

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: «Удосконалення технології збагачення магнетитових кварцитів
Першотравневого родовища ПРАТ «ПівнігЗК» за рахунок зменшення
крупності дробленої руди»

Виконав магістрант групи ЗКК-23м

Стоялов В.В.

Керівник випускної роботи

Олійник Т.А.

Нормоконтролер

Олійник Т.А.

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
_____ Т.А. Олійник
« ____ » _____ 2024 р.

ЗАВДАННЯ

на магістерську роботу студенту
Стоялову Володимирі Володимировичу

1. Тема: «Удосконалення технології збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища ПРАТ «ПівнігЗК» за рахунок зменшення крупності дробленої руди».

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

Затверджено наказом по КНУ №184с від 28.02.2024 року

2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи 01.12.2024р.

3. Вихідні дані по роботі: Вміст заліза у вихідній руді – 35,31 %; Вміст заліза в концентраті – 68,00 %; вміст заліза у відходах виробництва – 11,46 %; продукт живлення кульових млинів – 100 % класу -3 мм за рахунок удосконалення технології рудопідготовки»

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): Вступ. 1. Сучасний стан обладнання та технології рудопідготовки залізистих кварцитів. 2. Об'єкт та методи дослідження. 3. Визначення доцільності впровадження в технології збагачення магнетитових кварцитів високоефективного обладнання для рудопідготовки. 4. Технологічна схема з урахуванням результатів досліджень. 5. Цивільна безпека та охорона праці. 6. Розрахунок ефективності. Загальні висновки. Список використаних джерел.

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

6. Консультанти розділів роботи:

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис; дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1,2,3,4,6	Олійник Т.А., д.т.н., професор		
5	Швагер Н.Ю., д.т.н., професор		

7. Календарний план:

№	Етапи роботи	Термін виконання
1	ВСТУП	01.07.2024-15.07.2024
2	Сучасний стан обладнання та технології рудопідготовки залістистих кварцитів	16.07.2024-15.08.2024
3	Об'єкт та методи дослідження	01.09.2024-15.09.2024
4	Визначення доцільності впровадження в технології збагачення магнетитових кварцитів високоефективного обладнання для рудопідготовки	16.09.2024-30.09.2024
5	Технологічна схема з урахуванням результатів досліджень	01.10.2024-05.11.2024
6	Цивільна безпека та охорона праці	06.11.2024-20.11.2024
7	Розрахунок ефективності Загальні висновки	21.11.2024-30.11.2024
8	Передача роботи на перевірку стосовно академічної доброчесності	06.12.2024
9	Подання на рецензію	09.12.2024
10	Підготовка доповіді. Розробка презентації доповіді	10.12.2024-13.12.2024
11	Попередній захист КРМ	16.12.2024
12	Захист КРМ	18.12.2024

Дата видачі завдання: 28.02.2024 р.

Студент _____ В.В. Стоялов

Керівник роботи _____ Т.А. Олійник

Формат	Зона	Поз.	Позначення	Назва	Кількість	Примітка
				Документація	113	
A4		1	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ПЗ	Пояснювальна записка	113	
A4			КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ	Графічні матеріали	17	
A4		2	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.01	Тема диплому	1	
A4		3	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.02	Актуальність роботи	1	
A4		4	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.12	Мета, предмет та об'єкт дослідження	1	
A4		5	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.04	Аналіз теорії	1	
A4		6	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.05	Методика проведення досліджень	1	
A4		7	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.06	Характеристика вихідної сировини	1	
A4		8	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.07	Результати досліджень	7	
A4		9	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.08	Запропонована технологічна схема	1	
A4		10	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.09	Схема ланцюга апаратів	1	
A4		11	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.10	Оцінка ефективності	1	
A4		12	КНУ.РМ.184.24.184с -12.00. ГМ.11	Загальні висновки	1	

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до роботи магістра містить 113 сторінок, 30 рисунків, 55 таблиць, 26 використаних джерел.

Об'єкт дослідження – технологія рудопідготовки залізистих кварцитів Первомайського родовища для отримання концентрату з масовою часткою заліза загального не менше 68,00% за рахунок доведення класу крупності руди, що поступає на подрібнення кульовими млинами, до 100 % фракції -3 мм.

Предмет дослідження – визначення впливу процесу рудопідготовки на кількісні та якісні показники послідуєчих процесів збагачення.

Мета роботи – удосконалення технології рудопідготовки магнетитових кварцитів Первомайського родовища за рахунок додаткового процесу подрібнення валками високого тиску.

Основа дослідження – можливість зміни якісних характеристик залізорудного концентрату при зменшенні класу крупності вихідної руди для стадій подрібнення кульовими млинами.

Лабораторними дослідженнями та напівпромисловими випробуваннями підтверджено збільшення виходу заліза загального у концентраті та зменшення експлуатаційних витрат за рахунок додаткової стадії дроблення перед кульовими млинами.

За результатами проаналізованих даних запропонована технологічна схема рудопідготовки з попереднім подрібненням вихідної руди для подрібнення кульовими млинами за рахунок подрібнення валками високого тиску в замкненому циклі з віброгрохотом.

Розрахунковий економічний ефект від переоснащення схеми рудопідготовки склав 145,2 млн. грн. на рік.

В розділі 1 виконано аналіз сучасного стану обладнання та технологій рудопідготовки магнетитових кварцитів. В розділі 2 інформацію щодо об'єкту та методів дослідження. В розділі 3 надано інформацію щодо проведення напівпромислових досліджень, визначено доцільність впровадження технології подрібнення валками високого тиску. В розділі 4 запропоновано технологічну схему з переоснащенням. В розділі 5 представлена основна інформація по цивільній безпеці та охороні праці на фабриках переробного комплексу. В розділі 6 виконано розрахунки економічної ефективності від застосування обраної технологічної схеми.

КОНЦЕНТРАТ ЗАЛІЗОРУДНИЙ, РУДОПІДГОТОВКА, ДОСЛІДЖЕННЯ, ПОДРІБНЕННЯ, СХЕМА ТЕХНОЛОГІЧНА, ВИХІД, ПВВТ, ВАЛКИ ВИСОКОГО ТИСКУ, КЛАСС КРУПНОСТІ, ПЕРЕОСНАЩЕННЯ, ЗАМКНЕНИЙ ЦИКЛ.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
РОЗДІЛ 1. СУЧАСНИЙ СТАН ОБЛАДНАННЯ ТА ТЕХНОЛОГІЇ РУДОПІДГОТОВКИ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ	9
1.1. Технології рудопідготовки	9
1.2. Технології рудопідготовки з використання подрібнення валками високого тиску	14
1.3. Механізм руйнування в дробарках ПВВТ	19
1.4. Висновки до розділу 1	21
РОЗДІЛ 2. ОБ'ЄКТ ТА МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕННЯ	23
2.1 Об'єкт дослідження	23
2.2 Методи проведення лабораторних досліджень	33
2.3. Методика проведення напівпромислових випробувань	42
2.4. Висновки до розділу 2	47
РОЗДІЛ 3. ВИЗНАЧЕННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ ВПРОВАДЖЕННЯ В ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ВИСОКОЕФЕКТИВНОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ РУДОПІДГОТОВКИ	48
3.1. Теоретичні основи процесу рудопідготовки	48
3.2. Результати напівпромислових випробувань	49
3.3. Висновки до розділу 3	56
РОЗДІЛ 4. ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА З УРАХУВАННЯМ РЕЗУЛЬТАТІВ ДОСЛІДЖЕНЬ	58
4.1. Модернізована технологічна схема ПРАТ «ПІВНГЗК»	58
4.2. Висновки до розділу 4	99
РОЗДІЛ 5. ЦИВІЛЬНА БЕЗПЕКА ТА ОХОРОНА ПРАЦІ	100
РОЗДІЛ 6. РОЗРАХУНОК ЕФЕКТИВНОСТІ	104
6.1. Розрахунок економічного ефекту по ключовим статтям витрат	104
6.2. Висновки до розділу 6	107
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	108
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	112

ВСТУП

Актуальність теми дослідження.

Україна займає сьоме місце у світі з видобутку залізної руди і володіє близько 20 % її світових запасів. Основні родовища зосереджені в Криворізькому залізорудному басейні, який здатен забезпечувати потреби металургійних підприємств України в повному обсязі.

Ринкові відносини сьогодення вимагають від виробників залізорудної сировини високоякісного продукту, а досягнення кращих якісних характеристик зазвичай вимагає додаткових витрат виробництва.

Крім ринкових відносин у гру вступили і екологічні нововведення підтримані політичними рішеннями міжнародного масштабу, а саме СВМ (Carbon Border Adjustment Mechanism) – механізм транскордонного вуглецевого коригування, який вводиться Європейським Союзом для зменшення вуглецевого сліду імпортованої продукції. Для України, яка експортує значну частину своєї продукції до ЄС, впровадження СВМ означає необхідність адаптації до нових екологічних стандартів, тобто додаткові інвестиції по доведенню виробництв до вимог ЄС. Це важливо для підтримання конкурентоспроможності українських товарів на європейському ринку, інакше ринок доведеться покинути.

Технології збагачення вітчизняних підприємств намагаються не відставати від сучасних виробництв, але все ж таки основані на розробках, які були розроблені в 50х-80х роках минулого століття. Отримання високоякісного концентрату із застосуванням застарілих технологій, на ряді з виснаженням сировинної бази, є задачею майже неможливою. Актуальність розробки нових технічних рішень та удосконалення поточних технологій збагачення є нагальною і є питанням виживання чорної металургії України на світовому ринку.

Підвищення якісних показників та зниження витрат виробництва зазвичай мають обернену пропорцію один до одного, тобто зростання якісних показників тягне за собою підвищення показників витрат на виробництво. Тому має бути комплексний підхід до вирішення цієї задачі по одночасному підвищенню якості концентрату, зниженню питомих витрат виробництва, раціонального використання сировини та зменшення навантаження на навколишнє середовище.

Об'єкт дослідження – технологія рудопідготовки залізистих кварцитів Первомайського родовища для отримання концентрату з масовою часткою заліза загального не менше 68,00% за рахунок доведення класу крупності руди, що поступає на подрібнення кульовими млинами, до 100 % фракції -3 мм.

Предмет дослідження – залежність кількісних та якісних показників подрібнення та магнітного збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища від змінення міцності руди і сил зчеплення між мінеральними частинками за рахунок застосування валків високого тиску.

Мета дослідження – удосконалення технології рудопідготовки магнетитових кварцитів Первомайського родовища за рахунок додаткового процесу подрібнення валками високого тиску.

Завдання дослідження:

- дослідити мінералогічні різновиди та фізико-механічні властивості магнетитових руд Первомайського та Ганнівського родовищ;
- розробити методику проведення досліджень;
- провести аналіз хімічного та мінералогічного складів;
- дослідити подрібнюваність руд;
- провести аналіз продуктів дроблення, подрібнення та збагачення;
- визначити та порівняти показники ефективності поточної технології та технології з врахуванням розробленого рішення;
- розробити заходи з цивільної безпеки та охорони праці.
- розрахувати економічну ефективність схеми збагачення.

Методи досліджень:

- ситовий та рентгенометричний фазовий аналіз (РФА);
- визначення магнітної сприйнятливості руд методом Гюї;
- визначення дійсної та насипної густин за допомогою пікнометра та методом мірного циліндру;
- визначення вологості за допомогою сушильних шаф;
- визначення індексу Бонда;
- визначення параметрів роботи валків високого тиску (питомі продуктивність та зусилля стискання, зносостійкість валків, питоме енергоспоживання, циркуляційні навантаження).

Практичне значення роботи – розробка технічного рішення по переоснащенню існуючої технологічної схеми по збагаченню залізородного концентрату з руди Первомайського родовища для отримання залізородного концентрату марки А-1 (вміст заліза загального >68,00 %).

За результатами досліджень пропонується у якості обладнання для дезінтеграції прес валки високого тиску, що працюють у відкритому циклі з перед кульовим млином, що дасть можливість зменшити на 10% необхідний час подрібнення для досягнення необхідної крупності помелу (70% класу -0,056 мм) порівняно з пробами вихідної руди без попереднього подрібнення в ПВВТ.

РОЗДІЛ 1. СУЧАСНИЙ СТАН ОБЛАДНАННЯ ТА ТЕХНОЛОГІЇ РУДОПІДГОТОВКИ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ

1.1. Технології рудопідготовки

Процеси дроблення, подрібнення і грохочення є основними операціями рудопідготовки, без яких збагачення залізистих кварцитів неможливе. Первинна переробка складається з двох етапів: роз'єднання мінералів (вивільнення зерен цінного мінералу від мінералів пустої породи) та виведення цінних мінералів окремим продуктом.

До першого етапу відносяться процеси дроблення і подрібнення, які розкривають тісно взаємопов'язані між собою мінерали. Крупність зерен, до якої необхідно розкривати матеріал перед збагаченням, визначається розміром вкраплення цінних мінералів і прийнятою технологією збагачення. Ці процеси є найбільш енергоємними і дорогими у циклі збагачення корисної копалини, витрати на них можуть досягати 70 % від усіх затрат на збагачення. Тому удосконалення обладнання і застосування ефективних способів підготовчих операцій мають важливе значення.

До другого етапу відносяться власне процеси збагачення.

Сучасні теоретичні уявлення про процеси дроблення, подрібнення і грохочення мінеральної сировини, основні конструкції технологічного обладнання, його принцип дії і технологічні характеристики, схеми підготовки корисних копалин до збагачення розглянуті в даній роботі [1].

Економічні показники гірничо-збагачувального підприємства залежать як від характеристик сировини, що переробляється, так і від технологій і обладнання, на яких ця сировина переробляється.

До основних характеристик сировини, а саме залізистих кварцитів, відносяться:

- мінералогічний та хімічний склад;
- фізико-механічні властивості;
- структурно-текстурні властивості;
- вологість;
- гранулометричний склад та максимальні розміри;
- інші.

Знання про специфічні особливості сировини, що переробляється, дають можливість розробити таку технологію і використати таке обладнання, яке дозволить дотриматись фундаментального принципу рудопідготовки – не дробити нічого зайвого! Тому основна увага повинна приділятися вивченню фізико-механічних властивостей сировини.

Кінцевий продукт рудопідготовки визначається насамперед максимальним розміром продукту дроблення, який поступає на подальшу переробку у процесі подрібнення. Якщо подальшим процесом являється подрібнення кульовими млинами, то для ефективного подрібнення доцільно довести максимальний розмір продукту дроблення до розмірів, які не перевищують 10 – 13 мм [2].

При виборі найбільш ефективної схеми рудопідготовки проводиться техніко-економічне порівняння використовуваного обладнання, існуючого на ринку обладнання з максимально ефективними показниками і характеристиками, досвід схожих підприємств та рівень сучасного розвитку устаткування та технологій. Крім того, обов'язково необхідно врахувати вплив на суміжні переділи, особливо подальші процеси збагачення. Переробний комплекс у розрізі гірничо-збагачувального підприємства є найбільш витратним і витрати сягають більше 80%, лівова частина яких припадає саме на процеси подрібнення і збагачення. Здешевлення процесів подрібнення і збагачення можна досягти двома шляхами – використання дешевших джерел енергії або підвищення ефективності застосовуваного устаткування.

Одним із варіантів підвищення ефективності застосовуваного устаткування, а саме обладнання процесів подрібнення, є перенесення частини роботи по зменшенню розмірів рудної шихти з млинів на дробарки, в яких ефективність процесу в кілька разів вища. Таким чином на млини подається рудна шихта зі зменшеним розміром сировини, що дозволяє або підвищити продуктивність, або покращити помол і, як наслідок, покращити розкриття зерен [1,2,3].

На рудопідготовчих комплексах пострадянського простору, які займаються переробкою залізистих кварцитів та магнетитових руд, в основному застосовуються чотирьохстадійна у відкритому циклі та трьохстадійна із замкнутим або розімкнутим циклом на останній стадії схеми.

Розглянемо приклад покращення ефективності рудопідготовки на досвіді одного з підприємств, яке переробляє неокислені залізисті кварцити Михайлівського родовища Курської магнітної аномалії, проектна схема рудопідготовки якого представлена чотирьохстадійною схемою дроблення з попереднім грохоченням перед четвертою стадією дроблення та отриманням класу -25 мм не більше 7 % [4,5]. Проекта схема наведена на рис. 1.1.

Погіршення сировинної бази та необхідність збільшення обсягів переробки призвели до збільшення виходу класу +25 мм та підвищення навантаження на дробарки четвертої стадії, що вимагало удосконалення технології рудопідготовки. З метою розвантаження четвертої стадії дроблення та покращення ефективності перед третьою стадією дроблення були встановлені додаткові грохоти, які одразу відсіювали готовий продукт -20 мм. Вдосконалена схема приведена на рис. 1.2.

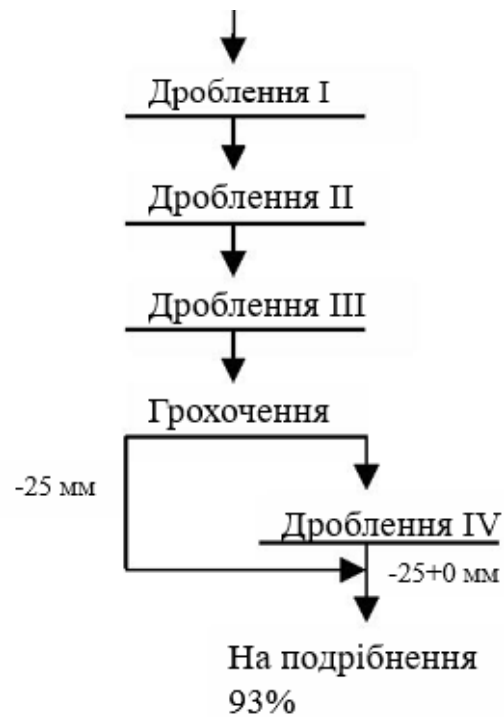


Рис. 1.1 – Проектна схема переділу дроблення підприємства

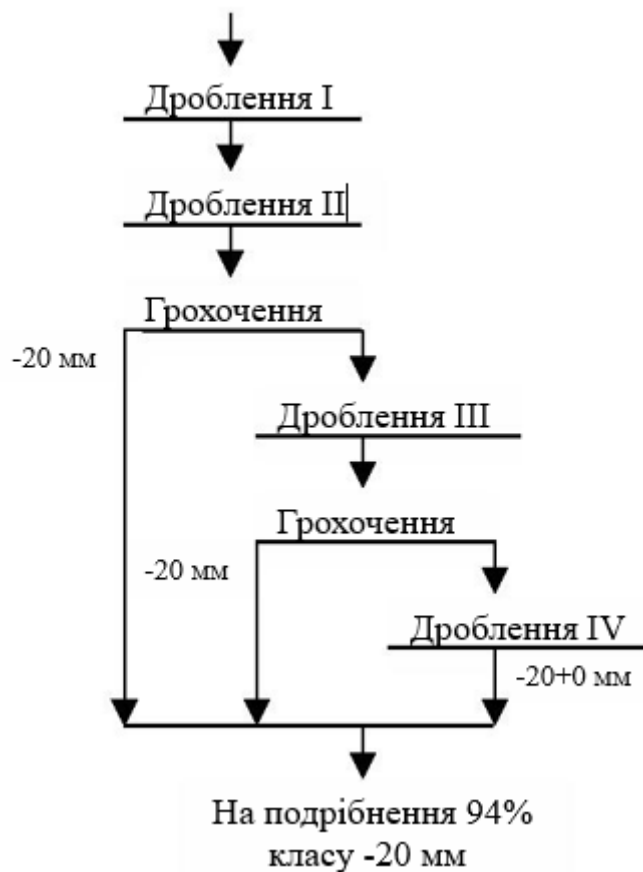


Рис. 1.2 – Вдосконалена схема переділу дроблення підприємства

Порівняння технологічних схем (рис. 1.1 та рис 1.2) в умовах існуючого виробництва підтвердило ефективність застосованого рішення – збільшення експлуатаційних витрат за рахунок звуження розвантажувальної щілини

дробарок третьої та четвертої стадій дроблення та впровадження додаткового процесу грохочення перед третьою стадією дроблення було компенсоване зменшенням витрат у наступних процесах подрібнення.

Впровадження попереднього грохочення перед третьою стадією дроблення дозволило:

видалити з продукту живлення третьої стадії до 30% готової продукції з розміром частинок -20 мм;

зменшити розвантажувальну щільність дробарок третьої та четвертої стадій дроблення до 20 мм та 5 мм відповідно без втрат у продуктивності;

збільшити продуктивність млинів першої черги на 45 т/год;

знизити питому витрату помольних тіл на 0,2 кг/т та електроенергії на 7-11 кВт/т концентрату[4,5].

Інший підхід в покращенні ефективності процесів рудопідготовки був реалізований на підприємстві, яке переробляє неокислені залізисті кварцити Костомукшського родовища, проектна схема дроблення якого передбачала попереднє та перевірочне грохочення на третій стадії дроблення і повністю задовольняла вимогам суміжних переділів. З метою мінімізації витрат, врахувавши досвід кращих зарубіжних аналогів та на підставі вивчення фізико-механічних властивостей великої кількості зразків, в проекті була реалізована трьохстадійна схема дроблення до розміру -16 мм із замкнутим циклом на третій стадії (рис. 1.3) [4,5].

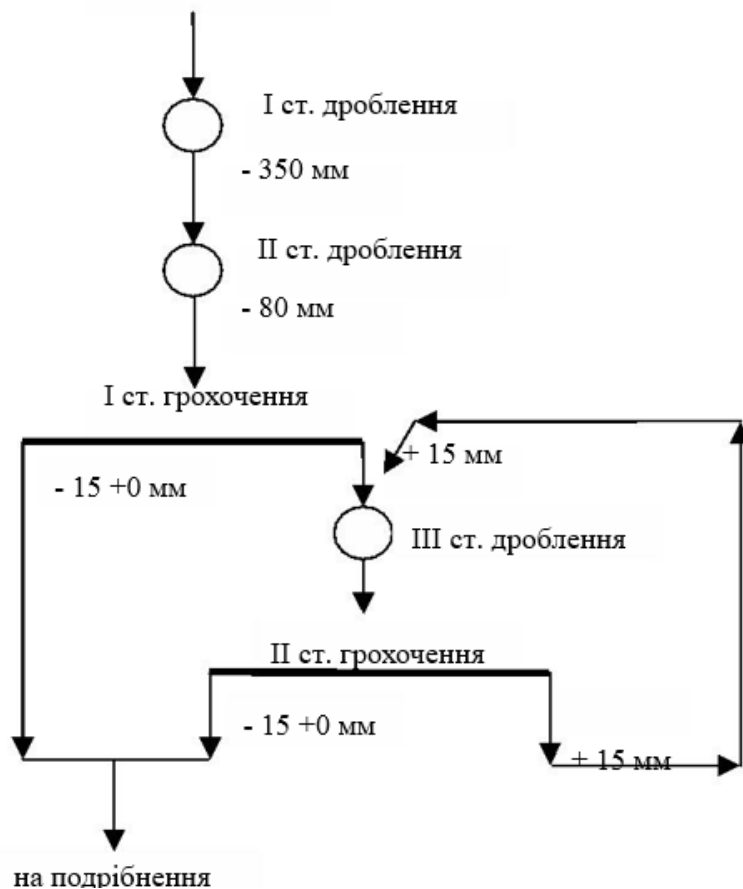


Рис. 1.3 – Проектна схема переділу дроблення підприємства

Проектними рішеннями був прийнятий ряд прогресивних рішень:

- шахове розташування дробарок в корпусі середнього та мілкового дроблення дозволило зменшити обсяг корпусу більш ніж на 30%;
- замкнутий цикл дроблення на третій стадії;
- основне дробильне обладнання з віброізоляцією фундаментів.

У схемі дроблення було використане наступне устаткування:

- I стадія дроблення – ККД-1500/180ГРЦ, конусна дробарка крупного дроблення;
- II стадія дроблення – КСД-3000Т, конусна дробарка середнього дроблення;
- III стадія дроблення – КМД-3000Т, конусна дробарка мілкового дроблення;
- грохочення – інерційний колосниковий ГТГ 71 Н.

Дробарки КСД-3000Т та КМД-3000Т являлися найбільшими в світі, були сконструйовані спеціально під даний проект і більш ніде не застосовувались.

В зазначених вище двох варіантах основним важелем покращення являється введення в технологічну схему рудопідготовки процесів грохочення, яке в цілому дозволяє підвищити продуктивність технологічної схеми та дотримуватись основного принципу – «не дробити нічого зайвого» (принцип Чечотта) [6].

Ще одним варіантом вдосконалення процесу рудопідготовки є модернізація існуючого обладнання без зміни технологічної схеми. Наприклад, на одному з підприємств по переробці залізистих кварцитів була виконана модернізація дробарок середнього та мілкового дроблення, в тому числі з частковою автоматизацією процесів та рівномірним розподілом живлення на дробарки середнього та мілкового дроблення, яка дозволила: зменшити клас крупності, що поступає на подрібнення з -20 мм до -18 мм; збільшити продуктивність дробарок; зменшити циркуляційне навантаження [4].

Досить нове технологічне рішення запропоноване зарубіжним Nordberg (США) основною ідеєю якого було створення дробарок, які здатні забезпечити необхідний розмір дробленої руди для живлення послідовних стадій подрібнення без організації замкнутого циклу, тобто без цілого ряду допоміжного обладнання, такого як грохоти та конвеєрний транспорт. Поява такого устаткування дозволяє відмовитись від схем замкнутого циклу та скоротити капітальні та експлуатаційні витрати.

Перші дробарки лінійки МР і НР фірми Nordberg призначені для технічного переоснащення дробильних відділень збагачувальних фабрик на завершальному етапі дроблення.

Переоснащення дробарками МР-1000 на збагачувальній фабриці Б'ютте (США) замість дробарок Symons дозволило збільшити продуктивність подрібнення на 37%. За інформацією виробника, використання дробарок лінійки МР для додроблення руди після молоткових дробарок на фабриці в Любині (Польща) дозволило збільшити вихід готової продукції з класом -14 мм до 80%.

Найбільш ефективною і розповсюдженою вважається схема триступеневого дроблення у замкнутому циклі в третій стадії дроблення з отриманням подрібненого продукту до 80 % класу -13 мм.

Розвиток обладнання в останні десятиліття можна охарактеризувати двома основними напрямками – нарощування одиничної продуктивності та апаратне проектування технологічних циклів. Наприклад, з'явилися і швидко поширилися на нових підприємствах середні і мілкі дробарки з діаметром конуса 3000 мм (КСД і КМД і їх модифікації), потужні вібраційні грохоти з площею просіювання до 21 м² (ГІТ, ГСТ та ГІСТ), нові матеріали та сплави для виконання найбільш зношуваних елементів.

Провідними підприємствами по розробці та впровадження обладнання для рудопідготовки являються зарубіжні виробники Metso Minerals, FLSmidth, Sandvik, ThyssenKrupp, Engineering Dobersek і Nordberg.

1.2. Технології рудопідготовки з використання подрібнення валками високого тиску.

Багато сучасних гірничо-збагачувальних комбінатів, у міру вичерпання рудних запасів або залучення запасів нових родовищ, стикаються викликами, яких не передбачалось проектними рішеннями – зміни вмісту корисних мінералів у вихідній руді, її фізичних властивостей, таких як твердість, абразивність, вологість, складу домішок, тощо. Усі ці фактори збільшують собівартість отриманого концентрату. В таких умовах підприємствам необхідно підлаштовуватись під нові умови.

Одним із перспективних напрямків для вирішення цієї задачі є модернізація схем рудопідготовки із застосуванням подрібнення валками високого тиску (ПВВТ) як додаткової стадії мілкового дроблення руди перед подрібненням або її заміщенням. Зменшення крупності дробленої руди підвищує продуктивність подрібнювального обладнання більш ніж на 15%, в залежності від існуючої схеми рудопідготовки та характеристик руди.

Вперше ПВВТ були запроваджені 1986 року у виробництві цементу. З розвитком технологій та використанні нових матеріалів були досягнуті значні успіхи у вдосконаленні конструкцій та виборі матеріалів для робочих валків, що дозволило їх використання для подрібнення міцніших мінералів та експлуатацію з КВО до 94 %, значно підвищивши ремонтпридатність і зручність обслуговування.

Перевагою сучасних дробарок ПВВТ є їх компактність в порівнянні з традиційними конусними дробарками, що значно зменшує капіталовкладення на стадії будівництва. Дробарки ПВВТ мають низький рівень вібрації та шуму та ефективну систему пиловидалення.

Нині дробарки ПВВТ виготовляються багатьма машинобудівними підприємствами, лідерами з яких є: ThyssenKrupp Resource Technologies GmbH; KHD Humboldt Wedag AG; Maschinenfabrik Köppern GmbH & Co. KG.

Основними вузлами дробарок ПВВТ являються (рис. 1.4):

- два валки, кожен включає два блоки підшипників, сталевий вал, футеровочний бандаж;
- дві привідні системи, кожна включає електропривід, понижуючий редуктор, карданний вал;
- гідропневматична нагнітальна система;
- пристрій подачі вихідної сировини, що включає завантажувальну коробку, внутрішні направляючі плити, інші основні елементи;
- корпусна рама;
- системи змашування та охолодження.



Рис. 1.4 – Загальний вид та основні вузли дробарок ПВВТ

Основним завданням при проектуванні схем рудопідготовки із застосуванням дробарок ПВВТ є вибір типорозміру, який забезпечував би необхідну продуктивність при досягненні заданого ступеня зменшення крупності. Пропускна здатність дробарок ПВВТ в основному визначається геометрією валків, типом їх футерування і фізико-механічними властивостями матеріалів, що піддаються руйнуванню. Для обраного типорозміру дробарки ПВВТ і матеріалу, що подрібнюється, пропускна здатність регулюється швидкістю обертання валків.

Гранулометричний склад продукту подрібнення контролюється зусиллям подрібнення між валками. Матеріал у зоні стиснення піддається високому тиску, що викликає мікротріщини та руйнування зразків. Для кожного продукту зусилля стиснення підбирається експериментально.

Проведення лабораторних досліджень і напівпромислових випробувань є обов'язковим етапом для визначення доцільності застосування дробарок ПВВТ, при яких оцінюються наступні фактори: відповідність руди руйнуванню високим тиском; ключові параметри дробарок ПВВТ (пропускна здатність,

зусилля стиснення, витрата енергії); гранулометричний склад продуктів живлення та розвантаження; абразивний вплив матеріалів, що піддаються подрібненню, на футерування робочих валків; інші.

Результати випробувань за допомогою комп'ютерного моделювання дають змогу розробити нові і модернізувати існуючі схеми рудопідготовки

Розглянемо приклад технічного переоснащення збагачувальної фабрики КОО «Підприємство Ерденет» (Монголія). Завдання переоснащення було збільшити продуктивність дробильно-транспортного відділення (ДТО-1) з 20,6 млн.т/р. до 25 млн.т/р. без встановлення додаткового подрібнювального обладнання.

Проведено напівпромислові випробування на стенді лабораторії ThyssenKrupp з метою підтвердження можливості застосування дробарок ПВВТ в умовах КОО «Підприємство Ерденет». Уточнено прогнозовані технологічні показники, досліджено процес дроблення руди із застосуванням дробарок ПВВТ для остаточного вибору режиму роботи обладнання, а саме: необхідне зусилля стискання; вплив вологості вихідної руди на показники дробленого продукту, продуктивність і знос обладнання; питому продуктивність; циркуляційне навантаження; індекс Бонда подрібнення кульовим млином продукту дроблення ПВВТ.

На підставі результатів випробувань і подальшого моделювання зроблено висновок, що застосування дробарок ПВВТ дозволить знизити крупність руди, що надходить на подрібнення, а також підвищити вміст класу -2,5 мм до 50–55 %, що дасть можливість збільшення продуктивності наявними кульовими млинами із забезпеченням необхідної для подальшого збагачення крупності подрібненого продукту.

Технологічна схема дроблення до переоснащення КОО «Підприємство Ерденет» є класичною схемою тристадійного дроблення із замкнутим циклом на III стадії і наведена на рис. 1.5.

Руда з кар'єру крупністю -1000 мм самоскидами подається на першу стадію дроблення у дві дробарки ККД-1200/130ГРЦ. Перед дробарками встановлені колосникові грохоти зі щілиною шириною 150 мм. Надрешітний продукт грохотів подається у дробарки, а підрешітний після об'єднання з дробленою рудою крупністю -250 мм надходить у бункери, з яких системою живильників і конвеєрів спрямовується на склад крупного дроблення.

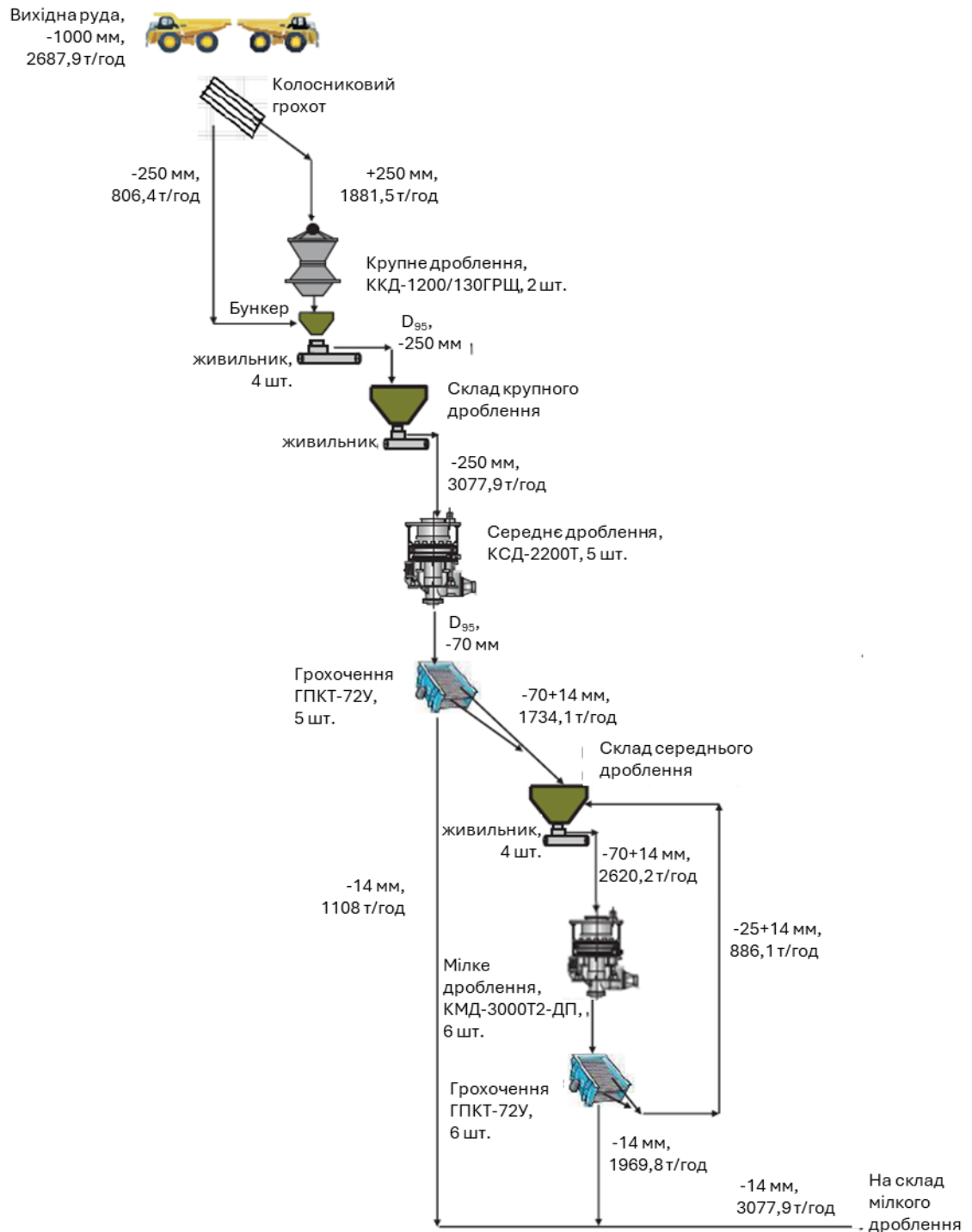


Рис. 1.5 – Технологічна схема дроблення до переоснащення.

Друга стадія дроблення представлена п'ятьма дробарками КСД-2200Т2-Д з грохотами ГПКТ-72У у відкритому циклі. Дроблений продукт транспортується на проміжний склад корпусу середнього та дрібного дроблення.

Третя стадія дроблення представлена шістьма дробарками мілкового дроблення КМД-3000Т2-ДП з грохотами ГПКТ-72У у закритому циклі.

Підрешітний продукт усіх грохотів середнього та дрібного дроблення (номінальною крупністю $d_{95} = 14,8$ мм) конвеєрами транспортується на склад мілкового дроблення.

Стримуючим по продуктивності всієї технологічного ланцюга дроблення є замкнутий цикл стадії мілкового дроблення, а існуючі подрібнювальні потужності при поточній крупності руди, що надходить, також не здатні збільшити обсяг переробки більш ніж на 5–7 % при збереженні необхідної крупності подрібненої руди.

Відповідно до завдання переоснащення розроблене технічне рішення по переведенню дробарки мілкового дроблення на роботу у відкритому циклі, що виключає циркуляційне навантаження і збільшує обсяг переробки без встановлення додаткових дробарок мілкового дроблення, а продукт мілкового дроблення спрямовує на подрібнення валками високого тиску з роботою у напіввідкритому циклі з рециркуляційним навантаженням тільки по крайовому продукту, в якому спостерігається підвищена крупність подрібненого продукту. Технологічна схема після переоснащення наведена на рис. 1.6. Порівняльна характеристика крупності живлення млинів до та після переоснащення представлена в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 - Характеристика крупності живлення млинів.

Показники	До переоснащення	Після переоснащення
Крупність за 5%-им залишком на ситі (D_{95}), мм	14,8	10,8
Середньозважена крупність ($d_{ср}$), мм	7,5	2,9
Крупність за 20%-им залишком на ситі (F_{80}), мм	12,2	7,1

Згідно з результатами досліджень, застосування дробарок ПВВТ дозволяє знизити на 10 % індекс Бонда, що дає можливість підвищити обсяг переробки руди наявним млиновим парком на 20 % і забезпечити заданий обсяг переробки 25 млн.т/р.

Розрахунки економічної ефективності запроєктованих заходів показують термін окупності після введення в експлуатацію – 2,75 роки.

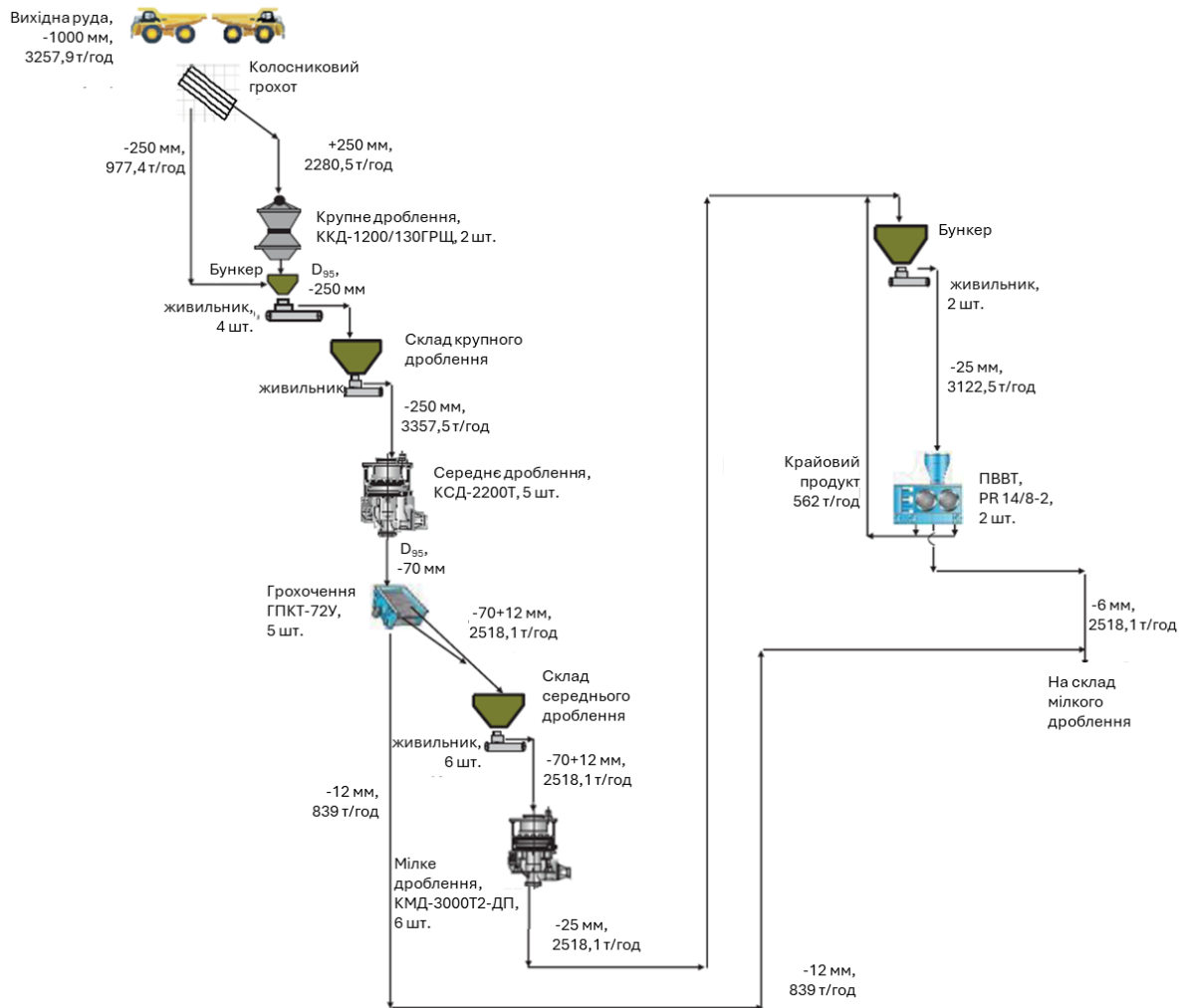


Рис. 1.6 – Технологічна схема дроблення після переоснащення.

Безумовно, дробарки ПВВТ не є панацеєю для вирішення всіх задач з переоснащення, у кожному конкретному випадку потрібно проводити аналіз існуючих умов, особливостей конкретних руд, виконувати пробні випробування, комп'ютерне моделювання для визначення прогнозованих показників, економічний розрахунок [7,8].

1.3. Механізм руйнування в дробарках ПВВТ

Під час дроблення мінералів витрачається велика кількість енергії, причому значна її частина використовується неефективно через недосконалість дробильного устаткування та неоднорідність мінералів, які дробляться. Існує низка значних недоліків використання як самого устаткування, так і технологічних схем в цілому. Енергоспоживання – високе, керованість процесом – низька.

Наразі відомі апарати, що використовують принципи раціонального руйнування, зокрема дробарки ПВВТ. Аналіз схем рудопідготовки реалізованих на практиці дозволив виділити наступні їх переваги:

- зниження енерговитрат при руйнуванні руди на 30–40 % порівняно зі схемою з використанням лише кульового млина
- зменшення розміру живлення кульового млина і коефіцієнта подрібнюваності при їх спільному застосуванні.

Проте механізм руйнування руди в дробарках ПВВТ недостатньо досліджений з причини його високої ефективності. Звернемося до теорії руйнування матеріалів і спробуємо пояснити, що відбувається з рудою в шарі між валками (рис. 1.7).

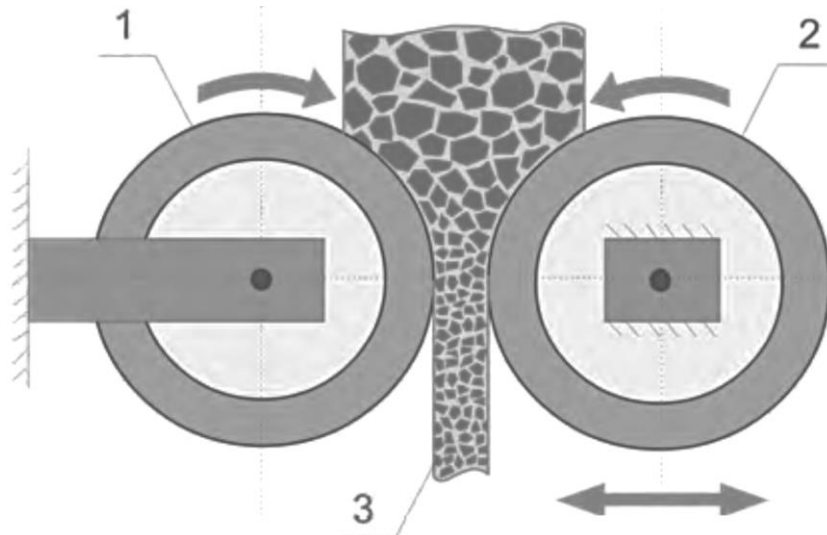


Рис. 1.7 – Принципова схема дроблення дробаркою ПВВТ
1 – фіксований валок; 2 – рухомий валок; 3 – потік руди.

Основою теорії руйнування в дробарках ВПТТ є утворення тріщин та умови їх локального утворення. Рішення теорії пружності про концентрацію напружень навколо тріщин недостатньо для оцінки міцності грудки.

При розрахунку напруженого стану матеріалу при проходженні його між валками дробарки, припустимо використання за основну характеристику міцності грудки граничного значення зсувної складової напруженого стану. В якості граничного за зсувними напруженнями значення будемо використовувати межу пружності, оскільки межі міцності та надмірної міцності мають у більшості видів гірських порід на порядок меншу зону існування, а також високий коефіцієнт крихкості. Для вивчення напруженого стану гірських порід в умовах неоднорідного стиснення припустимо використання даних про властивості гірських порід, отриманих експериментально в умовах одновісного стискання, при мінімальних значеннях на зразках бокового тиску [9].

Використання математичної моделі дозволяє оцінити вплив розмірів породи на умови її руйнування між валками під тиском, у якій під час дослідження геометричні розміри об'ємів взяті неоднаковими. Вивчення фрагмента шару між валками дозволяє заключити, що різниця в геометричних розмірах об'ємів породи, що зазнає руйнування в одному шарі, не впливає на принцип руйнування (рис. 1.8).

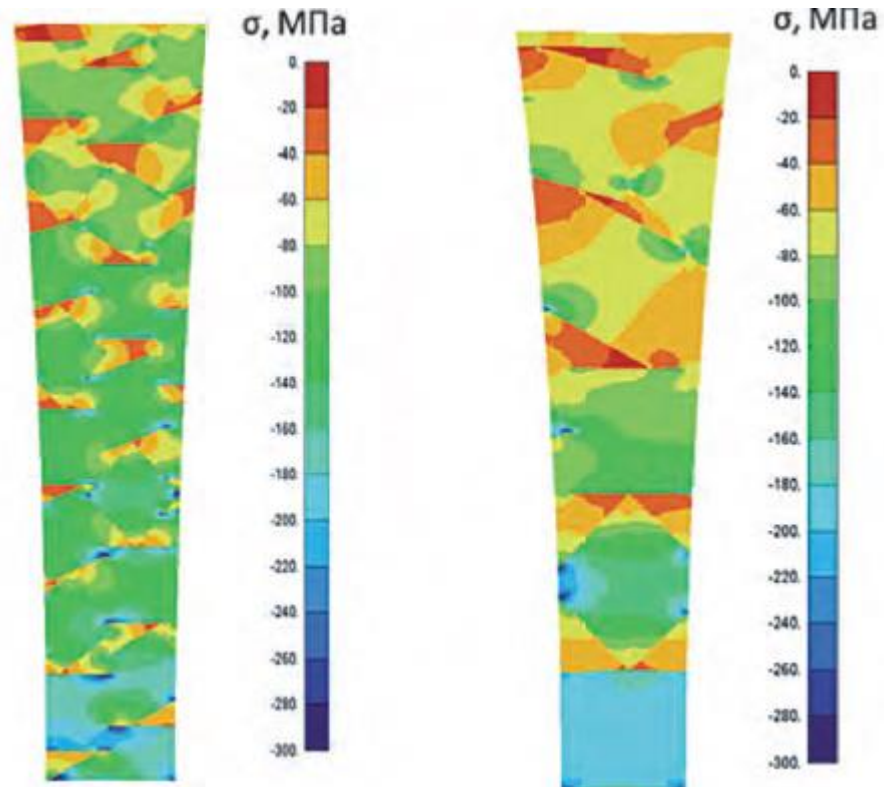


Рис. 1.8 – Величина стискаючої напруги між валками на матеріал (кварц) різного розміру: а) 5 мм; б) 10 мм.

Дослідження зразків продукту подрібнення неокислених залізистих кварцитів в різних режимах роботи валків високого тиску за допомогою електронної мікроскопії виявило досить цікаві факти, які мають місце бути, але не є узагальнюючими.

По-перше, при різному зусиллі на стискання спостерігається різний вихід фракцій: при стисканні з зусиллям 4 Н/мм^2 спостерігається рівномірний вихід класів; при стисканні з зусиллям 3 Н/мм^2 спостерігалось більше утворення мілких класів.

По-друге, зразки проб подрібнені з зусиллям 3 Н/мм^2 на валках високого у готовому концентраті показали кращі показники: вміст заліза магнітного на $0,9 \%$ більше, але вихід менше на $0,8 \%$.

По-третє, не підтверджене утворення тріщин в процесі руйнування грудок по границям спайності мінералів рудної та нерудної фаз.

1.4. Висновки до розділу

1. Найбільш енерговитратними процесами рудопідготовки являються процеси дроблення та подрібнення

2. Досягнення необхідного ступеня дроблення в один цикл найчастіше неможливе, тому процеси дроблення поділяються на стадії:

- крупне дроблення (вихідний продукт – $400\text{-}1200 \text{ мм}$; дроблений продукт – $100\text{-}350 \text{ мм}$);

- середнє дроблення (вихідний продукт – 350-100 мм; дроблений продукт – 40-100 мм);
- мілке дроблення (вихідний продукт – 40-100 мм; дроблений продукт – 10-40 мм).

3. При виборі способу дезінтеграції, а саме дробарки за принципом руйнування, необхідно враховувати такі характеристики корисної копалини, як дробимість, тріщинуватість, крупність, мінеральний склад, заданий гранулометричний склад продуктів живлення та дроблення.

4. Застосування дробарок ПВВТ створює для подальших технологічних процесів певні переваги. Потенційна економія енерговитрат на подальше подрібнення (і рудопідготовку загалом) обумовлює значне зниження капітальних і експлуатаційних витрат, що в свою чергу робить економічно доцільним застосовувати дробарки ПВВТ для переробки бідних руд, що неможливо при традиційних схемах дроблення.

5. Застосування дробарок ПВВТ дозволяє знизити на 10 % індекс Бонда.

6. Застосування дробарок ПВВТ дозволяє знизити на 20 % робочий парк кульових млинів без втрати загальної продуктивності дробильно-збагачувального комплексу.

7. Дробарки ПВВТ значно компактніші за широкозастосовувані конусні дробарки, тому для їх впровадження необхідні менші капітальні вкладення.

8. Дробарки ПВВТ створюють менше навантаження на робочий простір, т.я. створюють менше шуму та вібрацій та мають менший рівень пиловиділення.

9. Неоднорідність вихідної сировини для подрібнення валками високого тиску не впливає на ефективність подрібнення, т.я. на частки різних розмірів діють однакові руйнівні сили, а основний принцип руйнування – за рахунок стискування та зсуву.

12. Мета роботи: розробити технічне рішення з підвищення ефективності процесу рудопідготовки залізистих кварцитів.

13. Завдання дослідження: дослідити мінералогічні різновиди та фізико-механічні властивості магнетитових руд Первомайського та Ганнівського родовищ; провести аналіз хімічного та мінералогічного складів; дослідити подрібнюваність руд; провести аналіз продуктів дроблення, подрібнення та збагачення; визначити та порівняти показники ефективності поточної технології та технології з врахуванням розробленого рішення.

РОЗДІЛ 2. ОБ'ЄКТ ТА МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕННЯ

2.1. Об'єкт дослідження

Об'єктом дослідження в даній роботі є сировинна база ПРАТ «Північний гірничо-збагачувального комбінат», а саме – Первомайське та Ганнівське родовища. [10,11].

Первомайське родовище залізистих кварцитів розташоване в північній частині Криворізького залізрудного басейну і розробляється Першотравневим кар'єром, що є одним з найбільших кар'єрів в Україні. Адміністративно належить до території Тернівського району м. Кривий Ріг Дніпропетровської області.

Межею родовища на півночі є гірничий відвід родовища багатих залізних руд та залізистих кварцитів колишнього ПЗРК, на півдні – виклинення рудного покладу.

Загальна протяжність родовища складає 3,0 км. Площа території родовища складає близько 6,5 км².

Район родовища є горбистою степовою рівниною з абсолютними відмітками 105-120 м, що має ухил на південний схід до річки Саксагань, і прорізана балками Грядковата та Північна Червона.

Проектні обсяги видобутку руди – 26 млн. тон на рік, досягнуті за останні роки – 22,6 млн. тон на рік. Проектні параметри кар'єру по поверхні – 3 км в ширину та 4 км в довжину, досягнуті – відповідно 2,5 та 3,1 км. Проектна глибина кар'єру – 600 метрів, досягнута - 490 метрів. Нижній горизонт кар'єру знаходиться на позначці «мінус» 360 метрів. Об'єктом розробки кар'єру є силікатно-магнетитові кварцити п'ятого та шостого залізистих горизонтів:

П'ятий залізистий горизонт (PR_{1sx}^{5f}) 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 (PR_{1sx}^{6f}) широко розвинений по всьому кар'єрному полю, де переважають до 54 % магнетитові кварцити. Гематит-магнетитові кварцити складають 27 %, силікат-магнетитові різновиди – 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.

Якісна характеристика залізистих кварцитів по стратиграфічних горизонтах наведена в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Якісна характеристика залізистих кварцитів по стратиграфічних горизонтах і рудних тілах

Мінералогічні різновиди	Проби		Вміст, %			
	Всього	Співвідношення, %	Fe _{заг.}		Fe _{магн.}	
			середнє	квадратичне відхилення	середнє	квадратичне відхилення
Горизонт PR_{1sx}^{5f}						
Магнетитові	813	89,83	39,05	2,80	33,72	3,21
Гематит-магнетитові	89	9,83	39,01	2,84	26,21	2,76
Силікат-магнетитові	4	0,44	31,22	–	22,11	–
Всього	906	100,0	39,01	3,16	32,90	4,81
Горизонт PR_{1sx}^{6f}						
Магнетитові	6019	53,76	37,57	3,30	31,57	3,12
Гематит-магнетитові	3038	27,13	37,66	2,94	25,02	3,52
Силікат-магнетитові	1630	14,56	29,67	3,20	22,51	3,12
Магнетит-силікатні	509	4,55	26,38	3,01	15,92	2,63
Всього	11196	100,0	36,34	5,02	28,05	5,16
Горизонти PR_{1sx}^{5+6f}						
Магнетитові	6832	56,46	37,74	4,16	31,83	4,56
Гематит-магнетитові	3129	25,84	37,71	3,80	25,03	5,19
Силікат-магнетитові	1630	13,53	29,67	3,20	22,51	3,18
Магнетит-силікатні	510	4,17	26,38	3,40	15,92	3,78
Всього	12101	100,0	36,16	5,22	28,14	5,83

Загалом по п'ятому і шостому залізистих горизонтах середній вміст Fe_{заг.} дорівнює 36,16 %, а вміст Fe_{магн.} складає 28,14% при середньоквадратичних відхиленнях відповідно 5,22 і 5,83%.

Забезпеченість Першотравневого кар'єру балансовими запасами за раніше затвердженій проектній продуктивності становить 35 років.

Мінералогічна класифікація магнетитових руд продуктивної площі Першотравневого родовища, а також об'єднані мінеральні різновиди руд представлені в таблицях 2.2 та 2.3.

Таблиця 2.2 – Мінеральний склад залізистих кварцитів горизонту PR_{1SX}^{5f}

Компоненти, %	по горизонту			у тому числі за вмістом, %				
	від	до	середнє	гематиту		силікатів		
				менше 10	більше 10	менше 10	10-20	більше 20
<i>Мінеральний склад</i>								
Магнетит	34,6 5	55,7 0	44,378	45,345	39,337	45,704	43,82 5	41,533
Гематит	0,88	34,3 3	6,526	4,901	14,680	8,696	5,409	2,170
Карбонат залізистий	0,0	8,05 8	0,919	1,069	0,121	0,244	1,297	1,927
Карбонат нерудний	0,04	9,13	3,636	3,711	3,244	3,356	3,738	4,322
Силікати	3,23	26,0 3	12,276	13,147	9,285	7,860	14,51 0	22,215
Кварц	24,4 1	39,5 2	31,877	31,628	33,190	33,707	31,28 3	27,049
Апатит	0,03 2	0,54 1	0,244	0,255	0,186	0,220	0,260	0,267
Інші	0,01 7	0,52 0	0,389	0,159	0,057	0,213	0,178	0,517
Σ	–	–	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблиця 2.3 – Мінеральний склад залізистих кварцитів горизонту PR_{1SX}^{6f}

Компоненти, %	Магнетитові і кварцити тонкослоїсті	Залізисті кварцити середньо і грубослоїсті	у тому числі		Кварцит і силікат- магнети- тові	Кварцити магнетит - силікатні
			магнетитові	гематит- магнети- тові		
<i>Мінеральний склад</i>						
Магнетит	43,687	40,069	41,588	36,035	30,856	21,75
Гематит	5,552	7,55	5,489	13,060	3,363	4,433
Карбонат залізистий	0,378	0,636	0,738	0,401	2,440	3,232
Карбонат нерудний	4,027	3,927	5,247	4,866	6,260	6,321
Силікати	12,609	12,566	12,014	9,769	18,556	26,718
Кварц	33,046	34,720	34,474	35,379	37,820	36,878
Апатит	0,225	0,206	0,211	0,193	0,242	0,212
Інші	0,200	0,127	0,136	0,106	0,321	0,374
Σ	99,724	99,801	99,897	99,809	99,858	99,918

Основна маса залізистих кварцитів віднесена до магнетитових різновидів. Середнє значення заліза в концентраті при крупності подрібнення 95 % класу -

50 мкм складає 65,48 % при квадратичному відхиленні 2,48 %. Магнетитові кварцити відносяться переважно до легко- і середньозбагачувальних (76,04 %). Також зустрічаються дуже важкозбагачувальні (6,33 %) і ті, що майже не піддаються збагаченню (2,05 %), кварцити.

Кварцити з вмістом гематиту 10 % і більше відносяться до гематит-магнетитових. Ці кварцити мають середнє значення заліза в концентраті 65,93% при квадратичному відхиленні 2,39 %. Частка легко- і середньозбагачувальних різновидів становить 79,08 %, дуже важкозбагачувальних 7,24 % і тих, що майже не підлягають збагаченню – 0,71 %.

Кварцити з вмістом силікатів більше 10% (10-20 %) відносяться до силікат-магнетитових різновидів; з вмістом силікатів більше 20 % – до магнетит-силікатних різновидів. При вмісті силікатів 40 % і більше кварцити відносяться до некондиційних. Для силікат-магнетитових кварцитів середнє значення заліза в концентраті становить 63,82 % при квадратичному відхиленні 2,96 % і коливається в широкому діапазоні. Частка легко- і середньозбагачувальних різновидів складає 57,7 %, дуже важкозбагачувальних і тих, що майже не підлягають збагаченню – 24,41 %. Для магнетит-силікатних кварцитів середнє значення заліза в концентраті складає 59,48 % при квадратичному відхиленні 4,72 %. Частка легко- і середньозбагачувальних різновидів – 38,21 %, дуже важкозбагачувальних та тих, що майже не підлягають збагаченню – 38,2 %. [10].

При вмісті карбонатів 10 % кварцити відносяться до карбонат-магнетитових різновидів.

Узагальнені дані по технологічній характеристиці залізистих кварцитів родовища наведені в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Технологічна характеристика залізистих кварцитів Первомайського родовища

Горизонт	Різновиди	Масова частка, %			Показники збагачення, %					Розподіл за сортами, %					
		Fe _{заг.}	Fe _{магн.}	Fe _{магн.} / Fe _{заг.}	залізо у концентраті		вихід	Fe _{хв.}	Вилучення	>68	66-68	64-66	62-64	60-62	<60
					середнє	квадрат. відхилення									
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>	<i>11</i>	<i>12</i>	<i>13</i>	<i>14</i>	<i>15</i>	<i>16</i>
PR _{1SX} ^{5-6f}	М	36,40	30,18	0,829	65,48	2,46	47,66	9,92	85,73	13,18	33,92	28,94	15,58	6,33	2,05
	ГМ	36,50	24,89	0,681	65,91	2,37	40,00	16,89	72,23	21,30	33,58	24,18	13,00	7,22	0,72
	СМ	29,57	22,29	0,753	63,80	2,94	35,83	10,46	77,30	3,25	19,51	34,96	17,96	13,01	11,38
	МС	24,72	14,70	0,594	59,46	4,70	25,62	12,75	61,62	5,62	17,98	14,61	23,59	12,36	25,84
	у т. ч.: Fe >16%	26,86	18,28	0,680	62,49	3,67	30,23	11,42	70,33	–	–	–	–	–	–
	Fe <16%	21,98	10,11	0,459	55,67	5,52	18,31	14,45	46,29	–	–	–	–	–	–
PR _{1SX} ^{7s}	Усього	24,14	13,11	0,543	51,51	7,03	24,85	15,09	53,02	–	1,01	2,43	3,04	4,45	89,07
	СМ	28,65	21,40	0,746	57,57	–	37,67	11,17	75,69	–	–	–	–	–	–
	у т. ч.: Fe >16%	26,48	18,07	0,682	55,67	6,48	33,06	12,06	69,50	–	–	–	–	–	–

	Fe <16%	23,4 6	11, 67	0,49 7	50,37	7,19	21,5 7	16,0 6	46,3 1	–	–	–	–	–	–
PR _{1SX} ^{7f}	Усього	25,1 6	12,0 0	0,47 6	64,21	2,94	18,8 0	16,1 2	47,9 8	6,71	23,4 9	30,2 1	18,7 9	12,0 8	8,72
	СМ	29,0 5	21,3 5	0,73 4	65,93	–	32,8 9	10,9 7	74,6 4	–	–	–	–	–	–
	у т. ч.: Fe >16%	27,5 3	18,4 4	0,66 9	65,07	2,98	28,2 1	12,7 8	66,8 8	–	–	–	–	–	–
	Fe <16%	24,4 6	10,0 9	0,41 2	63,96	2,93	15,6 9	17,1 1	41,0 3	–	–	–	–	–	–
PR _{1SX} ^{2f}	Усього	33,4 4	24,1 1	0,72 1	67,54	1,49	37,6 7	12,8 3	76,0 8	47,3 7	39,4 7	10,5 3	2,63	–	–
	у т. ч.: Fe >32%	36,6 2	29,6 4	0,80 9	67,37	–	45,7 0	10,7 4	84,0 7	–	–	–	–	–	–
	Fe <32%	27,9 9	14,6 4	0,52 3	67,81	–	22,5 3	16,4 1	54,5 8	–	–	–	–	–	–
	Fe >16%	25,2 6	27,2 3	0,77 2	67,45	–	42,1 8	11,7 8	80,6 9	–	–	–	–	–	–
	Fe < 16%	25,3 6	10,3 3	0,40 7	67,90	–	15,6 4	17,4 7	41,8 7	–	–	–	–	–	–

М – магнетитові; ГМ – гематит-магнетитові; СМ – силікат-магнетитові; МС – магнетит-силікатні кварцити

Ганнівське родовище залізистих кварцитів розташоване в північній частині Кривого Рогу, на території Дніпропетровської та Кіровоградської областей.

У північній частині поля розташоване с. Ганнівка. На південь від Ганнівського родовища розташоване Первомайське родовище залізистих кварцитів.

Проектні обсяги видобутку руди – 10 млн. тон на рік, досягнуті за останні роки – 6,5 млн. тон на рік. Проектні параметри кар'єру по поверхні – 1,3 км в ширину та 7 км в довжину, досягнуті – відповідно 1,2 та 5,3 км. Проектна глибина кар'єру – 450 метрів, досягнута – 340 метрів. Нижній горизонт кар'єру знаходиться на позначці «мінус» 330 метрів. Об'єктом розробки кар'єру є силікатно-магнетитові кварцити першого залізистого горизонту, в якому виділяють:

Лежачу пачку, що лежить на породах першого сланцевого горизонту і перекрита кварцитами висячої пачки. Це основна рудоносна товща родовища. Вона складена в основному з магнетитових і гематит-магнетитових кварцитів, в меншій мірі магнетит-гематитових, силікатно-магнетитових і магнетит-силікатних кварцитів;

Перехідну зону малорудних залізистих кварцитів потужністю від 0,5 до 15 м у місці зіткнення з підстилаючою товщею першого сланцевого горизонту виділяють;

Висячу пачку, що складається в основному з магнетит-силікатного кварциту. Варіації вмісту заліза, пов'язаного з магнетитом, значні - від 1,7 до 22%. За вмістом заліза у вигляді магнетиту висяча пачка поділяється на чотири підпачки, нумерація яких йде знизу вгору по перерізу. Пачки та підпачки непослідовні та варіюються в широкому діапазоні. В цілому товщина горизонталі висячої пачки варіюється від 113 до 326 м, в середньому – 244 м.

Мінералогічний склад залізистих кварцитів рудного покладу за результатами дорозвідки та експлуатаційної розвідки Ганнівського родовища наведені в таблиці 2.5.

По мінералогічним та текстурно-структурним признакам, а також по технологічним показникам (по вмісту заліза) залізистих кварцитів Ганнівського родовища виділено п'ять основних сортів:

- I сорт – легкозбагачувані (вміст заліза в концентраті більше 66%);
- II сорт – середньозбагачувані (66 – 64%);
- III сорт – важкозбагачувані (64 – 62%);
- IV сорт (62-60%) і V сорт (менше 60%) – незбагачувані (упорні).

Слід відмітити, що кореляція технологічних сортів з мінералогічними різновидами залізистих кварцитів дуже складна [11].

Таблиця 2.5 – Мінералогічний склад залізистих кварцитів Ганнівського родовища

Компоненти, %	Лежача пачка				
	Середнє по рудному покладу, %	В тому числі по мінералогічним різновидам			
		Магнетитові	Гематит-магнетитові	Силікат-магнетитові	Магнетит-силікатні
Магнетит	36,6	41,22	35,86	30,8	22,71
Гематит	9,31	5,71	15,84	4,38	4,18
Карбонат рудний	0,19	0,12	0,3	0,16	0,1
Карбонат нерудний	2,42	2,49	1,89	3,42	2,99
Силікати	16,43	15,84	12,21	12,81	32,6
Кварц	34,69	34,24	33,59	38,22	36,63
Апатит	0,22	0,22	0,22	0,21	0,18
Інші	0,07	0,16	0,09	10,00	0,61
Всього	100	41,92	38,26	15,7	6,12

Орієнтовне співвідношення технологічних сортів в запасах залізистих кварцитів родовища наведено в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 – Орієнтовне співвідношення технологічних сортів в запасах залізистих кварцитів Ганнівського родовища

Орієнтовне співвідношення технологічних сортів залізистих кварцитів, %							
Південна частина родовища					Північна частина родовища		
I сорт	II сорт	III сорт	IV сорт	V сорт	I сорт	II сорт	III-V сорти
63	28	2	6	1	82,7	14,3	3,0

Технологічна характеристика мінералогічних різновидів Ганнівського родовища наведена в таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Технологічна характеристика мінералогічних різновидів Ганнівського родовища

Різновиди кварцитів, підпачки	Південна частина родовища						Північна частина родовища					
	Fe _{заг.} , % в пробах	Fe _{магн.} , % в пробах	Вихід концентра ту, %	Fe _{конц} , %	Fe _{хвостів} , %	Вилу чення , %	Fe _{заг.} , % в пробах	Fe _{магн.} , % в про-бах	Вихід концент рату, %	Fe _{конц} , %	Fe _{хвостів} , %	Вилу чення , %
Магнетитові	37,04	30,43	46,31	66,40	11,0	81,13	39,12	32,17	48,70	68,60	10,80	85,40
Гематит-магнетитові	39,01	26,56	41,58	67,35	19,14	71,32	38,44	25,86	39,60	68,70	18,30	70,77
Магнетит-гематитові	39,38	20,75	38,26	64,68	25,06	53,86	40,83	19,15	34,60	68,20	26,30	57,79
Силікат-магнетитові	30,22	23,98	37,26	64,53	10,21	73,97	31,51	22,25	35,40	64,50	13,40	78,46
Магнетит-силікатні	28,32	18,29	30,14	61,92	13,04	60,40	28,58	17,47	27,50	64,20	15,00	61,77
Магнетит-силікатні (перехідна пачка)	28,68	20,59	34,60	60,86	12,45	-	-	-	-	-	-	-
Всього	36,22	27,44	42,29	65,89	13,76	-	37,92	27,91	42,70	68,20	14,80	76,80
Перша підпачка	25,17	14,79	25,79	59,07	14,4	-	26,67	14,60	22,61	64,31	15,58	54,67
Друга підпачка	27,81	18,43	33,19	57,48	13,79	-	28,94	18,53	29,10	64,0	14,66	64,39
Третя підпачка	26,73	15,62	29,32	56,21	15,40	-	26,75	14,48	21,50	63,40	16,40	51,64
Середнє по висячій пачці	27,19	17,27	31,03	57,46	14,27	-	27,78	16,44	25,33	63,82	15,44	58,58

Для виробництва концентрату марки А-1 підприємству ПРАТ «ПІВНГЗК» необхідно дотримуватись певної шихтовки руди, а саме – до 20% руди Першотравневого кар'єру та 80% руди Ганнівського кар'єру.

Мінеральний склад та вкрапленість мінералів шихти руди, що надходить на збагачення, наведено в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 – Мінеральний склад та вкрапленість мінералу у вихідній руді

Клас крупності, мм	Кварц			Магнетит			Гематит			Кальцит			Силкати			Пірит			Інше		
	"чисті"	зростки		"чисті"	зростки		"чисті"	зростки		"чисті"	зростки		"чисті"	зростки		"чисті"	зростки		"чисті"	зростки	
		"багаті"	"бідні"		"багаті"	"бідні"		"багаті"	"бідні"		"багаті"	"бідні"		"багаті"	"бідні"		"багаті"	"бідні"		"багаті"	"бідні"
+20,0	0	48,63	0	0	0	32,23	0	0	4,04	0	0	7,45	0	0,9	4,02	0	0	0,46	0	0	2,27
-20,0 +5,0	0	49,44	0	0	0	32,61	0	0	3,13	0	0	7,15	0	0,95	3,9	0	0	0,4	0	0	2,4
-5,0 +2,0	0,1	50,09	2,2	0	0	33,74	0	0	2,38	0	0,9	5,09	0	1,12	2,01	0	0	0,36	0	0	2,04
-2,0 +1,0	1,1	44,48	4,37	0	1,08	32,16	0	0	3,9	0	2,8	3,6	0	3,1	0,84	0	0	0,27	0	0	2,32
-1,0 +0,5	2,39	42,3	5,65	0,2	1,48	31,93	0,29	1,81	2,2	1,4	2,9	2,3	0,1	2,9	0,37	0	0	0,34	0	0	1,53
-0,5 +0,25	3,12	42,76	3,6	0,39	4,74	27,32	0,71	1,61	2,59	1,8	2,41	2,09	1,4	2,19	0,99	0	0	0,44	0	0	1,86
-0,25 +0,16	7,3	38,24	3,09	1,97	10,61	20,13	1,1	1,76	1,92	2,64	2,87	1,42	1,62	1,94	1,1	0	0	0,27	0	0	2,4
-0,16 +0,01	20,08	28,57	2,84	3,8	14,41	11,78	0,9	3,78	0,84	3,43	3,12	0,61	2,35	1,2	0,7	0	0,07	0,3	0	0,2	1,02
-0,01 +0,074	24,4	25,62	1,06	9,6	10,96	10,84	2,84	1,1	0,29	6,95	0,1	0	3,3	0,5	0,21	0	0,21	0,2	0,5	1,1	0,16
-0,074 +0,044	51	1,13	0	27,4	0,9	2,7	3,9	0,11	0	6,2	0,03	0	3,9	0,26	0,1	0,2	0,09	0	1,6	0,4	0,08
-0,044	56,07	0,3	0	21	0,14	0,95	3,78	0	0	11,7	0	0	3,75	0	0	0,35	0	0	1,97	0	0
Середнє	49,9			32,3			3,52			7,13			3,51			0,4			2,24		

2.2. Методи проведення лабораторних досліджень

Програма досліджень повинна фіксувати параметри, наприклад: дійсну і насипну щільність вихідної руди; гранулометричний склад до руйнування та після; вологість; насипну щільність руди після стиснення в робочій зоні; швидкість обертання валків; питоме зусилля стискання; енергоспоживання; ширину щілини між валками до завантаження матеріалу; робочу ширину щілини; питому витрату енергії; продуктивність; гранулометричний склад продукту подрібнення (в тому числі окремо центральної та крайової зон); співвідношення між кількістю продукту центральної і крайових зон.

Визначення мінералогічного складу

Мінералогічний аналіз дозволяє визначитись з хімічним складом мінералів, фізичними властивостями та умовами утворення, їх структурою та вмістом основних мінералів, розмірами вкрапленостей, виявити окремі різновиди, дефекти кристалічних ґраток, наявність домішок та інші структурні особливості. Одним із найсучасніших методів мінералогічного аналізу є рентгенометричний фазовий аналіз (РФА), який оснований на інтерференції Лауе-Брегга (визначення напрямку максимумів дифракції пружно розсіяного на кристалі рентгенівського випромінювання) і описується формулою 2.1 [12,13,14,15].

$$n\lambda = 2d \sin \theta \quad (2.1)$$

де: d — міжплощинна відстань, θ — кут ковзання (бреггівський кут), n — порядок дифракційного максимуму, λ — довжина хвилі.

Прилади, на яких здійснюється рентгенометричний фазовий аналіз, називаються рентгенометричними дифрактометрами. Приклади дифрактометрів наведені у таблиці 2.9

Таблиця 2.9 – Приклади дифрактометрів та їх порівняльна характеристика

	ДРОН-4-07	X'Pert PRO MRD	Rigaku SmartLab
Джерело випромінювання	Рентгенівська трубка з мідним анодом	Рентгенівська трубка з мідним або кобальтовим анодом	Рентгенівська трубка з мідним анодом
Детектор	Сцинтиляційний детектор	Позиційно-чутливий детектор	Гібридний піксельний детектор
Кутовий діапазон	2θ від 0° до 160°	2θ від 0° до 150°	2θ від 0° до 160°
Роздільна здатність	Висока, завдяки вузьким щілинам	Дуже висока, завдяки використанню монокристалічних монохроматорів	Висока, завдяки використанню багат шарових монохроматорів

При виконанні РФА виконуються наступні послідовні етапи:

- 1) Підготовка зразка – зразок подрібнюється до порошкоподібного стану, для забезпечення рівномірного розсіювання рентгенівських променів.
- 2) Опромінення зразка – зразок опромінюється рентгенівськими променями, які, після проходження через зразок, розсіюються на атомних площинах кристалів.
- 3) Реєстрація дифракційної картини – розсіяні промені реєструються детектором і створюється дифракційна картина (дифрактограма).
- 4) Аналіз дифрактограми – дифрактограма аналізується, визначаються кути і інтенсивності дифракційних піків, які відповідають різним фазам у зразку.
- 5) Ідентифікація фаз – отримані дані порівнюються з базами даних стандартних дифрактограм, що дозволяє визначити присутні фази.
- 6) Кількісний аналіз – знаходиться інтенсивність піків кожної фази, яка визначає їх кількісний вміст.

Принципова схема дифрактометра (Рис. 2.1) включає три обов'язкових блока: випромінювач рентгенівських променів (I), гоніометр (II) та детектор рентгенівських променів (III) [14].

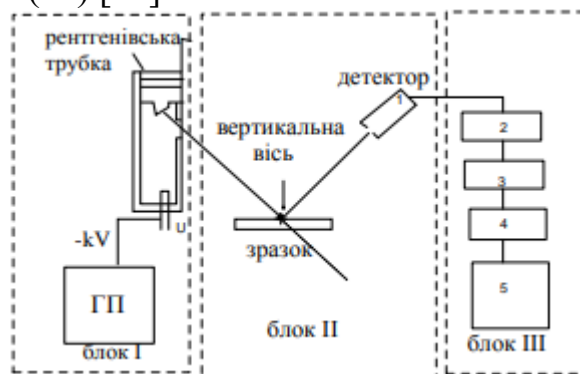


Рис.2.1 - Принципова схема дифрактометра

Усі три дифрактометри використовують рентгенівські трубки з мідним анодом, що забезпечує стабільне випромінювання. ДРОН-4-07 використовує сцинтиляційний детектор, тоді як X'Pert PRO MRD і Rigaku SmartLab мають більш сучасні детектори, що забезпечують вищу роздільну здатність і швидкість збору даних. Усі прилади мають широкий кутовий діапазон, що дозволяє аналізувати різні типи зразків. Найвища у X'Pert PRO MRD завдяки використанню монокристалічних монохроматорів, що дозволяє отримувати дуже точні результати, а Rigaku SmartLab (Рис. 2.2) є найбільш універсальним, оскільки може виконувати різні типи аналізів, включаючи фазовий аналіз, визначення текстури та напружень.



Рисунок 2.2 – Рентгенівський дифрактометр Rigaku SmartLab

Визначення гранулометричного складу

Гранулометричний склад — це характеристика крупності сипучих матеріалів, яка визначає розподіл частинок за розмірами. Він важливий для багатьох галузей, таких як будівництво, сільське господарство та гірнича справа [12].

Ситовий аналіз — це метод визначення гранулометричного складу матеріалів шляхом просіювання через набір стандартних сит з отворами різних розмірів. Цей метод дозволяє розділити матеріал на фракції за розмірами частинок [12].

При виконанні ситового аналізу виконуються наступні послідовні етапи:

Підготовка проби – зразок матеріалу висушується і подрібнюється до необхідної крупності.

Просіювання – матеріал просіюється через набір сит, починаючи з найбільшого до найменшого.

Зважування – кожна фракція, що залишається на ситах, зважується.

Аналіз результатів – визначається процентний вміст кожної фракції (Табл. 2.10) та будується гранулометрична крива (Рис. 2.3)

Табл. 2.10 – Приклад відображення результатів ситового аналізу.

Клас крупності, мм	Вихід, %	Вміст компоненту, %	Сумарний вихід, %	
			по «+d»	по «-d»
+d ₁	γ ₁	β ₁	γ ₁	100,0
- d ₁ + d ₂	γ ₂	β ₂	γ ₁ + γ ₂	γ ₅ + γ ₄ + γ ₃ + γ ₂
- d ₂ + d ₃	γ ₃	β ₃	γ ₁ + γ ₂ + γ ₃	γ ₅ + γ ₄ + γ ₃
- d ₃ + d ₄	γ ₄	β ₄	γ ₁ + γ ₂ + γ ₃ + γ ₄	γ ₅ + γ ₄
- d ₄ + d ₅	γ ₅	β ₅	100,0	γ ₅
Разом	100,0	β _{ср}	-	-

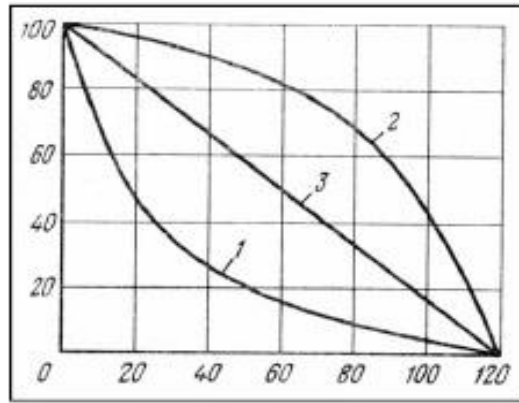


Рис. 2.3 – Гранулометрична крива розподілення фракцій

Найбільш поширеними є механічні струшувачі, які використовуються для просіювання матеріалів крупністю до 6 мм, та електромагнітні струшувачі, які мають регульовану частоту і амплітуду коливань. Основною задачею струшувачів є забезпечення кругових коливань сит у горизонтальній площині [16,17,18,19]. Принципова схема ситового вібраційного аналізатора наведена на Рис. 2.4.

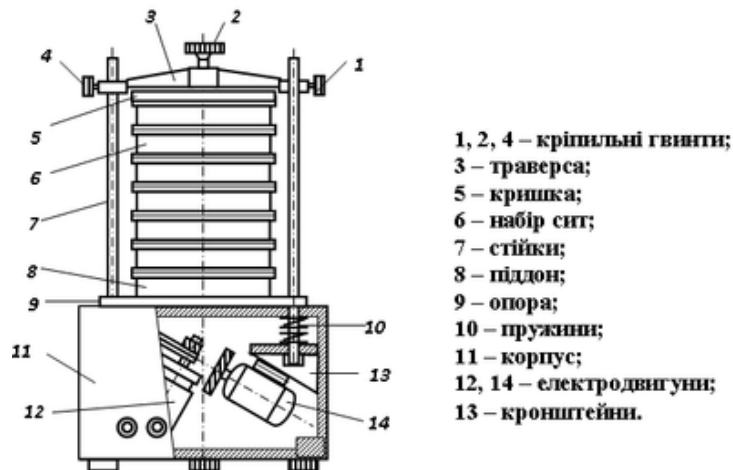


Рис. 2.4 – Принципова схема ситового вібраційного аналізатора

Визначення вологості руди

Вологість – це відношення маси води в мінеральній сировині до маси вологої сировини у відсотках і визначається за формулою 2.2. Вода в гірських породах буває: зв'язана вода (хімічно в складі мінералів і фізично на поверхні мінералів); капілярна вода (перехідна між зв'язаною та вільною водою); вільна вода. Ці форми води взаємодіють з породами і змінюють їх властивості. Найбільш простим методом визначення вологості є висушування при температурі більше 105°C до постійної маси. Проба вважається висушеною, якщо зменшення маси проби між двома зважуваннями не перевищує 0,05% [12].

$$W_t^r = \frac{m_1 - m_2}{m_1 - m_0} \cdot 100, \% \quad (2.2)$$

де m_0 – маса листа, на якому сушилася проба, кг; m_1 – маса листа з наважкою до висушування, кг; m_2 – маса листа з наважкою після висушування, кг.

Визначення магнітної сприйнятливості руд

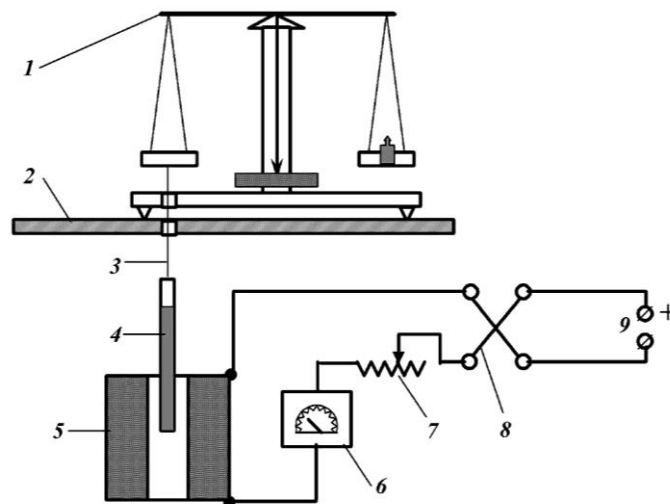
Основною характеристикою руд, що збагачуються магнітними методами, є об'ємна магнітна сприйнятливість одиниці маси тіла χ (питома), яка визначається за формулою

$$\chi = \chi_0 / \delta, \text{ м}^3/\text{кг} \quad (2.3)$$

де χ_0 – об'ємна магнітна сприйнятливість; δ – густина тіла, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Визначення магнітної сприйнятливості сильномагнітних мінералів здійснюється методом Гюї, який оснований на вимірюванні сили, що діє на зразок. Зразок упакований у циліндр, один кінець якого поміщений у сильне магнітне поле H , а другий – у слабке H_1 . Зразок досліджуваного матеріалу, подрібнюється до крупності 0,1 мм, засипається в скляну трубку довжиною 40 см та ущільнюється до мітки 35 см. Трубку з матеріалом підвішується до однієї чашки ваг таким чином, щоб нижній край знаходився у однорідному магнітному полі. При достатньо великій довжині циліндра його верхній кінець віддалений від полюсів магніту на велику відстань і $H_1 \approx 0$ [12].

Схема установки для визначення магнітної сприйнятливості методом Гюї наведена на рис. 2.5.



1 – ваги; 2 – екран; 3 – нитка; 4 – циліндр з досліджуваним зразком; 5 – електромагнітна котушка; 6 – амперметр постійного струму; 7 – реостат; 8 – перемикач; 9 – джерело постійного струму.

Рис. 2.5 – Схема установки для визначення магнітної сприйнятливості методом Гюї

Трубка з матеріалом зважується двічі: за відсутності струму в обмотках електромагніту; при заданій величині струму в обмотках електромагніту. Ця операція виконується декілька разів і визначається середньоарифметичне значення питомої магнітної сприйнятливості за формулою 2.4

$$\chi = \frac{2l \cdot \Delta m}{\mu_0 \cdot m \cdot H^2} \quad (2.4)$$

де l – довжина зразка в трубки, м; Δm – удаваний приріст маси зразка в магнітному полі, кг; m – маса зразка, кг; $\mu_0 = 1,256 \cdot 10^{-6}$ Гн/м – магнітна

проникність вакууму; H – напруженість сильного однорідного магнітного поля, А/м.

Визначення густини руд

Розрізняють дійсну та насипну густини.

Дійсна густина – відношення маси продукту до його об'єму. Дійсна густина визначається хімічним складом і структурою мінералу, при цьому важливу роль відіграють атомна маса елементів, що складають мінерал, їх валентності, координаційне число, розміри іонних радіусів. Дійсна густина корисних копалин, шихтових матеріалів і продуктів збагачення визначається пікнометричним методом, який оснований на вимірюванні маси порожнього пікнометру, наповненого рідиною, і пікнометру з заміщенням частини рідини пробою досліджуваного матеріалу і визначається за формулою 2.5 [12]

$$\delta = \frac{m_3 - m_1}{(m_4 - m_3) - (m_2 - m_1)} \cdot \Delta, \text{ кг/м}^3 \quad (2.5)$$

де: δ – дійсна густина досліджуваного матеріалу, кг/м³; Δ – густина рідини, кг/м³; m_1 – маса порожнього пікнометра, кг; m_2 – маса пікнометра з рідиною, кг; m_3 – маса пікнометра з пробєю досліджуваного матеріалу, кг; m_4 – маса пікнометра з рідиною і пробєю досліджуваного матеріалу, кг.

Насипна густина – відношення маси подрібненого продукту до його об'єму з проміжками між зернами і порами. Насипна густина залежить від дійсної густини, мінерального і гранулометричного складу матеріалу, ступеня його ущільнення, вологості. Насипну густину використовують при визначенні об'єму сировини, при розрахунках бункерів і ємностей для її збереження і транспортування, тиску на стінки ємностей, вагонів і т.п. Насипна густина визначається методом мірного циліндра. В циліндр місткістю 10 – 15 мл до визначеної мітки наливається бензол, спирт або гас, а потім вводиться проба досліджуваного матеріалу масою 3 – 5 г. Після відліку об'єму витиснутої рідини при відомій масі проби визначається густина матеріалу за формулою 2.6. За кінцевий результат досліджень приймається середньоарифметичне двох випробувань, що відрізняються не більше 5 % [12].

$$\delta = \frac{m}{V}, \text{ кг/м}^3 \quad (2.6)$$

Насипна густина корисних копалин суттєво залежить від крупності. В інженерних розрахунках і практиці гірничої справи залежність насипної густини від крупності оцінюється коефіцієнтом розпушення [12].

Проведення тесту Бонда

Вибір технологічної схеми підготовки руди до збагачення, типу, кількості та розмірів основного технологічного обладнання, визначення оптимальних режимів подрібнення та розрахунок навантажень на обладнання при проектуванні збагачувальних фабрик здійснюються шляхом попередніх досліджень подрібнюваності в лабораторних або напівпромислових умовах. Напівпромислові випробування на установках безперервної дії забезпечують

отримання найбільш достовірної інформації для розрахунку питомих навантажень на обладнання, однак вони пов'язані зі значними обсягами проб руди та трудовитрат.

Найбільш використовуваним та визнаним у світовій практиці є метод Бонда (від прізвища американського гірничого інженера Фреда Честера Бонда).

Процедура визначення робочого індексу кульового подрібнення являє собою періодичне сухе подрібнення в стандартизованому млині кульового подрібнення при сталій швидкості обертання барабана (70 об/хв), стандартизованому кульовому завантаженні (20,125 кг) та крупності живлення (-3,35+0 мм).

Розраховується індекс Бонда за наступною формулою:

$$BW_i = \frac{1,1023 \cdot 44,5}{A^{0,23} G_{bp}^{0,82} 10 \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)}, \text{кВт} \cdot \text{год/т} \quad (2.7)$$

де: A — розмір чарунки контрольного сита, мкм; G_{bp} — параметр подрібнюваності в останніх трьох циклах тесту, г/об; F_{80} — теоретичний розмір чарунки сита, через яке проходить 80% маси вихідної проби, мкм; P_{80} — теоретичний розмір чарунки сита, через яке проходить 80% маси кінцевого продукту, мкм. Всі вищезазначені показники визначаються за допомогою наведеної нижче процедури тестування.

У першому циклі вихідна проба подрібнюється протягом 100 обертів млина. Живлення другого та наступних циклів складається з надрешітного класу продукту попереднього циклу, доповненого свіжим живленням до початкової маси проби. Число обертів млина в кожному наступному циклі розраховується з параметра подрібнюваності в попередньому циклі таким чином, щоб циркулююче навантаження на млин досягало 250%. Для цього маса підрешітного продукту після подрібнення повинна становити 1/3,5 від маси вихідного живлення. Цикли подрібнення можна завершувати, коли параметр подрібнюваності (G_{bp} , г/об) і маса готового класу протягом трьох циклів будуть незмінними ($\pm 2\%$). Продукти цих трьох циклів об'єднуються і розсіюються для визначення параметра P_{80} .

Відтворюваність результатів стандартної методології Ф. Бонда лежить у межах 3—5% [20].

Визначення питомої продуктивності ролер-пресу

Питома продуктивність ролер-пресу визначається його пропускнуою здатністю при визначеному складі вихідного матеріалу та заданому значенні питомого зусилля пресування для характерної поверхні валків, які застосовуються, і вимірюється в т/год на 1м.кв. поверхні валків при коловій швидкості 1 м/с та розраховується за формулою 2.8 [21]

$$q = \frac{Q}{D \cdot L \cdot \vartheta}, \text{тс/годм}^3 \quad (2.8)$$

де: Q – загальна пропускна здатність ролер-пресу, т/год; D – діаметр валків, м; L – ширина валків, м; ϑ – колова швидкість обертання валків, м/с.

Визначення питомого зусилля пресування

Питоме зусилля пресування – це фізична величина, яка численно визначається сукупністю сил, що діють через гідравлічну систему ролер-пресу на одиницю робочої поверхні валків, вимірюється в кН/м^2 та розраховується за формулою 2.9

$$F_t = \frac{F}{D \cdot L}, \text{кН/м}^2 \quad (2.9)$$

де: F – загальне зусилля пресування, кН; D – діаметр валків, м; L – ширина валків, м.

Питоме зусилля пресування являє собою головний показник від якого залежить крупність дробленого продукту після ролер-пресу. Регулювання робочого тиску здійснюється за рахунок гідравлічної системи. Однак досягнення заданої крупності продукту за рахунок збільшення тиску за один цикл обмежене, тому ролер-преси працюють в замкненому режимі з грохотом. У процесі випробувань визначається оптимальний режим роботи та необхідне оптимальне питоме зусилля пресування [21].

Питоме енергоспоживання

Параметр питомого енергоспоживання являється показником кількості енергії, яку необхідно витратити для досягнення бажаного результату при подрібненні руди і розраховується за формулою 2.10

$$W_t = (P_t - P_x)/Q, \text{кВтгод/т} \quad (2.10)$$

де: Q – загальна пропускна здатність ролер-пресу, т/год; P_t – енергоспоживання під навантаженням, кВт; P_x – енергоспоживання в режимі холостого ходу, кВт.

Мінімальна потужність двигуна визначається шляхом перемноження чистої споживаної потужності на коефіцієнт 1,15, щоб таким чином компенсувати нерівномірність в споживанні окремих валків і коливання навантаження в привідній системі [21].

Циркуляційне навантаження

Циркуляційне навантаження визначає масу матеріалу, що повертається на повторне завантаження ролер-пресу. Розраховується як відношення маси рециркуляційного продукту до маси вихідного продукту і визначається за формулою 2.11

$$C = (m/M) \cdot 100, \% \quad (2.11)$$

де: M – маса вихідного продукту, кг; m – маса рециркуляційного продукту, кг.

Визначення впливу руди на знос поверхні валків

Експериментальний прес-валок RC 100x30 (рис. 2.6) використовується для визначення показників зносу футерування прес-валків [21]. Технічні

характеристики експериментального прес-валка RC 100x30 наведено в таблиці 2.11.



Рис. 2.6 – Експериментальний прес-валок для випробування на знос

Таблиця 2.11. Технічні характеристики експериментального прес-валка RC 100x30

Параметр	Значення
Діаметр валків, мм	102
Ширина валків, мм	30
Частота обертання валків, об/хв	$\leq 24,8$
Колова швидкість обертання, м/с	$\leq 0,13$
Питоме зусилля пресування, Н/мм ²	≤ 16
Потужність приводу, кВт	0,55
Тиск прес-форми, кН	≤ 49
Ступінь зносу, нм/об	розраховується

Завантаження вихідної руди здійснюється через гравітаційний живильник. Експериментальний прес-валок обладнаний валками з гладким футеруванням. Для забезпечення захвату валками вихідної руди остання дробиться на фракції крупністю менше 3,15 мм. Маса валків визначається перед і після випробування. Ступінь зносу футерування визначається шляхом ділення різниці мас до і після випробування на обсяг подрібненої вихідної руди.

Експериментальний прес-валок фіксує в динаміці значення робочих параметрів (час, швидкість валків, робочий зазор, зусилля пресування).

Перед випробуванням вихідна руда зневоднюється у сушильній шафі з метою виключення інших факторів, крім механічного зносу. Випробування виконується за наступних параметрів: питома зусилля пресування – 8 Н/мм², частота обертання валків – 24,8 об/хв (відповідає коловій швидкості – 0,13 м/с). Після кожного випробування рудні частки та інші фрагменти видаляються з поверхні валків в ультразвуковій ванні, валки знежирюються ізопропанолом, вимірюється маса рухомого та нерухомого валків високочутливим зважувальним пристроєм. Категорія ступеня зносу робочої поверхні визначається по табл. 2.12 шляхом порівняння отриманого значення з наведеними діапазонами [21].

Таблиця 2.12 – Класифікація ступенів зносу прес-валків

Категорія	Ступінь зносу, нм/об
Низький знос	<1,5
Низько-середній знос	1,5 - 4,5
Середній знос	4,5 - 6,5
Середньо-високий знос	6,5 - 10,0
Високий знос	10,0 - 40,0

Одним із варіантів підвищення ефективності застосовуваного устаткування, а саме обладнання процесів подрібнення, є перенесення частини роботи по зменшенню розмірів рудної шихти з кульових млинів на дробарки, в яких ефективність процесу в кілька разів вища. Таким чином на млини подається рудна шихта зі зменшеним класом крупності, що дозволяє або підвищити продуктивність, або покращити помол і, як наслідок, покращити розкриття зерен мінералів [21]. Крім того, доведення продуктів живлення кульових млинів до дрібнішого класу крупності прес-валками виявляється менш енерговитратним ніж таке подрібнення безпосередньо кульовими млинами.

2.3. Методика проведення напівпромислових випробувань

Визначення доцільності застосування ролер-пресу для зменшення крупності живлення кульових млинів проводиться на напівпромисловому комплексі обладнання, яке складається з: ротаційний розподільувач (рис. 2.7); безпосередньо напівпромисловий прес-валок Коерперн 60/10-230 (рис. 2.8); живильник у вигляді воронкоподібного бункеру з крутими стінками; відсікач на розвантаження прес-валка; ситовий струшувач вібраційний; повітряно-струменений просіювач; грохот; кульовий млин; сепаратор магнітний барабанного типу з мокрою сепарацією.

Ротаційний розподільвач призначений для усереднення та розподілу вихідної руди на наважки по 200-250 кг, щоб забезпечити різні тести пробами з однаковими характеристиками.



Рис. 2.7 – Ротаційний розподільвач проб



Рис. 2.8 - Напівпромисловий ролер-прес Коеррерн 60/10-230

Технічна характеристика ролер-пресу Коеррерн 60/10-230 представлена в табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Технічні характеристика ролер-пресу Коеррерн 60/10-230

Параметр	Значення
Діаметр валків, мм	1000
Ширина валків, мм	230
Частота обертання валків, об/хв	2,2 – 31,7
Колова швидкість обертання, м/с	0,11 – 1,66
Питоме зусилля пресування, Н/мм ²	≤5,5
Загальне зусилля пресування, кН	≤1265
Потужність приводу, кВт	250

Тести проводяться у відкритому і закритому циклах. У відкритому циклі виконують мінімум три тести при різних тисках пресування. У замкненому циклі подрібнення виконується порційно з додаванням у кожную наступну партію надрешітний продукт з попереднього прогону.

Проби вихідної руди для тестів усереднюються і визначаються наступні їх характеристики: гранулометричний склад, вологість, кут природного відкосу, істинна та насипна маси, індекс Бонда, межа міцності на стиск, вміст заліза, хімічний та мінералогічний склад.

Проби продукту подрібнення у відкритому циклі подрібнення відбираються після дезінтеграції, ділення на центральній та крайовий продукти, визначаються гранулометричний склад, насипна щільність, індекс Бонда.

Проби продукту подрібнення у замкненому циклі подрібнення відбираються з підрешітного продукту, визначаються гранулометричний склад, насипна щільність, індекс Бонда

При виконанні випробувань фіксуються наступні показники: тривалість подрібнення, відстань між валками, гідравлічний тиск без навантаження та під час експлуатації, споживана потужність двигуна, частота та колова швидкість обертання валків. Розраховуються питома продуктивність, необхідне зусилля подрібнення, питома витрата енергії.

Продукт подрібнення розділяється відсікачем, який встановлений на розвантаженні прес-валка, на центральний та крайовий продукти. Отримані зразки розділюються на наважки для ситового аналізу. Для аналізу використовуються вібраційна просіююча машина та повітряноструйний просіювач.

Тести в замкненому циклі покликані для визначення обсягу рециркуляційного навантаження в сталому режимі роботи ролер-преса (постійні енергоспоживання та пропускна здатність), тому що при додаванні у наступну партію надрешітного продукту попередньої партії характеристика матеріалу, що подрібнюється, змінюється за рахунок грубого надрешітного матеріалу. Надрешітний продукт утворюється за рахунок використання вібраційного грохоту, граничний клас крупність якого 3,15 мм.

Зведена схема випробування наведена на рис. 2.9.

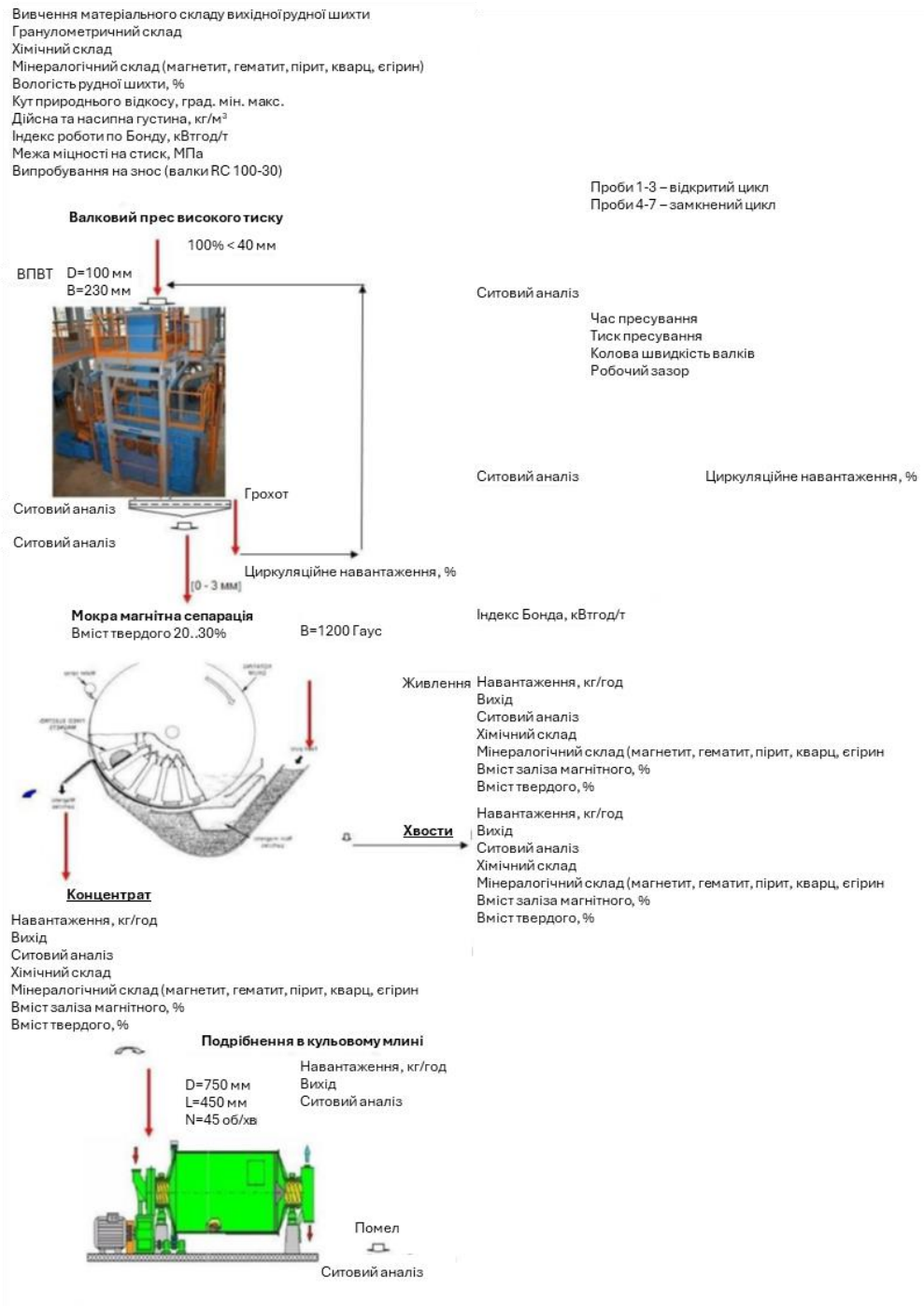


Рис. 2.9 – Карта проведення напівпромислових випробувань

Визначення енергоспоживання кульового млина

Енергоспоживання кульового млина визначається на кульовому млині періодичної дії (діаметр 750 мм, довжина 450 мм) при частоті обертання 42 об/хв (85% від критичної). Конструктивно млин має 5 ліфтерів (висот 50 мм, ширин 80 мм) (рис. 2.10)

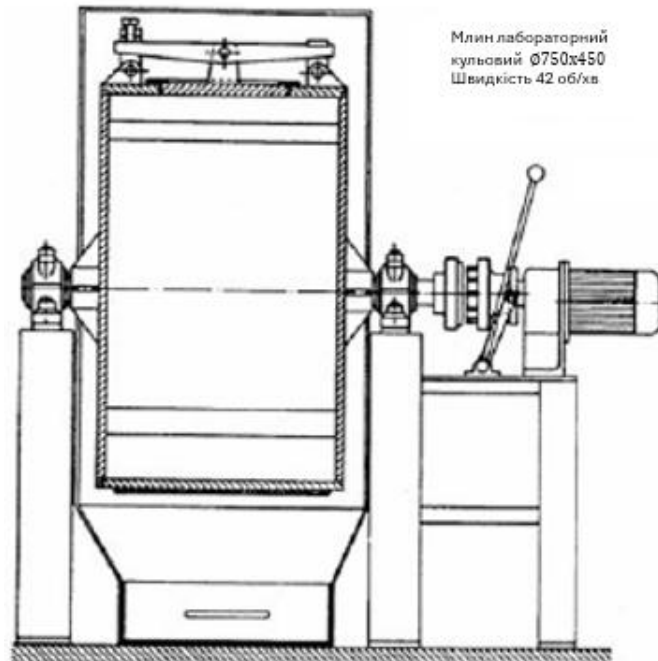


Рис. 2.10 – Млин кульовий для напівпромислових випробувань

Проби наважкою по 10 кг поетапно подрібнюються в млині кульовому для напівпромислових випробувань. Клас крупності руди – менше 31,5 мм. Для різних продуктів застосовуються кулі, що мелють, з різним складом по їх діаметру і приймається відповідно до таблиці 2.14.

Таблиця 2.14 – Склад кульового завантаження

Продукт живлення кульового млина	Діаметр куль, що мелють, мм									
	80	70	60	50	40	30	25	18	14	12
Рядова руда	40	30	30							
Некласифікований продукт подрібнення на ролер-пресі			20	20	30	30				
Класифікований продукт подрібнення на ролер-пресі							30	30	20	20

Випробування вважається завершеним після досягнення класу крупності -0,056 мм на розвантаженні млина не менше 70%. Вимірювання виконуються після кожного циклу.

Визначення балансу продуктів ММС

Підрешітний продукт подрібнення ролер-пресу, що був отриманий в результаті перевірного грохочення, сепарується на лабораторному барабанному (барабан: $d = 200$ мм; $l = 120$ мм) магнітному сепараторі в слабкому магнітному полі ($B = 0,12$ Тл). Тип ванни – протитечійна.

Продукти ММС опробуються відповідно до карти проведення напівпромислових випробувань.

2.4. Висновки до розділу 2

1. Сировинна база ПРАТ «ПІВНІЧНИЙ ГІРНИЧОЗБАГАЧУВАЛЬНИЙ КОМБІНАТ» представлена рудами залізистих кварцитів Первомайського та Ганнівського родовищ.

2. При поточній технології збагачення комбінат змушений дотримуватись певної шихтовки руди при виробництві концентрату марки А-1, а саме – до 20% руди Першотравневого кар'єру та від 80% руди Ганнівського кар'єру, що є стримуючим фактором нарощування обсягів виробництва більш маржинального продукту – концентрату марки А-1.

3. Мінеральний склад та вкрапленість окремих мінералів в рудній шихті показує на значне покращення технологічних показників концентрату при доведенні класу крупності до -56 мкм і особливо до -44 мкм.

4. Перспективним напрямком для дослідження є розгляд методів та обладнання, що дозволяє збільшити вихід класів крупності менше досягнутих без значного зростання енергоспоживання, наприклад – використання подрібнення валками високого тиску перед традиційними стадіями подрібнення за допомогою кульових млинів.

5. Першим кроком розробки технології збагачення є, насамперед, визначення характеристик сировини, яку необхідно переробляти, для чого винайдено безліч методів аналізу, наприклад: визначення мінералогічного та хімічного складів мінералів, гранулометричного складу, вологості, магнітних властивостей, густини, супротиву на стискання, тощо.

6. Для проведення повного комплексу випробування необхідне наступне устаткування: ротаційний розподілювач; напівпромисловий прес-валок; живильник при навантаженні прес-валка; відсікач на розвантаженні прес-валка; ситовий струшувач вібраційний; повітряно-струменений просіювач; грохот; кульовий млин; барабанний мокрий магнітний сепаратор; ваги лабораторні.

7. По виконанню всього комплексу випробувань визначаються наступні характеристики матеріалів: гранулометричний склад; хімічний склад; мінералогічний склад; вологість рудної шихти; кут природнього відкосу; дійсна та насипна густини; індекс роботи по Бонду; межа міцності на стиск; вміст твердого в живленні ММС; вміст заліза магнітного; вихід продуктів; рівень зносу поверхні валків.

8. По виконанню всього комплексу випробувань визначаються наступні параметри процесів: час та тиск пресування, колова швидкість валків, робочий зазор між валками; циркуляційне навантаження.

РОЗДІЛ 3. ВИЗНАЧЕННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ ВПРОВАДЖЕННЯ В ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ВИСОКОЕФЕКТИВНОГО ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ РУДОПІДГОТОВКИ

3.1. Теоретичні основи процесу рудопідготовки

При дробленні та подрібненні руйнуються зв'язки між зернами мінералів, в першу чергу по найслабшим місцям – тріщини, дислокації менш міцних зерен, нашарування, тощо. Якщо просто кажучи, то по лініям найменшого супротиву. Зовнішні сили, що витрачаються на подолання сил зчеплення всередині кристалів, і, які призводять до деформації та руйнування кристалів з утворенням нових поверхонь, можна описати чотирма емпіричними законами (гіпотезами) [22]:

1. закон Ріттінгера – робота, витрачена на руйнування зерна, пропорційна площі новоутвореної поверхні і описується формулою 3.1:

$$A = k \cdot (S_2 - S_1) \text{ або } A = k_R \cdot D^2 \quad (3.1)$$

де k_R та k – коефіцієнти пропорційності при роботі, яка витрачається на утворення нової поверхні; D – розмір грудки дробимого матеріалу; S_1, S_2 – площа грудки та її шматків до та після дроблення.

В основу описаної залежності покладені природа матеріалу, ступінь дроблення, крупність грудки, що дробиться. Використовується для визначення роботи при мілкому дробленні.

2. закон Кирпичова-Кіка – робота, витрачена на дроблення матеріалу пропорційна його об'єму або масі і описується формулою 3.2:

$$A = k_R \cdot D^3 \quad (3.2)$$

де k_R – коефіцієнт пропорційності при роботі, яка витрачається на деформацію грудки, що дробиться.

Закон використовується при дробленні грудок великих розмірів та які мають малий ступінь дроблення і можна знехтувати енергією на утворення нових поверхонь. Використовується для визначення роботи при крупному дробленні.

3. закон Ребіндера – робота, витрачена на дроблення дорівнює сумі робіт утворення нової поверхні та деформації і описується формулою 3.3:

$$A = K_k \cdot D^3 + K_R \cdot D^2 \quad (3.3)$$

Закон, по суті, є об'єднанням двох попередніх законів Ріттінгера та Кирпичова-Кіка

закон Бонда – робота, витрачена на дроблення, пропорційна площі зерна, яке руйнується, і його середньому геометричному об'єму і описується формулою 3.4:

$$A = K_B \cdot \sqrt{D^2 D^3} = K_B \cdot D^{2,5} \quad (3.4)$$

де k – коефіцієнти пропорційності при визначенні повної роботи.

Використовується для визначення роботи при середньому дробленні.

3.2. Результати напівпромислових випробувань

По даним лабораторних досліджень залізної руди ПРАТ «ПІВНГЗК» дійсна густина руди становить 3500 кг/м^3 , насипна – 2290 кг/м^3 , максимальний і мінімальний кути природного відкосу – 32° та 19° відповідно. Індекс Бонда складає $8,2 \text{ кВт} \cdot \text{год/т}$ вихідної рудної шихти [21].

Мінералогічний склад вихідної рудної шихти, визначений методом РФА, наведений в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Вміст мінералів у вихідній рудній шихті за результатами мінералогічного РФА

Продукт	Мінерали								
	Магнетит	Кварц	Гематит	Амфібол	Тальк	Хлорит	Біотит	Доломіт	Всього
Вихідна шихта	48	32	6	4,1	4,3	1,8	0,6	3,2	100

Проведено три тести по подрібненню у відкритому циклі проби рудної шихти (наважка кожної проби 250 кг) на напівпромисловому ролер-пресі Коеррегн 60/10-230 при сталих показниках вологості рудної шихти – $3,0\%$, коловій швидкості обертання валків – $0,56 \text{ м/с}$, та при змінному показнику питомого зусилля пресування – $2,5, 3,5$ та $4,5 \text{ Н/мм}^2$ відповідно для кожного тексту. Визначено оптимальне питоме зусилля пресування.

Проведено чотири тести по подрібненню у замкнутому циклі з грохотом Rhewum RIUS при сталих показниках вологості рудної шихти – $3,0\%$, коловій швидкості обертання валків – $0,56 \text{ м/с}$, питомого зусилля пресування – $3,5 \text{ Н/мм}^2$ та при змінному показнику зазору між валками $23, 24, 25$ та 26 мм відповідно:

тест 23мм : питома пропускна здатність – 358 тс/годм^2 , питоме енергоспоживання – $1,2 \text{ кВтгод/т}$;

тест 24мм : питома пропускна здатність – 352 тс/годм^2 , питоме енергоспоживання – $1,1 \text{ кВтгод/т}$;

тест 25мм : питома пропускна здатність – 371 тс/годм^2 , питоме енергоспоживання – $1,0 \text{ кВтгод/т}$;

тест 26мм : питома пропускна здатність – 379 тс/годм^2 , питоме енергоспоживання – $1,0 \text{ кВтгод/т}$;

Проведено ситовий аналіз вихідної рудної шихти (рис. 3.1) та продуктів подрібнення в ролер-пресі (рис. 3.2), результати, наведено в таблиці 3.1.

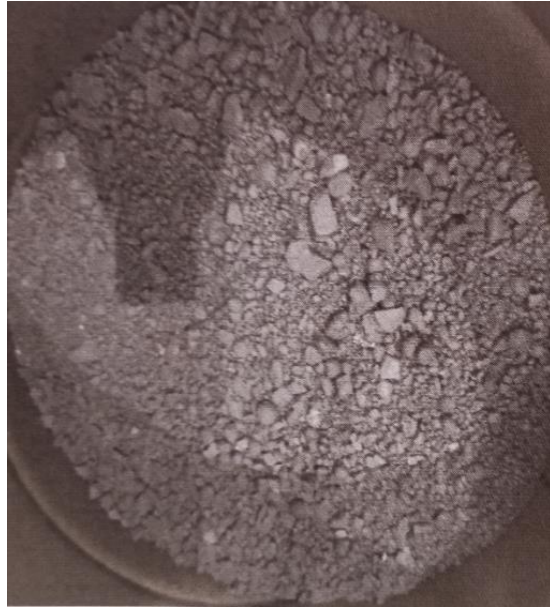


Рисунок 3.1 – Рудна шихта, що подається на подрібнення в ролер-прес



Рисунок 3.2 – Продукт подрібнення в ролер-пресі

Таблиця 3.1 – Гранулярна характеристика рудної шихти та продуктів подрібнення руди ПВВТ

Клас крупності, мм	Вихідна рудна шихта			Продукти ПВВТ					
	Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"	центральний			крайовий		
				Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"	Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"
-40,0 +31,50	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
-31,5 +20,00	7,94	7,94	100,00	0,00	0,00	100,00	0,58	0,58	100,00
-20,0 +12,50	19,94	27,88	92,06	3,89	3,89	100,00	6,29	6,87	99,42
-12,5 +8,00	17,09	44,97	72,12	6,55	10,44	96,11	8,02	14,89	93,13
-8,0 +6,30	9,98	54,95	55,03	5,31	15,75	89,56	6,02	20,91	85,11

-6,3	+4,00	13,04	67,99	45,05	12,03	27,78	84,25	13,85	34,76	79,09
-4,0	+3,15	5,85	73,84	32,01	6,63	34,41	72,22	7,64	42,40	65,24
-3,15	+2,00	7,86	81,70	26,16	13,18	47,59	65,59	12,58	54,98	57,60
-2,0	+1,00	7,98	89,68	18,30	15,39	62,98	52,41	13,08	68,06	45,02
-1,0	+0,50	4,71	94,39	10,32	10,26	73,24	37,02	8,64	76,70	31,94
-0,5	+0,25	3,16	97,55	5,61	6,33	79,57	26,76	5,36	82,06	23,30
-0,25		2,45	100,00	2,45	20,43	100,00	20,43	17,94	100,00	17,94
Всього		100,00			100,00			100,00		

На рис. 3.3 представлена гранулярна характеристика ситового аналізу рудної шихти, що переробляється в ролер-пресі.

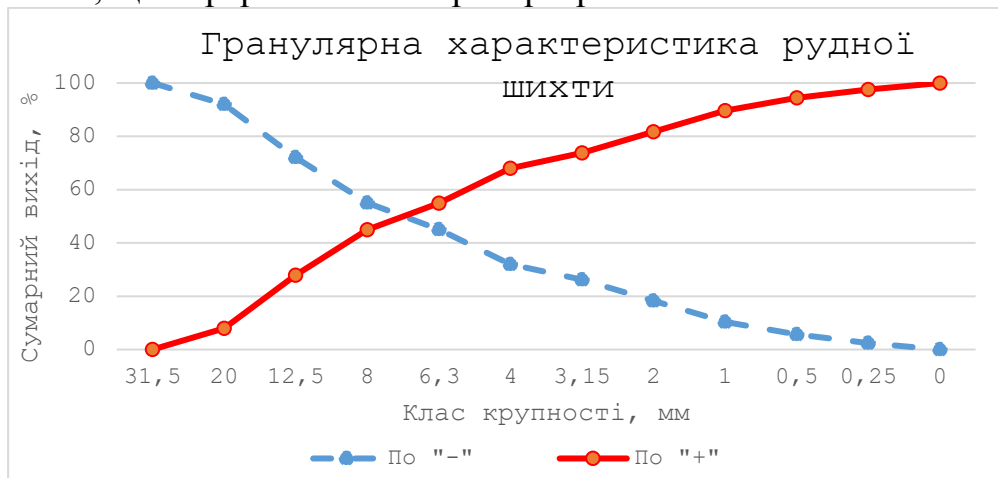


Рисунок 3.3 – Гранулярна характеристика ситового аналізу рудної шихти, що переробляється в ролер-пресі

Згідно даних таблиці 3.1 видно, що продукт живлення ПВВТ за своєю гранулярною характеристикою відповідав вимогам, які пред'являються до живлення ПВВТ, тобто відсутні грудки більше 31,5 мм. Параметр D_{80} складав 15,46 мм, тобто вихід підрешітного продукту класу -15,46 мм дорівнював 80 %. Параметр D_{50} складав 7,18 мм. Вміст класу -3,15 мм у вихідній руді складав 26,16 %. Після подрібнення отримано центральний і крайовий продукти ПВВТ, гранулярна характеристика яких наведена в таблиці 3.1 та на рис. 3.4.

Згідно даних таблиці 3.1 та рис. 3.4. видно, що для центрального продукту ПВВТ параметр D_{80} складав 5,0 мм, тобто вихід підрешітного продукту класу -5,0 мм дорівнював 80 %, і параметр D_{50} складав 1,7 мм. Для крайового продукту параметр P_{80} складав 6,4 мм, тобто вихід підрешітного продукту класу -6,4 мм дорівнював 80 %, і параметр D_{50} складав 2,4 мм. Вміст класу -3,15 мм крайового продукту ПВВТ складав 65,59 %.

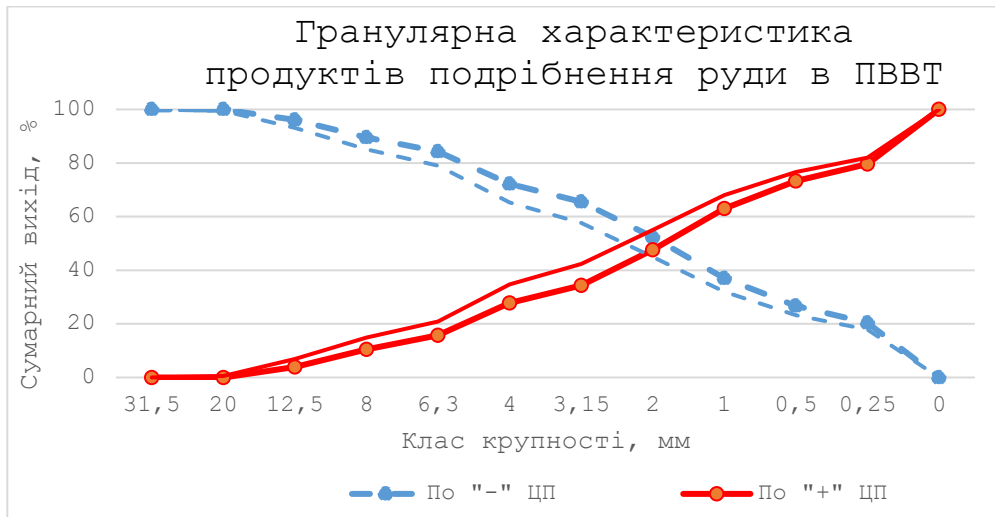


Рисунок 3.4 – Гранулярна характеристика ситового аналізу продуктів подрібнення в ролер-пресі

Після ролер-пресу центральний та крайовий продукти були відгрохочені по граничному розміру грудки 3,15 мм. Після грохочення отримані надрешітний і підрешітний продукти, гранулярна характеристика яких представлена в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Гранулярна характеристика продуктів грохочення

Клас крупності, мм	Продукти грохочення					
	центральный			крайовий		
	Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"	Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"
-40,0 +31,50	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
-31,5 +20,00	0,00	0,00	100,00	0,00	0,00	100,00
-20,0 +12,50	0,00	0,00	100,00	6,82	6,82	100,00
-12,5 +8,00	0,00	0,00	100,00	11,59	18,41	93,18
-8,0 +6,30	0,00	0,00	100,00	9,69	28,10	81,59
-6,3 +4,00	0,00	0,00	100,00	20,95	49,05	71,90
-4,0 +3,15	0,00	0,00	100,00	12,06	61,11	50,95
-3,15 +2,00	14,00	14,00	100,00	14,10	75,21	38,89
-2,0 +1,00	27,10	41,10	86,00	6,75	81,96	24,79
-1,0 +0,50	17,44	58,54	58,90	3,70	85,66	18,04
-0,5 +0,25	11,57	70,11	41,46	2,37	88,03	14,34
-0,25	29,89	100,00	29,89	11,97	100,00	11,97
Всього	100,00			100,00		

Згідно даних таблиці 3.2 видно, що для підрешітного продукту грохочення класу -3,15 мм параметр D_{80} складав 1,7 мм, тобто вихід підрешітного продукту класу -1,7 мм дорівнював 80 %, і параметр D_{50} складав 0,7 мм. Для надрешітного продукту грохочення параметр D_{80} складав 7,6 мм,

тобто вихід підрешітного продукту класу -7,6 мм дорівнював 80 %, і параметр D_{50} складав 3,8 мм. Вміст класу -3,15 мм надрешітного продукту грохочення складав 38,9 %.

Режимна карта роботи пресу Коеррет 60/10-230 в замкнутому циклі з грохотом:

- діаметр валків – 1000 мм;
- довжина валків – 230 мм;
- вологість руди – 3,0 %;
- частота обертання валків – 10-12 об/хв;
- питоме зусилля пресування – 3,5 Н/мм²;
- питома пропускна здатність – 379 тс/годм³;
- питоме енергоспоживання – 1,0 кВтгод/т;
- зазор між валками – 26 мм;
- гранична крупність розділення – 3,15 мм.

Результати подрібнення відповідно до режимної наведено в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Результати подрібнення вихідної руди на ПВВТ в замкнутому циклі

Параметри	Живлення ПВВТ	Центральний продукт ПВВТ	Крайовий продукт ПВВТ	Живлення грохоту	Клас +3,15 мм	Клас -3,15 мм
D_{80} , мм	15,46	5	6,4	5,6	7,6	1,7
D_{50} , мм	7,18	1,7	2,4	1,9	3,8	0,7
Частка класу -3,15 мм	26,16	65,59	57,61	63,62	38,9	100,0

Пресований продукт подрібнення після ролер-пресу та грохоту розпульповувався до вмісту твердого 20-35% і подавався на магнітну сепарацію. Продукти магнітної сепарації були зневоднені і зважені. Вихід магнітного продукту за результатами зважування склав 77,81 %. Після проведення хімічного аналізу продуктів ММС були отримані результати хімічного складу (табл. 3.4). Після проведення РФА продуктів ММС були отримані результати мінералогічного складу (табл. 3.5).

Таблиця 3.4 – Хімічний склад продуктів збагачення ММС

Продукти ММС	Хімічні сполуки в продуктах ММС												
	F ₂ g	FeO	Fe _{mgf}	SiO ₂	Al ₂ O ₃	S	Cu	Co	Pb	Cr	Cd	SrO	TiO ₂
Живлення	37,8	14,5	31,72	39,6	0,55	0,102	<0,0005	0,001	0,002	0,0007	<0,0005	0,0019	0,022
Концентрат	44,4	17,4	39,47	32,8	0,31	0,067	<0,0005	0,0014	0,0018	0,0006	<0,0005	0,0013	0,013
Відходи	13,3	3,9	2,89	64,9	1,46	0,23	<0,0005	<0,0005	0,0029	0,001	<0,0005	0,0042	0,054
Продукти ММС	Хімічні сполуки в продуктах ММС												
	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	Mn	P	Zn	Ni	As	V	Ti	BaO	
Живлення	1,44	2,79	0,3	0,26	0,05	0,041	<0,0005	<0,0005	0,0002	<0,003	<0,0005	0,0095	
Концентрат	1	2,06	0,22	0,18	0,04	0,027	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,002	<0,0005	0,0042	
Відходи	3,08	5,5	0,58	0,58	0,09	0,091	<0,0005	<0,0005	<0,0009	<0,005	<0,0005	0,029	

Таблиця 3.5 – Вміст мінералів в продуктах ММС за результатами мінералогічного РФА

Продукт	Мінерали									
	Магнетит	Кварц	Гематит	Амфібол	Тальк	Хлорит	Біотит	Доломіт	Всього	
Живлення	48	32	6	4,1	4,3	1,8	0,6	3,2	100	
Концентрат	55,4	26,2	5,7	3,8	5	1,1	0,1	2,7	100	
Відходи	3,3	54,7	8,2	10	11,1	3,8	3,7	5,2	100	

Після проведення тестів на ролер-пресі були проведені випробування по визначенню енергоспоживання при подрібненні дробленої руди з та без попереднього подрібнення на ролер-пресі за допомогою кульового млина періодичної дії (D – 750 мм, L – 450 мм, 5 ліфтерів шириною 80 мм) з частотою обертання 45 об/хв.

Умови проведення випробування випробувань:

- максимальний розмір завантажувального до млина матеріалу складає 32 мм;
- сухе подрібнення;
- відкритий цикл подрібнення;
- проба 1 – вихідна руда без ПВВТ, 25 кг;
- проба 2 – не класифікований продукт ПВВТ, 25 кг;
- проба 3 – класифікований продукт ПВВТ, 25 кг.

Визначення енергоспоживання кульового млина при подрібненні матеріалів, які пройшли рудопідготовку за різними технологіями, тобто з та без подрібнення валками високого тиску, дозволило визначити енергоефективність застосування ПВВТ. Гранулярна характеристика подрібнених проб (1, 2, 3) на кульовому млині наведена в таблиці 3.6. Кінетика процесу подрібнення проб (1, 2, 3) наведена в таблиці 3.7. та побудована залежність виходу заданого класу від часу подрібнення (рис. 3.5).

Результати випробувань:

- проба 1: продуктивність – 35,7 кг/год; енергоспоживання – 10,3 кВтгод/т;
- проба 2: продуктивність – 39,5 кг/год; енергоспоживання – 9,3 кВтгод/т;
- проба 3: продуктивність – 57,7 кг/год; енергоспоживання – 6,4 кВтгод/т.

Таблиця 3.6 – Гранулярна характеристика продуктів подрібнення кульового млина

Клас крупності, мм	Проба 1			Проба 2			Проба 3		
	Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"	Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"	Вихід, %	Сума по "+"	Сума по "-"
-31,50 +25,00	4,10	4,10	100,00	15,10	15,10	100,00	0,00	0,00	100,00
-25,00 +20,00	8,20	12,30	95,90	1,50	16,60	84,90	0,00	0,00	100,00
-20,00 +16,00	10,10	22,40	87,70	3,70	20,30	83,40	0,00	0,00	100,00
-16,00 +12,50	9,30	31,70	77,60	5,80	26,10	79,70	0,00	0,00	100,00
-12,50 +6,30	25,40	57,10	68,30	20,90	47,00	73,90	0,00	0,00	100,00
-6,30 +3,15	16,20	73,30	42,90	20,90	67,90	53,00	0,20	0,20	100,00
-3,15 +1,00	12,60	85,90	26,70	18,10	86,00	32,10	53,50	53,70	99,80
-1,00 +0,50	3,30	89,20	14,10	4,60	90,60	14,00	15,50	69,20	46,30
-0,50 +0,25	2,20	91,40	10,80	3,00	93,60	9,40	10,20	79,40	30,80
-0,25 +0,13	1,40	92,80	8,60	1,80	95,40	6,40	6,00	85,40	20,60
-0,13 +0,09	0,70	93,50	7,20	0,70	96,10	4,60	2,70	88,10	14,60
-0,09 +0,056	1,40	94,90	6,50	1,00	97,10	3,90	3,60	91,70	11,90
-0,056	5,10	100,00	5,10	2,90	100,00	2,90	8,30	100,00	8,30
Всього	100,00			100,00			100,00		

Таблиця 3.7 – Результати ситового аналізу продуктів подрібнення

Технологічні показники	Номер проби										
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Проба 1. Вихідна руда. Індекс Бонда – 8,2 кВтгод/т											
Питома витрата енергії, кВтгод/т		1,20	2,00	2,90	4,20	4,90	6,60	7,30	8,10	9,10	10,30
Час подрібнення, хв		5,00	8,00	12,00	17,00	20,00	27,00	30,00	33,00	37,00	42,00
R56, %		94,90	80,10	74,30	69,00	60,00	56,70	49,60	44,80	40,00	35,30
R90, %		93,50	75,60	68,60	61,00	51,40	47,20	38,90	31,90	26,20	20,10
Проба 2. Некласифікований продукт ПВВТ. Індекс Бонда – 7,8 кВтгод/т											
Питома витрата енергії, кВтгод/т		1,20	1,70	2,20	3,40	3,90	4,90	6,10	6,60	8,10	9,30
Час подрібнення, хв		5,00	7,00	9,00	14,00	16,00	20,00	25,00	27,00	33,00	38,00
R56, %		97,10	73,90	70,20	67,80	59,20	56,00	52,40	42,40	40,30	35,70
R90, %		96,10	68,50	64,00	60,10	49,90	46,50	40,70	29,20	26,00	20,70
Проба 3. Класифікований продукт ПВВТ. Індекс Бонда – 6,5 кВтгод/т											
Питома витрата енергії, кВтгод/т		1,20	2,00	2,70	3,40	4,70	5,10	5,90	6,40		
Час подрібнення, хв		5,00	8,00	11,00	14,00	19,00	21,00	24,00	26,00		
R56, %		91,70	67,00	60,40	56,00	51,00	42,10	38,60	34,10	29,80	
R90, %		88,10	59,80	52,00	46,00	40,40	29,00	24,60	19,00	16,30	

Аналіз кінетичних кривих показав, що попереднє подрібнення на ПВВТ дозволило збільшити продуктивність кульового млина при дотриманні вимог технологічної інструкції по роботі промислового млина другої стадії подрібнення – МШЦ 3600×5500: розрахунковий клас -0,056 мм на зливні на рівні 60-62%. Заданий помел випробування становив 70 % класу -0,056 мм.

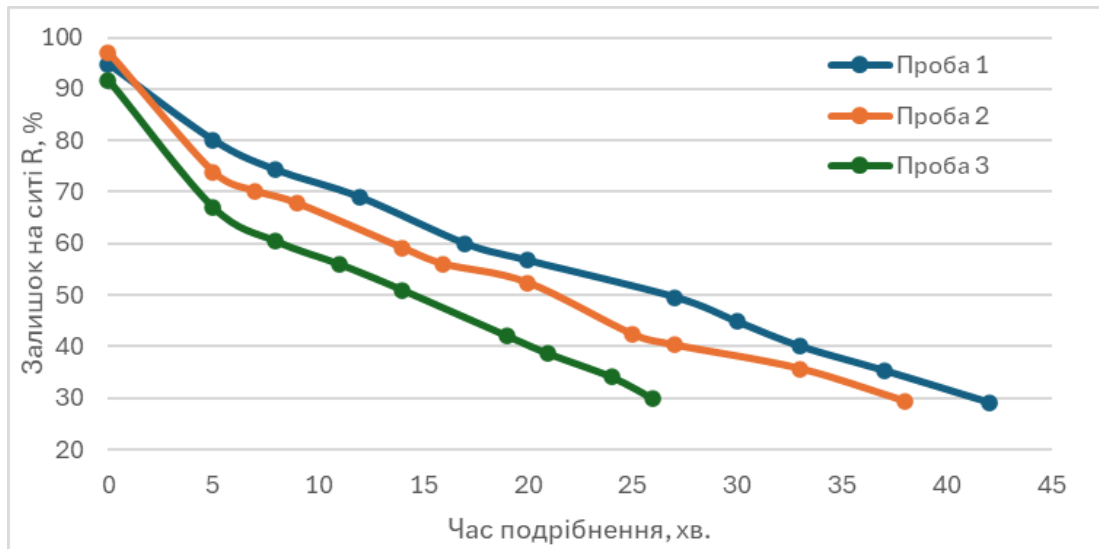


Рисунок 3.5 – Кінетичні криві подрібнення

Результати випробування дозволяють стверджувати, що попереднє подрібнення перед кульовим млином ролер-пресом у відкритому циклі, зменшує до 10 % необхідні час або енергію для подрібнення до класу крупності $-0,056$ мм не менше ніж 70 % відносно подрібнення вихідної руди без попереднього подрібнення в ролер-пресі. Це пояснюється збільшенням вмісту тонких класів та зниженням міцності за рахунок розвитку мікротріщин в руді після подрібнення прес-валками.

Попереднє подрібнення перед кульовим млином ролер-пресом у закритому циклі з грохотом, зменшує до 38 % необхідні час або енергію для подрібнення до класу крупності $-0,056$ мм не менше ніж 70 % відносно подрібнення вихідної руди без попереднього подрібнення в ролер-пресі. Це пояснюється однорідністю руди, що поступає на подрібнення кульовим млином, більшим вмістом тонких класів та розвитком більшої кількості мікротріщин після подрібнення прес-валками з грохоченням.

Порівняння індексів Бонда, які для вихідної руди, некласифікованого і класифікованого продуктів ПВВТ становили відповідно 8,2, 7,8 та 6,5 кВтгод/т, показало менші зниження часу або енергії на подрібнення, відповідно до 5 % та 21 %.

3.3. Висновки до розділу 3

1. Подрібнення валками високого тиску є перспективним та експериментально ефективним напрямком модернізації рудопідготовки залізної руди родовищ, що розробляються ПРАТ «ПВНГЗК».

2. Зростання продуктивності кульових млинів при роботі ПВВТ у відкритому циклі становить 5-10 %.

3. Зростання продуктивності кульових млинів при роботі ПВВТ у закритому циклі з грохоченням становить 20-38 %.

4. ММС продукту ПВВТ перед подрібненням кульовим млином дозволяє виділити не менше 22% відвальних хвостів з масовим вмістом $Fe_{\text{заг}} - 13,3\%$, що еквівалентно зменшенню сумарної продуктивності кульових млинів послідууючої стадії подрібнення не менше ніж на 10 %.

5. Питоме енергоспоживання кульовими млинами прямопропорційне часу подрібнення руди і має майже пряму залежність.

РОЗДІЛ 4. ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА З УРАХУВАННЯМ РЕЗУЛЬТАТІВ ДОСЛІДЖЕНЬ

4.1. Модернізована технологічна схема ПРАТ «ПІВНГЗК»

Технологічною схемою ПРАТ «ПІВНГЗК» передбачено подрібнення в три стадії. Класифікація продуктів подрібнення здійснюється: після I ст. подр. – спіральними класифікаторами; після II та III ст. подр. – гідроциклонами. З урахуванням результатів досліджень до вихідної схеми додано одну стадію додроблення за допомогою ПВВТ з класифікацією на грохоті у замкненому циклі. Модернізованою схемою передбачається також заміна класифікаторів на гідроциклони у циклі разом з млинами I ст. подрібнення. Гідроциклони працюють в замкненому режимі разом з млинами.

Більшістю схем збагачення передбачається виділення рудних корисних компонентів в готові продукти по мірі розкриття зерен корисних копалин, тоді як особливістю збагачення магнетитових руд та інших сильномагнітних корисних копалин є стадійне виведення нерудних компонентів у відходи.

Технологічною схемою ПРАТ «ПІВНГЗК» передбачено збагачення мокрою магнітною сепарацією (далі – ММС) на барабанних сепараторах в п'ять стадій.

Піски з класифікатора I ст. класифікації направляються в II ст. ММС після попереднього подрібнення в млинах I ст. подрібнення. З магнітної сепарації немагнітний продукт відправляється у хвості, а магнітний повертається в класифікатор по замкнутому циклу. Злив класифікатора піддається дешламації: розвантаження дешламатора направляється до III ст. ММС; злив – у хвості.

З III ст. мокрої магнітної сепарації немагнітний продукт відправляється у хвості, а магнітний – на класифікацію у гідроциклон, який являється II ст. класифікації. Піски гідроциклону піддаються подрібненню в млинах II ст. подрібнення і повертаються на повторну класифікацію по замкнутому циклу. Злив гідроциклону піддається дешламації: розвантаження дешламатора направляється до IV ст. ММС; злив – у хвості.

З IV ст. мокрої магнітної сепарації немагнітний продукт відправляється у хвості, а магнітний – на класифікацію у гідроциклон, який являється III ст. класифікації. Піски гідроциклону піддаються подрібненню в млинах III ст. подрібнення і повертаються на повторну класифікацію по замкнутому циклу. Злив гідроциклону піддається дешламації: розвантаження дешламатора направляється послідовно до V ст. та VI ст. ММС; злив – у хвості.

З V ст. та VI ст. мокрої магнітної сепарації немагнітний продукт відправляється у хвости, а магнітний – піддається фільтрації. Кінцевими продуктами являються зневоднений товарний концентрат і відходи у виді хвостів.

Визначення стадій дроблення

В процесі первинної обробки на збагачувальній фабриці мінерали проходять ряд послідовних і взаємопов'язаних операцій, одними з яких є підготовчі операції. Цех дроблення приймає мінерал з певними розмірами і повинен забезпечити ті розміри мінералу після операції дроблення, які є найоптимальнішими для подальшої переробки під час операції подрібнення і отримання необхідного класу крупності для основного процесу – збагачення, щоб отримати високу якість концентрату і якомога менше втрат. Отже, виходячи з цього, визначаємо, що максимальний кусок з живлення цеху дроблення $D_{max} = 1050$ мм, а для операції подрібнення живлення буде з максимально оптимальним розміром $d_{max} = 10-30$ мм, приймаємо для подальшого розрахунку 30 мм (враховуючи фізико-механічні властивості руди та додатковий процес дроблення за допомогою подрібнення валками високого тиску до розміру 3 мм). Для визначення стадій дроблення розраховуємо загальний ступінь дроблення $i_{заг}$ та i_0 . $i_{заг} = i_0^x$, показник ступеню вказує на кількість стадій.

$$i_{заг} = \frac{D_{max}}{d_{max}} = \frac{1050}{30} = 35 \quad (4.1)$$

Розраховуємо необхідно кількість стадій дроблення

$$i_0 = \sqrt{i_{заг}} = \sqrt{35} = 5,92 \quad (4.2)$$

$$i_0 = \sqrt[3]{i_{заг}} = \sqrt[3]{35} = 3,27 \quad (4.3)$$

Так як $i_{заг} = i_0^x$, то $x = 3$. Отже, приймаємо три стадії дроблення.

Подальший вибір і розрахунок схеми дроблення виконується в програмі «ОРИД».

Визначення годинної продуктивності цеху дроблення

Визначаємо годинну продуктивність цеху дроблення для розрахунку схеми дроблення

$$Q_{год} = \frac{Q_{річ}}{T_{діб} \cdot T_{зм} \cdot T_{год}} = \frac{25 \cdot 10^6}{305 \cdot 2 \cdot 12} = 3415,3 \text{ т/год} \quad (4.4)$$

де: $Q_{річ}$ – річна продуктивність цеху дроблення, т/рік

$T_{діб} = 305$ діб – кількість робочих діб цеху дроблення на рік;

$T_{зм} = 2$ зм – кількість робочих змін на 1 добу;

$T_{год} = 12$ год – кількість робочих годин на 1 зміну.

Розрахунок I стадії дроблення.

Вибір і обґрунтування устаткування для I стадії дроблення

Розрахунок виконуємо в програмі «ОРИД-5К». Вихідні дані для розрахунку I стадії дроблення наведені в таблиці 4.1

Таблиця 4.1 – Вихідні дані для розрахунку I стадії дроблення

D_{max}	d_{max}	$Q_{год}$	δ	Z_p
1050	5	3415,3	3,38	1,5

де: D_{max} – крупність максимального куска в живленні I стадії дроблення, мм.

d_{max} – крупність максимального куска в кінцевому продукті дроблення, мм.

$Q_{год}$ – годинна продуктивність цеху дроблення, т/год.

δ – густина вихідної руди, т/м³.

Z_p – коефіцієнт закрупнення дробарок для твердих руд, д.од.

Таблиця 4.2 – Результати розрахунку I стадії дроблення

Варіант	Типорозмір дробарки		Кількість дробарок,	Щілина, мм	Крупність дробленої руди, мм	Продуктивність дробарки, м3/год	Коеф. завантаження	Сумарна маса, т	Сумарна потужність, кВт	Розмір отворів, мм	Ефективність грохочення	Відсів дріб'язку
без грохочення перед крупним дробленням												
1	ЩДП-15*21	тех	5	140,0	210,0	427,3	0,80	1300	1250	-	-	-
2	ЩДП-21*25	тех	3	184,2	276,3	604,7	0,94	1410	1200	-	-	-
3	ККД-1500/180	тех	2	162,8	244,2	1220,9	0,70	840	1260	-	-	-
4	ККД -1500/180	тех	2	140,0	210,0	1056,0	0,81	840	1260	-	-	-
5	ККД -1500/180	грщ	2	170,7	256,1	1280,5	0,67	840	1260	-	-	-
з грохоченням перед крупним дробленням												
1	ЩДП-15*21	тех	4	140,0	210,0	427,3	0,77	1040	1000	210	0,60	0,230
2	ЩДП-21*25	тех	3	184,2	276,3	604,7	0,68	1410	1200	270	0,60	0,277
3	ККД -1500/180	тех	2	140,0	210,0	1056,0	0,63	840	1260	160	0,70	0,217
4	ККД -1500/180	грщ	1	170,7	256,1	1280,5	0,93	420	630	250	0,70	0,305

За отриманими результатами розрахунку (Таблиця 4.2) в I стадії дроблення до встановлення обираємо 4-й варіант з дробаркою ККД–1500/180 з гідравлічним регулюванням щілини та попереднім грохоченням через:

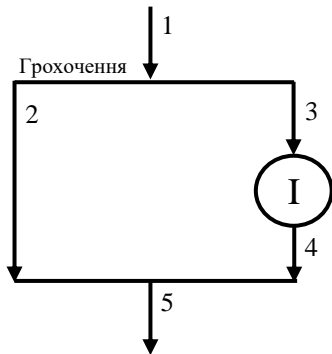
- найменшу сумарну масу, що надалі призведе до менших капітальних витрат;
- найбільший коефіцієнт завантаження;

- попереднє грохочення та гідравлічний привід регулювання розвантажувальної щілини дозволяють забезпечити виконання планової продуктивності однією дробаркою;
- найменші питомі витрати електроенергії.

За отриманими результатами розрахунку (Таблиця 4.2) визначаємо ступінь дроблення матеріалу I стадії за формулою

$$i_1 = \frac{D_{\max}}{D_1} = \frac{1050}{256,1} = 4,1 \quad (4.5)$$

Розраховуємо схему I стадії дроблення за балансом



$$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 = 100\%$$

$$\gamma_2 = 0,305 \cdot 100\% = 30,5\%$$

$$\gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2 = 100\% - 30,5\% = 69,5\%$$

$$\gamma_4 = \gamma_3 = 69,5\%$$

$$\gamma_5 = \gamma_1 = 100\%$$

Розраховуємо продуктивність за рудою I стадії дроблення

$$Q_1 = 3415,3 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}};$$

$$Q_2 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_2}{100} \% = \frac{3415,3 \cdot 30,5\%}{100} = 1041,67 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}};$$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 3415,3 - 1041,67 = 2373,63 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}};$$

$$Q_4 = Q_3 = 2373,63 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}};$$

$$Q_5 = Q_1 = 3415,3 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}}.$$

Розрахунок II стадії дроблення.

Вибір і обґрунтування устаткування для II стадії дроблення

Розрахунок виконуємо в програмі «ОРИД-5S». Вихідні дані для розрахунку II стадії дроблення наведені в таблиці 4.3

Таблиця 4.3 – Вихідні дані для розрахунку II стадії дроблення.

D_1	d_{\max}	$Q_{\text{год}}$	$\delta_{\text{н}}$
256,1	5	3415,3	2,0

де: D_1 – крупність максимального куска в живленні II стадії дроблення, який визначено в результаті розрахунку I стадії дроблення за допомогою програми «ОРИД-5К», мм.

d_{\max} – крупність максимального куска в кінцевому продукті дроблення, мм.

$Q_{\text{год}}$ – годинна продуктивність цеху дроблення, т/год.
 $\delta_{\text{н}}$ – насипна маса руди, т/м³.

Таблиця 4.4 – Результати розрахунку II стадії дроблення

расчет среднего дробления диск=256.1mm dкон= 5mm q=3415.3т/час delta= 2.0т/м3 без грохочения перед средним дроблением											
вариант	марка	колич.	коэф.	степень	суммарные:		производительность				
		дробилки	шт.	загр.	дробления	масса, т	мощность, kbt	одной дробилки, м3/час			
с грохочением перед средним дроблением											
вариант	марка	колич.	коэф.	степень	суммарные:		производительность	эффективность	выход подр.	размер	
		дробилки	шт.	загр.	дробления	масса, т	мощность, kbt	одной дробилки, м3/час	грохочения	продукта	отб., мм
1	kcd-2200	7	0.86	4.5	686.	1750	211.9	0.70	0.252	50.	
2	kcd-2200	6	0.94	4.4	588.	1500	214.6	0.80	0.288	50.	
3	kcd-2200	6	0.93	4.3	588.	1500	217.4	0.80	0.288	50.	
4	kcd-2200	6	0.91	4.2	588.	1500	220.4	0.70	0.294	60.	
5	kcd-2200	6	0.90	4.1	588.	1500	223.5	0.70	0.294	60.	
6	kcd-2200	6	0.89	4.0	588.	1500	226.7	0.70	0.294	60.	
7	kcd-2200	6	0.87	3.9	588.	1500	230.1	0.70	0.294	60.	
8	kcd-2200	6	0.86	3.8	588.	1500	233.7	0.70	0.294	60.	
9	kcd-2200	6	0.85	3.7	588.	1500	237.7	0.70	0.294	60.	
10	kcd-2200	5	0.92	3.7	490.	1250	237.7	0.85	0.357	60.	
11	kcd-2500	4	0.91	3.7	600.	1280	303.4	0.85	0.357	60.	
12	kcd-2200	5	0.94	3.6	490.	1250	242.0	0.70	0.332	70.	
13	kcd-2500	4	0.92	3.6	600.	1280	309.5	0.70	0.332	70.	
14	kcd-2200	5	0.93	3.5	490.	1250	246.6	0.70	0.332	70.	
15	kcd-2500	4	0.90	3.5	600.	1280	316.0	0.70	0.332	70.	
16	kcd-2200	5	0.91	3.4	490.	1250	251.4	0.70	0.332	70.	
17	kcd-2500	4	0.88	3.4	600.	1280	322.8	0.70	0.332	70.	
18	kcd-2200	5	0.89	3.3	490.	1250	256.5	0.70	0.332	70.	
19	kcd-2500	4	0.86	3.3	600.	1280	330.7	0.70	0.332	70.	
20	kcd-2200	5	0.83	3.2	490.	1250	261.9	0.70	0.367	80.	
21	kcd-2500	4	0.80	3.2	600.	1280	339.2	0.70	0.367	80.	
22	kcd-2200	5	0.81	3.1	490.	1250	267.7	0.70	0.367	80.	
23	kcd-2500	4	0.78	3.1	600.	1280	348.3	0.70	0.367	80.	
24	kcd-2200	4	0.95	3.0	392.	1000	273.9	0.75	0.393	80.	
25	kcd-2200	4	0.91	3.0	392.	1000	273.9	0.80	0.419	80.	
26	kcd-2500	3	0.92	3.0	450.	960	358.0	0.80	0.419	80.	
27	kcd-3000	3	0.77	3.0	600.	1200	431.5	0.80	0.419	80.	

За отриманими результатами розрахунку (Таблиця 4.4.) в II стадії дроблення до порівняння обираємо 2 варіанти:

- 26-й з дробаркою КСД-2500 та попереднім грохоченням через:
 - найменшу сумарну масу, що надалі призведе до менших капітальних витрат, в поєднанні з одним із найбільших коефіцієнтів завантаження;
 - найменші питомі витрати електроенергії по стадії.
- 1-й з дробаркою КСД-2200 та попереднім грохоченням через:
 - найбільшу ступінь дроблення та найбільшу кількість дробарок, що в подальшому дозволить прийняти кількість дробарок III стадії дроблення рівним кількості дробарок в II стадії дроблення з метою зменшення капітальних витрат за рахунок спрощення технологічної схеми дроблення та зменшення кількості допоміжного устаткування.

Після порівняння результатів приймаємо дробарку КСД-2200 в кількості 7 шт. для II стадії дроблення.

На підставі отриманих даних виконуємо розрахунок II стадії дроблення. Визначаємо умовну максимальну крупність дроблення матеріалу за формулою

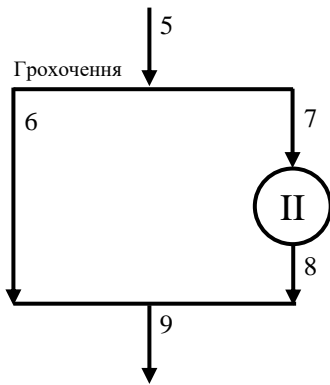
$$D_2 = \frac{D_{max}}{i_1 \cdot i_2} = \frac{D_1}{i_2} = \frac{256,1}{4,5} = 56,9 \text{ мм} \quad (4.6)$$

Розраховуємо схему II стадії дроблення за балансом

$$\gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7 = 100\%$$

$$\begin{aligned}\gamma_6 &= 0,419 \cdot 100\% = 41,9\% \\ \gamma_7 &= \gamma_5 - \gamma_6 = 100\% - 41,9\% = 58,1\% \\ \gamma_8 &= \gamma_7 = 58,1\% \\ \gamma_9 &= \gamma_5 = 100\%\end{aligned}$$

Розраховуємо продуктивність за рудою II стадії дроблення



$$\begin{aligned}Q_5 &= Q_1 = 3415,3 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}}; \\ Q_6 &= \frac{Q_1 \cdot \gamma_6}{100} \% = \frac{3415,3 \cdot 41,9\%}{100} = 1431,0 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}}; \\ Q_7 &= Q_5 - Q_6 = 3415,3 - 1431,0 = 1984,3 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}}; \\ Q_8 &= Q_7 = 1984,3 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}}; \\ Q_9 &= Q_5 = 3415,3 \frac{\text{Т}}{\text{ГОД}}.\end{aligned}$$

Розрахунок III стадії дроблення.

Вибір і обґрунтування устаткування для III стадії дроблення

Розрахунок виконуємо в програмі «ОРІД-5М». Вихідні дані для розрахунку III стадії дроблення наведені в таблиці 4.5

Таблиця 4.5 – Вихідні дані для розрахунку III стадії дроблення

D_2	d_{max}	$Q_{год}$	δ_n
56,9	30	3415,3	2,0

де: D_2 – крупність максимального куска в живленні III стадії дроблення, який визначено в результаті розрахунку II стадії дроблення за допомогою програми «ОРІД-5S», мм.

d_{max} – крупність максимального куска в кінцевому продукті дроблення, мм.

$Q_{год}$ – годинна продуктивність цеху дроблення, т/год.

δ_n – насипна маса руди, т/м³.

Аналізуємо отримані варіанти, розглядаємо варіанти у відкритому циклі, т.я. надалі передбачається процес подрібнення валками високого тиску до крупності 3-1 мм, і обираємо ті, що мають найменшу кількість обладнання з метою доведення відношення кількості дробарок середнього дроблення до мілкового – 1:1. За цими показниками приймаємо 2 варіант – КМД-2200 в кількості 9 штук у відкритому циклі дроблення

Таблиця 4.6 – Результати розрахунку III стадії дроблення

Варіант	Марка дробарки	Кіл. дробарок, шт.	Продуктивність однієї дробарки, м ³ /год	Коеф. завант.	Циркуляційне навантаження	Сумарна маса, т	Сумарна потужність, кВт	Ефективність грохочення	Вихід підрешітного продукту, %	Розмір отв., мм	b, мм	qш, т/год	dнт, мм
---------	----------------	--------------------	---	---------------	---------------------------	-----------------	-------------------------	-------------------------	--------------------------------	-----------------	-------	-----------	---------

у відкритому циклі дроблення

1	КМД-1750	12	87,10	0,91	-	564	1920	0,85	0,444	30	-	-	-
2	КМД-2200	9	121,00	0,91	-	882	2250	0,8	0,418	30	-	-	-

у закритому циклі дроблення

1	КМД-1750	16	113,30	0,89	0,56	752	2560	-	-	-	20	1338,4	36
2	КМД-2200	9	142,40	0,93	0,15	882	2250	-	-	-	10	1338,4	33
3	КМД-2200	10	182,10	0,93	0,62	980	2500	-	-	-	15	1338,4	40
4	КМД-2200	12	222,70	0,87	1,25	1176	3000	-	-	-	20	1338,4	48
5	КМД-3000	10	137,40	0,90	0,19	2350	4000	-	-	-	6	1338,4	37
6	КМД-3000	10	165,80	0,91	0,45	2350	4000	-	-	-	10	1338,4	41
7	КМД-3000	11	198,00	0,92	0,94	2585	4400	-	-	-	15	1338,4	48
8	КМД-3000	12	243,60	0,90	1,55	2820	4800	-	-	-	20	1338,4	56

На підставі отриманих даних розраховуємо схему III стадії дроблення у відкритому циклі. Визначаємо ступінь дроблення матеріалу III стадії за формулою:

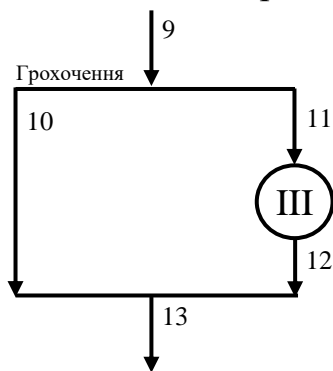
$$i_3 = \frac{D_2}{d_{\max}} = \frac{56,9}{30} = 1,9 \quad (4.7)$$

та виконаємо перевірку

$$i_0 = \sqrt[3]{i_1 \cdot i_2 \cdot i_3} = \sqrt[3]{4,1 \cdot 4,5 \cdot 1,9} = 3,27 \quad (4.8)$$

Отже, кількість стадій дроблення визначено вірно.

Розраховуємо схему III стадії дроблення за балансом



$$\gamma_9 = \gamma_{10} + \gamma_{11} = 100\%$$

$$\gamma_{10} = 0,418 \cdot 100\% = 41,8\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_9 - \gamma_{10} = 100\% - 41,8\% = 58,2\%$$

$$\gamma_{12} = \gamma_{11} = 58,2\%$$

$$\gamma_{13} = \gamma_9 = 100\%$$

Розраховуємо продуктивність за рудою III стадії дроблення

$$Q_9 = Q_1 = 3415,3 \frac{\text{т}}{\text{год}};$$

$$Q_{10} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{10}}{100} \% = \frac{3415,3 \cdot 41,8\%}{100} = 1427,6 \frac{\text{т}}{\text{год}};$$

$$Q_{11} = Q_9 - Q_{10} = 3415,3 - 1427,6 = 1987,7 \frac{\text{т}}{\text{год}};$$

$$Q_{12} = Q_{11} = 1987,7 \frac{\text{Т}}{\text{год}};$$

$$Q_{13} = Q_9 = 3415,3 \frac{\text{Т}}{\text{год}}.$$

Вибір і обґрунтування устаткування для процесів грохочення

Розрахунок виконується за допомогою програми «ОРІД-5G». Кількість варіантів вихідних даних визначається за можливими місцями встановлення грохотів. У зв'язку з вибором відкритого циклу дроблення, у грохоченні після III стадії дроблення немає необхідності і тому приймаємо 5 варіант.

Таблиця 4.7 – Вихідні дані для розрахунку грохочення

стадія	$Q_{\text{год}}$	δ	α	D_{max}	E	$n_{\text{др}}$
1	3415,3	3,38	250	1050	70	1
1	3415,3	3,38	50	256,1	70	1
2	3415,3	3,38	50	256,1	70	9
2	3415,3	3,38	30	56,9	80	9
3	3415,3	3,38	30	56,9	80	9

де: $Q_{\text{год}}$ – годинна продуктивність грохочення, т/год;

δ – густина руди, т/м³;

α – розмір сита, мм;

D_{max} – розмір максимального куска, що надходить на грохочення, мм;

E – ефективність грохочення, %;

$n_{\text{др}}$ – кількість дробарок для варіанту.

Таблиця 4.8 – Результати розрахунку грохочення

q=3415.3т/ч delta=3.4т/м3 aa=250mm d=1050.0mm ef=70% ndr= 1штук для работы пригодны колосиковые грохоты: b=2.2m l= 4.4m						
q=3415.3т/ч delta=3.4т/м3 aa= 50mm d= 256.1mm ef=70% ndr= 1штук при соотношении грохотов и дробилок 1:1 выбрать грохот невозможно грохота пригодного для работы в расчетных условиях нет						
q=3415.3т/ч delta=3.4т/м3 aa= 50mm d= 256.1mm ef=70% ndr= 9штук для работы в расчетных условиях пригодны грохоты:						
тип	площадь, м2	допустимая крупность, мм	масса, т	мощность привода, kbt		
гит-41	4.500	1000	5.0	13		
q=3415.3т/ч delta=3.4т/м3 aa= 30mm d= 56.9mm ef=80% ndr= 9штук для работы в расчетных условиях пригодны грохоты:						
тип	площадь, м2	допустимая крупность, мм	масса, т	мощность привода, kbt		
гит-51	6.125	400	8.0	17		
q=3415.3т/ч delta=3.4т/м3 aa= 30mm d= 56.9mm ef=80% ndr= 9штук для работы в расчетных условиях пригодны грохоты:						
тип	площадь, м2	допустимая крупность, мм	масса, т	мощность привода, kbt		
гит-51	6.125	400	8.0	17		

На основі аналізу отриманих даних обираємо найбільш оптимальні варіанти грохочення, керуючись показниками, що мають менші показники витрати електроенергії (економія витрат електроенергії), меншу масу (менше капітальних вкладень), будуть займати меншу площу (більш раціональне використання землевідводу).

Отже, приймаємо: попереднє грохочення за допомогою колосникового грохоту 4,4x2,2 (0,25) в кількості 1 од.; для першої стадії дроблення обираємо 1 дробарку ККД-1500/180ГРЦ; для другої стадії дроблення – інерційний грохот ГІТ-41 перед середнім дробленням у кількості 9 од. для 9 дробарок КСД-2200 в корпусі II-III ст. дроблення; для третьої стадії дроблення – інерційний грохот ГІТ-32 перед дрібним дробленням у кількості 9 од. для 9 дробарок КМД-2200 в тому ж корпусі. Обрана схема устаткування в цех дроблення є найбільш раціональною, економічною і доцільною в наших умовах.

Розрахунок питомої витрати електроенергії

Таблиця 4.9 – Енергоспоживання обраного обладнання

Питомі витрати електроенергії

$$e = \frac{\Sigma N}{Q_{\text{год}}} = \frac{5400 \text{кВт}}{3415,3 \text{т/год}} = 1,58 \frac{\text{кВт} \cdot \text{год}}{\text{т}} \quad (4.9)$$

Технологічна схема дроблення наведена на рис. 4.1

Схема ланцюга апарата представлена на рис. 4.2

Таблиця 4.10 – Вибране основне обладнання переділу дроблення

Стадія	Обладнання	Типорозмір	Кількість	Ширина зав./розв. отв., мм	Коеф. завантаж.	Маса, т	Потужність, кВт	Розмір отворів, мм
I								
Грохочення	Коло	4.4*2.2	1					250
Дроблення	ККД	1500/10	1	1500/180	0,67	420	630	
II								
Грохочення	ГІТ-41	8,0 м ²	9			32,8	117	50
Дроблення	КСД	2200	9	270/80	0,86	882	2250	
Грохочення	ГІТ-51	6,125 м ²	9			49,5	153	30
III								
Дроблення	КМД	2200	9	90/18	0,91	882	2250	
Σ						2266,3	5400	

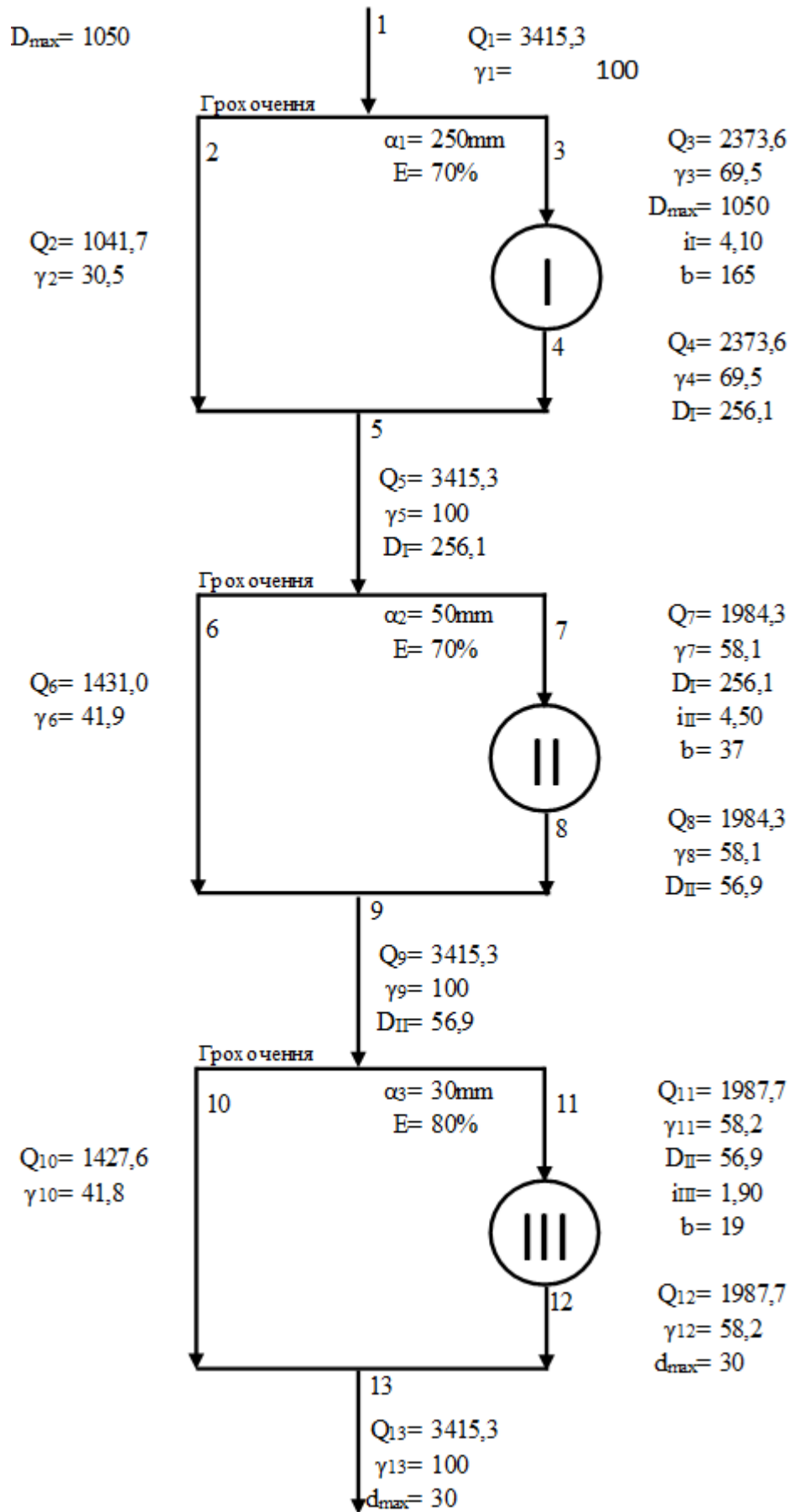


Рисунок 4.1 - Технологічна схема дроблення

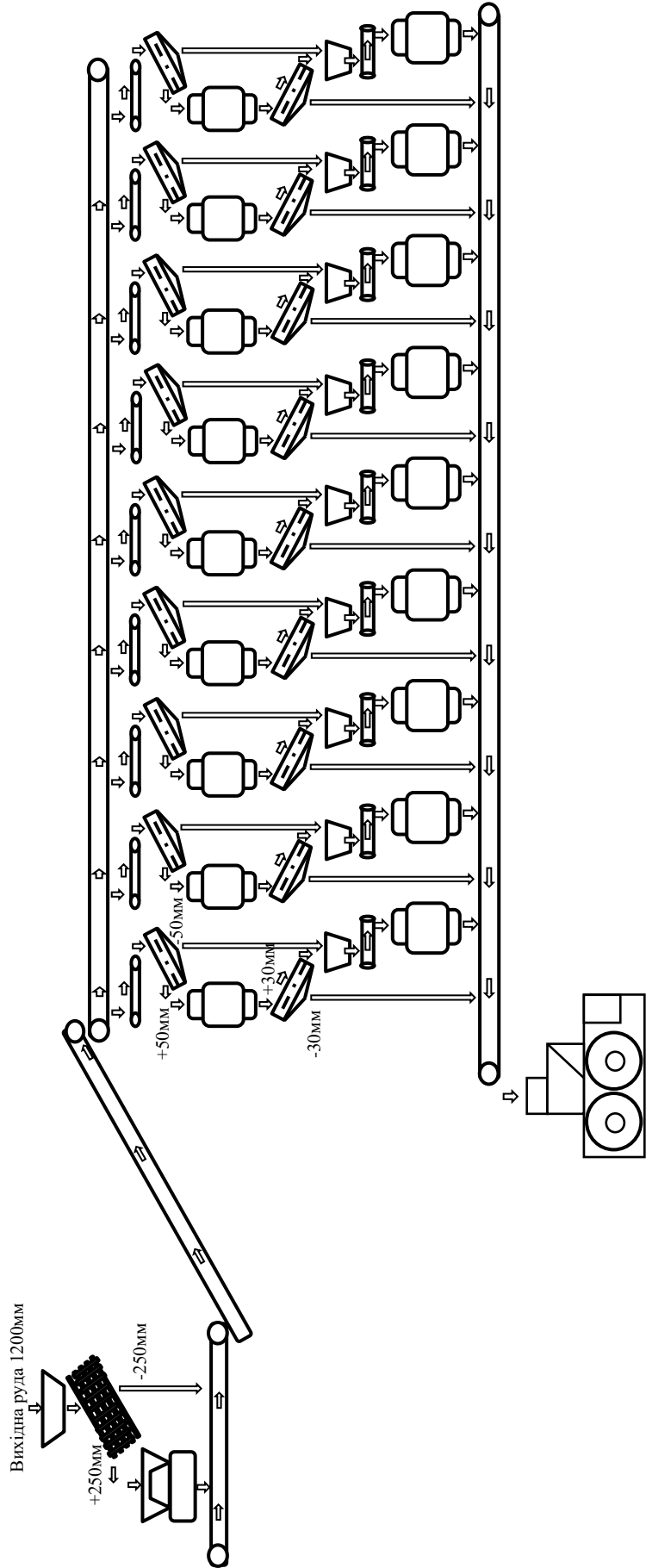


Рисунок 4.2 – Схема ланцюга апаратів фабрики дроблення

Розрахована схема дроблення для вихідної руди: $D_{max} - 1050\text{мм}$, $d_{min} - 30\text{ мм}$, щільність руди – $3,39\text{ т/м}^3$ та річною переробкою руди – 25 млн.т .

До встановлення приймаю таке обладнання:

I ст. дроблення – встановлюємо одну дробарку ККД-1500/180 ГРЩ з попереднім грохоченням на колосниковому грохоті ($\alpha_1=250\text{мм}$, $b=2,2\text{м}$, $l=4,4\text{м}$);

II ст. дроблення – встановлюємо 9 грохотів ГІТ-41, крупна фракція яких розвантажується на 9 дробарок середнього дроблення КСД-2500, дрібна фракція – фракція менше 50мм , направляється на мілке дроблення на 9 дробарок КМД-2200. Після середнього дроблення встановлюємо 9 грохотів ГІТ-51, дрібна фракція яких розвантажується на збірковий конвеєр подачі руди на операцію доподрібнення і далі на рудозбагачувальну фабрику;

III ст. дроблення – встановлюємо 9 дробарок КМД-2200, дрібна фракція – фракція менше 30мм , направляється на збірковий конвеєр подачі руди на операцію доподрібнення і далі на рудозбагачувальну фабрику. Попереднє грохочення не передбачене. Фракція менше 30мм з грохотів ГІТ-51 та дроблена руда після дробарок КМД за допомогою стрічкових конвеєрів направляється на операцію доподрібнення і далі в бункери рудозбагачувальної фабрики.

Вибір і обґрунтування устаткування для процесу ПБВТ

Дроблений продукт крупністю $<30\text{ мм}$ подається на ПБВТ. Вибір кількості та моделі ПБВТ здійснюється з урахуванням: забезпечення сумарної продуктивності по вихідній руді, умові захвату максимальної за розміром грудки вихідної руди, найменшим питомим енерговитратам. До порівняння прийняті валки високого тиску таких виробників як: Weir Minerals, Metso, Koeppern, Longi Magnetics, ThyssenKrupp (Табл. 4.11, 4.12, 4.13, 4.14, 4.15).

Таблиця 4.11 – Основні параметри ПБВТ виробництва Koeppern

Технічні характеристики	560/15,9-1120	620/17,6-1260	710/19,2-1350	710/19,2-1520
Продуктивність по вихідній руді, т/год	500	666	888	1000
Крупність продукту дроблення, мм	$< 3,16$	$< 3,16$	$< 3,16$	$< 3,16$
Питома пропускна здатність, тс/год м^3	431	431	431	431
Питоме енергоспоживання, кВтгод/т	3,43	3,43	3,43	3,43
Максимальне питоме зусилля пресування, Н/мм 2	4	4	4	4
Діаметр валків, мм	1590	1760	1920	1920
Ширина валків, мм	1120	1230	1350	1520
Колова швидкість валків, м/с	1,64	1,8	2,01	2,01
Діапазон регулювання колової шв-сті, м/с	1,0 – 1,9	1,1 – 2,1	1,2 – 2,3	1,2 – 2,3
Споживана потужність приводу, кВт	1767	2353	3138	3534
Паспортна потужність приводу, кВт	2x970	2x1295	2x1730	2x1945

Таблиця 4.12 – Основні параметри ПВВТ виробництва Weir Minerals Enduron

Модель	Продуктивність, т/год	Макс. живлення, мм	крупність Паспортна потужність двигуна, кВт
RPP 2	25 – 45	35	2 x 50
RPP 3.6	140 – 230	35	2 x 230
RPP 5	180 – 400	38	2 x 365
RPM 10	490 – 835	42	2 x 840
RPM 13	710 – 1025	48	2 x 1200
RPM 16	950 – 1670	54	2 x 2415
RPM 20	1520 – 2075	60	2 x 3430
RPM 24	1950 – 4100	66	2 x 4050
RPM 32	3680 – 5940	80	2 x 6800

Таблиця 4.13 – Основні параметри ПВВТ виробництва Longi Magnetics WGM

Модель	Специфікація валків, розмір валків, мм	Продуктивність, т/год	Паспортна потужність приводу, кВт
WGM-5425	Phi540*250	30	2*45
WGM-7030	Phi700*300	60	2*75
Серія WGM-80	Phi800*(400-500)	80-100	2*(110-132)
Серія WGM-120	Phi1200*(400-800)	100-160	2*(132-200)
WGM -130	Phi1400*(600-900)	160-400	2*(220-450)
WGM-140	Phi1500*(800-1100)	360-560	2*(400-630)
WGM -150	Phi1600*(900-1400)	540-800	2*(630-850)
WGM-160	Phi1700*(1000-1400)	760-1200	2*(800-1250)
WGM -170	Phi2000*(800-1600)	1000-1400	2*(1120-1600)
WGM -200	Phi2400*(1400-1600)	950-2000	2*(1000-2240)
WGM -240	Phi2400*(1400-1600)	2500-2800	2*(2500-3000)
WGM -260	Phi2600*(1400-1800)	2800-4000	2*(2800-4000)
WGM-300	Phi3000*(1600-2000)	4400-5600	2*(4500-5600)
WGM-360	Phi3600*(1600-2000)	5800-7400	2*(5600-7000)

Таблиця 4.14 – Основні параметри ПВВТ виробництва ThyssenKrupp POLYCOM

Модель	Діаметр валків, мм	Ширина валків, мм	Зусилля пресування, кН	Паспортна потужність, кВт
10/3	1050	380	3,40	300
10/4	1200	460	4,30	450
12/4	1300	460	5,70	560
12/5	1400	520	7,00	900
13/5	1520	520	8,60	1100
13/6	1600	600	11,00	1450
14/6	1740	600	13,50	1650
14/7	1870	660	17,00	1900
15/7	2050	660	20,00	2500
15/8	2200	760	26,00	3400

Таблиця 4.15 – Основні параметри ПВВТ виробництва Metso Outotec HRC

Модель	Розмір валків, мм х мм	Паспортна потужність двигуна, кВт (к.с.)	Висота, мм	Довжина, мм	Ширина, мм	Продуктивність, т/год
HRC™ 8	800x500	2x75 (2x100)	1630	2808	3865	60-90
HRC™ 800	740x400	2x132 (2x177)	2400	3700	2700	80-120
HRC™ 1200	1200x750	2x440 (2x590)	2200	1610	4400	200-399
HRC™ 1450	1450x900	2x650 (2x872)	2600	2050	5150	318-636
HRC™ 1700	1700x1000	2x900 (2x1207)	3105	2355	6295	434-867
HRC™ 2000	2000x1500	2x1900 (2x2548)	4080	3325	7740	900-1800
HRC™ 2400	2400x1650	2x3000 (2x4023)	5008	3630	9092	1426-2851
HRC™ 2600	2600x1750	2x3700 (2x4962)	5120	3765	9718	1775-3549
HRC™ 3000	3000x2000	2x5700 (2x7644)	6264	4230	10800	2700-5400

Сумарна продуктивність валків високого тиску відповідає сумарній продуктивності переділу дроблення

$$Q_{\text{ПВВТ}} = Q_{13} = 3415,3 \frac{\text{т}}{\text{год}} \quad (4.10)$$

До порівняння приймаємо ролер-преси, які продуктивності яких кратні 2, 3 та 4, тобто не менше 1708, 1137 та 854 т/год. Зі зменшенням продуктивності ролер-пресу зростає питома енергоспоживання. З наведених вище варіантів найменша питома витрата у ролер-пресу Weir Minerals Enduron RPM 24 – 1,78 кВтгод/т. Максимальна продуктивність ролер-пресу по вихідній руді – 4100 т/год, тому достатньо 1 од. такого типу для забезпечення продуктивності фабрики.

Для грохочення продукту ПВВТ обираємо грохот типу «банан» Metso BSE12x48-DD. За своїми характеристиками та двомодульній системі забезпечує обсяги грохочення продукту ПВВТ в повному обсязі (продуктивність – 3600 т/год; споживана потужність – 60 кВт) (табл. 4.16).

Таблиця 4.16 – Характеристики грохоту BSE12x48-DD

Параметр	Значення
Ширина грохоту, мм	3600
Довжина грохоту, мм	7300x2
Частота коливань, хв ⁻¹	900
Площа просіваючої поверхні, м ²	52,6
Макс. розмір живлення, мм	10
Продуктивність за вихідною рудою, т/год	3600
Споживана потужність привода, кВт	60

Розрахунок питомої витрати електроенергії

Таблиця 4.17 – Вибране обладнання переділу додроблення

Стадія	Обладнання	Типорозмір	Кількість	Макс. Живлення, мм	Коеф. завантаж.	Потужність, кВт	Розмір отворів, мм
ПВВТ							
Подрібнення	RPM 24	1400-1800 мм	1	66	0,90	8050	
Грохочення	BSE12x48-DD	52,6 м ²	1			60	3,15
Σ						8110	

Питома витрата електроенергії

$$e = \frac{\Sigma N}{Q_{\text{год}}} = \frac{8110 \text{ кВт}}{3415,3 \text{ т/год}} = 2,37 \frac{\text{кВт} \cdot \text{год}}{\text{т}} \quad (4.11)$$

Продуктивність і режим роботи рудозбагачувальної фабрики

Продуктивність рудозбагачувальної фабрики (далі – РЗФ) тісно взаємопов'язана з гірничодобувним підприємством (постачальником сировини) та заводом-переробником (споживачем готової продукції). При проектуванні РЗФ при родовищі, добова продуктивність фабрики проектується декілька вищою середньодобової продуктивності гірничодобувного підприємства. Годинна продуктивність фабрики при річній продуктивності 25 млн.т. руди визначається за формулою

$$Q_{\text{год}} = \frac{Q_{\text{річ}} \cdot (100 - W_1)}{T_{\text{діб}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot T_{\text{год}}} = \frac{25 \cdot 10^6 \cdot (100 - 3)}{340 \cdot 2 \cdot 12} = 2971,82 \frac{\text{т}}{\text{год}} \quad (4.12)$$

Призначення вихідних даних для розрахунку схеми та її розрахунок

Число вихідних показників:

$$N = c \cdot (n_p - a_p + 1) - 1 \quad (4.13)$$

$$N = 2 \cdot (22 - 11 + 1) - 1 = 23$$

де: N – загальне число вихідних показників;

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

n_p – число продуктів розділення;

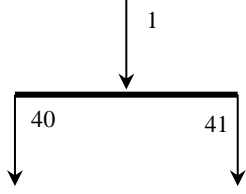
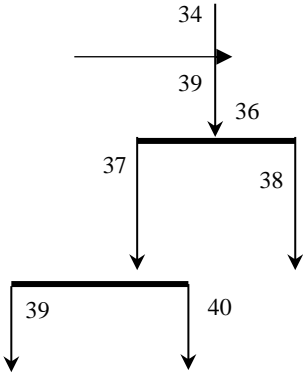
a_p – число операцій розділення.

Таблиця 4.18 – Вихідні дані вмісту корисного компоненту

№ продукту	β , %
1	35,31
6	42,70
9	42,9
10	50,55
12	50,0
13	11,11
14	55,87
15	9,26
16	61,22
17	12,12
22	64,06
23	10,10
24	65,56
25	11,00
30	66,8
31	9,9
32	67,6
33	17,52
34	67,99
35	18,2
38	14,50
40	68,0
41	11,46

Розрахунок якісно-кількісної схеми збагачення

Таблиця 4.19 – Розрахунок схем подрібнення на прикладі двох вузлів

з/п	Схема типового вузла	Рівняння балансу
1		$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{40} + \gamma_{41} \\ \gamma_1 \cdot \beta_1 = \gamma_{40} \cdot \beta_{40} + \gamma_{41} \cdot \beta_{41} \end{cases}$ $\gamma_{41} = \frac{\gamma_1 \cdot (\beta_1 - \beta_{40})}{\beta_{41} - \beta_{40}}$ $\gamma_{41} = \frac{100 \cdot (35,31 - 68,00)}{11,46 - 68,00} = 57,82$ $\gamma_{40} = 100 - 57,82 = 42,18$
2		$\begin{cases} \gamma_{37} = \gamma_{39} + \gamma_{40} \\ \gamma_{37} \cdot \beta_{37} = \gamma_{39} \cdot \beta_{39} + \gamma_{40} \cdot \beta_{40} \end{cases}$ $\gamma_{39} = 0, \quad \beta_{39} = 0$ $\gamma_{37} = \gamma_{40} = 42,18$ $\beta_{37} = \beta_{40} = 68,00$ $\gamma_{36} = \gamma_{34} + \gamma_{39}, \quad \gamma_{34} = \gamma_{37} + \gamma_{38}$ $\gamma_{36} = \gamma_{34}$ $\begin{cases} \gamma_{34} = \gamma_{37} + \gamma_{38} \\ \gamma_{34} \cdot \beta_{34} = \gamma_{37} \cdot \beta_{37} + \gamma_{38} \cdot \beta_{38} \end{cases}$ $\gamma_{38} = \frac{\gamma_{37} \cdot (\beta_{37} - \beta_{34})}{\beta_{34} - \beta_{38}}$ $\gamma_{38} = \frac{42,18 \cdot (68,00 - 67,99)}{67,99 - 14,50} = 0,01$ $\gamma_{38} = 42,18 + 0,01 = 42,19$

Розрахунки для інших вузлів схеми подрібнення проводимо аналогічним чином. Результати розрахунків заносимо до таблиці 4.20

Перевіряємо правильність розрахунків

$$\begin{aligned} \gamma_7 &= \gamma_{41} - \gamma_{13} - \gamma_{15} - \gamma_{17} - \gamma_{23} - \gamma_{25} - \gamma_{31} - \gamma_{33} - \gamma_{35} - \gamma_{38} = \gamma_4 - \gamma_6 \\ &= 57,82 - 15,10 - 6,93 - 5,86 - 2,52 - 1,25 - 0,96 - 0,69 - 0,33 - 0,01 = 100 - 75,84 \\ &= 24,16 = 24,16 \end{aligned}$$

За формулою 4.14 визначаємо вилучення розрахункового компоненту в продукті:

$$\varepsilon_i = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\beta_1}, \% \quad (4.14)$$

$$\varepsilon_3 = \frac{\gamma_3 \cdot \beta_3}{\beta_1} = \frac{75,84 \cdot 42,70}{35,31} = 91,71 \%$$

Аналогічно проводимо розрахунок для інших продуктів. Результати розрахунків заносимо до таблиці 4.20

За формулою 4.15 проводимо розрахунки продуктивності за рудою для всіх продуктів схеми.

$$Q_i = \frac{Q_1 \cdot \gamma_i}{\beta_1}, \text{т/год} \quad (4.15)$$

$$Q_7 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_7}{\beta_1} = \frac{2971,82 \cdot 24,16}{100} = 717,96 \text{ т/год}$$

Аналогічно проводимо розрахунок для інших продуктів. Результати розрахунків заносимо до таблиці 4.20

За формулою 4.16 проводимо розрахунки продуктивності за розрахунковим компонентом для всіх продуктів схеми

$$P_i = \frac{P_1 \cdot \varepsilon_i}{100} = \frac{Q_1 \cdot \beta_i}{100}, \text{т/год} \quad (4.16)$$

$$P_1 = \frac{Q_1 \cdot \beta_i}{100} = \frac{2971,82 \cdot 35,31}{100} = 1049,35 \text{ т/год}$$

Аналогічно проводимо розрахунок для інших продуктів. Результати розрахунків заносимо до таблиці 4.20

За формулою 4.17 проводимо розрахунки циркуляційного навантаження

$$C_i = \frac{Q_i}{Q_1} \cdot 100, \% \quad (4.17)$$

$$C_5 = \frac{Q_5}{Q_1} \cdot 100 = \frac{849,09}{2971,82} \cdot 100 = 28,57 \%$$

$$C_{12} = \frac{Q_{12}}{Q_6} \cdot 100 = \frac{1805,26}{2008,59} \cdot 100 = 89,12 \%$$

$$C_{21} = \frac{Q_{21}}{Q_{16}} \cdot 100 = \frac{1121,49}{1424,96} \cdot 100 = 78,70 \%$$

$$C_{29} = \frac{Q_{29}}{Q_{24}} \cdot 100 = \frac{905,41}{1312,85} \cdot 100 = 68,97 \%$$

Запропонована технологічна схема збагачення дозволяє отримувати концентрат з якістю 68,00% з виходом продукту 42,18%, при вилученні заліза 81,24%. Вихід хвостів продукту збагачення складає 57,82% з якістю 11,46%, при вилученні заліза 18,76%.

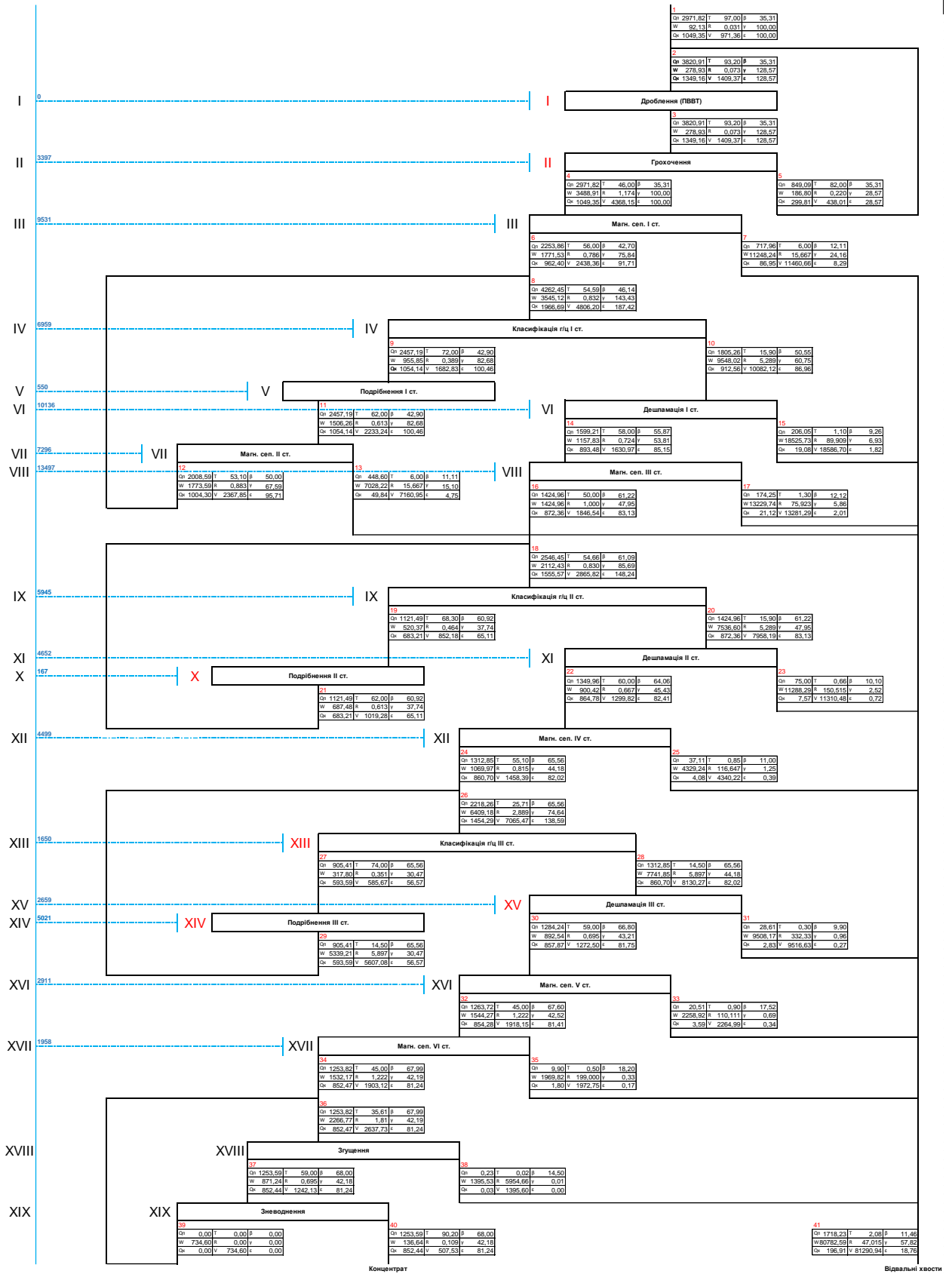


Рисунок 4.3 – Технологічна схема збагачення

Концентрат

Відвальні хвости

Розрахунок водно-шламової схеми

Вихідні дані вмісту твердого у пульпі в операціях та продуктах збагачення приймаємо з урахуванням досвіду роботи РЗФ та даних проведених експериментів

T1=97,00%; T4=46,00%; T5=82,00%; T6=56,00%; T7=6,00%; T9=72,00%;
T10=15,90%; T11=62%; T12=53,10%; T13=6,00 %; T14=58,00%; T15=1,10%
T16=50,00%; T17=1,30%; T19=68,30%; T20=15,90%; T21=62,00%;
T22=60,00%; T23=0,66%; T24=55,10%; T25=0,85%; T27=74,00%; T28=14,50%;
T29=14,50%; T30=59,00%; T31=0,30%; T32=45,00%; T33=0,90%; T34=45,00%;
T35=0,50%; T37=59,00%; T38=0,02%; T39=0,00%; T40=90,02%; T41=2,08%.

За формулою 4.18 проводимо розрахунки розрідження R в операціях та продуктах збагачення

$$R_i = \frac{100 - T_i}{T_i}, \text{ д. од.} \quad (4.18)$$

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

Аналогічно проводимо розрахунок розрідження для інших продуктів та операцій. Результати розрахунків заносимо до таблиці 4.20

За формулою 4.19 проводимо розрахунки кількості води W у пульпі в операціях та продуктах збагачення

$$W_i = Q_i \cdot R_i, \text{ м}^3/\text{год} \quad (4.19)$$

$$W_1 = Q_1 \cdot R_1 = 2971,82 \cdot 0,031 = 92,13 \text{ м}^3/\text{год}$$

Аналогічно проводимо розрахунок кількості води у пульпі для інших операцій та продуктів збагачення. Результати розрахунків заносимо до таблиці 4.20

За формулою 4.20 проводимо розрахунки продуктивності за пульпою

$$V_i = Q_i \cdot \left(\frac{1}{\delta} + R_i \right), \text{ м}^3/\text{год} \quad (4.20)$$

$$V_1 = Q_1 \cdot \left(\frac{1}{\delta} + R_1 \right) = 2971,82 \cdot \left(\frac{1}{3,38} + 0,031 \right) = 971,36 \text{ м}^3/\text{год}$$

Аналогічно проводимо розрахунок продуктивності за пульпою для інших продуктів. Результати розрахунків заносимо до таблиці 4.20

За формулою 4.21 проводимо розрахунки кількості води, що додатково подається в операції:

$$L_{III} = W_{III} - W_4, \text{ м}^3/\text{год} \quad (4.21)$$

$$L_{III} = 13020 - 3489 = 9531 \text{ м}^3/\text{год}$$

Аналогічно проводимо розрахунок кількості води, що додатково подається для інших операцій. Результати розрахунків заносимо до табл. 4.20.

Для перевірки складаємо баланс води по технологічній схемі рудозбагачувальній фабрики у вигляді таблиці 4.21

Таблиця 4.20 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем

№ п/п	Продукт	Пр-сть по продукту, т/год	Вихід, %	Масова частка розр.комп., %	Вилучення, %	Пр-сть за розр.комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Продуктивність за водою, м3/год	Продуктивність за об'ємом пульпи, м3/год	Вміст твердого у пульпі, %
I Дроблення (ПВВТ)										
Вхідне										
2	Об'єднаний вхідний продукт I	3820,91	128,57	35,31	128,57	1349,16	0,07	278,93	1409,37	93,20
I	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	0,00	0,00	-
I	Всього	3820,91	128,57	35,31	128,57	1349,16	0,07	278,93	1409,37	93,20
Вихідне										
3	Дроблена руда (ПВВТ)	3820,91	128,57	35,31	128,57	1349,16	0,07	278,93	1409,37	93,20
	Всього	3820,91	128,57	35,31	128,57	1349,16	0,07	278,93	1409,37	93,20
II Грохочення										
Вхідне										
3	Дроблена руда (ПВВТ)	3820,91	128,57	35,31	128,57	1349,16	0,07	278,93	1409,37	93,20
II	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	3396,79	3396,79	-
II	Всього	3820,91	128,57	35,31	128,57	1349,16	0,96	3675,71	4806,16	50,97
Вихідне										
4	Підрешітний продукт грохочення	2971,82	100,00	35,31	100,00	1049,35	1,17	3488,91	4368,15	46,00
5	Надрешітний продукт грохочення	849,09	28,57	35,31	28,57	299,81	0,22	186,80	438,01	82,00
	Всього	3820,91	128,57	35,31	128,57	1349,16	0,96	3675,71	4806,16	50,97
III Магн. сеп. I ст.										
Вхідне										
4	Підрешітний продукт грохочення	2971,82	100,00	35,31	100,00	1049,35	1,17	3488,91	4368,15	46,00
III	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	9530,86	9530,86	-
III	Всього	2971,82	100,00	35,31	100,00	1049,35	4,38	13019,78	13899,01	18,58
Вихідне										
6	Промпродукт магнітної сепарації I ст.	2253,86	75,84	42,70	91,71	962,40	0,79	1771,53	2438,36	56,00
7	Хвости магнітної сепарації I ст.	717,96	24,16	12,11	8,29	86,95	15,67	11248,24	11460,66	6,00
	Всього	2971,82	100,00	35,31	100,00	1049,35	4,38	13019,78	13899,01	18,58

Таблиця 4.20 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем (продовження)

№ п/п	Продукт	Пр-сть по продукту, т/год	Вихід, %	Масова частка розр.комп., %	Вилучення, %	Пр-сть за розр.комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Продуктивність за водою, м3/год	Продуктивність за об'ємом пульпи, м3/год	Вміст твердого у пульпі, %
IV	Класифікація г/ц I ст.									
	Вхідне									
8	Об'єднаний вхідний продукт IV	4262,45	143,43	46,14	187,42	1966,69	0,83	3545,12	4806,20	54,59
IV	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	6958,75	6958,75	-
IV	Всього	4262,45	143,43	46,14	187,42	1966,69	2,46	10503,87	11764,95	28,87
	Вихідне									
9	Піски I ст. класифікації г/ц	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	0,39	955,85	1682,83	72,00
10	Злив I ст. класифікації г/ц	1805,26	60,75	50,55	86,96	912,56	5,29	9548,02	10082,12	15,90
	Всього	4262,45	143,43	46,14	187,42	1966,69	2,46	10503,87	11764,95	28,87
V	Подрібнення I ст.									
	Вхідне									
9	Піски I ст. класифікації г/ц	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	0,39	955,85	1682,83	72,00
V	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	550,41	550,41	-
V	Всього	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	0,61	1506,26	2233,24	62,00
	Вихідне									
11	Злив млина I ст.	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	0,61	1506,26	2233,24	62,00
	Всього	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	0,61	1506,26	2233,24	62,00
VI	Дешшламация I ст.									
	Вхідне									
10	Злив I ст. класифікації г/ц	1805,26	60,75	50,55	86,96	912,56	5,29	9548,02	10082,12	15,90
VI	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	10135,54	10135,54	-
VI	Всього	1805,26	60,75	50,55	86,96	912,56	10,91	19683,56	20217,66	8,40
	Вихідне									
14	Розвангаження дешшляматора I ст.	1599,21	53,81	55,87	85,15	893,48	0,72	1157,83	1630,97	58,00
15	Хвости дешшламации I ст.	206,05	6,93	9,26	1,82	19,08	89,91	18525,73	18586,70	1,10
	Всього	1805,26	60,75	50,55	86,96	912,56	10,91	19683,56	20217,66	8,40

Таблиця 4.20 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем (продовження)

№ п/п	Продукт	Пр-сть по продукту, т/год	Вихід, %	Масова частка розр.комп., %	Вилучення, %	Пр-сть за розр.комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Продуктивність за водою, м3/год	Продуктивність за об'ємом пульпи, м3/год	Вміст твердого у пульпі, %
VII Магн. сеп. II ст.										
Вхідне										
11	Злив млина I ст.	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	0,61	1506,26	2233,24	62,00
VII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	7295,55	7295,55	-
VII	Всього	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	3,58	8801,81	9528,79	21,82
Вихідне										
12	Промпродукт магнітної сепарації II ст.	2008,59	67,59	50,00	95,71	1004,30	0,88	1773,59	2367,85	53,10
13	Хвосты магнітної сепарації II ст.	448,60	15,10	11,11	4,75	49,84	15,67	7028,22	7160,95	6,00
	Всього	2457,19	82,68	42,90	100,46	1054,14	3,58	8801,81	9528,79	21,82
VIII Магн. сеп. III ст.										
Вхідне										
14	Розвантаження дешламатора I ст.	1599,21	53,81	55,87	85,15	893,48	0,72	1157,83	1630,97	58,00
VIII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	13496,86	13496,86	-
VIII	Всього	1599,21	53,81	55,87	85,15	893,48	9,16	14654,69	15127,83	9,84
Вихідне										
16	Промпродукт магнітної сепарації III ст.	1424,96	47,95	61,22	83,13	872,36	1,00	1424,96	1846,54	50,00
17	Хвосты магнітної сепарації III ст.	174,25	5,86	12,12	2,01	21,12	75,92	13229,74	13281,29	1,30
	Всього	1599,21	53,81	55,87	85,15	893,48	9,16	14654,69	15127,83	9,84
IX Класифікація г/ц II ст.										
Вхідне										
18	Об'єднаний вхідний продукт IX	2546,45	85,69	61,09	148,24	1555,57	0,83	2112,43	2865,82	54,66
IX	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	5944,54	5944,54	-
IX	Всього	2546,45	85,69	61,09	148,24	1555,57	3,16	8056,98	8810,36	24,02
Вихідне										
19	Піски II ст. класифікації г/ц	1121,49	37,74	60,92	65,11	683,21	0,46	520,37	852,18	68,30
20	Злив II ст. класифікації г/ц	1424,96	47,95	61,22	83,13	872,36	5,29	7536,60	7958,19	15,90
	Всього	2546,45	85,69	61,09	148,24	1555,57	3,16	8056,98	8810,36	24,02

Таблиця 4.20 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем (продовження)

№ п/п	Продукт	Пр-сть по продукту, т/год	Вихід, %	Масова частка розр.комп., %	Вилучення, %	Пр-сть за розр.комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Продуктивність за водою, м3/год	Продуктивність за об'ємом пульпи, м3/год	Вміст твердого у пульпі, %
X	Подрібнення II ст.									
	Вхідне									
19	Піски II ст. класифікації г/ц	1121,49	37,74	60,92	65,11	683,21	0,46	520,37	852,18	68,30
X	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	167,10	167,10	-
X	Всього	1121,49	37,74	60,92	65,11	683,21	0,61	687,48	1019,28	62,00
	Вихідне									
21	Злив млина II ст.	1121,49	37,74	60,92	65,11	683,21	0,61	687,48	1019,28	62,00
	Всього	1121,49	37,74	60,92	65,11	683,21	0,61	687,48	1019,28	62,00
XI	Дешламація II ст.									
	Вхідне									
20	Злив II ст. класифікації г/ц	1424,96	47,95	61,22	83,13	872,36	5,29	7536,60	7958,19	15,90
XI	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	4652,11	4652,11	-
XI	Всього	1424,96	47,95	61,22	83,13	872,36	8,55	12188,72	12610,30	10,47
	Вихідне									
22	Розвантаження дешламатора II ст.	1349,96	45,43	64,06	82,41	864,78	0,67	900,42	1299,82	60,00
23	Хвосты дешламації II ст.	75,00	2,52	10,10	0,72	7,57	150,52	11288,29	11310,48	0,66
	Всього	1424,96	47,95	61,22	83,13	872,36	8,55	12188,72	12610,30	10,47
XII	Магн. сеп. IV ст.									
	Вхідне									
22	Розвантаження дешламатора II ст.	1349,96	45,43	64,06	82,41	864,78	0,67	900,42	1299,82	60,00
XII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	4498,78	4498,78	-
XII	Всього	1349,96	45,43	64,06	82,41	864,78	4,00	5399,21	5798,60	20,00
	Вихідне									
24	Промпродукт магнітної сепарації IV ст.	1312,85	44,18	65,56	82,02	860,70	0,82	1069,97	1458,39	55,10
25	Хвосты магнітної сепарації IV ст.	37,11	1,25	11,00	0,39	4,08	116,65	4329,24	4340,22	0,85
	Всього	1349,96	45,43	64,06	82,41	864,78	4,00	5399,21	5798,60	20,00

Таблиця 4.20 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем (продовження)

№ п/п	Продукт	Пр-сть по продукту, т/год	Вихід, %	Масова частка розр.комп., %	Вилучення, %	Пр-сть за розр.комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Продуктивність за водою, м3/год	Продуктивність за об'ємом пульпи, м3/год	Вміст твердого у пульпі, %
XIII Класифікація г/ц III ст.										
Вхідне										
26	Об'єднаний вхідний продукт XIII	2218,26	74,64	65,56	138,59	1454,29	2,89	6409,18	7065,47	25,71
XIII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	1650,47	1650,47	-
XIII	Всього	2218,26	74,64	65,56	138,59	1454,29	3,63	8059,65	8715,94	21,58
Вихідне										
27	Піски III ст. класифікації г/ц	905,41	30,47	65,56	56,57	593,59	0,35	317,80	585,67	74,00
28	Злив III ст. класифікації г/ц	1312,85	44,18	65,56	82,02	860,70	5,90	7741,85	8130,27	14,50
	Всього	2218,26	74,64	65,56	138,59	1454,29	3,63	8059,65	8715,94	21,58
XIV Подрібнення III ст.										
Вхідне										
27	Піски III ст. класифікації г/ц	905,41	30,47	65,56	56,57	593,59	0,35	317,80	585,67	74,00
XIV	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	5021,41	5021,41	-
XIV	Всього	905,41	30,47	65,56	56,57	593,59	5,90	5339,21	5607,08	14,50
Вихідне										
29	Злив млина III ст.	905,41	30,47	65,56	56,57	593,59	5,90	5339,21	5607,08	14,50
	Всього	905,41	30,47	65,56	56,57	593,59	5,90	5339,21	5607,08	14,50
XV Дешламація III ст.										
Вхідне										
28	Злив III ст. класифікації г/ц	1312,85	44,18	65,56	82,02	860,70	5,90	7741,85	8130,27	14,50
XV	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	2658,86	2658,86	-
XV	Всього	1312,85	44,18	65,56	82,02	860,70	7,92	10400,71	10789,13	11,21
Вихідне										
30	Розвангаження дешламатора III ст.	1284,24	43,21	66,80	81,75	857,87	0,70	892,54	1272,50	59,00
31	Хвости дешламації III ст.	28,61	0,96	9,90	0,27	2,83	332,33	9508,17	9516,63	0,30
	Всього	1312,85	44,18	65,56	82,02	860,70	7,92	10400,71	10789,13	11,21

Таблиця 4.20 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем (продовження)

№ п/п	Продукт	Пр-сть по продукту, т/год	Вихід, %	Масова частка розр.комп., %	Вилучення, %	Пр-сть за розр.комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Продуктивність за водою, м3/год	Продуктивність за об'ємом пульпи, м3/год	Вміст твердого у пульпі, %
XVI Магн. сеп. V ст.										
Вхідне										
30	Розвантаження дешламатора III ст.	1284,24	43,21	66,80	81,75	857,87	0,70	892,54	1272,50	59,00
XVI	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	2910,64	2910,64	-
XVI	Всього	1284,24	43,21	66,80	81,75	857,87	2,96	3803,19	4183,14	25,24
Вихідне										
32	Промпродукт магнітної сепарації V ст.	1263,72	42,52	67,60	81,41	854,28	1,22	1544,27	1918,15	45,00
33	Хвосты магнітної сепарації V ст.	20,51	0,69	17,52	0,34	3,59	110,11	2258,92	2264,99	0,90
	Всього	1284,24	43,21	66,80	81,75	857,87	2,96	3803,19	4183,14	25,24
XVII Магн. сеп. VI ст.										
Вхідне										
32	Промпродукт магнітної сепарації V ст.	1263,72	42,52	67,60	81,41	854,28	1,22	1544,27	1918,15	45,00
XVII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	1957,72	1957,72	-
XVII	Всього	1263,72	42,52	67,60	81,41	854,28	2,77	3501,99	3875,87	26,52
Вихідне										
34	Промпродукт магнітної сепарації VI ст.	1253,82	42,19	67,99	81,24	852,47	1,22	1532,17	1903,12	45,00
35	Хвосты магнітної сепарації VI ст.	9,90	0,33	18,20	0,17	1,80	199,00	1969,82	1972,75	0,50
	Всього	1263,72	42,52	67,60	81,41	854,28	2,77	3501,99	3875,87	26,52
XVIII Згущення										
Вхідне										
34	Промпродукт магнітної сепарації VI ст.	1253,82	42,19	67,99	81,24	852,47	1,22	1532,17	1903,12	45,00
39	Фільтрат	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	734,60	734,60	0,00
XVIII	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	0,00	0,00	-
XVIII	Всього	1253,82	42,19	67,99	81,24	852,47	1,81	2266,77	2637,73	35,61
Вихідне										
37	Розвантаження дешламатора IV ст.	1253,59	42,18	68,00	81,24	852,44	0,70	871,24	1242,13	59,00
38	Хвосты дешламації IV ст.	0,23	0,01	14,50	0,00	0,03	5954,66	1395,53	1395,60	0,02
	Всього	1253,82	42,19	67,99	81,24	852,47	1,81	2266,77	2637,73	35,61

Таблиця 4.20 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем (продовження)

№ п/п	Продукт	Пр-сть по продукту, т/год	Вихід, %	Масова частка розр.комп., %	Вилучення, %	Пр-сть за розр.комп., т/год	Розрідження в продуктах і операціях	Продуктивність за водою, м3/год	Продуктивність за об'ємом пульпи, м3/год	Вміст твердого у пульпі, %
XIX Зневоднення										
Вхідне										
37	Розвантаження дешламатора IV ст.	1253,59	42,18	68,00	81,24	852,44	0,70	871,24	1242,13	59,00
XIX	Свіжа вода	-	-	-	-	-	-	0,00	0,00	-
XIX	Всього	1253,59	42,18	68,00	81,24	852,44	0,70	871,24	1242,13	59,00
Вихідне										
39	Фільтрат	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	734,60	734,60	0,00
40	Кек	1253,59	42,18	68,00	81,24	852,44	0,11	136,64	507,53	90,20
	Всього	1253,59	42,18	68,00	81,24	852,44	0,70	871,24	1242,13	59,00

Таблиця 4.21 – Баланс води

Надходить вода в процес	м ³ /год	Виходить вода з процесу	м ³ /год
З вихідною рудою	92,13	З продуктом W 7	11 248,24
Дроблення (ПВВТ)	0,00	З продуктом W 13	7 028,22
Грохочення	3 396,79	З продуктом W 15	18 525,73
Магн. сеп. I ст.	9 530,86	З продуктом W 17	13 229,74
Класифікація г/ц I ст.	6 958,75	З продуктом W 23	11 288,29
Подрібнення I ст.	550,41	З продуктом W 25	4 329,24
Дешламація I ст.	10 135,54	З продуктом W 31	9 508,17
Магн. сеп. II ст.	7 295,55	З продуктом W 33	2 258,92
Магн. сеп. III ст.	13 496,86	З продуктом W 35	1 969,82
Класифікація г/ц II ст.	5 944,54	З продуктом W 38	1 395,53
Подрібнення II ст.	167,10	З продуктом W 40	136,64
Дешламація II ст.	4 652,11		
Магн. сеп. IV ст.	4 498,78		
Класифікація г/ц III ст.	1 650,47		
Подрібнення III ст.	5 021,41		
Дешламація III ст.	2 658,86		
Магн. сеп. V ст.	2 910,64		
Магн. сеп. VI ст.	1 957,72		
Разом надходить	80 918,55	Разом виходить	80 918,55

За формул. 4.22 розраховуємо питомі витрати води по рудозбагачувальній фабриці на 1т руди та 1т концентрату

$$l_{\text{п}} = \frac{\sum L_i}{Q_i}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (4.22)$$

Питома витрата води на 1т руди становить

$$l_{\text{п}} = \frac{\sum L_i}{Q_1} = \frac{80918,55}{2971,82} = 27,23 \text{ м}^3/\text{т}$$

Питомі витрати води на 1т концентрату складають м³:

$$l_{\text{п}} = \frac{\sum L_i}{Q_{40}} = \frac{80918,55}{1253,59} = 64,55 \text{ м}^3/\text{т}$$

Вибір та 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 «OPID-5I». Вихідні дані оформлюються як бланк заказу (табл. 4.22).

Таблиця 4.22 - Бланк заказу для розрахунку програмою «OPID-5I»

1	Аналог фабрики	6
2	Коеф подрібнення	1
3	Вміст класу -0,056мм у вихідній руді	0,114
4	Вміст класу -0,056мм у млині I ст. подрібнення	0,715
5	Вміст класу -0,056мм у млині II ст. подрібнення	0,965
6	Вміст класу -0,056мм у млині III ст. подрібнення	0,986
7	Крупність вихідної руди, мм	3
8	Продуктивність продукту у млині I ст, т/год	2457,19
9	Продуктивність продукту у млині II ст, т/ год	1121,49
10	Продуктивність продукту у млині III ст, т/ год	905,41

Результати розрахунку надаються у вигляді таблиці 4.23.

Таблиця 4.23 – Результати розрахунку програмою «OPID-5I»

СТОЯЛОВ
 ааналог=6 ки=1.000 альфар1=0.114 бетар1=0.715 бетар2=0.965 бетар3=0.986
 круп1= 3.0мм произб1=2457.2т/ч произб2=1121.5т/ч произб3= 905.4т/ч
 результаты расчета (возможные варианты мельниц)

		1 стадия		2 стадия		3 стадия		суммарные показатели:	
вариант:									
n	типоразмер:мельниц	количество:расчет:приято	типоразмер:мельниц	количество:расчет:приято	типоразмер:мельниц	количество:расчет:приято	колич.мельниц	расчет:приято	масса:моуфности
		т		т		т		т	kbt
1	шпр36-40	17 18	шшц40-55	8 8	шшц36-55	6 6	9 31	36 6660.0	47250
2	шпр36-50	14 16	шшц40-55	8 8	шшц36-55	6 6	8 28	32 6000.0	46000
3	шпр45-50	8 8	шшц40-55	8 8	шшц36-55	6 6	8 22	24 5760.0	46000
4	шпр36-50	14 14	шшц45-55	6 7	шшц36-55	6 7	7 26	28 5670.0	43750
5	шпр40-50	11 12	шшц45-55	6 6	шшц36-55	6 6	6 23	24 6060.0	46500
6	шпр45-50	8 8	шшц45-55	6 8	шшц36-55	6 8	8 20	24 6240.0	50000
7	шпр36-50	14 14	шшц45-60	6 7	шшц36-55	6 7	7 26	28 5985.0	43750
8	шпр40-50	11 12	шшц45-60	6 6	шшц36-55	6 6	6 23	24 6330.0	46500
9	шпр45-50	8 8	шшц45-60	6 8	шшц36-55	6 8	8 20	24 6600.0	50000
10	шпр36-50	14 14	шшц45-80	4 7	шшц36-55	6 7	7 24	28 6650.0	48300
11	шпр40-50	11 12	шшц45-80	4 6	шшц36-55	6 6	6 21	24 6900.0	50400
12	шпр45-50	8 8	шшц45-80	4 8	шшц36-55	6 8	8 18	24 7360.0	52500
13	шпр36-50	14 14	шшц45-55	6 7	шшц40-55	5 7	7 25	28 6230.0	49000
14	шпр40-50	11 12	шшц45-55	6 6	шшц40-55	5 6	6 22	24 6540.0	51000
15	шпр45-50	8 8	шшц45-55	6 8	шшц40-55	5 8	8 19	24 6880.0	56000
16	шпр36-50	14 14	шшц45-60	6 7	шшц40-55	5 7	7 25	28 6545.0	49000
17	шпр40-50	11 12	шшц45-60	6 6	шшц40-55	5 6	6 22	24 6810.0	51000
18	шпр45-50	8 8	шшц45-60	6 8	шшц40-55	5 8	8 19	24 7240.0	56000
19	шпр40-50	11 12	шшц45-80	4 6	шшц40-55	5 6	6 20	24 7380.0	54900
20	шпр45-50	8 10	шшц45-80	4 5	шшц40-55	5 5	5 17	20 6500.0	50750
21	шпр40-50	11 12	шшц55-65	3 6	шшц40-55	5 6	6 19	24 8820.0	60000
22	шпр45-50	8 10	шшц55-65	3 5	шшц40-55	5 5	5 16	20 7700.0	55000
23	шпр36-50	14 14	шшц45-55	6 7	шшц45-55	4 7	7 24	28 6650.0	52500
24	шпр40-50	11 12	шшц45-55	6 6	шшц45-55	4 6	6 21	24 6900.0	54000
25	шпр45-50	8 8	шшц45-55	6 8	шшц45-55	4 8	8 18	24 7360.0	60000
26	шпр36-50	14 14	шшц45-60	6 7	шшц45-55	4 7	7 24	28 6965.0	52500
27	шпр40-50	11 12	шшц45-60	6 6	шшц45-55	4 6	6 21	24 7170.0	54000
28	шпр45-50	8 8	шшц45-60	6 8	шшц45-55	4 8	8 18	24 7720.0	60000
29	шпр45-50	8 8	шшц45-80	4 4	шшц45-55	4 4	4 16	16 5440.0	42600
30	шпр45-50	8 8	шшц55-65	3 4	шшц45-55	4 4	4 15	16 6400.0	46000
31	шпр45-50	8 8	шшц45-80	4 4	шшц45-60	3 4	4 15	16 5620.0	42600
32	шпр45-50	8 8	шшц55-65	3 4	шшц45-60	3 4	4 14	16 6580.0	46000
33	шпр45-50	8 8	шшц45-80	4 4	шшц45-80	3 4	4 15	16 6000.0	45200
34	шпр45-50	8 8	шшц55-65	3 4	шшц45-80	3 4	4 14	16 6960.0	48600
35	шпр45-50	8 8	шшц45-80	4 4	шшц55-65	2 4	4 14	16 6960.0	48600
36	шпр45-50	8 8	шшц55-65	3 4	шшц55-65	2 4	4 13	16 7920.0	52000

Обираємо варіант 29, що є найменш енергоємною та має найменшу сумарну масу устаткування, а саме:

- I стадія – 8 млинів МШР 45-50;
- II стадія – 4 млини МШЦ 45-80;
- III стадія – 4 млини МШЦ 45-55.

Розраховуємо кількість секцій із співвідношення 2:1:1 і приймаємо, що кількість секцій становить 4 од.

Вибір та розрахунок класифікуючого обладнання

Розрахунок класифікуючого обладнання виконується за допомогою програми «OPID-6». Вихідні дані оформлюються як бланк заказу (табл. 4.24).

Таблиця 4.24 - Бланк заказу для розрахунку програмою «OPID-6»

Стадія	Вміст твердого в операції	Кіл-ть пульпи в операції	Щільність руди	Вміст класу -0,056 мм	Кіл-ть млинів у стадії	Прод-сть за пісками	Прод-сть за зливом	Кут нахилу класифікатора
I	28,87	11764,95	3,38	71,5	8	2457,19	1805,26	16
II	24,02	8810,36	3,38	96,5	4	1121,49	1424,96	16
III	21,58	8715,94	3,38	98,6	4	905,41	1312,85	16

Результати розрахунку надаються у вигляді таблиці (табл. 4.25).

Таблиця 4.25 – Результати розрахунків програмою «OPID-6»

СТОЯЛОВ

исходные данные:
 $\tau_b=28.9\%$ объем пульпы= $11765.0\text{м}^3/\text{час}$ $\delta=3.38\text{т}/\text{м}^3$ $\beta=71.5\%$ n секций= 8шт $q_{\text{пески}}=2457.2\text{т}/\text{час}$ $q_{\text{слива}}=1805.3\text{т}/\text{час}$
 $\alpha=16.$ град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроциклово принятое	суммарная масса на одну секцию	давление мпа	производительность гидроциклона, м ³ /час
1	гц-500	59.6	64	8	38.4	197.3
2	гц-500	48.7	56	7	33.6	241.7
3	гц-500	42.2	48	6	28.8	279.1
4	гц-710	43.6	48	6	69.6	269.8
5	гц-710	35.6	40	5	58.0	330.5
6	гц-710	30.8	32	4	46.4	381.6
7	гц-1000	26.0	32	4	76.8	452.8
8	гц-1000	21.2	24	3	57.6	554.5
9	гц-1000	18.4	24	3	57.6	640.3
10	гц-1400	12.4	16	2	72.0	951.7
11	гц-1400	10.1	16	2	72.0	1165.6
12	гц-1400	8.7	16	2	72.0	1345.9
13	гц-2000	6.6	8	1	92.0	1775.9
14	гц-2000	5.4	8	1	92.0	2175.1
15	гц-2000	4.7	8	1	92.0	2511.6

расчет закончен

исходные данные:
 $\tau_b=24.0\%$ объем пульпы= $8810.4\text{м}^3/\text{час}$ $\delta=3.38\text{т}/\text{м}^3$ $\beta=95.5\%$ n секций= 4шт $q_{\text{пески}}=1121.5\text{т}/\text{час}$ $q_{\text{слива}}=1425.0\text{т}/\text{час}$
 $\alpha=16.$ град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроциклово принятое	суммарная масса на одну секцию	давление мпа	производительность гидроциклона, м ³ /час
1	гц-250	156.3	160	40	35.2	56.4
2	гц-250	127.6	128	32	28.2	69.0
3	гц-250	110.5	112	28	24.6	79.7
4	гц-360	84.6	88	22	35.2	104.2
5	гц-360	69.1	72	18	28.8	127.6
6	гц-360	59.8	60	15	24.0	147.3
7	гц-500	44.6	48	12	28.8	197.3
8	гц-500	36.5	40	10	24.0	241.7
9	гц-500	31.6	32	8	19.2	279.1
10	гц-710	32.6	36	9	52.2	269.8
11	гц-710	26.7	28	7	40.6	330.5
12	гц-710	23.1	24	6	34.8	381.6
13	гц-1000	19.5	20	5	48.0	452.8
14	гц-1000	15.9	16	4	38.4	554.5
15	гц-1000	13.8	16	4	38.4	640.3

расчет закончен

Таблиця 4.25 – Результати розрахунків програмою «OPID-6» (продовження)

СТОЯЛОВ

исходные данные:
 tб=21.6% объем пульпы= 8715.9м3/час delta=3.38т/м3 beta=98.6% n секций= 4шт qпески= 905.4т/часqслива= 1312.8т/час
 alpha=16. град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроциклонов принятое на одну секцию	суммарная масса т	давление мпа	производительность гидроциклона, м3/час	
1	гц-250	154.6	156	39	34.3	0.10	56.4
2	гц-250	126.2	128	32	28.2	0.15	69.0
3	гц-250	109.3	112	28	24.6	0.20	79.7
4	гц-360	83.7	84	21	33.6	0.10	104.2
5	гц-360	68.3	72	18	28.8	0.15	127.6
6	гц-360	59.2	60	15	24.0	0.20	147.3
7	гц-500	44.2	48	12	28.8	0.10	197.3
8	гц-500	36.1	40	10	24.0	0.15	241.7
9	гц-500	31.2	32	8	19.2	0.20	279.1

Після порівняння запропонованих програмою «OPID-6» варіантів розрахунку, приймаємо варіанти, які мають меншу загальну масу та загальний тиск:

I стадія – варіант 3, гідроциклони ГЦ-500 в кількості 6 шт. на секцію. З урахуванням необхідного резерву встановлюємо по 9 шт. на секцію (6 – в роботі, 2 – в резерві); всього 36 шт.

II стадія – варіант 9, гідроциклони ГЦ-500 в кількості 8 шт. на секцію. З урахуванням необхідного резерву встановлюємо по 12 шт. на секцію (8 – в роботі, 4 – в резерві); всього 48 шт.

III стадія – варіант 9, гідроциклони ГЦ-500 в кількості 8 шт. на секцію. З урахуванням необхідного резерву встановлюємо по 12 шт. на секцію (8 – в роботі, 4 – в резерві); всього 48 шт.

Вибір та розрахунок обладнання для магнітної сепарації

Продуктивність сепаратору визначається як:

$$Q = qn \cdot (L - 0,1) \quad (4.23)$$

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

n – число головних робочих елементів сепаратора;

L – довжина робочого елемента (барабана, валка).

Необхідне число сепараторів визначаємо за формулою:

$$n = \frac{Q_{\text{жив}}}{Q_{\text{сеп}} \cdot n_{\text{сек}}} \quad (4.24)$$

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

$Q_{\text{сеп}}$ – продуктивність одного сепаратора, т/год;

$n_{\text{сек}}$ – кількість секцій, шт.

I стадія магнітної сепарації

На магнітну сепарацію підрешітний продукт грохочення $Q_4=1049,35$ т/год. Питоме навантаження складає $q=21,22$ т/год · м, $q=35,73$ т/год · м, $q=35,12$ т/год · м.

ПБМ-90/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 21,22 \cdot (2,5 - 0,1) = 50,93 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_4}{n \cdot Q_{90/250}} = \frac{1049,35}{50,93 \cdot 4} = 5,15, \text{ приймаємо } 6 \text{ шт.}$$

$n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 6 \cdot 4 = 24$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 24+30% = 32 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/250

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 35,73 \cdot (2,5 - 0,1) = 67,89 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_4}{n \cdot Q_{120/250}} = \frac{1049,35}{67,89 \cdot 4} = 3,86, \text{ приймаємо } 4 \text{ шт.}$$

$n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 4 \cdot 4 = 16$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 16+30% = 21 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300

1. Визначаємо продуктивність сепаратора

$$Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 35,12 \cdot (3,0 - 0,1) = 101,85 \text{ т/год};$$

2. Визначаємо необхідну кількість сепараторів на секцію

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_4}{n \cdot Q_{120/300}} = \frac{1049,35}{101,85 \cdot 4} = 2,58, \text{ приймаємо } 3 \text{ шт.}$$

$n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 4 = 12$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 12+30% = 16 шт. Тип ванни: напівпротитечійна.

Аналогічно проводимо розрахунки для інших стадій магнітної сепарації. Результати розрахунку заносимо до табл. 4.26.

Виходячи із сумарних потужностей та мас сепараторів обираємо сепаратори з меншими енергоспоживанням та масою – ПБМ-90/250, в тому числі по I стадії для уніфікації обладнання. З врахуванням резерву (30 %) необхідно 256 шт. і в роботі – 196 шт., в тому числі по стадіям (в наявності / в роботі):

I стадія – 32 / 24 шт.;

II стадія – 21 / 16 шт.;

III стадія – 47 / 36 шт.;

IV стадія – 52 / 40 шт.;

V стадія – 52 / 40 шт.;

VI стадія – 52 / 40 шт.

Таблиця 4.26 – Результати розрахунку обладнання для ММС

Стадія	п на секц	п на фабрику	п на фабрику (з резервом)	Р 1 од, кВт	Р фабр, кВт	м 1 од, т	м фабр, т (резерв)	Тип сепаратора
I ст.	6	24	32	4	96	3,6	115,2	ПБМ-90/250
I ст.	4	16	21	7,5	120	6,9	144,9	ПБМ-150/200
I ст.	3	12	16	7,5	90	7	112	ПБМ-120/300
II ст.	4	16	21	4	64	3,6	75,6	ПБМ-90/250
II ст.	4	16	21	7,5	120	6,9	144,9	ПБМ-150/200
II ст.	3	12	16	7,5	90	7	112	ПБМ-120/300
III ст.	9	36	47	4	144	3,6	169,2	ПБМ-90/250
III ст.	7	28	37	7,5	210	6,9	255,3	ПБМ-150/200
III ст.	7	28	37	7,5	210	7	259	ПБМ-120/300
IV ст.	10	40	52	4	160	3,6	187,2	ПБМ-90/250
IV ст.	8	32	42	7,5	240	6,9	289,8	ПБМ-150/200
IV ст.	8	32	42	7,5	240	7	294	ПБМ-120/300
V ст.	10	40	52	4	160	3,6	187,2	ПБМ-90/250
V ст.	8	32	42	7,5	240	6,9	289,8	ПБМ-150/200
V ст.	8	32	42	7,5	240	7	294	ПБМ-120/300
VI ст.	10	40	52	4	160	3,6	187,2	ПБМ-90/250
VI ст.	8	32	42	7,5	240	6,9	289,8	ПБМ-150/200
VI ст.	8	32	42	7,5	240	7	294	ПБМ-120/300
Σ	49	196	256	4	784	3,6	921,6	ПБМ-90/250
Σ	39	156	205	7,5	1170	6,9	1414,5	ПБМ-150/200
Σ	37	148	195	7,5	1110	7	1365	ПБМ-120/300

Вибір та розрахунок обладнання для знешламлення

До розгляду приймаємо знешламлювачі МД-5, МД-9 та МД-12, які нині використовуються на підприємстві. Основні параметри даних магнітних знешламлювачів наведено в табл. 4.27

Таблиця 4.27 - Основні параметри магнітних знешламлювачів

Параметри	Од.вим.	МД-5	МД-9	МД-12
D	м	5	9	12
F _{МД}	м ²	19,6	63,6	113
P	кВт	1,5	3	5,5
M	т	8,2	27,2	55

І стадія магнітного знешламлення

На І стадію знешламлення поступає злив І ст. класифікації $Q_{10} = 1805,26$ т/год. Питоме навантаження на одиницю площі відсадження за даними роботи фабрики становить $q=1,6$ т/м²·год.

МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{10}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1805,26}{4} = 451,31 \text{ т/год}$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{451,31}{1,6} = 265,5 \text{ м}^2$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{МД}}} = \frac{265,5}{19,6} = 13,53 \text{ шт.}, \text{ приймаємо } 14 \text{ шт.}$$

МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{10}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1805,26}{4} = 451,31 \text{ т/год}$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{451,31}{1,6} = 265,5 \text{ м}^2$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{МД}}} = \frac{265,5}{63,6} = 4,18 \text{ шт.}, \text{ приймаємо } 5 \text{ шт.}$$

МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{10}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1805,26}{4} = 451,31 \text{ т/год}$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{451,31}{1,6} = 265,5 \text{ м}^2$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{МД}}} = \frac{265,5}{113,0} = 2,35 \text{ шт.}, \text{ приймаємо } 5 \text{ шт. на } 2 \text{ секції}$$

Аналогічно проводимо розрахунки для інших стадій знешламлення. Результати розрахунку заносимо до табл. 4.28. Виходячи із сумарних потужностей та мас знешламлювачів обираємо ті, у яких менші енергоспоживання – МД-9, хоч знешламлювачі МД-5 мають меншу сумарну масу. По стадіям маємо наступну кількість:

І стадія – 20 шт.;

II стадія – 16 шт.;

III стадія – 8 шт.

Таблиця 4.28 – Результати розрахунку обладнання для знешламлення.

Стадія	Тип знешламловача	n на секц	n на фабрику	P, кВт/од	ΣP, кВт	m, т/од.	Σm, т
I ст.	МД-5	14	56	1,5	84	8,2	459,2
I ст.	МД-9	5	20	3	60	27,2	544
I ст.	МД-12	3	12	5,5	66	55	660
II ст.	МД-5	13	52	1,5	78	8,2	426,4
II ст.	МД-9	4	16	3	48	27,2	435,2
II ст.	МД-12	3	12	5,5	66	55	660
III ст.	МД-5	7	28	1,5	42	8,2	229,6
III ст.	МД-9	2	8	3	24	27,2	217,6
III ст.	МД-12	2	8	5,5	44	55	440
Σ	МД-5	34	136	1,5	204	8,2	1115,2
Σ	МД-9	11	44	3	132	27,2	1196,8
Σ	МД-12	8	32	5,5	176	55	1760

Вибір та розрахунок обладнання для фільтрації

Розглядається до встановлення дискові вакуум-фільтри ДУ-140-3,5, ДУ-100-2,5, ДУ-60-2,7. Для розрахунку приймаються показники роботи фабрики: навантаження на фільтрувальну площу фільтрів складає: $q_{\text{ДУ-140-3,5}}=0,45$ т/годм²; $q_{\text{ДУ-100-2,5}}=0,39$ т/годм²; $q_{\text{ДУ-60-2,7}}=0,33$ т/годм². Загальна продуктивність фільтрування по твердому - $Q_{37} = 1253,59$ т/год.

ДУ-140-3,5

1. Визначається необхідна площа фільтрувальної поверхні:

$$S = \frac{Q_{37}}{q} = \frac{1253,59}{0,45} = 2785,75 \text{ т/год};$$

2. Визначається необхідна кількість фільтрів на секцію:

$$n_{\phi} = \frac{S}{140 * n} = \frac{2785,75}{140 \cdot 4} = 4,97, \text{ приймаємо } 5 \text{ од.}$$

ДУ-100-2,5

1. Визначається необхідна площа фільтрувальної поверхні:

$$S = \frac{Q_{37}}{q} = \frac{1253,59}{0,39} = 3214,33 \text{ т/год};$$

2. Визначається необхідна кількість фільтрів на секцію:

$$n_{\phi} = \frac{S}{100 * n} = \frac{3214,33}{100 \cdot 4} = 8,04, \text{ приймаємо } 9 \text{ од.}$$

ДУ-60-2,7

1. Визначається необхідна площа фільтрувальної поверхні:

$$S = \frac{Q_{37}}{q} = \frac{1253,59}{0,33} = 3798,75 \text{ т/год};$$

2. Визначається необхідна кількість фільтрів на секцію:

$$n_{\phi} = \frac{S}{60 * n} = \frac{3798,75}{60 \cdot 4} = 15,83, \text{ приймаємо } 16 \text{ од.}$$

Результати розрахунків заносяться до таблиці 4.29. Виконується порівняння сумарних мас та енергоспоживання.

Таблиця 4.29 – Порівняння розрахованих вакуум-фільтрів

Розрахункові дані	ДУ 60-2,7	ДУ 100-2,5	ДУ 140-3,5
Кількість фільтрів на секцію, шт.	16	9	5
Кількість фільтрів на фабрику, шт.	64	36	20
Паспортна потужність фільтра, кВт	8	8	14
Сумарна споживана потужність фільтрації по фабриці, кВт	128	72	70
Маса фільтра, т	9,2	16,9	30
Маса фільтрів по фабриці, т	147,2	152,1	150

За результатами порівняння, найменші сумарні маса та паспортна потужність відповідають вакуум-фільтрам ДУ 140-3,5, тому вони приймаються до встановлення. Додатково приймається по одному резервному вакуум-фільтрі на секцію. Всього потреба у фільтрах – 24 од.

Розрахунок питомої витрати електроенергії

Розрахунок питомої витрати електроенергії переділів подрібнення та збагачення виконується шляхом складання зведеної підсумкової таблиці 4.30

Питома витрата електроенергії:

- на тону вихідної руди

$$e = \frac{\Sigma N}{Q_1} = \frac{51956 \text{ кВт}}{3415,3 \text{ т/год}} = 15,21 \frac{\text{кВт} \cdot \text{год}}{\text{т}} \quad (4.25)$$

- на тону концентрату

$$e = \frac{\Sigma N}{Q_{40}} = \frac{51956 \text{ кВт}}{1253,59 \text{ т/год}} = 41,45 \frac{\text{кВт} \cdot \text{год}}{\text{т}} \quad (4.26)$$

Розрахунок питомої витрати електроенергії на рудопідготовку та збагачення виконується за формулою 4.27

- на тону вихідної руди

$$e = \frac{\Sigma N}{Q_1} = \frac{5400 \text{ кВт} + 51956 \text{ кВт}}{3415,3 \text{ т/год}} = 45,75 \frac{\text{кВт} \cdot \text{год}}{\text{т}} \quad (4.27)$$

- на тону концентрату

$$e = \frac{\Sigma N}{Q_1} = \frac{5400 \text{кВт} + 51956 \text{кВт}}{1253,59 \text{т/год}} = 16,79 \frac{\text{кВт} \cdot \text{год}}{\text{т}} \quad (4.28)$$

Таблиця 4.30 – Вибране основне обладнання переділів подрібнення та збагачення

Операція / Стадія	Обладнання	Типорозмір / Модель	Кількість обладнання, шт.			Сумарна потужність обладнання, кВт
			Робочих	Резервних	Всього	
ПВВТ	Дробарка	RPM 24	1		1	8 050
Грохочення	Грохот	BSE12x48-DD	1		1	90
Кульове подрібнення						42 600
I ст.	Млин	МШР 45-50	8		8	
II ст.	Млин	МШЦ 45-80	4		4	
III ст.	Млин	МШЦ 45-55	4		4	
Класифікація						
I ст.	Гідроциклон	ГЦ-500	24	12	36	
II ст.	Гідроциклон	ГЦ-500	32	16	48	
III ст.	Гідроциклон	ГЦ-500	32	16	48	
Магнітна сепарація						784
I ст.	ММС	ПБМ-90/250	24	8	32	96
II ст.	ММС	ПБМ-90/250	16	5	21	64
III ст.	ММС	ПБМ-90/250	36	11	47	144
IV ст.	ММС	ПБМ-90/250	40	12	52	160
V ст.	ММС	ПБМ-90/250	40	12	52	160
VI ст.	ММС	ПБМ-90/250	40	12	52	160
Знешламлення						132
I ст.	Знешламлювач	МД-9	20		20	60
II ст.	Знешламлювач	МД-9	16		16	48
III ст.	Знешламлювач	МД-9	8		8	24
Фільтрація	Вакуум-фільтр	ДУ-140-3,5	20	4	24	300
Всього						51 956

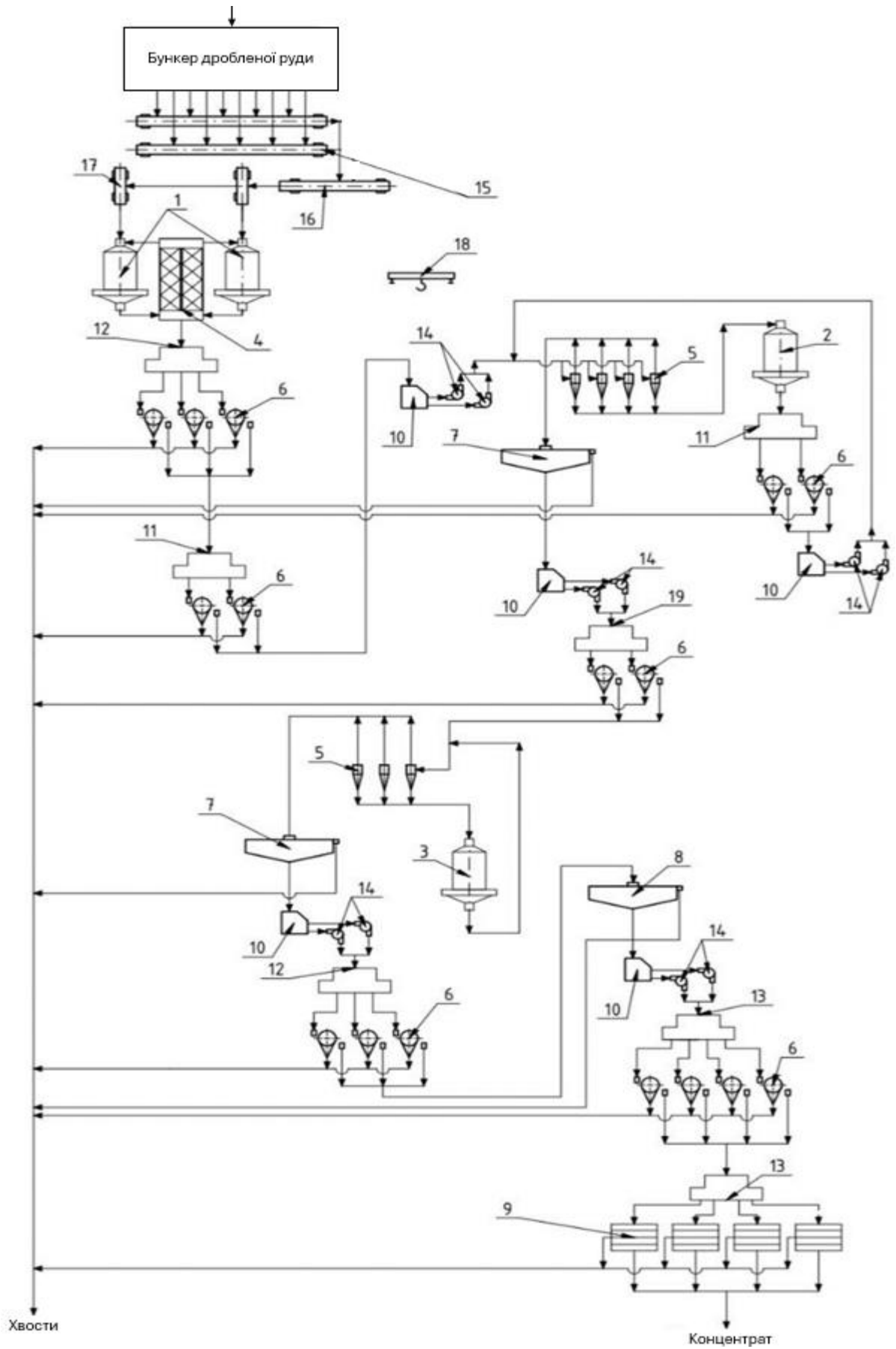


Рисунок 4.4 – Схема ланцюга апаратів

Таблиця 4.31 – Специфікація схеми ланцюга апаратів

№з/п	Обладнання	Модель	Кількість
1	Млин шаровий	МШР 45-50	8
2	Млин шаровий	МШЦ 45-80	4
3	Млин шаровий	МШЦ 45-55	4
4	Класифікатор спіральний	2КСН-24а	4
5	Гідроциклон	ГЦ-500	88
6	Сепаратор магнітний	ПБМ-90/250	196
7	Дешламатор магнітний	МД-9	20
8	Дешламатор магнітний	МД-9	24
9	Вакуум фільтр	ДУ-140-3,5	20
10	Зумпф		5
11	Пульподільник двоструйний		2
12	Пульподільник трьохструйний		2
13	Пульподільник чотирьохструйний		2
14	Насос		5
15	Конвеєр стрічковий		4
16	Конвеєр стрічковий		1
17	Конвеєр стрічковий		2
18	Кран мостовий електричний		1

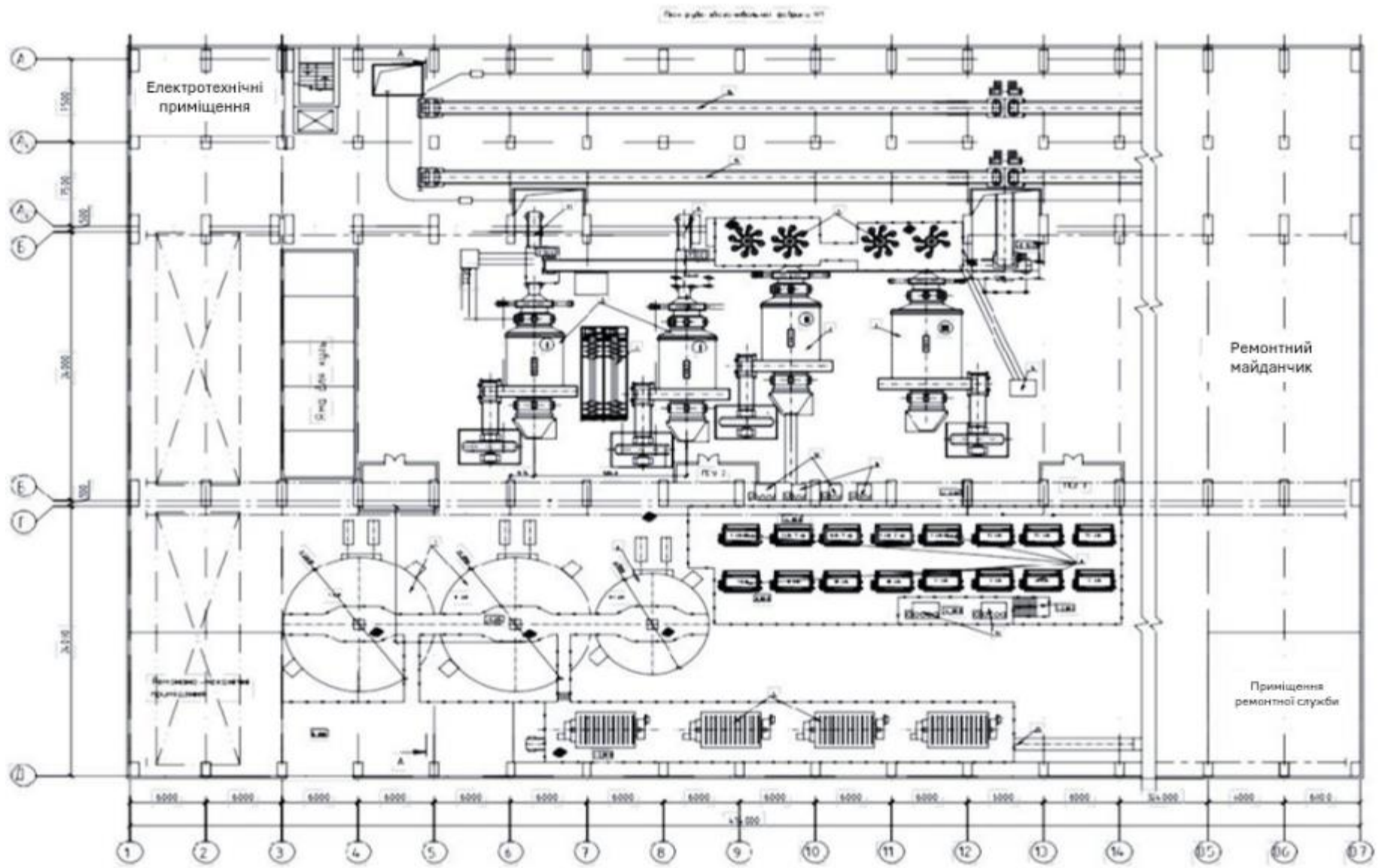


Рис. 4.5 – План фабрики

Розріз А-А

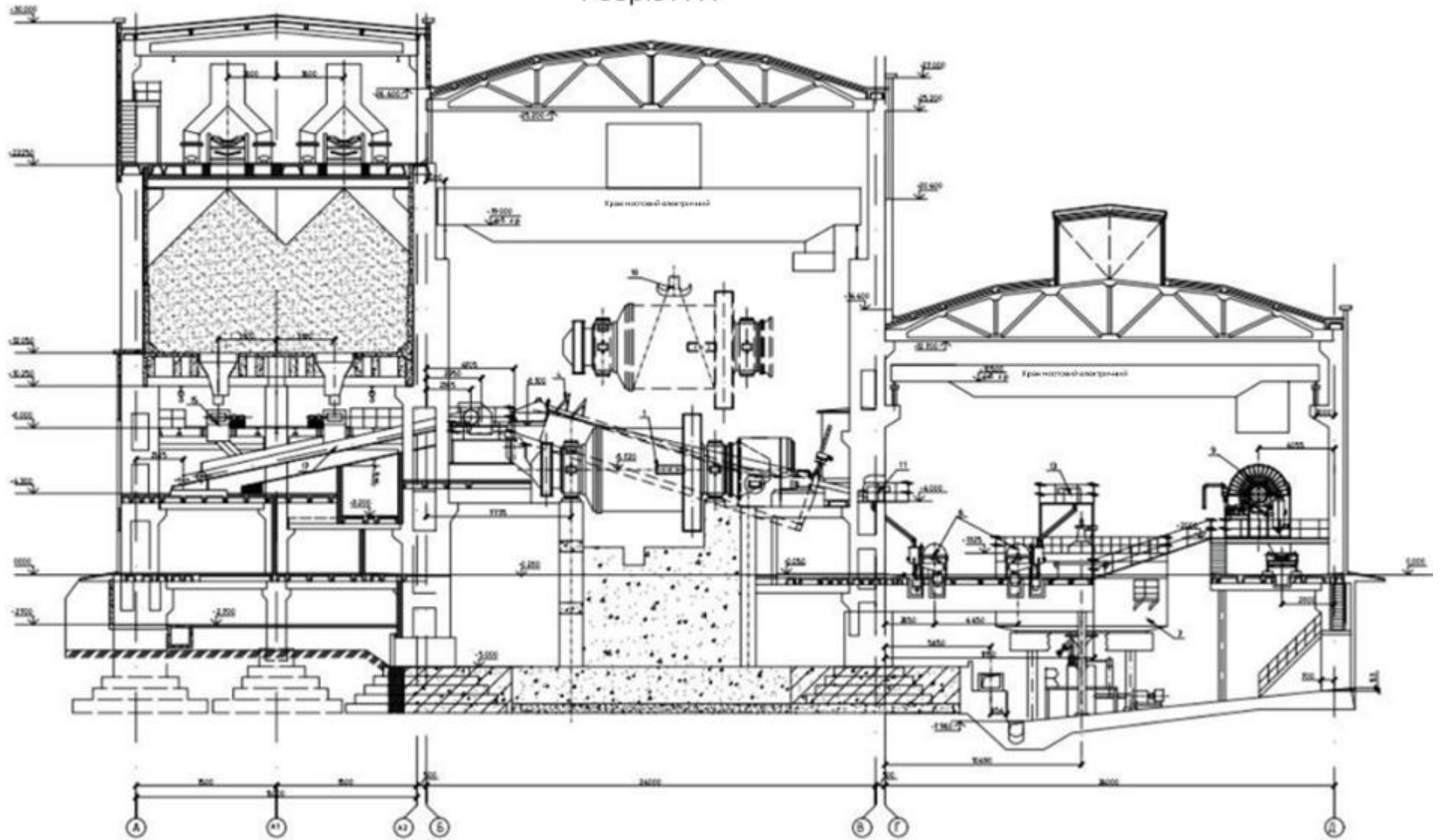


Рис. 4.6 – Розріз фабрики

4.2. Висновки до розділу 4

1. Технологічна схема збагачення залізистих кварцитів, з урахуванням запропонованих технічних рішень, дозволяє виробляти концентрат з якістю 68,0 %, виходом – 42,18 %, вилученням заліза – 81,24 % без обмеження в шихтуванні вхідної руди з витримкою пропорції до 20 % руди Першотравневого родовища та не менше 80 % руди Ганнівського родовища. Відходи збагачення складають 57,82%, якість – 11,46%, вилучення заліза – 18,76%.

2. Питома витрата технічної води – 27,23 м.куб./т руди та 64,55 м.куб./т концентрату.

3. Запропоноване технічне рішення відрізняється від існуючої схеми:

1) встановленням додаткового обладнання ПВВТ: валки високого тиску RPM 24, віброгрохот BSE12x48-DD. Валки високого тиску працюють у замкнутому циклі разом з віброгрохотом.

2) заміною спіральних класифікаторів 2КСН-2,4×12,5 на гідроциклони ГЦ-500 по першій стадії збагачення.

3) демонтажем обладнання однієї секції по I стадії подрібнення під встановлення обладнання ПВВТ.

4. Паспортна потужність обладнання процесів рудопідготовки та збагачення після переоснащення скорочується на 24,1 МВт: з 81,5 МВт до 57,4 МВт. Питома витрата скорочується на 11,1 кВт·год/т руди: з 20,9 кВт·год/т до 16,8 кВт·год/т.

5. Продуктивність процесів збільшується до 40% зі зменшенням ефективності по мірі наближення до завершального етапу виробництва товарного концентрату.

6. Максимальний клас крупності вихідної руди, що подається на подрібнення кульовими млинами, становить менше 3 мм проти класу крупності 20 мм не більше 8% при існуючій технологічній схемі дроблення.

РОЗДІЛ 5. ЦИВІЛЬНА БЕЗПЕКА ТА ОХОРОНА ПРАЦІ

При компонуванні обладнання на фабриці, а також його експлуатацію необхідно проводити згідно вимог НПАОП 0.00-1.61-12 «Правила охорони праці під час дроблення і сортування, збагачення корисних копалин і огрудкування руд та концентратів» [23]. Основними вимогами правил є:

- На збудованих або реконструйованих фабриках повинні бути виконані роботи згідно проектної документації;
- Всі будівлі, транспортні та інші комунікації на території фабрик повинні відповідати проектній документації. Якщо вони не відповідають будівельним нормам та стандартам, то експлуатація забороняється;
- Обладнання повинно пройти необхідні випробування;
- Повинні бути створені безпечні умови для перебування та праці людей;
- Якщо обладнання підлягає сертифікації, то обов'язково машини та устаткування повинні мати відповідні сертифікати;
- Обладнання з підвищеною небезпекою повинно бути згідно з порядком видачі дозволів та експлуатацію на виконання робіт з підвищеною небезпекою [24]. Строк дії таких дозволів – 5 років;
- Забороняється внесення змін у конструкції обладнання або технологічних процесів без погодження з проектною організацією та заводом-виробником;
- Забороняється допуск до роботи працівників у разі не проходження навчання та перевірки знань з охорони праці;
- Обов'язковою умовою є функціонування фіксації обліку нещасних випадків, професійних захворювань, аварій та організовано їх розслідування;

Більшість ремонтних робіт на збагачувальній фабриці відповідають критерію з підвищеною небезпекою [23]. Тому необхідно такі вимоги:

- Всі роботи з підвищеною небезпекою необхідно проводити тільки за нарядом-допуском;
- Такі роботи виконуються бригадами не менше як з двох працівників;
- На місці робіт встановлюється табличка «працюють люди»;
- В наряді-допуску зазначається обсяг організаційних та технічних заходів для безпечного виконання робіт;
- Роботодавцем затверджується перелік керівників та посад для видачі нарядів-допусків.

Додатково до інструктажів з охорони праці усі працівники повинні проходити навчання та інструктаж з пожежної безпеки. Обов'язковою умовою роботи фабрики та інших підрозділів є наявність плану ліквідації аварій (ПЛА). Якщо працівники не ознайомлені з ПЛА, то вони не мають права допуску до роботи.

Збагачувальна фабрика повинна бути облаштована підйомними механізмами – кранами, тому як вагу більше 50 кг працівникам підіймати заборонено.

Пересування працівників по фабриці дозволено лише по передбачених технологічних проходах та сходах. Перехід через обладнання, наприклад конвеєри, труби, технологічні секції, тощо, можна винувати тільки через перехідні містки, які оснащуються перилами висотою не менше 1м.

При проектуванні фабрики повинні бути наступні відстані, не менше ніж:

- Між стіною та обладнанням – 0,7м;
- Проходи між машинами – 1 м;
- Основні проходи – 1,5м.

Мінімально допустима ширина технологічного проходу – 0,6м.

Найвагоміші заходи охорони праці потрібно виконати при експлуатації обладнання. Перш за все потрібно приділяти увагу встановленню та експлуатації огорожень рухомих частин. Загальні вимоги до огорожень наступні [23]:

- Огорожі потрібні бути суцільні або сітчасті з розміром сітки не більше 20x20 мм. Також допускається встановлення у вигляді поручнів на відстані не менше 1м до рухомої частини;
- Перед початком робіт обов'язково перевіряється стан огорож: їх стан та цілісність.

Наступним показником є наявність та робота пускових механізмів, тому як фабрика займає велику площу і має замкнуту ланку обладнання з одночасними пусками/зупинками. Тому основні критерії з боку охорони праці наступні:

- Перед початком роботи перевіряється робота пускових та гальмівних пристроїв, а також сигналізації пуску та запуску з роботою автоблокування;
- У разі виникнення несправностей – негайно припинити роботу до їх усунення;
- Пуск обладнання операторами з автоматичних пультів виконується тільки після підтвердження безпечного запуску працівниками окремого устаткування;
- Перед пуском обладнання, яке входить до ланцюгу апаратів, потрібно подавати звуковий сигнал на протязі 10 с, після чого витримати паузу 30 с. Дані сигнали попереджають про запуск обладнання;
- Перед самим пуском обладнання подається звуковий сигнал на протязі 30 с;

- Для дотримання зазначених інтервалів програмується блокування пускових пристроїв механізмів;
- Всі пускові пристрої обладнаються ключем-біркою. У разі ремонту запуск таких пристроїв проводиться після перевірки відсутності людей у небезпечній зоні з виконанням вимог біркової системи та під наглядом посадової особи.

Для забезпечення безпечного використання обладнання під напругою виконуються наступні заходи:

- Для забезпечення безпечного використання на обладнанні встановлюються (видаються) засоби колективної та індивідуальної безпеки [23], такі як: показники напруги, ізолюючі штанги та кліщі, діелектричні боти та рукавиці, переносні заземлення, слюсарний інструмент з ізолюючими ручками, захисні окуляри, плакати, тощо;
- Усі металічні нетокопровідні частини електрообладнання, а також мережа освітлення 380 та 220 В і один із проводів мережі 12 В повинні бути заземлені. Для заземлення використовувати окремий заземлюючий провідник.

З боку класифікуючого обладнання та млинів витримуються наступні правила охорони праці:

- Зблоковуються разом пускові пристрої млинів та конвеєрів подачі руди для унеможливлення подачі руди у неробочий млин;
- Розташування пускового обладнання виконується так, щоб була змога бачити запуск та роботу одночасно млину та класифікатору;
- Завантаження подрібнюючих тіл у млини проводиться механічним способом. Завантаження контейнеру з кулями або стержнями повинно бути нижче на 100мм від бортів;
- Огородження робочих майданчиків обслуговування млинів та класифікаторів виконують висотою не менше 1м, а розташовують такі майданчики на рівні 0,6м нижче борта ванни класифікатора.

Необхідними заходами з боку пожежної безпеки для збагачувальної фабрики є такі [25]:

- Повинні бути спеціальні місця для куріння;
- Розроблені шляхи евакуації та порядок їх утримання;
- Розпорядок проведення навчання та інструктажів з пожежно-технічного мінімуму;
- Розроблений з ознайомленням всіх працівників під підпис порядок дій у разі виникнення пожежі, а саме: оповіщення працівників, зупинки устаткування, виклику пожежно-рятувальних підрозділів та послідовність евакуації працівників;
- На видимих місцях обов'язково вивішуються таблички з номерами телефону для виклику пожежно-рятувальних підрозділів;
- Усі працівники на робочому місці обов'язково проходять інструктажі з пожежної безпеки;

- Для опалення побутових приміщень, які мають площу менше 50 м² можуть застосовуватися нагрівальні електропанелі або масляні радіатори. Виконання їх нагрівальних елементів повинно бути закритим а також мати справні системи електрозахисту з терморегулятором. Забороняється експлуатація саморобних обігрівачів пристроїв та подовжувачів.
- Забороняється використання та експлуатація кабельної продукції з пошкодженою ізоляцією. Також забороняється використання пошкоджених розеток та іншого пошкодженого електрообладнання.

РОЗДІЛ 6. РОЗРАХУНОК ЕФЕКТИВНОСТІ

6.1. Розрахунок економічного ефекту по ключовим статтям витрат

Згідно проведеного аналізу собівартості виробництва концентрату в умовах рудозбагачувальної фабрики (рис. 6.1) обираємо для подальшого аналізу наступні статті витрат, які згідно правила Парето дають 80 % та більше від загальних витрат [26]:

- Електроенергія;
- Кулі мелючі;
- Перекачка пульпи та технічної води;
- Витрати на персонал;
- Футерувальні матеріали.

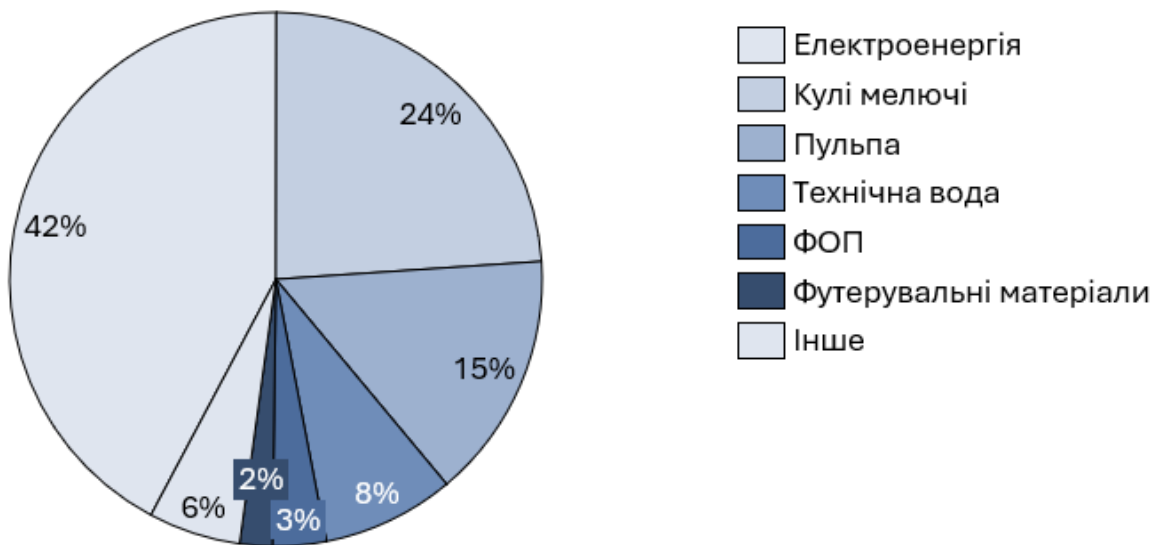


Рис. 6.1 – Аналіз основних витратних статей переділів дроблення та збагачення ПРАТ «ПІВНГЗК».

Обсяг виробництва концентрату розраховано по формулі 6.1

$$Q_{\text{річ}} = \frac{Q_{\text{год}} \cdot T_{\text{діб}} \cdot T_{\text{зм}} \cdot T_{\text{год}}}{1000}, \text{ тис. т/рік} \quad (6.1)$$

де: $Q_{\text{річ}}$ – обсяг виробництва концентрату за рік, тис.т/р.;

$Q_{\text{год}}$ – годинна продуктивність фабрики по концентрату, т/год;

$T_{\text{діб}}$ – кількість робочих діб на рік, діб/р.;

$T_{\text{зм}}$ – кількість робочих змін на добу, зм./добу;

$T_{\text{год}}$ – кількість робочих годин на зміну, год/зм.

$$Q_{\text{річ}} = \frac{1253,59 \cdot 340 \cdot 2 \cdot 12}{1000} = 10229,28 \text{ тис. т/рік}$$

Розрахунок ефективності по електроенергії

Ефективність по електроенергії розрахована по формулі 6.2

$$E_{ee} = (e_{до} - e_{після}) \cdot Q_{річ} \cdot C_{ee}, \text{ тис. грн./р.} \quad (6.2)$$

де: E_{ee} – економічний ефект по електроенергії за рік, тис.грн./р.;

$e_{до}, e_{після}$ – питома витрата електроенергії на концентрат до та після переоснащення, кВтгод/т;

C_{ee} – вартість електроенергії, грн./кВтгод.

Визначення питомої витрати електроенергії наведено у таблиці 6.1

Таблиця 6.1 – Визначення питомої витрати електроенергії

Операція	Сумарна потужність обладнання до переоснащення, кВт	Сумарна потужність обладнання після переоснащення, кВт
Дроблення	5130	5130
Грохочення	143	270
ПВВТ		8140
Кульове подрібнення	63900	42600
Класифікація	320	
Магнітна сепарація	854	784
Знешламлення	148,8	132
Фільтрація	300	300
Всього витрата електроенергії	70796	57356
Годинна продуктивність, т/год	1253,59	1253,59
Питома витрата, кВтгод/т	56,47	45,75

$$E_{ee} = (56,47 - 45,75) \cdot 1253,59 \cdot 5,9 = 79297 \text{ тис. грн./р.}$$

Розрахунок ефективності по кулям мелючим

Ефективність по кулям мелючим розрахована по формулі 6.3, прийнято річне споживання куль мелючих без змін

$$E_{км} = (N_{сек.до} - N_{сек.після}) \cdot k \cdot \frac{Q_{річ}}{N_{сек.до}} \cdot C_{км}, \text{ тис. грн./р.} \quad (6.3)$$

де: $E_{км}$ – економічний ефект по кулям мелючим за рік, тис.грн./р.;

$N_{сек.до}, N_{сек.після}$ – кількість секцій в роботі до та після переоснащення, од.;

k – питома витрата куль мелючих до переоснащення, г/т;

$C_{км}$ – вартість куль мелючих, тис.грн./т

$$E_{км} = (6 - 4) \cdot 2,69 \cdot \frac{1253,59}{6} \cdot 46,3 = 52044 \text{ тис. грн./р.}$$

Розрахунок ефективності по технічній воді та пульпі

Ефективність споживання технічної води та перекачці пульпи розрахована по формулам 6.4 та 6.5

$$E_{ТВ} = (t_{до} - t_{після}) \cdot Q_{річ} \cdot C_{ТВ}, \text{ тис. грн./р.} \quad (6.4)$$

$$E_{п} = (p_{до} - p_{після}) \cdot Q_{річ} \cdot C_{п}, \text{ тис. грн./р.} \quad (6.5)$$

де: $E_{ТВ}, E_{п}$ – економічний ефект по технічній воді та пульпі за рік, тис.грн./р.;

$t_{до}, t_{після}$ – питома витрата технічної води до та після до переоснащення, м³/т;

$p_{до}, p_{після}$ – питома витрата технічної води до та після до переоснащення, м³/т;

$C_{км}$ – вартість перекачки технічної води та пульпи, тис.грн./м³

$$E_{ТВ} = (59,20 - 58,22) \cdot 1253,59 \cdot 1,50 = 1843 \text{ тис. грн./р.}$$

$$E_{п} = (50,32 - 49,49) \cdot 1253,59 \cdot 4,54 = 4724 \text{ тис. грн./р.}$$

Розрахунок ефективності по футерувальним матеріалам

Ефективність по футерувальним матеріалам розрахована по формулі 6.6

$$E_{фм} = (f_{до} - f_{після}) \cdot Q_{річ} \cdot C_{фм}, \text{ тис. грн./р.} \quad (6.6)$$

де: $E_{фм}$ – економічний ефект по електроенергії за рік, тис.грн./р.;

$f_{до}, f_{після}$ – питома витрата футерувальних матеріалів на концентрат до та після переоснащення, кг/т;

$C_{фм}$ – вартість футерувальних матеріалів, тис.грн./т.

$$E_{фм} = (0,123 - 0,082) \cdot 1253,59 \cdot 142,420 = 7\,320 \text{ тис. грн./р.}$$

Розрахунок загальної ефективності

Загальна ефективність розрахована по формулі 6.7

$$E_{заг} = E_{еє} + E_{км} + E_{ТВ} + E_{п} + E_{фм}, \text{ тис. грн./р.} \quad (6.7)$$

Таблиця 6.2 – Зведена таблиця економічного ефекту

№ з/п	Статті ефекту	Умовне позначення	Економічний ефект, тис. грн.
1	Електроенергія	$E_{еє}$	79 297
2	Кулі мелючі	$E_{км}$	52 044
3	Технічна вода	$E_{ТВ}$	1 843
4	Перекачка пульпи	$E_{п}$	4 724
5	Футерувальні матеріали	$E_{фм}$	7 320
6	Загальний ефект	$E_{заг}$	145 228

$$E_{заг} = 79\,297 + 52\,044 + 1\,843 + 4\,724 + 7\,320 = 145\,228 \text{ тис. грн./р.}$$

Питома ефективність розрахована по формулі 6.8

$$e_{заг} = E_{заг}/Q_{річ} \quad (6.8)$$

$$e_{заг} = 145228/1253,59 = 115,85 \text{ грн./т}$$

6.2. Висновки до розділу 6

1. Розрахункова річна ефективність за рахунок зниження експлуатаційних витрат по основним статтям витрат становить 145228 тис.грн.

2. Розрахункова питома ефективність становить 115,85 грн./т концентрату і складає 8 % від загальної собівартості дробильної та збагачувальної фабрик.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Найбільш енерговитратними процесами рудопідготовки являються процеси дроблення та подрібнення
2. Досягнення необхідного ступеня дроблення в один цикл найчастіше неможливе, тому процеси дроблення поділяються на стадії:
 - крупне дроблення (вихідний продукт – 400-1200 мм; дроблений продукт – 100-350 мм);
 - середнє дроблення (вихідний продукт – 350-100 мм; дроблений продукт – 40-100 мм);
 - мілке дроблення (вихідний продукт – 40-100 мм; дроблений продукт – 10-40 мм).
3. При виборі способу дезінтеграції, а саме дробарки за принципом руйнування, необхідно враховувати такі характеристики корисної копалини, як дробимість, тріщинуватість, крупність, мінеральний склад, заданий гранулометричний склад продуктів живлення та дроблення.
4. Застосування дробарок ПВВТ створює для подальших технологічних процесів певні переваги. Потенційна економія енерговитрат на подальше подрібнення (і рудопідготовку загалом) обумовлює значне зниження капітальних і експлуатаційних витрат, що в свою чергу робить економічно доцільним застосовувати дробарки ПВВТ для переробки бідних руд, що неможливо при традиційних схемах дроблення.
5. Застосування дробарок ПВВТ дозволяє знизити на 10 % індекс Бонда.
6. Застосування дробарок ПВВТ дозволяє знизити на 20 % робочий парк кульових млинів без втрати загальної продуктивності дробильно-збагачувального комплексу.
7. Дробарки ПВВТ значно компактніші за широкозастосовувані конусні дробарки, тому для їх впровадження необхідні менші капітальні вкладення.
8. Дробарки ПВВТ створюють менше навантаження на робочий простір, т.я. створюють менше шуму та вібрацій та мають менший рівень пиловиділення.
9. Неоднорідність вихідної сировини для подрібнення валками високого тиску не впливає на ефективність подрібнення, т.я. на частки різних розмірів діють однакові руйнівні сили, а основний принцип руйнування – за рахунок стискання та зсуву.
10. Мета роботи: розробити технічне рішення з підвищення ефективності процесу рудопідготовки залізистих кварцитів.

11. Завдання дослідження: дослідити мінералогічні різновиди та фізико-механічні властивості магнетитових руд Первомайського та Ганнівського родовищ; провести аналіз хімічного та мінералогічного складів; дослідити подрібнюваність руд; провести аналіз продуктів дроблення, подрібнення та збагачення; визначити та порівняти показники ефективності поточної технології та технології з врахуванням розробленого рішення.

12. Сировинна база ПРАТ «ПІВНІЧНИЙ ГІРНИЧОЗБАГАЧУВАЛЬНИЙ КОМБІНАТ» представлена рудами залізистих кварцитів Первомайського та Ганнівського родовищ.

13. При поточній технології збагачення комбінат змушений дотримуватись певної шихтовки руди при виробництві концентрату марки А-1, а саме – до 20% руди Першотравневого кар'єру та від 80% руди Ганнівського кар'єру, що є стримуючим фактором нарощування обсягів виробництва більш маржинального продукту – концентрату марки А-1.

14. Мінеральний склад та вкрапленість окремих мінералів в рудній шихті показує на значне покращення технологічних показників концентрату при доведенні класу крупності до -56 мкм і особливо до -44 мкм.

15. Перспективним напрямком для дослідження є розгляд методів та обладнання, що дозволяє збільшити вихід класів крупності менше досягнутих без значного зростання енергоспоживання, наприклад – використання подрібнення валками високого тиску перед традиційними стадіями подрібнення за допомогою кульових млинів.

16. Першим кроком розробки технології збагачення є, насамперед, визначення характеристик сировини, яку необхідно переробляти, для чого винайдено безліч методів аналізу, наприклад: визначення мінералогічного та хімічного складів мінералів, гранулометричного складу, вологості, магнітних властивостей, густини, супротиву на стискання, тощо.

17. Для проведення повного комплексу випробування необхідне наступне устаткування: ротаційний розподілювач; напівпромисловий прес-валок; живильник при навантаженні прес-валка; відсікач на розвантаженні прес-валка; ситовий струшувач вібраційний; повітряно-струменений просіювач; грохот; кульовий млин; барабанний мокрий магнітний сепаратор; ваги лабораторні.

18. По виконанню всього комплексу випробувань визначаються наступні характеристики матеріалів: гранулометричний склад; хімічний склад; мінералогічний склад; вологість рудної шихти; кут природнього відкосу; дійсна та насипна густини; індекс роботи по Бонду; межа міцності на стиск; вміст твердого в живленні ММС; вміст заліза магнітного; вихід продуктів; рівень зносу поверхні валків.

19. По виконанню всього комплексу випробувань визначаються наступні параметри процесів: час та тиск пресування, колова швидкість валків, робочий зазор між валками; циркуляційне навантаження.

20. Подрібнення валками високого тиску є перспективним та експериментально ефективним напрямком модернізації рудопідготовки залізної руди родовищ, що розробляються ПРАТ «ПівнігЗК».

21. Зростання продуктивності кульових млинів при роботі ПВВТ у відкритому циклі становить 5-10 %.

22. Зростання продуктивності кульових млинів при роботі ПВВТ у закритому циклі з грохоченням становить 20-38 %.

23. ММС продукту ПВВТ перед подрібненням кульовим млином дозволяє виділити не менше 22% відвальних хвостів з масовим вмістом $Fe_{заг}$ – 13,3%, що еквівалентно зменшенню сумарної продуктивності кульових млинів послідувочої стадії подрібнення не менше ніж на 10 %.

24. Питоме енергоспоживання кульовими млинами прямопропорційне часу подрібнення руди і має майже пряму залежність.

25. Технологічна схема збагачення залізистих кварцитів, з урахуванням запропонованих технічних рішень, дозволяє виробляти концентрат з якістю 68,0 %, виходом – 42,18 %, вилученням заліза – 81,24 % без обмеження в шихтуванні вхідної руди з витримкою пропорції до 20 % руди Першотравневого родовища та не менше 80 % руди Ганнівського родовища. Відходи збагачення складають 57,82%, якість – 11,46%, вилучення заліза – 18,76%.

26. Питома витрата технічної води – 27,23 м.куб./т руди та 64,55 м.куб./т концентрату.

27. Запропоноване технічне рішення відрізняється від існуючої схеми:

- 1) встановленням додаткового обладнання ПВВТ: валки високого тиску RPM 24, віброгрохот BSE12x48-DD. Валки високого тиску працюють у замкненому циклі разом з віброгрохотом.
- 2) заміною спіральних класифікаторів 2КСН-2,4×12,5 на гідроциклони ГЦ-500 по першій стадії збагачення.
- 3) демонтажем обладнання однієї секції по I стадії подрібнення під встановлення обладнання ПВВТ.

28. Паспортна потужність обладнання процесів рудопідготовки та збагачення після переоснащення скорочується на 24,1 МВт: з 81,5 МВт до 57,4 МВт. Питома витрата скорочується на 11,1 кВт·год/т руди: з 20,9 кВт·год/т до 16,8 кВт·год/т.

29. Продуктивність процесів збільшується до 40% зі зменшенням ефективності по мірі наближення до завершального етапу виробництва товарного концентрату.

30. Максимальний клас крупності вихідної руди, що подається на подрібнення кульовими млинами, становить менше 3 мм проти класу крупності 20 мм не більше 8% при існуючій технологічній схемі дроблення

31. Розрахункова річна ефективність за рахунок зниження експлуатаційних витрат по основним статтям витрат становить 145228 тис.грн.

32. Розрахункова питома ефективність становить 115,85 грн./т концентрату і складає 8 % від загальної собівартості дробильної та збагачувальної фабрик.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Сокур М.І., Білецький В.С., Ведмідь І.А., Робота Є.М. Рудопідготовка (дроблення, подрібнення, класифікація) : монографія. – Кременчук: ПП Щербатих О.В., 2020. – 494 с.
2. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина І. Підготовчі процеси. – Кривий Ріг: Видавець ФОП Чернявський Д.О., 2019. –200 с. ISBN 978-617-7553-73-0.
3. Gzogyan T. N., Gzogyan S. R. Comparative analysis of volumetric compression test data of unoxidized ferruginous quartzite. *МІАВ. Mining Inf. Anal. Bull.* 2022;(4):43-55. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_43.
4. Gzogyan T. N., Gubin S. L. Experience in the use of a roller press for the disintegration of iron ores. *МІАВ. Mining Inf. Anal. Bull.* 2001, №3 – p. 3
5. Gzogyan S.R. Current state of engineering and technology of ore preparation of ferruginous quartzites. © S.R. Gzogyan, 2013. – p. 25
6. Мала гірнича енциклопедія : у 3 т. / за ред. В. С. Білецького. — Д. : Донбас, 2007. — Т. 2 : Л — Р. — 670 с.
7. Ivanov A. N., Tikhonov N. O. Application of high pressure roll crushers is a prospective way of modernization of ore preparation of operating mining-concentration enterprises. *Mining Journal*, 2014, № 11, pp. 22-26
8. Ganbold S. Reduction of the nominal size of crushed ore on high-pressure grinding rolls (HPGR) in the training center of POLYSIUS AG © S. Ganbold, 2008. – p. 19
9. Fedotov P. K. Ore Destruction in Roller Presses. © P.K. Fedotov, 2013. – p. 12
10. Проект 03-87-П «Реконструкція Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПВНГЗК» Дніпропетровська область, м. Кривий Ріг, Тернівський район, для підтримки діючих потужностей комбінату на період з 2022 року по 2037 рік». Харків: ТОВ «ПВДГПРОРУДА», 2021.- 276 с.
11. Проект 03-86-П «Реконструкція Ганнівського кар'єру ПРАТ «ПВНГЗК» Дніпропетровська область, м. Кривий Ріг, Тернівський район, для підтримки діючих потужностей комбінату на період з 2022 року по 2037 рік». Харків: ТОВ «ПВДГПРОРУДА», 2021.- 248 с.
12. Папушин Ю.Л., Смирнов В.О., Білецький В.С. Дослідження корисних копалин на збагачуваність. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2006. – 344 с.

13. Гулай Л. Д. Основи рентгеноструктурного аналізу. Методичні рекомендації до лабораторних робіт. Для студентів IV курсу. Луцьк: ПП Іванюк. В.П, 2023. – 42 с.
14. Рентгенівська дифрактометрія наноструктурних матеріалів. Навчальний посібник з курсу лабораторних робіт. /Боровий М.О., Овсієнко І.В. - Вінниця:ТОВ «Нілан-ЛТД», 2018. – 86 с.
15. Liopo V. A., Voina V. V. X-ray diffractometry. Grodno. SUofGrodno, 2003. – p. 171
16. ТОВ "НВК "Союзкольторметавтоматика" URL: <https://scma.com.ua/product/asv-200/>
17. Хімтест Україна. URL: https://chemtest.com.ua/proseivajushchaja_mashyna_as_450_control
18. Endecotts Ukraine URL: <https://www.endecotts.ru/ru/products/sieve-shakers/octagon-200/>
19. Білецький В.С., Смирнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, 2004. 272 с.
20. L. S. Chitalov , V. V. Lvov. Comparative assessment of the Bond Ball Mill Work Index tests. МІАВ. Mining Inf. Anal. Bull., 2021;(1):130-145.
21. Результати технологічного аудиту дробильно-збагачувального переділу ПРАТ «ПІВНГЗК» за об'єктом «Оптимізація схем дробильно-збагачувального переділу ПРАТ «ПІВНГЗК» (Етап 2а), Engineering Dobersek GmbH Germany.
22. Білецький В. С., Смирнов В. О. Дроблення корисних копалин // Велика українська енциклопедія. URL: https://vue.gov.ua/Дроблення_корисних_копалин.
23. 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>
24. Про затвердження Порядку видачі дозволів на виконання робіт підвищеної небезпеки та на експлуатацію (застосування) машин, механізмів, устаткування підвищеної небезпеки [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/1107-2011-%D0%BF> - Text
25. Про затвердження Правил пожежної безпеки в Україні [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0252-15#Text>
26. Аналіз собівартості РЗФ-1 за 2023 рік. – Звіти ПРАТ «ПІВНГЗК»