

**ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»**

Гірничо-металургійний факультет

Кафедра гірничої справи

«Допущено до захисту»  
Гарант ОПП

Костянтин ЛЕВЧЕНКО

**КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА**

на здобуття освітнього ступеня магістра

за підсумками виконання освітньо-професійної програми

«Технології збагачення корисних копалин»

за спеціальністю 184 Гірництво

**на тему «Підвищення якості залізорудного концентрату на ПРАТ  
"ПівнГЗК" за рахунок використання операції тонкого грохочення»**

Керівник роботи

Костянтин ЛЕВЧЕНКО

Консультант від  
бази практики

Кирило СУКІАСЯН

*Кваліфікаційна робота містить результати власних досліджень. Використання ідей,  
результатів і текстів інших авторів мають посилання на відповідне джерело*

Здобувач



Євгеній САЄНКО

Підсумкова оцінка за атестацію			
--------------------------------	--	--	--

Голова ЕК

Андрій РТИЩЕВ

Запоріжжя 2024

## ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет гірничо-металургійний  
Кафедра гірничої справи  
Ступінь вищої освіти магістр  
Спеціальність ОПП 184 Гірництво  
Технології збагачення корисних копалин

ЗАТВЕРДЖУЮ

Гарант ОПП

Костянтин ЛЕВЧЕНКО

03.04.2024 р.

ЗАВДАННЯ  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРАСаєнко Євгеній Володимирович

(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)

1. Тема роботи Підвищення якості залізорудного концентрату на ПРАТ "ПівнГЗК" за рахунок використання операції тонкого грохочення

керівник роботи Левченко Костянтин Анатолійович, к.т.н., доцент  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом Університету від №238/14.10.2024  
від 14.10.2024 р.

2. Термін подання роботи 10.02.2025

3. Вихідні дані до роботи Навчальна література, методична література з дипломування, науково-дослідницькі роботи з тематики збагачення магнетитових кварцитів, літературні джерела, технологічні інструкції, дані ПРАТ «ПівнГЗК» м. Кривий Ріг, результати власних експериментів та досліджень тощо

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань)

Анотація. Зміст. Вступ. 1. Технологічний розділ 2. Спеціальний розділ Висновки. Перелік використаних джерел. Додатки.

5. Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): кількісно-якісна схема збагачення

6. Консультанти по роботі, із зазначенням розділів роботи, що їх стосуються

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
1	
2	

7. Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи
1	Збір матеріалу. Написання технологічного розділу	01.02.2025
2	Написання спеціального розділу.	08.02.2025
3	<i>Оформлення роботи</i>	10.02.2025
4		

Здобувач

(Євгеній САЄНКО)

Керівник роботи

(Костянтин ЛЕВЧЕНКО)

## АНОТАЦІЯ

Саєнко Євгеній Володимирович. Підвищення якості залізорудного концентрату на ПРАТ "ПівнГЗК" за рахунок використання операції тонкого грохочення. – Кваліфікаційна праця на правах рукопису.

Кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня магістра за спеціальністю 184 Гірництво, ОПП «Технології збагачення корисних копалин» – ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», Запоріжжя, 2025.

Об'єктом дослідження є технологія збагачення магнетитових кварцитів.

Предметом дослідження є операція тонкого грохочення в схемах збагачення магнетитових руд.

У першому розділі проаналізована сировинна база гірничозбагачувального комбінату, умови видобутку та транспортування руди на збагачувальну фабрику, технологія збагачення магнетитових кварцитів, вимоги до концентрату.

В другому розділі надано аналіз рішень, щодо підвищення якості концентратів магнітного збагачення магнетитових руд. Наведені їх переваги та недоліки. Приведені результати випробування операції тонкого грохочення на концентраті магнітного збагачення Центрального ГЗК, що дало змогу розрахувати прогнозовані показники збагачення.

В результаті показана можливість в умовах ПівнГЗК підвищити вміст заліза в магнетитовому концентраті до 66,9% за рахунок застосування операції тонкого грохочення.

Робота складається із: 44 с., 4 рис., 7 табл.,

**КЛЮЧОВІ СЛОВА** Магнетитові руди, збагачення, тонке грохочення, розділове число, прогнозовані показники збагачення.

## ЗМІСТ

	Вступ.....	6
1	Загальні відомості, щодо ПрАТ «Північний ГЗК».....	7
1.1	Сировинна база комбінату.....	7
1.2	Видобуток та транспортування руди.....	10
1.3	Технологічна схема збагачення магнетитових руд Північного гірничо-збагачувального комбінату.....	12
1.4	Налагодження технологічного процесу.....	21
1.5	Складування та відвантаження концентрату.....	22
1.6	Контроль під час виробництва концентрату.....	24
1.7	Вимоги до якості концентрату	25
2	ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ КОНЦЕНТРАТУ ПІВНГЗК.....	27
2.1	Аналіз існуючих заходів.....	27
2.2	Аналіз застосування тонкого грохочення.....	30
2.3	Розрахунок прогнозованих показників збагачення.....	37
	Висновки.....	42
	Перелік джерел посилання.....	43

## Вступ

Північний гірничо-збагачувальний комбінат - одне з найбільших гірничо-збагачувальних підприємств України, що має закінчений цикл підготовки сировини для металургійної промисловості: від видобутку залізної руди до виробництва залізорудного концентрату і окатків. Вміст заліза в його концентраті становить 65,5%, але останнім часом, підвищилися вимоги до якості магнетитових концентратів. Конкурентоздатний магнетитовий концентрат повинен вміщувати не менше 66,0% заліза, що значно розширить ринки його збуту.

На кожному гірничозбагачувальному комбінаті, це питання вирішується індивідуальним шляхом, так як це пов'язано із характерними особливостями кожного родовища. В першу чергу це стосується розміру вкраплення магнетиту в руді, характеру його зростання із породними мінералами, здатністю розкриватися під час подрібнення та відповідно збагачуватися.

Тому метою роботи є вдосконалення схеми збагачення магнетитових кварцитів Північного гірничозбагачувального комбінату з метою підвищення якості концентрату, що випускається.

Для вирішення поставленої мети проаналізовані шляхи підвищення вмісту заліза в концентраті аналогічних підприємств, і показано можливість за рахунок застосування операції тонкого грохочення підвищити якість концентрату до необхідної межі.

## **1. Загальні відомості, щодо ПрАТ «Північний ГЗК»**

ПрАТ «ПівнГЗК» (Північний гірничо-збагачувальний комбінат) є одним із основних підприємств гірничодобувної галузі України, що спеціалізується на видобутку і переробці залізної руди. Підприємство працює на родовищах Криворізького залізорудного басейну, одного з найбільших та найбагатших родовищ залізної руди в світі.

Рішення про будівництво Північного ГЗК ухвалила Рада Міністрів УРСР у вересні 1960 року. У 1962-му на комбінат було відправлено перший ешелон руди з Первомайського кар'єра. Будівництво велося поетапно. Першу збагачувальну фабрику введено в дію у грудні 1963 року, другу – 1978-го. До складу переробного комплексу ПрАТ «ПівнГЗК» входять 2 дробильні фабрики, 2 рудозбагачувальні фабрики, 2 цехи з виробництва обкотишів. Продукція – залізорудний концентрат, офлюсовані котуни.

Електроенергією комбінат забезпечується від системи Дніпроенерго. Водопостачання прісною водою здійснюється водопровідною магістраллю Кривбасводтрест з Карачуновського водосховища, розташованого на р. Інгулець. Для технічних цілей використовується оборотна вода зі шламо-сховища ПівнГЗК.

### **1.1. Сировинна база комбінату**

Сировинною базою ПрАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат» є Першотравневе родовище залістих кварцитів, що розташоване в Тернівському районі м. Кривого Рогу, та Ганнівське родовище залістих кварцитів, що розташоване у північній частині Криворізького залізорудного басейну між північною околицею м. Кривого Рогу та селом Ганнівка, на території Дніпропетровської та Кіровоградської областей.

Першотравневий кар'єр - один з найбільших кар'єрів в Україні. Проектна глибина кар'єру 650 метрів. В даний час кар'єр простягається вшир на 2,5 тис. м, в довжину більше, ніж на 3 км. Глибина кар'єра 400 м. Нижній його горизонт знаходиться на позначці - 285 м.

У будові родовища переважають породи середньої залізорудної світи (*PR1sx*), які стратифіковані на перший, другий, третій, п'ятий, сьомий сланцеві і перший, другий, п'ятий, шостий, сьомий залізисті горизонти. Продуктивними є залізисті кварцити п'ятого і шостого залізистих горизонтів.

П'ятий залізистий горизонт (*PR1sx5f*) складає окремі тектонічні блоки в північно-східній частині кар'єрного поля, складений джеспілітоподібними залізистими кварцитами, серед яких переважають до 90 % – магнетитові. Середній вміст заліза загального – 39,01 %, заліза пов'язаного з магнетитом – 32,9 %. Горизонтальна потужність в окремих тектонічних блоках досягає 150 м.

Шостий залізистий горизонт (*PR1sx6f*) широко розвинений по всьому кар'єрному полю, де переважають до 54 % магнетитові кварцити. Гематит-магнетитові кварцити складають 27 %, силікат-магнетитові різності – 14,5 %. На контактах з породами сьомого сланцевого горизонту розвинені перехідні зони магнетит-силікатних кварцитів, які складають до 4,5 % від усього об'єму горизонту. Середній вміст заліза загального і магнетитового дорівнює, відповідно, 36,34 і 28,05 %. Потужність змінюється від 100 до 360 м, на окремих ділянках – до 400-600 м.

Шостий сланцевий горизонт (*PR1sx6s*) представлений магнетит-біотит-кумінгтонітовими, магнетит-біотит-магнезіорибекітовими, а також близькими за складом кварцитами. Потужність горизонту до 40 м.

На практиці геологорозвідувальних і експлуатаційних робіт на родовищі виділяють три рудні тіла. Крім того, застосовується розділ родовища на ділянки.

Рудні тіла є сукупністю тектонічних блоків, що мають переважно єдине просторове орієнтування. Кожне рудне тіло характеризується особливостями форми, розміру, умовами залягання, складом залізистих кварцитів і інтенсивністю метасоматичних змін.

Ганнівське родовище залізистих кварцитів розташоване в північній частині Криворізького залізорудного басейну.

У геологічній будові родовища беруть участь породи чотирьох свит криворізької серії та осадові кайнозойські відклади.

Корисними копалинами Ганнівського кар'єру є силікатно-магнетитові та магнетито-силікатні кварцити першого залізистого горизонту. Падіння порід західне під кутом 60-70 градусів, у центральній частині – 45-80 градусів.

За вмістом заліза і мінеральним складом горизонт ділиться на лежачу і висячу пачки. У лежачій пачці залягає перехідна підпачка, потужністю від 0 до 10-15 м.

Величина горизонтальної потужності лежачої пачки змінюється в межах 62-340 м (середня – 150-160 м), у північній частині – 46-180 м (середня – 100-110 м).

Середній вміст заліза загального в кварцитах лежачої пачки – 31,6%, заліза магнетитового – 7,7%.

Магнетито-силікатні кварцити висячої пачки за вмістом магнетиту значно бідніші за руди лежачої пачки.

Висяча пачка підрозділяється на чотири підпачки. Залізисті кварцити представлені одним різновидом магнетито-силікатних порід багатших (16-22% заліза магнетитового) у середній частині товщі – друга підпачка, та бідніших (12-16% заліза магнетитового) у висячому та лежачому боках пачки першої та третьої підпачки. Кварцити четвертої підпачки – некондиційні (вміст заліза магнетитового – 8-12%).

Забезпеченість рудника балансовими запасами за проектною продуктивності кар'єра 17 200 тис. тонн - 50 років.

На теперішній час основним постачальником сировини є Ганнівське родовище залізистих кварцитів

## **1.2 Видобуток та транспортування руди**

Видобуток руди на комбінаті ведеться відкритим способом із попереднім розпушенням рудоскельної маси буровибуховими роботами та вивезенням розкривних порід у зовнішні відвали.

Проектом розробки родовища передбачається вибухове подрібнення скельних гірничих порід (з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. Протод'яконова до 20) методом свердловинних зарядів з використанням вертикальних (похилих) свердловин постійного діаметра.

Роботи з формування уступів у скельних породах на постійних і тимчасово неробочих контурах кар'єру виконуються методами контурних вертикальних свердловин перемінної глибини і заряду вибухової речовини (буферні свердловини), попереднього щілиноутворення (похилі, вертикальні свердловини) і постійного діаметра і заряду вибухової речовини: шлангові або розосереджені (заряд-гірлянда).

Вторинне підривання, що включає подрібнення негабариту, методами шпурових та накладних зарядів, та підривання завищеної "підшви" на уступах методами укорочених свердловинних зарядів.

Кар'єр працює за транспортною системою розробки із застосуванням комбінованого автомобільно-залізничного і автомобільно-конвеєрного транспорту, із зовнішнім та внутрішнім розташуванням відвалів розкривних порід.

Розробка родовища по скельних породах ведеться уступами висотою 15 м, по м'яких розкривних породах і в зоні вивітрених порід – 12 м. В якості виймально-навантажувальних механізмів в вибоях і на

перевантажувальних пунктах застосовуються екскаватори ЕКГ-8І, ЕКГ-10, ЕКГ-12К, Hitachi EX-3600-6, на відвальних роботах – ЕКГ-8І, ЕКГ-10. Розробка скельних порід здійснюється з їх попереднім розпушенням буро-вибуховим способом, буріння вибухових свердловин здійснюється верстатами шарошкового буріння типу СБШ-250, Ferdinand і Atlas Copco DM 75.

Автомобільний транспорт представлений парком великовантажних автосамоскидів БілАЗ-75131 – 130 т і САТ-789 – 180 т. Для заїзду технологічного автотранспорту в кар'єр використовується постійна автодорога, що пролягає по східному борту. Автомобільний транспорт забезпечує перевезення гірничої маси від екскаваторних забоїв до корпусів крупного дроблення комплексу центрального поточного транспортування (ЦПТ), до внутрішньокар'єрних перевантажувальних пунктів (ПП), на автомобільні відвали (відвали Західні).

Парк залізничного транспорту представлений тепловозами ТЕ10М і тяговими агрегатами ОПЕ1А в зчепленні з думпкарами 2ВС-105 вантажопідйомністю 105 т. Залізничні колії заведені в кар'єр до горизонту мінус 25 м.

На горизонті мінус 193 м південного борту кар'єру розташовані приймальні облаштування корпусу дроблення ЦПТ, що складаються з двох паралельних похилих конвеєрів відкрито-підземного виконання, загальною продуктивністю 40 млн. т на рік.

Доставка руди із вибоїв на збагачувальну фабрику здійснюється комбінованим транспортом:

– із вибою основний об'єм руди доставляється автотранспортом до приймальних облаштувань ЦПТ горизонт мінус 193 м. Комплекс ЦПТ служить для конвеєрного транспортування руди з кар'єру на поверхню у якості сполучної ланки між автомобільним і залізничним транспортом, з подальшою доставкою на ДЗФ-1. Кількість руди, що подається,

лімітується продуктивністю комплексу і можливостями транспортної схеми;

– із вибою руда доставляється автотранспортом на рудний перевантажувальний пункт, де перевантажується в залізничний транспорт і далі транспортується на ДЗФ-1;

– у разі аварійних простоїв екскаваторів, а також при недотриманні графіків поточного планування, шихтування рудної маси проводиться з використанням руди, що заскладована на внутрішньокар'єрних буферних складах.

### **1.3 Технологічна схема збагачення магнетитових руд Північного гірничо-збагачувального комбінату**

Технологічна схема збагачення рудозбагачувальної фабрики №1 (РЗФ 1) включає:

- три стадії кульового подрібнення і класифікації, що дає змогу подрібнити концентрат до вмісту класу мінус 0,056 мм до 97,0 %;
- три стадії знешламлювання, зокрема:
  - а) дві стадії знешламлювання зливів гідроциклонів;
  - б) третя стадія знешламлення концентрату перед зневодненням;
- п'ять стадій магнітної сепарації;
- зневоднення кінцевого концентрату методом фільтрування за допомогою вакуум-фільтрів.

На першій черзі фабрики перебувають у роботі 6 спарених секцій (№№1-12), на кожній секції по чотири млини; на другій черзі фабрики - 11 секцій (№№17-27), на кожній секції встановлено по три млини. Якісно-кількісна схема першої черги представлена на рис. 1.1. Технологічна схема другої черги аналогічна першій, є лише незначні відмінності у встановленому обладнанні, про що буде зазначено в описі. Показники збагачення за першою і другою чергою практично рівні.

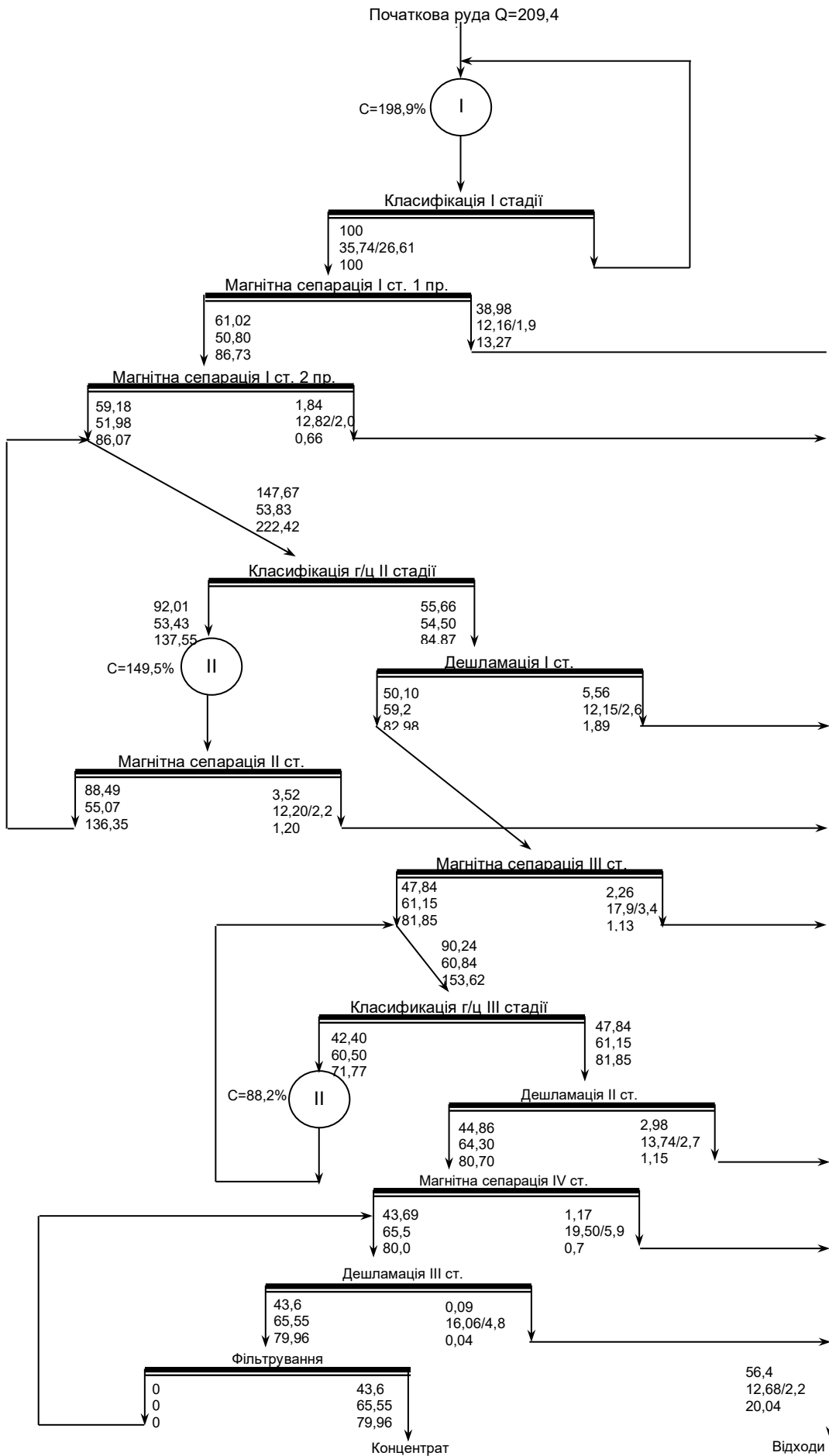


Рисунок 1.1 - Якісно-кількісна схема першої черги РЗФ-1 ПівнГЗК

### *Перша стадія подрібнення і класифікації*

Початкова магнетитова руда і піски спірального класифікатора надходять у млин першої стадії подрібнення, де встановлено кульовий млин з розвантаженням через решітку типу МШР розміром:

- для 1 черги - 3600x4000 мм з корисним об'ємом 36 м<sup>3</sup>;
- для 2 черги - 4000x5000 мм з корисним об'ємом 55 м<sup>3</sup>.

Млини встановлено по одному на секцію.

Млин першої стадії подрібнення працює в замкнутому циклі з двоспіральним класифікатором із незануреними спіралями типу 2КСН-2,4x12,5. На першій черзі в роботі дві одиниці класифікатора на одну спарену секцію, на 2 черзі – одна одиниця на секцію.

Гранулометричний склад куль, що використовуються для млинів першої стадії подрібнення, наступний:

- діаметр 120 мм - 15%,
- діаметр 100 мм - 30%,
- діаметр 80 мм - 35%.

Завантаження млина першої стадії кулями має становити 40% плюс-мінус 5% об'єму млина, що відповідає

- для млинів 1 черги від 58 до 76 тонн,
- для млинів 2 черги від 89 до 116 тонн.

Для ефективної роботи млинів першої стадії подрібнення слід щодоби проводити дозавантаження в них куль діаметром 120 мм відповідно до кількості переробленої руди та її характеристики за міцністю (величиною питомої роботи руйнування).

Продуктивність за вихідною рудою млинів першої стадії подрібнення становить:

- для першої черги від 90 до 115 т/год,
- для другої черги від 175 до 210 т/год,

залежно від твердості та вкрапленості магнетиту в руді, що надходить на РЗФ-1.

Щільність пульпи розвантаження млинів першої стадії має підтримуватися в межах від 2350 до 2450 г/л, що відповідає вмісту твердого від 80 до 84%.

Щільність зливу класифікатора має підтримуватися в межах від 1350 до 1500 г/л.

Щільність пульпи в розвантаженні млина і на зливі класифікатора забезпечується регулюванням подачі води в млин і ванну класифікатора.

Витрата води по секції на цикл першої стадії подрібнення становить від 300 до 400 м<sup>3</sup>/год залежно від циркуляційного навантаження, продуктивності за вихідною рудою і щільності зливу класифікатора.

Для отримання кінцевого концентрату з масовою часткою заліза до 65,7% необхідно в зливі класифікатора мати готового класу мінус 0,056 мм не менше 57%.

#### *Перша стадія магнітної сепарації*

Злив спірального класифікатора першої стадії класифікації надходить на сепарацію першої стадії. З першого барабана промпродукт надходить на переочищення на другий барабан, хвости з першого і другого барабанів спрямовуються у відвал. Два сепаратори становлять один агрегат. У першій стадії магнітної сепарації встановлено магнітні сепаратори ПБМ-ПП-90/250.

Оптимальна щільність живлення сепарації першої стадії становить 1200...1350 г/л, що відповідає вмісту твердого від 23 до 36%.

Витрата води по секції на магнітну сепарацію першої стадії становить 250...420 м<sup>3</sup>/год.

Для секцій 1 черги №№1-12 у роботі має бути не менше двох агрегатів, для секцій 2 черги №№17-27 - не менше чотирьох.

### *Друга стадія подрібнення і класифікації*

Концентрат першої та другої стадій магнітної сепарації надходить до першого технологічного зумпфа (на 1 черзі - на непарні секції), куди подається додаткова вода для підтримання необхідної щільності живлення гідроциклонів і забезпечення постійного рівня пульпи в зумпфах. З технологічного зумпфа пульпа насосами VASA HD 7010/200 подається на гідроциклони ГЦ-710. Продуктами гідроциклону є злив і піски. Злив надходить на дешламацію першого прийому, піски – на подрібнення в кульовий млин з центральним розвантаженням другої стадії подрібнення типу МШЦ 3600x5500.

Для стабільної роботи циклу другої стадії класифікації необхідно мати три гідроциклони діаметром 710 мм на секціях №9-12, 17-27 і два гідроциклони діаметром 710 мм на секціях №1-8.

Щільність зливу гідроциклонів у другій стадії класифікації має бути не вищою за 1200 г/л.

Рівень пульпи в зумпфах повинен підтримуватися постійним і не менше 75% висоти зумпфа.

Для отримання концентрату із вмістом заліза до 65,7% необхідно, щоб злив гідроциклонів вміщував готового класу мінус 0,056 мм – 85%.

На 1 і 2 черзі фабрики в другій і третій стадіях подрібнення встановлено млини одного типу – МШЦ 600x5500, з корисним об'ємом 48,5 м<sup>3</sup>.

У другій стадії подрібнення млин працює в замкнутому циклі з гідроциклонами. На секціях №1 - 8 в одній батареї встановлено два гідроциклони діаметром 710 мм; на секціях №9 - 12, 17 - 27 - три гідроциклони діаметром 710 мм.

Кульове завантаження млина має становити 40% плюс-мінус 5% від об'єму млина, а вага куль має становити від 79 до 102 тонн. Завантажуються в млин кулі діаметром 40 мм. Дозавантаження тіл для подрібнення проводиться щодоби, враховуючи обсяги переробленої

руди та її міцність із розрахунку від 0,6 до 0,8 кг на 1 тону переробленої руди.

Щільність пульпи в розвантаженні млина повинна підтримуватися в межах від 1990 до 2200 г/л, що відповідає масовій частці твердого 65...75%.

Витрата води по секціях на цикл другої стадії подрібнення становить від 280 до 400 м<sup>3</sup>/год.

#### *Друга стадія магнітної сепарації*

Подрібнений продукт млина другої стадії подрібнення надходить на другу стадію магнітної сепарації, де на секціях №№ 1-2,-24,25 встановлені одnobарабанні сепаратори типу ПБМ-ПП-90/250, а на секціях №№ 3-8,18,19,22,26,27 - сепаратори ПБМ-ПП-150/200.

На секціях №№ 9-12,20,21,23 у другій стадії магнітної сепарації встановлені сепаратори з протитечійною ванною ПБМ-П-150/200.

Оптимальна щільність живлення магнітної сепарації другої стадії не повинна перевищувати 1600...1650 г/л, що відповідає вмісту твердого в живленні від 50 до 55%. Оптимальна продуктивність сепаратора в цій стадії становить 70...80 т/год.

Витрата води по секції на магнітну сепарацію другої стадії становить 100...250 м<sup>3</sup>/год.

На секціях №№1-2,24,25 має бути в роботі щонайменше три сепаратори, що працюють, а на секціях №№ 3-12,17-23,26,27 - щонайменше два сепаратори.

#### *Дешламація першого прийому*

Злив гідроциклонів другої стадії класифікації надходить на дешламацію першого прийому, де встановлено магнітний дешламатор типу МД-9А.

Продуктами роботи магнітного дешламатора є злив, що спрямовується у відвал, і піски, які направляються на III стадію магнітної сепарації.

Щільність живлення має бути в межах 1100...1150 г/л, що відповідає вмісту твердого 9...17%. Щільність пісків розвантаження дешламаторів на першому прийомі має становити 1700...1800 г/л, що відповідає вмісту твердого 53...57%.

На секціях №№ 1-12,17-27 працює один дешламатор МД-9А.

#### *Третя стадія магнітної сепарації*

Живленням третьої стадії магнітної сепарації є промпродукт першого прийому дешламації (знешламлення). На 1 і 2 чергах фабрики в третій стадії сепарації встановлені сепаратори типу ПБМ-ПП-150/200.

Оптимальна щільність живлення третьої стадії магнітної сепарації становить 1250...1350 г/л., що відповідає вмісту твердого в живленні 25...35%. Витрата води по секції на магнітну сепарацію становить 200...280 м<sup>3</sup>/год.

На секціях №№ 1-6,18,19,22-27 у роботі мають бути не менше двох сепараторів, а на секціях №№ 7-12,17,20,21 – не менше трьох.

#### *Третя стадія подрібнення і класифікації*

У технологічний зумпф I черги на парних секціях і в другій технологічний зумпф на другій черзі надходить концентрат третьої стадії магнітної сепарації та подрібнений продукт третьої стадії подрібнення; із зумпфів пульпа насосами VASA HD 7010/200 подається на два гідроциклони діаметром 710 мм на 1 черзі (на секціях №№ 9-12 - 3 гідроциклони) та на три гідроциклони діаметром 710 мм на 2 черзі. Піски з гідроциклонів надходять у млин із центральним розвантаженням третьої стадії подрібнення типу МШЦ-3600х5500, які працюють у замкненому циклі з гідроциклонами, а злив - на дешламацію другого прийому.

Щільність пісків гідроциклонів повинна витримуватися в межах 2000...2250 г/л, що відповідає вмісту твердого від 60 до 70%.

Кульове завантаження млина має становити 40% плюс-мінус 5% від об'єму млина, а вага куль має становити від 79 до 102 тонн. Завантажуються в млин тіла для подрібнення типу ЕЧТЗ-1.

Тиск пульпи на вході в гідроциклони має підтримуватися від 1,2 до 2,5 атм. Щільність зливу гідроциклонів залежно від збагачуваності руди не повинна перевищувати 1150 г/л.

Для отримання концентрату із вмістом заліза до 65,7% злив гідроциклонів містить не менше 97% готового класу мінус 0,056 мм.

Витрата води по секції на цикл третьої стадії подрібнення становить 200...450 м<sup>3</sup>.

#### *Дешламація другого прийому*

Злив гідроциклонів третьої стадії класифікації надходить на дешламацію другого прийому, де встановлено дешламатор типу МД-9А.

Щільність живлення має бути в межах 1050...1100 г/л, що відповідає вмісту твердого 7...15%. Щільність пісків розвантаження дешламаторів на першому прийомі має становити 1900...2000 г/л, що відповідає вмісту твердого до 63%.

На секціях №№ 1-12,17-27 у роботі має бути один дешламатор МД-9А.

#### *Четверта стадія магнітної сепарації*

Живленням четвертої стадії магнітної сепарації є промпродукт після другої стадії знешламлення. На I і 2 чергах фабрики в четвертій стадії сепарації встановлені сепаратори типу ПБМ-ПП-150/200.

Оптимальна щільність живлення сепарації четвертої стадії становить 1250...1350 г/л, що відповідає вмісту твердого в живленні 20...25%.

Витрата води по секції на магнітну сепарацію четвертої стадії становить 200...280 м<sup>3</sup>/год.

На секціях №№ 1-6, 18, 19, 22-27 у роботі мають бути не менше двох сепараторів, а на секціях №№ 7-12, 17, 20, 21 – не менше трьох.

Технічні характеристики магнітних сепараторів, що застосовуються в технологічній схемі збагачення ПівнГЗК, наведено в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 - Технічна характеристика магнітних сепараторів

Найменування	Сепаратор ПБМ-ПП-90/250	Сепаратор ПБМ-ПП-150/200	Сепаратор ПБМ-ПП-120/300
1. Крупність матеріалу, мм	1,0-0	1,0-0	1,0-0
2. Продуктивність, т/год	До 90	125...200	250...350
3. Напруженість магнітного поля на: поверхні барабану, кА/м	75	До 118	До 130
відстані 50 мм від поверхні барабану кА/м	36...40	40	50...55
4. Робочий зазор, мм	50	50	50
5. Концентратний зазор, мм	15...17	25...30	25...30
6. Ширина живлення, мм	2300	1850	2970
7. Швидкість обертання барабану, об/хв	26	19	19

Після збагачення на сепараторах готовий продукт транспортується насосами VASA 7010 і VASA 507 на ділянку зневоднення 1 і 2 черги.

#### *Дешламація третього прийому*

На 1 і 2 чергах фабрики в операції дешламації третього прийому встановлені магнітні дешламатори типу МД-9А з розрахунку:

- на першій черзі - три одиниці (для знешламлення і згущення концентрату секцій №№ 1-12),

- на другій черзі - чотири одиниці (для знешламлення і згущення концентрату секцій №№ 17-19, 20-22, 23-25, 26-27 відповідно).

Щільність пісків розвантаження дешламації третього прийому має бути до 1900 г/л, що відповідає вмісту твердого до 60%. Напруженість

магнітного поля намагнічувальних апаратів дешламаторів першого, другого і третього прийомів має становити не менше 55 кА/м.

#### *Фільтрація*

Для зневоднення виробленого концентрату на рудозбагачувальній фабриці № 1 встановлено вакуум-фільтри типу ДОО-160-3,2У: на 1 черзі – 8 одиниць, на 2 черзі – 10 одиниць.

Щільність живлення вакуум-фільтрів повинна підтримуватися в межах 1800 г/л. Для отримання концентрату із вмістом вологи в межах 9,8...10,1% величина вакууму у вакуум-колекторі має бути не нижчою за 0,8...0,82 кг с/см за швидкості обертання дисків 0,45...0,5 об/хв.

### **1.4 Налагодження технологічного процесу**

У разі неузгодженості за якістю і кількістю концентрату, підвищеного вмісту магнітного заліза у хвостах збагачення, підвищеного вмісту вологи в концентраті проводиться налагодження технологічного процесу окремою технологічною лабораторією, при цьому виконуються наступні роботи:

- огляд технічного стану технологічного обладнання; перевірка і регулювання параметрів роботи обладнання з метою встановлення оптимальних величин;
- перевірка рівня заповнення кульових млинів тілами для подрібнення;
- перевірка ваг ЛТМ-1М, ВКТ-4, встановлених на похилих конвеєрах;
- визначення складу рудної шихти, що надходить на збагачувальну фабрику (рудорозбирання і збагачуваність);
- перевірка і регулювання витрати води на фабрику, секцію, операцію збагачення методом виміру щільності продуктів технологічної схеми, у тому числі:

- a) замір і регулювання густини зливів класифікаторів,
- b) регулювання режимів щільності за всіма стадіями збагачення;
  - відбір проб кінцевого і проміжних продуктів збагачення для визначення в них вмісту заліза загального, вмісту вологи і класу мінус 0,056 мм;
  - відбір проб відвальних хвостів і хвостів збагачення за стадіями для визначення вмісту в них заліза загального і магнітного.

### **1.5 Складування та відвантаження концентрату**

За фізичними властивостями залізорудний концентрат є сипучим матеріалом, який з цеху збагачення системою конвеєрів подається на склад концентрату і складається послідовно в конусах.

Концентрат надходить на два склади готової продукції, із секцій №№1-12 на перший склад, із секцій 17-27 - на третій склад.

Місткість складів №№1;2 - по 60 тис. тонн кожен, №№3;4 - по 80 тис. тонн кожен. Концентрат, що відповідає технічним умовам, може подаватися системою конвеєрів безпосередньо у вагони, минаючи склад концентрату.

Концентрат, що не відповідає технічним умовам, складається в окремий конус згідно з «Інструкцією про порядок складування...» і підлягає усередненню і природному сушінню з метою подальшого відвантаження споживачам з підсихтуванням якісного концентрату.

Під час відвантаження у вагони проби для визначення вмісту заліза і вологи в концентраті відбирають працівники відділу технічного контролю комбінату.

Під час зберігання концентрату на складах не допускається засмічення його сторонніми предметами.

До відвантаження споживачам допускається концентрат, що відповідає якісним показникам відповідно до вимог технічних умов, контрактів і договорів.

Транспортування концентрату здійснюється в залізничних вагонах, попередньо звільнених від вантажів, що раніше перевозилися, і очищених від сторонніх предметів.

До залізничних вагонів, що подаються під навантаження концентрату, висуваються такі вимоги:

- вагони повинні бути всередині і зовні очищені і справні, не повинні мати пошкоджень днищ і обшивки;

- конструктивні зазори вагонів мають бути закладені матеріалами, зазори понад 40 мм закладаються дошкою:

- відбір, очищення, підготовка і формування складів, призначених для навантаження концентрату, проводиться на станції «Навантажувальна» залізничного цеху № 3.

Після закінчення підготовчих робіт вагони формуються в партії, пред'являються контролеру ВТК для перевірки і тільки з його дозволу подаються під навантаження.

Відповідальність за якість підготовки вагонів несе майстер навантаження залізничного цеху. Зважування вагонів проводиться згідно з ГОСТ 12409-66.

Технічне обслуговування вагонних ваг ведеться вагоноремонтною дільницею центральної лабораторії. Періодичний контроль правильності зважування вагонів проводиться центральною лабораторією комбінату один раз на квартал.

Про наявність маршруту на навантаження концентрату на експорт майстер навантаження або черговий по станції «Навантажувальна» повідомляє майстра дільниці готової продукції.

Майстер дільниці усереднення і транспортування концентрату дає дозвіл оператору на навантаження концентрату. При надходженні

концентрату в навантажувальний бункер вагар дає сигнал локомотивній бригаді на початок навантаження.

Забір концентрату зі складів №№ 1-4 здійснюється грейферними кранами. З бункера через живильники системою конвеєрів здійснюється навантаження у вагони.

### **1.6 Контроль під час виробництва концентрату**

Основні завдання технічного контролю при виробництві концентрату:

1 Контроль за складом вихідної руди, що надходить на збагачення:

а) визначення класу +20 мм у подрібненій руді згідно з картою випробування і технічного контролю;

б) щогодинний облік переробки руди по секціях згідно з показаннями лічильників конвеєрних ваг;

в) визначення вмісту заліза загального і магнітного у вихідній руді згідно з картою випробування і технічного контролю.

2 Контроль за якістю виробленого концентрату:

а) концентрат секційний, проба відбирається з концентратного жолоба четвертої стадії магнітної сепарації через кожні 2 години - експресна проба, в якій визначається вміст заліза загального; вміст класу мінус 0,056 мм визначається один раз на зміну:

б) концентрат після п'ятої стадії магнітної сепарації відбирають із концентратних жолобів через кожні 2 години, у пробі визначають вміст заліза загального:

в) концентрат загальний, проби відбирають на збірних конвеєрах через кожні 6 годин для визначення вмісту заліза загального і вологи в концентраті.

В експрес-пробах визначається вміст заліза загального, у змінних пробах - вміст заліза загального і магнітного в продуктах збагачення.

### 3 Контроль за втратами заліза у хвостах збагачення.

Відбір проб проводиться з трьох хвостових лотків через кожні 2 години окремо по кожному лотку за допомогою вакуумного пробовідбірника або вручну.

4 Відбір і підготовку проб для хімічного аналізу проводять за ДСТУ-3195-95. ДСТУ-3196-95, проведення аналізів за ГОСТ 23581.18-81, ГОСТ 23581.15-81.

## 1.7 Вимоги до якості концентрату

Концентрат магнетитовий, що надходить з рудозбагачувальної фабрики №1 на ЦПЗ-1,2, повинен відповідати вимогам СТП 277-15-02-06, зазначеним у табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Основні показники щодо якості концентрату

Перелік показників	Залізорудні окатиші		Методи випробувань
	неофлюсовані	високоофлюсовані, офлюсовані	
Масова частка заліза, %	Встановлюється планом виробництва на відповідний період		ГОСТ 23581.18-81
Допустиме відхилення масової частки заліза, %	-0,5		
Масова частка вологи, %	9,8	10,2	ДСТУ 3201-95
Допустиме відхилення масової частки вологи, %	±0,3	+0,3-(-0,6)	
Масова частка кремнезему (SiO <sub>2</sub> ), %	Встановлюється планом виробництва на відповідний період		ГОСТ 23581.15-81
Допустиме відхилення масової частки SiO <sub>2</sub> , %	+0,65		
Масова частка класу мінус 0,056 мм, %	97,0		ДСТУ 3210-95

Питома поверхня концентрату має бути не менше 1800 см<sup>2</sup>/г.

Верхня межа масової частки заліза в концентраті не обмежується. Концентрат не повинен містити сторонніх предметів (металу, тріски, гуми тощо).

### **Висновки.**

У цьому розділі диплома розглянуто сировинну базу Північного ГЗК, технологічну схему збагачення подрібненої руди, умови зберігання та відвантаження концентрату, контроль технологічного процесу під час виробництва концентрату.

## **2. Підвищення якості концентрату ПівнГЗК**

Північний гірничо-збагачувальний комбінат виробляє залізородні концентрати з масовою часткою заліза 65,5...65,7%. Конкурентний магнетитовий концентрат на сьогодні має містити не менше 66%. Тому основним завданням, що стоїть перед комбінатом, є підвищення якості концентрату.

### **2.1 Аналіз існуючих заходів**

Підвищення масової частки заліза в концентратах і зниження втрат цінного компоненту з відходами залишаються основними завданнями збагачення магнетитових кварцитів. Нерідко рішення їх стримується одними і тими ж причинами.

Поступово виникає суперечність між якістю сировини, що постійно погіршується, і необхідністю отримання концентратів вищої якості з одночасним зниженням втрат металу з відходами.

Підвищення якості концентратів і зниження втрат може бути забезпечене наступними заходами.

Встановлено, що при зниженні коливання масової частки заліза в початковій руді з 2 до 1 % впливає на збільшення масової частки заліза в концентраті на 0,4 % із одночасним її зниження в хвостах на 0,3 %. Вихід концентрату збільшується на 0,3 %. Тому необхідно стабілізувати склад рудної шихти, що направляється на збагачення.

Необхідно визначити раціональний розподіл енерговитрат за етапами розкриття рудного матеріалу вибух - дроблення - подрібнення з метою мінімізації витрат по всьому ланцюжку. Результати промислових випробувань, проведених на ІнГЗК з без кульовим подрібненням і на ПівнГЗК з кульовим подрібненням, свідчать про перспективність наряду: годинна продуктивність млинів збільшилася

відповідно на 6...8 і 4%. Масова частка заліза в концентраті підвищилася на 0,05...0,1%. Характерно, що у вказаних випадках вирішувалися протилежні завдання з оптимізації гранулометричного складу підірваної маси: у першому випадку необхідно було отримати збільшену, а в другому – зменшену масу грудки. Однак цей шлях підвищення якості концентрату енергоємний, а досягнені результати недостатньо високі.

Із залученням до переробки все більш бідних руд значення операцій попереднього скидання породи до подрібнення постійно зростає. Найбільш освоєний спосіб для цих цілей це суха магнітна сепарація.

Початкова крупність збагачення на більшості фабрик складає 50...60% класу менше 0,074 мм. В той же час дослідження деяких вітчизняних і зарубіжних авторів показують, що практично для всіх магнетитових залізистих кварцитів доцільно починати збагачення при крупності 4...6 мм, що обумовлено потужністю нерудних прошарків в кварцитах, які і є причиною появи бідних зростків в концентраті, які частково зменшують вміст заліза в кінцевому продукті. При використанні даної схеми в першій стадії збагачення слід застосовувати спіральні класифікатори та гідроциклони великого діаметру та включати наступні операції: класифікацію промпродукту в гідроциклонах великого діаметру і збагаченні зливу і пісків гідроциклонів. Мінерали більшої крупності при відповідному розкритті розділяються краще, ніж дрібні, завдяки їх меншій залишковій намагніченості. Тому головні операції процесу слід використовувати для максимально можливого виділення крупних хвостів. Менша намагніченість грубих магнітних промпродуктів робить позитивний вплив і на подальші операції розділення тонкоподрібнених матеріалів. Порівняно з традиційною, збагачення за такою розгорненою схемою підвищує продуктивність млинів на 10...12% при збереженні масової частки заліза в концентраті, або при збереженні

продуктивності масова частка заліза в концентраті збільшується на 0,7...0,8%. Крім того, може бути отриманий грубозернистий пісок для намивання гребель хвостосховищ, або будівельних цілей. Для вивчення цього питання необхідно проводити більш глибокі дослідження.

При послідовній установці барабанів магнітних сепараторів в кінцевій стадії збагачення на тонкоподрібненому продукті вже другий та наступні прийоми малоефективні і приріст масової частки заліза в них значно менший, ніж на головному барабані цієї ж операції. Основна причина неефективності таких перечищень – утворення стійких флокул на головному барабані.

Промислові експерименти свідчать про те, що при розбитті флокул шляхом подачі промпродукта з першого на другий прийом збагачення насосом другий барабан працює як головний і масова частка заліза в концентраті може бути підвищена на 0,5...0,6%. Для зниження втрат і економії технологічної води промпродукт другого прийому необхідно повертати в процес. Для підвищення якості концентрату необхідно також пам'ятати про такі операції, як розбавлення живлення в кінцевих стадіях магнітного збагачення та рзмагнічування.

Перспективним напрямом підвищення якості концентрату і зниження втрат вважають виділення концентрату у міру розкриття зерен мінералів. Вирішення вказаної проблеми дуже спростить і здешевить процеси знешламлення, фільтрування і огрудкування концентратів. На жаль, для збагачення магнетитових кварцитів поки що немає устаткування для виділення концентратів у міру розкриття мінералів.

Підвищити якість концентрату можливо за рахунок інтенсифікації і поліпшення процесу видалення тонких нерудних частинок і зростків, тобто знешламлення. Знешламлення продуктів збагачення на фабриках перед магнітним збагаченням і кінцевого концентрату проводиться в магнітних дешламаторах. На ПівнГЗК застосовуються

магнітні дешламатори МД-5, але створені і експлуатуються ефективніші дешламатори більших діаметрів 9 і 12 м. Проте вони громіздкі, займають велику площу, а при знешламленні концентрату малоефективні.

Останнім часом розроблені більш довершені технологічні схеми і реагентні режими флотаційної і магнітно-флотаційної доводки концентратів, що впроваджені на Полтавському та Інгuleцькому ГЗК. Така технологія при невеликій витраті (100...150 г/т) тільки одного малотоксичного реагенту-збирача може бути застосована для продукту грубішого подрібнення, що вельми сприятливо позначиться на подальших операціях переробки і в цілому на техніко-економічних показниках. Масова частка заліза в концентраті при цьому підвищиться на 2...4 %.

## **2.2 Аналіз застосування тонкого грохочення**

Ще у 80-х роках минулого століття науково-дослідним та проектним інститутом "МЕХАНОБРЧЕРМЕТ" було виконано гранулометричний та мінералогічний аналіз концентратів низки ГЗК Кривбасу, що випускався в ті роки, в тому числі і Північним ГЗК (табл. 2.1).

Гранулометричний склад концентратів наведено у табл. 2.1, а мінералогічний – у табл. 2.2.

Таблиця 2.1 – Розподіл заліза за класами крупності  
у концентратах деяких ГЗК Кривбасу

Клас крупності, мм	НКГЗК («АрселорМіттал Кривий Ріг»)			ПівнГЗК			ІнГЗК		
	Вихід, %	Вміст заліза, %	Вилу- чення, %	Вихід, %	Вміст заліза, %	Вилу- чення, %	Вихід, %	Вміст заліза, %	Вилу- чення, %
+0,074	7,9	38,5	4,7	2,1	22,6	0,7	2,6	34,6	1,4
-0,074 +0,05	11,6	61,5	11,0	4,0	39,5	2,5	6,8	47,2	5,0
-0,05 +0,04	24,8	69,1	26,5	25,9	69,3	27,9	21,6	69,4	23,5
-0,04 +0,03	33,9	68,3	35,8	33,3	69,1	35,8	25,0	69,6	27,3
-0,03 +0,02	13,5	67,7	14,1	14,3	65,7	14,6	16,3	68,0	17,4
-0,02 +0,01	5,1	66,5	5,2	10,3	62,9	10,1	13,8	65,2	14,1
-0,01 +0,005	1,2	59,0	1,1	5,9	59,9	5,5	9,4	56,9	8,4
-0,005	2,0	48,1	1,5	4,2	43,6	2,8	4,5	42,2	3,0
Всього	100,0	64,7	100,0	100,0	64,3	100,0	100,0	63,8	100,0

Як видно, із табл. 2.1 крупний клас +0,074 мм у всіх концентратах наведених ГЗК має низьке значення вмісту заліза, яке відповідає вмісту заліза у початковій руді, що подається на збагачення. Клас -0,074 +0,05 мм у концентратах двох ГЗК (ПівнГЗК та ІнГЗК) має занижений вміст заліза 39,5 та 47,2%, відповідно, що також свідчить про відсутність відкритих рудних зерен.

Основні класи крупності, які в основному і складають концентрат на 80...85% містять 66...69% заліза, і тільки в дрібних шламах також спостерігається зниження вмісту заліза до 42...59%. Завдяки повному видаленню крупних класів, що містять менше 50,0% заліза, можна підвищити якість концентрату на НКГЗК («АрселорМіттал Кривий Ріг») до 66,9%, ПівнГЗК – 66,2%, ІнГЗК – 65,9%. А якщо цю операцію доповнити якісним знешламленням то і вище.

Таблиця 2.2 – Розкриття мінералів за класами крупності  
у концентратах деяких ГЗК Кривбасу

Клас крупності, мм	Вихід, %	Вміст мінеральних зерен, %			
		рудних	багатих зростків	бідних зростків	нерудних
концентрат НКГЗКа					
+0,1	1,2	4,5	27,5	68,0	-
-0,1 +0,074	6,7	20,4	33,8	45,8	-
-0,074 +0,05	11,6	52,5	31,0	16,0	0,5
-0,05 +0,0	80,5	95,0	2,0	1,0	2,0
концентрат ПівнГЗКа					
+0,1	0,1	3,0	22,5	73,0	1,0
-0,1 +0,074	2,0	4,0	23,0	71,0	2,0
-0,074 +0,05	4,0	3,4	25,5	36,7	2,8
-0,05 +0,0	93,9	93,0	1,0	1,0	5,0
концентрат ІнГЗКа					
+0,1	0,2	5,9	29,4	64,5	0,2
-0,1 +0,074	2,4	8,0	30,0	61,2	0,8
-0,074 +0,05	6,8	18,0	26,0	54,5	1,5
-0,05 +0,0	90,6	85,0	2,0	3,0	10,0

Основні класи крупності, які в основному і складають концентрат на 80...85% містять 66...69% заліза, і тільки в дрібних шламах також спостерігається зниження вмісту заліза до 42...59%. Завдяки повному видаленню крупних класів, що містять менше 50,0% заліза, можна підвищити якість концентрату на НКГЗК («АрселорМіттал Кривий Ріг») до 66,9%, ПівнГЗК – 66,2%, ІнГЗК – 65,9%. А якщо цю операцію доповнити якісним знешламленням то і вище.

Також це видно із мінералогічної характеристики розкриття мінералів. Класи крупності +0,1 та +0,074 мм практично не розкриті. Вміст розкритих зерен коливається у межах 4...20%. Для ПівнГЗК цей показник іще нижчий (4...5%), та повне розкриття його руди відбувається при подрібненні до класу крупності –50 мкм. Вміст зростків в даному класі становить 2...5%.

Вперше в Україні операцію тонкого грохочення (видалення класу +0,074 мм) застосували під час збагачення магнетитових кварцитів Кременчуцького родовища на Полтавському (Дніпровському) ГЗК. Застосування цієї операції дозволило підвищити вміст заліза у концентраті на 1,5...2,0%.

Однак ця схема пропрацювала лише 2...4 роки. Причиною відмови від тонкого грохочення стала механічна нестійкість тонких шпальтових грохотів. При грохоченні тонкоподрібненої руди, в якій є незначні домішки глинистих мінералів, останні осідають на шпальтах та зменшують, а в деяких випадках перекривають зазор. (Сідають глинисті частинки на шпальтах тому, що швидкість пристінного шару рідини (пульпи) близька до нуля.) Для регенерації поверхні для просіювання через певні проміжки часу по грохоту наносився механічний удар, який допомагав зірвати осілий матеріал. Однак динамічні навантаження, що виникають, призводили до того, що через 5...6 місяців роботи грохот розсипався. Ширина зазору між шпальтами становила 0,1...0,15 мм. Шпальтові грохота – грохота тонкої роботи, але зварні шви мали незначну міцність.

За останні роки операція тонкого грохочення набула широкого поширення в технологічних схемах збагачення різних типів корисних копалин по всьому світу (Казахстан, Бразилія, США, Канада, Мексика, Україна та інші). Їх застосовують у технологічних процесах переробки техногенних вугільних родовищ; у технологічних схемах діючих вуглезбагачувальних фабрик (для виділення крупнозернистого шламу); у замкнутих циклах подрібнення руд чорних, кольорових та дорогоцінних металів замість гідравлічної класифікації; у схемах збагачення, коли вміст одного з компонентів, що розділяються, у дрібних класах є більшим, ніж у крупних; у технологічних схемах доведення промпродуктів перед їх збагаченням, де потрібна висока точність розділення при відносно невисокій продуктивності.

На збагачувальних підприємствах використовуються грохоти провідних світових виробників: Derrick (США), NHI (Китай), Knelson, Crush Technologies Ltd і Metso. Аналіз літератури виявив недоліки грохотів багатьох компаній, такі як швидкий знос сит, забивання щілин, що знижує ефективність і потребує частого обслуговування.

Найбільш оптимальним для тонкого грохочення визнано високочастотний грохот Derrick, який має наступні переваги, а саме:

- високу точність розділення частинок різної крупності;
- самоочищення сит, що зменшує кількість зупинок обладнання для технічного обслуговування;
- підвищений коефіцієнт живого перетину сит, що забезпечує стабільну продуктивність.

Запропоновані схеми збагачення магнетитових руд з використанням тонкого грохочення в замкнутому циклі подрібнення, із стадіальним виділенням концентрату, із розділенням промпродукту на два сорти, з підвищенням якості концентрату (рис. 2.1).

Необхідно пам'ятати, що застосування операції тонкого грохочення в попередній операції класифікації перед подрібненням вимагає більшого фронту грохочення в порівнянні з тонким грохоченням концентрату, а значить і значно більших капітальних вкладень. Зупиняємося на останньому варіанті, а саме тонкому грохоченні концентрату.

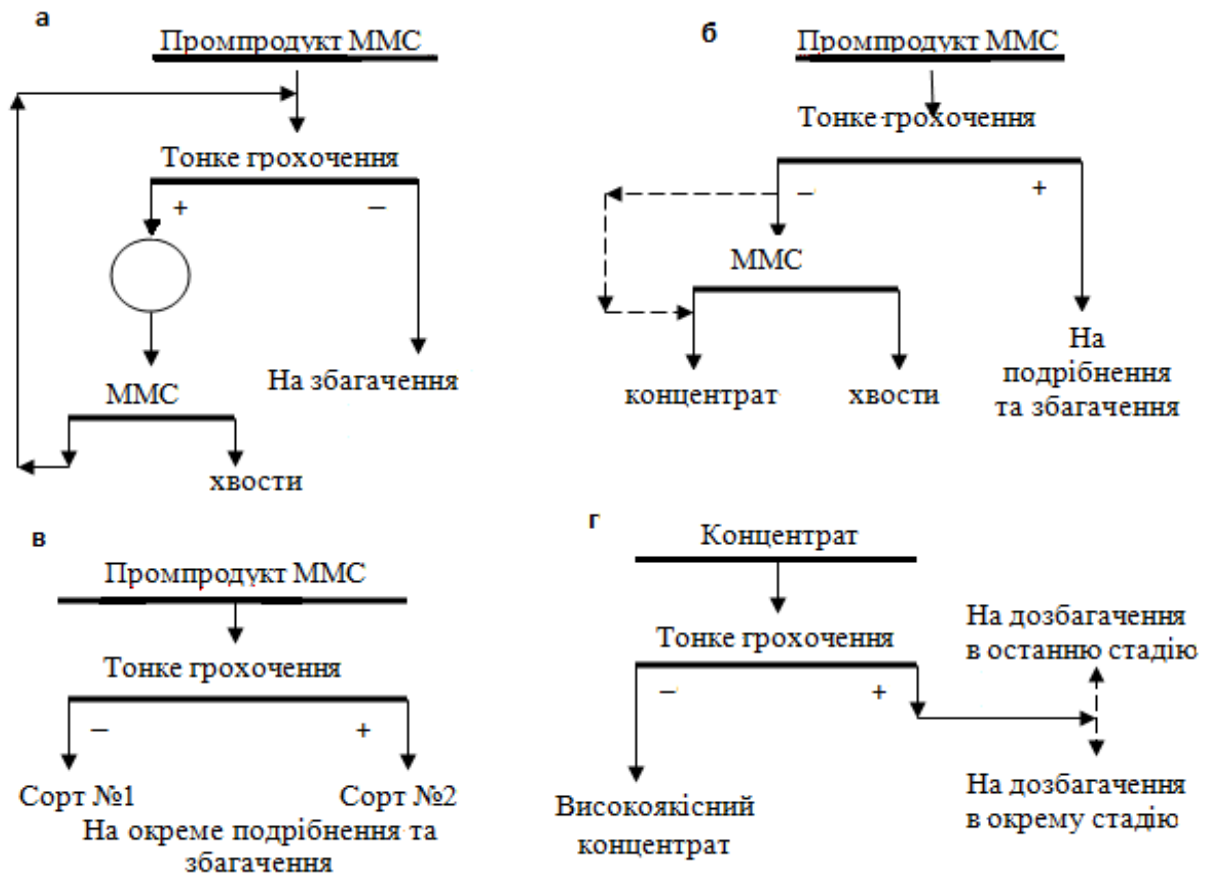


Рисунок 2.1. – Варіанти використання тонкого грохочення у схемах збагачення залізних руд:

- а – замкнутий цикл подрібнення;
- б – стадійне виділення концентрату;
- в – розподіл промпродукту на два сорти;
- г – підвищення якості концентрату

На підставі проведених лабораторних досліджень Криворізьким національним університетом на рудах ПівнГЗК поточного видобутку з використанням грохоту тонкого грохочення фірми Derrick, була запропонована технологічна схема збагачення магнетитових кварцитів наведена на (рис. 2.2), яка включає наступні операції: подрібнення дробленої вихідної руди, магнітне збагачення (I стадія) зливу класификатора, подрібнення магнітного промпродукту, знешламливання

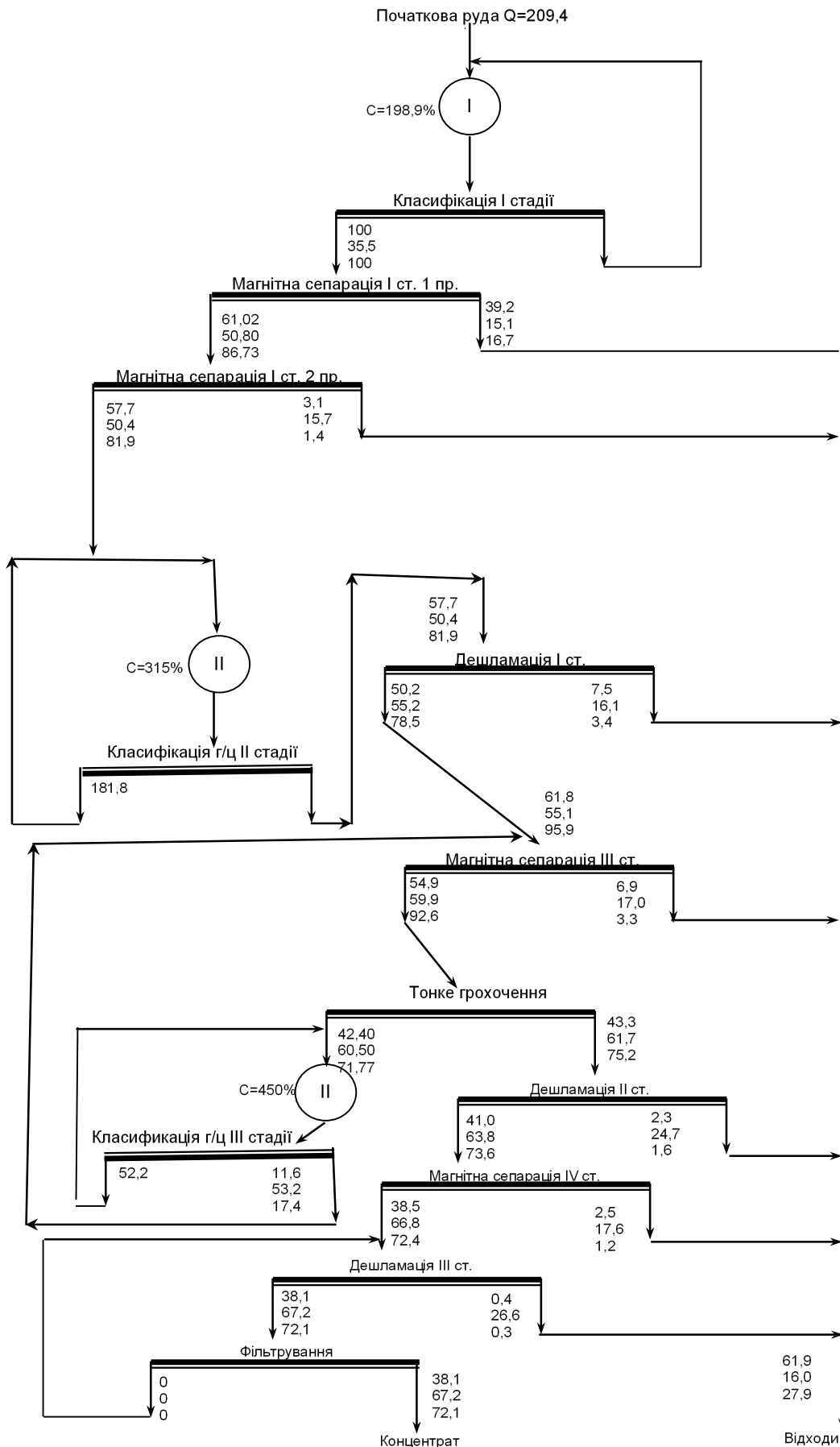


Рисунок 2.2. – Рекомендована технологічна схема збагачення магнетитової руди ПівнГЗК Криворізьким національним університетом

зливу гідроциклону з наступним його магнітним збагаченням (II стадія), грохоченням магнітного продукту за класом 0,063 мм, підрешітний продукт знешламлюється і збагачується на магнітному сепараторі (I). Надрешітний продукт подрібнюється, класифікується. Злив класифікатора повертається на магнітне збагачення на другу стадію. У комплексі це дозволяє збільшити масову частку заліза в концентраті або зменшити питомі витрати на переробку руди. За цією технологією отриманий концентрат містить 67,2% заліза при вилученні – 72,1%.

Вдосконалена схема має недоліки а саме:

– операція класифікації в гідроциклоні передбачена після II стадії подрібнення (на діючій фабриці – перед подрібненням). Відповідно магнітний продукт I стадії збагачення містить до 40...50% розкритих рудних зерен в крупності – 0,05 мм. Таким чином ця частина розкритих зерен направляється на подрібнення і відповідно шламується, що призведе до втрат рудних зерен із однієї сторони, а з іншої шламіві відкриті зерна кварцу будуть захоплені магнетитом у флокули і видалити їх звідти вельми складна річ. Крім того циркуляційне навантаження зростає практично у два рази і становить 315% проти 158% за діючою схемою.

– не коректо виконане моделювання другої стадії подрібнення, тому що використання тонкого грохочення магнітного промпродукту II стадії повинно призвести до зменшення циркуляційного навантаження, а в схемі воно зростає в 5 разів і становить 450% проти 88% за діючою схемою.

### **2.3 Розрахунок прогнозованих показників збагачення**

Відомі дані, щодо використання операції тонкого грохочення концентрату Центрального ГЗК при крупності розділення 0,063 мм та 0,053 мм, які наведені в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Дані, щодо використання операції тонкого грохочення на Центральному ГЗК

Продукт	Крупність розділення			
	0,063 мм		0,053 мм	
	Вихід, %	Вміст класу –50 мкм, %	Вихід, %	Вміст класу –50 мкм, %
Надрешітний	8,3	57,6	27,1	83,8
Підрешітний	91,7	98,6	72,9	98,6
Живлення	100,0	95,2	100,0	94,8

Неважко розрахувати розділові числа вилучення класу –50 мкм у надрешітний та підрешітний продукти розділення [Младецький].

$$E_{-50i} = \gamma_i \cdot \beta_{-50i} / \beta_{-50п}$$

де  $E_{-50i}$  – розділове число переходу класу –50 мкм в  $i$ -тий продукт;  $\gamma_i$  – вихід  $i$ -того продукту;  $\beta_{-50i}$ ,  $\beta_{-50п}$  – вміст класу – 50 мкм відповідно у  $i$ -тому продукті та живленні (початковому продукті).

Неважко ці формули записати для надрешітного та підрешітного продукту:

для підрешітного

$$E_{-50під} = \gamma_{під} \cdot \beta_{-50під} / \beta_{-50п};$$

для надрешітного

$$E_{-50над} = \gamma_{над} \cdot \beta_{-50над} / \beta_{-50п};$$

Аналогічно визначаємо розділові числа для продукту +50 мкм.

Гранулометричний склад концентрату Північного ГЗК надано в технічній літературі.

В такому випадку, при відомих розділових числах не важко визначити прогнозовані показники розділення, а саме тонкого грохочення при використанні ситових панелей із розміром отворів 0,063 мм та 0,053 мм (табл. 2.4, 2.5.).

Таблиця 2.4 – Результати розрахунку при використанні панелей із розміром отворів 0,063 мм

Клас крупності, мкм	Продукт						
	живлення		надрешітний			підрешітний	
	Вихід, %	Вміст заліза, %	Розділове число	Вихід, %	Вміст заліза, %	Вихід, %	Вміст заліза, %
+0,07	0,69	17,3	100	0,69	17,3	0	17,3
+0,056 –0,07	3,0	21,53	73,3	2,20	21,53	0,8005	21,53
– 0,056 +0,044	2,08	60,0	5,02	0,10	60,0	1,98	60,0
-0,044	94,23	67,42	5,02	4,73	67,42	89,49	67,42
Всього	100	65,5		7,73	49,78	92,27	66,86

Таблиця 2.5 – Результати розрахунку при використанні панеле із розміром отворів 0,053 мм

Клас крупності, мкм	Продукт						
	живлення		надрешітний			підрешітний	
	Вихід, %	Вміст заліза, %	Розділове число	Вихід, %	Вміст заліза, %	Вихід, %	Вміст заліза, %
+0,07	0,69	17,3	100	0,69	17,3	0	17,3
+0,056 –0,07	3,0	20,82	79,7	2,39	21,53	0,61	21,53
– 0,056 +0,044	2,08	60,0	22,6	0,47	60,0	1,61	60,0
-0,044	94,23	67,42	22,6	21,32	67,42	72,91	67,42
Всього	100	65,5		24,87	61,49	75,13	66,9

Як видно із розрахунків, зменшення розмірів отворів призводить до підвищення вмісту заліза в концентраті на 0,04% (до 66,9% проти 66,86%). Проте вихід надрешітного продукту збільшується більше ніж в три рази із 7,73% до 24,87%. Це означає, що в надрешітний продукт буде вилучатися більше розкритих рудних частинок із розміром менше 0,056 мм. Тому пропонується застосування операції тонкого грохочення із використанням панелей із розміром отворів 0,063 мм.

Перерахована кількісно-якісна схема збагачення магнетитових руд для умов ПівнГЗК із застосуванням панелей із розміром отворів 0,063 мм представлена на рис. 2.3.

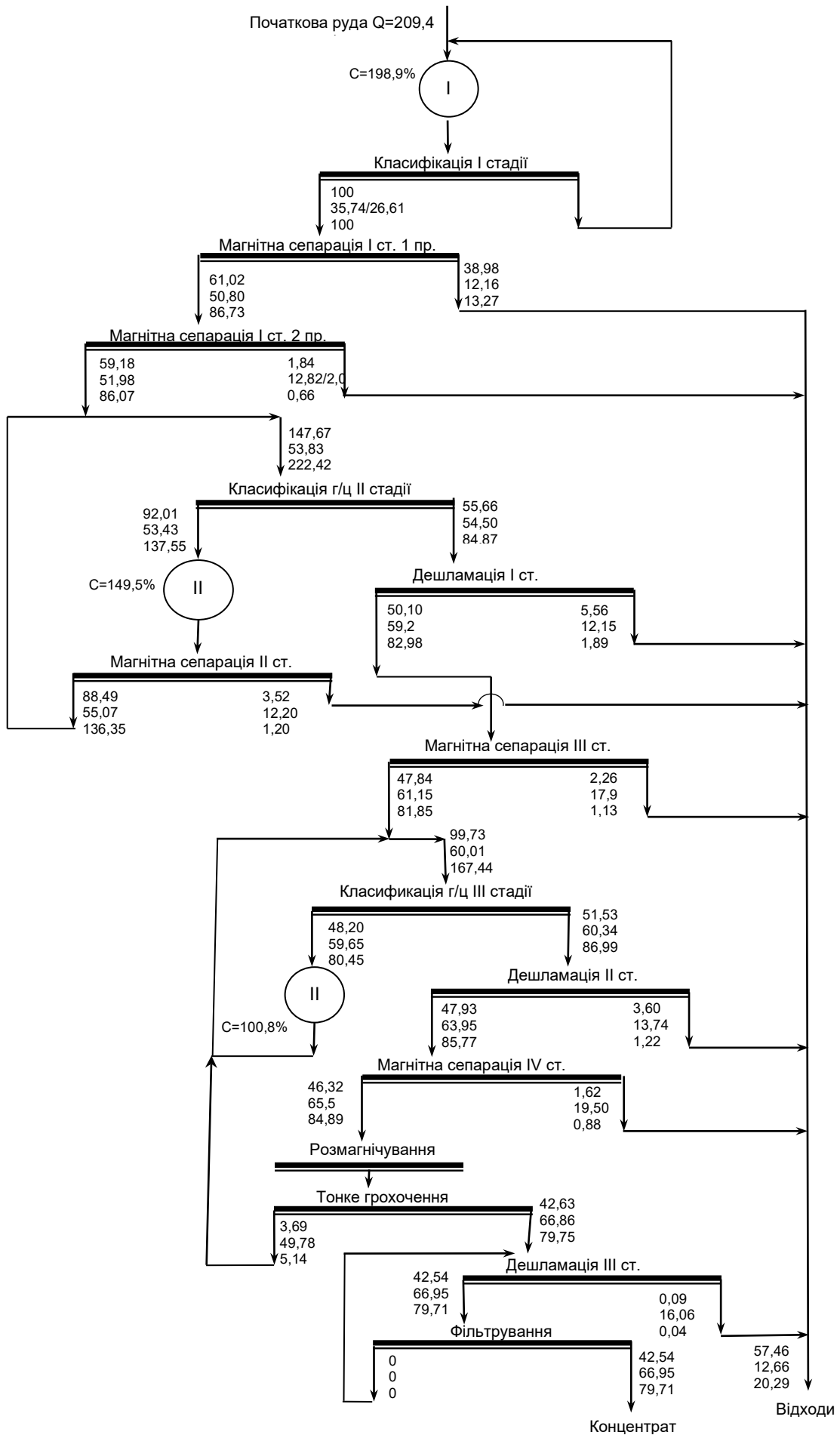


Рисунок 2.3. – Розрахована схема збагачення руди на ПівніГЗК

За результатами розрахунків загальний вміст заліза в концентраті ПівнГЗК підвищиться до 66,9%. Циркуляційне навантаження в третій стадії підвищиться на 12%. Циркуляційне навантаження можливо знизити, якщо надрешітний продукт направити додатково на операцію магнітного збагачення. Але розрахунки за даним напрямом вимагають додаткового дослідження.

### **Висновки**

1. Показана можливість підвищити якість концентрату при збагаченні магнетитових кварцитів ПівнГЗК до вмісту заліза 66,9% зв рахунок використання операції тонкого грохочення концентрату.

## Висновки

1. Розглянуто сировинну базу Північного ГЗК, технологічну схему збагачення подрібненої руди, умови зберігання та відвантаження концентрату, контроль технологічного процесу під час виробництва концентрату. За технологічною схемою, що використовується при збагаченні магнетитової руди на Північному ГЗК вміст заліза у концентраті становить 65,5...65,7%.

2. Розглянуті заходи, щодо підвищення вмісту заліза в концентраті, до яких можна віднести стабілізацію складу рудної шихти, що направляється на збагачення, розподіл енерговитрат за етапами розкриття рудного матеріалу вибух - дроблення – подрібнення, використання сухої магнітної сепарації руди третьої стадії дроблення, зниження крупності живлення млинів I стадії подрібнення та використання магнітної сепарації грубозернистого продукту, виділення концентрату у міру розкриття зерен мінералів, інтенсифікацію і поліпшення процесу видалення тонких нерудних частинок і зростків, тобто знешламливання. Всі вказані процеси дозволяють незначно підвищити якість концентрату, або мають ненадійне устаткування.

3. Основні процеси, що дозволяють суттєво підвищити якість концентрату є використання процесу флотаційного дозбагачення, або тонкого грохочення.

4. Застосування процесу тонкого грохочення в умовах ПрАТ «Північний ГЗК» дозволить отримати концентрати з вмістом заліза понад 66,8%.

## Список використаних джерел

1. Технологічна інструкція виробництва концентрату ПрАТ Північний ГЗК / Кр. Ріг: ПівнГЗК, 2007. 11с.
2. Младецький І.К, Пілов П.І. Технологічні розрахунки показників збагачення корисних копалин: навч. посібник / Д.: НГУ, 2005. 156с.
3. Довідник зі збагачення руд чорних металів під ред. С.Ф. Шинкоренко, М.: Надра, 1980, 527 с.
4. Особенности сухой магнитной сепарации железистых кварцитов всячей пачки Анновского карьера / Т.А. Олейник, и др. Збагачення корисних копалин. Д: НГУ, 2014. Вип. 57(98). С. 120-130.
5. Булах О.В., Хміль І.В., Булах О.О. Тонке грохочення як перспективний метод підвищення ефективності збагачення магнетитових кварцитів. Гірничий вісник. Кр. Ріг: КНУ. 2015. № 100. С.102-105.
6. Ширяев А.А. Використання тонкого грохочення для підвищення якості залізорудного концентрату на збагачувальній фабриці гірничозбагачувального комплексу "АрселорМіттал Кривий Ріг". Вісник КНУ. Кривий Ріг, 2013.
7. Т.А. Олійник, Л.В. Скляр, М.О. Олійник, Н.В. Кушнірук, А. Ю. Скляр І.А. Коржан Використання тонкого грохочення в умовах ПРАТ Півного ГЗК. Збагачення корисних копалин, Д: НГУ 2018. Вип. 69(110) 69-77.
8. Булах О.В. Визначення доцільності використання операції тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів. Збагачення корисних копалин. Д: НГУ. 2017. Вип. 67(108). С. 49-56.
9. Т.А. Олійник Перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд. Збагачення корисних копалин. Д: НГУ. 2018. Вип. 69(110). С. 32-44.

10. А.С. Кірнарський Грохот чи гідроциклон Збагачення корисних копалин. Д: НГУ. 2013. Вип. 53 (94) С. 65-70