середнє			59,9	6,0	34,2	35,42	27,76	67,64



Показник важкозбагачуваних руд склав 34,2% і не перевищував 35,6%.

Поточна схема РЗФ-1 передбачає у III-й стадії подрібнення близько 98,0% класу мінус 0,056мм, або близько 95,5%-96% класу мінус 0,045мм. Відповідно цьому доцільно було порівняти показники по класу мінус 0,033мм.

У таблиці 4.3 наведені показники по 3-м пробам випробувань. На основній секції (секції №19) концентрат після IV-ї стадії магнітної сепарації мав масову частку заліза загального від 64,8% до 65,19% при масовій частці класу мінус 0,033мм на рівні 92,3% - 93,0%.

Таблиця 4.3 – Показники концентрату за масовими частками заліза загального та класу -0,033мм у концентраті основної секції (3-х стадіальна) та після секції дозбагачення (4-х стадіальна схема)

№ випробувань	Концентрат основної секції №19		Концентрат після секції дозбагачення №17 (4-та стадія)	
	Fe заг., %	-0,033 мм, %	Fe заг., %	-0,033 мм, %
1	65,05	92,4	68,01	97,2
2	64,80	92,3	67,92	96,7
3	65,19	93	68,07	97,5

На основі даних таблиці 4.2 сформована залежність масової частки заліза загального від масової частки класу мінус 0,033мм, а саме: при збільшенні на 4,4-4,8% вмісту класу мінус 0,033мм можливо отримати концентрат з масовою часткою заліза загального на рівні 67,9-68,1% (рис. 4.5) за рахунок 4-ї стадії подрібнення. У таблиці 4.5. наведено приріст заліза загального за рахунок секції доподрібнення.

У таблиці 4.5 наведено хімічний склад концентрату, отриманих у випробуваннях. Гранулометричний склад концентратів за трьома випробуваннями наведено у таблицях 4.6 – 4.8. Масова частка класу -0,045мм у проведених випробуваннях склала 97,9-98,7%.

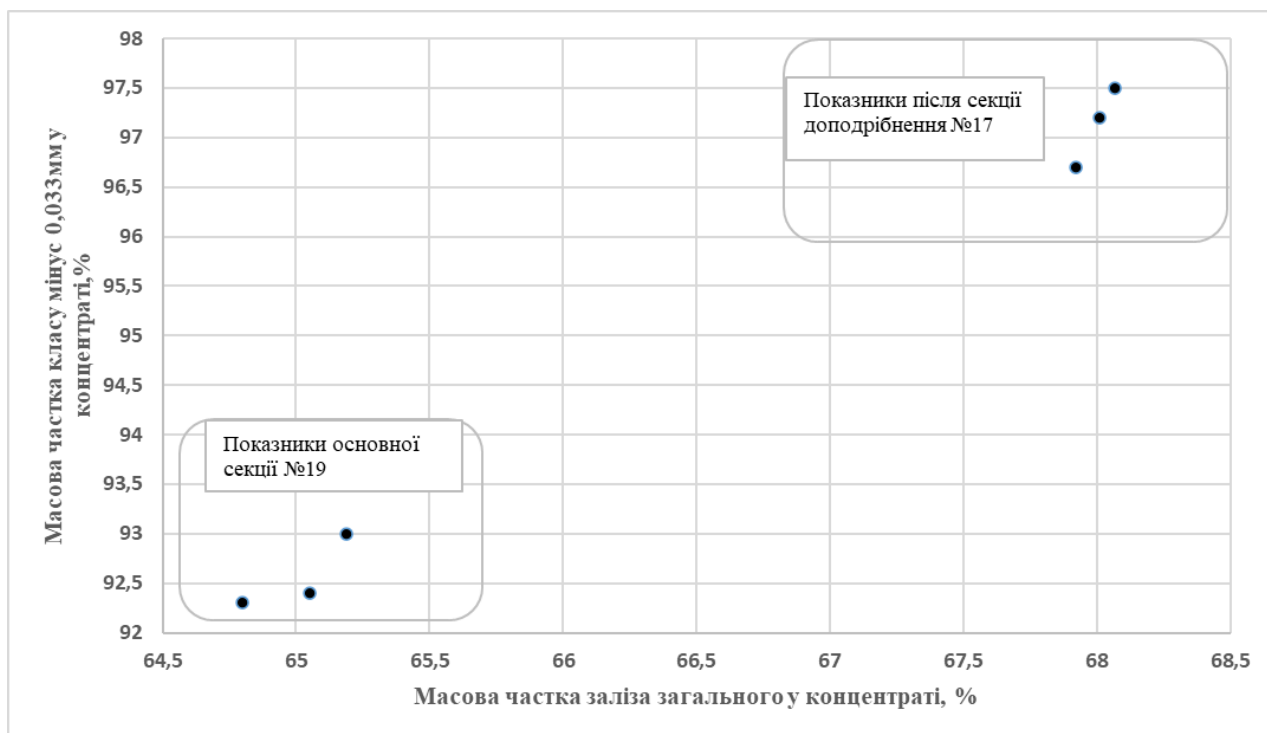


Рис.4.5 – Залежність масової частки заліза загального у концентраті від масової частки класу мінус 0,033мм у концентраті.

Таблиця 4.4 – Приріст заліза загального у концентраті після 4-ї стадії подрібнення

№ випробувань	Концентрат основної секції №19	Концентрат після секції дозбагачення №17 (4-та стадія)	Приріст масової частки заліза загального
	Fe заг., %	Fe заг., %	↑Fe заг., %
1	65,05	68,01	2,96
2	64,80	67,92	3,12
3	65,19	68,07	2,88
Середнє	65,01	68,00	2,99

Таким чином, досягнути мети завдання – виробництво концентрату з масовою часткою заліза загального 68,0% з руди Першотравневого родовища можливо за рахунок збільшення розкриття мінеральних зерен шляхом впровадження 4-ї стадії подрібнення та збагачення. Приріст показника  $Fe_{\text{заг.}}$  в кінцевому концентраті можна очікувати на рівні 3% до показників класичної трьохстадіальної схеми збагачення при збільшенні класу -0,033мм до рівня більше 97%.

Таблиця 4.5 – Хімічний склад концентрату отриманого в результаті випробувань

№ випробувань	Вміст компонентів, %																
	Fe <sub>заг</sub>	Fe <sub>магн</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S <sub>заг</sub>	CO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	в.л.в.	Всього
1	68,01	64,01	28,3	66,0	4,5	0,032	0,18	0,030	0,14	0,29	0,019	0,023	0,153	0,037	0,073	0,223	100
2	67,92	63,92	28,2	65,8	4,6	0,031	0,19	0,030	0,13	0,32	0,02	0,025	0,16	0,039	0,075	0,38	100
3	67,07	63,12	28,3	66,1	4,3	0,034	0,18	0,028	0,13	0,31	0,016	0,022	0,158	0,038	0,073	0,311	100

Таблиця 4.6 – Гранулометричний склад концентрату за випробуванням №1

Класи крупності, мм	Вихід, %	Масова частка мінеральних зерен, %											
		Масова частка Fe <sub>заг</sub> , %	Нерудні (0-5)		Бідні зростки (5-25)		Зростки (25-50)		Багаті зростки (75-95)		Рудні (95-100)		
			Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	
+0,071	0,12	22,71	14,15	0,02	49,85	0,06	20,2	0,02	7,1	0,01	8,70	0,01	
-0,071+0,056	0,56	43,15	5,1	0,03	19,5	0,11	10,3	0,06	6,2	0,03	58,9	0,33	
-0,056+0,045	0,82	54,80	3,3	0,03	6,7	0,05	2,4	0,02	2,1	0,02	85,5	0,70	
-0,045+0,02	33,70	65,56	2,0	0,67	4,4	1,48	2,3	0,78	2,5	0,84	88,8	29,93	
-0,020	64,80	69,75	0,4	0,26	1,0	0,65	0,5	0,32	0,1	0,06	98,0	63,50	
Всього	100,0	68,01		1,01		2,35		1,20		0,97		94,47	

Таблиця 4.7 – Гранулометричний склад концентрату за випробуванням №2

Класи крупності, мм	Вихід, %	Масова частка мінеральних зерен, %										
		Масова частка Fe <sub>заг</sub> , %	Нерудні (0-5)		Бідні зростки (5-25)		Зростки (25-50)		Багаті зростки (75-95)		Рудні (95-100)	
			Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих
+0,071	0,12	22,69	14,30	0,02	49,8	0,06	20,2	0,02	7,20	0,01	8,5	0,01
-0,071+0,056	0,66	43,01	6,2	0,04	20,1	0,13	12,2	0,08	3,5	0,02	58,0	0,38
-0,056+0,045	1,30	54,82	3,4	0,04	6,8	0,09	2,5	0,03	2,1	0,03	85,2	1,11
-0,045+0,02	33,41	65,59	2,0	0,67	4,5	1,50	2,4	0,80	2,6	0,87	88,5	29,57
-0,020	64,51	69,73	0,4	0,26	1,1	0,71	0,7	0,45	0,2	0,13	97,6	62,96
Всього	100,0	67,92		1,03		2,49		1,39		1,06		94,03

Таблиця 4.8 – Гранулометричний склад концентрату за випробуванням №

Класи крупності, мм	Вихід, %	Масова частка мінеральних зерен, %										
		Масова частка Fe <sub>заг</sub> , %	Нерудні (0-5)		Бідні зростки (5-25)		Зростки (25-50)		Багаті зростки (75-95)		Рудні (95-100)	
			Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих	Від класу	Від вих
+0,071	0,11	22,67	14,2	0,02	50,2	0,06	20,1	0,02	7,3	0,01	8,2	0,01
-0,071+0,056	0,58	43,10	5,4	0,03	19,3	0,11	10,4	0,06	6,4	0,04	58,5	0,34
-0,056+0,045	0,60	54,80	3,3	0,02	6,7	0,04	2,5	0,02	2,4	0,01	85,1	0,51
-0,045+0,02	33,84	65,64	1,9	0,64	4,6	1,56	2,5	0,85	2,8	0,95	88,2	29,85
-0,020	64,87	69,76	0,4	0,26	1,0	0,65	0,6	0,39	0,1	0,06	97,9	63,51
Всього	100,0	68,07		0,97		2,41		1,33		1,07		94,21

## ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4

1. Доведено, що якість концентрату залежить від таких фізичних властивостей вихідної руди: міцність, збагачуваність та розкриття. В свою чергу, розкриття мінералів найбільш технологічно зв'язано з часом подрібнення та послідуною масовою частиною класу  $-0,044\text{м}$  к продукті. Саме цей параметр потрібно досліджувати як можливий метод підвищення якості концентрату.

2. Для руд Першотравневого родовища найбільший ступінь розкриття магнетиту та кварцу спостерігається у класі  $-0,044\text{мм} + 0\text{мм}$ .

3. Випробування у лабораторних умовах показали, що виконавши подрібнення зразку руди на протязі 80 хвилин (імітація IV-ї стадії), можливо збільшити масову частку класу мінус  $0,045\text{мм}$  до  $99,5-99,6\%$ , що, в свою чергу, дозволяє отримати концентрат з масовою часткою заліза загального  $69,4-69,6\%$ . Аналогічні показники були підтверджені контрольною пробою, подрібнення і збагачення якої було виконано з поетапним виведенням немагнітної фракції, що імітувало технологічну схему РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК». Але потрібно зауважити, що досліди виконані в лабораторних умовах, які приближені до ідеальних та з використанням водопровідної води. Тому є доцільним враховувати понижуючий коефіцієнт на лабораторні умови.

4. Промисловими випробуваннями доведено, що за рахунок використання IV-та стадії подрібнення можливо збільшити масову частку класу мінус  $0,045\text{мм}$  до  $97,9-98,7\%$ , а масову частку класу мінус  $0,033\text{мм}$  – до  $96,7-97,5\%$ , що, в свою чергу, впливає на масову частку заліза загального у кінцевому концентраті та дозволяє отримати показник  $\text{Fe}_{\text{заг}}$  на рівні  $68,0\%$ .

5. Середній приріст масової частки заліза загального по технологічній схемі промислових випробувань склав  $3\%$ .

6. Рекомендаціями до запропонованої технологічної схеми є:

- Проведення періодичних генеральних опробувань роботи секцій на відповідність технологічним показникам.
- Подача рудної шихти Першотравневого родовища у відсотковому відношенні не повинна перевищувати  $35-36\%$  важкозбагачуваних руд при показнику  $60\%$  та більше легкозбагачуваних руд.
- Збагачуваність рудної шихти повинна бути не нижче  $67,6\%$ .
- Годинне навантаження для вихідних показників руди складає  $186\text{ т/год}$  по руді та потребує корегування в залежності від якості вихідної руди.

## РОЗДІЛ 5. РЕКОМЕНДОВАНА ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА

### 5.1 Обґрунтування схеми

На підставі аналізу результатів досліджень, що надані у розділі 4, удосконалена технологічна схема переробки руди Першотравневого родовища на збагачувальній фабриці № 1 ПРАТ «ПВНГЗК» по виробництву магнетитового концентрату з масовою часткою заліза загального 68,0%. Пропонується технологія впровадження IV-ї стадії подрібнення руди на діючому обладнанні РЗФ-1.

Вихідним живленням виступає концентрат 4-ї стадії мокрої магнітної сепарації (після III-х стадіального подрібнення). Аналіз мінералогічного складу (який наведено у таблиці 3.4) показав, що основний рудний мінерал концентрату – магнетит, який представлений 82,1% у масовій частці. Інші мінерали представлені у вигляді силікатів, карбонатів та гідроокислів заліза – сумарно 1,5%. Кварц, як нерудний мінерал, складає 7,9%. Невелика частка концентрату (2,2%) представлена шкідливими домішками: сульфідами та апатитом. Магнетит у вигляді мономінеральних частинок накопичується в тонкозернистій фракції класу - 0,045+0,02 мм (детальніше в таблиці 3.5).

Враховуючи велику масову частину магнетиту доцільно прийняти для збагачення руд процес мокрої магнітної сепарації в слабкому полі з напруженістю 80-120 кА/м. При цьому на вихід хвостів має вплив кількість перелічених операцій, від яких буде залежати вміст нерудного матеріалу у магнітному продукті.

У розділі 4 лабораторними та промисловими випробуваннями підтверджено, що необхідній ступінь подрібнення класу мінус 0,045 мм до 98,7%, а класу мінус 0,033мм – до 97,5%, що дозволяє підвищити показник заліза загального у концентраті з 65,5% до 68,0% (див. рис. 4.4-4.5).

Порівнюючи показники гранулометричного складу концентрату 4-ї стадії мокрої магнітної сепарації (таблиця 3.5) з показниками концентрату після 4-х стадіального подрібнення (таблиці 4.5-4.7) видно, що у класі мінус -0,045мм суттєво збільшений показник вмісту рудних зерен (таблиця 5.1) – з 80% до приблизно 92-93%. Збільшення до таких показників рудних зерен забезпечує підвищення якісних характеристик концентрату до 68,0% за залізом загальним.

Згідно з висновками розділу 1 та 2, а саме логістичними обмеженнями по відвантаженню концентрату та неповним завантаженням РЗФ-1 ПРАТ «ПВНГЗК» в період військового стану, а також зі зростаючим світовим попитом на високоякісні концентрати та обкотиші є доцільним задіяти вільні потужності збагачувальної фабрики №1 для впровадження 4-х стадіального подрібнення на діючому обладнанні без додаткових капітальних інвестицій.

Таблиця 5.1 – Порівняння масової частки рудних зерен у концентратах до випробування (концентрат 4-ї ст. ММС) та після випробування (концентрат після 4-х стадійного подрібнення)

Стадійність	Концентрати	Масова частка у класі -0,045мм рудних зерен, %
3-х стадіальне подрібнення	Концентрат 4-ї ст. ММС	80,68
4-х стадіальне подрібнення	Випробування №1	93,43
	Випробування №2	92,53
	Випробування №3	93,36

Отже, рекомендована технологічна схема наведена на рис. 5.1. Вона складається з 2 частин: основної секції та секції дозбагачення.

Основна секція збагачення – 3-х стадіальна (рис.1.14), складається з 3-х стадій подрібнення у шарових млинах типів МКР (I стадія) та МКЦ (II-III стадія) в замкнутих циклах зі спіральним класифікатором 2КСН (I стадія) та гідроциклонами (II-III стадія). У циклі збагачення передбачені 2 стадії дешламації та 4 стадії магнітної сепарації. Більш детально 3-х стадіальна схема РЗФ-1 з технічними характеристиками та технологічними параметрами наведені у розділі 1.4 – Аналіз технологічної схеми збагачення ПРАТ «ПІВНГЗК».

Запропонована секція дозбагачення реалізована наступним чином. Концентрат після 4-ї стадії мокрої магнітної сепарації за допомогою насосів VASA-507 подається у технологічний зумпф секції дозбагачення (використовується сусідня секція, яка виведена у простій, для зменшення монтажних робіт та довжини трубопроводів). На секції дозбагачення у якості IV-ї стадії подрібнення виступають млини МКЦ 3500x5500 (які в III-х стадіальній схемі виконують роль II-ї та III-ї стадії). Подрібнення IV-ї стадії відбувається аналогічно II-ї та III-ї стадії – у замкнутому циклі з гідроциклонами. Після класифікації злив гідроциклону проходить дешламацію на магнітному дешламаторі МД-9А та послідовно магнітну сепарацію, згущення та зневоднення (аналогічно завершуючому циклі 3-х стадіальної схеми).

Загальна 4-х стадіальна схема збагачення представлена наступними операціями. Основна секція:

1. Подрібнення I-ї стадії дробленої руди (млини МКР 3600x4000);
2. Класифікація I-ї стадії (спіральні класифікатори 2КСН-2,4x12,5);
3. Мокра магнітна сепарація (ММС) I-ї стадії (перший прийом у барабанних магнітних сепараторах слабого поля ПБМ-П-120/300 (ПБМ-П-90/250));
4. Мокра магнітна сепарація (ММС) I-ї стадії (другий прийом у барабанних магнітних сепараторах слабого поля ПБМ-П-120/300 (ПБМ-П-90/250));
5. Класифікація II-ї стадії (гідроциклони ГЦ-710 (ГЦ-500));
6. Подрібнення II-ї стадії (млини МКЦ 3600x5500);

7. ММС II -ї стадії (барабанні магнітні сепаратори слабкого поля ПБМ-П-120/300 (ПБМ-П-150/200));
8. Знешламлення I-ї стадії (магнітний дешламатор МД-9А);
9. ММС III -ї стадії (барабанні магнітні сепаратори слабкого поля ПБМ-П-120/300);
10. Класифікація III -ї стадії (гідроциклони ГЦ-710 (ГЦ-500));
11. Подрібнення III -ї стадії (млини МКЦ 3600x5500);
12. Знешламлення II -ї стадії (магнітний дешламатор МД-9А);
13. ММС IV -ї стадії (барабанні магнітні сепаратори слабкого поля ПБМ-П-120/300).

Далі магнітний продукт IV -ї стадії подається на відповідну секцію дозбагачення, де проходить наступні операції:

14. Класифікація IV -ї стадії (гідроциклони ГЦ-710 (ГЦ-500));
15. Подрібнення IV -ї стадії (млини МКЦ 3600x5500);
16. Знешламлення III -ї стадії (магнітний дешламатор МД-9А);
17. ММС V -ї стадії (перший прийом у барабанних магнітних сепараторах слабкого поля ПБМ-П-120/300 (ПБМ-П-150/200));
18. ММС V -ї стадії (другий прийом у барабанних магнітних сепараторах слабкого поля ПБМ-П-120/300);
19. Знешламлення III -ї стадії (другий прийом магнітний дешламатор МД-9А);
20. Фільтрування (вакуум фільтри ДОО 160 3,2 5У 04)

Технічні та технологічні показники роботи обладнання основної та дозбагачувальної секції наведені у таблицях 1.7 – 1.20.

## 5.2. Розрахунок кількісно-якісної та водно-шламової технологічної схеми

У таблиці 5.2. наведено розрахунок виходу продуктів у типових вузлах схем подрібнення за рівняннями балансу та за розрахунковим класом мінус 0,056мм. Інші виходи продуктів у вузлах розраховуються аналогічним принципом.

Показники заліза загального у продуктах ( $\beta$ ) наступні: вихідна руда - 35,42; хвости – 11,79; концентрат – 68,0.

Вилучення корисного компоненту (%) розраховуємо за формулами 5.1 та 5.2:

$$\varepsilon_1 = \frac{\gamma_1 \cdot \beta_1}{\beta_{\text{вих}}} = \frac{100 \cdot 35,42}{35,42} = 100 \quad (5.1)$$

$$\varepsilon_{42} = \frac{\gamma_{42} \cdot \beta_{42}}{\beta_{\text{вих}}} = \frac{42,04 \cdot 68,00}{35,42} = 80,71, \quad (5.2)$$

де:

$\gamma_n$  – вихід n-го продукту;



$\beta_n$  – масова частина корисного компоненту n-го продукту;

$\beta_{\text{вих}}$  – масова частина корисного компоненту у вихідній руді.

Подальші розрахунки вилучення корисного компоненту виконуються за аналогічними формулами

Розраховуємо годинну продуктивність фабрики (формула 5.3):

$$Q_1^p = \frac{Q_{\text{річн}}}{\text{роб.дн.} \cdot \text{роб.зм.} \cdot \text{роб.год.}} = \frac{24,0 \cdot 10^6}{340 \cdot 2 \cdot 12} = 2941,2 \text{ т/год, де:} \quad (5.3)$$

$Q_{\text{річн}}$  – річний обсяг переробки руди, т. Вихідними даними прийнято 24 млн.т.

Роб. дн. – 340 днів (з урахуванням КВО – 0,93);

Роб. зм. – 2 зміни (графік двозмінний чотирьохбригадний);

Роб. год. – 12 год.

Вихідна масова частина вологи у руді – 3%.

Розраховуємо годинну продуктивність фабрики по сухій вазі за формулою 5.4:

$$Q_{1c}^p = Q_1^p \cdot 0,97 = 2852,94 \text{ т/год} \quad (5.4)$$

За формулою 5.5. розраховуємо продуктивність за рудою для n-го продукту:

$$Q_2 = \frac{Q_{1c}^p \cdot \gamma_2}{100}, \text{ т/год} \quad (5.5)$$

Продуктивні за рудою для інших продуктів розраховується аналогічними формулами.

За формулою 5.6. розраховуємо продуктивність за корисним компонентом для n-го продукту:

$$P_2 = \frac{P_1 \cdot \varepsilon_2}{100} = \frac{1010,51 \cdot 223,93}{100} = 2262,84 \text{ т/год} \quad (5.6)$$

Продуктивні за корисним компонентом для інших продуктів розраховується аналогічними формулами.

У таблиці 5.3 наведена розрахункова кількісно-якісна та водно-шламові схеми.

Розрідження визначено за формулою 5.7:

$$R_1 = \frac{100 - T_1}{T_1} = \frac{100 - 97,0}{97,0} = 0,031 \quad (5.7)$$

Де:

$T_n$  – вміст твердого у продукті, %.

Розрідження для інших продуктів розраховується за такими ж формулами.

Продуктивність за водою ( $m^3/год$ ) для  $n$ -го продукту розрахована за формулою 5.8:

$$W_1 = Q_1 \cdot R_1 = 2852,94 \cdot 0,031 = 88,44 \quad (5.8)$$

$R_n$  – продуктивність за рудою  $n$ -го продукту.

$R_n$  – розрідження  $n$ -го продукту.

Продуктивні за водою для інших продуктів розраховується такими ж формулами.

Продуктивність за пульпою ( $m^3/год$ ) для  $n$ -го продукту розрахована за формулою 5.9:

$$V_1 = \frac{Q_1}{\lambda} + W_1 = \frac{2852,94}{3,38} + 88,44 = 932,51 \quad (5.9)$$

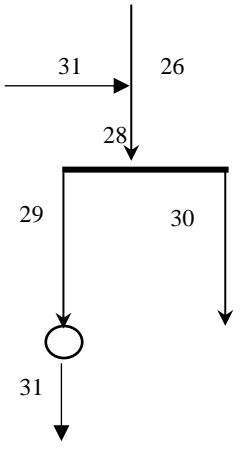
$\lambda$  – питома вага руди

Продуктивні за пульпою для інших продуктів розраховується такими ж формулами.

У таблиці 5.4 наведені результати розрахунку водного балансу рекомендованої технологічної схеми. Розрахункові витрати технічної води становлять 60750,0  $m^3/год$ . З урахуванням 10% споживання на технологічні потреби, питома витрата технічної води становить 55,72  $m^3/т$  концентрату.

Таблиця 5.2 - Розрахунок схем подрібнення типових технологічних вузлів.

з/п	Схема типового вузла	Рівняння балансу
1		$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{42} + \gamma_{43} \\ \gamma_1 \cdot \beta_1 = \gamma_{42} \cdot \beta_{42} + \gamma_{43} \cdot \beta_{43} \end{cases}$ $\gamma_{43} = \frac{\gamma_1 \cdot (\beta_{42} - \beta_1)}{\beta_{42} - \beta_{43}}$ $\gamma_{43} = \frac{100 \cdot (68,0 - 35,42)}{68,0 - 11,79} = 57,96$ $\gamma_{42} = 100 - 57,96 = 42,04$

6		$\begin{cases} \gamma_{28} = \gamma_{31} + \gamma_{26} , \gamma_{28} = \gamma_{29} + \gamma_{30} \\ \gamma_{31} \cdot \beta_{31} + \gamma_{26} \cdot \beta_{26} = \gamma_{29} \cdot \beta_{29} + \gamma_{30} \cdot \beta_{30} \\ \gamma_{26} = \gamma_{30} , \gamma_{29} = \gamma_{31} \\ \gamma_{29} = \frac{\gamma_{30} \cdot (\beta_{30}^{-0,056} - \beta_{26}^{-0,056})}{\beta_{31}^{-0,056} - \beta_{29}^{-0,056}} \\ \gamma_{29} = \frac{43,97 \cdot (99,6 - 97,5)}{97,9 - 93,2} = 19,65 \\ \gamma_{28} = 19,65 + 43,97 = 63,62 \\ \gamma_{31} = 19,65 \end{cases}$ $\begin{cases} \gamma_{28} = \gamma_{29} + \gamma_{30} \\ \gamma_{28} \cdot \beta_{28} = \gamma_{29} \cdot \beta_{29} + \gamma_{30} \cdot \beta_{30} \\ \beta_{28} = \frac{\gamma_{29} \cdot \beta_{29} + \gamma_{30} \cdot \beta_{30}}{\gamma_{28}} \\ \beta_{28} = \frac{19,65 \cdot 65,66 + 43,97 \cdot 65,71}{82,76} = 65,69 \end{cases}$
---	---	---

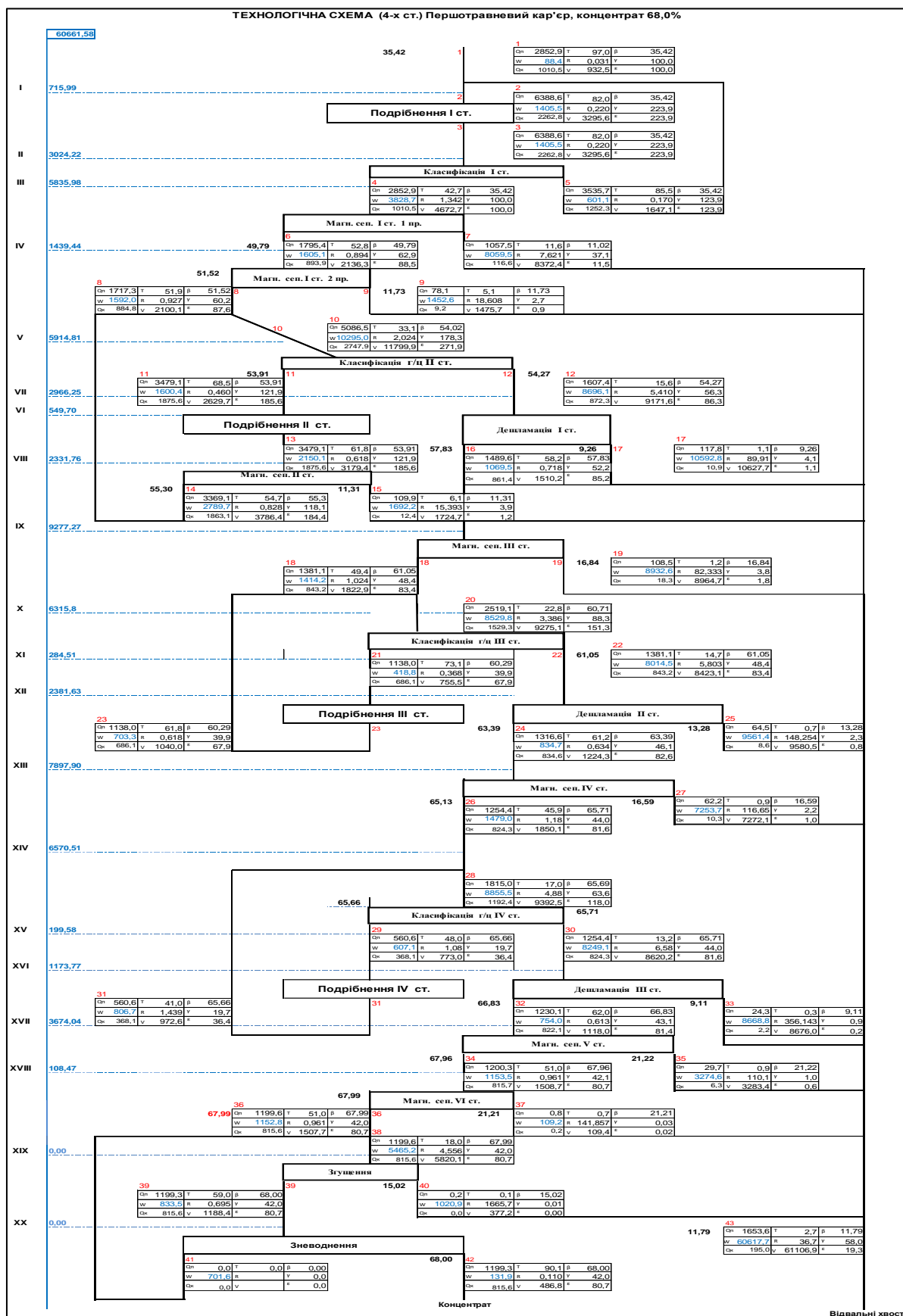


Рис. 5.1 – Рекомендована 4-х стадійна технологічна схема

Таблиця 5.3 – Результати розрахунку кількісно-якісної та водно-шламової схем

№ п/п	Продукт	Вихід, %	Вміст корисного компоненту, %	Вилучення, %	Пр-сть за рудою, т/год	Пр-сть за корис. комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Вміст твердого у пульпі, %	Пр-сть за водою, м <sup>3</sup> /год	Пр-сть за пульпою, м <sup>3</sup> /год
<b>I Подрібнення I ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
1	Вихідна руда	100,00	35,42	100,00	2852,94	1010,51	0,03	97,00	88,44	932,51
5	Піски I ст. класифікації	123,93	35,42	123,93	3535,65	1252,33	0,17	85,50	601,06	1647,11
L I	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	715,99	715,99
I	<b>Всього</b>	<b>223,93</b>	<b>35,42</b>	<b>223,93</b>	<b>6388,59</b>	<b>2262,84</b>	<b>0,22</b>	<b>81,97</b>	<b>1405,49</b>	<b>3295,61</b>
<b>Вихідне</b>										
3	Злив млина I ст.	223,93	35,42	223,93	6388,59	2262,84	0,22	82,00	1405,49	3295,61
	<b>Всього</b>	<b>223,93</b>	<b>35,42</b>	<b>223,93</b>	<b>6388,59</b>	<b>2262,84</b>	<b>0,22</b>	<b>81,97</b>	<b>1405,49</b>	<b>3295,61</b>
<b>II Класифікація I ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
3	Злив млина I ст.	223,93	35,42	223,93	6388,59	2262,84	0,22	82,00	1405,49	3295,61
L II	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	3024,22	3024,22
II	<b>Всього</b>	<b>223,93</b>	<b>35,42</b>	<b>223,93</b>	<b>6388,59</b>	<b>2262,84</b>	<b>0,69</b>	<b>59,05</b>	<b>4429,71</b>	<b>6319,83</b>
<b>Вихідне</b>										
4	Злив I ст. класифікації	100,00	35,42	100,00	2852,94	1010,51	1,34	42,70	3828,65	4672,72
5	Піски I ст. класифікації	123,93	35,42	123,93	3535,65	1252,33	0,17	85,50	601,06	1647,11
	<b>Всього</b>	<b>223,93</b>	<b>35,42</b>	<b>223,93</b>	<b>6388,59</b>	<b>2262,84</b>	<b>0,69</b>	<b>59,05</b>	<b>4429,71</b>	<b>6319,83</b>
<b>III Магн. сеп. I ст. 1 пр.</b>										
<b>Вхідне</b>										
4	Злив I ст. класифікації	100,00	35,42	100,00	2852,94	1010,51	1,34	42,70	3828,65	4672,72
L III	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	5835,98	5835,98
III	<b>Всього</b>	<b>100,00</b>	<b>35,42</b>	<b>100,00</b>	<b>2852,94</b>	<b>1010,51</b>	<b>3,39</b>	<b>22,79</b>	<b>9664,63</b>	<b>10508,70</b>
<b>Вихідне</b>										
6	Промпродукт магнітної сепарації I ст. 1 пр.	62,93	49,79	88,46	1795,40	893,93	0,89	52,80	1605,09	2136,27
7	Хвосты магнітної сепарації I ст. 1 пр.	37,07	11,02	11,54	1057,54	116,58	7,62	11,60	8059,54	8372,42
	<b>Всього</b>	<b>100,00</b>	<b>35,42</b>	<b>100,00</b>	<b>2852,94</b>	<b>1010,51</b>	<b>3,39</b>	<b>22,79</b>	<b>9664,63</b>	<b>10508,70</b>
<b>IV Магн. сеп. I ст. 2 пр.</b>										
<b>Вхідне</b>										
6	Промпродукт магнітної сепарації I ст. 1 пр.	62,93	49,79	88,46	1795,40	893,93	0,89	52,80	1605,09	2136,27
L IV	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	1439,44	1439,44
IV	<b>Всього</b>	<b>62,93</b>	<b>49,79</b>	<b>88,46</b>	<b>1795,40</b>	<b>893,93</b>	<b>1,70</b>	<b>37,10</b>	<b>3044,53</b>	<b>3575,71</b>
<b>Вихідне</b>										
8	Промпродукт магнітної сепарації I ст. 2 пр.	60,20	51,52	87,56	1717,34	884,77	0,93	51,90	1591,97	2100,06
9	Хвосты магнітної сепарації I ст. 2 пр.	2,74	11,73	0,91	78,06	9,16	18,61	5,10	1452,56	1475,65
	<b>Всього</b>	<b>62,93</b>	<b>49,79</b>	<b>88,46</b>	<b>1795,40</b>	<b>893,93</b>	<b>1,70</b>	<b>37,10</b>	<b>3044,53</b>	<b>3575,71</b>
<b>V Класифікація г/ц II ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
8	Промпродукт магнітної сепарації I ст. 2 пр.	60,20	51,52	87,56	1717,34	884,77	0,93	51,90	1591,97	2100,06
14	Промпродукт магнітної сепарації II ст.	118,09	55,30	184,38	3369,14	1863,13	0,83	54,70	2789,65	3786,44
L V	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	5914,81	5914,81
V	<b>Всього</b>	<b>178,29</b>	<b>54,02</b>	<b>271,93</b>	<b>5086,48</b>	<b>2747,91</b>	<b>2,02</b>	<b>33,07</b>	<b>10296,43</b>	<b>11801,31</b>
<b>Вихідне</b>										
11	Піски II ст. класифікації г/ц	121,95	53,91	185,61	3479,07	1875,57	0,46	68,50	1600,37	2629,68
12	Злив II ст. класифікації г/ц	56,34	54,27	86,33	1607,41	872,34	5,41	15,60	8696,06	9171,62
	<b>Всього</b>	<b>178,29</b>	<b>54,02</b>	<b>271,93</b>	<b>5086,48</b>	<b>2747,91</b>	<b>2,02</b>	<b>33,07</b>	<b>10296,43</b>	<b>11801,31</b>

## Продовження таблиці 5.3

№ п/п	Продукт	Вихід, %	Вміст корисного компоненту, %	Вилучення, %	Пр-сть за рудою, т/год	Пр-сть за корис. комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Вміст твердого у пульпі, %	Пр-сть за водою, м3/год	Пр-сть за пульпою, м3/год
<b>VI Подрібнення II ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
11	Піски II ст. класифікації г/ц	121,95	53,91	185,61	3479,07	1875,57	0,46	68,50	1600,37	2629,68
L VI	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	549,70	549,70
VI	<b>Всього</b>	<b>121,95</b>	<b>53,91</b>	<b>185,61</b>	<b>3479,07</b>	<b>1875,57</b>	<b>0,62</b>	<b>61,80</b>	<b>2150,07</b>	<b>3179,38</b>
<b>Вихідне</b>										
13	Злив млина II ст.	121,95	53,91	185,61	3479,07	1875,57	0,62	61,80	2150,07	3179,38
	<b>Всього</b>	<b>121,95</b>	<b>53,91</b>	<b>185,61</b>	<b>3479,07</b>	<b>1875,57</b>	<b>0,62</b>	<b>61,80</b>	<b>2150,07</b>	<b>3179,38</b>
<b>VII Дешламація I ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
12	Злив II ст. класифікації г/ц	56,34	54,27	86,33	1607,41	872,34	5,41	15,60	8696,06	9171,62
L VII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	2966,25	2966,25
VII	<b>Всього</b>	<b>56,34</b>	<b>54,27</b>	<b>86,33</b>	<b>1607,41</b>	<b>872,34</b>	<b>7,26</b>	<b>12,11</b>	<b>11662,31</b>	<b>12137,88</b>
<b>Вихідне</b>										
16	Розвантаження дешламатора I ст.	52,21	57,83	85,25	1489,59	861,43	0,72	58,20	1069,52	1510,23
17	Хвосты дешламації I ст.	4,13	9,26	1,08	117,82	10,91	89,91	1,10	10592,79	10627,65
	<b>Всього</b>	<b>56,34</b>	<b>54,27</b>	<b>86,33</b>	<b>1607,41</b>	<b>872,34</b>	<b>7,26</b>	<b>12,11</b>	<b>11662,31</b>	<b>12137,88</b>
<b>VIII Магн. сеп. II ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
13	Злив млина II ст.	121,95	53,91	185,61	3479,07	1875,57	0,62	61,80	2150,07	3179,38
L VIII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	2331,76	2331,76
VIII	<b>Всього</b>	<b>121,95</b>	<b>53,91</b>	<b>185,61</b>	<b>3479,07</b>	<b>1875,57</b>	<b>1,29</b>	<b>43,70</b>	<b>4481,83</b>	<b>5511,14</b>
<b>Вихідне</b>										
14	Промпродукт магнітної сепарації II ст.	118,09	55,30	184,38	3369,14	1863,13	0,83	54,70	2789,65	3786,44
15	Хвосты магнітної сепарації II ст.	3,85	11,31	1,23	109,93	12,43	15,39	6,10	1692,18	1724,70
	<b>Всього</b>	<b>121,95</b>	<b>53,91</b>	<b>185,61</b>	<b>3479,07</b>	<b>1875,57</b>	<b>1,29</b>	<b>43,70</b>	<b>4481,83</b>	<b>5511,14</b>
<b>IX Магн. сеп. III ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
16	Розвантаження дешламатора I ст.	52,21	57,83	85,25	1489,59	861,43	0,72	58,20	1069,52	1510,23
L IX	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	9277,27	9277,27
IX	<b>Всього</b>	<b>52,21</b>	<b>57,83</b>	<b>85,25</b>	<b>1489,59</b>	<b>861,43</b>	<b>6,95</b>	<b>12,58</b>	<b>10346,79</b>	<b>10787,50</b>
<b>Вихідне</b>										
18	Промпродукт магнітної сепарації III ст.	48,41	61,05	83,44	1381,10	843,16	1,02	49,40	1414,24	1822,85
19	Хвосты магнітної сепарації III ст.	3,80	16,84	1,81	108,49	18,27	82,33	1,20	8932,55	8964,65
	<b>Всього</b>	<b>52,21</b>	<b>57,83</b>	<b>85,25</b>	<b>1489,59</b>	<b>861,43</b>	<b>6,95</b>	<b>12,58</b>	<b>10346,79</b>	<b>10787,50</b>
<b>X Класифікація г/ц III ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
18	Промпродукт магнітної сепарації III ст.	48,41	61,05	83,44	1381,10	843,16	1,02	49,40	1414,24	1822,85
23	Злив млина III ст.	39,89	60,29	67,90	1138,04	686,12	0,62	61,80	703,31	1040,01
L X	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	6315,75	6315,75
X	<b>Всього</b>	<b>88,30</b>	<b>60,71</b>	<b>151,34</b>	<b>2519,13</b>	<b>1529,28</b>	<b>3,35</b>	<b>23,00</b>	<b>8433,30</b>	<b>9178,61</b>
<b>Вихідне</b>										
21	Піски III ст. класифікації г/ц	39,89	60,29	67,90	1138,04	686,12	0,37	73,10	418,80	755,50
22	Злив III ст. класифікації г/ц	48,41	61,05	83,44	1381,10	843,16	5,80	14,70	8014,50	8423,11
	<b>Всього</b>	<b>88,30</b>	<b>60,71</b>	<b>151,34</b>	<b>2519,13</b>	<b>1529,28</b>	<b>3,35</b>	<b>23,00</b>	<b>8433,30</b>	<b>9178,61</b>

## Продовження таблиці 5.3

№ п/п	Продукт	Вихід, %	Вміст корисного компоненту, %	Вилучення, %	Пр-сть за рудою, т/год	Пр-сть за корис. компл., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Вміст твердого у пульпі, %	Пр-сть за водою, м3/год	Пр-сть за пульпою, м3/год
<b>XI Подрібнення III ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
21	Піски III ст. класифікації г/ц	39,89	60,29	67,90	1138,04	686,12	0,37	73,10	418,80	755,50
L XI	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	284,51	284,51
XI	<b>Всього</b>	<b>39,89</b>	<b>60,29</b>	<b>67,90</b>	<b>1138,04</b>	<b>686,12</b>	<b>0,62</b>	<b>61,80</b>	<b>703,31</b>	<b>1040,01</b>
<b>Вихідне</b>										
23	Злив млина III ст.	39,89	60,29	67,90	1138,04	686,12	0,62	61,80	703,31	1040,01
	<b>Всього</b>	<b>39,89</b>	<b>60,29</b>	<b>67,90</b>	<b>1138,04</b>	<b>686,12</b>	<b>0,62</b>	<b>61,80</b>	<b>703,31</b>	<b>1040,01</b>
<b>XII Дешламація II ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
22	Злив III ст. класифікації г/ц	48,41	61,05	83,44	1381,10	843,16	5,80	14,70	8014,50	8423,11
L XII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	2381,63	2381,63
XII	<b>Всього</b>	<b>48,41</b>	<b>61,05</b>	<b>83,44</b>	<b>1381,10</b>	<b>843,16</b>	<b>7,53</b>	<b>11,73</b>	<b>10396,13</b>	<b>10804,74</b>
<b>Вихідне</b>										
24	Розвантаження дешламатора II ст.	46,15	63,39	82,59	1316,60	834,59	0,63	61,20	834,73	1224,26
25	Хвосты дешламації II ст.	2,26	13,28	0,85	64,49	8,56	148,25	0,67	9561,40	9580,48
	<b>Всього</b>	<b>48,41</b>	<b>61,05</b>	<b>83,44</b>	<b>1381,10</b>	<b>843,16</b>	<b>7,53</b>	<b>11,73</b>	<b>10396,13</b>	<b>10804,74</b>
<b>XIII Магн. сеп. IV ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
24	Розвантаження дешламатора II ст.	46,15	63,39	82,59	1316,60	834,59	0,63	61,20	834,73	1224,26
L XIII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	7897,90	7897,90
XIII	<b>Всього</b>	<b>46,15</b>	<b>63,39</b>	<b>82,59</b>	<b>1316,60</b>	<b>834,59</b>	<b>6,63</b>	<b>13,10</b>	<b>8732,63</b>	<b>9122,16</b>
<b>Вихідне</b>										
26	Промпродукт магнітної сепарації IV ст.	43,97	65,71	81,57	1254,42	824,28	1,18	45,90	1478,96	1850,09
27	Хвосты магнітної сепарації IV ст.	2,18	16,59	1,02	62,18	10,32	116,65	0,85	7253,67	7272,07
	<b>Всього</b>	<b>46,15</b>	<b>63,39</b>	<b>82,59</b>	<b>1316,60</b>	<b>834,59</b>	<b>6,63</b>	<b>13,10</b>	<b>8732,63</b>	<b>9122,16</b>
<b>XIV Класифікація г/ц IV ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
26	Промпродукт магнітної сепарації IV ст.	43,97	65,71	81,57	1254,42	824,28	1,18	45,90	1478,96	1850,09
31	Злив млина IV ст.	19,65	65,66	36,43	560,60	368,09	1,44	41,00	806,71	972,57
L XIV	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	6570,51	6570,51
XIV	<b>Всього</b>	<b>63,62</b>	<b>65,69</b>	<b>118,00</b>	<b>1815,02</b>	<b>1192,37</b>	<b>4,88</b>	<b>17,01</b>	<b>8856,18</b>	<b>9393,17</b>
<b>Вихідне</b>										
29	Піски IV ст. класифікації г/ц	19,65	65,66	36,43	560,60	368,09	1,08	48,00	607,13	772,99
30	Злив IV ст. класифікації г/ц	43,97	65,71	81,57	1254,42	824,28	6,58	13,20	8249,05	8620,18
	<b>Всього</b>	<b>63,62</b>	<b>65,69</b>	<b>118,00</b>	<b>1815,02</b>	<b>1192,37</b>	<b>4,88</b>	<b>17,01</b>	<b>8856,18</b>	<b>9393,17</b>
<b>XV Подрібнення IV ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
29	Піски IV ст. класифікації г/ц	19,65	65,66	36,43	560,60	368,09	1,08	48,00	607,13	772,99
L XV	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	199,58	199,58
XV	<b>Всього</b>	<b>19,65</b>	<b>65,66</b>	<b>36,43</b>	<b>560,60</b>	<b>368,09</b>	<b>1,44</b>	<b>41,00</b>	<b>806,71</b>	<b>972,57</b>
<b>Вихідне</b>										
31	Злив млина IV ст.	19,65	65,66	36,43	560,60	368,09	1,44	41,00	806,71	972,57
	<b>Всього</b>	<b>19,65</b>	<b>65,66</b>	<b>36,43</b>	<b>560,60</b>	<b>368,09</b>	<b>1,44</b>	<b>41,00</b>	<b>806,71</b>	<b>972,57</b>

## Продовження таблиці 5.3

№ п/п	Продукт	Вихід, %	Вміст корисного компоненту, %	Вилучення, %	Пр-сть за рудою, т/год	Пр-сть за корис.компл., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Вміст твердого у пульпі, %	Пр-сть за водою, м3/год	Пр-сть за пульпою, м3/год
<b>XVI Дешламація III ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
30	Злив IV ст. класифікації г/ц	43,97	65,71	81,57	1254,42	824,28	6,58	13,20	8249,05	8620,18
L XVI	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	1173,77	1173,77
XVI	<b>Всього</b>	<b>43,97</b>	<b>65,71</b>	<b>81,57</b>	<b>1254,42</b>	<b>824,28</b>	<b>7,51</b>	<b>11,75</b>	<b>9422,82</b>	<b>9793,95</b>
<b>Вихідне</b>										
32	Розвантаження дешламатора III ст.	43,12	66,83	81,35	1230,08	822,06	0,61	62,00	754,04	1117,97
33	Хвосты дешламації III ст.	0,85	9,11	0,22	24,34	2,22	356,14	0,28	8668,78	8675,98
	<b>Всього</b>	<b>43,97</b>	<b>65,71</b>	<b>81,57</b>	<b>1254,42</b>	<b>824,28</b>	<b>7,51</b>	<b>11,75</b>	<b>9422,82</b>	<b>9793,95</b>
<b>XVII Магн. сеп. V ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
32	Розвантаження дешламатора III ст.	43,12	66,83	81,35	1230,08	822,06	0,61	62,00	754,04	1117,97
L XVII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	3674,04	3674,04
XVII	<b>Всього</b>	<b>43,12</b>	<b>66,83</b>	<b>81,35</b>	<b>1230,08</b>	<b>822,06</b>	<b>3,60</b>	<b>21,74</b>	<b>4428,08</b>	<b>4792,01</b>
<b>Вихідне</b>										
34	Промпродукт магнітної сепарації V ст.	42,07	67,96	80,73	1200,34	815,75	0,96	51,00	1153,52	1508,65
35	Хвосты магнітної сепарації V ст.	1,04	21,22	0,62	29,74	6,31	110,11	0,90	3274,56	3283,36
	<b>Всього</b>	<b>43,12</b>	<b>66,83</b>	<b>81,35</b>	<b>1230,08</b>	<b>822,06</b>	<b>3,60</b>	<b>21,74</b>	<b>4428,08</b>	<b>4792,01</b>
<b>XVIII Магн. сеп. VI ст.</b>										
<b>Вхідне</b>										
34	Промпродукт магнітної сепарації V ст.	42,07	67,96	80,73	1200,34	815,75	0,96	51,00	1153,52	1508,65
L XVIII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	108,47	108,47
XVIII	<b>Всього</b>	<b>42,07</b>	<b>67,96</b>	<b>80,73</b>	<b>1200,34</b>	<b>815,75</b>	<b>1,05</b>	<b>48,75</b>	<b>1261,99</b>	<b>1617,12</b>
<b>Вихідне</b>										
36	Промпродукт магнітної сепарації VI ст.	42,05	67,99	80,71	1199,57	815,59	0,96	51,00	1152,79	1507,69
37	Хвосты магнітної сепарації VI ст.	0,03	21,21	0,02	0,77	0,16	141,86	0,70	109,20	109,43
	<b>Всього</b>	<b>42,07</b>	<b>67,96</b>	<b>80,73</b>	<b>1200,34</b>	<b>815,75</b>	<b>1,05</b>	<b>48,75</b>	<b>1261,99</b>	<b>1617,12</b>
<b>XIX Згущення</b>										
<b>Вхідне</b>										
36	Промпродукт магнітної сепарації VI ст.	42,05	67,99	80,71	1199,57	815,59	0,96	51,00	1152,79	1507,69
41	Фільтрат	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	-	0,00	701,61	701,61
L XIX	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	-	-
XIX	<b>Всього</b>	<b>42,05</b>	<b>67,99</b>	<b>80,71</b>	<b>1199,57</b>	<b>815,59</b>	<b>1,55</b>	<b>39,28</b>	<b>1854,40</b>	<b>2209,30</b>
<b>Вихідне</b>										
39	Розвантаження згущення	42,04	68,00	80,71	1199,34	815,55	0,70	59,00	833,54	1188,37
40	Хвосты згущення	0,01	15,02	0,00	0,23	0,03	1665,67	0,06	1020,86	1020,93
	<b>Всього</b>	<b>42,05</b>	<b>67,99</b>	<b>80,71</b>	<b>1199,57</b>	<b>815,59</b>	<b>1,55</b>	<b>39,28</b>	<b>1854,40</b>	<b>2209,30</b>
<b>XX Зневоднення</b>										
<b>Вхідне</b>										
39	Розвантаження згущення	42,04	68,00	80,71	1199,34	815,55	0,70	59,00	833,54	1188,37
L XX	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	-	-	-
XX	<b>Всього</b>	<b>42,04</b>	<b>68,00</b>	<b>80,71</b>	<b>1199,34</b>	<b>815,55</b>	<b>0,70</b>	<b>59,00</b>	<b>833,54</b>	<b>1188,37</b>
<b>Вихідне</b>										
41	Фільтрат	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	-	0,00	701,61	701,61
42	Концентрат	42,04	68,00	80,71	1199,34	815,55	0,11	90,10	131,93	486,76
	<b>Всього</b>	<b>42,04</b>	<b>68,00</b>	<b>80,71</b>	<b>1199,34</b>	<b>815,55</b>	<b>0,70</b>	<b>59,00</b>	<b>833,54</b>	<b>1188,37</b>



Таблиця 5.4 – Баланс води рекомендованої технологічної схеми

Входить в технологічний процес	L, м <sup>3</sup> /год	Виходить з технологічного процесу	W, м <sup>3</sup> /год
З вихідною рудою W1	88,44	З концентратом	131,93
Свіжа вода L I	715,99	З продуктом W 7	8059,54
Свіжа вода LII	3024,22	З продуктом W 9	1452,56
Свіжа вода LIII	5835,98	З продуктом W 15	1692,18
Свіжа вода LIV	1439,44	З продуктом W 17	10592,79
Свіжа вода LV	5914,81	З продуктом W 19	8932,55
Свіжа вода LVI	549,70	З продуктом W 25	9561,40
Свіжа вода LVII	2966,25	З продуктом W 27	7253,67
Свіжа вода LVIII	2331,76	З продуктом W 33	8668,78
Свіжа вода LIX	9277,27	З продуктом W 35	3274,56
Свіжа вода LX	6315,75	З продуктом W 37	109,20
Свіжа вода LXI	284,51	З продуктом W 40	1020,86
Свіжа вода LXII	2381,63		
Свіжа вода LXIII	7897,90		
Свіжа вода LXIV	6570,51		
Свіжа вода LXV	199,58		
Свіжа вода LXVI	1173,77		
Свіжа вода LXVII	3674,04		
Свіжа вода LXVIII	108,47		
<b>Всього</b>	<b>60750,0</b>	<b>Всього</b>	<b>60750,0</b>
Свіжа вода на технологічні потреби (10%)	6075,0		
<b>Всього свіжа вода</b>	<b>66825,0</b>		
Витрата на 1т руди (м <sup>3</sup> /т руди)	23,42		
Витрата на 1т концентрату (м <sup>3</sup> /т концентрату)	55,72		

### 5.3. Розрахунок основного обладнання

Вибір і розрахунок обладнання для операцій подрібнення.

Для подрібнення корисних копалин застосовують в основному барабанні циліндричні млини таких типів: МСЦ, МШЦ, МШР, ММС, МРГ. Розрахунок млинів виконується за допомогою програми «ОРІД – 5І». Вихідними даними для розрахунку є:

1. Аналог фабрики;
2. Коефіцієнт подрібнення;

3. Вміст класу -0,056 мм у вихідній руді, ч.од.;
4. Вміст класу -0,056 мм у млині I стадії подрібнення, ч.од.;
5. Вміст класу -0,056 мм у млині II стадії подрібнення, ч.од.;
6. Вміст класу -0,056 мм у млині III стадії подрібнення, ч.од.;
7. Крупність вихідної руди, мм;
8. Продуктивність продукту, який надходить у млин I ст., т/год.;
9. Продуктивність продукту, який надходить у млин II ст., т/год.;
10. Продуктивність продукту, який надходить у млин III ст., т/год.

Аналізуючи отримані результати (таблиця 5.5), робимо техніко-економічне порівняння: спочатку обираємо варіанти з найменшою потужністю так, як це запорука менших витрат електроенергії – це 6 та 8 варіанти. З поміж цих варіантів визначаємо той, який має найменшу масу для економії фундаментально-капітальних затрат, а це 6 варіант. Отже, приймаємо для проектування для I стадії подрібнення млини типу МШР36-40 в кількості 20 штук, для II стадії – МШЦ55-65 в кількості 10 штук, для III стадії – МШЦ45-55 в кількості 10 штук, для IV стадії – МШЦ45-55 в кількості 10 штук. На підставі отриманих даних виконаємо секціонування проектуємо фабрики: 2 головних млини до 1 на послідуєчих стадіях, тобто 2:1:1:1. Отже, всього маємо 10 секцій.

Вибір і розрахунок класифікуючого обладнання.

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 зливі, %;
5. Кількість млинів у стадії, шт.;
6. Продуктивність за пісками, т/г;
7. Продуктивність за зливом, т/г;
8. Кут нахилу класифікатора, 16°.

Отримані розрахунки за програмою «ОРІД - 6» порівнюємо і обираємо найоптимальніший варіант. Для першої стадії класифікації програма розраховувала лише один варіант, тому приймаємо двоспіральний класифікатор 2КСН-24а (таблиця 5.6)

Для II, III, IV стадії класифікації найкраще буде, по можливості, обрати однотипні гідроциклони для менших капітальних вкладень, відсутності необхідного додаткового навчання персоналу для роботи на різнотипному обладнанні, тому обираємо гідроциклони з 1 по 18 варіант. ГЦ-250 та ГЦ-360 малопродуктивні, тому їх потрібно дуже велика кількість, що вплине на масу конструкції, а це веде до збільшення фундаментально-капітальних вкладень, потребують для заданих умов більших показників тиску, в подальшому при роботі збагачувальної фабрики це призведе до більших витрат електроенергії порівняно з іншими варіантами (таблиця 5.6).

Таблиця 5.5 - Результати вибору і розрахунку обладнання для операцій подрібнення

КУЗНЕЦОВ

а<sub>налог</sub>=6 ки=1.000 альфа<sub>р1</sub>=0.057 бетар<sub>1</sub>=0.618 бетар<sub>2</sub>=0.887 бетар<sub>3</sub>=0.982круп<sub>1</sub>=16.0mm произ<sub>б1</sub>=2852.9т/ч произ<sub>б2</sub>=3479.1т/ч произ<sub>б3</sub>=1138.0т/ч

результаты расчета (возможные варианты мельниц)

		1 стадия		2 стадия		3 стадия		суммарные показатели:					
вариант	n	типоразмер: количество,шт	мельниц :расчет:приято	типоразмер: количество,шт	мельниц :расчет:приято	типоразмер: количество,шт	мельниц :расчет:приято	колич.мельниц :расчет:приято	масса: мощность t : kbt				
1	тшр36-40	20	20	мшц45-55	19	20	мшц36-55	18	20	57	60	12800.0	95000
2	тшр36-40	20	20	мшц45-60	17	20	мшц36-55	18	20	55	60	13700.0	95000
3	тшр36-50	16	18	мшц45-60	17	18	мшц36-55	18	18	51	54	12420.0	90000
4	тшр36-50	16	16	мшц45-80	13	16	мшц40-55	14	16	43	48	13840.0	102400
5	тшр40-50	13	14	мшц45-80	13	14	мшц40-55	14	14	40	42	13510.0	100100
<b>6</b>	<b>тшр36-40</b>	<b>20</b>	<b>20</b>	<b>мшц55-65</b>	<b>10</b>	<b>10</b>	<b>мшц45-55</b>	<b>10</b>	<b>10</b>	<b>40</b>	<b>40</b>	<b>13200.0</b>	<b>85000</b>
7	тшр45-50	10	10	мшц55-65	10	10	мшц45-55	10	10	30	30	13000.0	90000
8	тшр36-40	20	20	мшц55-65	10	10	мшц45-60	9	10	39	40	13650.0	85000
9	тшр45-50	10	10	мшц55-65	10	10	мшц45-60	9	10	29	30	13450.0	90000

Таблиця 5.6 - Результати вибору і розрахунку обладнання для операцій класифікації

Кузнецов

исходные данные:

tb=59.0% объем пульпы= 6319.8м<sup>3</sup>/час delta=3.38т/м<sup>3</sup> бета=61.8% n секций=20шт qпески= 3535.6т/часqслива= 2852.9т/час  
alpha=16.град

пригоден классификатор:

**2kch-24a** d= 2400.mm p=57.0t n= 40kbt 3.6об/мин

расчет закончен

Кузнецов

исходные данные:

tb=33.1% объем пульпы=11801.3м<sup>3</sup>/час delta=3.38т/м<sup>3</sup> бета=88.7% n секций=10шт qпески= 3479.1т/часqслива= 1607.4т/час  
alpha=16.град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроцикло принятое	суммарная на одну масса секцию т	давление мпа	производительность гидроциклона, м <sup>3</sup> /час
1	гц-360	113.3	120	12	48.0	104.2
2	гц-360	92.5	100	10	40.0	127.6
3	гц-360	80.1	90	9	36.0	147.3
4	гц-500	59.8	60	6	36.0	197.3
5	гц-500	48.8	50	5	30.0	241.7
<b>6</b>	<b>гц-500</b>	<b>42.3</b>	<b>50</b>	<b>5</b>	<b>30.0</b>	<b>279.1</b>
7	гц-710	43.7	50	5	72.5	269.8
8	гц-710	35.7	40	4	58.0	330.5
9	гц-710	30.9	40	4	58.0	381.6
10	гц-1000	26.1	30	3	72.0	452.8
11	гц-1000	21.3	30	3	72.0	554.5
12	гц-1000	18.4	20	2	48.0	640.3
13	гц-1400	12.4	20	2	90.0	951.7
14	гц-1400	10.1	20	2	90.0	1165.6
15	гц-1400	8.8	10	1	45.0	1345.9
16	гц-2000	6.6	10	1	115.0	1775.9
17	гц-2000	5.4	10	1	115.0	2175.1
18	гц-2000	4.7	10	1	115.0	2511.6

## Продовження таблиці 5.6

исходные данные:

tb=23.0% объем пульпы= 9178.6м3/час delta=3.38т/м3 бета=98.2% n секций=10шт qпески= 1138.0т/часqслива= 1381.1т/час  
 alfa=16.град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроциклов принятое	суммарная на одну масса t	давление мпа	производительность гидроциклона, м3/час	
1	гц-250	162.8	170	17	37.4	0.10	56.4
2	гц-250	132.9	140	14	30.8	0.15	69.0
3	гц-250	115.1	120	12	26.4	0.20	79.7
4	гц-360	88.1	90	9	36.0	0.10	104.2
5	гц-360	71.9	80	8	32.0	0.15	127.6
6	гц-360	62.3	70	7	28.0	0.20	147.3
7	гц-500	46.5	50	5	30.0	0.10	197.3
8	гц-500	38.0	40	4	24.0	0.15	241.7
<b>9</b>	<b>гц-500</b>	<b>32.9</b>	<b>40</b>	<b>4</b>	<b>24.0</b>	<b>0.20</b>	<b>279.1</b>

расчет закончен  
Кузнецов

исходные данные:

tb=17.0% объем пульпы= 9393.2м3/час delta=3.38т/м3 бета=99.6% n секций=10шт qпески= 560.6т/часqслива= 1254.4т/час  
 alfa=16.град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроциклов принятое	суммарная на одну масса t	давление мпа	производительность гидроциклона, м3/час	
1	гц-250	166.6	170	17	37.4	0.10	56.4
2	гц-250	136.0	140	14	30.8	0.15	69.0
3	гц-250	117.8	120	12	26.4	0.20	79.7
4	гц-360	90.2	100	10	40.0	0.10	104.2
5	гц-360	73.6	80	8	32.0	0.15	127.6
6	гц-360	63.8	70	7	28.0	0.20	147.3
7	гц-500	47.6	50	5	30.0	0.10	197.3
8	гц-500	38.9	40	4	24.0	0.15	241.7
<b>9</b>	<b>гц-500</b>	<b>33.7</b>	<b>40</b>	<b>4</b>	<b>24.0</b>	<b>0.20</b>	<b>279.1</b>

расчет закончен

Отже, розглянемо гідроциклони з діаметром 500 і 710 мм. Оцінюючи ці варіанти, слід врахувати масу обладнання, коефіцієнт використання обладнання, та показники тиску – оптимально під ці критерії підходить **6-й** варіант для II-ї стадії, **9-й** варіант для III-ї стадії та **9-й** варіант для IV -ї стадії класифікації. Отже, приймаємо гідроциклони ГЦ-500.

Для II-ї стадії класифікації буде встановлено 1 батарею гідроциклонів ГЦ-500 з 5ти циклонів на одну секцію. Приймаємо 100% резерв класифікуючого обладнання. Отримуємо у II-й стадії класифікації дві батареї гідроциклонів ГЦ-500 з 5а циклонами в кожній. На десять секцій буде встановлено 20 батареї гідроциклонів, в склад яких буде входити 100 гідроциклонів ГЦ-500.

Для III-ї стадії класифікації буде встановлено 1 батарею гідроциклонів ГЦ-500 з 4х циклонів на одну секцію. Приймаємо 100% резерв класифікуючого обладнання. Отримуємо у III стадії класифікації дві батареї гідроциклонів ГЦ-500 з 4ма циклонами в кожній. На десять секцій буде встановлено 20 батареї гідроциклонів, в склад яких буде входити 80 гідроциклонів ГЦ-500.

Для IV-ї стадії класифікації буде встановлено 1 батарею гідроциклонів ГЦ-500 з 4х циклонів на одну секцію. Приймаємо 100% резерв класифікуючого обладнання. Отримуємо у IV-й стадії класифікації дві батареї гідроциклонів ГЦ-500 з 4ма циклонами в кожній. На десять секцій буде встановлено 20 батареї гідроциклонів, в склад яких буде входити 80 гідроциклонів ГЦ-500.

Вибір і розрахунок обладнання для магнітного збагачення сировини.

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 фабрик-аналогів, які переробляють схожу за властивостями сировину, розглянемо і розрахуємо варіанти сепараторів типу ПБМ зі слабким магнітним полем для мокрого збагачення для 5 стадій збагачення, а саме: ПБМ-90/250, ПБМ-150/200, ПБМ-120/300. Розрахунок продуктивності сепараторів для мокрого збагачення визначимо за питомою продуктивністю на одиницю довжини робочого елемента (барабана).

Отже, розрахунок варіантів сепараторів для магнітної сепарації, кількість секцій  $n=10$ , питому продуктивність  $q$  сепараторів приймаємо за показниками фабрики-аналога.

I стадія магнітної сепарації.

1.  $q=21,22$  т/год · м.;
2.  $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 21,22 \cdot (2,5-0,1) = 50,93$  т/год;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_4}{n_{\text{секц}}} = \frac{2852,94}{10} = 285,29$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{285,29}{50,93} = 5,6$  шт. на 1 секцію, приймаємо 6 сепараторів.

5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 6 \cdot 10 = 60$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання  $30\% = 60 + 30\% = 78$  шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-150/200 1 прийом, I стадія.

1.  $q = 35,73$  т/год · м.;
2.  $Q_{150/200} = qn \cdot (L - 0,1) = 35,73 \cdot (2,0 - 0,1) = 67,89$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_4}{n_{\text{секц}}} = \frac{2852,94}{10} = 285,29$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{150/200}} = \frac{285,29}{67,89} = 4,20$  шт. на 1 секцію, приймаємо 5

сепараторів.

5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання  $30\% = 50 + 30\% = 65$  шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300 1 прийом, I стадія.

1.  $q = 35,12$  т/год · м.;
  2.  $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 35,12 \cdot (3 - 0,1) = 101,85$  т/год.;
  3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_4}{n_{\text{секц}}} = \frac{2852,94}{10} = 285,29$  т/год на 1 секцію;
  4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{285,29}{101,85} = 2,8$  шт. на 1 секцію, приймаємо 3
- сепаратори.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 10 = 30$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання  $30\% = 30 + 30\% = 39$  шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

2 прийом, I стадія магнітної сепарації.

ПБМ-90/250 2 прийом, I стадія.

1.  $q = 12,72$  т/год · м.;
  2.  $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 12,72 \cdot (2,5 - 0,1) = 30,53$  т/год.;
  3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_6}{n_{\text{секц}}} = \frac{1795,40}{10} = 179,54$  т/год на 1 секцію;
  4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{179,54}{30,53} = 5,88$  шт. на 1 секцію, приймаємо 6
- сепараторів.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 6 \cdot 10 = 60$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання  $30\% = 60 + 30\% = 78$  шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-150/200, 2 прийом, I стадія.

1.  $q = 21,42$  т/год · м.;
2.  $Q_{150/200} = qn \cdot (L - 0,1) = 21,42 \cdot (2,0 - 0,1) = 40,7$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_6}{n_{\text{секц}}} = \frac{1795,40}{10} = 179,54$  т/год на 1 секцію;

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{150/200}} = \frac{179,54}{40,7} = 4,41 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 5}$$

сепараторів.

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 50 + 30\% = 65 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

ПБМ-120/300, 2 прийом, I стадія.

$$1. q = 21,05 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 21,05 \cdot (3 - 0,1) = 61,05 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_6}{n_{\text{секц}}} = \frac{1795,40}{10} = 179,54 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{179,54}{61,05} = 2,94 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 3}$$

сепаратори.

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 10 = 30 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 30 + 30\% = 39 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

II стадія магнітної сепарації.

ПБМ-90/250

$$1. q = 35,7 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 35,7 \cdot (2,5 - 0,1) = 85,68 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{13}}{n_{\text{секц}}} = \frac{3479,07}{10} = 347,91 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{347,91}{85,68} = 4,06 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 5}$$

сепараторів.

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 50 + 30\% = 65 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

ПБМ-150/200

$$1. q = 45,1 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{150/200} = qn \cdot (L - 0,1) = 45,1 \cdot (2,0 - 0,1) = 85,69 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{13}}{n_{\text{секц}}} = \frac{3479,07}{10} = 347,91 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{150/200}} = \frac{347,91}{85,69} = 4,06 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 5}$$

сепараторів.

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 50 + 30\% = 65 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

ПБМ-120/300

$$1. q = 44,32 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 44,32 \cdot (3 - 0,1) = 128,53 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{13}}{n_{\text{секц}}} = \frac{3479,07}{10} = 347,91 \text{ т/год на 1 секцію};$$



4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{347,91}{128,53} = 2,71$  шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепаратори.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 10 = 30$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 30+30% = 39 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

III стадія магнітної сепарації.

ПБМ-90/250

1.  $q=10,70$  т/год·м.;
2.  $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 10,70 \cdot (2,5-0,1) = 25,68$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{16}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1489,59}{10} = 148,96$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{148,96}{25,68} = 5,80$  шт. на 1 секцію, приймаємо 6 сепараторів.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 6 \cdot 10 = 60$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 60+30% = 78 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-150/200

1.  $q=18,01$  т/год·м.;
2.  $Q_{150/200} = qn \cdot (L - 0,1) = 18,01 \cdot (2,0-0,1) = 34,22$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{16}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1489,59}{10} = 148,96$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{150/200}} = \frac{148,96}{34,22} = 4,35$  шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 50+30% = 65 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300

1.  $q=11,8$  т/год·м.;
2.  $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 11,8 \cdot (3-0,1) = 34,22$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{16}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1489,59}{10} = 148,96$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{148,96}{34,22} = 4,76$  шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 50+30% = 96 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

IV стадія магнітної сепарації

ПБМ-90/250

1.  $q=9,51$  т/год·м.;
2.  $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 9,51 \cdot (2,5-0,1) = 22,82$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{24}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1360,60}{10} = 131,66$  т/год на 1 секцію;

4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{131,66}{22,82} = 5,77$  шт. на 1 секцію, приймаємо 6 сепараторів.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 6 \cdot 10 = 60$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 60+30% = 78 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

#### ПБМ-150/200

1.  $q=16,01$  т/год·м.;
2.  $Q_{150/200} = qn \cdot (L - 0,1) = 16,01 \cdot (2,0-0,1) = 30,42$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{24}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1316,60}{10} = 131,66$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{150/200}} = \frac{131,66}{30,42} = 4,33$  шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 50+30% = 65 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

#### ПБМ-120/300

1.  $q=10,49$  т/год·м.;
2.  $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 10,49 \cdot (3-0,1) = 30,42$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{24}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1316,60}{10} = 131,66$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{131,66}{30,42} = 4,33$  шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів.

$n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 50+30% = 65 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

#### V стадія магнітної сепарації (1-й прийом)

#### ПБМ-90/250

1.  $q=9,2$  т/год·м.;
2.  $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 9,2 \cdot (2,5-0,1) = 22,08$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{32}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1230,08}{10} = 123,01$  т/год на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{123,01}{22,08} = 5,57$  шт. на 1 секцію, приймаємо 6 сепараторів.
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 6 \cdot 10 = 60$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 60+30% = 78 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

#### ПБМ-150/200

1.  $q=15,49$  т/год·м.;
2.  $Q_{150/200} = qn \cdot (L - 0,1) = 15,49 \cdot (2,0-0,1) = 29,43$  т/год.;
3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{32}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1230,08}{10} = 123,01$  т/год на 1 секцію;

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{150/200}} = \frac{123,01}{29,49} = 4,18 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 5}$$

сепараторів.

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50 \text{ шт.}, \text{ додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 50 + 30\% = 65 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

#### ПБМ-120/300

$$1. q = 10,15 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 10,15 \cdot (3 - 0,1) = 29,44 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{32}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1230,08}{10} = 123,01 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{123,01}{29,44} = 4,18 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 5}$$

сепараторів

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50 \text{ шт.}, \text{ додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 50 + 30\% = 65 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

#### V стадія магнітної сепарації (2-й прийом)

##### ПБМ-90/250

$$1. q = 9,2 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 9,2 \cdot (2,5 - 0,1) = 22,08 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{34}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1200,34}{10} = 120,03 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{120,03}{22,08} = 5,44 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 6}$$

сепараторів.

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ шт.}, \text{ додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 60 + 30\% = 78 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

##### ПБМ-150/200

$$1. q = 15,49 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{150/200} = qn \cdot (L - 0,1) = 15,49 \cdot (2,0 - 0,1) = 29,43 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{34}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1200,34}{10} = 120,03 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{150/200}} = \frac{120,03}{29,49} = 4,08 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 5}$$

сепараторів.

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50 \text{ шт.}, \text{ додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 50 + 30\% = 65 \text{ шт. Тип ванни: напівпротитечійна.}$$

##### ПБМ-120/300

$$1. q = 10,15 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 10,15 \cdot (3 - 0,1) = 29,44 \text{ т/год.};$$

3.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{34}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1200,34}{10} = 120,03 \text{ т/год}$  на 1 секцію;
4.  $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{120,03}{29,44} = 4,08$  шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів
5.  $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 10 = 50$  шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 50+30%=65 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

Таблиця 5.7 – Результати розрахунку обладнання для операцій магнітної сепарації

Стадія	п на секц	п на фабрику	п на фабрику (резерв)	Р 1 од, кВт	Р фабр, кВт	м 1 од, т	м фабр, т (резерв)	Тип сепаратора
I ст. 1 пр.	6	60	78	4	240	3,6	280,8	ПБМ-90/250
I ст. 1 пр.	5	50	65	7,5	375	6,9	448,5	ПБМ-150/200
I ст. 1 пр.	3	30	39	7,5	225	7	273	ПБМ-120/300
I ст. 2 пр.	6	60	78	4	240	3,6	280,8	ПБМ-90/250
I ст. 2 пр.	5	50	65	7,5	375	6,9	448,5	ПБМ-150/200
I ст. 2 пр.	3	30	39	7,5	225	7	273	ПБМ-120/300
II ст.	5	50	65	4	200	3,6	234	ПБМ-90/250
II ст.	5	50	65	7,5	375	6,9	448,5	ПБМ-150/200
II ст.	3	30	39	7,5	225	7	273	ПБМ-120/300
III ст.	6	60	78	4	240	3,6	280,8	ПБМ-90/250
III ст.	5	50	65	7,5	375	6,9	448,5	ПБМ-150/200
III ст.	5	50	65	7,5	375	7	455	ПБМ-120/300
IV ст.	6	60	78	4	240	3,6	280,8	ПБМ-90/250
IV ст.	5	50	65	7,5	375	6,9	448,5	ПБМ-150/200
IV ст.	5	50	65	7,5	375	7	455	ПБМ-120/300
V ст.1 пр.	6	60	78	4	240	3,6	280,8	ПБМ-90/250
V ст.1 пр.	5	50	65	7,5	375	6,9	448,5	ПБМ-150/200
V ст.1 пр.	5	50	65	7,5	375	7	455	ПБМ-120/300
V ст.2 пр.	6	60	78	4	240	3,6	280,8	ПБМ-90/250
V ст.2 пр.	5	50	65	7,5	375	6,9	448,5	ПБМ-150/200
V ст.2 пр.	5	50	65	7,5	375	7	455	ПБМ-120/300
<b>Σ</b>	<b>41</b>	<b>410</b>	<b>533</b>	<b>4</b>	<b>1640</b>	<b>3,6</b>	<b>1918,8</b>	<b>ПБМ-90/250</b>
<b>Σ</b>	<b>35</b>	<b>350</b>	<b>455</b>	<b>7,5</b>	<b>2625</b>	<b>6,9</b>	<b>3139,5</b>	<b>ПБМ-150/200</b>
<b>Σ</b>	<b>29</b>	<b>290</b>	<b>377</b>	<b>7,5</b>	<b>2175</b>	<b>7</b>	<b>2639</b>	<b>ПБМ-120/300</b>

Виконуючи порівняння варіантів магнітних сепараторів, обираємо той, що має найменшу потужність за сумарною характеристикою та бажано меншу масу. Цьому критерію відповідає магнітний сепаратор типу ПБМ-90/250, який приймаємо до встановлення у кількості 78 одиниць для I прийому I стадії сепарації, 78 одиниць для II прийому I стадії сепарації, 65 одиниць для II стадії сепарації, 78 одиниць для III стадії сепарації, 78 одиниць для IV стадії, 78 одиниць для I прийому V стадії сепарації та 78 одиниць для II прийому V стадії сепарації.

### Вибір та розрахунок магнітних дешламаторів

При технологічному розрахунку та виборі згущувачів питому площу згущення та продуктивність приймаємо за даними, які отримано при згущенні аналогічного продукту в промислових умовах. До розгляду приймаємо магнітні дешламатори МД-5, МД-9 та МД-12, це ті дешламатори, які використовують фабрики-аналоги.

Таблиця 5.8 - Технічні характеристики магнітних дешламаторів

Показники	Од.виміру	МД-5	МД-9	МД-12
D	м <sup>2</sup>	5	9	12
F дешл.	м <sup>2</sup>	19,62	63,58	113
P	кВт	1,5	3	5,5
M	т	8,2	27,2	55

I стадія магнітної сепарації,  $Q_{12} = 1607,41$  т/год.,  $n_{\text{секц}} = 10$ ,  $q = 1,73$  т/м<sup>2</sup> · год.

МД-5

$$1. \quad Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{12}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1607,41}{10} = 160,74 \text{ т/год.};$$

$$2. \quad F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{160,74}{1,73} = 92,91 \text{ м}^2;$$

$$3. \quad n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{92,91}{19,62} = 4,74 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 5 магнітних}$$

дешламаторів типу МД-5.

МД-9

$$1. \quad Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{12}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1607,41}{10} = 160,74 \text{ т/год.};$$

$$2. \quad F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{160,74}{1,73} = 92,91 \text{ м}^2;$$

$$3. \quad n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{92,91}{63,58} = 1,46 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 2 магнітних}$$

дешламатори типу МД-9.

МД-12

$$1. \quad Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{12}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1607,41}{10} = 160,74 \text{ т/год.};$$

$$2. \quad F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{160,74}{1,73} = 92,91 \text{ м}^2;$$

$$3. \quad n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{92,91}{113} = 0,82 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний}$$

дешламатор типу МД-12.

II стадія магнітної сепарації,  $Q_{22} = 1381,10$  т/год.,  $n_{\text{секц}} = 10$ ,  $q = 1,5$  т/м<sup>2</sup> · год.

МД-5

$$1. \quad Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{22}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1381,10}{10} = 138,11 \text{ т/год.};$$

$$2. \quad F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{138,11}{1,5} = 92,07 \text{ м}^2;$$

$$3. \quad n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{92,07}{19,62} = 4,69 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 5 магнітних}$$

дешламаторів типу МД-5.

МД-9

$$1. \quad Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{22}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1381,10}{10} = 138,11 \text{ т/год.};$$

$$2. \quad F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{138,11}{1,5} = 92,07 \text{ м}^2;$$

$$3. \quad n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{92,07}{63,58} = 1,45 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 2 магнітних}$$

дешламатори типу МД-9.

МД-12

$$1. \quad Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{22}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1381,10}{10} = 138,11 \text{ т/год.};$$

$$2. \quad F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{138,11}{1,5} = 92,07 \text{ м}^2;$$

$$3. \quad n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{92,07}{113} = 0,81 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітних}$$

дешламатори типу МД-12.

III стадія магнітної сепарації,  $Q_{30} = 1254,42$  т/год.,  $n_{\text{секц}} = 10$ ,  $q = 2,74$  т/м<sup>2</sup> · год.

МД-5

$$1. \quad Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{30}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1254,42}{10} = 125,44 \text{ т/год.};$$

$$2. \quad F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{125,44}{2,74} = 45,48 \text{ м}^2;$$

3.  $n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{45,48}{19,62} = 2,33$  шт., приймаємо 3 магнітних дешламаторів типу МД-5.

МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{\text{зо}}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1254,42}{10} = 125,44 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{125,644}{2,74} = 45,48 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{45,48}{63,58} = 0,72 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний}$$

дешламатор типу МД-9.

МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{\text{зо}}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1254,42}{10} = 125,44 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{125,644}{2,74} = 45,48 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{45,48}{113} = 0,41 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний}$$

дешламатор типу МД-12.

Зведені сумарні розрахункові показники магнітних дешламаторів вказані у таблиці 5.9

Таблиця 5.9 – Сумарні значення потужності і маси кожного типу МД

Тип дешламатора	п на секц.	п на фабр	Р 1 од, кВт	Р фабр, кВт	м 1 од, т	м фабр, т
МД-5	13	130	1,5	195	8,2	1066
МД-9	5	50	3,0	150	27,2	1360
МД-12	3	30	5,5	165	55,0	1650

При порівнянні сумарної маси магнітних дешламаторів, розрахованих для встановлення в корпусі збагачення, визначено, що МД-5 має найменшу масу, в порівнянні з МД-9 та МД-12. Розглянувши витрати електроенергії, визначено, що МД-9 має менші показники в порівнянні з МД-5 та МД-12. Керуючись досвідом фабрик-аналогів, 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-9 у кількості по 2 одиниці на I та II стадії, та 1 одиницю на III стадію.

Вибір та розрахунок обладнання для фільтрації.

На збагачувальних фабриках великої продуктивності для фільтрування тонкоподрібнених рудних концентратів використовують дискові вакуум-фільтри. Продуктивність фільтрів розраховуватимемо за нормами питомого навантаження по досвіду практичної експлуатації фільтрів на аналогічній

сировині. До розгляду приймемо дискові вакуум-фільтри типу ДУ-68-2,5, ДУ-100-2,5-5У(М) та ДОО-160-3,2-5У.

**ДУ-68-2,5,  $q=0,33$  т/м<sup>2</sup> · год.**

1.  $Q_{\text{ф-ра}} = q \cdot F_{\text{ф}} = 0,33 \cdot 68 = 22,44$  т/год.
2.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{\text{з9}}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1199,34}{10} = 119,93$  т/год.;
3.  $n_{\text{ф/секц}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{\text{ф-ра}}} = \frac{119,93}{22,44} = 5,34$  шт., приймаємо 6 вакуум-фільтрів на 1 секцію;
4.  $n_{\text{ф/фабр}} = n_{\text{ф/секц}} \cdot n_{\text{секц}} = 6 \cdot 10 = 60$  одиниць на фабрику.

**ДУ-100-2,5-5У,  $q=0,4$  т/м<sup>2</sup> · год.**

1.  $Q_{\text{ф-ра}} = q \cdot F_{\text{ф}} = 0,4 \cdot 100 = 40$  т/год.;
2.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{\text{з1}}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1199,34}{10} = 119,93$  т/год.;
3.  $n_{\text{ф/секц}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{\text{ф-ра}}} = \frac{119,93}{40} = 3,00$  шт., приймаємо 3 вакуум-фільтри на 1 секцію;
4.  $n_{\text{ф/фабр}} = n_{\text{ф/секц}} \cdot n_{\text{секц}} = 3 \cdot 10 = 30$  одиниць на фабрику.

**ДОО-160-3,2-5У,  $q=0,45$  т/м<sup>2</sup> · год.**

1.  $Q_{\text{ф-ра}} = q \cdot F_{\text{ф}} = 0,45 \cdot 160 = 73,6$  т/год.;
2.  $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{\text{з1}}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1199,34}{10} = 119,93$  т/год.;
3.  $n_{\text{ф/секц}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{\text{ф-ра}}} = \frac{119,93}{73,6} = 1,67$  шт., приймаємо 2 вакуум-фільтри на 1 секцію;
4.  $n_{\text{ф/фабр}} = n_{\text{ф/секц}} \cdot n_{\text{секц}} = 2 \cdot 10 = 20$  одиниць на фабрику.

Таблиця 5.10 - Сумарні значення маси та потужності кожного виду дискового вакуум-фільтру.

Тип фільтра	п на секц	п на фабр	Р 1 од, кВт	Р фабр, кВт	м 1 од, т	м фабр, т
ДУ 68-2,5	6	60	9,5	570	14,9	894
ДУ 100-2,5-5У	3	30	11,5	345	16,9	507
ДОО 160-3,2-5У	2	20	16,5	330	26,1	522

Найменшу сумарну масу та потужність мають вакуум-фільтри типу ДОО-160-3,2-5У, тому їх приймаємо до встановлення в кількості 2 одиниць на секцію, тобто 20 одиниць на фабрику.

У таблиці 5.11 наведені сумарна кількість обладнання та питомі витрати електроенергії.



Таблиця 5.11 – Сумарна кількість обладнання та енергоспоживання

Тип Обладнання	п на секц	п на фабр	Р 1 од, кВт	Р фабр, кВт
Млини шарові (згідно розрахунку 4х ст. схеми 2:1:1:1)	5	50	-	1 062 500
Спіральний класифікатор 2КСН-24а	2	20	40,0	800
Гідроциклони	-	-	-	-
Сепарація (ПБМ-90/250) - без резерву	5-6	410	4,0	1640
Дешламатори (МД-9)	5	50	3,0	150
Фільтрація (в/ф ДОО 160-3,2-5У)	2	20	16,5	330
<b><math>\Sigma</math> кВт/год</b>				<b>109 170</b>
<b>Питома витрата на 1 т руди</b>				<b>38,27</b>
<b>Питома витрата на 1 т концентрату</b>				<b>91,02</b>

Схема ланцюга апаратів рекомендованої технологічної секції наведено на рис. 5.1. У таблиці 5.12 наведена специфікація до схеми ланцюга апаратів.

Таблиця 5.12 – Специфікація до схеми ланцюга апаратів

№ з/п	Позначення	Типорозмір	Кількість на секцію	Кількість на фабрику (без резерву)	Кількість на фабрику (з резервом)
1	Стрічкові конвеєри подачі руди у млини 1-ї стадії		4	40	
2	Млин кульовий (1ст.)	МКР 3,6х4	2	20	
3	Спіральний класифікатор	2КСН-24а	2	20	
4	Млин кульовий (2ст.)	МКЦ 5,5х6,5	1	10	
5	Млин кульовий (3ст.)	МКЦ 4,5х5,5	1	10	
6	Млин кульовий (4ст.)	МКЦ 4,5х5,5	1	10	
7	Гідроциклон (2 ст. класифікації)	ГЦ-500	5	50	100
8	Гідроциклон (3 ст. класифікації)	ГЦ-500	4	40	80
9	Гідроциклон (4 ст. класифікації)	ГЦ-500	4	40	80
10	Сепаратор барабанний (1ст. 1й пр)	ПБМ-90/250	6	60	78
	Сепаратор барабанний (1ст. 2й пр)	ПБМ-90/250	6	60	78
11	Сепаратор барабанний (2ст.)	ПБМ-90/250	5	50	65
12	Сепаратор барабанний (3ст.)	ПБМ-90/250	6	60	78
13	Сепаратор барабанний (4ст.)	ПБМ-90/250	6	60	78
14	Сепаратор барабанний (5ст. 1й пр)	ПБМ-90/250	6	60	78
15	Сепаратор барабанний (5ст. 2й пр)	ПБМ-90/250	6	60	78
16	Магнітний дешламатор (2ст.)	МД-9	2	20	
17	Магнітний дешламатор (3ст.)	МД-9	2	20	
18	Магнітний дешламатор (4ст.)	МД-9	1	10	
19	Технологічний зумпф		3	30	
20	Промпродуктовий зумпф		2	20	
21	Концентратний зумпф		3	30	
22	Згущувач		1	10	
23	Вакуум фільтр	ДОО 160-3,2-5У	2	20	
24	Хвостосховище				

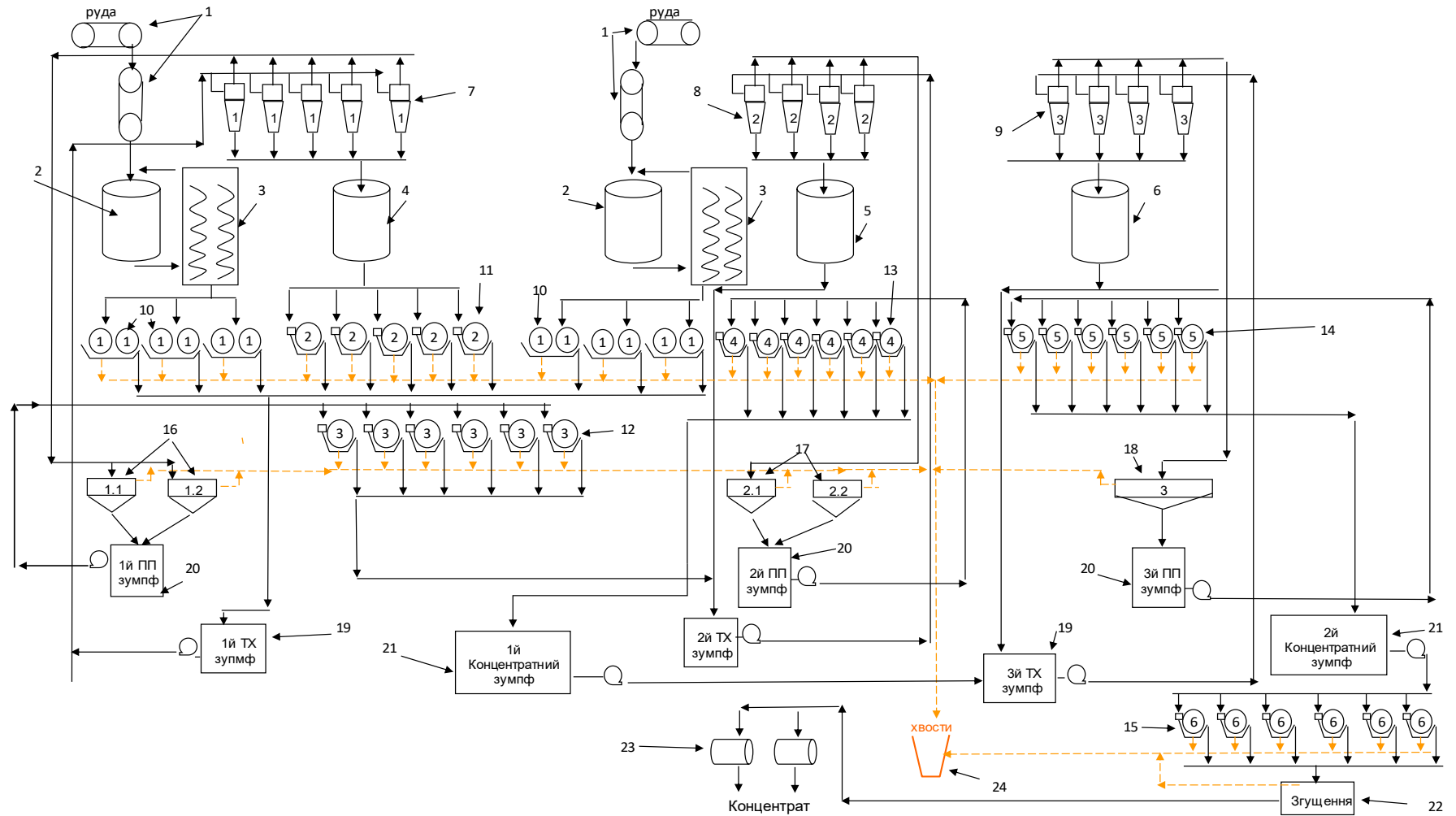


Рис. 5.1 – Схема ланцюга апаратів рекомендованої технологічної секції

#### 5.4 Розміщення обладнання у корпусах

В практиці застосовуються дві основні схеми компоновки устаткування, багатоповерхова та уступчаста – одноповерхова.

При уступчасто–одноповерхової схемі апарати розміщуються на окремих уступах, які йдуть паралельно горизонтам місцевості.

Головні корпуса магніто-збагачувальних фабрик великої і середньої продуктивності звичайно компанують по уступчасто–одноповерхової схемі, так як для таких фабрик характерні значні площі цехів здрібнення, сепарації, невеликі ухили транспортуючих жолобів та оберти продуктів до 400 %. Тому для проектованої фабрики приймаю уступчасто–одноповерхову схему.

К виробничим цехам та відділенням збагачувальної фабрики, безпосередньо зв'язаною з обробкою початкової сировини відносять:

- корпус крупного подрібнення;
- корпус середнього та дрібного подрібнення;
- корпус збагачення;
- склади концентрату;
- відділення перевантаження готової продукції;
- хвостосховище.

К допоміжним цехам фабрики відносять:

- цех технічного водопостачання та шламового господарства;
- цех електропостачання;
- ремонтний цех;
- склади запасних частин, матеріалів;
- відділ технічного контролю;
- науково-дослідницька і хімічна лабораторії;
- управління фабрики;
- адміністративно – господарча служба.

Компоновку устаткування на збагачувальній фабриці виконуємо наступним чином.

Корпус збагачення полягає з трьох основних прольотів:

- прольоту подрібнення та класифікації;
- прольоту сепарації;
- прольоту зневоднення.

В прольоті подрібнення і класифікації розташований бункер дрібно дробленої руди (запас безперервної роботи цеху збагачення 36 годин), а також подрібнююче та класифікуюче устаткування. Застосування в прольоті більш крупного подрібнюючого устаткування млинів МШР 3,6×4,0, МШЦ 5,5×6,5, МШЦ 4,5×5,5 що встановлюються на відмітці 4.850 м, класифікаторів 2КСН-24а, що встановлюються на відмітці 4,200 м і гідроциклонів ГЦ-500, що встановлюються на відмітці 8,000 м.

В прольоті сепарації розташовують устаткування для мокрої сепарації – сепаратори ПБМ-ПП-90/250, що встановлюються на відмітці 0,000 м і

устаткування для знешламлення – знешламлювач МД- 9, що встановлюються на відмітці -1,500 м.

Застосування яких дозволить також скоротити виробничі площини в порівнянні з застосуванням знешламлювачів МД-5, а також скоротити кількість встановлюваного устаткування і тим самим підвищити надійність його роботи.

В прольоті зневоднення розташовується вакуум-насосна і устаткування для зневоднення – вакуум-фільтри ДОО 160-3,2-5У (встановлюються на відмітці 4,000 м), застосування яких також дозволило скоротити виробничі площини по зрівнянню з застосуванням ДУ 100-2,5-5У.

На складі концентрату розташовую резервні конвеєри для рівномірного розподілення концентрату по складу, а також грейферні крани для відвантаження концентрату з складу на перевантаження в вагони.

План фабрики наведено на рис 5.2, розріз фабрики наведено на рис. 5.3. У таблиці 5.13 наведена специфікація секції корпусу збагачення.

Таблиця 5.13 – Специфікація секції корпусу збагачення.

Позн.	Позначення	Найменування	Кількість	
			Робочі	Резерв
1		Млин кульовий МКР 3,6-4,0	2	
2		Млин кульовий МКЦ 5,5-6,5	1	
3		Млин кульовий МКЦ 4,5-5,5	2	
4		Класифікатор спіральний 2КСН-24а	2	
5		Гідроциклон ГЦ-500	13	13
6		Сепаратор магнітний ПБМ-90/250	41	12
7		Дешламатор магнітний МД-9	2	
8		Дешламатор магнітний МД-9	3	
9		Вакуум-фільтр ДУ-100-2,5	2	
10		Зумпф	8	
11		Пульподільник двохструйний	2	
12		Пульподільник трьохструйний	2	
13		Пульподільник чотирьохструйний	2	
14		Насос	10	
15		Конвеєр стрічковий	4	
16		Конвеєр стрічковий	1	
17		Конвеєр стрічковий	2	
18		Кран підвісний	1	

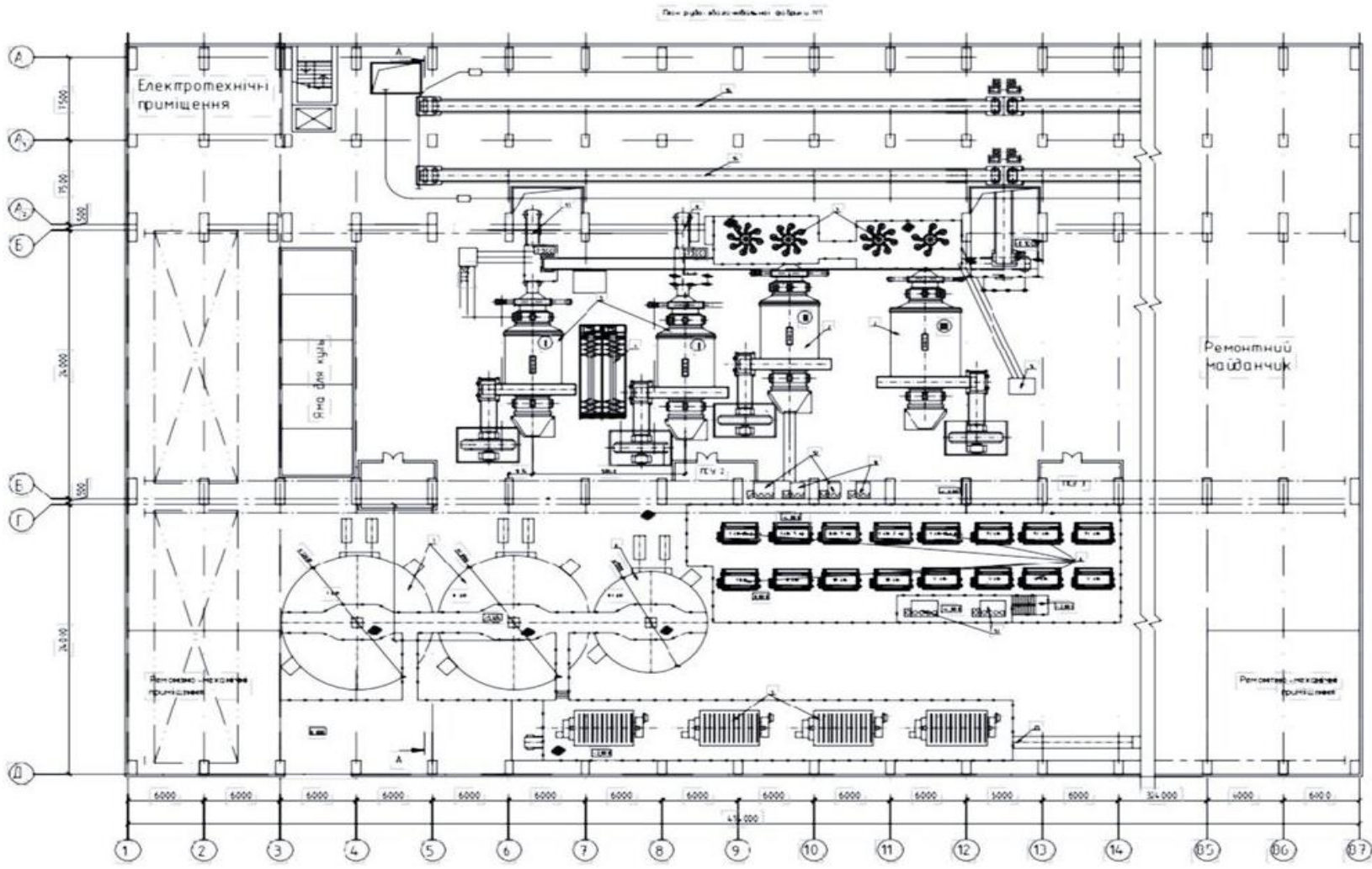


Рис. 5.2 – План фабрики

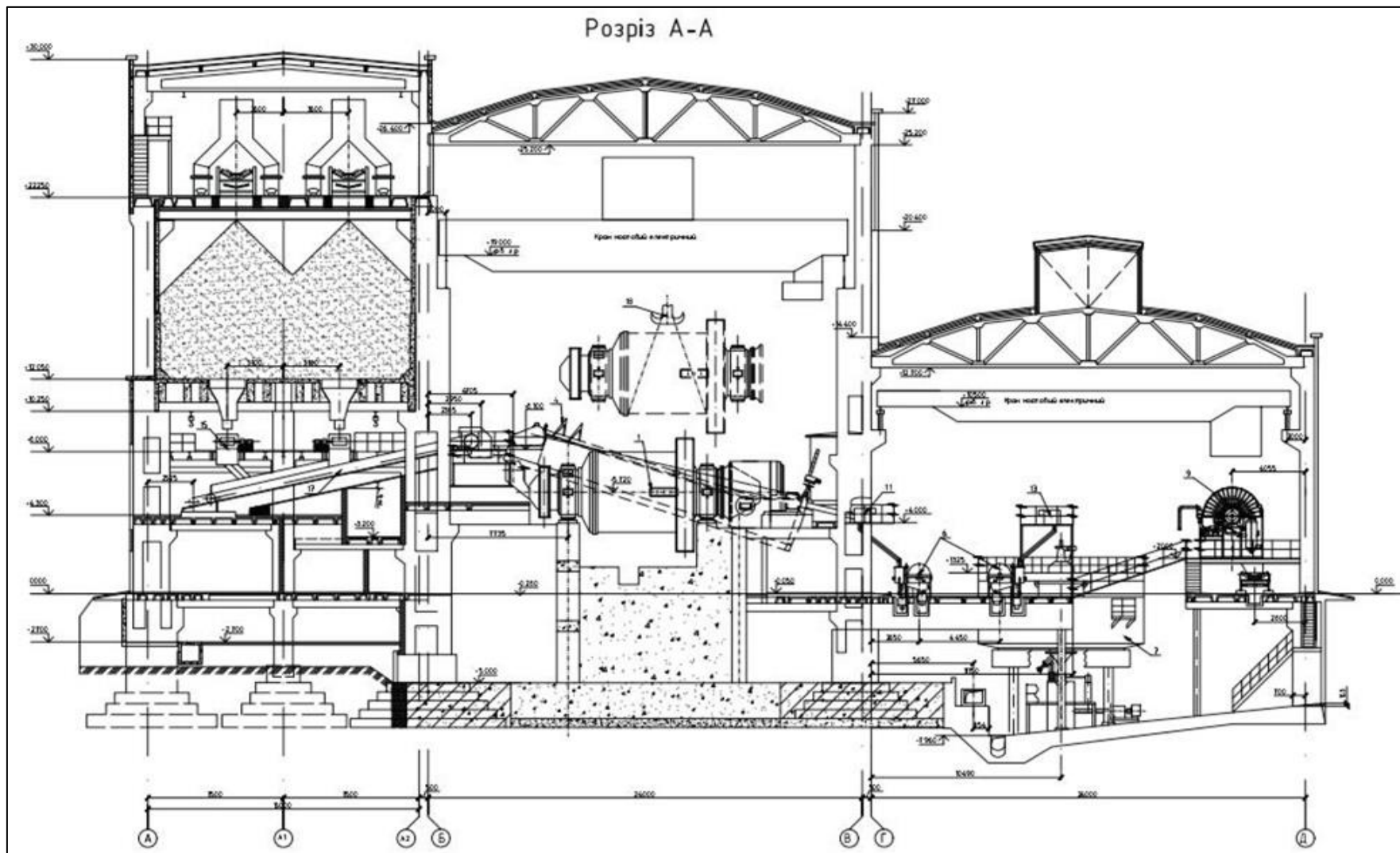


Рис. 5.3 – Розріз фабрики

## ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 5

1. На підставі лабораторних та промислових випробувань з підвищення масової частки заліза загального у магнетитовому концентраті ПРАТ «ПВНГЗК» до показника 68% запропонована технологія впровадження IV-ї стадії подрібнення руди на діючому обладнанні з метою збільшення класу мінус 0,045мм до 98,7%, а класу мінус 0,033мм – до 97,5%. Такий ступінь подрібнення забезпечує зростання масової частки рудних зерен в концентраті у класі мінус 0,045мм з 80% до приблизно 92-93%.

2. Технологічна схема складається з двох частин: основна секція збагачення (3-х стадіальна) та секція дозбагачення (4-та стадія подрібнення). У якості IV-ї стадії подрібнення використовуються обладнання II-у або III-ю стадії подрібнення сусідніх секцій, які виведені у простій (причини простою секцій вказані у висновках розділі 1 та 2). Схема реалізується на діючому обладнанні РЗФ-1 без встановлення нового обладнання, що мінімізує додаткові капітальні витрати.

3. Рекомендована додаткова IV-та стадія подрібнення на секції дозбагачення включає наступні операції (окрім основної секції – 3х стадіального збагачення, згущення та фільтрування):

- Класифікація IV -ї стадії;
- Подрібнення IV -ї стадії;
- Знешламлення III -ї стадії;
- Мокра магнітна сепарація V-ї стадії (другий прийом)

4. Розрахована кількісно-якісна та водно-шламова схеми згідно з рекомендованою схемою збагачення. Основні розрахункові показники наступні:

- Масова частка заліза загального у вихідній руді – 35,42%;
- Масова частка заліза загального у концентраті – 68,00%;
- Вихід концентрату – 42,04%.
- Вилучення заліза у концентрат – 80,71%;

Основні питомі показники:

Технічна вода (з урахуванням 10% технологічних потреб):

- 23,42 м<sup>3</sup>/год на 1 тонну руди;
- 55,72 м<sup>3</sup>/год на 1 тонну концентрату.

Електроенергія:

- 38,27 кВт\*год на 1 тонну руди;
- 91,02 кВт\*год на 1 тонну концентрату



## РОЗДІЛ 6. ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЦИВІЛЬНА БЕЗПЕКА

Заходи з техніки безпеки, передумовлені технологічною частиною:

Компонування обладнання та його експлуатація повинні здійснюватись згідно вимог НПАОП 0.00-1.61-12 «Правила охорони праці під час дроблення і сортування, збагачення корисних копалин і огрудкування руд та концентратів» [28].

Загальні вимоги охорони праці [28]:

- Забороняється допуск до роботи працівників, які не пройшли навчання і перевірку знань з охорони праці.

- Роботи підвищеної небезпеки проводяться за нарядом-допуском бригадою не менше ніж з двох працівників. У наряді-допуск зазначається повний обсяг організаційних та технічних заходів для безпечного проведення робіт.

- На фабриці має бути складений план ліквідації аварій (ПЛА). Заборонено допускати до роботи працівників, які не ознайомлені з ПЛА.

- Усі працівники повинні пройти інструктаж і навчання з пожежної безпеки.

- Пересування працівників дозволено по передбачених для цього технологічних проходах, маршевих сходах та майданчиках. Забороняється перехід працівників через конвеєри, труби, жолоби тощо у місцях, які не обладнані перехідними містками.

- Перехідні містки та сходи мають бути оснащені перилами висотою не менше 1м.

- Основні відстані між обладнанням повинні бути не менше ніж:

- на основних проходах – 1,5м;
- робочі проходи між машинами – 1м;
- між стіною та машинами – 0,7м;
- мінімальна ширина технологічного проходу – 0,6м;
- проходи до баків, чанів та резервуарів – 0,6м.

- Для підйому та переміщення обладнання та його вузлів, маса яких перевищує 50 кг, повинні встановлюватись вантажопідйомні механізми.

- Запірна та регульовальна арматура трубопроводів повинна встановлюватись у доступних і безпечних для обслуговування місцях. Якщо висота 2м та більше від підлоги, то обладнується спеціальні стаціонарні майданчики висотою не менше ніж 0,8м. Якщо передбачено дистанційне керування, то спеціальні майданчики не потрібні.

- На робочих місцях та на шляхах пересування людей вивішуються плакати та знаки з техніки безпеки, згідно із ДСТУ ISO 6309:2007 «Протипожежний захист. Знаки безпеки. Форма і колір» [29].

- Для зниження рівня шуму для технологічного персоналу передбачити звукоізоляційні кабіни. В будівничих рішеннях забезпечити нормативну величину вібрацій на робочих місцях згідно ДСТУ ГОСТ 12.1.012:2008. «ССБП. Вібраційна безпека. Загальні вимоги» [29].

Загальні умови до експлуатації устаткування [28]:

- Усі відкриті рухомі частини устаткування повинні бути огорожені. Огородження можуть бути або суцільними, або сітчастими (з розміром чарунок не більше ніж 20 × 20 мм) або у вигляді поручнів на відстані не менше ніж 1,0 м до рухомих чи обертових частин устаткування..

- Для виконання ремонтів, або для спостереження за роботою механізмів разом з огороженням облаштовують вікна та люки. Такі технологічні отвори обов'язково закриваються для унеможливлення випадкового падіння в них працівників та зблоковуються з пусковим пристроєм устаткування.

- Перед початком роботи перевіряють наявність та цілісність огорож та кожухів, роботу пускових і гальмівних пристроїв, заземлення, ізоляції, сигналізації пуску та зупинки, автоблокування. Усе устаткування, яке керується автоматично, повинно бути обладнане світловою та звуковою сигналізацією. У разі виявлення несправностей – робота на устаткуванні негайно припиняється.

- Пуск з автоматичного пульта керування можливий тільки після підтвердження працівниками окремого устаткування безпеки його пуску. Перед пуском ланцюга апаратів подається короткий звуковий сигнал тривалістю 10 с, що попереджає про початок дистанційного включення, після якого витримується пауза 30 с. Перед самим пуском устаткування подають другий звуковий сигнал тривалістю 30 с. Блокування пускових пристроїв механізмів і устаткування забезпечує дотримання зазначеної часової витримки. Роботу найбільш важливого виробничого устаткування контролюють за допомогою телекомунікаційних систем.

- Пускові пристрої повинні бути обладнані ключем-біркою. Запуск обладнання в роботу після ремонту проводять з дотриманням вимог биркової системи після перевірки відсутності у небезпечній зоні працівників, а також сторонніх предметів. Запуск можливий тільки під наглядом посадової особи, відповідальної за проведення робіт.

- На кожному пункті обслуговування обладнання повинна бути книга прийому та здачі змін, у якій записують причини несправностей устаткування і заходи, вжиті щодо їх усунення. Правильність заповнення періодично перевіряється посадовими особами цеху.

- Експлуатація обладнання ведеться з дотриманням параметрів та технологічних режимів, визначених технологічними картами та інструкціями. Робота на несправному обладнанні заборонена.

- Усі металічні нетокопровідні частини електрообладнання і мережу освітлення 380/220 В, а також один із проводів мережі 12 В повинні бути

заземлені. Для заземлення використовувати окремий заземлюючий РЕ провідник. Нульовий робочий провід РN та захисний РЕ не допускається підключати під загальний контактний зажим.

- Для забезпечення безпеки праці на електрообладнанні повинні бути передбачені захисні засоби: ізолюючі штанги, показники напруги, ізолюючі кліщі, діелектричні рукавиці і боти, переносні заземлення (при відсутності стаціонарних заземлюючих ножів), тимчасові огорожі, слюсарний інструмент з ізольованими ручками, попереджувальні плакати, захисні окуляри [29].

Основні вимоги під час роботи млинів та класифікуючого обладнання [28]:

- Пускові пристрої млинів повинні бути заблоковані з пусковими пристроями конвеєрів для унеможливлення подачі руди у млини, що не працюють. Пускове обладнання розташоване так, щоб працівник, який вмикає млин та класифікатор, мав змогу наглядати за їх роботою.

- Ремонт млина після зупинки проводять тільки після провітрювання його робочого простору та контролю стану повітряного середовища.

- Завантаження куль у контейнер повинно бути до рівня на 100 мм нижче бортів. Завантаження і розвантаження у млини та з млинів здійснюється механізованим способом.

- Робочі майданчики для обслуговування класифікаторів розташовують на рівні не менше ніж 0,6 м нижче борта ванни класифікатора. Огородження майданчиків виконують висотою не менше ніж 1 м.

Заходи з пожежної безпеки [29]:

- На фабриці повинен бути встановлений протипожежний режим:

- Порядок утримання шляхів евакуації;
- Спеціальні місця для куріння;
- Порядок використання побутових нагрівачів;
- Порядок проведення інструктажів та занять з пожежно-технічного мінімуму;
- Порядок дій у разі виникнення пожежі: оповіщення працівників, виклику пожежно-рятувальних підрозділів, зупинки устаткування, послідовність евакуації людей.

- У приміщеннях на видимих місцях біля телефонів слід вивішувати таблички із зазначенням номера телефону для виклику пожежно-рятувальних підрозділів.

- Споруди та приміщення мають бути забезпечені відповідними знаками безпеки, які повинні відповідати ДСТУ EN ISO 7010:2019 «Графічні символи. Кольори та знаки безпеки. Зареєстровані знаки безпеки».

- Усі працівники на робочому місці повинні проходити інструктажі з питань пожежної безпеки.

- Електричне обладнання повинне мати апаратуру захисту від струмів короткого замикання та інших аварійних режимів. На обладнанні повинні бути нанесені знаки, що вказують на їх ступінь захисту згідно з чинними стандартами.

- Для опалення приміщень площею до 50 м<sup>2</sup> можуть застосовуватися масляні радіатори та нагрівальні електропанелі із закритими нагрівальними елементами. Такі радіатори та електропанелі повинні мати справний індивідуальний електрозахист і терморегулятор.

- На фабриці та у побутових приміщеннях заборонено:

- Експлуатація кабелів і проводів з пошкодженою ізоляцією;
- Застосування саморобних подовжувачів та саморобних обігрівачів;
- Користування пошкодженими розетками, з'єднувальними коробками, вимикачами та іншими електровиробами;
- Прокладання в сходових клітках кабелів крім електропроводки для освітлення звичайних сходових кліток

- Первинні засобами пожежогасіння повинні бути відповідно до НАБП А.01.001-2004 «Правила пожежної безпеки в Україні» та ДСТУ 8828:2019 «Пожежна безпека. Загальні положення».

## РОЗДІЛ 7. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА

7.1 Розрахунок собівартості виробництва концентратів по проектній та запропонованій технологічних схемах

Вихідні дані для розрахунку собівартості наведені у таблиці 7.1

Таблиця 7.1 – Вихідні дані для розрахунку собівартості виробництва концентратів

№з/п	Показник	Од. вим.	Значення
1	Річна переробка руди	тис. т.	24 000
2	Залізо загальне у вихідній руді	%	35,42
3	Залізо загальне у хвостах	%	11,79
4	Залізо загальне у концентраті	%	68,0
5	Вихід концентрату	%	42,04
6	Волога у вихідній руді	%	3,00
7	Кількість днів у роботі (КВО-93,5%)	днів	340
8	Тривалість зміни	год	12
9	Кількість змін	шт.	2
10	Продуктивність за рудою	т/год	2941,2
11	Продуктивність за рудою (по сухому)	т/год	2852,9
12	Продуктивність за концентратом	т/год	1199,3
13	Річне виробництво концентрату	тис. т.	9786,6

Годинна продуктивність за рудою та за рудою (по сухому) розраховані згідно формул 5.3 та 5.4 (див. розділ 5.2).

Вихід концентрату продуктивність за концентратом розраховані у кількісно-якісній схемі у таблиці 5.3 (див. розділ 5.2).

Річне виробництво концентрату розраховане за формулою 7.1

$$Q_{\text{річ}} = \frac{Q_{\text{годинна конц.}} \cdot \text{роб.дн.} \cdot \text{роб.зм.} \cdot \text{роб.год.}}{1000} = \frac{1199,3 \cdot 340 \cdot 2 \cdot 12}{1000} = 9786,6 \text{ т/рік} \quad (7.1)$$

Де:

$Q_{\text{річ}}$  – річний обсяг виробництва концентрату, тис. т;

$Q_{\text{годинна конц.}}$  – годинна продуктивність за концентратом, т/год

Роб. дн. – 340 днів (з урахуванням КВО – 0,935);

Роб. зм. – 2 зміни (графік двозмінний чотирьохбригадний);

Роб. год. – 12 год.

Далі для розрахунку собівартості розраховуємо основні питомі витрати ресурсів та змінних матеріалів на 10 технологічних секцій, які розраховані у розділі 5.

У таблиці 7.2 наведено порівняння електроспоживання проектної 3-х стадіальної схеми та розрахункове споживання 4-х стадіальної схеми.

Таблиця 7.2 – Порівняння електричного обладнання для 3-х та 4-х стадіального збагачення згідно технологічної схеми

№ з/п	Показник	3-х ст.			4-х ст.		
		Кіл-ть	Р од., кВт*год	Р всього, кВт*год	Кіл-ть	Р од., кВт*год	Р всього, кВт*год
1	Млини шарові (2:1:1) - 3х стадіальна	40		85000			
2	Млини шарові (2:1:1:1) - 4х стадіальна				50		106250
3	Спиральні класифікатори 2КСН-24а	20	40	800	20	40	800
4	Сепаратори (ПБМ-90/250) - без резерву	350	4	1400	410	4	1640
5	Дешламатори (МД-9)	40	3	120	50	3	150
6	Фільтрація (в/ф ДОО 160-3,2-5У)	20	16,5	330	20	16,5	330
7	<b>Всього витрати електроенергії</b>			<b>87 650</b>			<b>109 170</b>
8	<b>Річні витрати електроенергії (МВт/рік)</b>			<b>715 224</b>			<b>890 827</b>

Річні витрати електроенергії визначаємо за формулами 7.2 та 7.3

$$P_{\text{річ } 3\text{х}} = \frac{P_{\text{всього } 3\text{-х ст.}} \cdot \text{роб.дн.} \cdot \text{роб.зм.} \cdot \text{роб.год.}}{1000} = \frac{87650 \cdot 340 \cdot 2 \cdot 12}{1000} = 715224 \text{ МВт/рік (7.2)}$$

$$P_{\text{річ } 4\text{х}} = \frac{P_{\text{всього } 4\text{-х ст.}} \cdot \text{роб.дн.} \cdot \text{роб.зм.} \cdot \text{роб.год.}}{1000} = \frac{109170 \cdot 340 \cdot 2 \cdot 12}{1000} = 890827 \text{ МВт/рік (7.3)}$$

Де:

$P_{\text{річ } 3\text{х}}$  – річний обсяг електроспоживання за 3-х стадіальної схемою, МВт;

$P_{\text{річ } 4\text{х}}$  – річний обсяг електроспоживання за 4-х стадіальної схемою, МВт;

$P_{\text{всього } 3\text{-х ст.}}$  – годинне електроспоживання за 3-х стадіальної схемою, кВт\*год;

$P_{\text{всього } 4\text{-х ст.}}$  – годинне електроспоживання за 4-х стадіальної схемою, кВт\*год;

Річні витрати тіл, що мелють визначено у таблиці 7.3. Розрахункові питомі норми куль  $\varnothing 100$  мм (1ст.) та  $\varnothing 40$  мм (2-3 ст.) на 1 тону концентрату взяті згідно

планових норм розходу ПРАТ «ПІВНГЗК». Тип та питомі витрати куль для 4-ї стадії приймаємо аналогічно 2-3 ст. Річні витрати куль  $\varnothing 100$  мм та  $\varnothing 40$  мм визначені з питомих витрат на 1 тону концентрату з урахуванням річного обсягу концентрату (формула 7.1)

Таблиця 7.3 - Порівняння розходу подрібнюючих тіл для 3-х та 4-х стадіального збагачення згідно технологічної схеми

№з/п	Показник	Од. вим.	3-ст.	4-ст.
1	Кулі $\varnothing 100$ мм (1 ст.)	кг/т конц	1,260	1,260
2	Кулі $\varnothing 40$ мм (2 ст.)	кг/т конц	0,640	0,640
3	Кулі $\varnothing 40$ мм (3 ст.)	кг/т конц	0,425	0,425
4	Кулі $\varnothing 40$ мм (4 ст.)	кг/т конц		0,425
5	Витрата куль $\varnothing 100$ мм (1 ст.)	т/рік	12331,2	12331,2
6	Витрата куль $\varnothing 40$ мм (2 ст.)	т/рік	6263,4	6263,4
7	Витрата куль $\varnothing 40$ мм (3 ст.)	т/рік	4159,3	4159,3
8	Витрата куль $\varnothing 40$ мм (4 ст.)	т/рік	0,0	4159,3
<b>9</b>	<b>Річні витрати куль <math>\varnothing 100</math>мм</b>	<b>т/рік</b>	<b>12 331,2</b>	<b>12 331,2</b>
<b>10</b>	<b>Річні витрати куль <math>\varnothing 40</math>мм</b>	<b>т/рік</b>	<b>10 422,8</b>	<b>14 582,1</b>

Річні витрати футерувальної сталі розраховані згідно питомих витрат ПРАТ «ПІВНГЗК». Для 1-ї стадії використовується металева футерувальна сталь, для 2-4 ст. використовується резино-металева футерувальна сталь. Річні витрати на футерування наведені у таблиці 7.4. та визначені з питомих витрат на 1 тону концентрату з урахуванням річного обсягу концентрату (формула 7.1)

Таблиця 7.4 - Порівняння розходу футерувальної сталі для 3-х та 4-х стадіального збагачення згідно технологічної схеми

№з/п	Показник	Од. вим.	3-ст.	4-ст.
1	Футерувальна сталь (1 ст.)	кг/т конц	0,145	0,145
2	Резино-металічна футеровка (2-4 ст.)	кг/т конц	0,023	0,025
<b>3</b>	<b>Витрата футерувальної сталі (1 ст.)</b>	<b>т/рік</b>	<b>1 419,1</b>	<b>1 419,1</b>
<b>4</b>	<b>Витрата РМФ (2-4 ст.)</b>	<b>т/рік</b>	<b>225,1</b>	<b>244,7</b>

Питомі витрати технічної води на 1 тону концентрату прийняті згідно проектної та запропонованої водно-шламових схем. Річні витрати технічної води наведені у таблиці 7.5. та визначені з питомих витрат на 1 тону концентрату з урахуванням річного обсягу концентрату (формула 7.1)

Таблиця 7.5 - Порівняння розходу технічної води для 3-х та 4-х стадіального збагачення згідно технологічної схеми

№з/п	Показник	Од. вим.	3-ст.	4-ст.
1	Питома витрата технічної води	м <sup>3</sup> /т конц	44,28	55,72
<b>2</b>	<b>Річна витрата технічної води</b>	<b>тис.м<sup>3</sup></b>	<b>433 351,9</b>	<b>545 311,0</b>

Для розрахунку собівартості у таблиці 7.6 наведені ціни основних питомих ресурсів збагачувальної фабрики ПРАТ ПівнігЗК за фактом жовтня 2024 року. З урахуванням цін у таблиці 7.7 розраховані річні витрати на основні ресурси та зміні матеріали. Курс валют (грн/долл) за фактом жовтня склав – 41,2425 грн/дол.

Собівартість 1 тони концентрату за проектною якістю 65% та якістю 68% по запропонованій технологічній схемі розраховані як відношення суми основних витрат (для 3-х та 4-х стадіального збагачення) до річного обсягу виробництва концентратів.

Таблиця 7.6 - Ціни основних питомих ресурсів

№з/п	Показник	Од. вим.	Значення
1	Електроенергія	грн/МВт	5776,98
2	Кулі ø100мм	грн/т	53644,8
3	Кулі ø40мм	грн/т	46955,6
4	Футерувальна сталь	грн/т	131462,7
5	Резино-металічна футеровка	грн/т	168052,2
6	Технічна вода	грн/м3	1,464

Таблиця 7.7 - Розрахунок собівартості концентрату за основними питомими ресурсами для 3-х та 4-х стадіального збагачення згідно технологічної схеми

№з/п	Показник	Од. вим.	3-ст.	4-ст.
1	Електроенергія	тис. грн	4 131 835	5 146 291
2	Кулі ø100мм	тис. грн	661 502	661 502
3	Кулі ø40мм	тис. грн	489 407	684 710
4	Футерувальна сталь	тис. грн	186 554	186 554
5	Резино-металічна футеровка	тис. грн	37 827	41 117
6	Технічна вода	тис. грн	634 427	798 335
<b>7</b>	<b>Всього річні витрати</b>	<b>тис. грн</b>	<b>6 141 552</b>	<b>7 518 509</b>
<b>8</b>	<b>Собівартість 1т концентрату</b>	<b>грн/т</b>	<b>627,5</b>	<b>768,2</b>
9	Курс (факт жовтня 2024)	грн/дол	41,2425	
<b>10</b>	<b>Собівартість 1т концентрату</b>	<b>дол/т</b>	<b>15,2</b>	<b>18,6</b>

## 7.2 Розрахунок економічної ефективності

Для розрахунку річного економічного ефекту від запропонованої 4-х стадіальної технологічної схеми збагачення магнетитового концентрату у таблиці 7.8 наведені ціни на концентрати з масовою часткою заліза загального 65% та 68%.

Таблиця 7.8 - Порівняння вартості концентрату з масовою часткою заліза загального 65,0% та 68,0%

№з/п	Показник	Од. вим.	65,00%	68,00%
1	Ринкова ціна концентрату ПівнігЗК	дол/т	30,0	35,0
2	Ринкова ціна концентрату ПівнігЗК (за курсом жовтня 2024)	грн/т	1237,3	1443,5



Для розрахунку підсумкового економічного ефекту використані показники, які перелічені у таблиці 7.9.

Ефект розрахований за формулою 7.4

$$E=[(Ц_2-Ц_1) - (C_2-C_1)] \times Q_{річ}, \quad (7.4)$$

де:

$Ц_1, Ц_2$  – ціна концентрату до (65%) і після (68%) впровадження, грн/т;

$C_2$  – собівартість одиниці продукції при новому варіанті, грн/т;

$C_1$  - собівартість одиниці продукції при базовому варіанті, грн/т;

$Q_{річ}$  – річний обсяг виробництва концентрату, тис. т.

$$E=[(1443,5-1237,3) - (768,2-627,5)] \times 9786,6 = \mathbf{641\ 168\ тис./рік}$$

З урахуванням курсу долару річний ефект складе:

$$E_{дол.} = 641\ 168 / 41,2425 = \mathbf{15\ 546\ тис.\ дол.}$$

Таблиця 7.9 - Показники для підсумкового економічного ефекту

№з/п	Показник	Од. вим.	Значення	Умовне позначення
1	Собівартість 1т концентрату 65,0%	грн/т	627,5	$C_1$
2	Собівартість 1т концентрату 68,0%	грн/т	768,2	$C_2$
3	Ринкова ціна концентрату 65,0% ПІВНГЗК (за курсом жовтня 2024)	грн/т	1237,3	$Ц_1$
4	Ринкова ціна концентрату 68,0% ПІВНГЗК (за курсом жовтня 2024)	грн/т	1443,5	$Ц_2$
5	Курс (факт жовтня 2024)	грн/дол	41,2425	$K$
6	Річний обсяг виробництва концентрату	тис. т	9786,6	$Q_{річ}$

## ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 7

1. Розрахункова річна собівартість концентрату за основними ресурсами складає: 6 141 552 тис. грн. для 3-х стадіальної та 7 518 509 тис. грн. для 4-х стадіальної схеми.
2. Розрахункова питома собівартість 1 тони концентрату за основними ресурсами складає: **627,5 грн/т** для 3-х стадіальної та **768,2 грн/т** для 4-х стадіальної схеми.
3. Річний розрахунковий економічний ефект за рекомендованою 4-х стадіальною технологічною схемою складе **641 168 тис. грн.** або **15 546 тис. дол.**

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У випускній роботі надано рекомендоване рішення науково-практичного завдання щодо удосконалення технології збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища в умовах ПРАТ «ПВНГЗК» за рахунок додаткової стадії подрібнення для підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.

Основні науково – теоретичні та практичні результати випускної роботи полягають у наступному:

9. Виконавши аналіз ринку залізорудної сировини, можна зробити висновок, що світовий попит має сталу тенденцію до росту. Але пріоритетним напрямком залишаються високоякісні концентрати з масовою часткою заліза загального більше 68% та відносно низькою часткою кремнезему, які ведуть до збільшення обсягів та зниження собівартості металургійного виробництва «зеленої сталі».

10. На фоні падіння цін на сировину у 2023-2024р. (відносно 2021-2022р.), які підтвержені індексами Platts 62% / 65%, у боротьбі за ринки збуту українським підприємствам потрібно постійно приділяти увагу собівартості власних циклів виробництва (від видобутку сировини до збагачення). У співвідношенні індексів 62% до 65% збільшення якості концентратів веде до збільшення маржинальних прибутків на 15% і більше відсотків.

11. Виконано порівняння технологічних схем збагачення зарубіжних та вітчизняних виробництв. Вибір технологічної схеми завжди базується на фізико-хімічних властивостях та якісно-кількісному складу рудних мінералів, а саме: типу залізної руди, показниках  $Fe_{\text{заг}}$  та  $Fe_{\text{маг}}$  у вхідній руді, гранулометричному складі. Вагому роль має вкрапленість магнетиту: чим тонше вкрапленість мінералу, тим більше підстав вибору багатостадіальних схем збагачення з поетапним видаленням пустої породи у хвості. Зарубіжні активи для підвищення якості концентрату у своїх схемах збагачення роблять акцент на комбіновані схеми із застосуванням тонкого грохочення (грохоти типу Stack Sizer та SuperStack компанії «Derrick» [17], які встановлені на таких підприємствах Magnetite, Hibbing Taconite (США), Savage River (Австралія)), та послідовним флотаційним доведенням концентрату методом зворотної катіонної флотації на флотомашинах Wemco, які використовують фабрики США, Канади та Швеції [18]. Така технологія найбільш сприятлива для отримання концентратів з масовою часткою заліза загального 70% та більше разом із масовою часткою кремнезему до 2%, які в подальшому використовуватись для DRI виробництва у металургії.

12. Вітчизняні схеми збагачення є більш застарілими до умов сьогодення. На прикладі схеми роботи ПРАТ «ПВНГЗК», зазвичай представляють собою 3-х стадіальне подрібнення у кульових млинах в закритому циклі з використанням спіральних класифікаторів (I стадія) та гідроциклонів (II-III стадія).

Послідує виділення магнітного продукту та породи виконується багатостадіальною магнітною сепарацією (3-5 стадій) та дешламацією (1-3 стадії). Результатом таких схем збагачення є виробництво концентратів з показниками  $Fe_{\text{заг}}$  до 65,5% та  $SiO_2$  до 8%.

13. Розглянуті рішення підприємств по встановленню сучасного обладнання збагачення. Альтернативою кульовим млинам на даний час є вертикальні млини Vertimill компанії Metso (реалізовано на ПРАТ «ПГЗК») які мають менші габарити, більш економічні та високопродуктивні [14]. На заміну гідроциклонам вітчизняного виробництва є доцільним використання гідроциклонів компанії Multotec, які дозволяють збільшити ефективність розділення на 10-20% (реалізовано на ПВДГЗК). В технології магнітного збагачення в зарубіжній практиці застосовують індукційно-роликові високоінтенсивні магнітні сепаратори фірми "Гумбольдт", поліградієнтні сепаратори типу "Джонс" фірм "Клекнер" (Германія), "Бокс-Рапід" (Англія) [18]. На збагачувальній фабриці Sherman (Канада) використовується комбінований метод збагачення, який поєднує в собі магнітну та електромагнітну системи. Характерною особливістю є те, що з наступними стадіями магнітної сепарації напруженість зменшується, що в свою чергу, дозволяє підвищити якість концентрату та вилучення заліза.

14. Розглянуті проведені випробування ПРАТ «ПВНГЗК» по виробництву концентрату з показником  $Fe_{\text{заг}}$  67,5-68,0%. Однак дані випробування передбачають зниження продуктивності секцій або дотримання шихтовки руди Ганнівського родовища  $\geq 50\%$ , відповідно руди Першотравневого родовища -  $\leq 50\%$  для подальшого збагачення до якості концентрату  $> 67,5\%$  в умовах діючих технологій та обладнання ПРАТ «ПВНГЗК».

15. Враховуючи зростання світового попиту на високоякісні концентрати та обкотиші є доцільним продовжити пошук та дослідження збільшення якості концентрату в умовах ПРАТ «ПВНГЗК». Також в умовах діючого воєнного стану, проблем з логістикою та енергетичному секторі, треба сконцентрувати увагу на організаційних та технологічних рішеннях по зниженню собівартості та з мінімальним залученням інвестицій. Якщо завантаженість переробного комплексу залишається менше 60% від проектної (на період дії логістичних обмежень, блекатуів, тощо), в умовах ПРАТ «ПВНГЗК» доцільно розглядати переробку та збагачення руди тільки Першотравневого родовища у зв'язку з собівартістю добутку руди Ганнівського родовища, яка у 1,5 рази дорожча за руду Першотравневого кар'єру. Коефіцієнти розкритих порід до руди згідно проекту ТОВ «ЮЖГПРОРУДА» по відпрацюванню родовищ у 2024р.: Першотравневого – 0,7 м<sup>3</sup>/т, Ганнівського – 1,52 м<sup>3</sup>/т.

16. На підставі аналізу сьогоденної ситуації у сфері збагачення магнетитових кварцитів та можливих шляхів підвищення якості концентрату сформульовані наступні об'єкт, предмет, мета та завдання досліджень:

- Об'єкт дослідження – технологія збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру для отримання концентрату з масовою часткою  $Fe_{\text{заг}}$  не менше 68,0% за рахунок підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.
- Предмет дослідження – залежність вилучення заліза у концентрат та якісних показників концентрату від ступеню розкриття зерен магнетитових кварцитів Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПІВНГЗК».
- Мета роботи – удосконалити технологію збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища в умовах ПРАТ «ПІВНГЗК» за рахунок додаткової стадії подрібнення для підвищення ступеню розкриття мінеральних зерен.
- Завдання дослідження – для виконання мети необхідні такі завдання досліджень:
  - Проаналізувати сучасний стан збагачення магнетитових кварцитів: ринок залізорудної сировини і концентратів, актуальні технологічні та технічні рішення з використанням сучасного збагачувального обладнання для підвищення якості концентратів у порівнянні з діючою технологічною схемою збагачення ПРАТ «ПІВНГЗК».
  - Розробити методику виконання досліджень.
  - Виконати хімічний і мінералогічний аналіз вихідної руди Першотравневого родовища та концентрату 3-ї стадії збагачення РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК».
  - Обґрунтувати та розробити технологічні рішення з удосконалення схеми переробки руди Першотравневого родовища з розрахунком кількісно-якісної та водно-шламової схем збагачення.
  - Розрахувати кількість обладнання та його компонування.
  - Розробити заходи з охорони праці та цивільної безпеки.
  - Виконати розрахунок техніко-економічної оцінки удосконаленої схеми збагачення.

17. Для визначення залежності масової частки заліза загального у концентраті від ступеню подрібнення були проведені лабораторні дослідження руди Першотравневого кар'єру на збагачуваність.

18. Вихідна руда класу 25мм проходила дроблення у щоківній дробарці до класу 5мм. Після перемішування та скорочення проби класу 5мм були виділені 5 зразків для дослідів.

19. Зразки №1-4 окремо один від одного завантажувались у кульовий млин та подрібнювались такий час, якій відповідав стадіям подрібнення технологічної схеми: зразок №1 – I стадія (20хв), зразок №2 – II стадія (40хв), зразок №3 – III стадія (60хв), зразок №4 – IV стадія (80хв). Зразок №5 був використаний в якості контрольної проби, дослід якої проводився за технологічною схемою 4-х стадіального збагачення з поетапним видаленням

немагнітної фракції (хвостів). Для визначення кількісно-якісних показників був виконаний магнітний аналіз на електромагнітному аналізаторі.

20. Лабораторні дослідження проведені стандартними методами, а саме:
- Ситовий аналіз згідно ДСТУ 3704:2013;
  - Мінералогічний аналіз згідно ДСТУ 3792-98;
  - Магнітний аналіз згідно ДСТУ 25114-82;
  - Хімічний аналіз згідно ДСТУ 23581.0:2008.

21. Після підтвердження в лабораторних умовах залежності п.11 даних висновків були проведені промислові випробування.

22. В зв'язку з логістичними обмеженнями по відвантаженню концентрату та неповним завантаженням РЗФ-1 ПРАТ «ПВНГЗК» в період військового стану була можливість задіяти у промислових випробуваннях у якості додаткової стадії збагачення (4-ї стадії) незадіяні у виробництві технологічні секції РЗФ-1 з використанням діючого обладнання РЗФ-1.

23. В якості дослідних секцій була використана основна технологічна секція №18 за класичною трьохстадіальною схемою, а у якості 4-ї стадії – секція №17. Дослідна технологічна схема приведена на рис.2.3.

24. В ході виконання промислових випробувань зафіксовані кількісно-якісні показники роботи секцій №17 та №18 для подальшого визначення впливу 4-ї стадії подрібнення на збільшення заліза загального у концентраті.

25. Першотравневе родовище умовно поділяється на 3 рудних тіла, кожне з яких характеризується 4-ма видами кварцитів: магнетитові, гематит-магнетитові, силікат-магнетитові та магнетит-силікатні. Найбільш якісніша сировина сконцентрована у другому рудному тілі – 64,2% магнетитових кварцитів.

26. Аналіз досліджень показав, що вихідна сировина нестабільна за своїми технологічними параметрами, має тонкокристалічну структуру та різний показник збагачуваності, що також впливає гранулометричний, мінеральний та хімічний склад концентрату.

27. На даний час магнітні методи збагачення не дозволяють отримати високоякісні концентрати збідніння родовищ, зокрема Першотравневого. Окремо на розбудження концентрату впливають включення силікатних мінералів, які мають тонкозернисту форму та представлені у вигляді зростків. Дані зростки важко вилучити методом магнітної сепарації.

28. Хімічний аналіз концентрату показує, що масова частка заліза загального складає 66,5%, заліза магнетитового 61,9%,  $\text{SiO}_2$  - 7,94% (табл. 3.3.).

29. Аналіз мінералогічного складу концентрату виявив, що концентрат представлений в рудними (88,4%) мінералами: магнетитом - 82,1% та гематитом - 6,3%. Інші мінерали представляють собою різні силікати, карбонати, гідроокисли заліза – 1,5%. Нерудні мінерали у вигляді кварцу складають 7,9%. Зі шкідливих домішок присутні сульфід та апатити – 2,2% (табл. 3.3 та 3.4). Мінеральні зерна корисного компоненту в рядовому концентраті представлені, в основному, класом  $-0,045+0,02$  мм.

30. У гранулометричному складі концентрату (табл. 3.5) виділяються наступні фракції (мм): +0,071; -0,071+0,056; -0,056+0,045; -0,045+0,02; -0,020. Мономінеральні частинки магнетиту накопичені в тонкозернистій фракції наступних класів: - 0,056+0,045 мм – 89,7%; - 0,045+0,02 мм – 93,7% та в класі - 0,02 мм – 98,1 %. В крупніших фракціях показник мономінеральних часток зменшується, але збільшується показник наявності бідних зростків та нерудних частин.

31. Доведено, що якість концентрату залежить від таких фізичних властивостей вихідної руди: міцність, збагачуваність та розкриття. В свою чергу, розкриття мінералів найбільш технологічно зв'язано з часом подрібнення та послідуною масовою частиною класу -0,044мм к продукті. Саме цей параметр потрібно досліджувати як можливий метод підвищення якості концентрату. Для руд Першотравневого родовища найбільший ступінь розкриття магнетиту та кварцу спостерігається у класі -0,044мм + 0мм.

32. Випробування у лабораторних умовах показали, що виконавши подрібнення зразку руди на протязі 80 хвилин (імітація IV-ї стадії), можливо збільшити масову частку класу мінус 0,045мм до 99,5-99,6%, що, в свою чергу, дозволяє отримати концентрат з масовою часткою заліза загального 69,4-69,6%. Аналогічні показники були підтверджені контрольною пробою, подрібнення і збагачення якої було виконано з поетапним виведенням немагнітної фракції, що імітувало технологічну схему РЗФ-1 ПРАТ «ПВНГЗК». Але потрібно зауважити, що досліди виконані в лабораторних умовах, які приближені до ідеальних та з використанням водопровідної води. Тому є доцільним враховувати понижуючий коефіцієнт на лабораторні умови.

33. Промисловими випробуваннями доведено, що за рахунок використання IV-та стадії подрібнення можливо збільшити масову частку класу мінус 0,045мм до 97,9-98,7%, а масову частку класу мінус 0,033мм – до 96,7-97,5%, що, в свою чергу, впливає на масову частку заліза загального у кінцевому концентраті та дозволяє отримати показник  $Fe_{заг.}$  на рівні 68,0%. Середній приріст масової частки заліза загального по технологічній схемі промислових випробувань склав 3%.

34. Рекомендаціями до запропонованої технологічної схеми є:

- Проведення періодичних генеральних опробувань роботи секцій на відповідність технологічним показникам.
- Подача рудної шихти Першотравневого родовища у відсотковому відношенні не повинна перевищувати 35-36% важкозбагачуваних руд при показнику 60% та більше легкозбагачуваних руд.
- Збагачуваність рудної шихти повинна бути не нижче 67,6%.
- Годинне навантаження для вихідних показників руди складає 186 т/год по руді та потребує корегування в залежності від якості вихідної руди.

35. На підставі лабораторних та промислових випробувань з підвищення масової частки заліза загального у магнетитовому концентраті ПРАТ

«ПВНГЗК» до показника 68% запропонована технологія впровадження IV-ї стадії подрібнення руди на діючому обладнанні з метою збільшення класу мінус 0,045мм до 98,7%, а класу мінус 0,033мм – до 97,5%. Такий ступінь подрібнення забезпечує зростання масової частки рудних зерен в концентраті у класі мінус 0,045мм з 80% до приблизно 92-93%.

36. Технологічна схема складається з двох частин: основна секція збагачення (3-х стадіальна) та секція дозбагачення (4-та стадія подрібнення). У якості IV-ї стадії подрібнення використовуються обладнання II-у або III-ю стадії подрібнення сусідніх секцій, які виведені у простій (причини простою секцій вказані у висновках розділів 1 та 2). Схема реалізується на діючому обладнанні РЗФ-1 без встановлення нового обладнання, що мінімізує додаткові капітальні витрати.

37. Рекомендована додаткова IV-та стадія подрібнення на секції дозбагачення включає наступні операції (окрім основної секції – 3х стадіального збагачення, згущення та фільтрування):

- Класифікація IV -ї стадії;
- Подрібнення IV -ї стадії;
- Знешламлення III -ї стадії;
- Мокра магнітна сепарація V-ї стадії (другий прийом)

38. Розрахована кількісно-якісна та водно-шламова схеми згідно з рекомендованою схемою збагачення. Основні розрахункові показники наступні:

- Масова частка заліза загального у вихідній руді – 35,42%;
- Масова частка заліза загального у концентраті – 68,00%;
- Вихід концентрату – 42,04%.
- Вилучення заліза у концентрат – 80,71%;

Основні питомі показники:

Технічна вода (з урахуванням 10% технологічних потреб):

- 23,42 м<sup>3</sup>/год на 1 тонну руди;
- 55,72 м<sup>3</sup>/год на 1 тонну концентрату.

Електроенергія:

- 38,27 кВт\*год на 1 тонну руди;
- 91,02 кВт\*год на 1 тонну концентрату.

39. Розрахункова річна собівартість концентрату за основними ресурсами складає: 6 141 552 тис. грн. для 3-х стадіальної та 7 518 509 тис. грн. для 4-х стадіальної схеми.

40. Розрахункова питома собівартість 1 тони концентрату за основними ресурсами складає: **627,5 грн/т** для 3-х стадіальної та **768,2 грн/т** для 4-х стадіальної схеми.

41. Річний розрахунковий економічний ефект за рекомендованою 4-х стадіальною технологічною схемою складе **641 168 тис. грн.** або **15 546 тис. дол.**



## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Світова торгівля залізною рудою у 2023 році зросла на 5% р./р. [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://gmk.center/ua/news/svitova-torgivlya-zaliznoju-rudoju-u-2023-roci-zrosla-na-5-r-r/> - Заголовок з екрану. (Дата звернення 20.09.2024);
2. Україна за підсумками 2023 року скоротила експорт залізної руди на 26% р./р. [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://gmk.center/ua/news/ukraina-za-pidsumkami-2023-roku-skorotila-eksport-zalizoiv-rudi-na-26-r-r/> - Заголовок з екрану. (Дата звернення 20.09.2024);
3. Українські ГЗК підвищать вміст заліза у товарній сировині [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://gmk.center/ua/news/ukrainski-gzk-pidvishhat-vmist-zaliza-u-tovarnij-sirovini/> - Заголовок з екрану. (Дата звернення 21.09.2024);
4. Білецький В.С., Смирнов В.О. Переробка і якість корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, 2005.- 324с.;
5. Анализ состояния и приоритетные направления повышения эффективности открытой разработки железорудных месторождений Украины [Електронний ресурс]. – Режим доступу: [http://www.irbisnbuv.gov.ua/cgi-bin/irbis\\_nbuv/cgiirbis\\_64.exe?I21D&BN=LINK&P21DBN=UJRN&Z21ID=&S21REF=10&S21CNR=20&S21STN=1&S21FMT=ASP\\_meta&C21COM=S&2\\_S21P03=FILE=&2\\_S21STR=znpngu\\_2017\\_50\\_12](http://www.irbisnbuv.gov.ua/cgi-bin/irbis_nbuv/cgiirbis_64.exe?I21D&BN=LINK&P21DBN=UJRN&Z21ID=&S21REF=10&S21CNR=20&S21STN=1&S21FMT=ASP_meta&C21COM=S&2_S21P03=FILE=&2_S21STR=znpngu_2017_50_12) – Заголовок з екрану. (Дата звернення 21.10.2024);
6. Олейник Т.А., Скляр Л.В., Олейник М.О., Скляр А.Ю. Особенности флотации железных руд // Збагачення корисних копалин. – 2017. – Вип. 67(108);
7. А.Г. Темченко, О.А. Темченко, В.В. Коробійчук, Н.А. Шевчук, І.А. Піскун. Оцінка енергоефективності збагачуваності залізородної сировини в умовах формування екоіндустріальних парків. – 2022. Режим доступу: [https://www.researchgate.net/publication/366652711\\_Ocinka\\_energoefektivnosti\\_zbagacuvanosti\\_zalizadorudnoi\\_sirovini\\_v\\_umovah\\_formuvanna\\_ekoindustriialnih\\_parkiv](https://www.researchgate.net/publication/366652711_Ocinka_energoefektivnosti_zbagacuvanosti_zalizadorudnoi_sirovini_v_umovah_formuvanna_ekoindustriialnih_parkiv) – Заголовок з екрану. (Дата звернення 05.10.2024);
8. Оптимизация схемы переработки магнетитовых руд месторождения в Западной Австралии [Електронний ресурс]. Режим доступу: <https://www.glencoretechnology.com/.rest/api/v1/documents/bab593977487f6492cd90bcee310a11d/Optimising+Western+Australia+Magnetite+Circuit+Design+%28Russian%29.pdf> – Заголовок з екрану. (Дата звернення 02.10.2024);
9. Технологічна інструкція ПІ-277-01-21. Виробництво концентрату на рудозбагачувальній фабриці №1 ПРАТ «ПівнігЗК». – 2021.

10. Млини барабанні [Електронний ресурс]. – Режим доступу: [https://uk.wikipedia.org/wiki/%D0%9C%D0%BB%D0%B8%D0%BD%D0%B8\\_%D0%B1%D0%B0%D1%80%D0%B0%D0%B1%D0%B0%D0%BD%D0%BD%D1%96](https://uk.wikipedia.org/wiki/%D0%9C%D0%BB%D0%B8%D0%BD%D0%B8_%D0%B1%D0%B0%D1%80%D0%B0%D0%B1%D0%B0%D0%BD%D0%BD%D1%96) – Заголовок з екрану. (Дата звернення 30.09.2024);
11. Battle of the Mill - Grid Ball Mill VS Overflow Ball Mill. [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://www.ftmmachinery.com/blog/grid-ball-mill-vs-overflow-ball-mill.html> – Заголовок з екрану. (Дата звернення 03.10.2024);
12. Техніка і технологія збагачення корисних копалин. [Електронний ресурс] : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво» / В. Г. Кравець, В. С. Білецький, В. О. Смирнов ; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові дані.– Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2019. – 286с.
13. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Основи техніки та технології збагачення корисних копалин : навч. посібн. Київ : Видавництво Ліра-К 2020. 634 с.
14. Смирнов Ю. Вертикальные мельницы Vertimill®: эффективно и доступно // Горная промышленность. – 2013. – Вып.2 – С. 82.
15. Губин Г.В., Хованец В.А., Лотоус В.В., Равинская В.О. Пути дальнейшего повышения качества железорудных концентратов на ЧАО «Полтавский ГОК» в современных условиях. // Вісник ЖДТУ, 2018. - №1(81).
16. Олійник Т.А. Перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд // Збагачення корисних копалин, 2018. – Вип. 69(110);
17. Олійник Т.А. Тонке грохочення як спосіб вирішення технологічних питань при виробництві високоякісних залізних концентратів // Вісник Криворізького національного університету, 2023. – Вип. 57;
18. Шляхи підвищення масової частки цінного компонента в товарному концентраті ПРАТ «ПівнГЗК» [Електронний ресурс]. Режим доступу: <http://ir.nmu.org.ua/handle/123456789/151085> - Заголовок з екрану. (Дата звернення 12.10.2024);
19. Равінська В.О. Обґрунтування технології дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів // Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису. ДВНЗ «Криворізький національний університет» Міністерства освіти і науки України. – Кривий Ріг, 2019. – 248 с.;
20. Журнал «Горная промышленность» №2 2013, с. 82. [Електронний ресурс]. Режим доступу: <https://mining-media.ru/ru/article/drobilka/4381-vertikalnye-melnitsy-vertimill-effektivno-i-dostupno> - Заголовок з екрану. (Дата звернення 12.10.2024);
21. С.О Довгий, М.М. Коржнев (ред.), О.М. Трофимчук та ін. Геологічна будова та сучасні геолого-економічні й екологічні умови видобутку і переробки залізних руд Криворізько-Кременчуцької зони / НАН України, Інститут телекомунікацій і глобал. інформ. Простору//. –К.: Ніка-Центр, 2017. – 208 с. ;

22. В.В. Филенко Повышение качества магнетитового концентрата. Минералогический аспект / Записки Українського мінералогічного товариства, том 8, 2011. – с. 208 – 211;
23. Журавлева Е.С. Научное и экспериментальное обоснование электрохимических методов повышения технологических показателей переработки черновых магнетитовых концентратов. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технологических наук. – М.: 2017. – с.11, с. 5;
24. Олійник Т. А. Особливості процесу рудопідготовки на ПАТ "ПівнГЗК" / Т. А. Олійник, І. В. Хмель, І. А. Коржан, М. О. Олійник // Гірничий вісник. - 2015. - Вип. 99. - С. 174-180. [Електронний ресурс]. Режим доступу: [http://nbuv.gov.ua/UJRN/girvi\\_2015\\_99\\_40](http://nbuv.gov.ua/UJRN/girvi_2015_99_40) - Заголовок з екрану. (Дата звернення 20.10.2024);
25. Олійник М.О. Особенности раскрытия зерен при обогащении полиминерального сырья // Вестник Национального технического университета «ХПИ». Тематически выпуск: «Химия, химическая технология и экология». – Харьков: НТУ «ХПИ». – 2010. - №66. – С. 121-129. [Електронний ресурс]. Режим доступу: <https://core.ac.uk/download/pdf/162863899.pdf> - Заголовок з екрану. (Дата звернення 20.10.2024);
26. Олійник М.О. Изучение технологических свойств минералов и полиминеральных включений "гематит-ильменит" коренных титансодержащих руд // Збагачення корисних копалин: Наук. –техн. зб. – 2013. – Вип. 56(97). – С. 53-67.
27. Филенко В.В. Повышение качества магнетитового концентрата. Минералогический аспект / Записки Українського мінералогічного товариства, том 8, 2011. – с. 208 – 211;
28. Про затвердження Правил охорони праці під час дроблення і сортування, збагачення корисних копалин і огрудкування руд та концентратів [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0666-18#Text> - Заголовок з екрану. (Дата звернення 29.10.2024);
29. Про затвердження Правил пожежної безпеки в Україні [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0252-15#Text> – Заголовок з екрану. (Дата звернення 29.10.2024);