

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»
Гірничо-металургійний факультет
Кафедра гірничої справи

Кваліфікаційна робота
допущена до захисту
Гарант освітньої програми
«Збагачення корисних копалин»

_____ Костянтин ЛЕВЧЕНКО

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА
на здобуття освітнього ступеня бакалавр
за підсумками виконання освітньо-професійної програми
«Збагачення корисних копалин»
за спеціальністю 184 Гірництво

**на тему «Удосконалення схеми збагачення магнетитових
кварцитів Першотравневого родовища ПРАТ «ПІВНГЗК»**

Керівник роботи
Консультант від
баз практики

Ігор МЛАДЕЦЬКИЙ

Олександр БОГДАН

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

Здобувач

Максим ГОНИШЕВ

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

Голова ЕК

Андрій РТИЩЕВ

Запоріжжя, 2026

ТОВ « ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет: гірничо – металургійний
Кафедра: гірничої справи
Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр
Спеціальність: 184 Гірництво
ОПП: збагачення корисних копалин

ЗАТВЕРДЖЕНО

Гарант освітньої програми
Левченко К.А.

« ____ » _____ 2026 р.

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу бакалавра

Гонишева Максима Віталійовича

1. Тема роботи : «Удосконалення схеми збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища ПРАТ «ПІВНГЗК» ».

Керівник кваліфікаційної роботи Младецький Ігор Костянтинович,
д.т.н., професор

затверджені наказом Університету від №41 від 23.02.2026р.

2. Термін подання роботи 10.06.2026

3. Вихідні дані по роботі: Технологія збагачення магнетитових кварцитів в умовах ПрАТ «Північний ГЗК» м.Кривий Ріг, літературні джерела, технологічні інструкції.

4. Зміст кваліфікаційної роботи (перелік питань):Анотація. Зміст. Вступ. 1. Загальна частина 2. Стан технології збагачення магнетитових кварцитів та напрямки її удосконалення. 3. Об'єкт та методи дослідження. 4.Визначення доцільності впровадження в технології збагачення магнетитових кварцитів високоефективного обладнання. 5. Технологічна схема з урахуванням результатів. Висновки. Перелік використаних джерел. Додатки.

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

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

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
1,2,3,4,6	Младецький І.К.
5	Младецький І.К.

7. Дата видачі завдання :

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи	Примітка
1	ВСТУП	10.05-12.05	
2	Сировинна база комбінату	12.05 – 14.05	
3	Об'єкт та методи дослідження	14.05 – 20.05	
4	Стан технології збагачення магнетитових кварцитів	20.05 – 31.05	
5	Технологічна схема з урахуванням результатів досліджень	0,1.06- 10.06	
6	Загальні висновки	10.06 – 14.06	
7	Передача роботи на перевірку стосовно академічної доброчесності, підписання роботи	14.06 – 20.06	
8	Подання на рецензію	20.06 – 22.06	
9	Підготовка доповіді. Розробка презентації доповіді	20.06 – 24.06	
10	Захист	24.06	

Керівник роботи

Младецький І.К

Здобувач

Гонишев М.В

АНОТАЦІЯ

Гонишев Максим Віталійович. Кваліфікаційна робота містить 86 сторінок, 14 рисунків, 14 таблиць, 30 використаних джерел.

Удосконалення схеми збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища ПрАТ «Північний ГЗК»

Кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня бакалавр за спеціальністю 184 Гірництво, ОПП «Збагачення корисних копалин» - ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», Запоріжжя, 2026.

Об'єкт дослідження – технологічний комплекс дезінтеграції та магнітного збагачення залізистих кварцитів Першотравневого родовища в умовах рудозбагачувальної фабрики ПрАТ «ПІВНГЗК».

Предмет дослідження – показники рудопідготовки, параметри мікротріщиноутворення залізистої сировини та ефективність селективного розкриття мінералів заліза при заміні традиційного подрібнення на прогресивні технології рудодеструкції.

У першому розділі проаналізована виробнича структура рудозбагачувальної фабрики ПрАТ «ПІВНГЗК». Надана загальна характеристика мінерального складу, текстурно-структурних особливостей та фізико-механічних властивостей магнетитових кварцитів Першотравневого родовища. Приведено аналіз існуючих технологічних рішень у світовій практиці збагачення міцних залізистих руд. В результаті визначена необхідність модернізації діючих дробильно-помольних циклів, сформульована невирішена частина проблеми, яку планується досліджувати та вирішувати в рамках кваліфікаційної роботи, що полягає у зниженні енергоємності процесу рудопідготовки та запобіганні переподрібненню розкритих мінеральних зерен.

У другому розділі проведено аналіз проблем та обмежень чинних технологічних схем збагачення на підприємстві. Визначено недоліки традиційного тристадійного циклу подрібнення, пов'язані з переподрібненням (шламуванням) магнетиту гідроциклонами та надмірним циркуляційним навантаженням. Обґрунтовано перспективність використання технологій рудопідготовки шляхом пресування під високим тиском (HPGR) , наведено кінематику руйнування залізорудної сировини та оцінено ефект мікротріщиноутворення для полегшення подальшого селективного розкриття мінералів.

У третьому розділі описано речовинний склад об'єк та дослідження, представлено госилікатно-магнетитовими кварцитами. Детально викладено методи проведення лабораторних досліджень руди та методику здійснення напівпромислових випробувань високоефективного рудопідготовчого обладнання.

У четвертому розділі висвітлено результати технологічного аудиту та випробувань валків високого тиску, визначено кінетичні закономірності подрібнення, обґрунтовано зниження питомих витрат електроенергії на дезінтеграцію, наведено розрахунок капітальних і експлуатаційних витрат та доведено високу економічну ефективність запропонованих змін із терміном окупності інвестицій менше 3 років.

У п'ятому розділі розроблено нову технологічну схему збагачення магнетитових кварцитів із інтеграцією прес-валків і грохотів Derrick, виконано детальний розрахунок водно-шламового та якісно-кількісного балансу продуктів збагачення для умов ПРАТ «ПІВНГЗК».

КЛЮЧОВІ СЛОВА: МАГНЕТИТОВІ КВАРЦИТИ, РУДОПІДГОТОВКА, ПРЕС-ВАЛКИ ВИСОКОГО ТИСКУ (HPGR), , ТОНКЕ ГРОХОЧЕННЯ, ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА, МОДЕРНІЗАЦІЯ, ТЕХНОЛОГІЧНИЙ БАЛАНС, ЕНЕРГОЕФЕКТИВНІСТЬ.

ЗМІСТ

ВСТУП	8
РОЗДІЛ 1. ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	12
1.1. Відомості про Північний гірничо-збагачувальний комбінат.....	12
1.2. Сировинна база комбінату	15
РОЗДІЛ 2. СТАН ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ТА НАПРЯМКИ ЇЇ УДОСКОНАЛЕННЯ.....	19
2.1 Проблеми та обмеження існуючих технологічних схем збагачення Першотравневого родовища ПРАТ «ПІВНГЗК».....	19
2.2. Технології рудопідготовки.....	21
2.3. Валкове подрібнення під високим тиском у схемах дезінтеграції залізорудної сировини	27
2.4 Кінематика руйнування руди шляхом пресування під надвисоким тиском (технологія HPGR).....	36
РОЗДІЛ 3. ОБ'ЄКТ ТА МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕННЯ.....	40
3.1.Об'єкт дослідження	40
3.2. Методика виконання лабораторних аналізів	45
РОЗДІЛ 4. ОЦІНКА ДОЦІЛЬНОСТІ МОДЕРНІЗАЦІЇ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЛІНІЙ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ СУЧАСНИМ ОБЛАДНАННЯМ.....	49
РОЗДІЛ 5. РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ	58
5.1. Використання тонкого грохочення в умовах ПрАТ Північного ГЗК.....	76

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	80
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	83

ВСТУП

Залізорудна промисловість України є однією з базових галузей національної економіки, що забезпечує сировиною вітчизняну металургію та формує значний експортний потенціал країни. Головною сировинною базою для виробництва високоякісного залізорудного концентрату є родовища залізистих (магнетитових) кварцитів, зокрема Першотравневе родовище, розробку якого здійснює ПРАТ «ПІВНГЗК». Сучасний етап розвитку гірничо-збагачувального комплексу характеризується стійкою тенденцією до погіршення технологічних властивостей вихідної сировини: знижується вміст заліза загального в руді, зростає її міцність та частка важкозбагачуваних різновидів.

Водночас світовий ринок висуває дедалі жорсткіші вимоги до якості товарного концентрату (вміст заліза не менше 65–68% за мінімального вмісту силіцію діоксиду), що необхідно для забезпечення ефективної доменної плавки та розвитку технологій прямого відновлення заліза (DRI). Існуючі технологічні схеми рудопідготовки на вітчизняних фабриках, що базуються на традиційному багатоквадратному циклі конусного дроблення та тристадійного подрібнення в кульових млинах, практично вичерпали свій модернізаційний ресурс. Вони характеризуються надмірною енергоємністю, високим питомим зносом помольних тіл та футеровок, а також високим рівнем шлемоутворення магнетиту через неефективну роботу класифікуючих апаратів (гідроциклонів). Через це виникає гостра потреба у впровадженні інноваційних технологій селективного руйнування, які б дозволили інтенсифікувати розкриття мінеральних комплексів на ранніх стадіях дезінтеграції та знизити навантаження на подрібнювальний комплекс.

Одним із найбільш перспективних напрямів вирішення цієї проблеми є перехід від руйнування ударом і стисненням у дробарках до енергоефективного міжчасткового руйнування під високим тиском за допомогою ролер-пресів (технологія HPGR). Застосування прес-валків високого тиску забезпечує деструкцію рудного тіла з утворенням численних мікротріщин на межах зростання мінеральних зерен магнетиту та кварцу. Це призводить до істотного зниження індексу роботи Бонда для пресованого матеріалу, підвищення продуктивності млинів наступних стадій та створення умов для виведення відвальних хвостів на більш ранніх етапах збагачення за допомогою технологій тонкого грохочення (наприклад, грохотів Derrick). Таким чином, удосконалення схеми збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища на основі впровадження прогресивного обладнання рудопідготовки є вкрай актуальним науково-практичним завданням.

Метою кваліфікаційної роботи є підвищення ефективності та енерго ефективності процесу збагачення магнетитових кварцитів Першотравневого родовища ПРАТ «ПІВНГЗК» шляхом технічного удосконалення схеми збагачення на основі впровадження прес-валків високого тиску та оптимізації класифікації продуктів подрібнення.

Інструменти та підходи, що застосовані для вирішення завдань:

- Теоретико аналітичний підхід: аналіз закономірностей руйнування твердих тіл і мікротріщиноутворення під дією високого тиску.
- Інструментально-лабораторні методи: використання стандартних методик визначення фізико-механічних властивостей руди та розрахунку стандартного індексу роботи кулі за Бондом (W).

- Експериментально-промисловий підхід: обробка та узагальнення масивів даних, отриманих під час напівпромислових випробувань технологічних проб на ролер-пресах.

- Математичне та інженерне моделювання: застосування класичних методів розрахунку якісно-кількісних і водно-шламових балансів технологічних схем рудозбагачувальних фабрик.

Конкретні завдання, які необхідно виконати для досягнення мети:

1. Проаналізувати гірничо-геологічні особливості, речовинний та мінеральний склад магнетитових кварцитів Першотравневого родовища, а також оцінити поточний стан технологічної схеми рудозбагачувальної фабрики ПРАТ «ПІВНГЗК».

2. Оцінити кінетичні закономірності дезінтеграції руди та виявити лімітуючі фактори і недоліки чинної тристадійної схеми подрібнення в кульових млинах.

3. Обґрунтувати доцільність застосування технології пресування під високим тиском (HPGR) .

4. Проаналізувати результати лабораторних та напівпромислових випробувань ролер-пресів при обробці технологічних проб руди Першотравневого родовища.

5. Розробити та розрахувати якісно-кількісну і водно-шламову схеми модернізованого переділу збагачення із залученням валків високого тиску та систем тонкого грохочення Derrick.

6. Виконати техніко - економічне обґрунтування запропонованих рішень із розрахунком капітальних витрат та терміну окупності проєкту модернізації.

7. Практична цінність роботи полягає у технічному вдосконаленні існуючого технологічного комплексу секції збагачення руди Первомайського родовища. Розроблені проєктні рішення спрямовані на реконструкцію схеми з метою підвищення якісних

характеристик готового продукту до рівня концентрату марки А-1 (з масовою часткою загального заліза Fezag > 68,00%).

.

РОЗДІЛ 1. ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Відомості про Північний гірничо-збагачувальний комбінат

Північне гірничо-виробниче об'єднання належить до чисельно найбільших і найпотужніших підприємств гірничо-металургійної галузі України, що спеціалізується на видобуванні та глибокому обробленні залізняка магнетитової будови [1]. Підприємство міститься у горішній частині Криворізького залізорудного басейну на теренах міста Кривий Ріг Дніпропетровської області - одного з найголовніших промислових осередків країни. Просторове положення підприємства є зручним задля перевезення вантажів, оскільки воно має розгалужену мережу залізничних шляхів та пряме сполучення з металургійними заводами України та зарубіжних держав[1].

Північний ГЗК було введено в промислову експлуатацію у 1963 році. Його створення було зумовлене необхідністю освоєння значних запасів магнетитових кварцитів північної частини Кривбасу та забезпечення металургійної промисловості високо якісною залізорудною сировиною. З моменту введення в експлуатацію комбінат постійно розвивався, проходив етапи технічного переоснащення, реконструкції та нарощування виробничих потужностей, що дозволило йому зайняти провідні позиції серед гірничо-збагачувальних підприємств України.

Сировинну базу Північного ГЗК складають магнетитові кварцити Ганнівського та Першотравневого родовищ, які характеризуються значними промисловими запасами, відносно однорідним мінералогічним складом та придатністю до збагачення магнітними методами. Основним корисним мінералом є магнетит, який залягає у вигляді тонко вкраплених включень у кварцовій матриці. Вміст заліза у

вихідній руді, як правило, коливається в межах 30–35 %, що зумовлює необхідність глибокого подрібнення та багатостадійного магнітного збагачення для отримання товарного концентрату.

Гірничі роботи на Північному ГЗК ведуться відкритим способом із застосуванням сучасної буро-підривної техніки, екскаваційного та транспортного обладнання великої одиничної потужності. Видобута гірська маса транспортується на дробильні фабрики, де здійснюється її первинна підготовка до збагачення. У структурі комбінату функціонує декілька основних виробничих підрозділів, до яких належать гірничий цех, дробильні фабрики, збагачувальні фабрики, фабрика огрудкування, допоміжні та ремонтні служби, енергетичне господарство, транспортні підрозділи та служби охорони праці й екологічної безпеки.

Важливе місце у технологічному ланцюгу Північного ГЗК займають дробильні фабрики, зокрема дробильна фабрика №1, яка забезпечує багатостадійне дроблення руди до крупності, необхідної для ефективного подальшого подрібнення у млинах. Технологічна схема дробильної фабрики побудована за класичним принципом і включає чотири стадії дроблення з використанням конусних дробарок крупного, середнього та мілкового дроблення у поєднанні з операціями грохочення. Така схема забезпечує стабільну роботу фабрики, проте характеризується значними питомими витратами електроенергії, особливо на стадіях мілкового дроблення та подальшого подрібнення.

Основною продукцією Північного ГЗК є залізорудний концентрат та залізорудні окатиші з високим вмістом заліза, які відповідають вимогам внутрішнього та зовнішнього ринків. Магнетитовий концентрат широко застосовується у вуглезбагачувальній галузі при створенні важкого середовища, а окатиші у чорній металургії при виплавки чавуну та сталі. Значна частина продукції комбінату експортується до

країн Європи та інших регіонів світу, що висуває підвищені вимоги до стабільності якості та конкурентоспроможності продукції.

В умовах сучасного розвитку вітчизняного гірничо-металургійного комплексу Північний ГЗК стикається з низкою суттєвих техніко-економічних викликів, серед яких найбільш критичними є стрімке подорожчання енергоресурсів, тенденція до зниження вмісту корисного компонента у вихідній рудній сировині, необхідність мінімізації техногенного навантаження на довкілля та суворе дотримання вимог промислової безпеки. У зв'язку з цим особливої актуальності набувають питання оптимізації та модернізації технологічних схем рудопідготовки, зокрема процесів дроблення та подрібнення, які становлять найбільш енергоємні стадії переробки. Маючи значний досвід впровадження інноваційних інженерних рішень, комбінат реалізує стратегію підвищення ефективності виробництва за рахунок збалансованої роботи своєї багатокomпонентної структури. Цей комплексний виробничий ланцюг охоплює Ганнівський та Першотравневий кар'єри, де здійснюється видобуток і транспортування магнетитових кварцитів, чотири дробильні фабрики для послідовного тристадійного руйнування руди[2], а також рудозбагачувальні фабрики РЗФ-1 і РЗФ-2, що забезпечують подрібнення, магнітну сепарацію, згущення та фільтрацію шліху з одержанням високоякісного концентрату. Наступна стадія огрудкування реалізується в цеху виробництва обкотишів шляхом формування сирих гранул та їхнього зміцнювального випалу, тоді як стабільність усього потоку забезпечується розвиненою транспортно-логістичною інфраструктурою із конвеєрними галереями та вагоноперекидачами, енергетичними цехами, ремонтно-механічними службами та лабораторією контролю якості, яка виконує систематичний хімічний і гранулометричний аналіз готової продукції.

1.2 Сировинна база комбінату

Першотравневе родовище залізистих кварцитів розташоване в Криворізькому районі Дніпропетровської області, у північній частині Криворізького залізорудного басейну. Виходячи з умов залягання корисної копалини, яка представлена потужним крутоспадним покладом, на підприємстві прийнято просту заглибну систему розробки із зовнішнім розташуванням відвалів розкривних порід. Першотравневий кар'єр ПрАТ «Північний ГЗК» було введено в експлуатацію у 1964 році з проектною потужністю 13,5 млн тонн сирової руди на рік, а в 1967 році показник продуктивності було збільшено до 17 млн тонн. На теперішній час глибина кар'єру сягає 485 м (з розкриттям горизонту –370 м), його ширина становить 2400 м, а довжина - 3250 м. Гірничі роботи здійснюються на 33 горизонтах і розвиваються у південному, південно-східному та північно-західному напрямках. Продукція з перевантажувальних пунктів і комплексу циклічно-поточної технології (ЦПТ) залізничним транспортом доставляється на дробильну фабрику № 1 (ДФ-1), тоді як розкривні породи вивозяться у відвал, розташований на західному борті кар'єру.

У геоструктурному відношенні родовище приурочене до зони сполучення Саксаганської та Східно-Ганнівської субмеридіональних синклінальних структур, що утворюють поперечний флексурний вигин у вигляді Першотравневої синкліналі широтного простягання. Район характеризується складною блоковою тектонікою, високим ступенем метаморфізму залізистих руд і вміщуючих порід, а також інтенсивними проявами метасоматозу. Через значну кількість розривних порушень родовище розбите на окремі тектонічні блоки площею від десятків до тисяч квадратних метрів, які відрізняються просторовою орієнтацією та речовинним складом. Тектонічні розриви переважно представлені

зонами потужністю від 0,2 до 50–70 м, що виповнені тектонічними брекчіями й слугували сприятливими каналами для розвитку інтенсивних метасоматичних процесів.

У геологічній будові Першотравневого родовища беруть участь породи чотирьох свит Криворізької серії (знизу вгору):

- Сланцево-амфіболітова свита (K0) та нижня аркозо-філітова свита (K1) залягають у східній частині родовища і представлені амфіболітами, аркозовими піщаниками, слюдистими кварцитами, а також кварц-серицитовими, хлорит-тальковими і тальк-карбонатними сланцями сумарною потужністю 700–800 м (коефіцієнт міцності за шкалою М. М. Протодьяконова становить $f = 5-12$).

- Середня (залізорудна) свита (K2) підрозділяється на три підсвити. Нижня підсвита (потужністю 230–260 м) об'єднує перший і другий сланцеві ($f = 5-6$) та залізисті горизонти, складені магнетит-кунінгтонітовими кварцитами ($f = 12-14$). Середня підсвита представлена товщею третього-п'ятого сланцевих горизонтів ($f = 5-8$), складених гранат-хлорит-серицитовими та біотит-кварц-кунінгтонітовими сланцями, які обмежують продуктивну товщу з боку лежачого боку. Верхня підсвита охоплює п'ятий, шостий і сьомий залізисті, а також сьомий сланцевий горизонти.

- Верхня свита (K3) потужністю до 600 м ($f = 8-14$) фіксується вздовж західної межі родовища, формуючи його висячий бік, і представлена безрудними кварцитами, хлоритовими й графітвмісними сланцями.

Промисловий інтерес на родовищі становлять силікатно-магнетитові кварцити та брекчії кварцитів п'ятого і шостого горизонтів Саксаганської підсвити:

- П'ятий залізистий горизонт (PR1sx25f) залягає стратиграфічно вище сланцевої товщі й локалізований у північно-східній

та східній частинах кар'єрного поля у вигляді тектонічних блоків горизонтальною потужністю до 100 м. Горизонт складений джеспілітоподібними сіросмугастими кварцитами, де до 90% припадає на магнетитові різновиди ($f = 12-16$). Середній вміст заліза загального (Fезаг) становить 39,02 % (при коливаннях від 33,0 до 42,4 %), а заліза магнетитового (Fемаг) - 31,86 %.

- Шостий залізистий горизонт є основним і вміщує 97 % усіх балансових запасів родовища. Через скидові тектонічні зміщення він роздвоєний у розрізі на східну та західну товщі, які розділяються породами сьомого сланцевого горизонту. Сумарна потужність горизонту досягає 500–700 м при міцності порід $f = 10-16$. Літологічний склад відрізняється неоднорідністю: виділяються середньо-, грубо- та тонкошарові силікат-магнетитові й магнетит-силікатні кварцити, а також кумінгтоніт-магнетитові та гематит-магнетитові метасоматити. Середній вміст Fезаг у шостому горизонті становить 34,91 % (варіації 22,5–46,0 %), а Fемаг - 27,53 % (варіації 16,0–34,5 %).

- Розділяючий сьомий сланцевий горизонт складений магнетит-силікатними кварцитами з прошарками сланців, має потужність від 40 до 440 м ($f = 12-14$) та характеризується вмістом Fезаг близько 19,23 % (Fемаг - 10,13 %). Сьомий залізистий горизонт потужністю 100–400 м представлений смугастими магнетит-силікатними різновидами порід.

- На корінних кристалічних породах, що виходять під кайнозойські утворення, розвинена площинна кора вивітрювання (зона окиснення). Середня потужність окиснених різновидів порід для шостого горизонту становить 22,6 м (з коливаннями від 5,0 до 61,0 м), а для п'ятого горизонту - 18,9 м (в межах 8,5–30,5 м). Породи кристалічного фундаменту та зони окиснення з різкою кутовою незгодою перекриваються горизонтальною товщею пухких

кайнозойських (палеогенових, неогенових і четвертинних) осадових відкладів. Загальна середня потужність пухкої розкриші становить 22 м (варіює від 2 до 48 м). До складу рудної маси, що безпосередньо видобувається Першотравневим кар'єром для подальшого збагачення, входять силікат-магнетитові кварцити та тектонічні брекчії кварцитів.

РОЗДІЛ 2. СТАН ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ТА НАПРЯМКИ ЇЇ УДОСКОНАЛЕННЯ

2.1 Проблеми та обмеження існуючих технологічних схем збагачення Першотравневого родовища ПРАТ «ПІВНГЗК»

Технологічний комплекс дробильно -збагачувальних фабрик (ДЗФ) ПРАТ «ПІВНГЗК» проектувався за класичними радянськими схемами, орієнтованими на масове виробництво залізорудної сировини із середніми якісними показниками (вміст Fe в концентраті 64–65%). Проте переробка магнетитових кварцитів саме Першотравневого родовища має низку специфічних проблем, які суттєво обмежують ефективність фабрики за сучасних вимог ринку.

Основні технологічні проблеми та обмеження існуючої схеми можна розділити на кілька ключових блоків:

1. Геолого-мінералогічні особливості сировини та проблема «шихтовки»:

- Низька збагачуваність руди: На відміну від Ганнівського родовища, магнетитові кварцити Першотравневого родовища характеризуються більш тонким і складним характером вкрапленості рудних мінералів. Магнетит утворює тісні зростки з кварцом та амфіболами, що вимагає значно тоншого помелу для його повного розкриття.

- Жорсткі обмеження у шихті: Через незадовільні показники збагачуваності за традиційною схемою, ПРАТ «ПІВНГЗК» змушене штучно обмежувати частку руди Першотравневого кар'єру в загальній шихті фабрики на рівні не більше 20% (решта 80% припадає на легше збагачувану руду Ганнівського кар'єру). Будь-яке збільшення долі Першотравневої руди призводить до миттєвого падіння якості кінцевого

концентрату та зростання втрат заліза у хвостах. Це стримує виробничу потужність підприємства та раціональне використання надр родовища.

2. Не ефективність традиційного тристадійного циклу подрібнення та класифікації

- Надмірне циркуляційне навантаження: В існуючій схемі класифікація продуктів подрібнення у другому та третьому закритих циклах здійснюється за допомогою гідроциклонів. Гідроциклони розділяють матеріал не лише за розміром, а й за густиною. Оскільки магнетит значно важчий за кварц, повністю розкриті, але дрібні зерна магнетиту знову і знову повертаються гідроциклоном у млин разом із пісками.

- Переподрібнення (шламування) магнетиту: Результатом сегрегації в гідроциклонах є ефект «переподрібнення» корисного мінералу. Замість виведення зі схеми, готовий магнетит стирається до стану шламів (клас -10 мікрон), які з годом не вловлюються магнітними сепараторами і безповоротно втрачаються з відходами (хвостами).

- Низька ефективність млинів: Циркуляційне навантаження в циклах «млин-гідроциклон» іноді досягає 200–300%, що призводить до переповнення млинів МШЦ, зниження їх корисної продуктивності та колосальних перевитрат електроенергії, мелючих куль і футеровки.

3. Недостатня енергетична підготовка руди на стадії дроблення

- Велика крупність живлення млинів першої стадії: Існуючий комплекс сухих методів дроблення (конусні дробарки КСД/КМД) не здатний економічно вигідно подрібнити надміцну кварцитову руду до класу менше 15–20 мм. Потрапляючи в млини першої стадії, такі великі шматки вимагають використання сталевих куль максимального діаметра (100–120 мм), що знижує кінетику подрібнення дрібних класів і збільшує питоме споживання енергії.

- Відсутність ефекту мікротріщиноутворення: Механічне роздавлювання у звичайних дробарках не створює внутрішньої напруги в кристалічній решітці мінералів. Руда розколюється за випадковими напрямками, а не по границях зростання «магнетит-кварц», що ускладнює подальше селективне розкриття при мокрому помелі.

1. Конструктивні обмеження магнітної сепарації (ММС)

- Блокування розкриття в магнітних флокулах: Під дією магнітного поля сепараторів дрібні рудні частинки схильні утворювати стійкі конгломерати - флокули. В існуючій схемі відсутні ефективні системи дефлокуляції між стадіями збагачення. Як наслідок, в середині магнітних флокул механічно затискаються (захоплюються) чисті зерна кварцу і шламу. Під час сепарації ці флокули цілком переходять у концентрат, штучно занижуючи його якість за вмістом кремнію та заліза

- Неможливість одержання концентрату марки А-1 за один прохід: Традиційна багатостадійна схема ММС без використання спеціальних технологій доводки (наприклад, магнітно-гравітаційної сепарації MGS або флотації) фізично обмежена стелею якості в 65–66% Fe при переробці Першотравневої руди.

2.2. Технології рудопідготовки

Технологічний комплекс рудопідготовки, що охоплює процеси дроблення, подрібнення та грохочення, становить базисну платформу для подальшого збагачення магнетитових кварцитів. Первинне оброблення мінеральної сировини підпорядковане двом послідовним завданням: ефективному розкриттю зростків (визволенню рудних мінералів із матриці вміщуючих порід) та безпосередньому вилученню корисних компонентів у кондиційний продукт. На першому етапі руйнування шматків забезпечує дезінтеграцію міжмінеральних зв'язків.

Межа крупності, до якої необхідно доводити матеріал перед сепарацією, визначається текстурно-структурними особливостями вкраплення корисних мінералів та обраним методом збагачення. Оскільки операції здрібнювання є найбільш капіталомісткими у структурі фабричної собівартості (їхня частка може сягати до 70 % сукупних експлуатаційних витрат), модернізація апаратурного оформлення та оптимізація підготовчих контурів мають першорядне значення для рентабельності гірничо-збагачувальних комбінатів.

Ефективність вибору рудопідготовчого комплексу базується на детальному дослідженні фізико-механічних, хіміко-мінералогічних та гранулометричних властивостей вихідних кварцитів, а також їхньої вологості. Грамотний облік речовинного складу дозволяє реалізувати фундаментальний інженерний принцип Чечотта - «не дробити нічого зайвого». Кінцева якість підготовленої рудної маси оцінюється за граничним розміром зерен, що спрямовуються на подрібнення. Зокрема, для мінімізації питомих витрат енергії та підвищення ККД кульових млинів першої стадії раціонально обмежувати верхній розмір частинок живлення у межах 10–13 мм. Досягнення таких показників можливе шляхом інтенсифікації роботи дробильного переділу, тобто перенесення частини навантаження зі здрібнювання з млинів на конусні дробарки, енергетична ефективність яких у кілька разів вища.

На вітчизняних та закордонних підприємствах, що переробляють міцні залізисті кварцити, традиційно застосовують чотирьохстадійні схеми дроблення у відкритому циклі або тристадійні контури із замкненим (чи розімкненим) циклом на завершальному етапі.

Первинний проектний регламент розглянутого підприємства передбачав реалізацію чотирьохстадійного дроблення із попереднім грохоченням лише перед IV стадією, що забезпечувало вихід класу –25

мм на рівні 7 %. Принципова схема цього переділу наведена на рисунку 2.1.

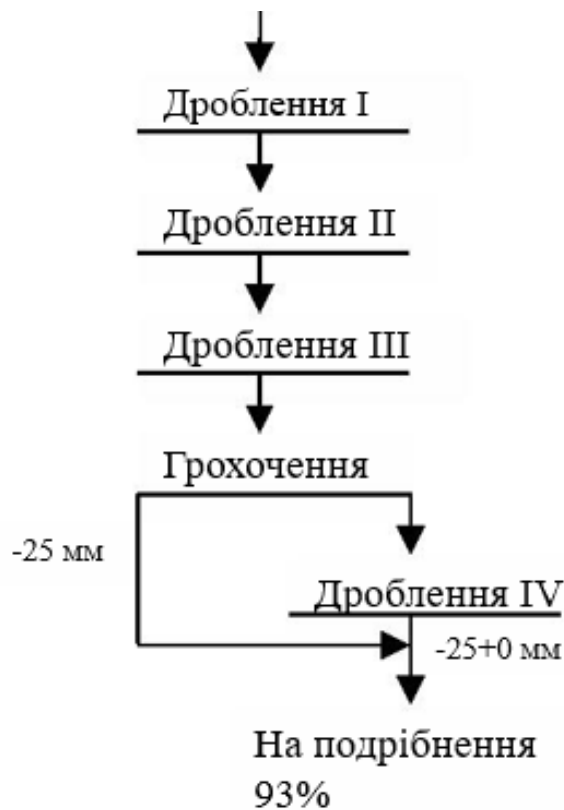


Рисунок 2.1 – Проектна схема переділу дроблення підприємства

У процесі експлуатації погіршення фізико-технічних властивостей руди з глибиною розробки кар'єру спричинило збільшення частки критичного класу (+25 мм) у живленні. Це викликало значне перевантаження обладнання на заключній стадії дроблення та знизило загальну продуктивність секцій. З метою технологічного розвантаження дробарок четвертої стадії схему було модернізовано шляхом інтеграції додаткових грохотів перед третьою стадією дроблення для оперативного відсікання готового продукту крупністю –20 мм. Вдосконалений варіант технологічної схеми із попереднім грохоченням зображено на рисунку 2.2.

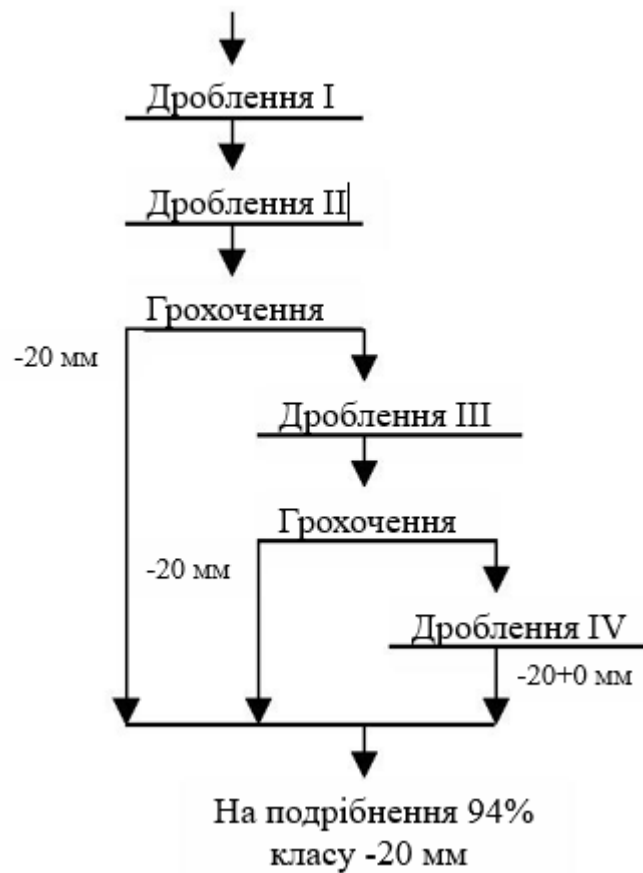


Рисунок 2.2 – Вдосконалена схема переділу дроблення підприємства

Досвід промислового впровадження вдосконаленого контуру підтвердив доцільність цього інженерного кроку: додаткові витрати на обслуговування нових вузлів грохочення та зменшення розвантажувальних щілин на III і IV стадіях (до 20 мм та 5 мм відповідно) були повністю нівельовані суттєвим заощадженням ресурсів на етапі мокрого розмелювання. Це дозволило вивести з процесу руйнування до 30 % підситної фракції –20 мм, підвищити продуктивність млинів першої стадії на 45 т/год, знизити питому витрату електроенергії на 7–11 кВт·год/т та зменшити знос помольних тіл на 0,2 кг/т концентрату.

Інший методологічний підхід було реалізовано під час проектування фабрики для переробки неокислених кварцитів Костомукшського родовища. З метою мінімізації капітальних витрат і спираючись на детальний аналіз міцнісних властивостей породи,

автори проекту реалізували тристадійну схему дроблення до кінцевої крупності –16 мм із організацією замкнутого циклу на третій стадії. Дане компоувальне рішення наведено на рисунку 2.3.

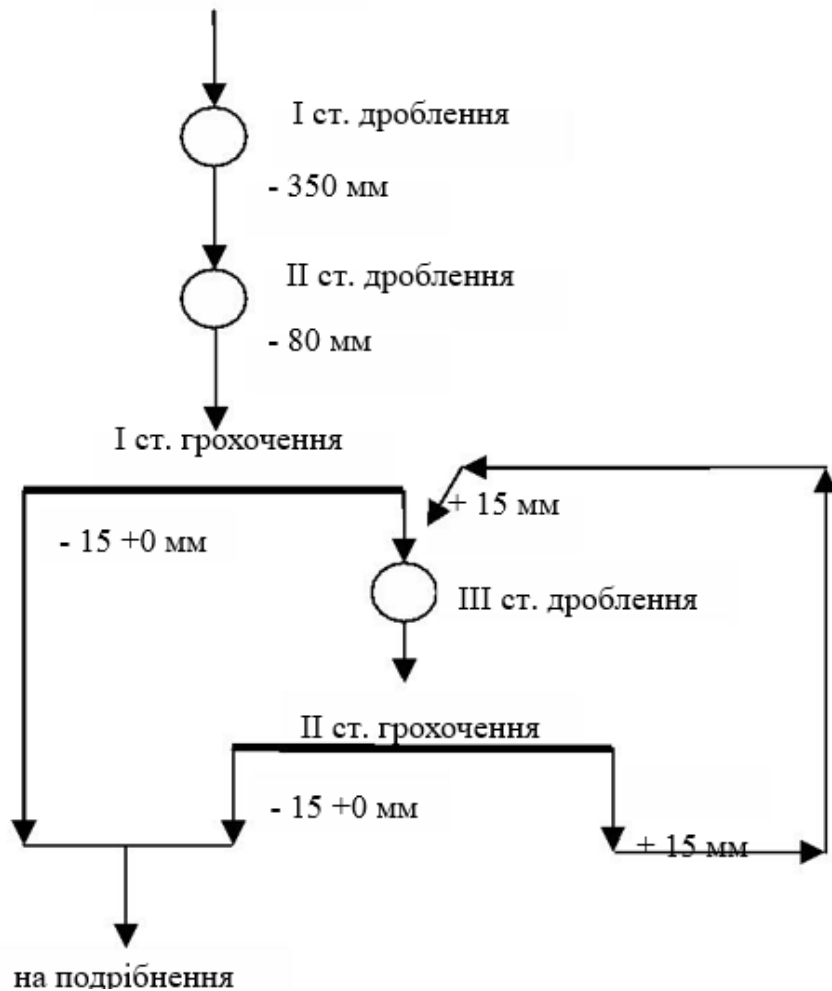


Рисунок 2.3 – Проектна схема переділу дроблення підприємства

Дане компоувальне рішення супроводжувалось впровадженням низки прогресивних рішень, серед яких: шахове розташування дробарок у головному корпусі (що скоротило будівельний об'єм споруди на 30 %), використання віброізолюваних фундаментів під великогабаритне обладнання, а також встановлення унікальних на той час конусних дробарок надвеликої одиничної потужності (КСД-3000Т та

КМД-3000Т) у поєднанні з високопродуктивними інерційними колосниковими грохотами типу ГІТ-71Н.

Сучасною тенденцією, представленою розробками компанії Nordberg (США), є концепція створення конусних дробарок нового покоління (серії НР та МР) [3], які спроможні видавати дрібнодроблений продукт заданого гранскладу без використання замкнених контурів. Відмова від додаткових грохотів та зворотних конвеєрних систем дозволяє значно спростити компонування дробильних відділень. Так, заміна застарілих агрегатів типу Symons на конусні установки МР-1000 на збагачувальній фабриці Б'ютте (США) забезпечила зростання продуктивності контуру подрібнення на 37 %. Аналогічно, використання машин серії МР для додроблення руди після молоткових дробарок на підприємстві у Любині (Польща) забезпечило вихід цільового класу –14 мм на рівні 80 %.

Загалом, у світовій практиці найбільш збалансованою за техніко-економічними показниками вважається триступенева схема дроблення із замиканням третьої стадії, яка гарантує стабільне отримання понад 80 % класу –13 мм у живленні млинів. Сучасний вектор розвитку індустрії рудопідготовки, що координується провідними машинобудівними холдингами, такими як Metso Minerals, FLSmidth, Sandvik, ThyssenKrupp та Engineering Dobersek, орієнтований на нарощування одиничної потужності агрегатів (конуси діаметром 3000 мм), оптимізацію площі просіювання віброгрохотів (до 21 м²) та застосування інноваційних зносостійких сплавів для робочих органів [3-7].

2.3. Валкове подрібнення під високим тиском у схемах дезінтеграції залізорудної сировини

Виснаження традиційних родовищ та залучення до переробки нових типів руд змушує сучасні ГЗК працювати в умовах, які не закладалися в проєктні схеми. Не прогнозовані зміни вмісту металу, твердості, абразивності та вологості рудної маси суттєво здорожують виробництво концентрату. Це зумовлює необхідність швидкої технологічної адаптації переробних комплексів до нових гірничо-геологічних реалій.

Раціональним інженерним рішенням у даному контексті виступає оптимізація схем рудопідготовки за рахунок залучення валкових подрібнювачів високого тиску (ПВВТ). Цей метод застосовують для інтенсифікації фінішного ступеня дроблення рудної маси або для заміни застарілих конусних агрегатів. Звуження діапазону крупності матеріалу, що надходить на фінішне розмелювання, забезпечує приріст продуктивності млинів що найменше на 15%, причому точний показник обумовлюється структурою діючого переділу та речовинним складом сировини.

Історично преси валкові високого тиску (ПВВТ або HPGR) уперше знайшли промислове застосування у 1986 році під час подрібнення клінкеру в цементній промисловості. Згодом, завдяки стрімкому розвитку машинобудування, впровадженню інноваційних зносостійких матеріалів та оптимізації геометрії робочих поверхонь, було досягнуто значних успіхів у конструюванні та захисті робочих валків. Це дозволило успішно адаптувати технологію для дезінтеграції високоміцних і абразивних металевих руд, зокрема залістих кварцитів. Сучасні модифікації апаратів характеризуються високим коефіцієнтом використання обладнання (КВО сягає 94 %), а також підвищеною

ремонтпридатністю та зручністю проведення циклічних регламентних робіт.

Техніко-економічні переваги HPGR. Важливою інженерною перевагою сучасних агрегатів ПВВТ є їхня висока питома продуктивність за відносно компактних габаритних розмірів, якщо порівнювати їх із традиційними конусними дробарками дрібного дроблення. Таке компоновальне рішення забезпечує суттєве зниження капітальних витрат ще на етапі проектування, будівництва фундаментів та монтажу корпусу. Окрім того, специфіка міжчастинкового руйнування матеріалу в зазорі між валками гарантує низькі динамічні, акустичні та вібраційні навантаження на несучі будівельні конструкції. Висока герметичність захисного кожуха ПВВТ забезпечує ефективне підключення локальних систем аспірації та пиловловлювання, що мінімізує екологічне навантаження на робочу зону цеху. На світовому ринку провідними розробниками та постачальниками цього класу обладнання є такі машинобудівні концерни, як ThyssenKrupp Resource Technologies GmbH, KHD Humboldt Wedag AG та Maschinenfabrik Köppern GmbH & Co. KG.

Конструктивні особливості та компоновання. За своєю конструкцією преси валкові високого тиску є складними електромеханічними комплексами. До переліку базових конструктивних вузлів та систем ПВВТ належать (рисунок 2.4):

- **Робочий орган:** два паралельно розташовані валки (рухомий та нерухомий), кожен з яких укомплектований підшипниковими вузлами, суцільнокованим сталевим валом та бандажем із функцією футерування (із захисними твердосплавними штифтами);
- **Привідний комплекс:** дві симетричні лінії приводу, кожна з яких складається з головного електродвигуна, знижувального

редуктора великої потужності та карданного вала для компенсації переміщень рухомого валка;

- **Гідропневматична система:** блок циліндрів та акумуляторів для нагнітання й регулювання робочого тиску притискання валків;
- **Завантажувальний пристрій:** вузол подачі вихідної руди, обладнаний розподільчою завантажувальною коробкою та внутрішніми напрямними шиберами чи плитами для стабілізації матеріалопотоку;
- **Опорні та допоміжні системи:** жорстка комплексна корпусна рама, автоматизовані системи примусового змащування підшипників, а також контури рідинного охолодження редукторів та двигунів.



Рисунок 2.4 – Загальний вигляд та конструктивна схема преса валкового високого тиску

Базовий орієнтир при інтеграції прес-валків (ПВВТ) у технологічні схеми - вибір типорозміру, що забезпечує баланс між продуктивністю та заданим ступенем подрібнення. Цей показник залежить від геометрії

валків, специфіки футеровки та міцності руди, а безпосереднє технологічне регулювання пропускної здатності агрегату виконується зміною швидкості його обертання.

Керування гранулометричними характеристиками подрібненого матеріалу здійснюється шляхом варіювання питомого зусилля пресування між валками. У зоні екстремального стиснення рудна маса зазнає надвисокого тиску, що ініціює інтенсивне мікротріщиноутворення та дезінтеграцію шматків. Оптимальне зусилля стиснення для кожного конкретного типу сировини визначається дослідним шляхом.

Проведення лабораторних та напівпромислових тестів виступає невіддільним етапом оцінювання доцільності інтеграції агрегатів ПБВТ (HPGR) у технологічний контур. Під час таких випробувань аналізують такі ключові чинники:

- Схильність рудної сировини до руйнування в затиснутому шарі під дією високого тиску;
- Базові експлуатаційні параметри прес-валків (годинну продуктивність, робочий тиск, питомі енерговитрати);
- Гранулометричний склад вихідного живлення та отриманого пресованого продукту;
- Показники абразивного зносу футерувальних елементів робочих органів під впливом перероблюваної маси;
- Супутні технологічні та геомеханічні особливості процесу.

Як показовий приклад успішної модернізації діючого виробництва варто розглянути технічне переоснащення збагачувальної фабрики СП «Підприємство Ерденет» (Монголія). Основним інженерним завданням проекту було підвищення річної продуктивності дробильно-транспортного тракту (ДТВ-1) з вихідного рівня 20,6 млн тонн до цільового показника 25,0 млн тонн. Головною умовою модернізації

виступала відмова від розширення парку головного подрібнювального обладнання (млинів) у суміжних переділах.

Для обґрунтування технологічної доцільності інтеграції пресів валкових високого тиску (ПВВТ) в існуючий технологічний ланцюг було виконано серію напівпромислових стендових випробувань на базі дослідницької лабораторії концерну ThyssenKrupp. Комплекс лабораторних тестів дозволив уточнити прогностичні балансові показники та визначити оптимальний робочий режим апаратів. Зокрема, було детально вивчено: необхідні питомі зусилля притискання валків; кореляцію між вологістю вихідних покладів та гранулометричними характеристиками здрібненого матеріалу; апаратурну продуктивність; інтенсивність абразивного зносу робочих елементів; коефіцієнт циркуляційного навантаження; а також динаміку зміни індексу Бонда (WI) під час наступного кульового розмелювання підготовленого в ПВВТ продукту.

На основі отриманих експериментальних даних та подальшого комп'ютерного моделювання було доведено, що впровадження валкових пресів забезпечить суттєве зниження граничної крупності живлення млинів із одночасним підвищенням частки тонкого класу –2,5 мм до рівня 50–55 %. Такий ефект зумовлює інтенсифікацію роботи наявних кульових млинів, дозволяючи наростити їхню пропускну здатність без погіршення регламентного ступеня подрібнення готового продукту перед флотацією чи сепарацією.

Існуюча до моменту реконструкції технологічна схема рудопідготовки на «Підприємстві Ерденет» базувалася на класичному тристадійному циклі дроблення із замиканням заключного етапу. Принципову схему цього переділу у вихідному варіанті представлено на рисунку 2.5.

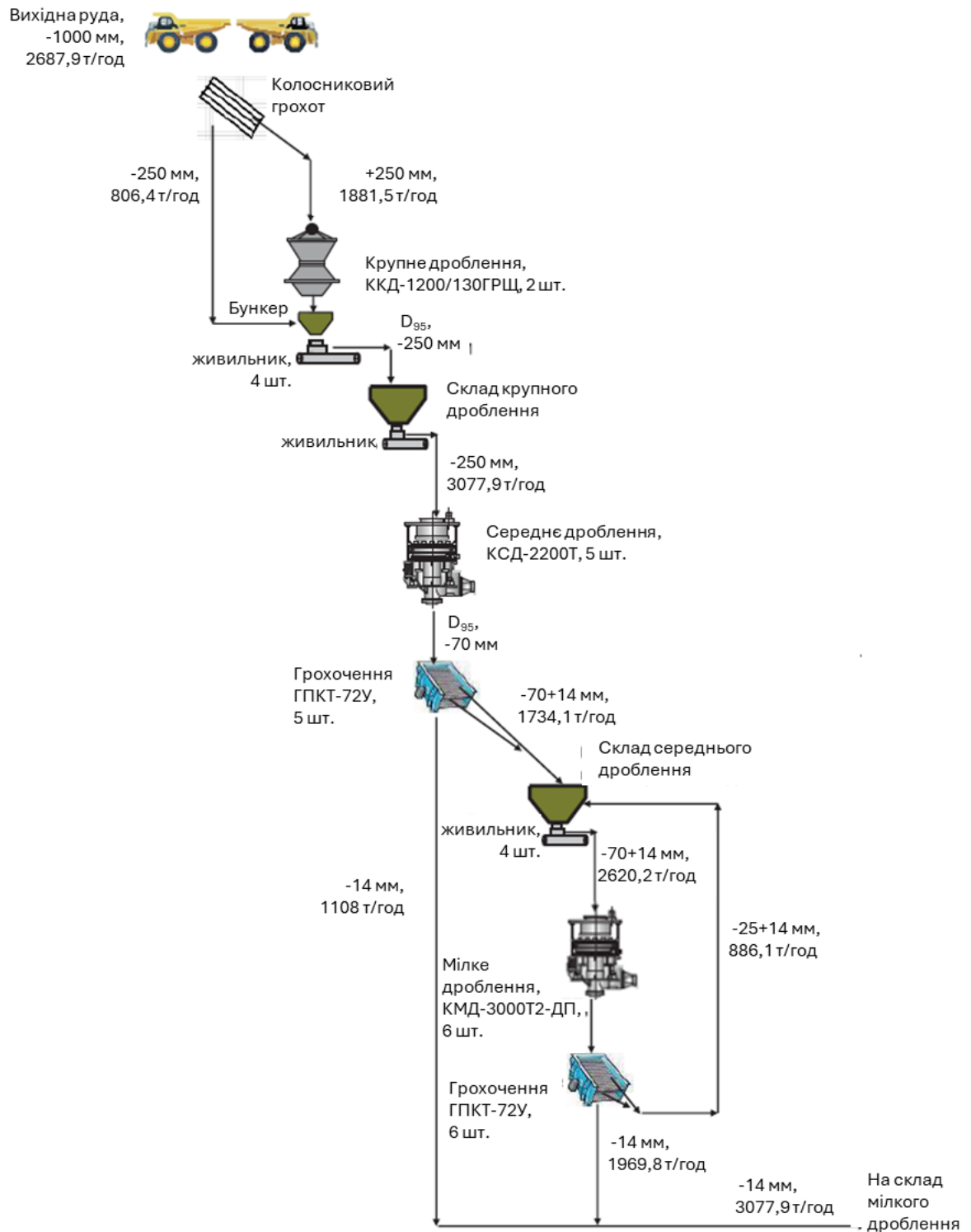


Рисунок 2.5 – Базова технологічна схема дроблення

Згідно з вихідним регламентом, видобута гірнична маса з кар'єру з максимальним розміром шматків до 1000 мм автотранспортом доставляється на першу стадію руйнування, яка укомплектована двома конусними дробарками крупного дроблення ККД-1200/130ГРЩ. На

вхідному потоці кожної інсталяції змонтовані колосникові грохоти з апертурою щілини 150 мм. Надрешітна фракція піддається безпосередньому дробленню, а підсипний продукт об'єднується з розвантаженням дробарок (загальна крупність потоку становить –250 мм) і за допомогою системи конвеєрів та живильників переміщується на проміжний склад крупнодробленої руди.

Друга стадія дезінтеграції організована за відкритим циклом і включає п'ять конусних дробарок середнього дроблення типу КСД-2200Т2-Д, які функціонують у парі з вібраційними грохотами ГПКТ-72У. Отриманий проміжний продукт направляється на акумулюючий склад корпусу середнього та дрібного подрібнення.

Заключна, третя стадія дроблення реалізована за замкненим контуром за участю шести конусних дробарок дрібного дроблення КМД-3000Т2-ДП та аналогічних грохотів типу ГПКТ-72У. Кінцевий підрешітний продукт усього дробильно-сортувального комплексу, що має номінальний розмір зерен $d_{95} = 14,8$ мм, магістральним конвеєрним транспортом переміщується на фабричний склад дрібнодробленої сировини для завантаження в бункери млинів.

Головним чинником, який стримує продуктивність усього підготовчого переділу, виступає замикання циклу на останньому ступені дроблення руди. Наявний парк млинів за існуючого фракційного складу рудної маси, що надходить, не здатний забезпечити приріст продуктивності більше ніж на 5–7 % без критичного погіршення якості (перевищення крупності) збагачувального продукту.

Згідно із завданням на модернізацію, розроблено інженерне рішення щодо розмикання циклу стадії дрібного дроблення. Це дозволяє повністю ліквідувати циркуляційні потоки й наростити пропускну здатність переділу без залучення додаткових дробильних агрегатів. Отриманий продукт дрібного дроблення спрямовується на

прес-валки високоготиску (HPGR), які працюють у напів відкритому циклі. При такій схемі рециркуляційне навантаження формується виключно за рахунок повернення крайового продукту, що характеризується підвищеною крупністю матеріалу.

Модернізовану технологічну схему переділу дезінтеграції, впроваджену після завершення етапу технічного переоснащення, детально зображено на рисунку 2.6. Для оцінки ефективності проведеної реконструкції було виконано зіставлення ситового аналізу рудної шихти. Зміна ключових параметрів гранулометричного складу живлення млинного відділення до та після реалізації проекту наведена в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні параметри крупності живлення млинів

Контрольовані параметри гранскладу	Вихідні показники (до модернізації)	Показники після технічного переоснащення
Граничний розмір зерен за 95%-им сумарним проходженням (d95), мм	14,8	10,8
Середньовиважений розмір частинок у потоці (dсер), мм	7,5	2,9
Номінальна крупність за 80%-им кумулятивним вмістом класу (F80), мм	12,2	7,1

Результати проведених досліджень підтверджують, що інтеграція прес-валків високого тиску (ПВВТ) забезпечує зниження індексу роботи Бонда (WI) на 10%. Завдяки ефекту мікроструктурного ослаблення руди з'являється можливість інтенсифікувати роботу наявного млинового парку, підвищивши його пропускну здатність на 20%. Це повністю гарантує досягнення цільового річного обсягу переробки сировини на рівні 25 млн тонн. За оцінкою економічної ефективності за пропонованого комплексу заходів, термінокупності капітало вкладень з моменту введення об'єкта в експлуатацію становить 2,75 року.

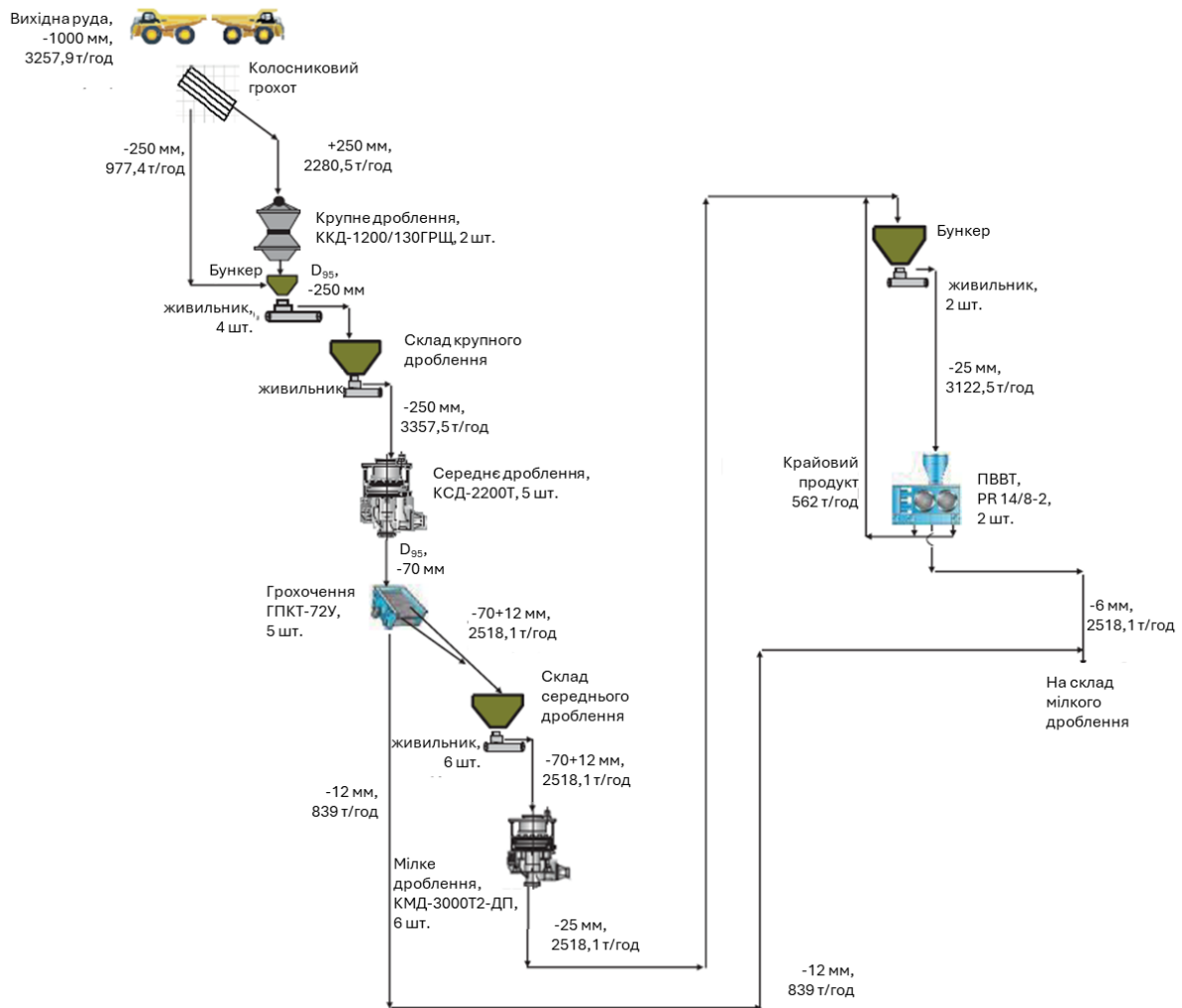


Рисунок 2.6 – Технологічна схема дроблення після переоснащення

Безперечно, технологія ПВВТ (HPGR) не є універсальним інструментом для розв'язання всього спектра задач із технічного переоснащення. Кожен окремий проєкт вимагає комплексного аналізу наявних виробничих умов і специфіки речовинного складу конкретних руд. Обов'язковими етапами обґрунтування є виконання лабораторних випробувань, цифрове комп'ютерне моделювання для прогнозування технологічних показників, а також детальний техніко-економічний розрахунок доцільності модернізації.

2.4. Кінематика руйнування руди шляхом пресування під надвисоким тиском (технологія HPGR).

Руйнування рудної маси на стадії дроблення супроводжується значними енергетичними втратами. Низький коефіцієнт корисної дії (ККД) процесу обумовлений невідповідністю механічних параметрів дробарок мінливим фізико-механічним властивостям нерівномірного за міцністю матеріалу. Експлуатація традиційних дробильних переділів пов'язана із суттєвими технологічними вадами апаратурного та системного характеру. Як наслідок, фіксується висока питома витрата електроенергії на тонну готового класу за одночасної низької гнучкості та інертності систем автоматизованого керування потоками сировини.

На сучасному етапі розвитку техніки широкого визнання набули дезінтеграційні агрегати, що реалізують принципи раціонального руйнування мінеральної сировини, серед яких особливе місце посідають прес-валки високого тиску (ПВВТ). Узагальнення світового досвіду експлуатації діючих рудопідготовчих комплексів дозволило систематизувати їхні ключові переваги:

- Зниження енергомісткості процесу: питомі витрати енергії на руйнування руди зменшуються на 30–40% порівняно з традиційними схемами одностадійного чи багатостадійного кульового розмелювання.
- Оптимізація параметрів живлення млинів: сумісне застосування прес-валків та млинового парку забезпечує мінімізацію середнього діаметра зерен вихідного матеріалу та зниження робочого індексу подрібнюваності Бонда (WI).

Попри очевидні практичні переваги, фундаментальні закономірності механізму дезінтеграції руди в апаратах ПВВТ все ще потребують більш глибокого теоретичного аналізу та систематизації. Для детального розкриття процесів, що протікають у замкнутому шарі матеріалу між робочими валками, доцільно звернутися до класичних положень геомеханіки та теорії руйнування твердих тіл. Це дозволить математично та фізично обґрунтувати явища, які визначають високу ефективність даного методу.(рис. 2.7).

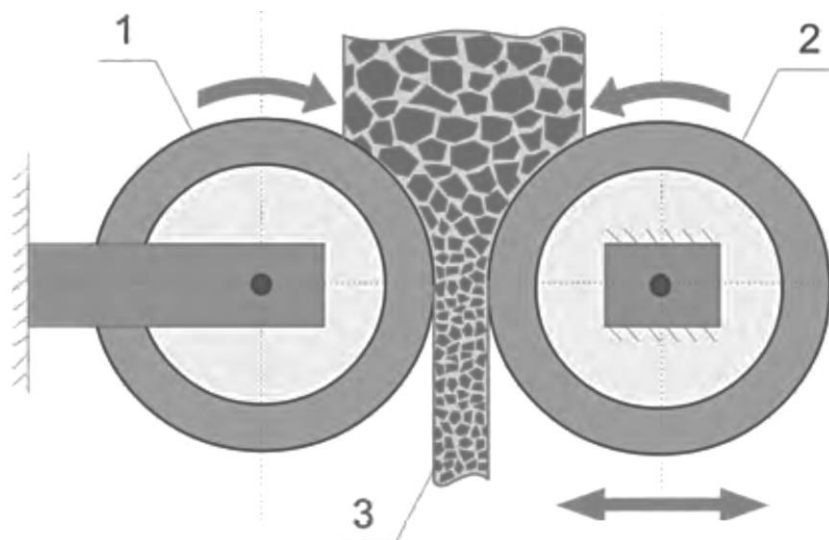


Рисунок 2.7 – Принципова схема дезінтеграції рудної шихти валковим подрібнювачем високого тиску: 1 - стаціонарний валок; 2 - плаваючий (притискний) валок; 3 - шар вихідної руди.

В основі теорії прес-валкового подрібнення лежать закономірності виникнення та локалізації внутрішніх тріщин. При цьому класичні підходи теорії пружності щодо концентрації напружень біля дефектів є недостатніми для оцінки фактичної міцності рудного шматка, оскільки не враховують специфіку колективного руйнування частинок.

При розрахунку напруженого стану руди в між валковому зазорі базовим критерієм міцності шматка прийнято граничне зсувне напруження, еквівалентне межі пружності. Використання саме межі

пружності, а не міцності, обумовлене високою крихкістю більшості порід та мінімальною зоною їхньої пластичної деформації. Оцінку поведінки матеріалу в умовах неоднорідного стиснення дозволяється виконувати за даними лабораторних тестів на одновісне стискання зразків за умов мінімального бічного обмеження.

Математична модель дозволила оцінити вплив крупності матеріалу на характер його деструкції між валками, враховуючи неоднорідність геометричних розмірів шматків. Аналіз поведінки виділеного шару руди доводить, що різниця в початкових розмірах частинок порід, які одночасно руйнуються в замкнутому об'ємі, не має принципового впливу на загальний механізм і закономірності їхнього розпаду. (рис. 2.8).

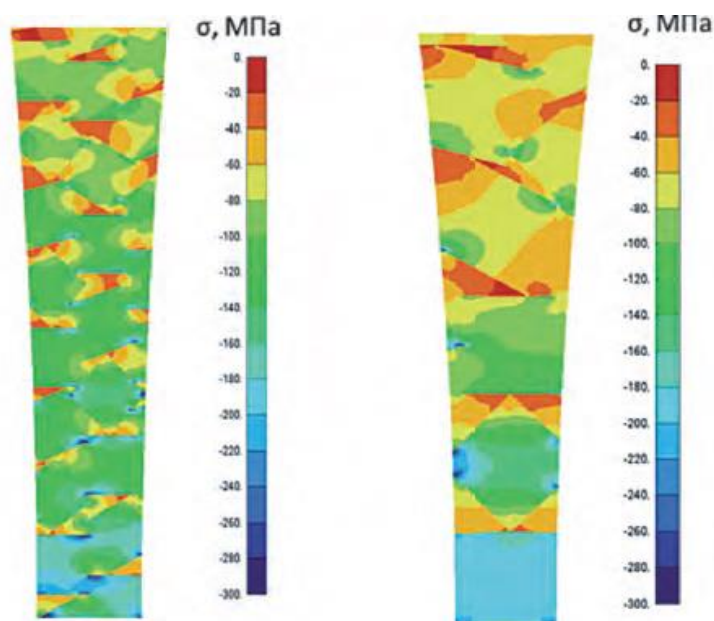


Рисунок 2.8 – Залежність величини напруги стиснення у міжвалковому просторі від початкового розміру зерен кварцу: а) для фракції 5 мм; б) для фракції 10 мм

Електронно-мікроскопічні дослідження різних зразків подрібненого продукту незачеплених окисненням (первинних) залізистих кварцитів,

отриманих за різних режимів функціонування прес-валків високого тиску, дозволили виявити низку специфічних феноменів. Зафіксовані структурні зміни мають чітко виражений локальний характер і на даному етапі не можуть розглядатися як фундаментальні або репрезентативні для всього масиву сировини.

Аналіз експериментальних даних виявив такі особливості процесу:

1. Питоме зусилля 4 Н/мм^2 зумовлює рівномірне фракціонування матеріалу, а зусилля 3 Н/мм^2 стимулює підвищений вихід дрібних класів.

2. Продукт пресування за умов тиску 3 Н/мм^2 технологічному циклі збагачення забезпечує приріст вмісту заліза магнітного в концентраті на $0,9\%$ при зниженні його виходу на $0,8\%$.

3. Експериментально не підтверджено вибіркоче тріщиноутворення по міжмінеральних межах розділу рудної та порожньої фаз під час деструкції рудних шматків.

РОЗДІЛ 3. ОБ'ЄКТ ТА МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕННЯ

3.1. Об'єкт дослідження

Практична частина бакалаврської роботи присвячена аналізу сировинної бази ПрАТ «Північний ГЗК», яка представлена Першотравневим та Ганнівським родовищами, звідки корисна копалина безпосередньо надходить на збагачувальні фабрики підприємства. Першотравневе родовище залізистих кварцитів геоструктурно приурочене до північного замикання Криворізького залізорудного басейну. Розробка покладів здійснюється однойменним кар'єром, розташованим у Тернівському районі міста Кривий Ріг Дніпропетровської області. У плані гірничий відвід на півночі межує із земельними межами колишнього шахтоуправління «Північне» (ПЗРК), а на півдні обмежений природним виклинюванням рудної товщі.

Морфометричні та гірничо-технічні параметри. Загальна площа території гірничого відводу становить близько 6,5 км² при лінійній протяжності покладу до 3,0 км. Геоморфологічно район представлений горбистою степовою рівниною з абсолютними відмітками поверхні 105–120 м, яка має загальний нахил у південно-східному напрямку до річки Саксагань і розчленована балками Грядкувата та Північна Червона. Порівняльний аналіз проектних і фактично досягнутих технічних параметрів Першотравневого кар'єру включає такі показники:

- Річна продуктивність за сирою рудою: проектна - 26,0 млн тонн, фактична - 22,6 млн тонн;
- Розміри кар'єрного поля по денній поверхні: проектні - 3,0 км у ширину та 4,0 км у довжину, фактично досягнуті - 2,5 та 3,1 км відповідно;

- Глибина відпрацювання: проектна - 600 м, фактична - 490 м (при цьому нижній розкритий робочий горизонт зафіксовано на позначці мінус 360 м).

За умови збереження поточних темпів видобутку, загальна забезпеченість підприємства затвердженими балансовими запасами становить 35 років.

Характеристика продуктивної товщі та якість руд. Об'єктом промислової розробки кар'єру є силікатно-магнетитові кварцити п'ятого та шостого залізистих горизонтів Саксаганської свити:

- П'ятий залізистий горизонт (PR1sx5f): залягає у вигляді відособлених тектонічних блоків у північно-східній частині кар'єрного поля. Горизонтальна потужність пластів сягає 150 м. Горизонт складений джеспілітоподібними залізистими кварцитами, серед яких до 90 % об'єму припадає на магнетитові різновиди. Середній вміст загального заліза ($Fe_{заг}$) становить 39,01 %, а заліза, пов'язаного з магнетитом ($Fe_{маг}$), - 32,90 %.

- Шостий залізистий горизонт (PR1sx6f): має повсюдне поширення в межах усього кар'єрного поля із потужністю від 100 до 360 м (на окремих складчастих ділянках - до 400–600 м). Речовинний склад горизонту представлений магнетитовими (54,0 %), гематит-магнетитовими (27,0 %) та силікат-магнетитовими (14,5 %) кварцитами. На контактах із суміжним сьомим сланцевим горизонтом виділяються перехідні магнетит-силікатні пачки (до 4,5 % об'єму). Середній вміст $Fe_{заг}$ дорівнює 36,34 %, $Fe_{маг}$ - 28,05 %.

Інтегральні якісні параметри сировини по обох промислових горизонтах у середньому становлять: вміст $Fe_{заг} = 36,16\%$ (середньоквадратичне відхилення 5,22%), вміст $Fe_{маг} = 28,14\%$ (окремо за компонентами, середньоквадратичне відхилення 5,83 %).

Детальний розподіл якісних характеристик залізистих кварцитів за стратиграфічними одиницями, їх повна мінералогічна класифікація, а також виділені промислові різновиди руд Першотравневого родовища наведені далі у таблицях 3.1, 3.2 та 3.3.

Таблиця 3.1 – Речовинний склад та якісні показники залізистих кварцитів за стратиграфічними підрозділами

Стратиграфічний горизонт	Тип руди за мінеральним складом	Кількість проб, шт.	Частка від загальної кількості, %	Середній вміст Fe _{заг} , %	Кв. відхилення Fe _{заг}	Середній вміст Fe _{магн} , %	Кв. відхилення Fe _{магн}
PR1sx5	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	-
	<i>Разом за горизонтом</i>	<i>906</i>	<i>100,0</i>	<i>39,01</i>	<i>3,16</i>	<i>32,90</i>	<i>4,81</i>
PR1sx6	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
	<i>Разом за горизонтом</i>	<i>11196</i>	<i>100,0</i>	<i>36,34</i>	<i>5,02</i>	<i>28,05</i>	<i>5,16</i>
PR1sx5+6	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
	<i>Усього за сукупністю</i>	<i>12101</i>	<i>100,0</i>	<i>36,16</i>	<i>5,22</i>	<i>28,14</i>	<i>5,83</i>

Мінералогічна класифікація магнетитових руд продуктивної площі Першотравневого родовища, а також об'єднані мінеральні різновиди руд представлені в таблицях 3.2 та 3.3.

Таблиця 3.2 – Речовинний склад та особливості розподілу мінеральних фаз у залізистих кварцитах горизонту PR_{1sx}^{5f}

Характеристика вибірки / критерій розподілу	Магнетит	Гематит	Карбонат залізистий	Карбонат нерудний	Силікати	Кварц	Апатит	Інші	Сума (Σ)
Загальні показники по горизонту:									
<i>Інтервал значень (min-max), %</i>	34,65–55,70	0,88–34,33	0,0–8,058	0,04–9,13	3,23–26,03	24,41–39,52	0,032–0,541	0,017–0,520	-
<i>Середній вміст, %</i>	44,378	6,526	0,919	3,636	12,276	31,87	0,244	0,389	100,0
Диференціація за вмістом гематиту:									
<i>Група з низьким вмістом (< 10%)</i>	45,345	4,901	1,069	3,711	13,147	31,62	0,255	0,159	100,0
<i>Група з високим вмістом (≥ 10%)</i>	39,337	14,68	0,121	3,244	9,285	33,19	0,186	0,057	100,0
Диференціація за вмістом силікатів:									
<i>Малосилікатні різновиди (< 10%)</i>	45,704	8,696	0,244	3,356	7,860	33,70	0,220	0,213	100,0
<i>Середньосилікатні різновиди (10–20%)</i>	43,825	5,409	1,297	3,738	14,510	31,28	0,260	0,178	100,0
<i>Високосилікатні різновиди (> 20%)</i>	41,533	2,170	1,927	4,322	22,215	27,04	0,267	0,517	100,0

Таблиця 3.3 – Речовинні характеристики та мінеральні асоціації залізистих кварцитів горизонту PR1sx6f

Літолого- текстурний тип руди / мінеральни й різновид	Магне тит	Гема тит	Карбон ат залізис тий	Карбо нат неруд ний	Силік ати	Ква рц	Апат ит	Інш і	Раз ом (Σ)
Текстурні різновиди:									
<i>Тонкошару ваті магнетито ві кварцити</i>	43,687	5,552	0,378	4,027	12,60 9	33,0 46	0,22 5	0,2 00	99,7 24
<i>Середньо- та грубошару ваті залізисті кварцити</i>	40,069	7,550	0,636	3,927	12,56 6	34,7 20	0,20 6	0,1 27	99,8 01
Мінеральні типи (в т.ч. за складом):									
<i>Магнетит овий підтип</i>	41,588	5,489	0,738	5,247	12,01 4	34,4 74	0,21 1	0,1 36	99,8 97
<i>Гематит- магнетито вий підтип</i>	36,035	13,06 0	0,401	4,866	9,769	35,3 79	0,19 3	0,1 06	99,8 09
<i>Кварцити силікат- магнетито вого складу</i>	30,856	3,363	2,440	6,260	18,55 6	37,8 20	0,24 2	0,3 21	99,8 58
<i>Кварцити магнетит- силікатног о складу</i>	21,750	4,433	3,232	6,321	26,71 8	36,8 78	0,21 2	0,3 74	99,9 18

Переважає частина залізистих кварцитів представлена магнетитовими різновидами. За умови крупності подрібнення вихідного матеріалу на рівні 95% класу -50 мкм, середній вміст заліза в концентраті становить 65,48% при середньоквадратичному відхиленні 2,48%. За критерієм збагачуваності магнетитові кварцити належать

переважно до категорій легко- та середньо збагачувальних руд (сумарно 76,04%). Водночас присутні дуже важкозбагачувальні різновиди (6,33%), а також кварцити, які практично не піддаються технологічному збагаченню (2,05%).

Рудні пласти з масовою часткою гематиту 10% і більше класифікуються як гематит-магнетитові кварцити. Для цього мінерального типу середній вміст заліза в аналогічному концентраті досягає 65,93% (середньо квадратичне відхилення - 2,39%). Питома вага легко- та середньо збагачувальних різновидів тут складає 79,08%, дуже важкозбагачувальних - 7,24%, а тих, що майже не підлягають ефективному збагаченню - 0,71%.

Зростання частки силікатів у кварцитах понад 10% (силікат-магнетитові) та 20% (магнетит-силікатні) суттєво погіршує їхні технологічні властивості, а при вмісті 40% переводить руду в розряд некондиційної. Силікат-магнетитові руди забезпечують концентрат із середнім вмістом заліза 63,82%, де 57,7% матеріалу є легко- та середньо збагачувальним. Магнетит-силікатні різновиди є найбільш упорними: вміст заліза в концентраті знижується до 59,48%, а частка важкозбагачувальних та не збагачувальних фракцій сягає 38,2%.

Поклади залізистих кварцитів із вмістом карбонатної складової на рівні 10% і більше відносять до технологічного типу карбонат-магнетитових кварцитів.

3.2. Методика виконання лабораторних аналізів

Ось готовий академічний текст, розбитий на стандартні дипломні абзаци. Структура побудована логічно: від загальної методології контролю та інструментальної бази до фізико-хімічних аналізів і технологічної оцінки рудопідготовки [15].

У процесі виконання експериментальної частини кваліфікаційної роботи було реалізовано комплексний підхід до фіксації та аналізу вихідних параметрів мінеральної сировини. До переліку обов'язкових показників, що підлягали систематичному контролю на всіх етапах випробувань, увійшли фізико-механічні властивості рудної маси, зокрема її дійсна та насипна щільність і природний рівень вологості. Особлива увага приділялася гранулометричним характеристикам матеріалу на вході та виході з подрібнювальних агрегатів із диференціацією продуктів дезінтеграції за зонами вивантаження. Паралельно здійснювався моніторинг кінематичних і конструктивних параметрів обладнання, а також реєстрація комплексних енергетичних критеріїв, що включали питоме зусилля стискання, споживану приводами потужність та сумарну продуктивність експериментальної установки [15].

Для детальної ідентифікації речовинного складу руди та аналізу структурно-текстурних особливостей мінеральних комплексів було залучено мінералогічний аналіз. Цей метод дозволив детально встановити хімічний склад фаз, характер і розміри вкрапленості корисних компонентів, а також виявити ізоморфні домішки та внутрішні мікроструктурні дефекти кристалічних ґраток. Основним інструментом для кількісної оцінки фазового складу став рентгеноструктурний фазовий аналіз (РФА). Методика його реалізації базується на інтерференційних ефектах Лауе - Вульфа - Бреґга, що дає змогу фіксувати просторову дифракцію рентгенівського випромінювання, пружно розсіяного на кристалічних структурах досліджуваних мінералів[15].

Одним із ключових етапів оцінки фізико-механічного стану гірничої маси стало визначення її гранулометричного складу, який відображає масовий розподіл частинок сипучого матеріалу за класами крупності.

Для досягнення цієї мети було застосовано класичний ситовий аналіз, що передбачає послідовне фракціонування наважки через серію каліброваних стандартних сит. Алгоритм проведення розсіву включав попередню термогравіметричну підготовку проби, її безпосереднє механічне грохочення від більшого розміру чарунки до меншого, гравіметричний контроль надрешітних продуктів на аналітичних вагах та подальшу математичну обробку результатів із побудовою інтегральних кривих розподілу фракцій. Інструментальне забезпечення процесу реалізовано за допомогою механічних та електромагнітних віброструшувачів, що забезпечують стабільні тривимірні коливання ситового пакета.

Лабораторні випробування також охоплювали визначення базових реологічних і магнітних констант сировини. Оцінка вологості здійснювалася шляхом класичного висушування наважок у сушильній шафі за температури понад 105°C до моменту стабілізації їхньої маси, що дозволило диференціювати наявність зв'язаної, капілярної та вільної води, яка безпосередньо впливає на технологічні властивості руд. Для вимірювання магнітної сприйнятливості сильномагнітних мінеральних фаз крупністю менше 0,1 мм було використано метод Гюї. Дана методика базується на вимірюванні механічної сили взаємодії, що діє на ущільнений у скляній ампулі зразок, розміщений у неоднорідному магнітному полі високої напруженості, з подальшим розрахунком середньоарифметичних значень питомої магнітної сприйнятливості [15].

При аналізі щільності продуктів збагачення та рудопідготовки чітко розмежовувалися поняття дійсної та насипної густини. Дійсна густина, яка обумовлена виключно кристалохімічною будовою мінералу та атомною масою його елементів, визначалася пікнометричним методом за об'ємом витісненої досліджуваною речовиною рідини. Насипна

густина, яка враховує об'єм міжзернових пустот і пористість, фіксувалася методом вільного засипання у мірні ємності. Отримані дані щодо насипної щільності є базою для розрахунку ємнісного парку фабрики, систем транспортування та статичних навантажень на конструкції бункерів і силосів [15].

Завершальний блок досліджень присвячено оцінці кінетики подрібнюваності, що є основою для проектування технологічних схем і вибору основного промислового устаткування. У роботі обґрунтовано використання стандартизованого у світовій практиці методу Бонда для визначення індексів робочої оцінки подрібнюваності, що дозволяє мінімізувати трудовитрати порівняно з багатотонними напівпромисловими випробуваннями. У контексті аналізу ефективності рудопідготовки доведено, що перенесення частини роботи з руйнування шихти з кульових млинів на стадії попереднього енергоефективного пресування у валкових ролер-пресах дозволяє не лише знизити питоме енергоспоживання секції, але й суттєво покращити селективність розкриття корисних мінеральних фаз [15].

РОЗДІЛ 4. ОЦІНКА ДОЦІЛЬНОСТІ МОДЕРНІЗАЦІЇ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ЛІНІЙ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ СУЧАСНИМ ОБЛАДНАННЯМ

За результатами лабораторного тестування технологічної проби залізняка виробництва ПРАТ «ПІВНГЗК», показник дійсної густини мінеральної сировини становить 3500 кг/м³, тоді як її насипна густина дорівнює 2290 кг/м³. Параметри кута природного відкосу варіюються від мінімального значення 19° до максимального 32°. Величина робочого індексу здрибнюваності Бонда ($\$W_i\$$) для досліджуваної вихідної шихти зафіксована на рівні 8,2 кВт·год/т. Якісно-кількісний перелік мінеральних компонентів у вихідному рудному матеріалі, визначений за допомогою рентгенофазового аналізу (РФА), систематизовано в табл. 4.1 [11].

Таблиця 4.1 – Компонентно-мінералогічний склад вихідної залізистої сировини ПРАТ «ПІВНГЗК»

Досліджуваний об'єкт	Магнетитова фаза	Кварцові мінерали	Гематит	Амфіболи	Талькові заміщення	Хлорити	Біотитові слюди	Доломіти	Сумарно
Вихідний рудний потік, %	48,0	32,0	6,0	4,1	4,3	1,8	0,6	3,2	100,0

Експериментальне вивчення роботи напівпромислового ролер-преса Коеррегн 60/10-230 здійснювали у два послідовні етапи. На першому етапі було реалізовано серію тестувань у відкритому циклі, яка включала три досліді з наважками матеріалу по 250 кг. Параметри вологості шихти (3,0%) та колової швидкості роликів (0,56 м/с) лишалися

незмінними, тоді як варіюванню піддавали показник питомого зусилля притискання валків, який становив 2,5, 3,5 та 4,5 Н/мм² для кожного тесту відповідно. На основі аналізу отриманих продуктів було встановлено раціональний рівень питомого зусилля пресування.

На другому етапі виконували чотири експерименти з подрібнення у замкненому циклі в комбінації преса з грохотом Rhowum RIUS. Режимні чинники підтримували на сталому рівні: вологість — 3,0%, колова швидкість – 0,56 м/с, питомий тиск – 3,5 Н/мм². При цьому досліджували вплив зміни величини робочого зазору між прес-валками, який послідовно становив 23, 24, 25 і 26 мм [11].

Для зазору 23 мм питома пропускна здатність склала 358 тс/(год·м²), а питомі витрати енергії – 1,2 кВт·год/т. При збільшенні зазору до 24 мм пропускна здатність зафіксована на рівні 352 тс/(год·м²) за енерговитрат 1,1 кВт·год/т. Для зазору 25 мм питома продуктивність досягла 371 тс/(год·м²), а питоме енергоспоживання знизилося до 1,0 кВт·год/т. Оптимальні показники зафіксовано при зазорі 26 мм, де питома пропускна здатність становила 379 тс/(год·м²) при збереженні питомого енергоспоживання на рівні 1,0 кВт·год/т. Візуальні особливості вихідної залізистої шихти та отриманого після пресування кексу проілюстровано на рис. 4.1 та 4.2.

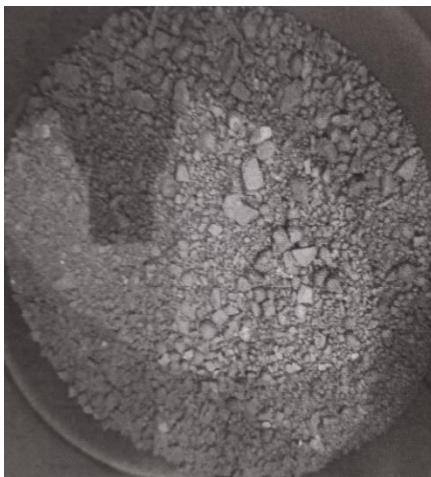


Рисунок 4.1 – Зовнішній вигляд вихідної рудної шихти перед ПВВТ



Рисунок 4.2 – Характер пресованого продукту після ПВВТ

Таблиця 4.2 – Дисперсний аналіз компонентів живлення та зон дезінтеграції в ролер-пресі

Гранулометрична фракція, мм	Вихідна заліzysta шихта	Зона пресованого матеріалу (центр)	Зона пресованого матеріалу (край)
	Вміст фракції, % / Кумулятивний вихід (Σ по +, % / Σ по -, %)	Вміст фракції, % / Кумулятивний вихід (Σ по +, % / Σ по -, %)	Вміст фракції, % / Кумулятивний вихід (Σ по +, % / Σ 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
Разом	100,00	100,00	100,00

Згідно з результатами ситового аналізу, наведеними в таблиці 4.2 та на рис. 4.3, гранулометричний склад вихідного живлення цілком задовольняє критеріям експлуатації ПВВТ, оскільки максимальний

розмір часток не перевищує межу 31,5 мм. Показник D80 для вихідної шихти фіксується на позначці 15,46 мм (сумарний вихід класів дрібніше цього розміру становить 80%), а середній діаметр часток D50 дорівнює 7,18 мм. Початкова доля дрібнодисперсного класу -3,15 мм у вихідній руді складала 26,16%.

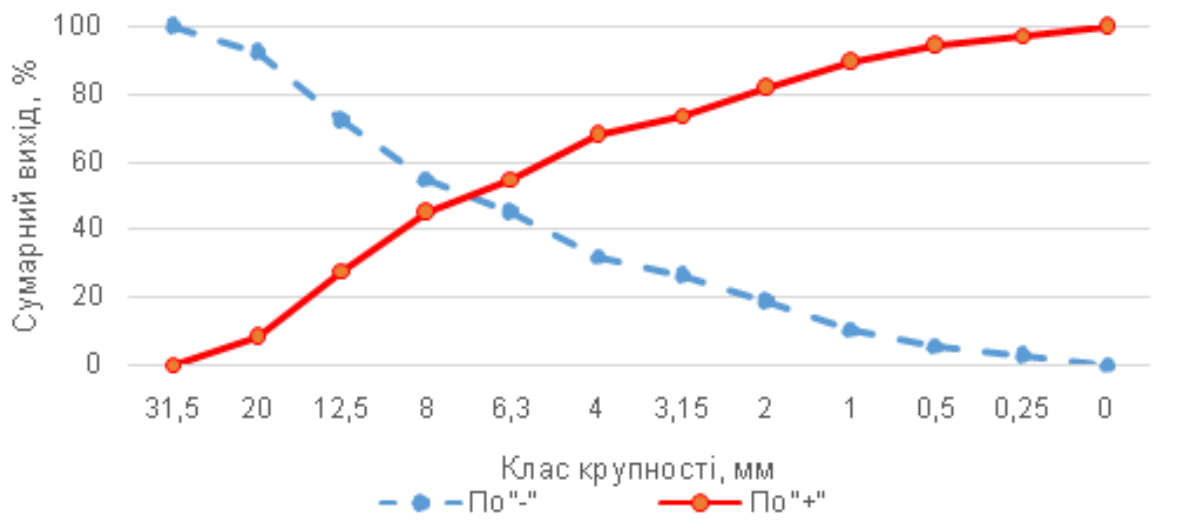


Рисунок 4.3 - Ситова характеристика рудної шихти перед ПВВТ

Після проходження крізь міжвалковий простір сформувалися два різнорідні за ситовим складом продукти, а саме центральний та крайовий. Для центральної зони дезінтегрованого матеріалу величина D80 знизилася до 5,0 мм, а медіанний розмір часток (D50) склав 1,7 мм. У крайовому продукті показник P80 становить 6,4 мм при D50 на рівні 2,4 мм. Сумарна частка класу -3,15 мм у крайовій області пресованого кексу досягла 65,59%. Повні графічні залежності розподілу крупності часток після пресування наведено на рис. 4.4.

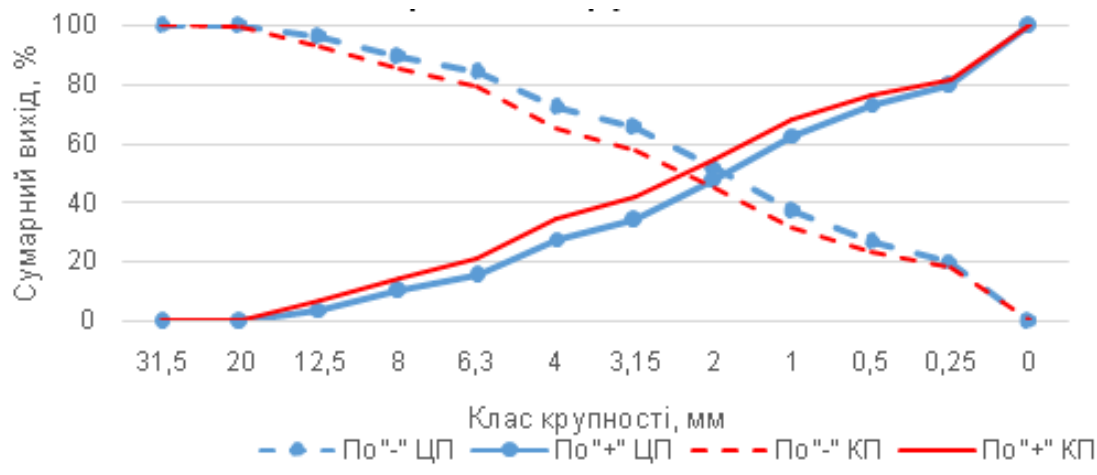


Рисунок 4.4 – Гранулометричні криві продуктів дезінтеграції в ролер-пресі

Надалі об'єднаний після ПВВТ матеріал піддавали класифікації на грохоті з граничним калібром розділення 3,15 мм. Показники одержаних надрешітного та підрешітного продуктів деталізовано в табл. 4.3.

Таблиця 4.3 – Характеристика крупності фракцій за результатами грохочення дезінтегрованої руди

Межі ситового класу, мм	Дрібний продукт просіву (-3,15 мм)	Крупний продукт просіву (+3,15 мм)
	Вихід фракції, % / Сума по розсіву \sum по +, % / \sum по -, (%)	Вихід фракції, % / Сума по розсіву \sum по +, % / \sum 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

Аналіз цих даних свідчить, що підрешітна фракція характеризується параметрами $D_{80} = 1,7$ мм та $D_{50} = 0,7$ мм. Для надрешітного (циркуляційного) продукту значення D_{80} становить 7,6 мм

при середньому розмірі часток $D_{50} = 3,8$ мм, а вміст недоподрібненого класу дрібніше 3,15 мм у надрешітному продукті складав 38,9%.

Замкнений цикл підготовки сировини на базі агрегату Коерперн 60/10-230 та просіювального пристрою здійснювався за таких режимних параметрів: діаметр робочих валків - 1000 мм; ширина робочої зони валків - 230 мм; початкова вологість матеріалу — 3,0%; швидкість обертання роликів - 10–12 об/хв; питомий рівень пресування -3,5 Н/мм²; питома пропускна спроможність - 379 тс/(год·м³); питомі витрати електричної енергії - 1,0 кВт·год/т; величина робочого зазору - 26 мм; калібр розділення на грохоті - 3,15 мм. Узагальнені структурні показники потоків для оптимізованого замкнутого циклу наведено в табл. 4.4.

Таблиця 4.4 – Розрахункові показники дисперсності (D_{80} , D_{50}) та виходу тонких класів у замкнутому циклі підготовки

Технологічні потоки схеми ПВВТ	Еквівалентний розмір часток D_{80} , мм	Середній діаметр часток D_{50} , мм	Частка контрольної фракції -3,15 мм, %
Первинне живлення преса	15,46	7,18	26,16
Центральна область пресованого продукту	5,00	1,70	65,59
Периферійна (крайова) область продукту	6,40	2,40	57,61
Сумарний потік перед грохоченням	5,60	1,90	63,62
Крупний надрешітний продукт (+3,15 мм)	7,60	3,80	38,90
Дрібний підрешітний продукт (-3,15 мм)	1,70	0,70	100,00

Отриманий після стадії ПВВТ і класифікації підрешітний продукт піддавали репульпації у водному середовищі до досягнення концентрації твердої фази в межах 20–35%, після чого пульпу направляли на мокру магнітну сепарацію (ММС). Одержані продукти

сепарації було зневоднено та зважено для визначення матеріального балансу. Вихід концентрованого магнітного продукту склав 77,81%. Результати оцінки елементного та мінерального складу продуктів ММС методами хімічного та рентгенофазового аналізів відображено у табл. 4.5 та 4.6.

Таблиця 4.5 – Хімічний склад продуктів розділення мокрої магнітної сепарації

Продукти ММС	Хімічні сполуки в продуктах ММС												
	F ₂	FeO	Fe _{mg}	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 4.6 – Мінералогічний склад фракцій мокрої магнітної сепарації за результатами РФА

Продукти розділення ММС	Вміст мінеральних фаз за даними аналізу, %
	Магнетит / Кварц / Гематит / Амфібол / Тальк / Хлорит / Біотит / Доломіт / Разом
Початкове живлення сепарації	48,0 / 32,0 / 6,0 / 4,1 / 4,3 / 1,8 / 0,6 / 3,2 / 100,0
Збагачений магнітний концентрат	55,4 / 26,2 / 5,7 / 3,8 / 5,0 / 1,1 / 0,1 / 2,7 / 100,0
Відходи сепарації (хвости)	3,3 / 54,7 / 8,2 / 10,0 / 11,1 / 3,8 / 3,7 / 5,2 / 100,0

Для оцінки впливу попередньої дезінтеграції під тиском на ефективність подальшого помелу було виконано порівняльні випробування в сухому лабораторному кульовому млині періодичної дії з геометричними розмірами $D = 750$ мм, $L = 450$ мм, обладнаному

5 ліфтерами шириною 80 мм, за частоти обертання барабана 45 об/хв. Базові умови проведення подрібнення у відкритому циклі передбачали обмеження максимального розміру часток у живленні млина до 32 мм. Дослідженню підлягали три типи зразків масою по 250 кг: проба №1 (вихідна рудна шихта без обробки на ПВВТ), проба №2 (сумарний пресований продукт ПВВТ без попереднього розсіву) та проба №3 (класифікований підрешітний продукт ПВВТ фракції -3,15 мм).

Проведені експерименти дозволили встановити кількісні критерії зміни енергетичної тривалості помелу залежно від способу підготовки руди. Зафіксована годинна продуктивність для проби №1 склала 35,7 кг/год при питомому споживанні енергії 10,3 кВт·год/т. Для проби №2 продуктивність зросла до 39,5 кг/год, а питоме споживання енергії знизилося до 9,3 кВт·год/т. Найвищу ефективність продемонструвала проба №3, де годинна продуктивність досягла 57,7 кг/год, а питомі витрати енергії скоротилися до 6,4 кВт·год/т.

Дослідження кінетичних закономірностей показало, що попередня рудопідготовка із застосуванням ПВВТ забезпечує суттєве підвищення продуктивності млина з одночасним виконанням вимог технологічного регламенту для промислових агрегатів другої стадії МШЦ 3600×5500. Розрахунковий вміст контрольного класу -0,056 мм у зливі класифікатора має становити 60–62%, тоді як цільова тонина помелу під час випробувань була зафіксована на рівні 70% класу -0,056 мм.

Експериментально доведено, що впровадження попередньої дезінтеграції сировини у відкритому циклі ПВВТ перед кульовим млином знижує тривалість помелу або енерговитрати на досягнення заданої тонини (не менше 70% класу -0,056 мм) в межах до 10% порівняно з переробкою базової руди. Даний ефект досягається завдяки збагаченню живлення дрібними фракціями та загальному зниженню

міцності рудних часток через масове утворення внутрішніх мікротріщин під дією високого тиску валків.

Застосування схеми попереднього подрібнення у замкненому циклі ПВВТ із грохоченням дозволяє скоротити необхідний час або енергетичні витрати на подрібнення до контрольного класу $-0,056$ мм (при виході не менше 70%) вже до 38% порівняно з базовою схемою. Це зумовлено високою гранулометричною однорідністю матеріалу, суттєвим початковим вмістом тонких фракцій та інтенсивним розвитком сітки мікродефектів у структурі мінеральних комплексів після пресування та відсіву надрешітного продукту.

Слід зазначити, що пряме співставлення індексів Бонда, які для вихідного матеріалу, некласифікованого та класифікованого продуктів ПВВТ склали 8,2, 7,8 та 6,5 кВт·год/т відповідно, демонструє дещо менші показники потенційного зниження часу або енергоємності процесу — на рівні 5% та 21%.

РОЗДІЛ 5. РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

Розрахунок якісно-кількісної схеми починаємо з визначення необхідної кількості вихідних показників, усі розрахунки виконуються за стандартною методикою [5,22].

$$N=c(n_p-a_p+1)-1 = 2(18-9+1)-1= 19$$

де, c – кількість розрахункових компонентів (для монометалевих руд $c = 2$),

n_p – число продуктів розділення,

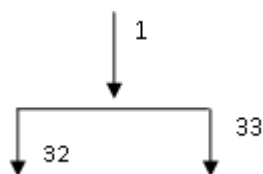
a_p – число операцій розділення.

В якості вихідних показників приймаємо масові частки корисного компоненту в усіх продуктах розділення (данні були прийняти на основі випробувань на ПрАТ ПівнГЗК) [16]

$$\beta_1=35,74\%; \beta_4= 35,74 \quad \%; \beta_6= 50,80\%; \beta_7= 12,16\%; \beta_8=51,98\%; \\ \beta_{11}=53,43\%; \beta_{12} =54,50\%; \beta_{14}= 55,07\%; \beta_{15} =12,20\%; \beta_{16} =59,20 \quad \%; \beta_{17}= \\ 12,15\%; \beta_{18} =61,15\%; \beta_{19} =17,90\%; \beta_{22} = 61,15\%; \beta_{24} = 64,30\%; \beta_{25} =13,74 \\ \%; \beta_{26}= 65,70\%; \beta_{27} = 19,50\%, \beta_{32} = 65,78\%, \beta_{33} =12,68 \quad \%$$

Розрахунок починаємо у загальному вигляді – входить вихідна руда виходить концентрат та хвости. Розрахунок виконується за встановленими методиками – рівняння балансу.

Вузол 1



Складаємо перше рівняння балансу $\gamma_1 = \gamma_{32} + \gamma_{33}$

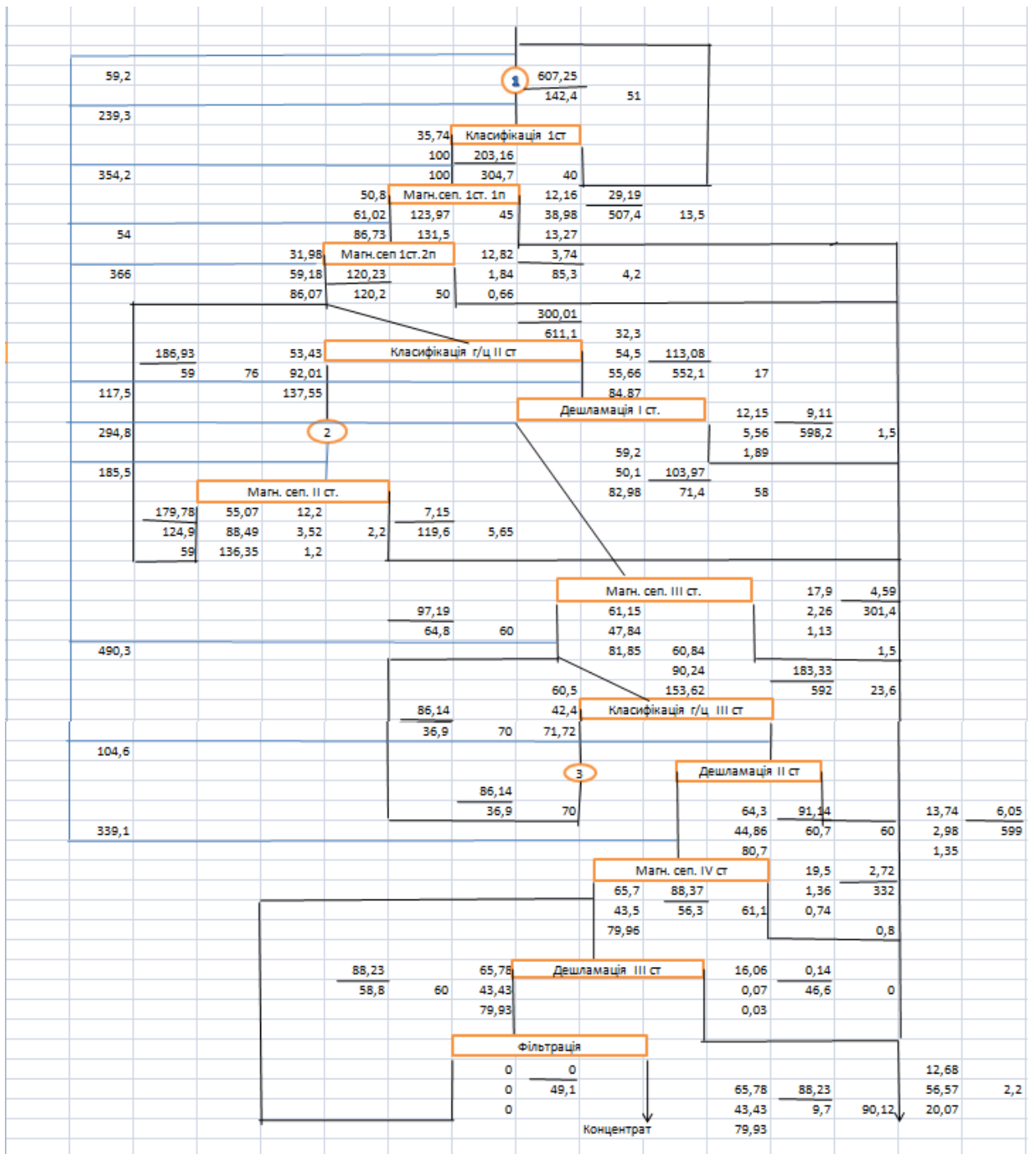


Рисунок 5.1–Схема збагачення магнетитових кварцитів ПрАТ ПівнГЗК

Складаємо друге рівняння балансу $\gamma_1 \beta_1 = \gamma_{32} \beta_{32} + \gamma_{33} \beta_{33}$

Розглядаємо рівняння балансу, як систему рівнянь з двома невідомими.

$$\gamma_{32} = \gamma_1 - \gamma_{33}$$

$$Y_1\beta_1 = (Y_1 - Y_{33}) * \beta_{32} + Y_{33}\beta_{33}$$

$$Y_1\beta_1 = Y_1\beta_{32} - Y_{33}\beta_{32} + Y_{33}\beta_{33}$$

$$Y_1\beta_1 - Y_1\beta_{32} = Y_{33}\beta_{33} - Y_{33}\beta_{32}$$

$$\beta_1 = 35,74$$

$$Y_1 = 100$$

$$\xi_1 = 100$$

$$Y_{33} = Y_1 * (\beta_1 - \beta_{32}) / (\beta_{33} - \beta_{32})$$

$$Y_{33} = 100 * (35,74 - 65,78) / (12,68 - 65,78)$$

$$Y_{33} = 56,57$$

$$Y_{32} = 100 - 56,57 = 43,43$$

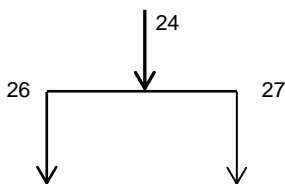
$$\xi_{32} = (Y_{32} * \beta_{32}) / \beta_1$$

$$\xi_{32} = (43,43 * 65,78) / 35,74 = 79,93$$

$$\xi_{33} = (Y_{33} * \beta_{33}) / \beta_1$$

$$\xi_{33} = (56,57 * 12,68) / 35,74 = 20,07$$

Вузол 2



$$\beta_{24} = 64,30\%; \beta_{26} = 65,70\%; \beta_{27} = 19,50\%$$

$$Y_{26} = Y_{32}$$

$$Y_{26} = 43,43$$

$$Y_{24} = Y_{26} * (\beta_{26} - \beta_{27}) / (\beta_{24} - \beta_{27})$$

$$Y_{24} = 43,43 * (65,70 - 19,50) / (64,30 - 19,50)$$

$$Y_{24} = 44,79$$

$$Y_{27} = Y_{24} - Y_{26} = 44,79 - 43,43 = 1,36$$

$$\xi_{24} = (Y_{24} * \beta_{24}) / \beta_1$$

$$\xi_{24} = (44,79 * 64,30) / 35,74 = 80,58$$

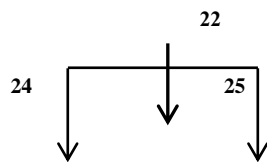
$$\xi_{26} = (Y_{26} * \beta_{26}) / \beta_1$$

$$\xi_{26} = (43,43 * 65,70) / 35,74 = 79,84$$

$$\xi_{27} = (\gamma_{27} * \beta_{27}) / \beta_1$$

$$\xi_{27} = (1,36 * 19,50) / 35,74 = 0,74$$

Вузол 3



$$\beta_{22} = 61,15\%; \beta_{24} = 64,30\%; \beta_{25} = 13,74\%;$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{22} = 47,84$$

$$\gamma_{22} = \gamma_{24} + \gamma_{25}$$

$$\gamma_{24} = (\gamma_{22} - \gamma_{25})$$

$$\gamma_{22}\beta_{22} = (\gamma_{22} - \gamma_{25}) * \beta_{24} + \gamma_{25}\beta_{25}$$

$$\gamma_{22}\beta_{22} - \gamma_{22}\beta_{24} = \gamma_{25}\beta_{25} - \gamma_{25}\beta_{24}$$

$$\gamma_{22}(\beta_{22} - \beta_{24}) = \gamma_{25}(\beta_{25} - \beta_{24})$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{22}((\beta_{22} - \beta_{24}) / (\beta_{25} - \beta_{24}))$$

$$\gamma_{25} = 47,84 * (61,15 - 64,30) / (13,74 - 64,30) = 2,98$$

$$\gamma_{25} = 2,98$$

$$\gamma_{24} = 47,84 - 2,98 = 44,86$$

$$\xi_{22} = (\gamma_{22} * \beta_{22}) / \beta_1$$

$$\xi_{22} = (61,15 * 47,84) / 35,74 = 81,85$$

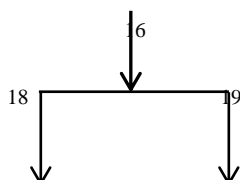
$$\xi_{24} = (\gamma_{24} * \beta_{24}) / \beta_1$$

$$\xi_{24} = (44,86 * 64,30) / 35,74 = 80,71$$

$$\xi_{25} = (\gamma_{25} * \beta_{25}) / \beta_1$$

$$\xi_{25} = (2,98 * 13,74) / 35,74 = 1,15$$

Вузол 4



$$\beta_{16} = 59,20\%; \beta_{18} = 61,15\%; \beta_{19} = 17,90\%;$$

$$Y_{18} = Y_{22} = 47,84$$

$$Y_{16} = Y_{18} (\beta_{18} - \beta_{19} / \beta_{16} - \beta_{19})$$

$$Y_{16} = 47,84 (61,15 - 17,90 / 59,20 - 17,90) = 50,10$$

$$Y_{19} = (Y_{16} - Y_{18})$$

$$Y_{19} = (50,10 - 47,84) = 2,26$$

$$\xi_{16} = (Y_{16} * \beta_{16}) / \beta_1$$

$$\xi_{16} = (50,10 * 59,20) / 35,74 = 82,99$$

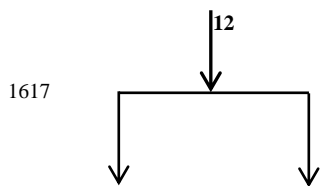
$$\xi_{18} = (Y_{18} * \beta_{18}) / \beta_1$$

$$\xi_{18} = (47,84 * 61,15) / 35,74 = 81,85$$

$$\xi_{19} = (Y_{19} * \beta_{19}) / \beta_1$$

$$\xi_{19} = (2,26 * 17,90) / 35,74 = 1,13$$

Вузл 5



$$\beta_{12} = 54,50\%; \beta_{16} = 59,20\%; \beta_{17} = 12,15\%;$$

$$Y_{16} = 50,10$$

$$Y_{12} = Y_{16} * (\beta_{16} - \beta_{17} / \beta_{12} - \beta_{17})$$

$$Y_{12} = 50,10 * (59,20 - 12,15 / 54,50 - 12,15) = 55,66$$

$$Y_{17} = (Y_{12} - Y_{16})$$

$$Y_{17} = 55,66 - 50,10 = 5,56$$

$$\xi_{12} = (Y_{12} * \beta_{12}) / \beta_1$$

$$\xi_{12} = (55,66 * 54,50) / 35,74 = 84,88$$

$$\xi_{16} = (Y_{16} * \beta_{16}) / \beta_1$$

$$\xi_{16} = (50,10 * 59,20) / 35,74 = 82,99$$

$$\xi_{17} = (Y_{17} * \beta_{17}) / \beta_1$$

$$\xi_{17} = (5,56 * 12,15) / 35,74 = 1,89$$

Вузол 6

8



$$\beta_8 = 51,98 \% ; \beta_{12} = 54,50 \% ; \beta_{15} = 12,20 \% ;$$

$$\gamma_{12} = 55,66$$

$$\xi_{12} = 84,88$$

$$\gamma_8 = \gamma_{12} (\beta_{12} - \beta_{15} / \beta_8 - \beta_{15})$$

$$\gamma_8 = 55,66 * (54,50 - 12,20 / 51,98 - 12,20) = 59,18$$

$$\gamma_{15} = (\gamma_8 - \gamma_{12})$$

$$\gamma_{15} = 59,18 - 55,66 = 3,52$$

$$\xi_8 = (\gamma_8 * \beta_8) / \beta_1$$

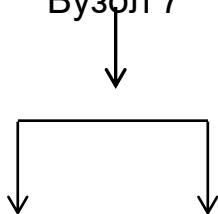
$$\xi_8 = (59,18 * 51,98) / 35,74 = 86,07$$

$$\xi_{15} = (\gamma_{15} * \beta_{15}) / \beta_1$$

$$\xi_{15} = (3,52 * 12,20) / 35,74 = 1,20$$

Вузол 7

11
1415



$$\beta_{11} = 53,43 \% ; \beta_{14} = 55,07 \% ; \beta_{15} = 12,20 \% ;$$

$$\gamma_{15} = 3,52$$

$$\xi_{15} = 1,20$$

$$\gamma_{11} = (\gamma_{14} + \gamma_{15})$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{14} * (\beta_{14} - \beta_{15} / \beta_{11} - \beta_{15})$$

$$\gamma_{11} = 88,49 * (55,07 - 12,20 / 53,43 - 12,20) = 92,01$$

$$\gamma_{14} = \gamma_{11} - \gamma_{15}$$

$$\gamma_{14}=92,01-3,52=88,49$$

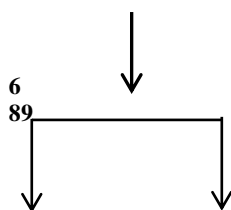
$$\xi_{11}=(\gamma_{11} * \beta_{11})/\beta_1$$

$$\xi_{11}=(92,01*53,43)/35,74=137,55$$

$$\xi_{14}=(\gamma_{14} * \beta_{14})/\beta_1$$

$$\xi_{14}=(88,49*55,07) / 35,74 = 136,35$$

Вузол 8



$$\beta_6=50,80 \% ; \beta_8 =51,98 \% ; \beta_9 =12,82 \% ;$$

$$\gamma_8= 59,18$$

$$\xi_8=86,07$$

$$\gamma_6= (\gamma_8+\gamma_9)$$

$$\gamma_6= \gamma_8 * (\beta_8 - \beta_9 / \beta_6 - \beta_9)$$

$$\gamma_6= 59,18 * (51,98 - 12,82 / 50,80 - 12,82) = 61,02$$

$$\gamma_9= \gamma_6 - \gamma_8$$

$$\gamma_9=61,02 - 59,18 = 1,84$$

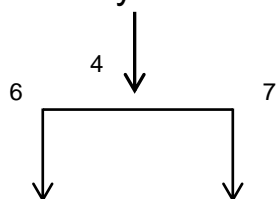
$$\xi_6=(\gamma_6 * \beta_6) / \beta_1$$

$$\xi_6=(61,02 * 50,80) / 35,74 = 86,73$$

$$\xi_9=(\gamma_9 * \beta_9) / \beta_1$$

$$\xi_9= (1,84 * 12,82) / 35,74 = 0,66$$

Вузол 9



$$\beta_4=35,74 \% ; \beta_6 =50,80 \% ;$$

$$\gamma_4 = 100$$

$$\xi_4 = 100$$

$$\gamma_6 = 61,02$$

$$\gamma_7 = \gamma_4 - \gamma_6$$

$$\gamma_7 = 100 - 61,02 = 38,98$$

$$\xi_6 = 86,73$$

$$\xi_7 = \xi_4 - \xi_6$$

$$\xi_7 = 100 - 86,73 = 13,27$$

$$\beta_7 = \xi_7 * \beta_1 / \gamma_7$$

$$\beta_7 = 13,27 * 35,74 / 38,98 = 12,16$$

$$\beta_7 = 12,16\%$$

Необхідну кількість додаткової води розраховуємо за рівнянням балансу.

У операцію подрібнення першої стадії необхідно додаткової води:

$$W_1 + W_4 + L_1 = W_1$$

$$L_1 = W_1 - W_1 - W_4 = 304,7 - 59,2 - 40 = 205,5 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію класифікації першої стадії необхідно додаткової води:

$$W_{II} = W_3 + L_{II}$$

$$L_{II} = W_{II} - W_3 = 304,7 - 203,16 = 101,54 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію магнітної сепарації першої стадії першого прийому необхідно додаткової води:

$$W_{III} = W_5 + L_{III}$$

$$W_4 = W_{II} - W_5 = 304,7 - 264,7 = 40 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$L_{III} = W_{III} - W_4 = 507,4 - 264,7 = 242,7 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію магнітної сепарації першої стадії другого прийому необхідно додаткової води:

$$W_{IV} = W_6 + L_{IV}$$

$$W_7 = W_{III} - W_6 = 507,4 - 151,5 = 355,9 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$L_{IV} = W_{IV} - W_6 = 611,1 - 151,5 = 459,6 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_9 = W_{IV} - W_8 = 611,1 - 120,2 = 490,9 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію класифікації другої стадії необхідно додаткової води:

$$W_V = W_8 + W_{13} + L_V$$

$$L_V = W_V - W_8 - W_{13} = 552,1 - 120,2 - 137,55 = 294,35 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{12} = W_V - W_{11} = 552,1 - 59 = 493,1 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію подрібнення другої стадії необхідно додаткової води:

$$W_{VI} = W_{11} + L_{VI}$$

$$L_{VI} = W_{VI} - W_{11} = 137,55 - 59,0 = 78,55 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію магнітної сепарації другої стадії необхідно додаткової

води:

$$W_{VII} = W_{12} + L_{VII}$$

$$L_{VII} = W_{VII} - W_{12} = 119,6 - 45 = 74,6 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{15} = W_{VII} - W_{14} = 119,6 - 64,8 = 54,8 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію знешламлення першої стадії необхідно додаткової

води:

$$W_{VIII} = W_{12} + L_{VIII}$$

$$L_{VIII} = W_{VIII} - W_{12} = 598,2 - 64,8 = 533 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{17} = W_{VIII} - W_{16} = 598,2 - 71,4 = 526,8 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію магнітної сепарації третьої стадії необхідно додаткової

води:

$$W_{19} = W_{IX} - W_{18} = 227,6 - 65,3 = 162,3 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{IX} = W_{16} + L_{IX}$$

$$L_{IX} = W_{IX} - W_{16} = 227,6 - 71,4 = 156,2 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію класифікації другої стадії необхідно додаткової води:

$$W_X = W_{18} + W_{23} + L_X$$

$$L_X = W_X - W_{18} - W_{23} = 555,1 - 65,3 - 71,77 = 418,03 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{22} = W_X - W_{21} = 555,1 - 36,9 = 518,2/\text{год}$$

У операцію подрібнення третьої стадії необхідно додаткової води:

$$W_{XI} = W_{21} + L_{XI}$$

$$L_{XI} = W_{XI} - W_{21} = 71,77 - 36,9 = 34,87 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію знешламлення другої стадії необхідно додаткової води:

$$W_{XII} = W_{23} + L_{XII}$$

$$L_{XII} = W_{XII} - W_{23} = 599 - 518,2 = 80,8 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{25} = W_{XII} - W_{24} = 599 - 60,7 = 538,3 \text{ м}^3/\text{год}$$

У операцію магнітної сепарації четвертої стадії необхідно додаткової води:

$$W_{XIII} = W_{24} + L_{XIII}$$

$$L_{XIII} = W_{XIII} - W_{24} = 332,0 - 60,7 = 271,3 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{27} = W_{XIII} - W_{26} = 332,0 - 56,3 = 275,7 \text{ м}^3/\text{год}$$

Враховуючи, що в операції зневоднення додаткову воду не подають, то баланс води має наступний вигляд:

$$W_{30} = W_{26} - W_{32} = 56,3 - 9,7 = 46,6 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$W_{31} = W_{29} - W_{32} = 9,7 - 4,23 = 5,47 \text{ м}^3/\text{год}$$

Таблиця 5.11 – Результати розрахунку якісно-кількісних та водно-шламових схем

№ Продукт, операція	Найменування операцій та продуктів	Продуктивність, т/год Q	Вихід, % γ	Масовачастка корисного компонента β	Вилучення, % ε	Розрідження R	Продуктивність за водою, м куб/год W
I	Здрібнення Іст						
	Входить						
1	Вихідна руда	209,4	100,00	35,74	100,00	0,28	59,2
5	Піски класифікації	404,9	100,00	35,74	100	0,19	77
	Свіжа вода						40
	Всього	452,56	198,00	35,74	190,00	0,47	139,2
	Виходить						
3	Розвантаження млина	452,56	198,00	35,74	190,00	0,47	139,2
	Всього	452,56	198,00	35,74	190,00	0,47	139,2
II	Класифікація Іст						
	Входить						

№ Продукт , операція	Найменування операцій та продуктів	Продуктивність, т/год Q	Вихід, % γ	Масовачастка корисного компонента β	Вилучення, % ε	Розрідження R	Продуктивність за водою, м куб/год W
3	Розвантаження млина	452,56	198,00	35,74	190,00	0,22	139,2
	Свіжа вода						101,54
	Всього	452,56	198,00	35,74	190,00	0,42	240,56
	Виходить						
4	Злив класифікатора	209,4	100,00	35,74	100,00	1,45	304,7
	Піски класифікації	404,09	100,00	35,74	100,00	0,19	77,0
	Всього	452,56	298,00	35,74	190,00	1,64	381,7
III	Магнітна сепарація Іст1пр						
	Входить						
4	Злив класифікатора	209,4	100,00	35,74	100,00	1,45	304,7
	Свіжа вода						242,7
	Всього	209,4	100,00	35,74	100,00	1,45	547,4
	Виходить						
6	Магнітний продукт	123,97	61,02	50,80	86,73	1,22	151,5
	Немагнітний продукт	79,19	38,98	12,16	13,27	6,4	507,4
	Всього	209,4	100,00	35,74	100,00	7,62	658,9
IV	Магнітна сепарація Іст2пр						
	Входить						
6	Магнітний продукт Іст1пр	123,97	61,02	50,80	86,73	1,22	151,5
	Свіжа вода						54
	Всього	123,97	61,02	50,80	86,73	1,01	205,5
	Виходить						
8	Магнітний продукт	120,23	59,18	51,98	86,07	0,99	120,2
	Немагнітний продукт	3,74	1,84	12,82	0,66	22,8	85,3
	Всього	123,97	61,02	64,80	86,73	23,79	205,5
V	Класифікація г/ц Іст						
	Входить						
8	Магнітний продукт Іст2пр	120,23	59,18	51,98	86,07	0,99	120,2
	Магнітний продукт Іст	203,16	88,49	55,07	136,35	0,26	35,74
14	Свіжа вода						54
	Всього	323,39	147,67	107,05	222,42	0,67	140,54
	Виходить						
11	Піски класифікації	186,93	92,01	53,43	137,55	0,32	59
	Злив класифікації	113,08	55,66	54,50	84,87	4,88	552,1

	Всього	300,01	147,67	107,93	222,42	5,2	595,53
	Входить						
VI	Здрібнення Іс т						
	Свіжа вода						366
	Всього	209,4	100,00	35,74	100,00	1,74	366
	Виходить						
6	Магнітний продукт	123,97	61,02	50,80	86,73	1,22	151,5
7	Немагнітний продукт	79,19	38,98	12,16	13,27	6,04	507,4
	Всього	209,4	100,00	35,74	100,00	7,26	604,4
	Входить						
11	Піски класифік ації	186,93	92,01	53,43	137,55	0,32	59
	Свіжа вода						76
	Всього	186,93	92,01	53,43	137,55	0,32	135
	Виходить						
13	Розвантаженн ямлина	186,93	92,11	53,43	137,55	0,32	135
	Всього	186,93	92,11	53,43	137,55	0,32	135
VII	Магнітна сепа рація Іст						
	Входить						
13	Розвантаженн ямлина Іст	186,93	94,67	53,60	141,91	0,42	81,51
	Свіжа вода						294,8
	Всього	194,08	94,67	53,60	141,91	0,42	376,31
	Виходить						
14	Магнітний продукт	179,78	88,49	55,07	136,35	0,55	124,9
15	Немагнітний продукт	7,15	3,52	12,20	1,20	16,72	119,6
	Всього	186,23	92,01	67,27	137,55	17,27	244,5
VIII	Дешламація Іс т						
	Входить						
12	Злив класифікації	113,08	55,66	54,50	84,84	4,88	552,1
	Свіжа вода						117,5
	Всього	113,08	55,66	54,50	84,84	4,88	669,6
	Виходить						
16	Піски дешлама ції	103,97	50,10	59,20	82,98	0,69	71,4
17	Злив дешламації	9,11	5,56	12,15	1,89	65,66	598,2
	Всього	113,08	55,66	71,35	84,87	4,88	669,6
IX	Магнітна сепа рація Іст						
	Входить						
16	Піски дешлама ції	103,97	50,10	59,20	82,98	0,69	71,4
	Свіжа вода						185,5
	Всього	113,08	55,66	54,50	84,84	4,88	737,6
	Виходить						

№ Продукт, операція	Найменування операцій та продуктів	Продуктивність, т/год Q	Вихід, % γ	Масова частка корисного компонента β	Вилучення, % ε	Розрідження R	Продуктивність за водою, м куб/год W
18	Магнітний продукт	97,19	47,84	61,15	81,85	0,67	64,80
19	Немагнітний продукт	4,59	2,26	17,90	1,13	65,58	301,4
	Всього	209,4	100,00	35,74	100,00	1,4	294,8
X	Класифікація II ст						
	Входить						
18	Магнітний продукт III ст	97,19	47,84	61,15	81,88	0,67	64,80
23	Розвантаження ямлини III ст	86,14	42,40	60,50	71,77	0,43	36,9
	Свіжа вода						490,3
	Всього	183,33	90,24	121,65	153,65	1,1	592
	Виходить						
21	Пісок класифікації	86,14	42,40	60,50	71,77	0,43	36,9
22	Злив класифікації	97,19	47,84	61,15	81,88	5,7	555,1
	Всього	183,33	90,24	121,65	153,65	6,13	592
XI	Здрібнення III ст						
	Входить						
21	Пісок класифікації	86,17	42,40	60,50	71,77	0,43	36,9
	Свіжа вода						104,6
	Всього	86,17	42,40	60,50	71,77	0,43	141,5
	Виходить						
23	Розвантаження ямлини	86,14	42,40	60,50	71,77	0,43	36,9
	Всього	86,14	42,40	60,50	71,77	0,43	36,9
XII	Дешламація II ст						
	Входить						
22	Злив класифікації	97,19	47,34	61,15	81,85	5,7	555,1
	Свіжа вода						104,6
	Всього	97,19	47,34	61,15	81,88	5,7	659,7
	Виходить						
24	Піски дешламації	91,14	44,86	64,30	80,70	0,67	60,77
25	Злив дешламації	6,05	2,98	13,74	1,15	99	599
	Всього	97,19	47,84	78,04	81,85	99,67	659,77
XIII	Магнітна сепарація IV ст						
	Входить						
	Всього	88,37	43,50	65,70	79,96	0,63	56,3
	Виходить						
24	Піски дешламації I ст	91,14	44,86	64,30	80,70	0,67	60,77

№ Продукт, операція	Найменування операцій та продуктів	Продуктив- ність, т/год Q	Вихід, % γ	Масовача- стка корис- ного компонен- та β	Вилучення, % ε	Розрідження R	Продуктивніст ь за водою, м куб/год W
	Свіжа вода						339,1
	Всього	91,14	44,86	64,30	80,70	0,67	399,8
	Виходить						
26	Магнітний продукт	88,37	43,50	65,70	79,96	0,64	56,3
27	Немагнітний продукт	2,72	1,36	19,50	0,74	122	332
	Всього	91,09	44,86	85,2	80,7	122,64	388,3
XIV	Дешламація III ст						
	Входить						
26	Магнітний продукт	88,37	43,43	65,70	79,96	0,64	56,3
31	Фільтрат	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	49,1
	Свіжа вода						0,00
	Всього	88,37	43,43	65,70	79,99	0,64	49,4
	Виходить						
29	Піски дешлама- ції	89,04	43,43	65,78	79,93	0,75	60
30	Злив дешламації	0,00	0,00	0,00	0,00	10	46,6
	Всього	89,04	43,43	65,78	79,93	1,75	106,6
XV	Фільтрація						
	Входить						
29	Піски дешлама- ції	88,23	43,43	65,78	79,93	0,75	60
	Свіжа вода						0,00
	Всього	88,23	43,43	65,78	79,93	0,75	60
	Виходить						
31	Фільтрат	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	49,1
32	Концентрат	88,23	43,43	65,78	79,93	0,67	58,8
	Всього	88,23	43,43	65,78	79,93	0,67	109,1
33	хвости		56,57	12,68	20,07		

Вибір основного обладнання для подрібнення корисних копалин здійснювався серед сучасних барабанних циліндричних млинів різних модифікацій (МСЦ, МШЦ, МШР, ММС, МРГ). Як вихідні критерії для вибору типорозмірів млинів використано показники роботи фабрики-аналога, проектну продуктивність, фізико-механічні властивості руди та заданий фракційний склад продуктів збагачення.

На основі порівняльного аналізу варіантів за критеріями мінімальної енергоємності та загальної металомісткості устаткування,

для реалізації тристадійної схеми подрібнення було обрано такий комплекс обладнання:

- I стадія – 8 млинів типу МШР 45-50 (млини кульові з розвантаженням через решітку);
- II стадія – 4 млини типу МШЦ 45-80 (млини кульові з центральним розвантаженням);
- III стадія – 4 млини типу МШЦ 45-55.

Технологічне рішення: З урахуванням співвідношення кількості працюючих агрегатів по стадіях (2:1:1), загальна кількість технологічних секцій збагачувальної фабрики приймається рівною 4 одиницям.

Вибір апаратів для замкнутого та відкритого циклів класифікації здійснювався за показниками продуктивності за пульпою, вмістом твердого фазового компонента та необхідною тоніною розділення шламової й піскової частин.

Шляхом техніко-економічного аналізу різних типорозмірів гідроциклонів, до встановлення прийнято апарати, що забезпечують стабільний технологічний режим за мінімального робочого тиску та оптимальної ваги батарей.

Результати вибору класифікаційного обладнання по стадіях:

1. I стадія: Гідроциклони ГЦ-500 у кількості 6 шт. робочих на одну технологічну секцію. Для забезпечення безперебійної роботи передбачається резерв, тому встановлюється по 9 шт. на секцію (6 в роботі, 3 в резерві). Загальна кількість на фабрику – 36 шт.

2. II стадія: Гідроциклони ГЦ-500 у кількості 8 шт. робочих на секцію. З урахуванням резервного фонду встановлюється по 12 шт. на секцію (8 в роботі, 4 в резерві). Загальна кількість на фабрику – 48 шт.

3. III стадія: Аналогічно до другої стадії, приймаються гідроциклони ГЦ-500 у кількості 12 шт. на секцію (8 в роботі, 4 в резерві). Загальна кількість на фабрику – 48 шт.

Для операцій магнітного збагачення розглядалися барабанні магнітні сепаратори серії ПБМ (моделі ПБМ-90/250, ПБМ-150/200, ПБМ-120/300). Основними критеріями вибору були питома продуктивність по вихідному живленню та загальна споживана потужність. Порівняльні дані розрахунку обладнання для магнітної сепарації наведено в таблиці 5.12.

Таблиця 5.12 – Техніко-економічні показники варіантів магнітних сепараторів

Стадія	Тип сепаратора	№ на секц.	№ на фабр. (робочих)	№ на фабр. (з резервом)	Р 1 од, кВт	ΣР фабр, кВт	М 1 од, т	ΣМ фабр, т
I ст.	ПБМ-90/250	6	24	32	4,0	96	3,6	115,2
	ПБМ-150/200	4	16	21	7,5	120	6,9	144,9
	ПБМ-120/300	3	12	16	7,5	90	7,0	112,0
II ст.	ПБМ-90/250	4	16	21	4,0	64	3,6	75,6
	ПБМ-150/200	4	16	21	7,5	120	6,9	144,9
	ПБМ-120/300	3	12	16	7,5	90	7,0	112,0
III ст.	ПБМ-90/250	9	36	47	4,0	144	3,6	169,2
	ПБМ-150/200	7	28	37	7,5	210	6,9	255,3
	ПБМ-120/300	7	28	37	7,5	210	7,0	259,0
IV ст.	ПБМ-90/250	10	40	52	4,0	160	3,6	187,2
	ПБМ-150/200	8	32	42	7,5	240	6,9	289,8
	ПБМ-120/300	8	32	42	7,5	240	7,0	294,0
V ст.	ПБМ-90/250	10	40	52	4,0	160	3,6	187,2
	ПБМ-150/200	8	32	42	7,5	240	6,9	289,8
	ПБМ-120/300	8	32	42	7,5	240	7,0	294,0
VI ст.	ПБМ-90/250	10	40	52	4,0	160	3,6	187,2
	ПБМ-150/200	8	32	42	7,5	240	6,9	289,8
	ПБМ-120/300	8	32	42	7,5	240	7,0	294,0
Всього	ПБМ-90/250	49	196	256	4,0	784	3,6	921,6
	ПБМ-150/200	39	156	205	7,5	1170	6,9	1414,5
	ПБМ-120/300	37	148	195	7,5	1110	7,0	1365,0

Для всіх шести стадій магнітної сепарації обрано сепаратори ПБМ-90/250, оскільки вони мають суттєво меншу встановлену потужність двигунів ($\sum P = 784$ кВт проти 1170 кВт у найближчого конкурента) та забезпечують найменше навантаження на фундаменти будівлі фабрики (сумарна маса обладнання – 921,6 т).

Для знешламлення проміжних продуктів розглянуто магнітні знешламлювачі трьох базових модифікацій: МД-5, МД-9 та МД-12. Їхні паспортні характеристики зведено в таблиці 5.14.

Таблиця 5.14 – Технічні параметри магнітних знешламлювачів [23]

Параметри	Од. вим.	МД-5	МД-9	МД-12
Діаметр ванни (D)	м	5	9	12
Площа дзеркала ванни (FMD)	м ²	19,6	63,6	113
Потужність електродвигуна (P)	кВт	1,5	3,0	5,5
Маса апарата (M)	т	8,2	27,2	55,0

Розрахункові показники необхідної кількості апаратів по стадіях процесу представлені в таблиці 5.15.

Таблиця 5.15 – Результати порівняльного аналізу знешламлювачів

Стадія	Тип знешламлювача	п на секцію	п на фабрику	P, кВт/од	$\sum P$, кВт	m, т/од	$\sum m$, т
I ст.	МД-5	14	56	1,5	84	8,2	459,2
	МД-9	5	20	3,0	60	27,2	544,0
	МД-12	3	12	5,5	66	55,0	660,0
II ст.	МД-5	13	52	1,5	78	8,2	426,4
	МД-9	4	16	3,0	48	27,2	435,2
	МД-12	3	12	5,5	66	55,0	660,0
III ст.	МД-5	7	28	1,5	42	8,2	229,6
	МД-9	2	8	3,0	24	27,2	217,6
	МД-12	2	8	5,5	44	55,0	440,0
Разом	МД-5	34	136	1,5	204	8,2	1115,2
	МД-9	11	44	3,0	132	27,2	1196,8
	МД-12	8	32	5,5	176	1196,8	1760,0

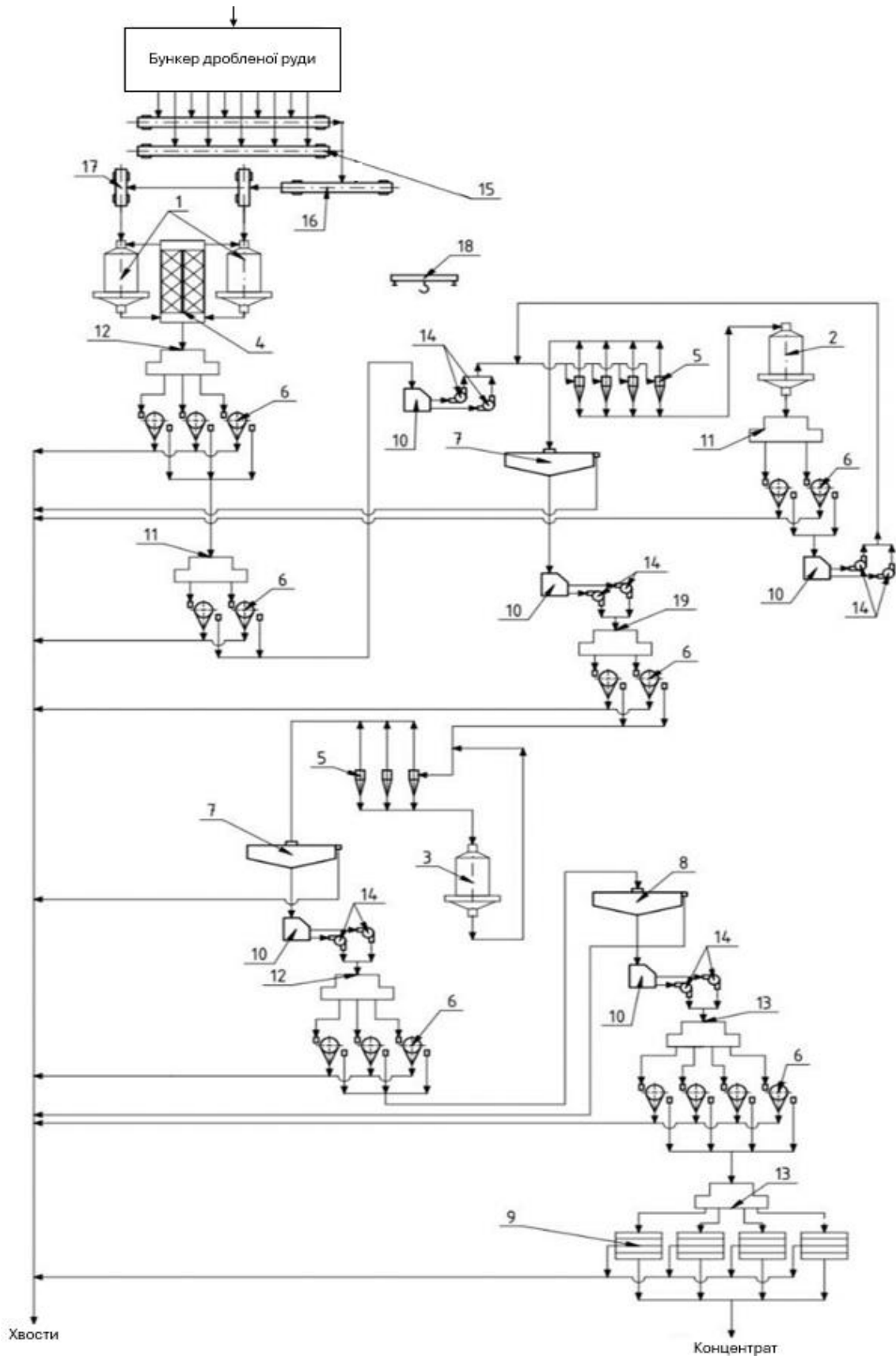


Рисунок 5.2 – Графічна схема ланцюга апаратів секції подрібнення та магнітного збагачення

До встановлення прийнято магнітні знешламлювачі МД-9. Даний варіант є оптимальним за сумарною споживаною потужністю ($\sum P = 132$ кВт) та раціональним з погляду компонування обладнання всередині головного корпусу фабрики завдяки меншій кількості одиниць, ніж у МД-5.

5.1 Використання тонкого грохочення в умовах ПрАТ Північного ГЗК

На Північному гірничо-збагачувальному комбінаті було проведено випробування технології тонкого грохочення в замкнутому циклі з використанням високочастотних грохотів Derrick замість традиційних гідроциклонів. Очікувалося, що така модернізація дозволить вивести з експлуатації вісімнадцять млинів на третій стадії та дев'ять млинів на другій стадії подрібнення, а також повністю виключити операції дешламації другої стадії та магнітної сепарації четвертої стадії. Крім того, планувалося збільшити обсяги виробництва концентрату із вмістом заліза 66%. Проте промислові випробування продемонстрували, що проста заміна гідроциклонів на грохоти Derrick у замкнутому циклі за такою схемою не забезпечує бажаного підвищення якості кінцевого продукту.

Зважаючи на це, на основі отриманих дослідних даних було вдосконалено чинну технологічну схему збагачення магнетитових кварцитів. Оновлена технологія передбачає подрібнення вихідної руди крупністю до 25-0 мм, першу стадію магнітної сепарації зливу класификатора та подрібнення отриманого магнітного продукту. Далі здійснюється знешламлення зливу гідроциклона з його наступним магнітним збагаченням на другій стадії, після чого магнітний продукт піддають грохоченню за класом 0,063 мм. Отриманий підрешітний продукт знешламлюється і збагачується на магнітному сепараторі

третьої стадії, тоді як надрешітний продукт подрібнюється та класифікується, а злив класифікатора повертається на магнітне збагачення другої стадії. Така схема дозволяє суттєво наростити масову частку заліза або знизити питомі витрати, забезпечуючи отримання концентрату із вмістом заліза 67,2% при вилученні 72,1%, хоча її впровадження й вимагає повної реконструкції фабрики.

Головна відмінність вдосконаленої схеми від поточної полягає в перенесенні операції класифікації в гідроциклонах на етап після другої та третьої стадій подрібнення, тоді як на діючій фабриці вона передуює подрібненню. За старої схеми через ефект розділення за гідравлічною крупністю у злив гідроциклона залучається до 12% великих зростків, які потім концентруються в магнітному продукті й переходять у кінцевий концентрат, зумовлюючи наявність у ньому до 9% зростків та 7% нерудних мінералів. Нова схема спрямовує магнітний продукт другої стадії сепарації на грохочення за класом 0,063 мм, оскільки він містить до 65% уже розкритих рудних зерен, зосереджених переважно в класі мінус 0,05 мм. На діючій фабриці ці зерна залишалися в пісках гідроциклонів, повторно подрібнювалися, шламувалися й втрачалися під час дешламації. Тепер же на третю стадію подрібнення надходить виключно надрешітний продукт грохота, що складається зі зростків, а перед грохоченням і фільтрацією впроваджено розмагнічування для дефлокуляції матеріалу, що підвищує ефективність розсіву, вивільняє нерудні зерна із флокул та покращує зневоднення.

Лабораторні дослідження проводилися на рудах поточного видобутку ПрАТ «ПІВНГЗК», де вихідна сировина за мінеральним складом представлена кварцем (49,9%), магнетитом (32,35%), а також гематитом, кальцитом і силікатами, які сумарно складають 17,75%. Через різницю в міцності магнетиту й кварцу в тонких класах руди, подрібненої до 20–0 мм, спостерігається підвищений вміст загального та магнітного заліза. При цьому початковий коефіцієнт розкриття

мінералів у пробі є досить низьким і становить для кварцу 6,44%, для магнетиту – 5,33%, а для гематиту – 6,87%. У процесі подальшого збагачення кількість тонкого класу послідовно збільшується, і найвищий рівень розкриття мінеральних зерен фіксується на третій стадії переробки сировини.

Детальний аналіз концентрату четвертої стадії магнітної сепарації показав, що цей продукт на 84,97% складається з магнетиту, а загальний вміст нерудних мінералів становить 13,3%, де на долю вільного кварцу в зростках припадає трохи більше 8%. Коефіцієнт розкриття магнетиту в цьому матеріалі сягає 79,01%, а клас мінус 0,045 мм, вихід якого становить 94,23%, містить від 67,42% заліза. Оскільки поточна масова частка заліза в концентраті фабрики складає лише 65% і не задовольняє ринкові вимоги, було розглянуто варіант встановлення високочастотного грохоту з розсівом за класом 0,045 мм після четвертої стадії сепарації. Завдяки попередньому розмагнічуванню пульпи та руйнуванню флокул, ефективність грохочення зростає, що забезпечує приріст масової частки заліза в підрешітному продукті на понад 1,5% з досягненням якісного показника вище 67,0%.

Через те, що живий переріз сита високочастотних грохотів становить від 32 до 43%, значна кількість дрібних класів не встигає пройти крізь отвори й залишається в надрешітному продукті, обумовлюючи в ньому високу масову частку заліза на рівні 63,96%. Через це запропонована схема обов'язково вимагає класифікації надрешітного продукту в гідроциклоні, піски якого направляються на доопрацювання в третю стадію подрібнення суміжної секції. Для стабільного отримання високоякісного концентрату із вмістом заліза понад 68% передбачено впровадження п'ятої стадії магнітної сепарації.

За умови повного впровадження операції тонкого грохочення після четвертої стадії магнітної сепарації, комбінат отримує можливість випускати висококонкурентний концентрат із вмістом заліза 68,03% при

виході 26,08% та вилученні 50,19%. Водночас піски класифікації з виходом 15,26% та якістю 63,03% допрацьовуються на іншій секції, забезпечуючи додаткове отримання концентрату з якістю 65,5% та виходом 13,74%. У підсумку сумарний вихід товарного продукту за новою технологією становить 39,82% при загальному наскрізному вилученні заліза на рівні 75,65%. Загалом застосування тонкого просіювання при збагаченні магнетитових руд можна розділити на три перспективні напрями: підвищення якості готового концентрату, стадіальне виведення кондиційного за крупністю продукту перед фінальним подрібненням, або ж повна заміна гідроциклонів у замкнутому циклі подрібнення.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі наведено теоретичне узагальнення та вирішено актуальне практичне завдання щодо підвищення ефективності та зниження енергоємності рудопідготовки і магнітного збагачення залізистих кварцитів Першотравневого родовища в умовах рудозбагачувальної фабрики ПРАТ «ПІВНГЗК». Проведений комплексний аналіз існуючого подрібнювально-класифікаційного комплексу підприємства дозволив чітко ідентифікувати ключові технологічні обмеження діючої схеми. Встановлено, що традиційний тристадійний цикл подрібнення в кульових млинах, який функціонує в замкненому контурі з гідроциклонами, характеризується надмірною енергоємністю, високими питомими витратами мелючих тіл і футеровок, а також інтенсивним шлемоутворення магнетиту через недостатню ефективність гідравлічної класифікації рудних пульп. Це призводить до надмірних циркуляційних навантажень і суттєво стримує можливість подальшого підвищення якісних показників випуску залізородного концентрату при переробці міцних кварцитів Першотравневого родовища.

Для подолання вказаних недоліків науково та практично обґрунтовано доцільність переходу до селективної дезінтеграції вихідної сировини на основі впровадження прес-валків високого тиску (технологія HPGR). На відміну від традиційного руйнування ударно-стираючими навантаженнями, стиснення шару матеріалу в ролер-пресах викликає спрямований розвиток мережі мікротріщин переважно по межах зростання корисних мінералів і вміщуючих порід. Аналіз результатів лабораторних та напівпромислових випробувань технологічних проб підтвердив яку високу ефективність деструкції рудного тіла під високим тиском, що виражається у зниженні стандартного кульового індексу роботи Бонда в середньому на 10%. За

рахунок створенного ефекту мікротріщиноутворення та зміни текстурних властивостей пресованого продукту продуктивність млинів першої стадії подрібнення за новим класом крупності зростає на 20%, що супроводжується суттєвим зниженням питомого споживання електроенергії на самому переділі подрібнення.

На основі отриманих кількісних та якісних закономірностей розроблено та розраховано модернізовану технологічну схему рудопідготовки та магнітного збагачення, яка передбачає інтеграцію ролер-пресів високого тиску та повну заміну гідроциклонів на вузлах тонкої класифікації високочастотними грохотами Derrick. Розрахунки якісно-кількісного та водно-шламового балансів модернізованого переділу підтвердили, що застосування високочастотного тонкого грохочення виключає повернення вже розкритих зерен магнетиту в млини, повністю нівелює шлемоутворення та гарантує стабільне отримання високоякісного концентрату із вмістом заліза загального на рівні 65–67% при одночасному зниженні частки діоксиду кремнію. Техніко-економічний аналіз запропонованого інженерного рішення довів його високу фінансову та інвестиційну привабливість для гірничо-збагачувальної галузі. За рахунок оптимізації операційних витрат на енергоносії, скорочення витрат сталевих куль та підвищення обсягів випуску високоліквідної продукції розрахунковий період окупності капітальних вкладень у проєкт технічного переоснащення фабрики становить 2,75 року.

Практична значущість отриманих результатів полягає у створенні готової до впровадження інженерно-технологічної бази для довгострокової стратегії розвитку ПРАТ «ПІВНГЗК». Реалізація розроблених рішень дозволить підприємству гнучко адаптуватися до тенденцій зниження якості вихідної сировинної бази, суттєво знизити собівартість переробки тонко вкраплених магнетитових руд і забезпечити металургійний ринок конкурентоспроможним

концентратом, який повністю відповідає жорстким екологічним та технологічним вимогам сучасних виробництв прямого відновлення заліза.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Північний ГЗК : досье підприємства // GMK Center : вебсайт. URL: <https://gmk.center/ua/manufacturer/pivnichnij-gzk/> (дата звернення: 17.06.2026).
2. Першотравневий кар'єр ПрАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат» // Кривий Ріг Туристичний : вебсайт. URL: <https://touristkr.com.ua/places/industriya/karyeri/pershotravnevij-karyer-prat-pivnichnij-girnichozbagachuvalnij-kombinat> (дата звернення: 17.06.2026).
3. Конусні дробарки серії Nordberg HPE // Metso : офіційний вебсайт. URL: <https://www.metso.com/portfolio/nordberg-hpe-series/> (дата звернення: 17.06.2026).
4. 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.
5. 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.
6. Gzogyan T. N., Gzogyan S. R. Comparative analy sisofvolume triccompression test data ofuno xidize dferruginousquartzite. MIAB. MiningInf. Anal. Bull. 2022;(4):43-55. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_4_0_43.
7. Gzogyan T.N., Gubin S.L. Experience in the use of a roller press for the disintegration of iron ores. MIAB. Mining Inf. Anal. Bull. 2001, №3 – p. 3
8. Gzogyan S.R. Current state of engineering and technology of ore preparation of ferruginous quartzites. © S.R. Gzogyan, 2013. – p. 25

9. Мала гірнича енциклопедія : у 3 т. / за ред. В. С. Білецького. – Д. : Донбас, 2007. – Т. 2 : Л – Р. – 670 с.
10. IvanovA. N., TikhonovN. O. Application of high pressure roll crushers is a prospective way of modernization of ore preparation of operating mining-concentration enterprises. MiningJournal, 2014, № 11, pp. 22-26
11. GanboldS.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
12. Fedotov P. K. Ore Destruction in Roller Presses. © P.K. Fedotov, 2013. – p. 12
13. Проект 03-87-П «Реконструкція Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПІВНГЗК» Дніпропетровська область, м. Кривий Ріг, Тернівський район, для підтримки діючих потужностей комбінату на період з 2022 року по 2037 рік». Харків: ТОВ «ПІВДГІПРОРУДА», 2021.- 276 с.
14. Проект 03-86-П «Реконструкція Ганнівського кар'єру ПРАТ «ПІВНГЗК» Дніпропетровська область, м. Кривий Ріг, Тернівський район, для підтримки діючих потужностей комбінату на період з 2022 року по 2037 рік». Харків: ТОВ «ПІВДГІПРОРУДА», 2021.- 248 с.
15. Папушин Ю.Л., Смирнов В.О., Білецький В.С. Дослідження корисних копалин на збагачуваність. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2006. – 344 с.
16. Переробка руди. Дробильна фабрика №1 : технологічна інструкція : ТІ - 277 - 11 - 2021 / ПРАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат» ; затв. О. П. Пирог. - Кривий Ріг, 2021. - 146 с.

17. Гулай Л. Д. Основи рентгеноструктурного аналізу. Методичні рекомендації до лабораторних робіт. Для студентів IV курсу. Луцьк: ПП Іванюк. В.П, 2023. – 42 с.
18. Рентгенівська дифрактометрія наноструктурних матеріалів. Навчальний посібник з курсу лабораторних робіт. /Боровий М.О., Овсієнко І.В. - Вінниця:ТОВ «Нілан-ЛТД», 2018. – 86 с.
19. Liopo V. A., Voina V.V. X-ray diffractometry. Grodno. SU of Grodno, 2003. – p. 171
20. ТОВ "НБК "Союз кольор метал томатика" URL: <https://scma.com.ua/product/asv-200/>
21. Хімтест Україна. URL: https://chemtest.com.ua/proseivajushchaja_mashyna_as_450_control
22. Endecotts Ukraine URL: <https://www.endecotts.ru/ru/products/sieve-shakers/octagon-200/>
23. Білецький В.С., Смирнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, 2004. 272 с.
24. L.S. Chitalov ,V.V. Lvov. Comparative assessment of the Bond Ball Mill Work Index tests. MIAB. Mining Inf. Anal. Bull., 2021;(1):130-145.
25. Результати технологічного аудиту дробильно-збагачувального переділу ПРАТ «ПІВНГЗК» за об'єктом «Оптимізація схем дробильно-збагачувального переділу ПРАТ «ПІВНГЗК» (Етап 2а), Engineering Dobersek GmbH Germany.
26. Білецький В. С., Смирнов В. О. Дроблення корисних копалин // Велика українська енциклопедія. URL: https://vue.gov.ua/Дроблення_корисних_копалин.
27. 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>
28. 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](https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/1107-2011-%D0%BF-Text)
29. Про затвердження Правил пожежної безпеки в Україні [Електронний ресурс]. – Режим доступу:
<https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0252-15#Text>
30. Аналіз собівартості РЗФ-1 за 2023 рік. – Звіти ПРАТ «ПІВНГЗК»