

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

Пояснювальна записка
до випускної магістерської роботи

зі спеціальності (184) Гірництво

Тема роботи: «Розробка технології збагачення руди шахти імені Колачевського
ПРАТ «ЦГЗК»»

Виконав магістрант групи ЗКК-23-м _____ / Холоденко О.Є. /

Керівник випускної роботи _____ / Олійник Т.А. /

Завідувач кафедри _____ / Олійник Т.А. /

Кривий Ріг

2024 рік

Криворізький національний університет

Факультет: гірничо-металургійний
Кафедра: збагачення корисних копалин і хімії
Ступінь вищої освіти: магістр
Спеціальність: 184 «Гірництво»
освітньо-професійна
програма: «Збагачення корисних копалин»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедрою ЗККіХ

Олійник Т. А.

“ _____ ” _____ 2024 року

З А В Д А Н Н Я
на магістерську роботу студенту

Холоденку Олексію Євгеновичу

1.Тема: «Розробка технології збагачення руди шахти імені Колачевського ПРАТ «ЦГЗК»».

Керівник кваліфікаційної роботи: Олійник Тетяна Анатоліївна, д.т.н., професор наказом по КНУ “31” серпня 2024 року № _____

2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи «18» листопада 2024 р.

3. Вихідні дані до роботи Розробка гравітаційно-магнітної технології збагачення магнетитових руд ПРАТ «ЦГЗК» для отримання залізовмісного концентрату з руди шахти імені Колачевського.

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки 1.Аналіз сучасного стану технологічного завдання 2Методика проведення досліджень та характеристика руди шахти імені Колачевського. 3.Теоретичне обґрунтування процесу сухої магнітної сепарації. 4. Результати технологічних досліджень. 5. Рекомендована схема збагачення магнетитових руд ПРАТ «ЦГЗК» з отриманням залізовмісного концентрату з руди шахти імені Колачевського. 6. Безпека праці при збагаченні магнетитових руд 7. Розрахунок економічного ефекту. Загальні висновки. Список використаних джерел.

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

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		Завдання видав	Завдання прийняв
1 - 5	Олійник Т. А., д.т.н., професор		
6			
7	Олійник Т. А., д.т.н., професор		

7. Дата видачі завдання 31 серпня 2024р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№	Етапи роботи	Термін виконання
1	Аналіз сучасного стану технологічного завдання	31.08.2024-07.09.2024
2	Характеристика руд родовищ ПРАТ «ЦГЗК» та шахти імені Колачевського	08.09.2024-14.09.2024
3	Програма і методика виконання досліджень	15.09.2024-22.09.2024
4	Теоретичне обґрунтування сухої магнітної сепарації магнетитових руд шахти імені Колачевського	23.09.2024-30.09.2024
5	Результати технологічних досліджень	01.10.2024-16.10.2024
6	Рекомендована технологічна схема	17.10.2024-28.10.2024
7	Охорона праці та цивільна безпека	29.10.2024-07.11.2024
8	Економічна частина	08.11.2024-17.11.2024
9	Перевірка роботи на академічну доброчесність	18.11.2024
10	Підготовка доповіді. Розробка презентації доповіді	18.11.2024-20.11.2024
11	Попередній захист роботи	21.11.2024
12	Захист роботи	09.12.2024

Студент _____

Холоденко О.Є.

Керівник роботи _____

Олійник Т. А.

Формат	Зона	Поз.	Позначення	Назва	Кількість	Примітка	
				<i>Документація</i>			
A4		1	КНУ.РМ.184.24.479с.14. ПЗ	<i>Пояснювальна записка</i>	1		
				<i>Графічні матеріали</i>			
		2	КНУ.РМ.184.24.479с.14. ТД	<i>Тема диплому</i>			
		3	КНУ.РМ.184.24.479с.14. Р1	<i>Аналіз сучасного стану технологічного завдання</i>			
A4		4	КНУ.РМ.184.24.479с.14. Р2	Програма і методика проведення досліджень та характеристика руди шахти імені Колачевського			
		5	КНУ.РМ.184.24.479с.14. Р3	Теоретичне обґрунтування процесу сухої агнітної сепарації.			
A4		6	КНУ.РМ.184.24.479с.14. Р4	Результати технологічних досліджень.			
A4		7	КНУ.РМ.184.24.479с.14. Р5	Рекомендована технологічна схема збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського			
A4		8	КНУ.РМ.184.24.479с.14. Р6	Охорона праці при збагаченні магнетитових руд			
A4		9	КНУ.РМ.184.24.479с.14. Р7	Розрахунок економічного ефекту.			
A4		12	КНУ.РМ.184.24.479с.14. ЗВ	Загальні висновки			
№	Арк	№докум.	Підпис	Дата			
Розроб		Холоденко			Лист	Арк.	Аркушів
Перев.		Олійник			н	1	1
						4	1
Нконтр					Кафедра ЗКК і Х ЗКК-23 м		
Затверд		Олійник					

РЕФЕРАТ

Випускова магістерська робота містить 115 сторінок, 41 таблицю, 12 рисунків. Використано 25 літературних джерел.

Об'єкт дослідження – гравітаційно-магнітні методи збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського ПРАТ «ЦГЗК» для отримання залізозмісного концентрату з масовою часткою заліза менше 69%

Предмет дослідження – залежність вмісту заліза загального у концентраті від якості вихідного промпродукту, його гранулометричного складу та продуктивності секцій збагачення.

Мета роботи – розробка гравітаційно-магнітної технології збагачення магнетитових руд ПРАТ «ЦГЗК» для підвищення об'єму виробництва концентрату та збільшення масової частки заліза загального у концентраті до рівня не менше 69,0%.

Дослідження процесів подрібнення магнетитових руд шахти імені Колачевського проводились в умовах виробництва ПРАТ «ЦГЗК. Показано, що при гравітаційно-магнітному збагаченні руди шахти імені Колачевського отримано концентрати 39% за виходом з масовою часткою заліза 69,0%.

Річний економічний ефект від впровадження нової технології при збільшенні ступеню потрібнення матеріалу відповідно без зміни задіяного у процесі обладнання за рахунок зниження годинної продуктивності буде складати 2 489 600 грн.

В розділі «Охорона праці та цивільна безпека» розглянута Система управління охороною праці (система управління охороною здоров'я і безпекою праці) та цивільної безпеки, вказано сферу застосування, планування, функціонування та оцінку діяльності.

ЗАЛІЗНА РУДА, КОРИСНИЙ КОМПОНЕНТ, ЗБАГАЧЕННЯ, КЛАСИФІКАЦІЯ, МАГНІТНА СЕПАРАЦІЯ, ГРАВІТАЦІЯ, ЩІЛЬНІСТЬ, ЕФЕКТИВНІСТЬ, ГІДРОЦИКЛОН, ГВИНТОВИЙ СЕПАРАТОР, ТЕХНОЛОГІЧНА СХЕМА, ВИХІД, ВИЛУЧЕННЯ, МАСОВА ЧАСТКА, ВИХІД, КОНЦЕНТРАТ.

ЗМІСТ

РЕФЕРАТ	5
ВСТУП	8
РОЗДІЛ 1 Аналіз сучасного стану технологічного завдання	11
1.1. Стислий огляд проектних рішень з розробки руди шахти імені Колачевського	11
1.2. Загальні відомості про технологію збагачення магнетитових руд підземного видобутку шахти імені Колачевського	12
1.3. Технологічна характеристика залізистих кварцитів	13
1.4. Сучасні вимоги до якості залізовмісної товарної продукції.	22
1.5. Оцінка впливу розробки родовища шахти імені Колачевського на стан довкілля.....	25
Висновки до розділу 1	32
РОЗДІЛ 2 Програма і методика проведення досліджень та характеристика руди шахти імені Колачевського	34
2.1. Програма і методика виконання досліджень.	34
2.2. Характеристика руд шахти імені Колачевського.	37
2.2.1. Загальні характеристики руди шахти імені Колачевського.	37
2.2.2. Речовий склад і якісні характеристики руди шахти імені Колачевського	41
Висновки до розділу 2	45
РОЗДІЛ 3 Теоретичне обґрунтування процесу сухої магнітної сепарації	45
Висновки до розділу 3	50
РОЗДІЛ 4 Результати технологічних досліджень.	52
4.1. Суха магнітна сепарація.....	52
4.2. Дослідження нової технологічної схеми збагачення руди шахти імені Колачевського в умовах ПРАТ «ЦГЗК».	55
ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4.....	62
РОЗДІЛ 5 Рекомендована технологічна схема збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського.....	63

5.1. Обґрунтування технологічної схеми збагачення руди шахти імені Колячевського.	63
5.2. Розрахунок сучасної технологічної якісно-кількісної та водно-шламової схеми збагачення магнетитових руд на ПРАТ «ЦГЗК».	69
5.3. Вибір та розрахунок обладнання.....	79
5.3.1. Вибір та розрахунок обладнання для подрібнення.	80
5.3.2. Вибір та розрахунок обладнання для класифікації.	83
5.3.3. Вибір та розрахунок обладнання для магнітної сепарації	84
5.3.4. Вибір та розрахунок обладнання для знешламлення.	92
5.3.5. Вибір та розрахунок обладнання для фільтрації.	96
Висновки до розділу 5	99
РОЗДІЛ 6 Охорона праці та цивільний захист при збагаченні магнетитових руд.....	100
Висновки до розділу 6	104
РОЗДІЛ 7 Розрахунок економічного ефекту.....	105
Висновки до розділу 7	111
Загальні висновки.....	112
Список використаних джерел.....	114

ВСТУП

Актуальність роботи. Вітчизняні виробники концентратів залізної руди у сучасних енергетичних, логістичних, ресурсних та сировинних обмеженнях діють в умовах постійної конкурентної ринкової боротьби. При цьому вимоги споживачів - металургійних виробників до якісних показників залізородних концентратів стають все більше жорсткішими та вимагають постійного вдосконалення технологій видобутку та переробки сировини, що в кінцевому результаті дозволяє скорочувати собівартість металургійного виробництва. Динаміка залучення інвестицій, що направлені на декарбонізацію сучасної металургійної галузі на світовому ринку підтверджує необхідність негайних заходів щодо постійного покращення якісних показників залізородних концентратів, в той же час знижуючи їх собівартість. Українські залізородні гірничо-збагачувальні комбінати зможуть залишатися конкурентоспроможними на світовому ринку, лише якщо покращать виробництво концентрату, який має містити 69-70% заліза. В той же час технологічні схеми збагачення гірничо-збагачувальні комбінатів України розраховані на стабільну сировинну базу, проте динаміка видобутку залізних руд свідчить про необхідність гнучкості технологічних процесів збагачення. Збереження високої конкурентної позиції українських виробників можливе лише за рахунок одночасного підвищення якісних показників залізородних концентратів шляхом зниження вмісту шкідливих домішок і підвищення масової частки заліза та зменшення собівартості переробки.[5]

Об'єктом дослідження є магнітні методи передзбагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського ПРАТ «ЦГЗК» для отримання промпродукту для подальшого вилучення залізозмісного концентрату з масовою часткою заліза менше 69%.

Предмет досліджень залежність вмісту заліза загального у концентраті від якості вихідного промпродукту, його гранулометричного складу та продуктивності секцій збагачення.

Мета роботи розробка гравітаційно-магнітної технології збагачення магнетитових руд ПРАТ «ЦГЗК» для підвищення об'єму виробництва концентрату та збільшення масової частки заліза загального у концентраті до рівня не менше 69,0%.

Для досягнення зазначеної мети були поставлені і вирішені наступні завдання:

1. Виконати аналіз поточного стану технологічного завдання.
2. Провести аналіз специфіки технології збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського.

3. Розробити програми і методики виконання досліджень отримання концентрату з масовою часткою заліза не менше 69,0% з руди шахти імені Колачевського.
4. Провести теоретичне обґрунтування магнітної крупнокускової рудорозборки магнетитових руд шахти імені Колачевського.
5. Провести теоретичне обґрунтування оптимальної продуктивності секції збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського.
6. Виконати технологічні дослідження методів збагачення для практичного обґрунтування магнітної крупнокускової рудорозборки на шахті імені Колачевського отримання концентрату з руди шахти імені Колачевського з масовою часткою заліза не менше 69,0%.
7. Розробити технологію збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського з отриманням залізвмісного концентрату з масовою часткою заліза не менше 69,0%.

Практичне значення результатів роботи.

Доведено, що при застосуванні магнітної крупнокускової рудорозборки для руди шахти імені Колачевського в подальшому можливо отримувати концентрати 39% за виходом з масовою часткою заліза 69,0%.

Основним напрямком підвищення якості концентратів є збільшення ступеню подрібнення матеріалу відповідно без зміни задіяного у процесі обладнання, це забезпечується зниженням продуктивності технології. У зв'язку з цим, нова технологія буде показана як тимчасова та технологічна схема підвищення об'ємів випуску концентратів зі збільшеною якістю, в той же час забезпечує перехід на роботу фабрики збагачення ПРАТ «ЦГЗК» за стандартною технологічною схемою. Відповідно технологія не передбачає ніякого додаткового устаткування або його реконструкції, а тільки використання існуючого обладнання, встановленої системи автоматизації та системи контролю процесу. Перехід на технологію підвищення об'ємів виробництва концентрату з руди шахти імені Колачевського з масовою часткою заліза не менше 69,5 %, передбачає лише перенаправлення технологічних потоків, в основному, використовуючи існуючі комунікації у корпусі відділення зневоднення концентрату збагачувальної фабрики.

Особистий внесок здобувача полягає в огляді та аналізі науково-технічної і патентної документації за напрямом дослідження, обґрунтуванні напрямів і методів вирішення поставлених завдань, виконанні комплексу експериментальних і модельних досліджень, обробці, аналізі та узагальненні отриманих результатів, а також їх апробації, формування висновків.

Апробація. Результати роботи доповідалися на технічних нарадах ПРАТ «ЦГЗК», засіданнях кафедри збагачення корисних копалин хімії та при захисті наукової роботи студента.

Структура і обсяги роботи. Робота складається зі вступу, 7 розділів і висновків до кожного розділу, загальних висновків, списку використаних

джерел у кількості 25 штук. Робота викладена на 115 сторінках машинописного тексту і містить 12 рисунків і 41 таблицю.

РОЗДІЛ 1 Аналіз сучасного стану технологічного завдання

1.1. Стислий огляд проектних рішень з розробки руди шахти імені Колачевського

Шахта імені Колачевського існує понад 80 років. Спочатку тут добувалися природно багаті руди у складі рудоуправління ім. В.І. Леніна.

Видобування магнетитових кварцитів у шахті імені Колачевського розпочато з 1981 року в межах дослідно-промислової ділянки горизонту 447 м у відповідності з «Техническим проектом опытно-промышленного участка подземной добычи в поле шахты им. Орджоникидзе». На даний час шахта є виробничою одиницею у складі ПРАТ «Центральний ГЗК».

У 2001 році видобування магнетитових кварцитів було припинено. У 2002 році інститутом «Кривбаспроект» була визначена економічна доцільність подальшої експлуатації шахти імені Колачевського по видобуванню магнетитових кварцитів. У теперішній час шахтою імені Колачевського розробляються запаси магнетитових кварцитів покладу «Південний-Магнетитовий» у відповідності з «Проектом реконструкции гор.527м шахты им. Орджоникидзе».

Розкриття родовища магнетитових кварцитів у межах гірничого відводу шахти імені Колачевського здійснено двома стволами:

- головним стволом шахти імені Колачевського до горизонту 680 м, який служить для спуску та підйому людей, матеріалів та обладнання, видачі магнетитових кварцитів, подачі в шахту свіжого струменю повітря;

- вентиляційним стволом «Флангова» шахти «Терновська» ПАТ «Кривбасзалізрудком» до горизонту 1350 м, який служить для виведення відпрацьованого струменю повітря та є запасним виходом на денну поверхню.

На робочих горизонтах, від ствола шахти імені Колачевського напрямку до покладу, пройдені квершлагги, біля рудного тіла – польові штреки, з яких пройдені орти-заїзди.

Видобування магнетитових кварцитів до гор.447 м проводилось з застосуванням системи поверхового обвалення.

Основним експлуатаційним горизонтом є гор.527 м, на якому ведеться розробка магнетитових кварцитів у осях мінус 60к - +25к, з використанням поверхово-камерної системи розробки з відбійкою глибокими свердловинами вертикальних шарів руди на компенсаційну щілину.

Магнетитові кварцити після подрібнювання до крупності 0-250 мм видаються з ДБК гор.650 м на поверхню скіповим підйомом шахти імені Колачевського.

У 2014 році інститутом «Кривбаспроект» був розроблений проєкт «Вскрытие и разработка запасов залежи «Южная-Магнетитовая» в этажах 527-447м, 607-527м шахты им. Орджоникидзе». В проєкті враховані балансові запаси магнетитових кварцитів покладу «Південна-Магнетитова» в інтервалі глибин від гор.447 м до гор.607 м станом на 01.01.2014 р.

У відповідності з завданням на виконання проєктних робіт у проєкті був розглянутий варіанти розробки магнетитових кварцитів у поверхах 527-447 та 607-527 м з використанням існуючого ствола «Флангова» шахти «Тернівська» ПАТ «Кривбасзалізрудком».

Такі два вагомих фактори як, географічно близьке розташування шахти до переробного комплексу, а також, на відміну від кар'єрного видобутку, відсутність потреби розробки розкривних порід – в повному обсязі нівелює собівартість підземного видобутку.

Щорічна продуктивність, виходячи з підйомних можливостей ствола шахти імені Колачевського, складає 1,6 млн.т/рік.

Фактична щорічна продуктивність шахти імені Колачевського, показники виймання та середній вміст заліза у видобутих магнетитових кварцитах за останні 5 років показані у зведеній таблиці 5.1.

Таблиця 1.1 – Показники діяльності шахти імені Колачевського 2019-2014 рр.

Показники	Роки				
	2019	2020	2021	2022	2023
Щорічна продуктивність, тис. т	1 514	1 506	1 622	1 076	1 537
Втрати, %	24,68	26,75	19,39	5,44	9,01
Засмічення,%	17,96	7,73	10,41	10,11	9,86
Середній вміст заліза (магн.),%	23,97	23,20	24,00	23,38	22,160

1.2. Загальні відомості про технологію збагачення магнетитових руд підземного видобутку шахти імені Колачевського.

Шахтна руда класу 0÷250 мм подається залізничним транспортом на переробний комплекс ПРАТ «ЦГЗК».

На першому етапі переобки руда розвантажується в бункерах дробильної фабрики, де відбувається чотирьохстадійне дроблення, а далі руда йде на попереднє збагачення методом сухої магнітної сепарації, далі – підготована

руда (дроблена та звільнена від порожньої породи) надходить на збагачувальну фабрику.

Основні технологічні процеси на збагачувальній фабриці – це подрібнення, магнітне збагачення (сепарація) і доведення концентрату.

Подрібнення – це технологічний процес зменшення крупності матеріалу з метою досягнення крупності, достатньої для розкриття зерен (вкраплень) мінералів.

Магнітне збагачення (сепарація) – це технологічний процес, заснований на відмінності магнітних властивостей компонентів, що розділяються (у нашому випадку зерна заліза і породи).

Доведення – це технологічний процес поліпшення якості продукту шляхом осадження, механічного обезводнення, просушування, випалення або агломерації.

На ЦГЗК доведення залізородного концентрату полягає в його обезводненні з метою можливого подальшого транспортування. Обезводнення механічне із застосуванням вакуум-фільтрів.

Зневоднений концентрат (волога до 10%) транспортується на склад. Зі складу частина концентрату подається на фабрику обгрудкування, друга частина реалізується як товарна продукція.

На фабриці для обгрудкування є три основні ділянки, кожна з яких має свою технологію.

На ділянці підготовки шихти відбувається процес змішування складових шихти – концентрату, вапняку і бентоніту. На ділянці підготовки сирих окатишів, шихта, що подається конвеєрами у чашкові обгрудкувачі, з додаванням води скачується в сирі окатиші.

На ділянці випалення окатишів, сирі окатиші проходять термічну обробку (машина ОК-324), а потім транспортуються на склад готової продукції.

1.3. Технологічна характеристика залізистих кварцитів

Технологічні властивості магнетитових кварцитів південної частини родовища шахти «Тернівська», до якої раніше входив дослідно-промисловий блок поля шахти імені Колачевського, раніше вивчалися інститутом «Механобрчормет» (1975 рік) [1] та управлінням «Укрчорметгеологія» (1976 рік). З метою дослідження здатності руд до збагачення в межах дослідно-промислового блоку було відібрано 12 лабораторних проб - наведено у таблиці 1.2.

Технологічні показники збагачення магнетитових кварцитів за двохстадійною схемою при крупності здрібнення 51 та 97% і трьохстадійною при крупності здрібнення 95% класу мінус 0,074мм наведені у таблиці 1.3.

Дослідження лабораторних проб проводились по технологічній схемі, що задіяна на збагачувальній фабриці Центрального гірничо-збагачувального комбінату. Результати технологічних досліджень, проведених у 1975 році, показали, що магнетитові кварцити шостого та п'ятого залізистих горизонтів легкозбагачувальні та збагачення їх по технологічній схемі Центрального гірничо-збагачувального комбінату при кінцевій крупності 95% класу мінус 0,074мм дозволяє отримати концентрат з вмістом заліза 68,3–68,9% при виході 39,2–43,5% і вилученням 70,5–74,6%.

Таблиця 1.2 – Характеристика лабораторних технологічних проб у межах дослідно-промислового блоку

Рік відбору	№ проб	Мінералогічні різновиди кварцитів	Страт. індекс пласта	Місце відбору проб	Маса проби, кг	Вміст заліза у початковій пробі, %	
						загальн.	магнетит.
1975	1	Гематит-магнетитові	sx ^{5f}	гор.447м	3000	38,8	29,6
	2	Магнетитові	sx ^{6f}	гор.447м	3000	39,4	33,0
	3	Силікат-магнетитові	sx ^{5f}	гор.387м	3000	39,4	24,5
1976	1	Магнетитові	sx ^{6f}	гор.607м	608	37,2	31,2
	2	Амфібол-магнетитові	sx ^{6f}	гор.607м	158	33,3	25,3
	3	Амфібол-гематит-магнетитові, гетит-магнетитові	sx ^{6f}	гор.607м	345	37,2	31,2
	4	Магнетитові	sx ^{5f}	гор.607м	307	37,7	33,2
	5	Амфібол-магнетитові	sx ^{5f}	гор.607м	122	33,5	25,6
	6	Амфібол-гематит-магнетитові, гематит-магнетитові	sx ^{5f}	гор.607м	122	39,2	29,9
	7	Сланці кварц-хлорит-біотитові, магнетит-амфіболові, магнетит-мартит-амфіболові	sx ^{3-4-5s} sx ^{6f} sx ^{6f}	гор.607м	113	20,9	8,1
	8	Магнетитові, амфібол-магнетитові	sx ^{5.6f}	гор.607м	600	34,5	26,1
	9	Мартит-гематит-магнетитові	sx ^{6f}	гор.447м	140	39,5	15,6

Дослідження, проведені у 1976 році, підтвердили висновки про те, що магнетитові кварцити родовища легкозбагачувальні. Повне розкриття мінералу відбувається при крупності 0,045мм. Різновиди кварцитів п'ятого залізистого горизонту збагачуються дещо краще, ніж шостого. З них можуть

бути отримані високоякісні концентрати з вмістом заліза від 67,6 до 70,0%, при втратах заліза магнетитового у хвостах біля 2,0%.

Таблиця 1.3 – Технологічні показники збагачення залізистих кварцитів у межах дослідно-промислового блоку

Рік відбору проб	№ проби	Масова частка заліза, %		Показники збагачення, %					Схема
		загальн.	магнет.	Вихід конц.	Вміст Fe у концентр	Витягання Fe _{заг} у концентр.	Вміст Fe у хвостах		
							загальн.	магнетит.	
1975	1	38,2	24,2	39,2	68,7	70,5	18,5	0,9	Двохстад.
	2	36,9	32,4	47,4	68,3	87,7	8,9	1,3	
	3	40,2	25,8	43,5	68,9	47,6	18,1	1,4	
	шихта	37,6	31,0	45,7	68,5	83,3	11,6	1,2	
1976	1	37,2	31,2	45,3	68,5	83,4	12,9	2,0	Трьохстадійна
	2	33,3	25,3	37,3	67,6	75,7	12,9	1,7	
	3	37,2	26,8	39,6	68,0	72,4	17,0	2,0	
	4	37,7	33,2	45,5	70,0	84,4	10,8	2,1	
	5	33,5	25,6	36	69,0	75,6	12,9	1,5	
	6	39,2	29,9	43,4	68,9	76,2	16,5	2,7	
	7	20,9	8,1	11,2	67,0	35,9	15,1	1,8	
	8	34,5	26,1	37,2	68,4	73,8	14,4	2,1	
	9	39,5	15,6	35,9	68,6	62,3	23,2	1,7	
шихта	34,5	26,1	36,7	68,2	72,6	14,9	2,8		

Технологічні властивості магнетитових кварцитів шостого та п'ятого залізистих горизонтів, нижче дослідно-промислового блоку, вивчались інститутом «Механобрчормет» у 1986-1987 роках при проведенні попередньої розвідки. Для цього, з керну пробурених свердловин, було відібрано чотири лабораторних проби, три з яких характеризують неокислені кварцити шостого залізистого горизонту при різних класах вмісту заліза магнетитового (таблиця 1.4).

Нерудні мінерали представлені кварцом, силікатами та карбонатами, зерна яких нерідко вміщують включення дрібних (менш 0,01-0,02мм) кристалів магнетиту, що може призвести до засмічення концентрату нерудними компонентами.

Проби 2, 3, 7 характеризують біля 70% запасів покладу «Південний-Магнетитовий» та мають вміст заліза загального 28,5-38,5% і магнетитового 17,60-31,57%.

Текстурні особливості проб (середньошаруваті, рідше грубошаруваті кварцити) сприяють застосуванню сухої магнітної сепарації. Проте, нерудні шари основних різновидів (проби 2, 3, 7) містять порівняно густе вкраплення пилюватого магнетиту, що може негативно вплинути на результат.

Таблиця 1.4 – Характеристика лабораторних технологічних проб, відібраних на стадії попередньої розвідки

№ проби	Стратигр.індекс	Найменування різновидів кварцитів	Місце відбору проб			Вміст заліза, %		Маса проби, кг
			Кільк. свердл., шт.	Інтервал випроб., м		заг.	магн.	
				від	до			
2	SX ^{6f}	Магнетитові (проба відібрана при бортовому вмісті Fe _{магн.} ≥ 20%)	11	523,0	1312,0	35,6	28,53	320
3	SX ^{6f}	Силікат-магнетитові (у інтервалі вмісту Fe _{магн.} 16...20%)	8	759,2	1434,0	28,5	17,60	180
4	SX ^{6f}	Магнетит-силікатні (некондиційні – потужність більш 10м, Fe _{магн.} < 16%)	6	538,5	1256,5	26,5	12,06	160
7	SX ^{6f}	Магнетитові (проба відібрана при бортовому вмісті Fe _{магн.} ≥ 16%)	10	730,0	1635,0	38,5	31,57	360

Подрібнення порід здійснювалось по двом класам крупності: 25-0 мм та 5-0 мм. Аналіз продуктів подрібнення показав, що міцніші магнетитові кварцити шостого залізного горизонту. Фізико-механічні властивості порід наведено у таблиці 1.5.

Кінцева крупність подрібнення досліджувалась на трубчатому аналізаторі шляхом аналізу продуктів, подрібнених до крупності 73,8-96,2% класу мінус 0,074мм та 94,1-95,5% класу мінус 0,044мм. Отримані результати дозволяють рекомендувати збагачення представлених різновидів при початковій крупності дрібнення 55,0-68,0% та кінцевій 95,0-96,0% класу мінус 0,074 мм. При цьому вміст заліза у концентраті може складати 68,8-69,6%. Для підвищення якості концентрату до 69,0-70,7% необхідно подрібнювати до крупності 95,0% класу мінус 0,044мм.

Макроскопічно встановлено, що текстурно-структурні особливості кварцитів, які досліджувались, сприятливі для виділення відвальних хвостів методом сухої магнітної сепарації крупнокускової руди. Для підтвердження результатів мінералогічних досліджень був проведений дослід сухої магнітної сепарації при крупності 25-0мм на напівпромисловому сепараторі типу ПБО–

80/80. За результатами досліджень зроблені висновки, що суха магнітна сепарація проб 3, 4 дозволяє вивести з процесу 9,7-30,6% збіднених порід з вмістом заліза загального 16,7-18,8%, магнетитового – 3,4-4,2%. Застосування сухої магнітної сепарації для проби 2 – недоцільно.

Таблиця 1.5 – Фізико-механічні властивості порід

Стратиграфічний індекс порід	Тип руд та порід	Щільність, т/м ³	Питома вага, т/м ³	Пористість, %	Вологість, %	Водопоглинання, %	Границя міцності на одноосне стиснення, МПа		Опір розтягненню, МПа	Кут внутрішнього тертя, градус	Зчеплення, МПа	Модуль пружності Юнга, МПа	Коефіцієнт Пуассона	Питома робота подрібнення, МПа	Стиранність, Кпа	Коефіцієнт міцності по Протод'яконову
							в сухому стані	в водонасиченому стані								
SX ^{7f}	неокисл.	3,17	3,28	3,24	0,10	0,25	150,20	76,40	17,70	37,50	364,90	7,20	0,24	14,16	0,24	15,00
	окисл.	3,00	3,30	9,07	0,23	1,78	0,00	48,40	10,00	36,80	204,80	6,10	0,19	7,97	0,39	8,40
SX ^{7s}	неокисл.	3,13	3,25	3,24	0,10	0,48	122,30	79,40	18,50	32,40	332,00	7,30	0,22	14,37	0,46	12,20
	окисл.	2,99	3,34	10,17	0,24	2,40	77,00	31,50	9,50	38,00	193,00	5,20	0,19	6,12	0,47	7,70
SX ^{6f}	неокисл.	3,38	3,50	3,12	0,04	0,17	187,50	132,00	23,40	34,90	456,00	8,86	0,18	18,49	0,38	18,70
	окисл.	3,31	3,56	6,71	0,11	0,95	121,10	78,80	17,70	32,10	333,00	8,08	0,18	13,83	0,35	12,20
SX ^{5f}	неокисл.	3,45	3,64	2,30	0,07	0,11	218,80	158,60	27,40	36,30	532,00	9,00	0,17	21,23	0,38	21,90
	окисл.	3,37	3,67	5,94	0,19	1,06	171,60	107,50	20,00	37,60	412,00	8,70	0,19	18,45	0,34	17,10
SX ^{3-5s}		2,97	3,06	2,53	0,06	0,14	83,90	59,30	18,60	23,00	235,00	7,42	0,20	12,92	0,76	8,40
SX ^{2f}	неокисл.	3,40	3,46	1,78	0,04	0,09	272,70	208,10	32,40	36,20	568,00	9,50	0,24	24,42	0,42	27,20
	окисл.	3,19	3,29	3,21	0,21	0,42	65,20	30,20	11,90	26,20	183,00	7,20	0,21	19,25	0,69	6,50
SX ^{1f}	неокисл.	3,44	3,52	2,29	0,04	0,15	137,10	92,30	26,70	25,10	413,00	8,83	0,24	17,72	0,42	13,70
	окисл.	3,52	3,89	9,51	0,02	2,48	35,00	0,00	26,00	5,50	162,00	14,00	0,40	11,30	0,27	3,50
SX ^{6s}		3,13	3,20	2,23	0,04	0,09	160,90	106,20	17,30	35,90	388,00	7,80	0,22	17,05	0,35	16,10
SX ^{2s}		3,07	3,13	1,78	0,06	0,10	123,60	93,80	20,10	27,30	335,00	7,50	0,21	10,40	0,98	12,40
SX ^{1s}		2,97	3,06	2,85	0,08	0,17	80,50	57,30	24,40	18,40	284,00	7,00	0,18	12,94	0,65	8,00
sk ₃		2,85	2,94	3,02	0,05	0,26	16,60	10,20	3,70	26,90	53,00	4,90	0,18	4,21	1,34	1,70

У зв'язку з тим, що досліджені кварцити розглядалися в якості сировини для переробки на Центральному ГЗК, випробування на збагачення проводились по схемі з використанням «скальпуючого» режиму (секції 8-13) та без нього (секції 14-18). По простій схемі без використання «скальпуючого» режиму при початковій крупності подрібнення 65,0% та кінцевій – 98,0% класу мінус 0,074 мм із вихідної руди було отримано 28,4-45,4% концентрату з масовою часткою заліза 69,0-70,0% та вилученням 66,0-82,8% (таблиця 1.6.) Використання «скальпуючого» режиму підвищує якість концентрату на 0,3-0,4%.

Таблиця 1.6 – Характеристика технологічних параметрів

№ проб	Різновиди кварцитів	Продукт	Показники, %		
			Вихід	Масова частка Fe	Вилучення
2	Магнетитові	Концентрат	42,6±1,9	69,0±0,5	80,8±1,0
		Хвости	57,4	12,18	19,2
3	Силікат-магнетитові	Концентрат	28,4±1,4	69,0±0,5	66,0±1,4
		Хвости	71,6	14,10	34,0
7	Магнетитові	Концентрат	45,4±1,9	70,0±0,5	82,8±0,9
		Хвости	54,6	12,10	17,2

Хімічний та мінеральний склад концентратів та хвостів наведені у таблицях 1.7. та 1.8.

За даними хімічного аналізу концентрат вміщує шкідливі домішки у кількостях: S – 0,010-0,024%; P₂O₅ – 0,006%.

За даними спектрального аналізу концентрат не вміщує рідкісні та розсіяні елементи у кількості придатній для промислової переробки.

З метою вивчення просторової мінливості технологічних якостей руд, виділення їх технологічних типів та сортів і аналізу розподілу останніх у рудному тілі, на стадії попередньої розвідки було проведено малооб'ємне технологічне опробування магнетитових кварцитів шостого та п'ятого залізистих горизонтів ділянки.

Дослідження було проведено у 1987 році загоном геолого-технологічного картування Керченської дослідно-методичної партії Інституту мінеральних ресурсів (ІМР).

Малі технологічні проби відбирались з матеріалу скорочення рядових проб при їх підготовці на хімічний аналіз крупністю 5,0-0 мм – 3,0-0 мм.

Таблиця 1.7 – Хімічний склад продуктів збагачення

Вміст компонентів, %	Продукт збагачення					
	Концентрат			Хвости		
№ проби	2	3	7	2	3	7
Fe _{заг}	69,0	69,0	70,0	12,2	14,1	12,1
Fe _{магн}	64,7	61,2	67,0	0,7	0,7	0,7
SiO ₂	4,1	3,6	2,9	69,0	63,1	68,3
Fe ₂ O ₃	67,3	68,6	67,7	14,8	9,2	13,4
FeO	28,2	27,0	29,1	2,4	10,0	3,5
Al ₂ O ₃	0,05	0,10	0,07	0,03	1,20	0,42
MgO	0,20	0,19	0,15	3,30	3,60	3,50
CaO	0,08	0,08	0,12	2,20	1,40	2,60
MnO	0,028	0,036	0,019	0,04	0,85	0,44
K ₂ O	0,08	0,10	0,04	0,80	0,30	0,20
Na ₂ O	0,05	0,03	0,04	0,60	1,00	1,60
P ₂ O ₅	0,006	0,006	0,006	0,07	0,09	0,15
S	0,010	0,120	0,024	0,12	0,01	0,14
CO ₂	0,15	0,16	0,06	5,80	8,00	5,10
TiO ₂	0,019	0,019	0,017	0,030	0,060	0,06
в.п.п.	0,18	0,33	0,12	6,20	8,90	6,10
Сума оксидів	100,29	100,09	100,28	99,97	99,70	100,27

Таблиця 1.8 – Мінеральний склад продуктів збагачення

Вміст компонентів, %	№ проби	Продукт збагачення					
		Концентрат			Хвости		
		2	3	7	2	3	7
Магнетит	М	89,3	84,5	92,6	1,0	1,0	1,0
Fe		64,7	61,0	67,0	0,7	0,7	0,7
Гематит	М	5,4	9,6	3,6	13,4	8,1	12,6
Fe		3,8	6,7	2,5	9,3	6,0	8,4
Карбонати	М	0,3	0,3	0,1	12,1	18,1	13,3
Fe		0,1	0,1	-	1,8	5,2	2,6
Силікати	М	1,1	2,2	0,8	11,4	15,9	10,9
Fe		0,3	0,7	0,3	0,3	2,15	0,2
Гідрооксид	М	0,2	0,4	0,3	-	-	-
Fe		0,1	0,2	0,2	-	-	-
Сульфід	М	-	0,2	-	0,2	0,1	0,4
Fe		-	0,1	-	0,1	0,05	0,2
Кварц	М	3,7	2,8	2,6	61,7	56,2	61,9
Апатит	М	-	-	-	0,2	0,1	0,4
Усього	М	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Fe		69,0	69,0	70,0	12,2	14,1	12,2

Проби компонувались з врахуванням вмісту основних компонентів по принципу належності до одного мінерального різновиду. Довжина інтервалу опробування змінювалась від 5,0 до 37,5 м, середня при цьому складала 12-25 м. Усього було відібрано 320 малих проб масою до 5 кг, які характеризують поклад «Південний-Магнетитовий» на усій потужності, включаючи і позабалансові запаси у поверсі 1050-1500м.

Вивчення збагачуваності проб проводилось за схемою, що включає:

- подрібнення руди до масової частки крупності мінус 0,074мм – 60±5%;
- 1 стадію магнітного збагачення на аналізаторі з постійно-змінним магнітним полем;
- додрібнення магнітної фракції до заданої кінцевої крупності (98±1% класу мінус 0,074мм);
- 2 стадію магнітної сепарації на магнітному аналізаторі.

Малооб'ємні технологічні проби представлені в основному магнетитовими та силікат-магнетитовими кварцитами. Приблизно 80% загальної кількості проб складають кондиційні руди з вмістом заліза магнетитового від 16,1 до 40,3% та заліза загального від 25,7 до 45,1%. Колювання вмісту цих компонентів у некондиційних рудах складають 1,2-15,8% та 11,5-42,6% відповідно.

За результатами подрібнення вихідних проб руди, які досліджувались, були віднесені до одного сорту – легкоподрібнювальних, що підтверджується дисперсним аналізом даних подрібнення відбіркових 30 проб.

Магнетитові кварцити п'ятого та шостого залізистих горизонтів збагачуються однаковою способом – магнітним та відносяться до одного промислового типу.

За даними проведених дослідних робіт, в межах цього типу, виділено два технологічних сорти руди, які при збагаченні за однаковою схемою дають дещо відмінні показники якості концентрату та вилучення заліза з руди.

До першого сорту відносяться руди найлегкозбагачувальні (вміст заліза загального в отриманому із них концентраті більше 68%), що складає 56% від усіх досліджуваних проб та 71% балансових запасів.

До другого сорту відносяться легкозбагачувальні руди (вміст заліза загального у концентраті від 66 до 68%), характеризують 23% усіх проб та 29% балансових запасів.

Решта 21% проб руди мають вміст заліза магнетитового у вихідній руді менш 16% та є некондиційними.

Результати збагачення для обох сортів наведені у таблиці 1.10.

Таблиця 1.9 – Характеристика параметрів збагачення

Сорт	Вихід концентрату, %			Витягання заліза, %		
	мінім.	максим.	середнє	мінім.	максим.	Середнє
I	36,8	47,2	41,5	58,8	88,5	77,5
II	24,7	42,7	38,1	63,1	81,8	73,9

За даними таблиці 1.10 визначається, що технологічні показники збагачення обох сортів мають незначні відмінності.

В межах покладу «Південний-Магнетитовий» найбільш поширені магнетитові кварцити першого сорту, в полі яких руди другого сорту та некондиційні кварцити утворюють лінзоподібні тіла розмірами від 150 до 480м по простяганню, 180-540 м по падінню та потужністю 10-50 м.

Аналіз просторової мінливості показників збагачення проб показує, що магнетитові кварцити, що були досліджені, характеризуються відносною стабільністю за усіма трьома напрямками.

Щорічно на родовищі проводиться відбір технологічних проб для уточнення показників збагачення залізистих кварцитів.

В даний час неокислені кварцити покладу «Південний-Магнетитовий», перероблюють на збагачувальній фабриці Центрального ГЗК.

Зведений хімічний аналіз продуктів збагачення ПАТ "ЦГЗК" за 5 років наведений у таблиці 1.11.

У 2023 році було видобуто та перероблено на збагачувальній фабриці 14021,7 тис. т неокислених кварцитів, у тому числі 1537 тис. т неокислених кварцитів покладу «Південний-Магнетитовий» шахти імені Колачевського з вмістом заліза загального 36,91% і магнетитового 22,16%.

Технологічна схема збагачення, яка застосовується у ПАТ«ЦГЗК» дозволяє отримувати з магнетитових кварцитів родовищ: «Велика Глеюватка», «Петрівське», «Артемівське» та поля шахти імені Колачевського концентрат з вмістом заліза 70%.

Якісні показники неокислених кварцитів родовища поля шахти імені Колачевського дозволяють отримувати (розрахунковий показник) концентрат з вмістом заліза 69,0%.

Враховуючи якісні показники родовища шахти імені Колачевського, руда в обсязі 75%, від загальної кількості видобутку, повинна збагачуватись з використанням методу СМС.

Таблиця 1.10 – Зведений хімічний аналіз продуктів збагачення ПРАТ «ЦГЗК»

Найменування компонентів	Найменування продукту						
	Видобута руда	Продукт цеху шламowego господарства	Концентрат А-1	Концентрат А-2	Хвости сухої магнітної сепарації	Хвости І черги	Хвости ІІ черги
	Вміст компоненту, %						
Fe _{заг.}	33,50	30,78	68,11	65,67	21,95	19,83	19,74
FeO	15,14	12,89	29,06	26,29	10,44	9,35	9,36
Fe ₂ O ₃	31,13	29,73	65,38	64,77	19,73	18,01	17,83
SiO ₂ заг.	44,64	44,94	5,06	8,16	55,59	60,42	60,26
SiO ₂ віль.	39,76	40,84	3,55	5,81	51,52	56,39	56,11
CaO	1,09	0,68	0,06	0,12	1,12	1,18	1,17
MgO	1,19	0,97	0,14	0,12	1,55	1,38	1,47
Al ₂ O ₃	1,09	1,17	0,17	0,37	2,27	1,64	1,68
S	0,06	0,09	0,05	0,04	0,13	0,10	0,11
P	0,05	0,04	0,01	0,02	0,06	0,06	0,06
MnO	0,10	0,06	0,04	0,04	0,07	0,07	0,07
TiO ₂	0,03	0,03	0,01	0,02	0,04	0,03	0,04
CO ₂	1,93	2,20	0,16	0,25	2,57	2,48	2,85
В.П.П.	2,85	3,46	0,50	0,69	3,90	3,56	3,68
Fe _{магн}	24,78	18,63	61,63	58,68	9,67	8,82	8,61
Σ	99,31	96,27	100,49	100,89	97,46	98,29	98,56

1.4. Сучасні вимоги до якості залізовмісної товарної продукції.

Сучасні вимоги до залізородного концентрату включають в себе кілька ключових аспектів, які визначають його якість та придатність для подальшої металургійної переробки:

1. Вміст заліза: Один з основних показників якості концентрату - це високий вміст заліза. Наприклад, для доменних окатишів вміст заліза має бути не менше 62%, а для окатишів під металізацію - не менше 66%.
2. Вміст домішок: Важливим є низький вміст шкідливих домішок, таких як сірка і фосфор, які можуть негативно впливати на процеси подальшої переробки та якість кінцевого продукту.
3. Розмір часток: Концентрат повинен мати певний гранулометричний склад, що забезпечує його ефективне використання у виробництві окатишів та агломерату.

4. Вологість: Вологість концентрату не повинна перевищувати встановлених норм, щоб уникнути проблем при транспортуванні та зберіганні.
5. Транспортування: Концентрат повинен бути придатним для транспортування залізницею або морським транспортом без втрати якості.
6. Безпека: Продукт має бути нетоксичним, пожежо- і вибухобезпечним.
7. Інші показники: Також враховуються такі показники, як вміст кремнезему (SiO_2), глинозему (Al_2O_3), оксиду кальцію (CaO), оксиду магнію (MgO) та інші.

Ці вимоги спрямовані на забезпечення високої якості залізрудного концентрату, що дозволяє використовувати його для виробництва чавуну, заліза прямого відновлення (DRI) і феросплавів. Виробники постійно працюють над підвищенням якості своєї продукції, впроваджуючи нові технології та вдосконалюючи виробничі процеси. [2,3,4]

На якість залізрудного концентрату впливає багато чинників, серед яких можна виділити наступні:

Сировинна база: Якість вихідної залізної руди має значний вплив на кінцевий продукт. Вміст заліза, наявність шкідливих домішок та мінералогічний склад руди є ключовими факторами, що визначають якість залізрудного концентрату.

Технологія збагачення: Ефективність вилучення заліза та видалення небажаних домішок визначається методами збагачення, такими як магнітна сепарація, флотація та інші.

Обладнання: Точність і стабільність результатів виробничого процесу залежать від сучасності та технічного стану обладнання, що використовується.

Кваліфікація персоналу: Якість продукції може значно залежати від рівня підготовки та досвіду працівників, які керують процесом збагачення.

Контроль якості: Впровадження системи контролю якості на всіх стадіях виробництва дає змогу оперативно виявляти та коригувати відхилення від встановлених параметрів.

Умови зберігання і транспортування: Дотримання належних умов зберігання та транспортування концентрату впливає на його вологість і гранулометричний склад, що, у свою чергу, може позначитися на подальшому використанні продукту.

Екологічні фактори: Дотримання екологічних норм і стандартів під час виробництва допомагає запобігти забрудненню продукції шкідливими речовинами.

Інновації: Застосування новітніх технологій та інноваційних підходів у виробничому процесі здатне покращити якість залізородного концентрату.

Високі техніко-економічні показники процесу збагачення руди шахти імені Колачевського забезпечуються ретельним дотриманням оптимальних технологічних параметрів сировини при рудопідготовці: за масовою частиною магнетитового заліза у вихідній руді і крупністю дробленої руди (Стандарти підприємства «Руда магнетитова» і «Руда дроблена»).

За хімічним складом концентрат, як кінцевий продукт виробництва повинен відповідати таким нормам:

-Стандарт підприємства «Концентрат для фабрики окомкування і поставка споживачам»;

-Технічні вимоги ТУ У 13.1-00190977-001-2012 «Концентрат залізородний агломераційний ПАТ «ЦГЗК»» із змінами,

-Державний стандарт ДСТУ 3704 «Продукція залізородна загальні технічні умови».

У зв'язку зі зміненням логістичних потоків у 2022р. та з метою підвищення конкурентоспроможності продукції концентрати з високим вмістом заліза стали більш потрібні, тому на ПРАТ «ЦГЗК» стала необхідність підвищення масової частки заліза у вироблених концентратах до рівня 69 і вище відсотків.

Основні планові якісні показники залізородного концентрату ПРАТ «ЦГЗК» станом на листопад 2024 року наведені в таблиці 1.12.

Таблиця 1.11 – Значення планових показників якості концентрату

Найменування показника	Змінні показники якості концентрату		
	A0	A1	A2
1. Планові показники якості концентрату:			
1.1.Вміст заліза загального, %	70,1	69,0	67,0
1.2.Вміст вологи, %	9,3	9,3	9,9
1.3.Вміст класу -0,056мм, %	98,5	98,0	96,5

Якісні показники концентрату коригуються відповідно до чинної виробничої програми комбінату з урахуванням вимог споживачів.

1.5. Оцінка впливу розробки родовища шахти імені Колачевського на стан довкілля.

Родовище магнетитових кварцитів поля шахти імені Колачевського знаходиться на півночі Криворізького залізрудного басейну на території Тернівського району міста Кривого Рогу Дніпропетровської області.

Експлуатується родовище з 1981 року.

На півночі рудник граничить з гірничим відводом шахти «Тернівська», на півдні – з полем шахти Гвардійська (ПАТ «КЗРК»).

Родовище має протяжність 1 км.

Виробнича потужність шахти 1600 тис. т магнетитових кварцитів на рік.

Ділянка видобутку знаходиться у південній частині родовища шахти «Тернівська», та обмежена з півдня діабазовою дайкою, з півночі – природною межею виклинювання неокислених кварцитів, яка на рівні горизонту 1050 м є +60к маркшейдерською віссю. Ділянка простягається на відстань до 1 кілометру.

Найближчий житловий масив – селище Чкалівка, розташований на північний схід від шахти імені Колачевського на відстані 210 м.

У геоморфологічному районуванні України район родовища відноситься до Придніпровської височини. Основну рельєфоутворюючу роль серед порід верхнього структурного поверху відіграють неоген-антропогенні відклади. Відклади неогену поширені повсюдно.

Клімат району планованої діяльності – помірно-континентальний (атлантично-континентальна європейська область), теплий, недостатньо вологий. Будівельно-кліматична зона – III В, підзона Західного степу. Сумарна сонячна радіація складає 4600-5050 МДж/кв.м/рік. Сума температур вище 10°C – 1800-2400°. Тривалість безморозного періоду – 165 днів. Середня річна температура повітря – 8,5°C. Середня температура найтеплішого місяця (липня) + 22°C. Середня температура найхолоднішого місяця (січня) – мінус 5,0°C. Середня температура в 13 годин найтеплішого місяця (липня) + 27,2°C. Абсолютний максимум температури повітря складає +40°C; абсолютний мінімум – мінус 34°C. Значення коефіцієнта «А», що відповідає несприятливим метеорологічним умовам і залежить від температурної стратифікації атмосфери, приймається рівним 200.

Згідно даних багаторічних спостережень, в середньому за рік, переважають вітри північного і північно-східного напрямів, багато випадків вітру східного і північно-західного напрямів. У холодну частину року переважають вітри північно-східного і східного напрямів, у теплу – північного і північно-західного. Повторюваності напрямів вітру і штилів наведені в таблиці 1.12.

Таблиця 1.12 – Повторюваності напрямів вітру і штилів

Напрями вітру	Пн	ПнС	С	ПдС	Пд	ПдЗ	З	ПнЗ	Штиль
Повторюваності вітру, %	15,4	16,1	15,2	10,3	9,8	10,3	11,5	11,4	8

Зважаючи на виділення незначної кількості парникових газів, вологи і тепла, планована діяльність не впливає на клімат і мікроклімат в даному районі.

Вплив планованої діяльності на повітряне середовище пов'язаний з викидами в атмосферу забруднюючих речовин при видобутку і переробці магнетитових кварцитів, а також при роботі допоміжного виробництва.

Згідно з даними «Звіту ...» і «Корегуванню і доповненню до звіту...» джерела викидів забруднюючих речовин в атмосферне повітря шахти імені Колачевського такі:

- головна вентиляційна установка (ш. «Червона»), що викидає в атмосферу діоксид азоту, оксид вуглецю, пил неорганічний, який містить SiO_2 (70...20)%;
- дробарка і вузли перевантаження гірських порід, що викидають в атмосферне повітря пил неорганічний, який містить SiO_2 (70-20)%;
- горно ковальське, що викидає в атмосферу золу вугільну, діоксид азоту, ангідрид сірчистий, оксид вуглецю;
- верстати заточувальні, що виділяють в атмосферне повітря пил абразивно-металевий;
- пости ручного електродугового зварювання, що виділяють в атмосферу заліза оксид, марганець та його , кремнію діоксид аморфний, фториди газоподібні, фториди добре розчинні неорганічні, фториди погано розчинні неорганічні;
- пилорама, що викидає в атмосферу пил деревини.

Перелік речовин, що викидаються в атмосферу в ході планованої діяльності підприємства, їх кількісна і якісна характеристики наведені в таблиці 1.13.

Для зниження об'ємів викидів забруднюючих речовин в атмосферу на шахті імені Колачевського передбачені природоохоронні заходи щодо захисту повітряного басейну – циклони БЦ-9, КЦМП-2,5, гравійний фільтр.

Приземні концентрації забруднюючих речовин на межі санітарно-захисної зони шахти імені Колачевського та в найближчих житлових масивах складають: діоксиду азоту – 0,027-0,079 ГДК, ангідриду сірчистого – 0,004-0,113 ГДК, пилу неорганічного, який містить SiO_2 (70-20)% – 0,043-0,578 ГДК.

Враховуючи вище викладенні дані, можна зробити висновок, що планова діяльність підприємства здійснює вплив на повітряне середовище в межах гранично допустимих норм.

Таблиця 1.13 – Перелік забруднюючих речовин, які викидаються джерелами шахти імені Колачевського

Код	Найменування речовини	ГДК _{мр} , мг/м ³	ГДК _{сс} , мг/м ³	ОБРД, мг/м ³	Класс небезпеки	Викид речовини, т/рік
1003/123	Заліза оксид	-	0,04	-	3	0,0364
1104/143	Марганець та його з'єднання	0,01	0,001	-	2	0,00493
3001/194	Зола вугільна	0,05	0,02	-	2	0,0253
4001/301	Азоту диоксид	0,085	0,04	-	2	2,5372
3001/323	Кремнію диоксид аморфний	-	-	0,02	-	0,00007
5001/330	Ангідрид сірчистий	0,5	0,05	-	3	0,054
6000/337	Вуглецю оксид	5,0	3,0	-	4	8,664
16001/342	Фториди газоподібні	0,02	0,005	-	2	0,00005
16000/343	Фториди добре розчинні неорганічні	0,03	0,01	-	2	0,0002
16000/344	Фториди погано розчинні неорганічні	0,2	0,03	-	2	0,0001
3001/2908	Пил неорганічний, який містить SiO ₂ 20...70%	0,3	0,1	-	3	15,236
3000/10293	Пил деревини	-	-	0,1	-	5,994
3001/10431	Пил абразивно-металевий	-	-	0,4	-	0,2378
Всього:						32,79005

Вплив планової діяльності на геологічне середовище пов'язаний з розробкою шахтою ім. Орджонікідзе запасів магнетитових кварцитів покладу «Південна-Магнетитова», як сировини для збагачувальної фабрики ПРАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат».

Видобуті магнетитові кварцити шахти імені Колачевського використовуються як сировина для виробництва концентрату з вмістом заліза 69,0 % на збагачувальній фабриці ПАТ «ЦГЗК» .

Порожні гірські породи використовуються для гірничо-технічної рекультивациі кар'єру №1 шахти «Тернівська»

У технологічному процесі відпрацювання родовища магнетитових кварцитів у межах гірничого відводу шахти імені Колачевського задіяні два стволи: головний ствол шахти імені Колачевського (пройдений до горизонту 680 м, використовується для спуску та підйому людей, матеріалів та обладнання, видачі магнетитових кварцитів та породи, подачі в шахту свіжого струменю повітря) та вентиляційний ствол «Флангова» шахти «Тернівська»

ПАТ «Кривбасзалізрудком» (пройдений до гор.1350 м, який служить для виведення відпрацьованого струменю повітря та є запасним виходом на денну поверхню).

Розробку магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського в поверхах 427-607м передбачено здійснювати поверхово-камерною системою розробки. Після відпрацювання запасів родовища магнетитових кварцитів вищевказаною системою можливе зсування гірських порід всього боку, що призведе до деформації земної поверхні.

В зону небезпечного зсування земної поверхні потрапляють: будівлі та споруди шахти імені Колачевського (ствол шахти, машинна будівля, побутовий комбінат, компресорна), швейна фабрика, будівля центральної котельні.

Для запобігання обрушення вище перелічених об'єктів, при розробці запасів проектних горизонтів, передбачаються охоронні цілики в рудному масиві.

Для розробки ділянок родовища магнетитових кварцитів покладу «Південний-Магнетитовий» у інтервалі 447-607 м застосовуються декілька варіантів прийнятої поверхово-камерної системи розробки:

- для відробки запасів під обваленими породами;
- для відробки «сліпих» дільниць;
- для відробки запасів по схемі «камера-цілик».

Земна поверхня буде порушена на площі 52,8 га, зокрема: площа зони плавних зрушень і тріщин складатиме 32,6 га, зони воронки – 20,2 га.

Експлуатація родовища магнетитових кварцитів запланована в межах гірничого відводу (220,0 га) шахти імені Колачевського.

Планова діяльність шахти імені Колачевського буде впливати на геологічне середовище наступним чином:

- видобуток магнетитових кварцитів (1,6 млн. т/рік) і пустих гірських порід (37 тис. т/рік) з родовища шахти імені Колачевського;
- створення пустот в гірському масиві;
- розвиток зони порушення гірського масиву і поверхні землі, що призведе до збільшення площі території з негативними формами рельєфу;
- використання видобутих пустих гірських порід при гірничо-технічній рекультивациі кар'єру №1 шахти Тернівська.

Планова діяльність супроводжується впливом на водне середовище шляхом відкачуванням підземних вод шахти імені Колачевського.

Основна частина водоприпливів, що надходять на горизонти гірничих робіт шахти імені Колачевського, обумовлена інфільтрацією крізь зону порушення вод атмосферних опадів та динамічними припливами підземних

вод водоносних горизонтів осадової товщі з ділянок, розташованих за межами депресійної воронки.

Депресійна воронка підземних вод, яка сформувалась на площі родовища залізистих кварцитів шахти імені Колачевського, повністю поглинається площею депресійної воронки шахти «Тернівська», яка сформувалась за період багаторічного ведення видобувних робіт родовища багатих залізних руд. В центрі депресійної воронки рівні підземних вод знижені до глибин більш 1000 м.

Враховуючи гідрогеологічні умови, які створилися на площі родовища залізистих кварцитів, прогнозні водоприпливи по шахті імені Колачевського при розробці родовища до горизонту 607 м не будуть перевищувати 41,0 м³/год.

Змішані шахтні води матимуть наступний хімічний склад:

- сухого залишку – 5,4...12,5 г/дм³;
- заліза загального – $\leq 0,02...1,3$ мг/дм³;
- жорсткості загальної – 30,5...53,6 мг-екв/дм³;
- гідрокарбонатів – 176,6...396,5 мг/дм³;
- хлоридів – 1351,0...5374,3 мг/дм³;
- сульфатів – 1651,0...2203,6 мг/дм³;
- кальцію – 236,1...381,2 мг/дм³;
- магнію – 221,6... 432,9 мг/дм³;
- рН – 6,3...8,1.

Шахтні води перекачують по існуючій системі перепускних свердловин у водозбірник на горизонті 750 м шахти «Тернівська».

Шахтні води на поверхню подаються системою відведення шахтних вод у спеціальний колектор, з подальшим скиданням в шламосховище ПАТ «ПівнГЗК».

Внаслідок планованої діяльності забруднені стічні води не скидаються в поверхневі водні об'єкти господарсько-питної, культурно-побутової і рибогосподарської категорій водокористування, а також в підземні водоносні горизонти.

Згідно ґрунтово-географічного районування, район розташування планованої діяльності відноситься до Центральної лісостепової і степової області суббореального поясу степової зони звичайних і південних чорноземів. Згідно агроґрунтовому районуванню України, цей район відноситься до західної частини Дніпропетровського центрального (Першотравнево-Барвенковського) району Північного степу, де залягають звичайні малогумусові чорноземи, розвинені переважно на карбонатних важко суглинистих і середньосуглинистих есах

Природний типчаково-ковильний степ до теперішнього часу в районі діяльності сильно перетворений. Безмежні простори перетворені на промислові і сільськогосподарські антропогенні ландшафти.

Діяльність шахти імені Колачевського приурочена до промислової ділянки шахти.

У геоботанічному районуванні України район планової діяльності відноситься до Європейсько-Азіатської степової області, Причорноморської степової провінції, Приазовсько-Чорноморської підпровінції, Бугсько-Дніпровському округу різнотравно-типчаково-ковильних степів. У південній частині району проходить смуга типчаково-ковильних степів Дністровсько-Дніпровського округу.

У природній рослинності району із злакових видів переважає ковила українська, ковила Лессінга, типчак, вівсяниця, кострець береговий. Серед різнотрав'я – пижмо тисячолісте, вероніка весняна, жабриця рівнинна, гвоздика псевдоармерієвидна. Близькість району планової діяльності до смуги типчаково-ковильних степів обумовлює наявність таких видів як сухоцвіт однорічний, житняк гребінчастий, кринітарія волохата та ін. Степ в даному районі на даний час сильно перетворений. Природна рослинність витиснена штучними насадженнями сільськогосподарських полів, полезахисних лісосмуг, культурних садів, а також містобудівним і промисловим освоєнням територій. Невеликі фрагменти залишилися тільки на схилах балок, в гаях і на деяких ділянках вододілів, де ґрунти малоприсадибні для ріллі. На вододілах, схилах балок, ярів і по схилах річкових долин ростуть чагарники (мигдаль степовий, звичайний, шипшина, терен, глід та ін.).

Ліси зустрічаються двох типів: заплавні і яри. Основні породи дерев: дуб, в'яз липа, ясен, берест, клен, вільха, сосна, в підліску – клен татарський, ліщина, бузина, жостір, терен та ін. У полезахисних лісосмугах зустрічаються шовковиця чорна, акація біла, клени татарський і ясенелистий, дуб звичайний.

У зоогеографічному районуванні район планової діяльності відноситься до Степової зоогеографічної провінції. Враховуючи те, що район характеризується практично повною відсутністю збережених природних ландшафтів, у фауні переважають види тварин, пристосованих до життя на видозмінених і активно використовуваних людиною площах.

Фауна хребетних району представлена степовими і деякими лісовими видами тварин. З хижаків зустрічаються лисиця-корсак, степовий тхір, куниця і борсук, з комахоїдних – їжак звичайний бурозубка звичайна. Численні гризуни: кріт, заєць-русак та ін. З птахів зустрічається лунь степовий, стрепет, степовий жайворонок, перепел, фазан, куріпка сіра, грак, ворона сіра, ластівка,

горобець, шпак. З плазунів поширені степовий удав, гадюка степова, полоз жовточеревий, вуж, ящірки, жаба зелена та ін.

Згідно «Реєстру природно-заповідного фонду Дніпропетровської області», найближчий природно-заповідний об'єкт знаходиться на відстані 1,7 км, на північний схід від шахти імені Колачевського – «Заповідник ландшафтний Балка Північна Червона» – степова балка, на схилах якої спостерігаються унікальні виходи порід криворізької серії, в рослинному різноманітті зустрічаються: астрагал шерстистоквітковий, ковила волосиста, ковила Лессінга. Ці види занесені в Червону книгу України.

Планована діяльність підприємства, в цілому як антропогенний процес, впливає негативно на рослинність та тваринний світ внаслідок створення шуму та забруднення повітряного басейну.

Вплив викидів в атмосферне повітря, виходячи з величин приземних концентрацій забруднюючих речовин, на флору і фауну даного району відчутний, але деградацію або пригноблення рослинних і фауністичних співтовариств не викличе.

Запланована діяльність передбачена в Тернівському районі міста Кривого Рогу на існуючій території шахти імені Колачевського. Найближчі до промислової ділянки шахти жилі масиви: з північного заходу на відстані 400 м знаходяться селища Чапаївка і Шевченкове; з півночі на відстані 1500 м – селище Олексіївка; з північного сходу на відстані 210 м – селище Чкалівка.

Соціальна структура району характеризується повним набором об'єктів життєзабезпечення: житлові будинки, лікарні, дитячі садки, школи, транспортні об'єкти, рекреаційні об'єкти і тому подібне.

Розрахункові концентрації забруднюючих речовин в приземному шарі атмосфери, що формуються викидами в ході планової діяльності підприємства на території довколишніх житлових будинків, без урахування фонового забруднення, не перевищать встановлені санітарно-гігієнічні норми.

Соціальна організація довколишніх територій, умови життєдіяльності місцевого населення в результаті виробничої діяльності не погіршуються.

До позитивних соціальних аспектів виробничої діяльності відноситься забезпечення 547 людей роботою при відпрацюванні родовища магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського.

До промайданчика шахти імені Колачевського прилягають: з півночі – зона воронок, з північного сходу – промайданчик шахти «Тернівська» ПАТ «Кривбасзалізрудком»; з південного сходу – відпрацьований кар'єр №1 шахти «Тернівська», з північного заходу – ЗАТ «Промспецодяг», КП «Криворіжтепломережа», із заходу – ПАТ «Дніпрообленерго».

В цілому, район характеризується розвиненою техногенною інфраструктурою, що практично повністю перетворила земну поверхню в антропогенний ландшафт.

При розробці родовища магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського в поверсі 427 ... 607 м на поверхні утвориться зона порушення площею 52,8 га, у тому числі: площа зони воронок – 20,2 га, площа зони плавних зрушень і зони тріщин – 32,6 га.

Охороні підлягають наступні об'єкти: будівлі та споруди шахти ім. Орджонікідзе (ствол шахти, машинна будівля, побутовий комбінат, компресорна), швейна фабрика, будівля центральної котельної.

Житлових будинків в зоні небезпечних зрушень (в зоні плавних зрушень і тріщин) немає.

Порушення експлуатаційної надійності і збереження решти техногенних об'єктів у результаті виробничої діяльності не наступить.

Об'єкти навколишнього техногенного середовища на об'єкти планової діяльності впливати не будуть.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 1

На основі аналізу проектних рішень, що застосовані при розробці родовища магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського показано, що вже понад 45 років підземний видобуток кварцитів має право на життя в технологічному процесі виробництва товарної продукції збагачення залізної руди.

Всі шахти Криворізького регіону видобувають багаті руди і лише на шахті імені Колачевського видобуваються магнетитові кварцити для подальшого збагачення на переробному комплексі ПРАТ «ЦГЗК».

Такі два вагомих фактори, як: географічно близьке розташування шахти до переробного комплексу, а також, на відміну від кар'єрного видобутку, відсутність потреби розробки розкритих порід – в повному обсязі нівелюють собівартість підземного видобутку.

В той же час технологія шахтного видобутку обмежує можливості що до селективної виїмки магнетитової руди і як наслідок шахтна руда має більше засмчення на відміну від руд що видобуваються в кар'єрах.

Починаючи з 1976 року і по сьогоднішній день ведеться вивчення технологічних властивостей магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського. За даними проведених дослідних робіт виділено два технологічних сорти руди, які при збагаченні за однаковою схемою дають дещо відмінні показники якості концентрату та вилучення заліза з руди.

До першого сорту відносяться руди найлегкозбагачувальні (вміст заліза загального в отриманому із них концентраті більше 68%), що складає 56% від усіх досліджуваних проб та 71% балансових запасів.

До другого сорту відносяться легкозбагачувальні руди (вміст заліза загального у концентраті від 66 до 68%), характеризують 23% усіх проб та 29% балансових запасів.

Решта 21% проб руди мають вміст заліза магнетитового у вихідній руді менш 16% та є некондиційними.

Розробка родовища магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського впливає на довкілля, зокрема утворення зони провалля площею 52,8 га. Водночас вплив на сусідні об'єкти, такі як будівлі та споруди шахти та промислові зони, є контрольованим і не порушує їх експлуатаційної надійності.

У зв'язку зі зміненням логістичних потоків у 2022р. та з метою підвищення конкурентоспроможності продукції концентрати з високим вмістом заліза стали більш потрібні, тому на ПРАТ «ЦГЗК» стала необхідність підвищення масової частки заліза у вироблених концентратах до рівня 69 і вище відсотків.

Мета роботи розробка технології збагачення магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського для підвищення обсягу виробництва концентрату та збільшення масової частки заліза загального у концентраті до рівня не менше 69,0.

Для досягнення зазначеної мети необхідно вирішити наступні завдання:

- Розробити програму і методику виконання досліджень отримання концентрату з масовою часткою заліза не менше 69,0% з руди шахти імені Колачевського.

- Провести теоретичне обґрунтування магнітної крупнокускової рудорозборки магнетитових руд шахти імені Колачевського.

- Провести теоретичне обґрунтування оптимальної продуктивності секції збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського.

- Виконати технологічні дослідження методів збагачення для отримання концентрату з руди шахти імені Колачевського з масовою часткою заліза не менше 69,0%.

- Розробити технологію збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського з отриманням залізовмісного концентрату з масовою часткою заліза не менше 69,0%.

РОЗДІЛ 2 Програма і методика проведення досліджень та характеристика руди шахти імені Колачевського.

2.1. Програма і методика виконання досліджень.

Обсяги видобутку руди на шахті імені Колачевського становлять 1,6 млн тон руди на рік. В той же час максимальна продуктивність дробильної та збагачувальної фабрики ПРАТ «ЦГЗК», що до переробки руд, становить 15 млн тон руди на рік, отже важливою технологічною задачею ПРАТ «ЦГЗК» є визначення в процесі збагачення оптимальних режимів поєднання різновидів руд з різних сировинних баз.

З метою визначення якісних показників об'єднаного концентрату при переробці руд кар'єрів і шахти імені Колачевського на ПРАТ «ЦГЗК» проводяться технологічні експерименти. При виконанні досліджень завданням експериментів є визначення технологічних показників роботи секцій при переробці шихти руд шахти імені Колачевського в діапазоні зміни показника продуктивності по рудному промпродукту на головну мельницю.

Для проведення випробувань визначаємо потужності технологічних секцій збагачувальної фабрики і окремої лінії фільтрації в умовах відділення, зневоднення та усереднення концентрату.

Завантаження бункерів секцій підтримуємо на рівнях, що забезпечують стабільну роботу технологічної схеми секцій протягом не менше 6 годин при заданій величині показника продуктивності головних млинів по рудній шихті.

Опрацювання технологічної схеми в період проведення промислових випробувань проводиться працівниками відповідних структурних підрозділів комбінату, а саме:

- контрольні заміри та налаштування щільності режимів ведення технології збагачення з моменту подачі в процес рудної шихти, що підлягає іспитам, а також періодично – при зміні навантажень на головні млини, відповідно до вимог затвердженої технологічної інструкції «Виробництво концентрату залізородного агломераційного»;

- погодинний відбір проб вихідної рудної шихти, концентрату і хвостів секцій для контролю показників, що наведені в таблиці 2.1.

Показник «Продуктивність секції по руді» контролюється за допомогою онлайн вагів з веденням електронного журналу.

Дослідження проб на збагачуваність, визначення масової долі заліза загального і магнітного в продуктах, масових долей класу в продуктах і мінералогічно-петрографічні дослідження здійснюються в рудовипробувальній лабораторії ПРАТ «ЦГЗК»

з таблиця 2.1 – Перелік контрольованих показників та продуктів що досліджуються у процесі проведення промислових випробувань зі збагачення руди шахти імені Колачевського у різних шихтах

№	Найменування контрольованого параметру/показника	Періодичність контролю	Місце відбору проб
1	Продуктивність секції по вхідній рудній шихті, (тон/годину)	постійно	-
2	Масова доля заліза загального і магнітного в вхідній рудній шихті, (%)	щогодинно	Жолоб зливу класификаторів 1 ст. класифікації
3	Масова доля класу +20мм, (%)	щогодинно	Перепад руди з горизонтального на похилий конвеєр подачі живлення в млини I стадії подрібнення
4	Дослідження на збагачуваність, мінералогічно-петрографічні дослідження вхідної руди секції		
5	Масова доля заліза загального, масова доля класу -0,056мм в концентраті секції, (%)	щогодинно	Концентраційний жолоб сепараторів IV стадії 2 приєма секції
6	Мінералогічно-петрографічні дослідження концентрату секції		

Схема підготовки технологічних проб продуктів для проведення досліджень наведена в рисунку 2.1

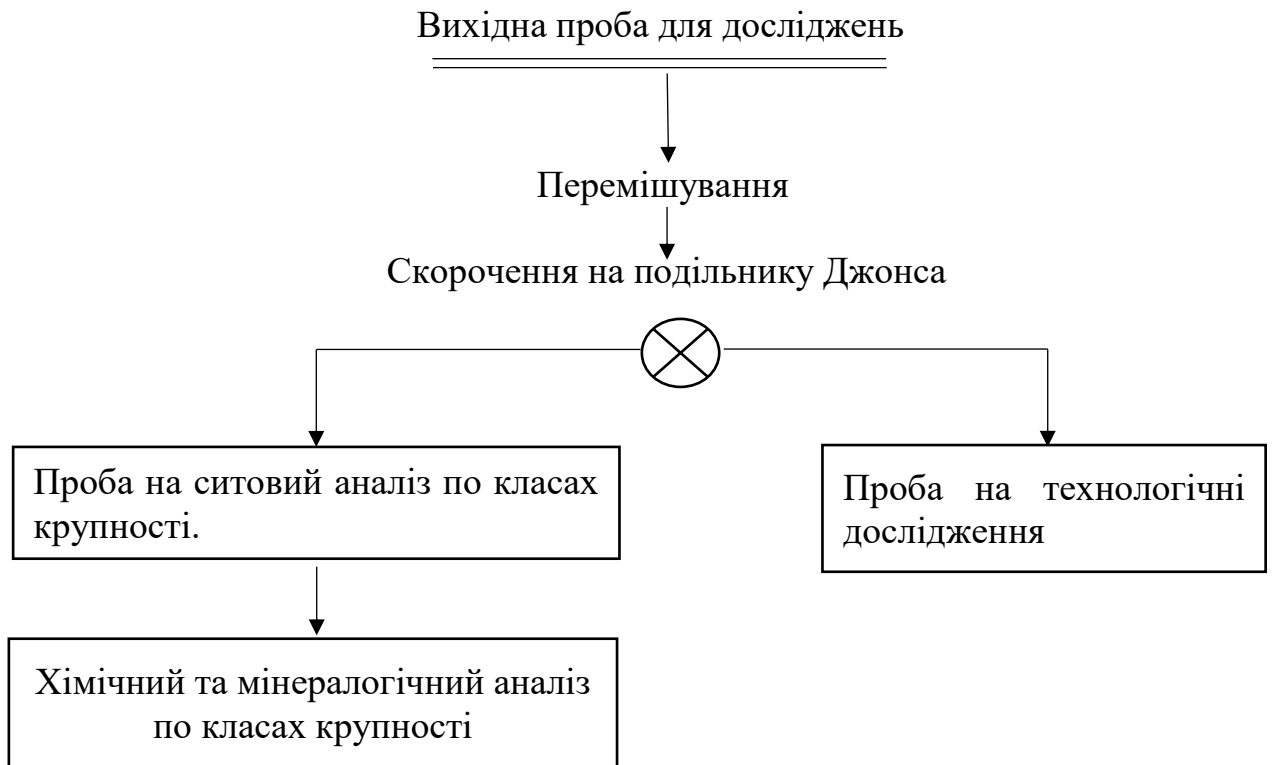


Рисунок 2.1 – Схема підготовки технологічної проби для проведення досліджень

Визначення технологічних і фізико-хімічних властивостей продуктів поділу, проводяться за ДСТУ 3195-2015 «Методи відбору проб» [8], ДСТУ 3196-2015 «Методи готування проб» [9], ГОСТ 23581.18-2008 «Метод визначення заліза (загального)» [16], ДСТУ 8811.1:2018. Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Метод визначення загального заліза ДСТУ 3210-95 «Визначення гранулометричної характеристики методом ситового аналізу» [12].

Мінеральний склад матеріалу вихідних проб і продуктів технологічних експериментів вивчався мікроскопічно за допомогою тринокулярного поляризаційного мікроскопу типу IS.1053 (рис. 2.2).



Рисунок 2.2 - Тринокулярний поляризаційний мікроскоп типу IS.1053

2.2. Характеристика руд шахти імені Колачевського.

2.2.1. Загальні характеристики руди шахти імені Колачевського.

У межах поля шахти імені Колачевського об'єктом вивчення є поклад «Південний-Магнетитовий», у верхній частині якого у поверхах 237-607 м розміщений виробничо-промисловий блок з якого ведеться видобуток і відвантаження магнетитових кварцитів.

По простяганню поклад обмежений з півдня діабазовою дайкою, з півночі природним контуром поширення магнетитових кварцитів (мінімальна потужність 10 м), що на рівні горизонту 1050 м (нижня межа підрахунку балансових запасів) приблизно відповідає маркшейдерській осі +60к. При, переважно, північно-східному простяганні покладу, його азимуту змінюються від 0 до 35° (середній 20-25°).

Падіння покладу узгоджене з вміщуючими породами – північно-західне під кутом 50-65° (середній 55°). Поклад складений магнетитовими кварцитами шостого та п'ятого залізистих горизонтів, що утворюють спільне рудне тіло у північній його частині. На північ від ±0к маркшейдерської осі він розділяється на два рудних тіла, внаслідок появи у розрізах 10-22 метрової товщі малорудного шостого сланцевого горизонту. Включені, в окремих випадках, у промисловий контур покладу некондиційні по якості неокислені кварцити цього горизонту, мають нормальну потужність до 10 м та складають усього 0,5% від загальної сумарної потужності покладу.

Контакти рудних тіл з вміщуючими їх залізистими кварцитами, як правило, розмиті, переходи до малорудних неокислених кварцитів поступові, до окислених різновидів нерідко через зону напівокислених кварцитів (які в залежності від ступеня окислення можуть бути і кондиційними), але спостерігаються і різкі переходи від неокислених до окислених кварцитів. Тому, єдиним критерієм при визначенні меж кондиційних руд слугують результати хімічного опробування. При експлуатаційних роботах застосовується і геофізичне дослідження.

У відповідності з затвердженими ЦКЗ МЧМ СРСР кондиціями рудні тіла магнетитових кварцитів оконтурені при бортовому вмісті заліза магнетитового 16% та мінімальній потужності 10 м.

Поклад «Південний-Магнетитовий» має стовповидну форму та представляє собою останець неокислених кварцитів у зоні розвитку лінійної кори вивітрювання товщі шостого та п'ятого залізистих горизонтів.

Рудні тіла виявлені на горизонті 237 м – шостого, та на горизонті 327 м – п'ятого залізистих горизонтів у вигляді невеликих лінзоподібних тіл, розміри яких з глибиною значно збільшуються.

Довжина покладу змінюється від 110 м на горизонті 237 м до 1052 м на горизонті 1500 м, у межах підрахунку балансових запасів – від 880 до 1036 м на горизонтах 447 м та 1050 м відповідно.

Середня потужність рудних тіл шостого та п'ятого залізистих горизонтів (як нормальна, так і горизонтальна) по падінню закономірно збільшується від 117-136 м на горизонті 447 м до 320-363 м на горизонті 1500 м. Природним наслідком цієї тенденції є збільшення рудної площі з глибиною від 135252 м² на горизонті 447 м до 389400 м² на горизонті 1500 м.

По простяганню потужність покладу також нестійка і має тенденцію до збільшення від флангів до центру.

Максимальні значення середньої потужності (нормальної та горизонтальної) спостерігаються: у мінус 55к та мінус 45к осях – 180-238 м; і 169-208 м, максимальне – у ± 0 к та мінус 26к осях – 361-439 м і 338-449 м відповідно.

Морфологію рудних тіл магнетитових кварцитів визначають: характер розвитку, глибина та інтенсивність гіпергенних змін, речовинний склад та структурні особливості товщ, що вміщують продуктивні горизонти. Найбільш складні контури мають приторцеві частини покладу, що пов'язано з надзвичайно хвилястою конфігурацією зони окислення. Наслідком таких складних контурів, у приповерхневій частині розрізів, є декілька розрізнених між собою рудних тіл (на горизонтах: 327м – 4, 387м – 6, 447м – 8), які потім об'єднуються при заглибленні.

До рівня горизонту 607 м загальна частка включень окислених кварцитів у контурі покладу складає 30-60% (потужність від 6 до 60 м). Нижче, зі згасанням гіпергенних процесів, морфологія рудних тіл дещо спрощується. Вклинення малорудних кварцитів поодинокі та відмічені тільки у південній частині покладу (мінус 55к – мінус 38к) до глибини 850 м. У центральній та північній його частині окислені кварцити, у вигляді вузької смуги, обрамляють поклад з висячого боку у напрямку граничної глибини підрахунку запасів. На межі з полем розвитку багатих залізних руд потужність окислених кварцитів різко збільшується. З глибиною внутрішня структура покладу, у більшості випадків, визначається присутністю у її контурах слабозруднених та пустих порід, які мають тяжіння до висячого боку рудного тіла шостого залізистого горизонту.

У межах покладу встановлено 50 некондиційних по якості прошарків (по 20 свердловинах) і тільки один із них приурочений до рудного тіла п'ятого залізного горизонту. Потужність прошарків змінюється від 0,5 до 11,38 м. Поширені вони майже рівномірно по усьому простяганню, але максимальна їх кількість спостерігається у мінус 20к маркшейдерської осі, де констатується роздуб сьомого сланцевого горизонту. Загальна частка їх у контурі підрахунку балансових запасів покладу складає 3,1%.

Ускладнення внутрішнього контуру покладу, нижче горизонту 607 м, пов'язане з присутністю у його межах некондиційних прошарків потужністю більше 10 м. Таких прошарків, що розривають суцільність рудних контурів, налічують дев'ять і приурочені вони до південної частини покладу (у межах мінус 38к – ± 0 к маркшейдерських осей) та мають нормальну потужність від 11 до 18 м. Некондиційні прошарки, по простяганню та падінню, утворюють малопотужні розрізнені лінзоподібні тіла.

Магнетитові кварцити першого та другого залізистих горизонтів

Перший та другий залізисті горизонти у межах поля шахти імені Колачевського поширені з півдня тільки до +26к маркшейдерської осі, на півночі вони зрізані Східним насувом.

Верхня частина горизонтів, на всьому простяганні, окислена, у результаті розвитку площинної та лінійної кори вивітрювання, глибина якої збільшується у меридіональному напрямку від 270 до 900 м у першому залізистому горизонті та від 590 до 700 м – у другому. Морфологія зони окислення відносно складна через її кишеньоподібні вклинювання у товщу порід горизонтів.

Неокислені кварцити обох горизонтів, що оконтурені при бортовому вмісті заліза магнетитового 16% та мінімальній промисловій потужності 10 м, представлені рудними тілами пластоподібної форми з південно-західним падінням під кутом 50-70°. Рудні тіла невитримані по простяганню, азимут якого змінюється від 355 до 35° внаслідок великого флексурного перегину пластів на півдні.

Рудне тіло магнетитових кварцитів першого залізистого горизонту обмежене на півдні діабазовою дайкою, на півночі – контуром природного поширення. По підняттю рудне тіло, між горизонтами 267м та 327м, виклинюється, по падінню – просліджується на глибину до 1250 м, нижче – контур його екстрапольований. З глибиною довжина поступово збільшується (від 226 на гор.327м до 486 м на гор.900 м), нижче протяжність його обмежується появою у мінус 20к осі некондиційних малорудних кварцитів на рівні горизонту 1500 м і складає 282 м. Середня потужність рудного тіла

(нормальна та горизонтальна) до глибини 1050 м складає 28 м та 15 м відповідно – нижче, стабільна і характерна для усього простягання. Контактуює рудне тіло або з малопотужною некондиційною за якістю оторочкою, складеною магнетит-силікатними кварцитами, характер взаємних переходів у цьому випадку поступовий, або безпосередньо зі сланцевими горизонтами, нерідко через розривну тектоніку.

Рудне тіло магнетитових кварцитів другого залізного горизонту розповсюджене обмежено та простежується по простягання тільки у межах мінус 38 – мінус 20к маркшейдерських осей. Верхній контур знаходиться на глибині 550 м від поверхні, нижній – зустрічається на глибині 1260 м та екстрапольований до рівня горизонту 1500 м. З глибиною довжина тіла збільшується та досягає максимального значення на горизонті 900 м – 302 м, мінімальна величина на горизонті 607 м – 108 м. Потужність рудного тіла витримана по простягання та падінню, і складає у середньому 14 м. Вміщуючими породами є малорудні неокислені кварцити або сланці біотит-хлоритового, слюдяного складу третього-п'ятого та другого сланцевих горизонтів. Морфологія рудних тіл горизонтів відносно проста, характерним для неї є відсутність у внутрішньому контурі некондиційних за якістю прошарків.

Окислені кварцити

У межах родовища, крім магнетитових кварцитів шостого, п'ятого, другого та першого залізистих горизонтів, промисловий інтерес викликають окислені кварцити перелічених горизонтів, які спільно з ними залягають.

Окислені кварцити, що оконтурені при бортовому вмісті заліза загального 28% та мінімальній потужності 10 м, представлені пластоподібними тілами великої протяжності. Обмежені зверху глибиною осадочного чохла, знизу – крайньою глибиною розповсюдження зони окислення.

Основні запаси окислених кварцитів зосереджені по всьому простяганні до глибини 327-447 м, нижче – більша їх частина приурочена до висячого боку шостого залізного горизонту у межах маркшейдерських осей ± 0 к - +60к. У центральній частині рудні тіла шостого та п'ятого залізистих горизонтів відокремлені одне від одного некондиційними малорудними кварцитами шостого сланцевого горизонту.

Потужності покладів окислених кварцитів знаходяться у прямій залежності від потужності вміщуючих їх горизонтів.

Внутрішня структура покладу окислених кварцитів порівняно проста. Некондиційні за якістю прошарки спостерігаються у приповерхневій частині

розрізу мінус 20к осі, їх потужність 11-52 м. У інших розвідувальних профілях суцільність рудного контуру порушена внаслідок присутності в них дрібних лінзоподібних останців магнетитових кварцитів та появою у північних розрізах покладів багатих руд, які частково відпрацьовані.

Кондиційні окислені кварцити першого залізного горизонту до ± 0 к маркшейдерської осі залягають у вигляді «надбудови» над рудним тілом магнетитових кварцитів, північніше повністю складають горизонт до меж його розповсюдження. Морфологія рудного тіла відносно проста, потужність витримана та змінюється у межах 10-45 м, що у середньому складає 26 м.

Кондиційні окислені та неокислені кварцити сьомого залізного та сланцевого горизонтів

Крім основних корисних копалин південної частини родовища потенційною сировиною для відпрацювання відкритим способом, на перспективу, можуть бути окислені, та в меншій мірі, неокислені кварцити сьомих залізного та сланцевого горизонтів, що оцінюються до глибини 500 м за єдиними, затвердженими для продуктивних горизонтів, кондиціями.

Рудні тіла окислених кварцитів зосереджені, головним чином, у сьомому залізистому горизонті та частіше приурочені до центральної його частини. Їх кількість зростає від 2-3 у північних розрізах до 7 у південних, при цьому потужності варіюють у межах 10-60 м без яких-небудь закономірностей. Такою ж потужністю рудні тіла виділяються і у сьомому сланцевому горизонті, але тільки у ± 0 к - 26к маркшейдерських осях, з півночі та з півдня їх облямовують некондиційні кварцити.

Кондиційні пачки окислених кварцитів часто виклинюються як по падінню, або підняттю, так і по простяганню, у зв'язку з чим просторове погодження їх між собою не завжди можливе.

Кондиційні неокислені кварцити виділяються тільки у сьомому залізистому горизонті (у межах від мінус 20к до +26к м.о.) у вигляді двох відокремлених пачок потужністю 24-32 м.

2.2.2. Речовий склад і якісні характеристики руди шахти імені Колачевського

Рудні тіла неокислених кварцитів шостого та п'ятого залізистих горизонтів, які складають поклад «Південний-Магнетитовий», представлені двома основними типами: силікат-магнетитовим та магнетитовим, частка

яких, в його мінеральному складі приблизно однакова (52 та 43% відповідно). Обидва мінералогічних типа не підлягають селективній виїмці та представляють собою один технологічний сорт, тому нижче наводиться їх загальний хімічний склад з розділенням тільки за стратиграфічними горизонтами (таблиця 2.2).

Таблиця 2.2 – Хімічний склад магнетитових кварцитів шостого та п'ятого залізистих горизонтів

Найменування компонентів	Стратиграфічний горизонт	
	Sx^{6f}	Sx^{5f}
	Вміст компонентів, %	
Fe _{заг}	35,80	38,20
Fe _{магн}	27,25	30,14
FeO	16,05	17,60
Fe ₂ O ₃	33,15	34,86
P ₂ O ₅	0,08	0,08
SO ₃	0,23	0,29
Al ₂ O ₃	0,46	0,38
SiO ₂	41,25	38,49
CO ₂	3,50	3,16
CaO	1,48	1,66
MgO	2,01	2,27
Na ₂ O	0,39	0,28
K ₂ O	0,59	0,25
TiO ₂	0,025	0,023
в.п.п.	3,88	3,85
Сума оксидів	99,215	99,343

Магнетитові кварцити поширені, переважно, у центральній частині рудних тіл обох горизонтів, в меншій мірі в лежачому боці шостого залізистого горизонту.

Силікат-магнетитові кварцити, як правило, складають висячий бік рудних тіл або замінюють магнетитові в нижній частині залізистих горизонтів.

Основними компонентами, які характеризують якість корисних копалин, є залізо загальне (Fe_{заг}), та залізо пов'язане з магнетитом (Fe_{магн}).

Вміст Fe_{заг} в неокислених залізистих кварцитах шостого залізистого горизонту змінюється від 34,35% до 41,40%, а Fe_{магн} – від 16,1 до 36,0%. Вміст Fe_{заг} в неокислених залізистих кварцитах п'ятого залізистого горизонту

змінюється від 31,62% до 42,81%, а $Fe_{\text{магн}}$ – від 17,4 до 33,39%. Якої-небудь закономірності у зміні вмісту заліза в неокислених залізистих кварцитах покладу «Південний-Магнетитовий», як за простяганням, так і за падінням не спостерігається. Пік вмісту заліза магнетитового на горизонті 607 метра, пояснюється тим, що розвідувальні свердловини, які увійшли до підрахунку якості, пересікли більш багаті центральні ділянки покладу.

Шкідливі домішки у межах покладу пов'язані виключно з акцесорними мінералами: фосфор – з апатитом, у вигляді розсіяних зерен, які присутні у кварцових прошарках; сірка – з піритом, який зустрічається у вигляді ідіоморфних кристалів або плямистих накопичень в основній масі породи, а також виповнюють тріщини окремоті або сколу. Розподіл шкідливих домішок у рудних тілах обох горизонтів по простяганням наведені у таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Розподіл фосфору та сірки магнетитових кварцитів за простяганням

Маркшейдерська вісь	Вміст P, %			Вміст S, %		
	sx^{6f}	sx^{5f}	Разом	sx^{6f}	sx^{5f}	Разом
-55к	0,035	0,039	0,036	0,047	0,064	0,049
-38к	0,034	0,035	0,034	0,046	0,084	0,054
-20к	0,037	0,032	0,035	0,126	0,256	0,141
± 0к	0,038	0,037	0,038	0,097	0,143	0,108
+26к	0,040	0,037	0,039	0,106	0,073	0,095
+45к	0,039	0,036	0,038	0,039	0,031	0,035
Усього	0,037	0,036	0,037	0,091	0,116	0,095

Аналіз таблиці 2.3 показує, що середній вміст фосфору та сірки по усьому покладу не перевищує гранично допустимих значень (0,3%).

До шкідливих домішок відносяться цинк, свинець та мідь, вміст яких в магнетитових кварцитах обох горизонтів незначний та наведений у таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Вміст шкідливих домішок магнетитових кварцитів

Хімічний елемент	sx^{6f}			sx^{5f}		
	Вміст, %					
	min	max	середнє	min	max	Середнє
Цинк	0,002	0,005	0,002	0,002	0,01	0,002...0,003
Свинець	0,0001	0,0015	0,0002...0,0003	0,0001	0,005	0,0002...0,0005
Мідь	0,0001	0,002	0,0005...0,0007	0,0001	0,007	0,0005...0,001

Ці елементи, в основному, пов'язані зі сфалеритом, а також частково концентруються в залізистих силікатах (біотитах, амфіболах, хлоритах).

Вміст легуючих домішок магнетитових кварцитів наведено у таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Вміст легуючих домішок магнетитових кварцитів

Хімічний елемент	sx ^{6f}			sx ^{5f}		
	Вміст, %					
	min	max	середнє	min	max	Середнє
Ванадій	0,0001	0,001	0,0002...0,0003	0,0001	0,0015	0,0002
Кобальт	0,0001	0,0007	0,0001	0,0001	0,0001	0,0001
Марганець	0,01	0,15	0,05...0,07	0,02	0,2	0,05...0,08
Нікель	0,0001	0,0015	0,0003	0,0001	0,002	0,0002...0,0004
Хром	0,0001	0,0015	0,0005...0,0007	0,0001	0,0015	0,0005
Титан	0,002	0,02	0,005...0,007	0,001	0,01	0,005

Присутність кобальту та нікелю пов'язана, переважно, з піритом. Ванадій, марганець, титан та хром є елементами-домішками в самому магнетиті.

Шлакоутворюючі компоненти поширені по усьому покладу відносно рівномірно. Їх середній вміст в магнетитових кварцитах наведений у таблиці 2.6.

Мінеральний склад залізистих кварцитів, в основному, не має ніяких закономірних змін ні в належності до стратиграфічних горизонтів, ні від глибинного положення горизонту, ні від належності до того, чи іншого мінералогічного різновиду.

Таблиця 2.6 – Середній вміст шлакоутворюючих компонентів

Маркшейдерська вісь	Компоненти							
	CaO		MgO		SiO ₂		Al ₂ O ₃	
	sx ^{6f}	sx ^{5f}	sx ^{6f}	sx ^{5f}	sx ^{6f}	sx ^{5f}	sx ^{6f}	sx ^{5f}
Вміст, %								
-55к	1,63	1,64	2,13	1,91	42,65	37,76	0,55	0,43
-38к	1,23	1,64	1,74	2,14	41,26	38,89	0,53	0,60
-20к	1,57	2,02	2,37	2,75	42,46	38,78	0,40	0,30
± 0к	1,48	1,86	2,04	2,56	41,70	40,31	0,52	0,41
+26к	1,61	1,70	1,79	2,19	39,96	37,87	0,45	0,37
+45к	0,19	1,70	0,79	2,08	39,62	37,41	0,37	0,25

У таблиці 2.7 наведений мінеральний склад, загальний для усіх різновидів, окремо для кожного стратиграфічного горизонту.

Таблиця 2.7 – Мінеральний склад неокислених залізистих кварцитів шостого та п'ятого залізистих горизонтів

Найменування мінералів	Стратиграфічний горизонт	
	sx ^{6f}	sx ^{5f}
	Вміст мінералів, %	
Магнетит	37,6	41,6
Гематит	6,5	5,8
Кварц	37,1	33,0
Залізисті силікати	10,1	12,0
Залізисті карбонати	3,1	1,9
Неокислені карбонати	4,8	5,2
Апатит	0,2	0,2
Разом	99,4	99,7

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 2

У розділі сформована програма та описана методика виконання досліджень. За програмою передбачено проведення хімічного, мінералогічного, гранулометричного аналізів продуктів збагачення і вхідного матеріалу. Визначення технологічних і фізико-хімічних властивостей продуктів поділу, проводяться за державними стандартами.

Мінеральний склад матеріалу вихідних проб і продуктів технологічних експериментів вивчається мікроскопічно за допомогою тринокулярного поляризаційного мікроскопу типу IS.1053

На ПРАТ «ЦГЗК» руда шахти імені Колачевського переробляється в поєднанні з рудами кар'єрів. З метою вивчення технологічних властивостей руди визначена можливість розділення рудопотоків для окремого збагачення руди шахти імені Колачевського в окремих секціях.

В межах видобутку залежі руди шахти імені Колачевського відмічаються некондиційні включення, в той же час обмеження підземного видобутку, параметри системи розробки родовища не дозволяють вести видобуток селективно і залишати некондиційні прошарки в недрах.

Враховуючи проєктну засміченість вихідної рудної шихти шахти імені Колачевського з метою зниження собівартості перробки в подальшій роботі доцільно розглянути запровадження комплексу крупнокускової магнітної рудоразборки в межах шахти імені Колачевського

РОЗДІЛ 3 Теоретичне обґрунтування процесу сухої магнітної сепарації.

Магнітний метод збагачення корисної копалини ґрунтується на

використанні відмінностей у магнітних властивостях компонентів руди або матеріалу, що розділяються. Магнітне збагачення здійснюється в магнітних сепараторах, характерною особливістю яких є наявність у їх робочій зоні магнітного поля.[17]

Теоретичне обґрунтування крупнокускової сухої магнітної сепарації магнетитових кварцитів базується на кількох ключових аспектах:

1. Магнітні властивості руди: Магнетитові кварцити містять магнітні мінерали, які можуть бути відокремлені від немагнітної породи за допомогою магнітного поля. Це дозволяє використовувати магнітну сепарацію для попереднього збагачення руди.
2. Розмір часток: Ефективність магнітної сепарації залежить від розміру часток. «Дослідження показують, що крупнокускова руда може бути ефективно оброблена за допомогою сухої магнітної сепарації, що дозволяє знизити втрати заліза з хвостами.»
3. Індукція магнітного поля: «Збільшення індукції магнітного поля барабанних сепараторів дозволяє застосовувати схему сухого магнітного збагачення без попередньої класифікації дрібнодробленої руди. Це призводить до зниження масової долі заліза в немагнітному продукті.»
4. Текстура руди: «Магнетитові кварцити мають переважно вкраплену і рівномірну текстуру, що сприяє ефективному розкриттю рудних і нерудних мінералів при дробленні і подальшій сепарації.»[18]

Всі відомі у сучасній науці мінерали враховуючи їх магнітні властивості можна поєднати на три великих групи:

– сильномагнітні, або феромагнітні, які вилучаються на магнітних сепараторах зі слабким магнітним полем напруженістю до 95-140 кА/м. Це мінерали з питомою магнітною сприйнятливістю речовини $\chi > 3,8 \cdot 10^{-5}$ м³/кг, у тому числі магнетит, маггеміт, франклініт та піротин;

– слабомагнітні, які вилучаються на магнітних сепараторах із сильним магнітним полем напруженістю від 800 до 1 600 кА/м. Це група мінералів, що включає парамагнітні мінерали з питомою магнітною сприйнятливістю в межах від $\chi = 7,5 \cdot 10^{-6}$ до $\chi = 1,26 \cdot 10^{-7}$ м³/кг, у тому числі оксиди, гідроксиди, карбонати заліза і марганцю, вольфраму та інші;

– немагнітні, які не вилучаються методом магнітного збагачення. Це парамагнітні мінерали, що володіють магнітною сприйнятливістю $\chi < 1,26 \cdot 10^{-7}$ м³/кг і діамагнітні мінерали ($\chi < 0$).»[19]

Магнітна сприйнятливість деяких мінералів по трьох умовних групах наведена в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – магнітна сприйнятливість деяких мінералів

Мінерал	Хімічна формула	Питома магнітна сприйнятливість $10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$
<i>Сильномагнітні</i>		
Магнетит	$\text{Fe}_3\text{O}_4; (\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3)$	6 300-12 000
Магнетит	$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$	5 000-6 000
Титаномангнетит	$\text{Fe}(\text{Fe}^{3+}\text{Ti})_2\text{O}_4$	3 000-4 000
Піротин	$\text{Fe}_{1-x}\text{S} (x = 0 \div 0,2)$	63-570
Мартит	Fe_2O_3	70-90
<i>Слабوماгнітні</i>		
Гематит	Fe_2O_3	20-30
Лимоніт	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	2-3
Сидерит	FeCO_3	6-7
Ільменіт	$(\text{Mg}, \text{Fe})\text{TiO}_3$	14-34
Манганіт	$\text{MnO}_2 \cdot \text{Mn}(\text{OH})_2$	до 6,3
Піролюзит	MnO_2	до 4
Вольфраміт	$(\text{Fe}, \text{Mn}) \text{WO}_4$	8-12
Доломіт	$\text{CaMg} (\text{CO}_3)_2$	до 3,4
<i>Немагнітні</i>		
Кварц	SiO_2	-0,025
Польовий шпат	$(\text{Na}, \text{K}, \text{Ca}) [\text{AlSi}_3\text{O}_8]$	0,630
Апатит	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F}, \text{OH}, \text{Cl})$	0,126
Пірит	FeS_2	0,126
Рутил	TiO_2	0,250

Для характеристики магнітних властивостей мінералів використовують магнітну сприйнятливість, що виражає здатність тіл або речовин до намагнічення. Магнітна сприйнятливість, що відноситься до здатності намагнічення якого-небудь тіла, називається об'ємною магнітною сприйнятливістю тіла.

Об'ємна магнітна сприйнятливість визначається як відношення інтенсивності намагніченості J до напруженості H зовнішнього поля, що намагнічує:

$$\alpha = \frac{J}{H}. \quad (3.1)$$

Її можна розглядати, як магнітний момент одиниці об'єму тіла (1 м^3), що виникає при його намагніченні в полі напруженістю 1 А/м .

Питому магнітну сприйнятливість речовини і тіла χ ($\text{м}^3/\text{кг}$) визначають, розділивши об'ємну сприйнятливість на густину δ ($\text{кг}/\text{м}^3$) речовини: $\chi = \frac{?}{\delta}$.

За питомою магнітною сприйнятливістю всі речовини розділяються на парамагнітні (магнітні), у яких $\chi > 0$, і діамагнітні, у яких $\chi < 0$. Магнітна сприйнятливість тіла і речовини зв'язані між собою математичною залежністю:

$$\chi = \frac{\alpha_v}{(1 + N\alpha_v)}, \quad (3.2)$$

де α_v – об'ємна магнітна сприйнятливість речовини ($\alpha_v = J/H_v$, H_v – внутрішнє магнітне поле речовини); N – коефіцієнт розмагнічування, який залежить від співвідношення розмірів тіла.

Для успішного розділення суміші зерен за їх магнітними властивостями необхідно, щоб співвідношення їх питомих магнітних сприйнятливостей було не менше 2:1, оскільки в іншому випадку магнітні сили, що діють на частинки різних мінералів, будуть майже однаковими. [19]

Виходячи з існуючої практики, відпрацювання родовищ залізної руди проводиться з роздільним підйомом підірваної гірської маси рудних і нерудних тіл. Однак, навіть при такій виїмці гірської маси в контактних зонах руди та породи має місце значне перемішування підірваної гірничої маси і, як наслідок, засмічення руди.

Гірська маса зі зниженим вмістом магнітної руди складається у відвалах, а витрати на її видобуток, транспортування та складування відносяться на переробку кондиційної руди, збільшуючи її собівартість. Крім того, з засміченою гірською масою втрачається значна кількість руди з кондиційним вмістом магнітного заліза.

Одночасно у переробку на збагачувальні фабрики надходить руда, що містить вміщуючі породи із зони контактів рудних тіл з породою, що не тільки підвищує необхідний обсяг перевезення руди на збагачувальні фабрики, обсяги переробки переділів рудопідготовки та збагачення, а й збільшує утворення породних шлаків та погіршує. Збільшується також обсяг хвостів збагачення, що надходять у хвостосховище.

У ситуації, що склалася для зниження негативного впливу цих факторів, як правило, застосовується підвищення бортового вмісту магнітного заліза з утворенням позабалансових запасів руд з масовою часткою магнітного заліза 17-14%, що веде до значних втрат заліза при розробці родовищ.

Ці тенденції визначають актуальність застосування технологій механізованої магнітної рудорозборки гірничої маси із зон контактів рудних тіл з породою із застосуванням сухої магнітної сепарації (що забезпечує покусковий поділ гірничої маси на руду і породу) до відвантаження руди з шахти з подальшим транспортуванням на збагачувальну фабрику.

Сепарація великокускової руди (понад 50мм) до 90-х років минулого століття не здійснювалася через відсутність необхідного обладнання. Магнітні сепаратори, що застосовуються, для збагачення середньо- і дрібнодробленої руди (менше 50мм) не можуть бути використані для збагачення

великокускової руди через невідповідність магнітних і відцентрових сил барабанів сепараторів крупності шматків перероблюваної руди. Створення сепараторів нового покоління стало можливим після появи постійних ніодим-залізо-барієвих магнітів з інтенсивністю магнітного поля 2500Гс та вище.

Пекінський центральний науково-дослідний інститут з гірничої справи та металургії (Китай) є комплексним науково-дослідним центром у галузі видобутку руди, збагачення, металургії, технології та розробки обладнання.

Інститут є науково-технічним підприємством, що працює під прямим керівництвом центрального уряду КНР.

Пекінський центральний науково-дослідний інститут з гірничої справи та металургії є також провідним підприємством у галузі виробництва магнітних матеріалів та магнітних сепараторів.

В даний час інститутом розроблено, виготовлено та введено в експлуатацію понад 20 типорозмірів магнітних сепараторів різного призначення.

Технічна характеристика найбільших сепараторів для сухої магнітної сепарації, які застосовуються на гірничо-збагачувальних підприємствах Китаю та інших країн, наведена в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Технічна характеристика сепараторів для переробки великокускових руд типу СТ

Основні параметри	Типорозміри	
	СТ-1016	СТ-1416
Діаметр барабана, мм	1000	1400
Довжина барабана, мм	1600	1600
Магнітна індукція на поверхні барабана, Гс	1800-4000	3000-5000
Крупність живлення, мм	100-300	до 400
Продуктивність, тон/годину	150-200	200-350
Маса сепаратора, тон	5,2	9,8

Використання сепаратора типу СТ-1416 у гірничо-металургійній компанії «Ручжун» (Китай) дозволило підвищити вміст заліза магнітного у руді на 3%, вихід немагнітного продукту становить 11,5%, вміст у ньому вміст заліза магнітного - 11,18%.

Обсяг переробки руди для підприємства становить 4млн. т на рік, економічна ефективність запровадження сепараторів понад 750 тис. доларів США на рік.

На сьогоднішній день (за даними фахівців КНР) виготовлено понад 10 тис. одиниць такого обладнання. На рисунку 3.1. наведено зразок застосування крупнокускового магнітного сепаратора на збагачувальному комбінаті в Монголії.



Рисунок 3.1- Вузол крупної магнітної рудорозборги у Монголії (сепаратор Китайського виробництва)

В даний час роботи з розробки обладнання для збагачення сильно-і слабо-магнітних руд різною крупністю до 400мм з використанням магнітних систем різної інтенсивності в даний час також ряд зарубіжних виробників - Metso Minerals, SGM Magnetics.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 3

Аналіз теоретичних аспектів та досвіду застосування сухої магнітної сепарації крупнодробленої руди на діючих підприємствах і стендові випробування руд різних родовищ дозволяє зробити висновок про перспективність впровадження цієї технології при переробці залізних руд. При цьому слід зазначити той факт, що технологічні показники магнітної сепарації крупнодробленої руди при переробці різних руд суттєво різняться. Підвищення вмісту магнітного заліза для різних руд коливається в діапазоні від 2 до 14%, вихід збагаченого продукту становить від 35 до 90%. Враховуючи це, для уточнення технологічних показників сухої магнітної сепарації для умов конкретного підприємства потрібне проведення випробувань проби руди на стенді сухої магнітної сепарації, при цьому проба руди повинна бути репрезентативною і відповідати тим рудам, які в подальшому будуть поставлятися на переробку і механізовану магнітну

рудорозбірку.

Реалізація нової технології механізованої магнітної рудорозбірки дозволить досягти низки позитивних ефектів при переробці руди:

-збільшити обсяг переробки руди за рахунок залучення до переробки некондиційних (забалансових) руд;

-знизити надходження некондиційної руди на переробку на збагачувальній фабриці, і, відповідно, зменшити (при збереженні обсягу випуску концентрату) потрібні обсяги подрібнення і збагачення, зменшити обсяг хвостів збагачення, що надходять у хвостосховище;

-знизити експлуатаційні витрати і собівартість переробки залізної руди за рахунок скорочення потрібних обсягів транспортування руди з рудника на збагачувальну фабрику і зниження обсягів переділів рудопідготовки і збагачення;

-попутно отримати з хвостів сухої магнітної сепарації фракції щебеню для використання в будівельній промисловості.

РОЗДІЛ 4 Результати технологічних досліджень.

4.1. Суха магнітна сепарація.

На базі ПРАТ «ЦГЗК» проведено випробування з сухої магнітної сепарації проб магнетитових руд шахти імені Колачевського. Випробування проведено на стендових сепараторах. Сепаратори є повномасштабними макетами промислових сепараторів. Діаметри барабанів, частота їх обертання, конструкції магнітних систем, індукції магнітного поля, питомі навантаження по руді у стендових сепараторів такі ж, як у промислових сепараторів. Основна відмінність стендових сепараторів від промислових полягає у ширині магнітних систем (вздовж осі барабана). У стендових сепараторів ширина магнітної системи становить:

- 400 мм у сепаратора для збагачення великодробленої руди;
- 200 мм у сепаратора для збагачення дрібно подрібненої руди.

В стендові сепаратори були встановлені магнітні системами, які забезпечують можливість відпрацьовувати параметри магнітного поля в інтервалі від 1500 до 5500 гаусів при різній конфігурації полюсів. Номенклатура сепараторів, можливості регулювання параметрів, що впливають на показники збагачення, збагачення магнетитової руди з розмірами шматків до 350 мм, можливістю збагачення гематитової руди крупністю до 10 мм є унікальними, їх комплекс не має аналогів в інших дослідницьких підприємствах.

Для проведення випробувань були надані наступні проби руди:

- дрібнодроблену руду залістистих кварцитів Глеюватського родовища масою 500 кг; згідно з паспортом масова частка заліза в руді становить 32-36% загального та 21-22% магнетитового;
- дрібнодроблену руду залістистих кварцитів шахти імені Колачевського у кількості 500 кг; згідно з паспортом масова частка заліза в руді становить 36-38% загального та 21,5-21,6% магнетитового;
- великодроблену руду (250 0 мм) шахти імені Колачевського у кількості 3380 кг; згідно з паспортом масова частка заліза в руді становить 37,6% загального та 22,3% магнетитового.

Проби були піддані сухій магнітній сепарації:

- дрібнодроблені руди на барабанному сепараторі у двох режимах, що відрізняються параметрами магнітного поля, подачею руди, частотою обертання барабана;
- великодроблена руда на барабанно-стрічковому сепараторі в режимі збагачення некласифікованої руди, який забезпечує виділення в хвості тільки безрудних і малорудних шматків крупністю до 250 мм.

Випробування проведені на навантаженнях, які забезпечують продуктивність промислових сепараторів:

- 350 т/год сепаратора для збагачення дрібнороздробленої руди;
- 250÷400 т/год сепаратора для збагачення великодробленої руди.

Результати стендових випробувань представлені у таблиці 4.1. Показники збагачення, наведені в таблиці, відносяться тільки до тих зразків руд, які утримувалися в відібраних для випробувань пробах.

Збагачення дрібнодроблених руд.

Необхідно звернути увагу на розподіл бідних продуктів, виділених з дрібно подрібнених руд на різних режимах збагачення. Кордон зони виділення хвостів і зони виділення промпродуктів знаходиться на стику зон хвостів і промпродукту 1. Зона виділення промпродукту 1 є зоною дії шибера-ділителя, який регулює поділ продуктів збагачення на хвости і магнітний промпродукт.

На всіх режимах обох типів руд у зону дії шибера-делителя, тобто. в зону промпродукту 1, надходить продуктів збагачення в 64 рази менше, ніж у зону хвостів. Це і визначає стабільність показників збагачення на високоінтенсивних сепараторах. Відхилення в положенні шибера-ділителя не є істотним фактором, який може вплинути на масову частку заліза магнетиту в хвостах.

Наведена вище аргументація показує, що високоінтенсивні сепаратори мають ознаки, які дозволяють забезпечити стійку технологічну ефективність при будь-яких коливаннях у складі рудної шихти. Ці ознаки внутрішньо властиві сепараторам, забезпечують їх принципову відмінність від сепараторів інших типів.

У конкретному випадку збагачення представлених проб - дрібнодроблену руду вдалося поділити на бідні хвости і сумарний магнітний продукт, в якому масова частка заліза магнетиту більша, ніж у вихідній руді на 3 3,5 % для руди Глеюватського родовища і на 2,2 - 2, 7% для руди шахти імені Колачевського

Таблиця 4.1 – Результати збагачення проб руд Глеюватського родовища та шахти імені Колачевського на стендових сепараторах

Походження руди	Режим роботи	Вихідна руда		Продукти збагачення															
		Клас руди (мм)	Масова доля		Магнітний продукт (МП)			Промпродукт (ПП2)			Промпродукт (ПП1)			Немагнітний, хвости			МП+ПП1+ПП2		
			Fe _{заг.} , %	Fe _{маг.} , %	Вихід, %	Fe _{заг.} , %	Fe _{маг.} , %	Вихід, %	Fe _{заг.} , %	Fe _{маг.} , %	Вихід, %	Fe _{заг.} , %	Fe _{маг.} , %	Вихід, %	Fe _{заг.} , %	Fe _{маг.} , %	Вихід, %	Fe _{заг.} , %	Fe _{маг.} , %
Глеюватське родовище	А	0-200	30,2	20,5	78,2	34,4	25,1	2,6	20,5	10,1	2,8	19,7	6,7	16,4	13,6	2,6	83,6	33,5	24,0
	Б		30,1	20,6	81,1	33,4	24,5	2,2	19,2	7,8	2,3	16,3	6,8	14,4	15,6	2,8	85,6	32,6	23,6
шахта імені Колачевського	А	0-200	38,6	22,6	80,7	40,9	26,6	3,2	31,7	9,7	3,1	31,3	7,3	13,0	27,6	4,3	87,0	40,2	25,3
	Б		38,6	23,3	84,7	40,4	26,6	2,4	30,7	8,2	2,4	29,5	5,9	10,5	27,6	4,4	89,5	39,9	25,5
шахта імені Колачевського		0-400	37,6	22,3	84,7	38,1	25,7							15,3	34,5	3,1			

4.2. Дослідження нової технологічної схеми збагачення руди шахти імені Колачевського в умовах ПРАТ «ЦГЗК».

З метою визначення оптимальних технологічних параметрів при збагаченні руди шахти імені Колачевського на збагачувальній фабриці ПРАТ «ЦГЗК» був проведений технологічний експеримент з визначення якісних показників об'єднаного концентрату марки А-0 при переробці руд кар'єрів та шахти.

Об'єкти дослідження виступає технологічна схема секцій №16-17 при переробці руди шахти імені Колачевського та секцій 8-15 при переробці руди з кар'єрів.

Руда шахти імені Колачевського окремим рудопотоком направлялася в бункера технологічних секцій №16-17 збагачувальної фабрики. При цьому на дробильній фабриці було забезпечено окреме її дроблення (всього 8560 тонн) і суха магнітна сепарація. Концентрат секцій №16-17 направлявся на знешламлювання через магнітний дешламатор МД-12 усереднення за допомогою перемішувача МП-3,5 №12 і фільтрування за допомогою вакуум-фільтрів ДОО-100 №31 і №32 або №21 і №22. Зневоднений концентрат через конвеєр направлявся на склад.

Рудна шихта з кар'єрів окремим рудопотоком направлялася в бункера технологічних секцій збагачувальної фабрики №8-15. При цьому на ДФ було забезпечено окреме її дроблення і суха магнітна сепарація. Концентрат секцій №8-15 направлявся на тонке грохочення Derrick разом з концентратом секції №18, обезшламлювання на магнітному дешламаторі МД-12 №31, усереднення на перемішувачі МП-3,5 №11 і фільтрування на вакуум-вільтрах КДФ-90 №41-43 і 51-53, а також вакуум-фільтрах ДОО-100 №45 і/або №54-55. Кількістю працюючих фільтрів типу КДФ-90 і типу ДОО-100 регулювався рівень перемішувача МП-3,5 №11 і забезпечувався перелив концентрату Derrick з перемішувача МП-3,5 №11 в перемішувач МП-3,5 №12. Зневоднений концентрат через конвеєр №6 і №68 направлявся на склад.

Кожні 2 години під час проведення експерименту контролювались параметри:

- продуктивність млинів (тонн в годину);
- вміст класу -0,056 мм (%);
- вміст Fe загального в концентраті (%).

Результати експерименту наведені в таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 - Статистичні показники роботи секцій №16-17 під час проведення технологічного експерименту з підвищення якості концентрату при переробці руди шахти імені Колачевського

Показники експерименту	Час відбору проб																				
	2:00	4:00	6:00	8:00	10:00	12:00	14:00	16:00	18:00	20:00	22:00	0:00	2:00	4:00	6:00	8:00	10:00	12:00	14:00	16:00	середнє
МЛИН 161 (т/годину)	67	73	71	72	63	72	72	71	71	71	71	69	69	70	70	70	71	71	75	77	70,8
МЛИН 171 (т/годину)	65	72	70	69	62	70	70	70	70	70	71	70	70	70	71	71	70	70	74	77	70,1
Вміст класу - 0,056 мм (%)	98,90	99,40	98,70	99,10	99,50	99,70	99,40	99,20	99,40	98,90	99,20	99,40	99,10	99,00	99,10	98,70	98,10	98,40	98,90	99,00	99,06
Fe заг в концентраті (%)	69,70	69,20	68,70	68,80	69,10	69,90	69,80	69,40	69,70	69,50	70,00	69,70	69,50	69,70	69,80	69,70	69,40	69,60	69,60	69,80	69,53

Середній показник навантаження на головні млини типу МШЦ-3,6х5,0 (42м³) під час проведення експерименту склав 71 т/год для секції №16 і 70 т/год для секції №17. При масовій частці класу -0,056 мм на рівні 99,0% у концентраті досягнута масова частка Fe загального 69,0%.

Одночасно з контролем параметрів було зроблено мінералого-петрографічний опис зразків концентрату. Перегляд здійснювався під поляризаційним мікроскопом для прохідного світла ПОЛАМ-213М. Фотографії зроблені при збільшенні 300х. Мінеральний склад всіх проб представлений:

- магнетит і рудні зростки;
- кварц;
- силікати;
- сульфіди (в незначній кількості);
- зростки нерудних компонентів з рудною складовою різного співвідношення (багаті, середні, бідні, нерудні)

Зразок 1 (рис. 4.1) - основна частина матеріалу зразка дрібна (менше 0,056 мм), але зустрічаються зерна кварцу до 0,085 мм, силікатів до 0,1 мм і магнетиту до 0,065 мм. Орієнтовний мінеральний склад, %:

- Магнетит – 89
- Кварц – 8
- Силікати – 2
- Сульфіди – 1
-

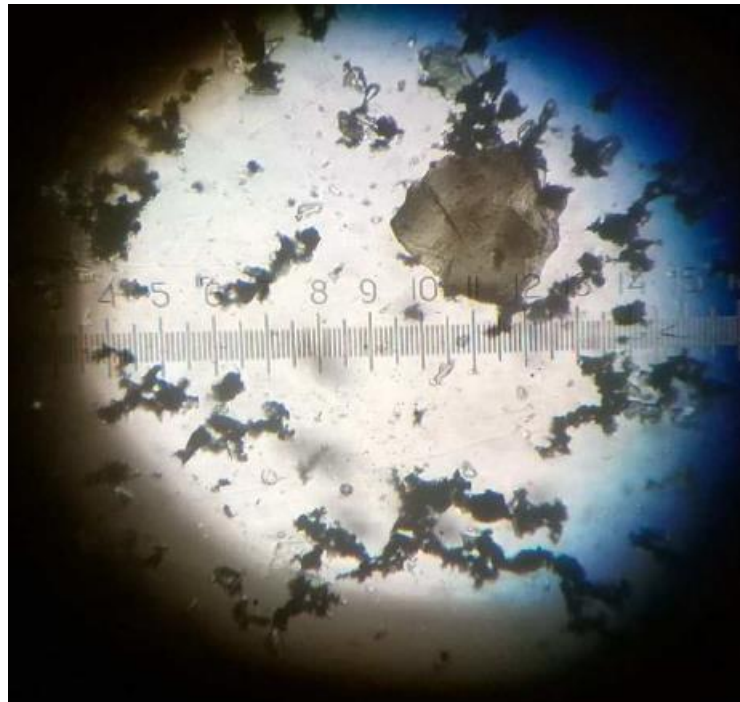


Рисунок 4.1 - Фото зразка 1.

Зразок 2 (рис.4.2) - переважна частина проби представлена зернами розміром менше 0,056 мм. Рідкісні зерна кварцу і силікатів розміром до 0,065 мм, а магнетиту до 0,095 мм. Орієнтовний мінеральний склад, %:

- Магнетит - 87
- Кварц - 8
- Силікати - 4
- Сульфіди - 1



Рисунок 4.2 - Фото зразка 2.

Зразок 3 (рис.4.3) - домінуюча частина даної проби розміром менше 0,056 мм. Деякі зерна магнетиту розміром до 0,095 мм, кварцу – 0,16 мм, а силікатів – 0,13 мм. Орієнтовний мінеральний склад, %:

- Магнетит – 88
- Кварц – 7
- Силікати – 5
- Сульфіди – 0

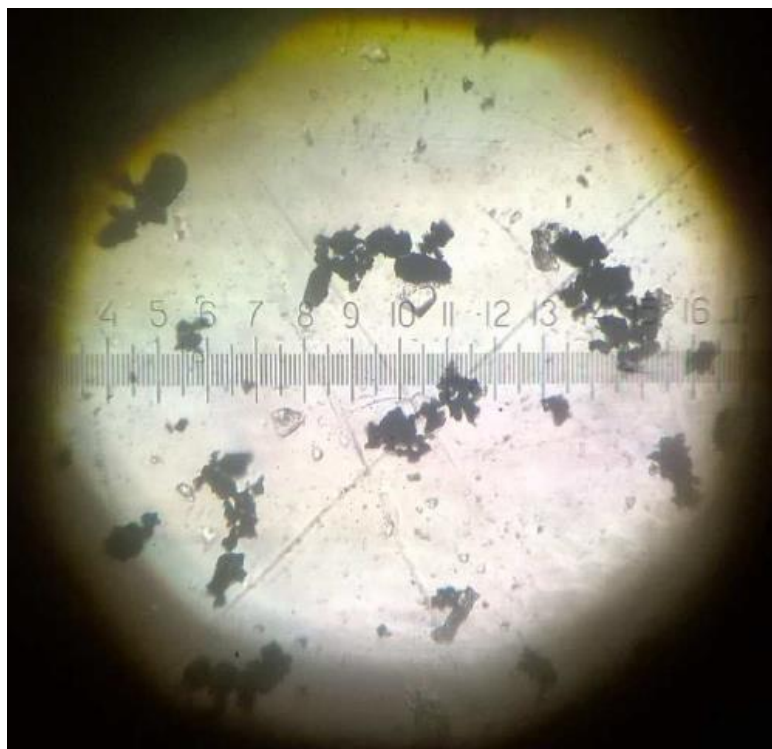


Рисунок 4.3 - Фото зразка 3.

Зразок 4 (рис.4.4) - дана проба представлена дрібним матеріалом до 0,056 мм. Трапляються рідкісні зерна магнетиту до 0,095 мм, силікатів – 0,13 мм, і кварцу до 0,13 мм. Орієнтовний мінеральний склад, %:

- Магнетит - 89
- Кварц - 7
- Силікати - 3
- Сульфіді – 1



Рисунок 4.4 - Фото зразка 4.

Зразок 5 (рис.4.5) - у даній пробі розмір зерен матеріалу до 0,056 мм. Поодинокі зерна магнетиту розміром близько 0,095 мм, силікатів – 0,17 мм, кварцу - 0,15 мм. Орієнтовний мінеральний склад, %:

- Магнетит – 87
- Кварц – 8
- Силікати – 5
- Сульфіди – 0



Рисунок 4.5 - Фото зразка 5.

Зразок 6 (рис.4.6) - крім основної частини матеріалу розміром до 0,056 мм, трапляються поодинокі зерна магнетиту розміром до 0,12 мм, кварцу – до 0,95 мм, силікатів – до 0,08 мм. Орієнтовний мінеральний склад, %:

- Магнетит – 88
- Кварц – 7
- Силікати – 5
- Сульфіди – 0



Рисунок 4.6 - Фото зразка 6.

Основна частина матеріалу всіх шести проб розкрита добре. Трапляється деяка кількість зростків нерудних мінералів з магнетитом. У переважній більшості це бідні зростки - кварц з рідкісними включеннями магнетита. Середні та багаті представлені в незначній кількості. Розподіл зростків з різним вмістом магнетита в концентраті наведено в таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 – Розподіл зростків з різним вмістом магнетита в концентраті.

Проба	Масова доля, Fe mg, %	Зростки з різним вмістом магнетиту				
		Рудні	Богаті	Середні	Бідні	Нерудні
		95-100	75-95	25-75	5-25	0-5
1	70,35	90		2	6	2
2	69,70	85	3	3	7	2
3	69,30	84	3	5	7	1
4	69,30	90		2	6	2
5	69,15	91		2	5	2
6	69,70	87	1	2	7	3

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 4.

Дрібнодроблена руда шахти імені Колачевського може бути піддана ефективному збагаченню на магнітних сепараторах сухої магнітної сепарації.

Також сепаратори для крупнокускової магнітної рудорозборки дозволять ефективно збагачувати крупнодроблену руду шахти імені Колачевського. Сепаратори можуть забезпечити видалення з такої руди значного обсягу бідних хвостів як на поверхні шахти, так і безпосередньо в шахті. Це відкриває серйозні перспективи для зниження витрат на підйом руди з шахти, на доставку руди від шахти до збагачувальної фабрики, на збільшення виробництва кондиційної руди за рахунок залучення до збагачення некондиційної руди.

Що до режимів збагачення шахтної руди на збагачувальній фабриці:

При годинній продуктивності з переробки руди шахти імені колачевського на рівні 70-71 т/год на секціях №16-17, масова частка Fe загальна в концентраті секцій склала 69,0%.

При проведенні дослідно-промислової експлуатації технологічної схеми збагачення руди шахти імені Колачевського для забезпечення стабільності показника масової частки Fe загального не менше 69,0%, рекомендується відпрацювання оптимального режиму та робочих параметрів секції при підвищенні навантаження до 75-77 т/год на млин.

При накопиченні циркуляційного навантаження по надрешітному продукту та промпродукту секції №18 і виконанні процедури розвантаження схеми, відзначається зниження якості підрешітного продукту до Fe загальної 69,0%. Для забезпечення масової частки Fe загальної не менше 70,0 у спільному концентраті марки А-0, рекомендується розробити заходи щодо зниження часу розвантаження схеми.

Масова частка Fe загального, при роботі комплексної схеми (секції №8-15 на рудній шихті кар'єрів, секції №16-17 на руді шахти імені Колачевського, операція доводки Derrick+секція №18, міксування концентрату шахти з частиною концентрату Derrick) в період проведення експерименту склала 70,1%

РОЗДІЛ 5 Рекомендована технологічна схема збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського.

5.1. Обґрунтування технологічної схеми збагачення руди шахти імені Колачевського.

Магнетитові кварцити родовища шахти імені Колачевського характеризуються тонкою вкрапленістю. Розкриття зерен мінералу приходиться головним чином в крупності -45 мкм, тому для того щоб отримати клас крупності $-0,056$ мм 98% треба застосовувати 3-х стадійну схему подрібнення. Для досягнення принципу «не подрібнювати нічого зайвого» при подрібненні використовують замкнену схему роботи млина з апаратами, що класифікують, яку застосовують для тонко вкраплених руд. Першу стадію магнітної сепарації встановлюють після I ст. класифікації для виводу з процесу основної кількості хвостів. Магнітний продукт I ст. магнітної сепарації надходить для додаткового подрібнення в II ст. подрібнення, млин якої працює в замкненому циклі з гідроциклонами і II ст. магнітної сепарації, яка ставиться для виводу хвостів в крупних зернах. Проміжний продукт повертається в операцію класифікації. Попередню класифікацію в II ст. подрібнення встановлюють для виводу продукту з готовим класом крупності $-0,056$ мм. Злив II ст. класифікації направляють на операцію знешламлювання, яка поліпшує роботу сепарації, виводячи з процесу зерна кварциту і бідних зростків. Магнітна сепарація III ст. виконується в 2 прийоми, де в першому прийомі виводяться хвости, а другий прийом передбачається для доведення некондиційного концентрату з масовою часткою заліза до 57,5%. Проміжний продукт III ст. 2 пр. магнітної сепарації повертається в II ст. подрібнення для до розкриття рудних зростків. Магнітний продукт III ст. магнітної сепарації з масовою часткою заліза біля 58,3% йде на подрібнення в III ст. подрібнення, млин якої працює в замкненому циклі з гідроциклоном. II ст. знешламлення передбачається для виводу хвостів з процесу з масовою часткою заліза менше 13,1%. Магнітна сепарація IV ст. виконується в два прийоми, де в першому прийомі виводять з процесу хвости, а проміжний продукт другого прийому повертається в операцію класифікації для дозбагачення.

З метою отримання товарного продукту за вологою отриманий концентрат направляють в цех фільтрування для зневоднення на дискових вакуум-фільтрах.

Точки повернення. Оскільки магнітні сепаратори не можуть забезпечити повне розділення рудних і нерудних мінералів і в магнітний продукт часто потрапляють зерна кварцу та бідні зростки, тому проміжний продукт II ст. і IV ст. 2 пр. магнітної сепарації повертаються в процес для подрібнення і збагачення.

Переробка залізорудної сировини

За речовинним складом та технологічним властивостям залізорудна сировина представлена двома технологічними типами – неокисленими силікат-магнетитовими кварцитами та окисленими силікат-гематит-мартитовими кварцитами.

Особливості технологічного процесу.

Подрібнена руда класу 0÷25 мм подається конвеєрним транспортом на збагачувальну фабрику.

Основні технологічні процеси на збагачувальній фабриці – це подрібнення, магнітне збагачення (сепарація) і доведення концентрату.

Подрібнення – це технологічний процес зменшення крупності матеріалу з метою досягнення крупності, достатньої для розкриття зерен (вкрапель) мінералів.

Магнітне збагачення (сепарація) – це технологічний процес, заснований на відмінності магнітних властивостей компонентів, що розділяються (у нашому випадку зерна заліза і пусті породи).

Доведення – це технологічний процес поліпшення якості продукту шляхом осадження, механічного обезводнення, просушування, випалення або агломерації.

На ЦГЗК доведення залізорудного концентрату полягає в його обезводненні з метою можливого подальшого транспортування. Обезводнення механічне із застосуванням вакуум-фільтрів.

Зневоднений концентрат (волога до 10%) транспортується на склад. Зі складу частина концентрату подається на фабрику обгрудкування, друга частина реалізується як товарна продукція.

На фабриці для обгрудкування є три основні ділянки, кожна з яких має свою технологію.

На ділянці підготовки шихти відбувається процес змішування складових шихти – концентрату, вапняку і бентоніту. На ділянці підготовки сирих окатишів, шихта, що подається конвеєрами у чашкові обгрудкувачі, з додаванням води скачується в сирі окатиші.

На ділянці випалення окатишів, сирі окатиші проходять термічну обробку (машина ОК-324), а потім транспортуються на склад готової продукції.

Виробничі потужності комбінату складають:

- по виробництву концентрату – 5,3 млн. т в рік;
- по виробництву окатишів – 2,1 млн. т в рік;
- по видобутку руди – 15,4 млн. т в рік, у т.ч. кар'єр №1 – 6,0 млн. т; кар'єр №3 – 6,0 млн. т; кар'єр №4 – 1,8 млн. т.; шахти – 1,6 млн. т.

Виробництво концентрату. Дробильна фабрика представлена двома дробарками крупного дроблення (ККД-1500), подрібнюючими дробарками (КРД-900), трактами середнього (дробарки КСД-2200) і дрібного (дробарки КМДТ-2200) дроблення.

Середній термін дробильного устаткування 17,5 роки, зокрема:

Дробарка ККД - 1500 – 31 рік

Дробарка КРД - 900 – 27 років

Дробарка КСД - 2200 – 14,3 роки

Дробарки КМДТ - 2200 – 11,4 роки

Знос дробильного устаткування складає 39 %.

Магнітні сепаратори ділянки сухої агнітної сепарації дробильної фабрики мають середній термін служби 14 років, їх знос складає 43%.

Збагачувальна фабрика має в своєму складі шість великих і п'ять малих секцій.

До складу кожної секції входять кульові млини, магнітні сепаратори, класифікатори, насоси. Перші дві позиції кожної секції – кульові млини і магнітні сепаратори – є представницьким устаткуванням.

Середній вік кульових млинів складає 20,7 роки. Знос млинів складає 76%.

Облікова кількість магнітних сепараторів ПБМ-120/300 і їх модифікації налічує 130 одиниць.

Середній вік одного сепаратора біля 7.5 років, знос складає 32%.

Виробництво окатишів. Фабрика обгрудкування (ФОГ) з проектною продуктивністю 2 млн. т окатишів на рік включає 4 виробничих ділянки (див рис. 3.8):

- ділянка складу сировини і готової продукції;
- ділянка шихти;
- ділянка огрудкування;

– ділянка випалювання.

Склад сировини відкритого типу, не обладнаний вагоноскідом. Сировина: вапняк, бентоніт поступає у вагонах і розвантажується у відповідні ємкості після опробування ВТК. Зі складу вищеназвана сировина за допомогою грейферних кранів завантажується в самохідні бункери і системою конвеєрів подається на подрібнення до крупності 0-20 мм в молоткові дробарки СМ170Б.

Після подрібнення шихтові матеріали конвеєрами подаються в кульові млини Ш50А. Подрібнення матеріалів роздільне. Всі млини обладнані електрофільтрами. Мелені шихтові матеріали (кл.0,056 мм) за допомогою пневмонасосів подаються в накопичувальні бункери, звідти за допомогою стрічкових дозаторів поступають на складальний конвеєр. На цей конвеєр за допомогою системи конвеєрів подається концентрат із збагачувальної фабрики, який дозується за допомогою тарілчастих живильників.

Змішування компонентів шихти проводиться в барабанах змішувачів 3,2x8 м, а потім в роторних змішувачах. Готова шихта системою конвеєрів подається на ділянку обгрудкування і завантажується в бункери. З бункерів шихта за допомогою стрічкових дозаторів подається в чашкові огрудкувачі діаметром 7,5 м з продуктивністю 90-120 т/год. кожен.

З ділянки огрудкування сирі окатиші складальним конвеєром подаються на ділянку випалювання, де за допомогою човникового укладальника У2-23000-3100, проміжного конвеєра КП4600 і роликового укладальника ПР4000 сирі окатиші, крупністю 8-18 мм, завантажуються в обпалювальну машину ОК-324. Сирі окатиші з метою зміцнення проходять термічну обробку на обпалювальній машині при температурі 250-1300 °С, набуваючи при цьому міцності 260-265 кг на обкотиш.

Після випалювання і охолодження на обпалювальній машині окатиші поступають в бункер вирівнювання температур, після чого за допомогою конвеєрів поступають на самобалансні грохоти типу ГСТ-81 для грохочення. В процесі грохочення окатиші розділяються на три частини в залежності від готовності: 1 – та, що системою конвеєрів подається на склад готової продукції, де за допомогою штабелеукладальника усереднюється і укладається в штабель; 2 – укладається на обпалювальну машину для доведення до готовності; 3 – повертається в шихту.

З штабелю готові окатиші за допомогою двох екскаваторів ЕКГ5 завантажуються у вагони і відправляються на металургійні заводи. На рисунку 5.1 показано діючу технологічну схему збагачувальної фабрики ПРАТ «ЦГЗК».

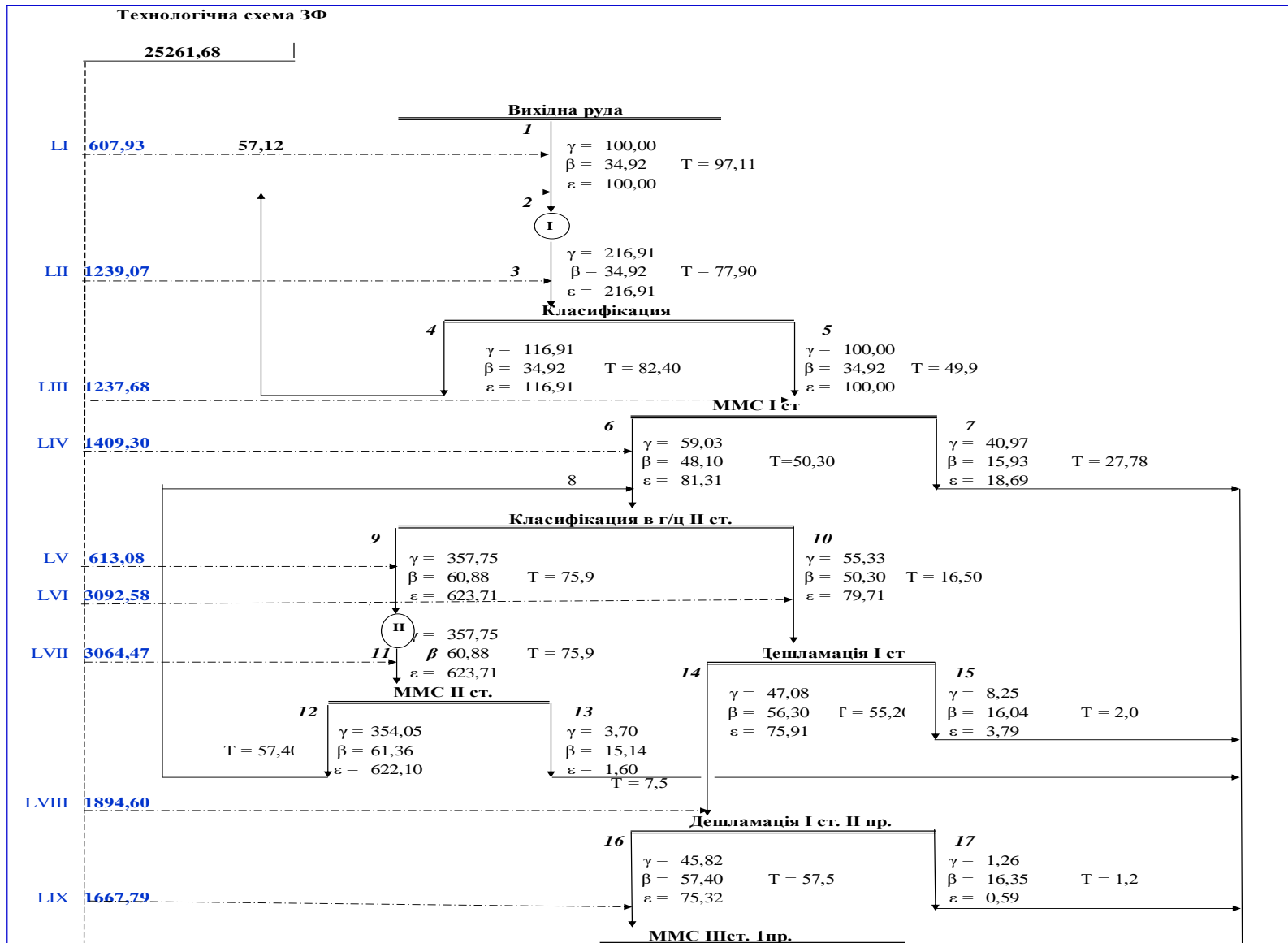
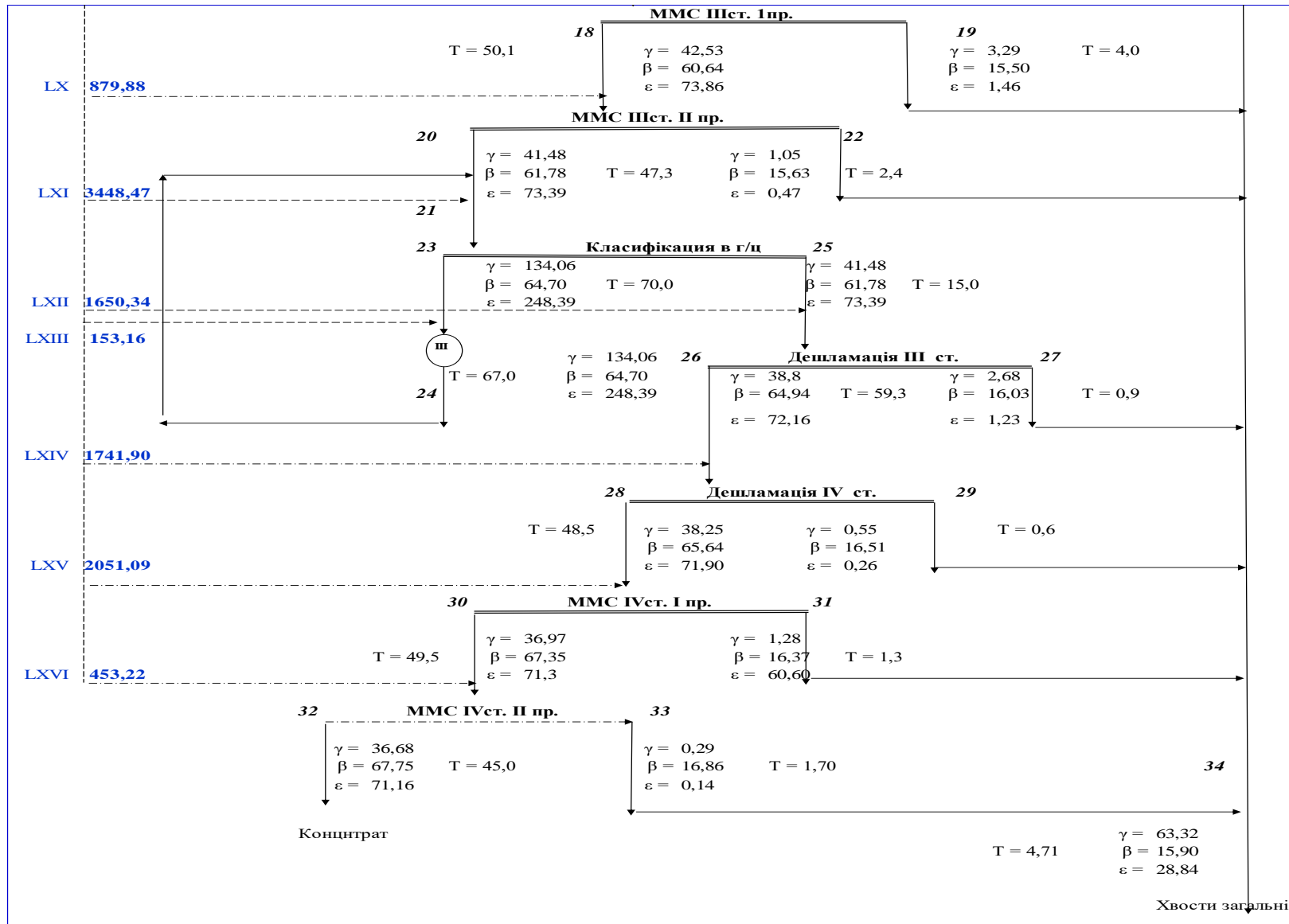


Рисунок 5.1 - Технологічна схема збагачувальної фабрики ПРАТ «ЦГЗК»



Продовження рисунку 5.1.

Чотиристадійний процес збагачення дозволяє поступово видаляти пусту породу, що призводить до зменшення об'єму перероблюваної сировини, зниження енерговитрат і досягнення вмісту заліза 69,0 %, що відповідає сучасним вимогам споживача (рис.5.1).

5.2. Розрахунок сучасної технологічної якісно-кількісної та водно-шламової схеми збагачення магнетитових руд на ПРАТ «ЦГЗК».

Для всіх продуктів схеми обчислюємо числові значення ключових технологічних показників:

γ – вихід продуктів (%);

β – масова частка заліза в продуктах (%);

Q – продуктивність (т.);

ε – вилучення заліза в продуктах збагачення (%);

Визначаємо необхідне і достатнє число вихідних показників для розрахунку схеми:

- загальне число вихідних показників:

$$N = c \cdot (np - ar + 1) - 1 = 2 \cdot (22 - 11 + 1) - 1 = 23, \quad (5.1)$$

де c – число розрахункових компонентів, $c = e + 1$;

e – число обумовлених елементів, за якими розраховується схема;

np - число продуктів розділення;

ar - число операцій розділення;

- число показників вилучення:

$$N_{\varepsilon} = np - ar = 22 - 11 = 11, \quad (5.2)$$

- число вихідних показників, що характеризують продукти обробки:

$$N_{\Pi} = c \cdot (np - ar) = 2 \cdot (22 - 11) = 22, \quad (5.3)$$

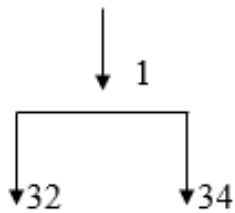
- число показників, що характеризують вихідну руду:

$$N_r = N - N_{\Pi} = 23 - 22 = 1, \quad (5.4)$$

За вихідними даними курсового проекту, а також за результатами випробувань встановлюємо числові значення вихідних показників:

$\gamma_1=100\%$; $\beta_1=34,92\%$; $\beta_6=48,10\%$; $\beta_7=15,93\%$; $\beta_9=60,00\%$; $\beta_{10}=50,30\%$;
 $\beta_{12}=61,36\%$; $\beta_{13}=15,14\%$; $\beta_{14}=56,30\%$; $\beta_{15}=16,04\%$; $\beta_{16}=57,40\%$ $\beta_{17}=16,35\%$;
 $\beta_{18}=60,64\%$; $\beta_{19}=15,50\%$; $\beta_{20}=60,64\%$; $\beta_{21}=15,63\%$; $\beta_{23}=64,70\%$;
 $\beta_{25}=61,78\%$; $\beta_{26}=64,94\%$ $\beta_{27}=16,03\%$; $\beta_{28}=65,64\%$; $\beta_{29}=16,61\%$; $\beta_{30}=67,35\%$;
 $\beta_{31}=16,37\%$; $\beta_{32}=67,75\%$; $\beta_{33}=16,86\%$; $\beta_{34}=15,9\%$;

1)



$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{32} + \gamma_{34} \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{32} \beta_{32} + \gamma_{34} \beta_{34} \end{cases}$$

$$\gamma_1 \beta_1 = (\gamma_1 - \gamma_{34}) \beta_{32} + \gamma_{34} \beta_{34}$$

$$\gamma_1 \beta_1 = \gamma_1 \beta_{32} - \gamma_{34} \beta_{32} + \gamma_{34} \beta_{34}$$

$$\gamma_{34} \beta_{32} - \gamma_{34} \beta_{34} = \gamma_1 \beta_{32} - \gamma_1 \beta_1$$

$$\gamma_{34} (\beta_{32} - \beta_{34}) = \gamma_1 (\beta_{32} - \beta_1)$$

$$\gamma_{34} = \frac{\gamma_1 (\beta_{32} - \beta_1)}{\beta_{32} - \beta_{34}} = \frac{100(67,75 - 34,92)}{67,75 - 15,9} = 63,32\%$$

$$\gamma_{32} = \gamma_1 - \gamma_{34} = 100 - 63,32 = 36,68$$

$$\varepsilon_{32} = \gamma_{32} \beta_{32} / \beta_1 = 36,68 \cdot 67,75 / 34,92 = 71,16\%$$

$$\varepsilon_{34} = \gamma_{34} \beta_{34} / \beta_1 = 63,32 \cdot 15,90 / 34,92 = 28,84\%$$

$$\varepsilon_1 = \varepsilon_{32} + \varepsilon_{34} = 71,16 + 28,84 = 100\%$$

$$Q_1 = 1880,32 \text{ т/год.}$$

$$Q_{32} = \gamma_{32} \cdot Q_1 / 100 = 36,68 \cdot 1880,32 / 100 = 689,7 \text{ т/год.}$$

$$Q_{34} = \gamma_{34} \cdot Q_1 / 100 = 63,32 \cdot 1880,32 / 100 = 1190,62 \text{ т/год.}$$

Аналогічно розраховуємо значення основних технологічних показників на всіх операціях: γ – вихід продуктів, (%), β – масова частка заліза в продуктах (%), Q – продуктивність (т.), ε – вилучення заліза в продуктах збагачення (%).

Визначаємо продуктивність за розрахунковим компонентом для всіх продуктів схеми:

$$P_n = \frac{P_1 \varepsilon_n}{100}, \quad (5.5)$$

$$P_1 = \frac{Q_1 \beta_1}{100} = \frac{1880,32 \cdot 34,92}{100} = 656,61 \text{ т/год.}$$

Аналогічно розраховуємо всі значення P_n .

Розрахунок водно-шламової схеми необхідний для визначення кількості води в операціях і продуктах, об'єму пульпи, а також об'єму води, що додається в операції і продукти або видаляється з продуктів при зневодненні. Для підтримання необхідного розрідження в операціях і продуктах та складання балансу додають свіжу воду. Лише за умови, що всі технологічні операції проходять при оптимальних розрідженнях, будуть досягнуті всі задані показники збагачення.

Для виконання всіх технологічних операцій необхідно забезпечити оптимальну розрідженість у живленні та додаванні в операцію певної кількості свіжої води. Значення розрідженостей визначаються на основі експериментальних даних з урахуванням досвіду роботи збагачувальних фабрик-аналогів. Оптимальні значення розрідженостей в операціях і продуктах можуть значно варіюватися залежно від властивостей матеріалів, що переробляються, та вимог до продуктів переробки.

Вихідні дані для розрахунку водно-шламової схеми.

В якості вихідних даних використовуємо вміст твердого у пульпі в операціях та продуктах у відповідності з практичним досвідом що має збагачувальна фабрика ПРАТ «ЦГЗК».

T1=97,11%; T3=77,90%; T4=82,40%; T5=49,90%; T6=50,30%; T7=27,78%;
T9=75,90%; T10=16,50%; T11=71,00%; T12=57,40%; T13=7,50%; T14=55,20%;
T15=2,00%; T16=57,50%; T17=1,20%; T18=50,10%; T19=4,00%; T20=47,30%;
T22=2,40%; T23=70,00%; T25=97,11%; T26=59,30%; T27=0,90%; T28=58,50%;
T29=0,60%; T30=49,50%; T31=1,30%; T32=45,00%; T33=1,70%;

Виконуємо розрахунок розрідження R_n , за формулою:

$$R_n = \frac{100 - T_n}{T_n}, \quad (5.6)$$

$$R_1 = \frac{100 - T_1}{T_1} = \frac{100 - 97,11}{97,11} = 0,03;$$

За аналогією знаходимо всі значення R_n .

Виконуємо розрахунок кількості води W_n , за формулою:

$$W_n = Q_n R_n, \quad \text{м}^3/\text{год} \quad (5.7)$$

де : W_{np} – кількість води у продукті, $\text{м}^3/\text{год}$;

R_{np} – розрідження;

Q_{np} – маса продукту, $\text{т}/\text{год}$.

$$W_1 = Q_1 \times R_1 = 1880,32 \times 0,03 = 56,41 \text{ м}^3/\text{год};$$

За аналогією знаходимо всі значення W_n .

Виконуємо розрахунок продуктивності за пульпою, формулою:

$$V_1 = Q_1 \cdot \left(\frac{1}{\lambda} + R_1 \right), \quad \text{м}^3/\text{год} \quad (5.8)$$

$$V_1 = Q_1 \times (1/\lambda + R_1) = 1880,32 \times (1/3,62 + 0,03) = 587,57 \text{ м}^3/\text{год};$$

За аналогією знаходимо всі значення V_n .

Знаходимо кількість води що додатково подається в операцію:

$$L_1 = W_1 - W_1 - W_4 = 1142,01 - 56,41 - 485,27 = 600,33 \text{ м}^3/\text{год};$$

За аналогією знаходимо всі значення L_n .

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

$$q_{\text{п}} = \sum L / Q_{\text{п}} \quad (5.9)$$

Питомі витрати води на 1т руди становлять:

$$q_{\text{р}} = 24946,14 / 1880,33 = 13,26 \text{ (м}^3\text{/т)}$$

Питомі витрати води на 1т концентрату становлять:

$$q_{\text{р}} = 24946,13 / 689,72 = 36,17 \text{ (м}^3\text{/т)}$$

Результати розрахунку якісно-кількісної а також водно-шламової схем збагачення магнетитових руд ПРАТ «ЦГЗК» показана на рис. 5.2 та табл. 5.1

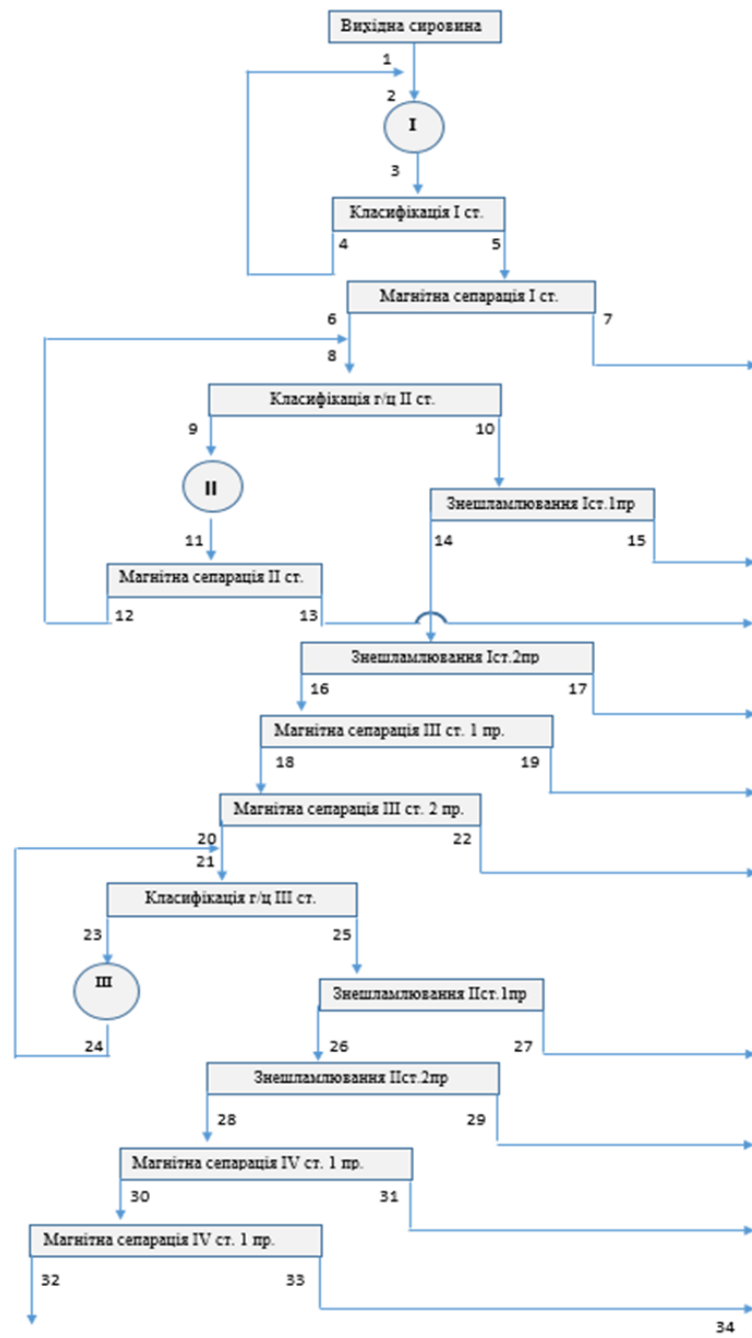


Рисунок 5.2. Технологічна схема збагачення магнетитових кварцитів ПРАТ «ЦГЗК».

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

№ п/п	Продукт/операція	Y	β	ε	Q	P	T	R	W	V
I Подрібнення										
	Приходить									
1	Вихідна руда	100	34,92	100	1880,32	656,61	97,11	0,03	56,41	587,57
4	Піски класифікатору	116,91	34,92	116,91	2198,28	767,64	82,4	0,22	485,27	1104,6
	Свіжа вода								600,33	
2	Всього	216,91	34,92	216,91	4078,6	1424,3	77,90	0,28	1142,01	2292,5
	Виходить									
3	Подрібнений продукт	216,91	34,92	216,91	4078,6	1424,3	77,90	0,28	1142,01	2294,15
	Всього	216,91	34,92	216,91	4078,6	1424,3	77,90	0,28	1142,01	2294,15
II Класифікація I ст.										
	Входить									
3	Подрібнений продукт	216,91	34,92	216,91	4078,6	1424,3	77,90	0,28	1142,01	2294,15
	Свіжа вода								1223,58	
3	Всього	216,91	34,92	216,91	4078,6	1424,3	63,29	0,58	2365,59	3517,73
	Виходить									
4	Піски класифікатору	116,91	34,92	116,91	2198,28	767,64	82,4	0,22	485,27	1104,6
5	Злив класифікатору	100	34,92	100	1880,32	656,61	49,90	1,00	1880,32	2411,48
	Всього	216,91	34,92	216,91	4078,6	1424,3	63,29	0,58	2365,59	3516,08
III Мокра магнітна сепарація I ст.										
	Входить									
5	Злив класифікатору	100	34,92	100	1880,32	656,61	49,9	1	1880,32	2411,48
	Свіжа вода								1222,21	
5	Всього	100	34,92	100	1880,32	656,61	37,74	1,65	3102,53	3633,69
	Виходить									
6	Пром.продукт I ст. ММС	59,03	48,10	81,31	1109,95	533,89	50,30	0,99	1098,85	1412,4
7	Хвости ММС I ст.	40,97	15,93	18,69	770,37	122,72	27,78	2,60	2003,68	2220,58
	Всього	100	34,92	100	1880,32	656,61	37,77	1,65	3102,53	3632,98
IV Класифікація г/ц II ст.										
	Входить									
6	Пром.продукт I ст. ММС	59,03	48,10	81,31	1109,95	533,89	50,30	0,99	1098,85	1412,4
12	Піски магнітної сепарації 2	354,05	61,36	622,1	6657,27	4084,8	57,40	0,74	4926,38	6806,96
	Свіжа вода								1391,68	
8	Всього	413,08	59,46	703,41	7767,22	4618,7	51,28	0,95	7416,91	9611,04
	Виходить									
9	Піски класифікації г/ц II ст	357,75	60,88	623,71	6726,84	4095,3	75,90	0,32	2152,59	4052,83
10	Злив класифікації г/ц II ст.	55,33	50,30	79,71	1040,38	523,38	16,50	5,06	5264,32	5558,22
	Всього	413,08	59,46	703,42	7767,22	4618,7	51,28	0,95	7416,91	9611,05
V Подрібнення II ст.										
	Входить									
9	Піски класифікації г/ц II ст	357,75	60,88	623,71	6726,84	4095,3	75,9	0,32	2152,59	4052,83
	Свіжа вода								605,41	
9	всього	357,75	60,88	623,71	6726,84	4095,3	75,90	0,41	2758	4658,24
	Виходить									
11	Продукт подрібнення	357,75	60,88	623,71	6726,84	4095,3	71,00	0,41	2758	4658,24
	Всього	357,75	60,88	623,71	6726,84	4095,3	70,92	0,41	2758	4658,24

Продовження табл.5.1

VI	Магнітна сепарація II ст									
	Входить									
11	Продукт подрібнення	357,75	60,88	623,71	6726,84	4095,3	71,00	0,41	2758	4658,24
	Свіжа вода								3026,18	
11	Всього	357,75	60,88	623,71	6726,84	4095,3	53,76	0,86	5784,18	7684,42
	Виходить									
12	Піски магнітної сепарації 2	354,05	61,36	622,1	6657,27	4084,8	57,40	0,74	4926,38	6806,96
13	Хвости ММС II ст.	3,70	15,14	1,60	69,57	10,51	7,50	12,33	857,8	877,45
	Всього	357,75	60,88	623,7	6726,84	4095,3	53,76	0,86	5784,18	7684,41
VII	Знешламлювання I ст. 1 пр.									
	Входить									
10	Злив класифікації г/ц II ст.	55,33	50,3	79,7	1040,38	523,32	16,50	5,06	5264,32	5558,22
	Свіжа вода								3054,1	
10	Всього	55,33	50,3	79,7	1040,38	523,32	11,11	8,00	8318,42	8612,32
	Виходить									
14	Пр./пр. знешламлювання I	47,08	56,30	75,91	885,25	498,43	55,20	0,81	717,05	967,12
15	Хвости знешламлювання I	8,25	16,04	3,79	155,13	24,89	2,00	49,00	7601,37	7645,19
	Всього	55,33	50,3	79,7	1040,38	523,32	11,11	8,00	8318,42	8612,31
VIII	Знешламлювання I ст. 2 пр.									
	Входить									
14	Пр./пр. знешламлювання I	47,08	56,30	75,91	885,25	498,43	55,2	0,81	717,05	967,12
	Свіжа вода								1870,9	
14	Всього	47,08	56,3	75,91	885,25	498,43	25,51	2,92	2587,95	2838,02
	Виходить									
16	Пр./пр. знешламлювання I	45,82	57,40	75,32	861,56	494,56	57,5	0,74	637,55	880,93
17	Хвости знешламлювання I	1,26	16,35	0,59	23,69	3,87	1,2	82,33	1950,40	1957,09
	Всього	47,08	56,3	75,91	885,25	498,43	25,51	2,92	2587,95	2838,02
IX	Магнітна сепарація III ст 1пр.									
	Входить									
16	Пр./пр. знешламлювання I	45,82	57,40	75,32	861,56	494,56	57,5	0,74	637,55	880,93
	Свіжа вода								1646,79	
16	Всього	45,82	57,4	75,32	861,56	494,56	27,4	2,65	2284,34	2527,72
	Виходить									
18	Пр./пр. магнітної сепарації	42,53	60,64	73,86	799,7	484,97	50,1	1,00	799,7	1025,6
19	Хвости магнітної сепарації	3,29	15,50	1,46	61,86	9,59	4,00	24,00	1484,64	1502,11
	Всього	45,82	57,4	75,32	861,56	494,56	27,4	2,65	2284,34	2527,71
X	Магнітна сепарація III ст 2пр.									
	Входить									
18	Пр./пр. магнітної сепарації	42,53	60,64	73,86	799,7	484,97	50,1	1	799,7	1025,6
	Свіжа вода								868,89	
18	Всього	42,53	60,64	73,86	799,7	484,97	32,36	2,09	1668,59	1894,49
	Виходить									
20	Пр./пр. магнітної сепарації	41,48	61,78	73,39	779,96	481,89	47,3	1,11	865,76	1086,08
22	Хвости магнітної сепарації	1,05	15,63	0,47	19,74	3,09	2,4	40,67	802,83	808,4
	Всього	42,53	60,64	73,86	799,7	484,98	32,36	2,09	1668,59	1894,48
XI	Класифікація г/ц III ст.									
	Входить									
20	Пр./пр. магнітної сепарації	41,48	61,78	73,39	779,96	481,89	47,3	1,11	865,76	1086,08
24	Подрібнення III ст.	134,06	64,7	248,39	2520,76	1631	67,11	0,49	1235,17	1947,25
	Свіжа вода								3405,37	
21	Всього	175,54	64,01	321,78	3300,72	2112,8	37,45	1,67	5506,3	6438,7
	Виходить									
23	Піски класифікації г/ц III ст	134,06	64,70	248,39	2520,76	1631	70,00	0,43	1083,93	1796,01
25	Злив класифікації г/ц III ст.	41,48	61,78	73,39	779,96	481,89	15,00	5,67	4422,37	4642,7
	Всього	175,54	64,01	321,78	3300,72	2112,8	37,45	1,67	5506,3	6438,71

Продовження табл.5.2

ХІІ Подрібнення ІІІ ст.										
	Входить									
23	Піски класифікації г/ц ІІІ ст	134,06	64,70	248,39	2520,76	1631	70,00	0,43	1083,93	1796,01
	Свіжа вода								151,24	
	Всього	134,06	64,7	248,39	2520,76	1631	67,11	0,49	1235,17	1947,25
	Виходить									
24	Продукт подрібнення	134,06	64,70	248,39	2520,76	1631	67,00	0,49	1235,17	1947,25
	Всього	134,06	64,7	248,39	2520,76	1631	67,00	0,49	1235,17	1947,25
ХІІІ Знешламлювання ІІ ст. 1 пр.										
	Входить									
25	Злив класифікації г/ц ІІІ ст.	41,48	61,78	73,39	779,96	481,89	15,00	5,67	4422,37	4642,7
	Свіжа вода								1629,47	
25	Всього	41,48	61,78	73,39	779,96	481,89	11,42	7,76	6051,84	6272,17
	Виходить									
26	Пр./пр. знешламлювання ІІ	38,8	64,94	72,16	729,56	473,81	59,30	0,69	503,4	709,49
27	Хвосты знешламлювання ІІ	2,68	16,03	1,23	50,39	8,08	0,9	110,11	5548,44	5562,68
	Всього	41,48	61,78	73,39	779,95	481,89	11,42	7,76	6051,84	6272,17
ХІV Знешламлювання ІІ ст. 2 пр.										
	Входить									
26	Пр./пр. знешламлювання ІІ	38,8	64,94	72,16	729,56	473,81	59,30	0,69	503,4	709,49
	Свіжа вода								1720,28	
26	Всього	38,8	64,94	72,16	729,56	473,81	24,69	3,05	2223,68	2429,77
	Виходить									
28	Пр./пр. знешламлювання ІІ	38,25	65,64	71,9	719,22	472,1	58,50	0,71	510,65	713,82
29	Хвосты знешламлювання ІІ	0,55	16,51	0,26	10,34	1,71	0,60	165,67	1713,03	1715,95
	Всього	38,8	64,94	72,16	729,56	473,81	24,69	3,05	2223,68	2429,77
ХV Магнітна сепарація ІV ст 1пр.										
	Входить									
28	Пр./пр. знешламлювання ІІ	38,25	65,64	71,9	719,22	472,1	58,50	0,71	510,65	713,82
	Свіжа вода								2025,79	
28	Всього	38,25	65,64	71,9	719,22	472,1	22,08	3,53	2536,44	2739,61
	Виходить									
30	Пр./пр. магнітної сепарації	36,97	67,35	71,3	695,15	468,16	49,50	1,02	709,05	905,42
31	Хвосты магнітної сепарації	1,28	16,37	0,6	24,07	3,94	1,30	75,92	1827,39	1834,19
	Всього	38,25	65,64	71,9	719,22	472,1	22,08	3,53	2536,44	2739,61
ХVІ Магнітна сепарація ІV ст 2пр.										
	Входить									
30	Пр./пр. магнітної сепарації	36,97	67,35	71,3	695,15	468,16	49,50	1,02	709,05	905,42
	Свіжа вода								447,5	
30	Всього	36,97	67,35	71,3	695,15	468,16	37,59	1,66	1156,55	1352,92
	Виходить									
32	Концентрат	36,68	67,75	71,16	689,7	467,24	45,00	1,22	841,43	1036,26
33	Хвосты магнітної сепарації	0,29	16,86	0,14	5,45	0,92	1,70	57,82	315,12	316,66
	Всього	36,97	67,35	71,3	695,15	468,16	37,59	1,66	1156,55	1352,92
Баланс продуктів										
32	Концентрат	36,68	67,75	71,16	689,7	467,24	45,00	1,22	841,43	1036,26
34	Хвосты загальні	63,32	15,90	28,84	1190,62	189,37	4,71	20,23	24104,70	24422,58
	Всього	100	34,92	100	1880,32	656,61			24946,13	

Сировиною для технологічних секцій збагачувальної фабрики є рудний промпродукт ДФ (промпродукт операції сухої магнітної сепарації та дроблена руда) руди кар'єрів та руди шахти імені Колачевського.

Стає доцільним відокремити в окремий потік технологічний різновид руди – шахтну руду.

Згідно проведених випробувань при продуктивності секцій збагачення 70 тон в годину досягаються оптимальні показники виходу концентрату та вилучення заліза, але не можливо з цією продуктивністю переробити весь обсяг шахтної руди, отже розраховуємо схему з продуктивністю 140 тон в годину на спарені секції. Технологічна схема, характеристики її продуктів наведені на рис. 5.3 та таблиці 5.2.

Таблиця 5.2 – Технологічні показники збагачення секцій №№14-17

Найменування продуктів	γ , %	β , %	ε , %	Q, т/год	Q, тис.т/рік нат. вага	Q, тис.т/рік суха вага	W, %
Рудний промпродукт ДФ	90,87	39,23	94,08	137,20	1454,00	1424,92	2,00
Концентрат	39,07	69,10	71,25	58,99	616,18	551,48	10,00
Хвости	51,80	16,70	22,83	78,21	-	812,27	-
Баланс води:							
надходить:	м ³ /год	виходить:			м ³ /год		
с вихідною рудою	2,8	с концентратом			76,00		
свіжа вода	2108,20	с хвостами			2035,00		
ітого:	2111,00	ітого:			2111,00		

Витрати води становлять:

- на 1т вихідної руди - 15,37 м³;

- на 1т концентрату - 35,74 м³.

Технологічна схема збагачення рудного промпродукта ДФ на секціях ОФ (№14-15, №16-17): виробництво концентрату під час переробки руди шахти імені Колачевського

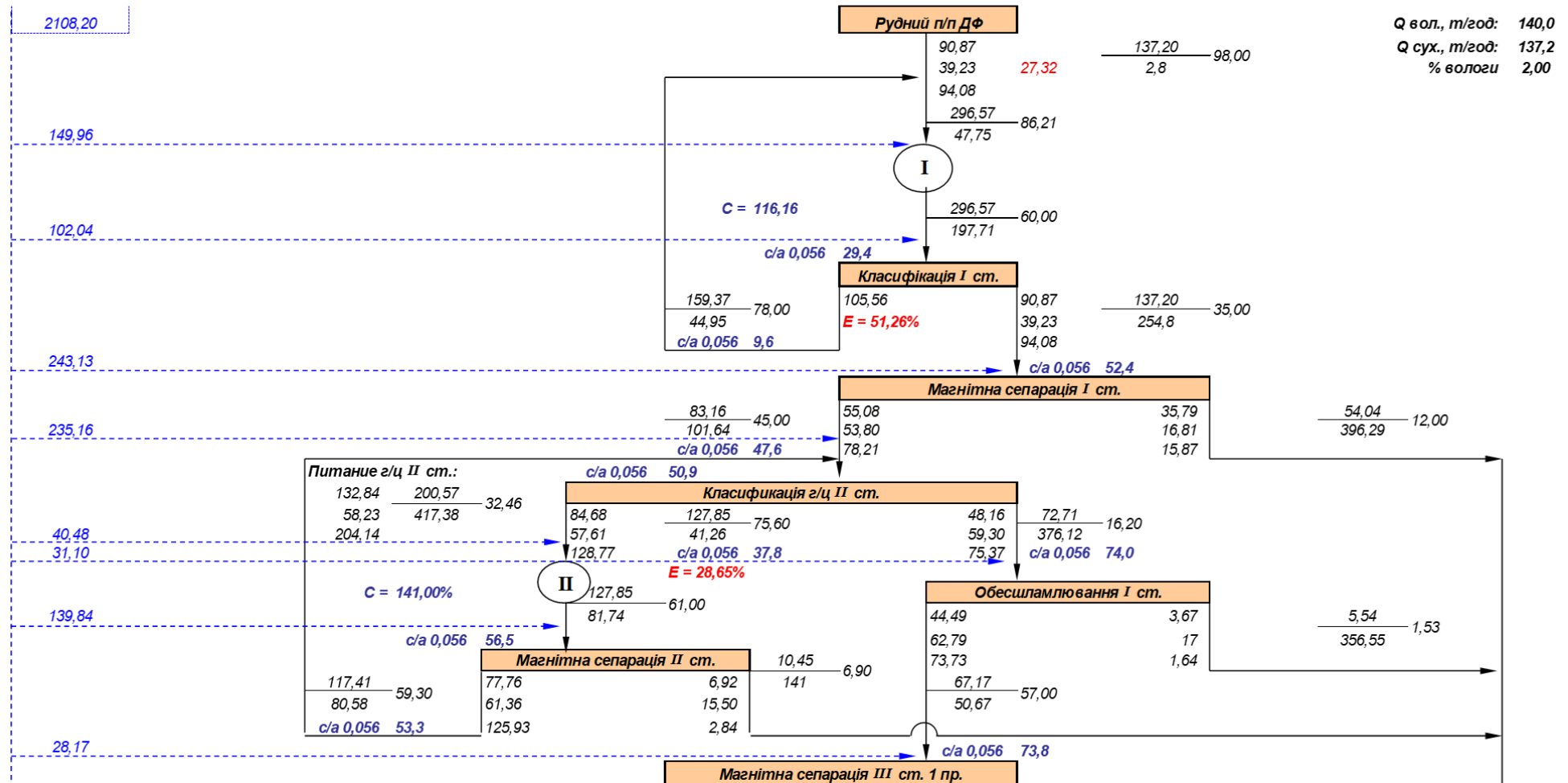
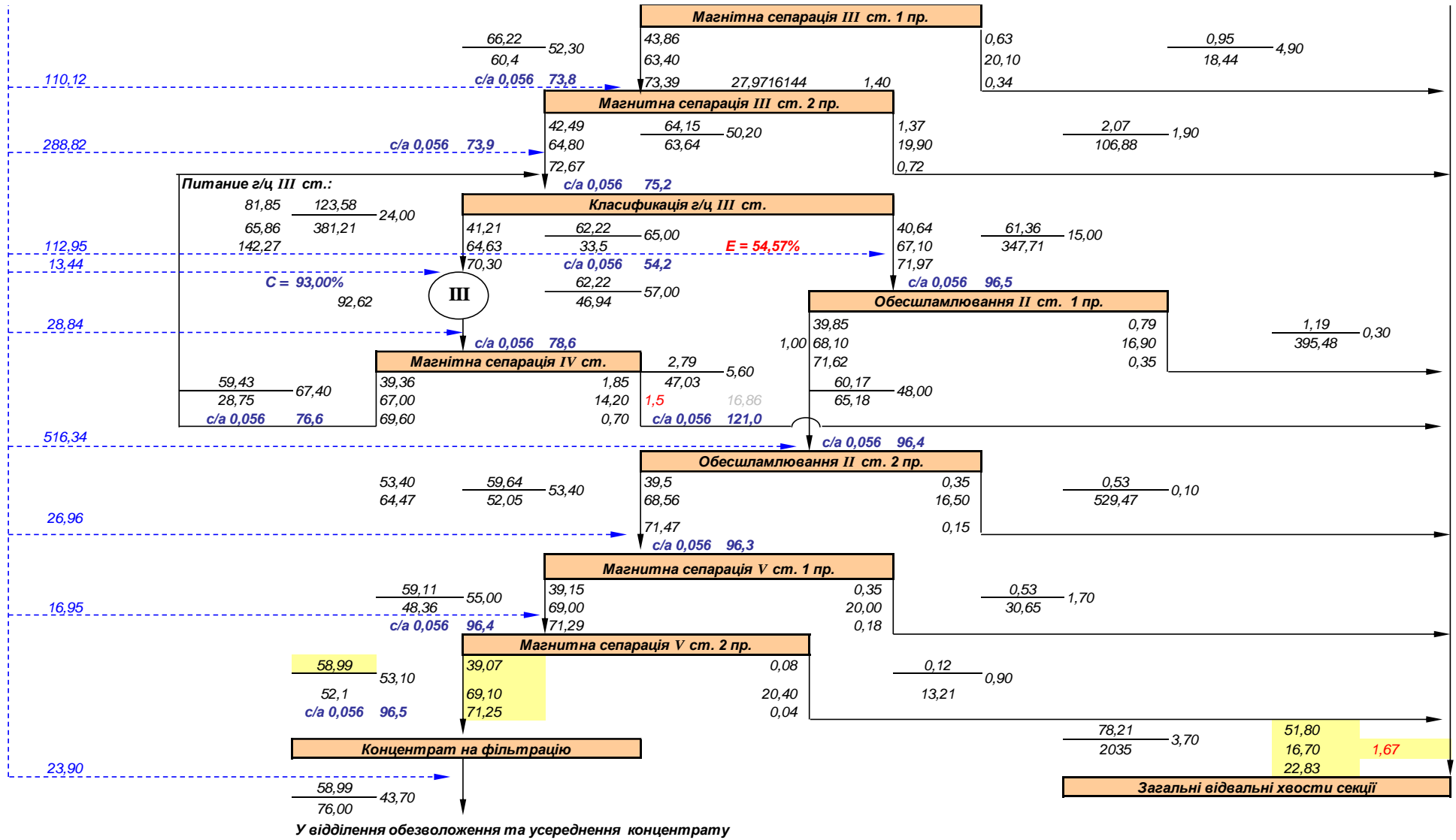


Рисунок 5.3 - Технологічна схема збагачення рудного промпродукта на секціях збагачувальної фабрики (№№14-17): виробництво концентрату під час переробки руди шахти імені Колачевського



Продовження рисунку 5.3.

В подальшому технологічна схема лінії по виробництву концентрату передбачає об'єднання концентратів секцій збагачувальної фабрики знешламлення та направлення на тонке грохочення, яке працює у замкненому або частково замкненому циклі.

Частково замкнений цикл передбачає при необхідності виведення частини циркуляції у концентрат секцій №№14-17, коли спостерігається неконтрольоване збільшення циркуляційного навантаження. Збільшення циркуляції обумовлене надлишком у шихті важкоподрібнюваних руд, що потребує зменшення продуктивності по вихідній руді, або періодичного виводу циркуляційного навантаження у концентрат секцій у концентрат секцій № 14-17, якщо середньо-зважений концентрат, що отримується у підсумку, відповідає вимогам.

Технологічною схемою секцій №№14-17 передбачена трьохстадійна схема подрібнення, класифікації подрібненого матеріалу в три стадії, п'ятистадійної схеми магнітної сепарації, двохстадійної схеми знешламлення з двома прийомами в другій стадії.

У приймальні бункери секцій №№14-17 завантажуються шихта руд після дробильної фабрики та сухої магнітної сепарації кар'єрів та шахти svtyus Колачевського. Переробка руди, що надходить на збагачувальну фабрику на секціях №№14-17 здійснюється за технологічною схемою, яка включає наступні операції:

1. подрібнення I стадії дробленої руди (в млинах МШЦ 3600x5000);
2. класифікація I стадії (в спіральному класифікаторі 2КСН- 2.4x12,5);
3. мокра магнітна сепарація I стадії (в один прийом в барабанних магнітних сепараторах слабкого поля ПБМ-П-120/300);
4. класифікація II стадії (в гідроциклонах ГЦМ-710);
5. подрібнення II стадії (в млині МШЦ 3600x5000 з корисним об'ємом 42 м³);
6. мокра магнітна сепарація II стадії (в один прийом на барабанних магнітних сепараторах слабкого поля ПБМ-П-120/300);
7. знешламлення I стадії (в один прийом в магнітному дешламаторі МЛІ-5А);
8. мокра магнітна сепарація III стадії (у два прийоми на барабанних магнітних сепараторах слабкого поля ПБМ-ПП-120/300);
9. класифікація III стадії (в гідроциклонах ГЦМ-710);
10. подрібнення III стадії (в млині МШЦ 3600x5000);
11. мокра магнітна сепарація IV стадії (в один прийом на барабанних магнітних сепараторах слабкого поля ПБМ-ПП-120/300);
12. знешламлення II стадії (в два прийоми в магнітному дешламаторі МД-5А);
13. мокра магнітна сепарація V стадії (у два прийоми на барабанних магнітних сепараторах слабкого поля ПБМ-ПП-120/300).

5.3. Вибір та розрахунок обладнання.

Основні завдання при виборі обладнання включають:

- вибір типу апарату: визначення найбільш підходящого типу обладнання для конкретного процесу.

- вибір типорозміру: встановлення оптимального розміру апарату для забезпечення ефективної роботи.
- розрахунок продуктивності: обчислення здатності апарату виконувати задані функції в умовах, що визначені.
- визначення кількості апаратів: визначення необхідної кількості одиниць обладнання для досягнення бажаного результату.

Вибір типу обладнання визначається розміром часток матеріалу, що підлягає збагаченню, та його фізичними характеристиками. У випадках, коли можливо застосувати кілька типів апаратів, рішення приймається на основі техніко-економічного аналізу. Важливу роль відіграє інформація про роботу апаратів, які вже використовуються на фабриках з умовами, подібними до тих, що передбачені в проекті. Вибір розміру апарату пов'язаний з розподілом потоку матеріалу, що збагачується, на паралельні секції.

Продуктивність приводиться до конкретних умов, тому що залежно від крупності матеріалу та умов роботи апаратів, коливається в широких межах. Продуктивність збагачувальних апаратів залежить від багатьох факторів і може бути розрахована декількома методами. Ми будемо визначати продуктивність за нормами навантаження.

Обов'язково враховуємо резервне обладнання: на кожні 3-4 одиниці вакуум-фільтрів одну запасну одиницю обладнання, а число носіїв і гідроциклонів продублюємо (мінімальний резерв – 50%). Резерв не передбачається для операцій подрібнення, збагачення та згущення. Для такого обладнання передбачено час для ремонту та огляду [6].

5.3.1. Вибір та розрахунок обладнання для подрібнення.

Подрібнення належить до важливих операцій у технологіях збагачення корисних копалин, що багато в чому визначають як повноту вилучення мінералів та елементів з гірських порід, так і кінетику різних гетерогенних процесів, що протікають за участю твердих речовин у тонкодисперсному стані.

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

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

поліметалічних руд.

Млини рудного самоподрібнення і рудногалькові (ММС і МРГ) використовують при переробці залізних, золотовмісних, мідномолібденових, алмазовмісних і інших руд. Суть процесу самоподрібнення – крупні шматки руди, подрібнюючись самі, в той же час руйнують більш дрібні шматки. Крупні шматки виконують роль подрібнюючого середовища, а дрібні – матеріалу, який подрібнюється [6].

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

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

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

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

Вихідними даними для розрахунку на ЕОМ є:

- 1) аналог фабрики;
- 2) коефіцієнт подрібнення – K_p ;
- 3) вміст класу -0,074 мм у вихідній руді, ч.од;
- 4) вміст класу -0,074 мм у млині I ст. подрібнення, ч.од;
- 5) вміст класу -0,074 мм у млині II ст. подрібнення, ч.од;
- 6) вміст класу -0,074 мм у млині III ст. подрібнення, ч.од;
- 7) крупність вихідної руди, мм;
- 8) продуктивність продукту, який надходить у млин I ст. т/г;
- 9) продуктивність по продукту, який надходить у млин III ст., т/г;
- 10) продуктивність по продукту, який надходить у млин III ст. подрібнення, т/г.

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

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

ХОЛОДЕНКО ЗКК-23-м Курсовий проєкт									
5	/ 0.980	/ 0.056	/ 0.587	/ 0.808	/ 0.989	/ 16.0	/ 1904.12	/ 1124.00	/ 0789.83
									OPID-5I

Результати розрахунку приведені у таблиці (табл. 5.4.).

Таблица 5.4 – Результаты розрахунку за програмою ОПД 5I

колоденко
 $\alpha_{\text{налог}}=5$ $\text{ки}=0.980$ $\alpha_{\text{фаз1}}=0.056$ $\beta_{\text{етар1}}=0.587$ $\beta_{\text{етар2}}=0.808$ $\beta_{\text{етар3}}=0.989$
 $\text{круп1}=16.0\text{мм}$ $\text{произв1}=1904.1\text{т/ч}$ $\text{произв2}=1124.0\text{т/ч}$ $\text{произв3}=789.8\text{т/ч}$
 результаты расчета (возможные варианты мельниц)

вариант	1 стадия			2 стадия			3 стадия			суммарные показатели:			
	n	типоразмер мельниц	количество,шт расчет:приято	n	типоразмер мельниц	количество,шт расчет:приято	n	типоразмер мельниц	количество,шт расчет:приято	колич.мельниц расчет:приято	масса: т	мощность кВт	
1	тшир36-50	16	16	тшиц36-55	13	16	тшиц36-55	14	16	43	48	8080.0	60000
2	тшир40-50	12	14	тшиц36-55	13	14	тшиц36-55	14	14	39	42	8470.0	63000
3	тшир40-50	12	13	тшиц36-55	13	13	тшиц40-55	11	13	36	39	8905.0	68250
4	тшир36-40	20	22	тшиц40-55	10	11	тшиц40-55	11	11	41	44	9020.0	66000
5	тшир40-50	12	12	тшиц40-55	10	12	тшиц40-55	11	12	33	36	9180.0	72000
6	тшир45-50	9	11	тшиц40-55	10	11	тшиц40-55	11	11	30	33	8800.0	71500
7	тшир36-40	20	20	тшиц40-55	10	10	тшиц45-55	8	10	38	40	8800.0	65000
8	тшир40-50	12	12	тшиц40-55	10	12	тшиц45-55	8	12	30	36	9900.0	78000
9	тшир45-50	9	10	тшиц40-55	10	10	тшиц45-55	8	10	27	30	8600.0	70000
10	тшир36-50	16	16	тшиц45-55	8	8	тшиц45-55	8	8	32	32	7600.0	60000
11	тшир45-50	9	9	тшиц45-55	8	9	тшиц45-55	8	9	25	27	8280.0	67500
12	тшир36-50	16	16	тшиц45-60	7	8	тшиц45-55	8	8	31	32	7960.0	60000
13	тшир45-50	9	9	тшиц45-60	7	9	тшиц45-55	8	9	24	27	8685.0	67500
14	тшир36-50	16	16	тшиц45-55	8	8	тшиц45-60	7	8	31	32	7960.0	60000
15	тшир45-50	9	9	тшиц45-55	8	9	тшиц45-60	7	9	24	27	8685.0	67500
16	тшир36-50	16	16	тшиц45-60	7	8	тшиц45-60	7	8	30	32	8320.0	60000
17	тшир40-50	12	14	тшиц45-60	7	7	тшиц45-60	7	7	26	28	8680.0	63000
18	тшир45-50	9	9	тшиц45-60	7	9	тшиц45-60	7	9	23	27	9090.0	67500
19	тшир36-50	16	16	тшиц45-80	5	8	тшиц45-60	7	8	28	32	9080.0	65200
20	тшир40-50	12	14	тшиц45-80	5	7	тшиц45-60	7	7	24	28	9345.0	67550
21	тшир45-50	9	9	тшиц45-80	5	9	тшиц45-60	7	9	21	27	9945.0	73350
22	тшир36-50	16	16	тшиц45-55	8	8	тшиц45-80	6	8	30	32	8720.0	65200
23	тшир45-50	9	9	тшиц45-55	8	9	тшиц45-80	6	9	23	27	9540.0	73350
24	тшир36-50	16	16	тшиц45-60	7	8	тшиц45-80	6	8	29	32	9080.0	65200
25	тшир40-50	12	14	тшиц45-60	7	7	тшиц45-80	6	7	25	28	9345.0	67550
26	тшир45-50	9	9	тшиц45-60	7	9	тшиц45-80	6	9	22	27	9945.0	73350
27	тшир40-50	12	12	тшиц45-80	5	6	тшиц45-80	6	6	23	24	8580.0	61800
28	тшир40-50	12	12	тшиц55-65	4	6	тшиц45-80	6	6	22	24	10020.0	66900
29	тшир40-50	12	12	тшиц45-80	5	6	тшиц55-65	4	6	21	24	10020.0	66900
30	тшир45-50	9	10	тшиц45-80	5	5	тшиц55-65	4	5	18	20	8700.0	60750
31	тшир45-50	9	10	тшиц55-65	4	5	тшиц55-65	4	5	17	20	9900.0	65000

Проводимо техніко-економічне порівняння отриманих результатів. Порівняння проводимо за сумарними вагою та потужністю електроприводів млинів. За цими показниками найбільш економічний варіант №10 з установкою млинів:

I стадія – 16 млинів МШР 36-50;

II стадія – 8 млинів МШЦ 45-55;

III стадія – 8 млинів МШЦ 40-55.

Співвідношення млинів за стадіями складає 2:1:1. За кількістю млинів у кожній стадії подрібнення у проекті приймаємо 8 секцій.

5.3.2. Вибір та розрахунок обладнання для класифікації.

При виборі класифікуючого обладнання приймаємо до уваги, що спіральні класифікатори в порівнянні з гідроциклонами менше витрачають електроенергії, можуть класифікувати більш крупний матеріал, мають більш тривалі міжремонтні періоди. Спіральні класифікатори найчастіше використовують у замкнених циклах подрібнення для одержання готового за крупністю продукту, що направляється на збагачення. Основний їхній недолік – висока вартість, менша питома продуктивність та ефективність, великі габаритні розміри. З цієї причини при проектуванні збагачувальної фабрики для встановлення рекомендуються гідроциклони.

Гідроциклони застосовуються для операцій класифікації за крупністю і знешламлювання продуктів подрібнення. Вони використовуються також для згущення пульпи і збагачення. На збагачувальних фабриках використовують головним чином циліндроконічні гідроциклони малих типорозмірів з кутом конусності 100 і великі типорозміри з кутом конусності 200. Гідроциклони малих діаметрів працюють з відносно високим тиском, великих діаметрів - з низьким тиском [6].

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

Вихідні дані для розрахунку для кожної стадії:

- 1) вміст твердого в операції, %;
- 2) Кількість пульпи в операції, м³/г;
- 3) Щільність руди – т/м³;
- 4) Вміст класу -0,074 мм в операції –%;
- 5) Кількість млинів у стадії;
- 6) Продуктивність за пісками – т/г;
- 7) Продуктивність за зливом –т/г;
- 8) Кут нахилу класифікатора – 16°.

Вихідні дані оформлюються як бланк заказу (табл.5.5.).

Таблиця 5.5 - Бланк заказу для розрахунку за програмою «OPID-6»

ХОЛОДЕНКО ЗКК-23-м Курсовий проєкт	
63.29 / 3562.27 / 3.54 / 58.70 / 16 / 2226.11 / 1904.12 / 16	
51.28 / 9732.70 / 3.54 / 80.80 / 08 / 6811.99 / 1053.55 / 16	
37.45 / 6520.19 / 3.54 / 98.90 / 08 / 2552.66 / 0789.83 / 16	
	OPID-6

Результати розрахунку приведені у таблиці (табл. 5.6)

Проводимо техніко-економічне порівняння отриманих варіантів.

В I стадії класифікації приймаю класифікатор 1КСН-30.

У II стадії приймаю варіант №6. Найбільш економічним є варіант з установкою гідроциклонів ГЦ-500 – 5 одиниць на одну секцію. З урахуванням резерву 50%, батареї ГЦ-500 встановлюємо по 8 одиниць на секцію, у кожній (5 – робочих, 3 – резерви). На фабрику = $8 \times 8 = 64$ одиниць.

У III стадії приймаю варіант №9. Найбільш економічним є варіант з установкою гідроциклонів ГЦ-500 – 3 одиниці на одну секцію. З урахуванням резерву 50%, батареї ГЦ-500 встановлюємо по 5 одиниць на секцію, у кожній (3 – робочих, 2 – резерви). На фабрику = $5 \times 8 = 40$ одиниць.

5.3.3. Вибір та розрахунок обладнання для магнітної сепарації

Найчастіше при збагаченні магнетитових руд застосовують магнітні сепаратори типу ПБМ. Руди зі слабomagнітними мінералами збагачуються за допомогою сепараторів ЕВМ і ЕРМ. Сухе доведення гравітаційних концентратів, для вилучення слабomagнітних мінералів, здійснюється з використанням електромагнітних валкових сепараторів для сухого збагачення типу ЕВС [6]. Сепаратори типу ЕДС можна використовувати для доведення концентратів руд рідкісних металів.

Магнітне збагачення засноване на використанні відмінностей в магнітних властивостях мінералів, що розподіляються. Процес може проходити в постійних та перемінних магнітних полях. Вибір типу сепаратору залежить від магнітної сприйнятливості, мінералів, що вилучаються в концентрат, крупності живлення, середовищі, у якому здійснюється сепарація, вимог до якості продуктів збагачення. Збагачення подрібненого промпродукту, на фабриці ПРАТ «ЦГЗК», відбувається методом магнітної сепарації на барабанних магнітних сепараторах з протитечійними і напівпротитечійними ваннами.

Приймаючи досвід фабрик-аналогів, які переробляють схожу за властивостями сировину, розглянемо і розрахуємо варіанти сепараторів типу ПБМ зі слабким полем для мокрого збагачення для 4 стадій збагачення, а саме: ПБМ-90/250, ПБМ-120/250, ПБМ-120/300.

Таблица 5.6 – Результаты розрахунку програмою OPID 6

Курсовой проект ЗКК-23-м Холоденко О.Є.

исходные данные:

tb=63.3% объем пульпы= 3562.3м³/час delta=3.54т/м³ бета=58.7% n секций=16шт
 қпески=2226.1т/час қслива= 1904.1т/час alfa=16.град

пригоден класификатор:

1kch-30 d= 3000.mm p=42.0t n= 30kbt 1.5об/мин

расчет закончен

ХОЛОДЕНКО

исходные данные:

tb=51.3% объем пульпы= 9732.7м³/час delta=3.54т/м³ бета=80.8% n секций= 8шт
 қпески=6812.0т/час қслива= 1053.6т/час alfa=16.град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроциклов принятое на одну секцию	суммарная		производительность гидроциклона,м ³ /час
				давление мпа	масса t	

1	гц-360	93.4	96	12	38.4	0.10	104.2
2	гц-360	76.3	80	10	32.0	0.15	127.6
3	гц-360	66.1	72	9	28.8	0.20	147.3
4	гц-500	49.3	56	7	33.6	0.10	197.3
5	гц-500	40.3	48	6	28.8	0.15	241.7
6	гц-500	34.9	40	5	24.0	0.20	279.1
7	гц-710	36.1	40	5	58.0	0.10	269.8
8	гц-710	29.4	32	4	46.4	0.15	330.5
9	гц-710	25.5	32	4	46.4	0.20	381.6
10	гц-1000	21.5	24	3	57.6	0.10	452.8
11	гц-1000	17.6	24	3	57.6	0.15	554.5
12	гц-1000	15.2	16	2	38.4	0.20	640.3
13	гц-1400	10.2	16	2	72.0	0.10	951.7
14	гц-1400	8.3	16	2	72.0	0.15	1165.6
15	гц-1400	7.2	8	1	36.0	0.20	1345.9
16	гц-2000	5.5	8	1	92.0	0.10	1775.9
17	гц-2000	4.5	8	1	92.0	0.15	2175.1
18	гц-2000	3.9	8	1	92.0	0.20	2511.6

расчет закончен

ХОЛОДЕНКО

исходные данные:

tb=37.5% объем пульпы= 6520.2м³/час delta=3.54т/м³ бета=98.9% n секций= 8шт қпески=
 2552.7т/час қслива= 789.8т/час alfa=16.град

номер варианта	типоразмер гидроциклона	количество расчетное	гидроциклов принятое на одну	суммарная		производительность гидроциклона,м ³ /час
				давление мпа	масса t	

1	гц-250	115.6	120	15	26.4	0.10	56.4
2	гц-250	94.4	96	12	21.1	0.15	69.0
3	гц-250	81.8	88	11	19.4	0.20	79.7
4	гц-360	62.6	64	8	25.6	0.10	104.2
5	гц-360	51.1	56	7	22.4	0.15	127.6
6	гц-360	44.3	48	6	19.2	0.20	147.3
7	гц-500	33.0	40	5	24.0	0.10	197.3
8	гц-500	27.0	32	4	19.2	0.15	241.7
9	гц-500	23.4	24	3	14.4	0.20	279.1

расчет закончен

Розрахунок продуктивності сепараторів для мокрого збагачення визначимо за формулою 5.10.:

$$Q = qn \cdot (L-0,1), \text{ т/год.}, \quad (5.10)$$

де Q – продуктивність одного сепаратора, т/год;

q – питома продуктивність, т/год.;

n – число головних робочих елементів сепаратора;

L – довжина робочого елемента барабана.

Необхідна кількість сепараторів визначається за формулою 5.11.:

$$n_{\text{сеп.}} = Q_{\text{живл.}} / Q, \quad (5.11)$$

$Q_{\text{живл.}}$ - продуктивність продукту, що надходить на магнітну сепарацію

Q - продуктивність одного сепаратора, т/год.; n

Отже, розрахунок варіантів сепараторів для магнітної сепарації I стадії сепарації, кількість секцій $n=16$, питому продуктивність q сепараторів приймаємо за показниками фабрики-аналога.

I стадія магнітної сепарації.

Надходить злив класифікації I стадії $Q_5 = 1904,12$ т/год

Магнітний сепаратор типу ПБМ-90/250

1. $q = 19,7$ т/год·м.;

2. $Q_{90/250} = qn \cdot (L-0,1) = 19,7 \cdot 1(2,5-0,1) = 47,28$ т/год;

3. $Q_{\text{секц}} = Q_5 / n_{\text{секц}} = 1904,12 / 16 = 119,01$ т/год на 1 секцію;

4. $n_{\text{сеп.сек.}} = Q_{\text{секц}} / Q_{90/250} = 119,01 / 47,28 = 2,52$ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепараторів.

5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 16 = 48$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = $48 + 30\% = 63$ шт.

Тип ванни: прямоточна.

Магнітний сепаратор типу ПБМ-120/250

1. $q = 24,63$ т/год·м.;

2. $Q_{120/250} = qn \cdot (L-0,1) = 24,63 \cdot 1(2,5-0,1) = 59,11$ т/год;

3. $Q_{\text{секц}} = Q_5 / n_{\text{секц}} = 1904,12 / 16 = 119,01$ т/год на 1 секцію;

4. $n_{\text{сеп.сек.}} = Q_{\text{секц}} / Q_{120/250} = 119,01 / 59,11 = 2,01$ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепараторів.

5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 16 = 48$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = $48 + 30\% = 63$ шт.

Тип ванни: прямоточна.

Магнітний сепаратор типу ПБМ-П-120/300

1. $q = 23,47$ т/год·м.;

2. $Q_{120/300} = qn \cdot (L-0,1) = 23,47 \cdot 1(3,0-0,1) = 68,06$ т/год;

3. $Q_{\text{секц}} = Q_5 / n_{\text{секц}} = 1904,12 / 16 = 119,00$ т/год на 1 секцію;

4. $n_{\text{сеп.сек.}} = Q_{\text{секц}} / Q_{120/300} = 119,00 / 68,06 = 1,75$ шт. на 1 секцію, приймаємо 2 сепараторів.

5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 2 \cdot 16 = 32$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = $32 + 30\% = 42$ шт.

Тип ванни: протитечна.

II стадія магнітної сепарації.

Надходить продукт подрібнення II стадії подрібнення $Q_{11}=6811,99$ т/год

ПБМ-90/250

1. $q=16,31$ т/год·м.;
2. $Q_{90/250}=qn \cdot (L-0,1)=16,31 \cdot 1(2,5-0,1)=39,14$ т/год.;
3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{11}}{n_{\text{секц}}} = \frac{6811,99}{8} = 851,50$ т/год на 1 секцію;
4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{851,50}{39,14} = 21,75$ шт. на 1 секцію, приймаємо 22 сепараторів.
5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 22 \cdot 8 = 176$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30%=176+30%=229 шт.

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/250

1. $q=19,57$ т/год·м.;
2. $Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 19,57 \cdot 1(2,5-0,1)=46,97$ т/год.;
3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{11}}{n_{\text{секц}}} = \frac{6811,99}{8} = 851,50$ т/год на 1 секцію;
4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/250}} = \frac{851,50}{46,97} = 18,13$ шт. на 1 секцію, приймаємо 19 сепараторів.
5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 19 \cdot 8 = 152$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 152+30%=198 шт.

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300

1. $q=35,44$ т/год·м.;
2. $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 35,44 \cdot 1(3-0,1)=102,78$ т/год.;
3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{11}}{n_{\text{секц}}} = \frac{6811,99}{8} = 851,50$ т/год на 1 секцію;
4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{851,50}{102,78} = 8,28$ шт. на 1 секцію, приймаємо 9 сепараторів.
5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 9 \cdot 8 = 72$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 72+30%=94 шт.

Тип ванни: напівпротитечійна.

III стадія магнітної сепарації, I прийом.

Надходить промпродукт знешламлювання I стадії $Q_{16}=872,47$ т/год

ПБМ-90/250

1. $q=11$ т/год·м.;
 2. $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 11 \cdot 1(2,5-0,1)=26,4$ т/год.;
 3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{16}}{n_{\text{секц}}} = \frac{872,47}{8} = 109,06$ т/год на 1 секцію;
 4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{109,06}{26,4} = 4,13$ шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів.
 5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 8 = 40$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 40+30%=52 шт.
- Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/250

1. $q=13$ т/год·м.;
 2. $Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 13 \cdot 1(2,5-0,1)=31,2$ т/год.;
 3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{16}}{n_{\text{секц}}} = \frac{872,47}{8} = 109,6$ т/год на 1 секцію;
 4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/250}} = \frac{109,6}{31,2} = 3,51$ шт. на 1 секцію, приймаємо 4 сепараторів.
 5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 4 \cdot 8 = 32$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 32+30%=42 шт.
- Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300

1. $q=16,13$ т/год·м.;
 2. $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 16,13 \cdot 1(3-0,1)=46,78$ т/год.;
 3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{16}}{n_{\text{секц}}} = \frac{872,47}{8} = 109,06$ т/год на 1 секцію;
 4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{109,06}{46,78} = 2,33$ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепараторів.
 5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 8 = 24$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання 30% = 24+30%=32 шт.
- Тип ванни: напівпротитечійна.

III стадія магнітної сепарації, II прийом.

Надходить промпродукт магнітної сепарації III стадії $Q_{18}=809,82$ т/год
ПБМ-90/250

1. $q=11$ т/год·м.;
2. $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 11 \cdot 1(2,5-0,1)=26,4$ т/год.;
3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{18}}{n_{\text{секц}}} = \frac{809,82}{8} = 101,23$ т/год на 1 секцію;
4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{101,23}{26,4} = 3,83$ шт. на 1 секцію, приймаємо 4 сепараторів.

5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 4 \cdot 8 = 32$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання $30\% = 32 + 30\% = 42$ шт.

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/250

1. $q = 13$ т/год·м.;

2. $Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 13 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 31,2$ т/год.;

3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{18}}{n_{\text{секц}}} = \frac{809,82}{8} = 101,23$ т/год на 1 секцію;

4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/250}} = \frac{101,23}{31,2} = 3,24$ шт. на 1 секцію, приймаємо 4 сепараторів.

5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 4 \cdot 8 = 32$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання $30\% = 32 + 30\% = 42$ шт.

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300

1. $q = 14,97$ т/год·м.;

2. $Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 14,97 \cdot 1(3 - 0,1) = 43,41$ т/год.;

3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{18}}{n_{\text{секц}}} = \frac{809,82}{8} = 101,23$ т/год на 1 секцію;

4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{101,23}{43,41} = 2,33$ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепараторів.

5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 8 = 24$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання $30\% = 24 + 30\% = 32$ шт.

Тип ванни: напівпротитечійна.

IV стадія магнітної сепарації, I прийом

Надходить промпродукт знешламлювання II стадії $Q_{28} = 728,33$ т/год

ПБМ-90/250

1. $q = 9$ т/год·м.;

2. $Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 9 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 21,6$ т/год.;

3. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{28}}{n_{\text{секц}}} = \frac{728,33}{8} = 91,04$ т/год на 1 секцію;

4. $n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{91,04}{21,6} = 4,21$ шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів.

5. $n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 8 = 50$ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання $30\% = 50 + 30\% = 65$ шт.

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/250

1. $q = 13$ т/год·м.;

2. $Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 13 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 31,2$ т/год.;

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{28}}{n_{\text{секц}}} = \frac{728,33}{8} = 91,04 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/250}} = \frac{91,04}{31,2} = 2,92 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепараторів.}$$

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 8 = 24 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 24 + 30\% = 32 \text{ шт.}$$

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300

$$1. q = 13,47 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 13,47 \cdot 1(3 - 0,1) = 39,06 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{28}}{n_{\text{секц}}} = \frac{728,33}{8} = 91,04 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{91,04}{39,06} = 2,33 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепаратори.}$$

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 8 = 24 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 24 + 30\% = 32 \text{ шт.}$$

Тип ванни: напівпротитечійна.

IV стадія магнітної сепарації, II прийом

Надходить промпродукт магнітної сепарації IV стадії $Q_{30} = 703,95$ т/год

ПБМ-90/250

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

$$2. Q_{90/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 9 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 21,6 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{30}}{n_{\text{секц}}} = \frac{703,95}{8} = 87,99 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{90/250}} = \frac{87,99}{21,6} = 4,07 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 5 сепараторів.}$$

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 5 \cdot 8 = 40 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 40 + 30\% = 52 \text{ шт.}$$

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/250

$$1. q = 13 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{120/250} = qn \cdot (L - 0,1) = 13 \cdot 1(2,5 - 0,1) = 31,2 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{30}}{n_{\text{секц}}} = \frac{703,95}{8} = 87,99 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/250}} = \frac{87,99}{31,2} = 2,82 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепараторів.}$$

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 8 = 24 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 24 + 30\% = 32 \text{ шт.}$$

Тип ванни: напівпротитечійна.

ПБМ-120/300

$$1. q = 13,01 \text{ т/год} \cdot \text{м.};$$

$$2. Q_{120/300} = qn \cdot (L - 0,1) = 13,01 \cdot 1(3 - 0,1) = 37,73 \text{ т/год.};$$

$$3. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{30}}{n_{\text{секц}}} = \frac{703,95}{8} = 87,99 \text{ т/год на 1 секцію};$$

$$4. n_{\text{сеп.сек.}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{120/300}} = \frac{87,99}{37,73} = 2,33 \text{ шт. на 1 секцію, приймаємо 3 сепаратори.}$$

$$5. n_{\text{сеп.фабр.}} = n_{\text{сеп.сек.}} \cdot n_{\text{сек.}} = 3 \cdot 8 = 24 \text{ шт., додатково враховуємо резерв на обладнання } 30\% = 24 + 30\% = 32 \text{ шт.}$$

Тип ванни: напівпротитечійна.

Для вибору найбільш економічного варіанту типорозміру магнітних сепараторів розраховуємо питомі витрати на електроенергії на 1т концентрату та проводимо техніко-економічне порівняння розрахованих магнітних сепараторів таблиця 5.7.

Таблиця 5.7 – Результати розрахунку обладнання для магнітної сепарації

Стадія ММС	n на секц	n на фабр	P, 1 од.кВт	P фабр,кВт	m 1 од.,т	m фабр,т	Тип сепаратора
Iст.,	3	63	4,0	252,0	3,3	207,9	ПБМ-90/250
Iст.,	3	63	5,8	365,4	4,0	252,0	ПБМ-120/250
Iст.,	2	42	7,5	315,0	5,5	231,0	ПБМ-120/300
IIст.	22	229	4,0	916,0	3,3	755,7	ПБМ-90/250
IIст.	19	198	5,8	1148,4	4,0	792,0	ПБМ-120/250
IIст.	9	94	7,5	705,0	5,5	517,0	ПБМ-120/300
IIIст.1пр.	5	52	4,0	208,0	3,3	171,6	ПБМ-90/250
IIIст.1пр.	4	42	5,8	243,6	4,0	168,0	ПБМ-120/250
IIIст.1пр.	3	32	7,5	240,0	5,5	176,0	ПБМ-120/300
IIIст.2пр.	4	42	4,0	168,0	3,3	138,6	ПБМ-90/250
IIIст.2пр.	4	42	5,8	243,6	4,0	168,0	ПБМ-120/250
IIIст.2пр.	3	32	7,5	240,0	5,5	176,0	ПБМ-120/300
IVст.1пр.	5	65	4,0	260,0	3,3	214,5	ПБМ-90/250
IVст.1пр.	3	32	5,8	185,6	4,0	128,0	ПБМ-120/250
IVст.1пр.	3	32	7,5	240,0	5,5	176,0	ПБМ-120/300
IVст.2пр.	5	65	4,0	260,0	3,3	214,5	ПБМ-90/250
IVст.2пр.	3	32	5,8	185,6	4,0	128,0	ПБМ-120/250
IVст.2пр.	3	32	7,5	240,0	5,5	176,0	ПБМ-120/300
Σ		516	4,0	2064,0	3,3	1702,8	ПБМ-90/250
Σ		409	5,8	2372,2	4,0	1636,0	ПБМ-120/250
Σ		264	7,5	1980,0	5,5	1452,0	ПБМ-120/300

Виконавши порівняння варіантів магнітних сепараторів, обираємо той, що має найменшу потужність за сумарною характеристикою та меншу масу. До установки приймаю магнітні сепаратори ПБМ 120/300 як більш економічні.

I стадія - 42 шт.;

II стадія – 94 шт.;

III стадія 1 пр.– 32 шт.;

- III стадія 2 пр.– 32 шт.;
- IV стадія 1 пр.– 32 шт.;
- IV стадія 2 пр.– 32 шт..

Магнітна сепарація I та II стадій буде здійснюватися в один прийом. На I стадію магнітної сепарації самопливно надходить промпродукт зі зливу класифікатора I стадії подрібнення. На другу стадію магнітної сепарації поступає самопливно по жолобах розвантаження млинів другої стадії подрібнення. Магнітний продукт магнітної сепарації спрямовується самопливно в зумпф, а хвости спрямовуються у відвал (у збірний хвостовий жолоб).

Магнітна сепарація III-ї, та IV-ї стадій буде здійснюватися в два прийоми з переочищенням магнітного продукту першого прийому у другому прийомі. Подання пульпи у ванну магнітних сепараторів типу ПБМ-ПП-120/300 відбувається через завантажувальний короб (приймальну коробку з розподільним листом) в два прийоми. Через завантажувальну щілину ванни на сепараторах типу ПБМ-ПП-120/300 пульпа самопливно поступає під барабан першого прийому, де розділяється на хвости і магнітний продукт, який барабаном виноситься з ванни та через розвантажувальний поріг у завантажувальну щілину другого прийому, де відбувається розділення на хвости і магнітний продукт, який потім розвантажується в концентратний жолоб.

З метою підвищення ефективності збагачення подрібнених продуктів, отримання мінімальних втрат заліза магнітного в хвостах, на сепараторах регулюється: величина робочого проміжку і кут нахилу магнітної системи. Робочий проміжок регулюється товщиною прокладки, що встановлюється під виливницю валу барабана при виконанні робіт по монтажу ванни. Кут нахилу магнітної системи регулюється за допомогою поворотно-натяжного пристрою.

5.3.4. Вибір та розрахунок обладнання для знешламлення.

На сучасних збагачувальних фабриках, що переробляють магнетитові кварцити найбільш розповсюджені магнітні дешламатори. Їх розрахунок виконується за нормами питомого навантаження на 1 м² площі поверхні знешламлювання.

При технологічному розрахунку та виборі згущувачів питому площу згущення та продуктивність приймаємо за даними, які отримано при згущенні аналогічного продукту в промислових умовах.

При обраній питомій продуктивності необхідна площа згущення визначається за формулою (5.12):

$$F = Q / q, \text{ м}^3 \quad (5.13)$$

де Q – продуктивність по твердому в продукті, що згущається, т/год., або т/доб.;

q – питома продуктивність згущувача, т/год*м³ або т/доб*м³.

До розгляду приймаємо магнітні дешламатори МД-5, МД-9 та МД-12, це дешламатори, які використовують фабрики-аналоги.

І стадія магнітної дешламації, 1-й прийом:

$$Q_{10} = 1053,55 \text{ т/год.}, n_{\text{секц}} = 8, q = 3,49 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год.}$$

МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{10}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1053,55}{8} = 131,69 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{131,69}{3,49} = 37,73 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,73}{19,6} = 1,93 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 2 магнітних дешламатори}$$

типу МД-5.

МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{10}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1053,55}{8} = 131,69 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{131,69}{3,49} = 37,73 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,73}{63,8} = 0,59 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$

типу МД-9.

МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{10}}{n_{\text{секц}}} = \frac{1053,55}{8} = 131,69 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{131,69}{3,49} = 37,73 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,73}{113} = 0,33 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$

типу МД-12.

І стадія магнітної дешламації, 2-й прийом:

$$Q_{14} = 896,46 \text{ т/год.}, n_{\text{секц}} = 8, q = 2,97 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год.}$$

МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{14}}{n_{\text{секц}}} = \frac{896,46}{8} = 112,06 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{112,06}{2,97} = 37,73 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,73}{19,6} = 1,92 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 2 магнітних дешламаторів}$$

типу МД-5.

МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{14}}{n_{\text{секц}}} = \frac{896,46}{8} = 112,06 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{112,06}{2,97} = 37,73 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,73}{63,8} = 0,59 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітних дешламатори}$$

типу МД-9.

МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{14}}{n_{\text{секц}}} = \frac{896,46}{8} = 112,06 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{112,06}{2,97} = 37,73 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,73}{113} = 0,33 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітних дешламатори}$$

типу МД-12.

II стадія магнітної дешламації, 1-й прийом:

$$Q_{26} = 789,83 \text{ т/год.}, n_{\text{секц}} = 8, q = 2,62 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год.}$$

МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{25}}{n_{\text{секц}}} = \frac{789,83}{8} = 98,73 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{98,73}{2,62} = 37,68 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,68}{19,6} = 1,92 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 2 магнітних дешламаторів}$$

типу МД-5.

МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{25}}{n_{\text{секц}}} = \frac{789,83}{8} = 98,73 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{98,73}{2,62} = 37,68 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,68}{63,8} = 0,59 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$

типу МД-9.

МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{25}}{n_{\text{секц}}} = \frac{789,83}{8} = 98,73 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{98,73}{2,62} = 37,68 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,68}{113} = 0,33 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$

типу МД-12.

II стадія магнітної дешламації, 2-й прийом:

$$Q_{26} = 738,80 \text{ т/год.}, n_{\text{секц}} = 8, q = 2,45 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год.}$$

МД-5

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{25}}{n_{\text{секц}}} = \frac{738,80}{8} = 92,35 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{92,35}{2,45} = 37,69 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,69}{19,6} = 1,92 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 2 магнітних дешламаторів}$$

типу МД-5.

МД-9

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{26}}{n_{\text{секц}}} = \frac{738,80}{8} = 92,35 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{92,35}{2,45} = 37,69 \text{ м}^2;$$

3. $n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,69}{63,8} = 0,59$ шт., приймаємо 1 магнітний дешламатор типу МД-9.

МД-12

$$1. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{26}}{n_{\text{секц}}} = \frac{738,80}{8} = 92,35 \text{ т/год.};$$

$$2. F_{\text{заг}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{q} = \frac{92,35}{2,45} = 37,69 \text{ м}^2;$$

$$3. n_{\text{дешл}} = \frac{F_{\text{заг}}}{F_{\text{дешл}}} = \frac{37,69}{113} = 0,33 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 1 магнітний дешламатор}$$

типу МД-12.

Заносимо до таблиці сумарні значення потужності і маси кожного типу магнітного дешламатора за всіма трьома стадіями магнітного знешламлювання і порівнюємо.

Як бачимо, порівнюючи масу, МД-5 має меншу масу, але витрати електроенергії МД-5 та МД-9 рівні. Тому виходимо з умов раціонального розташування обладнання, керуючись досвідом фабрик-аналогів, а також маючи на увазі, що більші витрати на фундаментально-капітальні вкладення окупляться за рахунок витрат на обладнання, приймаємо до встановлення магнітний дешламатор типу МД-9 у кількості 1 одиниць на I стадію 1-й прийом, МД-9 у кількості 1 одиниць на I стадію 2-й прийом, МД-9 у кількості 1 одиниць на II стадію 1-й прийом, МД-9 у кількості 1 одиниць на II стадію 2-й прийом.

Таблиця 5.8. – Сумарні дані маси та потужності магнітних дешламаторів

Стадія/ прийом	n на секц	n на фабр	P,1 од.кВт	Pфабр,кВт	mI од.,т	mфабр,т	Тип дешламатора
I / 1	2	16	1,5	24	8,2	131,2	МД-5
	1	8	3,0	24	27,2	217,6	МД-9
	1	8	5,5	44	55,0	440	МД-12
I / 2	2	16	1,5	24	8,2	131,2	МД-5
	1	8	3,0	24	27,2	217,6	МД-9
	1	8	5,5	44	55,0	440	МД-12
II / 1	2	16	1,5	24	8,2	131,2	МД-5
	1	8	3,0	24	27,2	217,6	МД-9
	1	8	5,5	44	55,0	440	МД-12
II / 2	2	16	1,5	24	8,2	131,2	МД-5
	1	8	3,0	24	27,2	217,6	МД-9
	1	8	5,5	44	55,0	440	МД-12
Σ		64	1,5	96,0	8,2	524,8	МД-5
Σ		32	3,0	96,0	27,2	870,4	МД-9
Σ		32	5,5	176,0	55,0	1760,0	МД-12

5.3.5. Вибір та розрахунок обладнання для фільтрації.

Продукти з високим вмістом твердого після згущення піддаються фільтруванню. У процесі фільтрування розділяються тверді частки та рідина під дією тиску з обох сторін пористої перегородки. При фільтруванні з пористої сторони перегородки за рахунок підвищеного тиску утворюється шар осаду – кек. Операція фільтрування відбувається на вакуум-фільтрах (дискових, барабанних і стрічкових) і фільтр-пресах. Вибір типу фільтра визначається характеристикою крупності твердої фази, її густиною, необхідними продуктивністю і вологістю.

Фільтрування рудних зернистих концентратів, які містять не більше 60-70% класу -0,074 мм здійснюється на барабанних вакуум-фільтрах з внутрішньою фільтрувальною поверхнею.

При великій потужності збагачувальної фабрики і подачі на фільтрування тонкоподрібнених продуктів використовують дискові вакуум-фільтри.

Продуктивність фільтрів розраховують за нормами питомого навантаження, що приймають за результатами лабораторних досліджень, по досвіду практичної експлуатації фільтрів на аналогічній сировині або за усередненими даними, наведеними у довідковій літературі.

За вибраним питомим навантаженням розраховується загальна потрібна площа фільтрувальної поверхні і необхідна кількість фільтрів в залежності від її розміру. На кожні 3-4 фільтри передбачається один резервний. Оскільки магнетитовий концентрат є тонкоздрібненим продуктом (вміст класу -0,074мм 99,0%) застосовуємо дискові вакуум-фільтри.

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

Продуктивність фільтрів визначається за формулою:

$$Q = q F, \text{ т/год} \quad (5.14)$$

де q – питома продуктивність фільтра, т/год·м² ;

F – площа фільтрування фільтра, наміченого для встановлення, м².

$$\text{ДУ-60-2,7; } q=0,33 \text{ т/год} \cdot \text{м}^2.$$

$$1. Q_{\text{ф-ра}} = q \cdot F_{\text{ф}} = 0,33 \cdot 60 = 19,80 \text{ т/год.};$$

$$2. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{32}}{n_{\text{секц}}} = \frac{698,43}{8} = 87,30 \text{ т/год.};$$

$$3. n_{\text{ф/секц}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{\text{ф-ра}}} = \frac{87,30}{19,80} = 4,41 \text{ шт.}, \text{ приймаємо 5 вакуум-фільтрів на 1}$$

секцію. Приймаємо 1 резервний вакуум-фільтр, тому на секцію 6 одиниць.

$$4. n_{\text{ф/фабр}} = n_{\text{ф/секц}} \cdot n_{\text{секц}} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ одиниць на фабрику.}$$

$$\text{ДУ-100-2,5; } q=0,38 \text{ т/год} \cdot \text{м}^2.$$

$$1. Q_{\text{ф-ра}} = q \cdot F_{\text{ф}} = 0,38 \cdot 100 = 38 \text{ т/год.};$$

$$2. Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{32}}{n_{\text{секц}}} = \frac{698,43}{8} = 87,30 \text{ т/год.};$$

3. $n_{\text{ф/секц}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{\text{ф-ра}}} = \frac{87,30}{38} = 2,30$ шт., приймаємо 3 вакуум-фільтри на 1 секцію. Приймаємо 1 резервний вакуум-фільтр, тому на секцію 4 одиниці.

4. $n_{\text{ф/фабр}} = n_{\text{ф/секц}} \cdot n_{\text{секц}} = 4 \cdot 8 = 32$ одиниці на фабрику.

ДУ-140-3,5; $q=0,45$ т/год·м².

1. $Q_{\text{ф-ра}} = q \cdot F_{\text{ф}} = 0,45 \cdot 140 = 63$ т/год.;

2. $Q_{\text{секц}} = \frac{Q_{\text{з1}}}{n_{\text{секц}}} = \frac{698,43}{8} = 87,30$ т/год.;

3. $n_{\text{ф/секц}} = \frac{Q_{\text{секц}}}{Q_{\text{ф-ра}}} = \frac{87,30}{63} = 1,39$ шт., приймаємо 2 вакуум-фільтри на 1 секцію. Приймаємо 1 резервний вакуум-фільтр, тому на секцію 3 одиниці.

4. $n_{\text{ф/фабр}} = n_{\text{ф/секц}} \cdot n_{\text{секц}} = 3 \cdot 8 = 24$ одиниць на фабрику.

Для вибору найбільш економічного варіанту типорозміру вакуум-фільтрів виконаємо техніко-економічне порівняння вакуум-фільтрів, таблиця 5.9.

Таблиця 5.9 – Техніко-економічне порівняння фільтрів

Тип вакуум-фільтру	n на секц	n на фабр	P,1 од.кВт	Pфабр,кВт	m 1 од.,т	m фабр,т
ДУ-60-2,7	6	48	8,0	384,0	9,2	441,6
ДУ-100-2,5	4	32	8,0	256,0	13,9	444,8
ДУ-140-3,5	3	24	14,0	336,0	30,0	720,0

Отже, найменшу сумарну масу та потужність мають вакуум-фільтри типу ДУ-100-2,5, тому його приймаємо до встановлення в кількості 32 одиниці на фабрику.

Для розрахунку питомої електроенергії складаємо підсумкову таблицю 5.10.

Таблиця 5.10. – Підсумкова таблиця обладнання

Найменування операції	Устаткування	Типо-розмір	Робочих, на секцію	Резерв, на секцію	Сумарні дані		
					На фабрику	Вага, т	Потужність, кВт
Подрібнення							
I ст.	Млин	МШР 36x50	2	-	16	7600	60000
II ст.	Млин	МШЦ 45x55	1	-	8		
III ст.	Млин	МШЦ 45x55	1	-	8		
Класифікація							
I ст.	Класифік.	1КСН-30	1	-	16	480,0	640
II ст.	Гидроцикл.	ГЦ-500	5	3	64	46,8	
III ст.	Гидроцикл.	ГЦ-500	3	2	40		
Магнітна сепарація							
I ст.	Сепаратор	ПБМ-П-120/300	2	1	42	231,0	315,0
II ст.	Сепаратор		9	3	94	517,0	705,0
III ст. 1пр.	Сепаратор		3	1	32	176,0	240,0
III ст. 2пр.	Сепаратор		3	1	32	176,0	240,0
IV ст. 1пр.	Сепаратор		3	1	32	176,0	240,0
IV ст. 2пр.	Сепаратор		3	1	32	176,0	240,0
Знешламлення							
I ст. 1-й пр.	Дешламатор	МД-9	1	-	8	217,6	24
I ст. 2-й пр.	Дешламатор		1	-	8	217,6	24
II ст. 1-й пр.	Дешламатор		1	-	8	217,6	24
II ст. 2-й пр.	Дешламатор		1	-	8	217,6	24
Фільтрація							
	Вакуум-фільтр	ДУ-100-2,5	3	1	32	256,0	444,8
Разом						10705	63161

Розраховуємо питомі витрати електроенергії на 1т руди при збагаченні
 $g_{\text{подр.}} = \sum N / Q_p = 63161 / 1904,12 = 33,17 \text{ кВт*год./т.}$

На подрібнення та збагачення 1т руди витрачається:

$g_{\text{заг.}} = (g_{\text{збаг.}} + g_{\text{подр.}}) / Q_p = (63161 + 33357) / 2373,5 = 40,66 \text{ кВт*год./т.}$

Визначаємо питомі витрати електроенергії на 1т концентрату при збагаченні:

$g_{\text{подр.}} = \sum N / Q_{\text{конц}} = 63161 / 698,43 = 90,43 \text{ кВт /т.}$

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 5

Розраховано сучасні якісно кількісну та водно-шламову схеми збагачення магнетитових руд шахти імені Клачевського на ПРАТ «ЦГЗК», за якою вихід концентрату складає 39,07% з масовою часткою $Fe_{заг}$ – 69,1 %, вологи - не більше 10,0%, вилучення заліза у концентрат – 71,25%.

Питомі витрати води на 1т руди складають 15,37 (м³/т). Питомі витрати води на 1т концентрату складають 35,74 (м³/т).

Для роботи цієї схеми розраховано основне обладнання для збагачення руд шахти імені Колачевського:

-для подрібнення: млин МШР 36х50 - 16 одиниць, та МШЦ 45х55 - 16 одиниць;

-для класифікації: класифікатор 1КСН-30 - 16 одиниць, та гідроциклон ГЦ-500 – 104 одиниці;

-для магнітної сепарації: сепаратор ПБМ-П-120/300 – 808 одиниць;

-для знешламлення: дешламатор МД-9 – 32 одиниці;

-для фільтрації: вакуум фільтр ДУ-100-2,5 – 32 одиниці.

Розраховано питомі витрати електроенергії на 1т руди при збагаченні 33,17 кВт*год./т.; на подрібнення та збагачення 1т руди витрачається 40,66 кВт*год./т.; питомі витрати електроенергії на 1т концентрату при збагаченні 90,43 кВт /т.

РОЗДІЛ 6 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЦИВІЛЬНИЙ ЗАХИСТ ПРИ ЗБАГАЧЕНІ МАГНЕТИТОВИХ РУД

Охорона праці - це система правових, соціально-економічних, організаційно-технічних, санітарно-гігієнічних та лікувально-профілактичних заходів і засобів, спрямованих на збереження життя, здоров'я та працездатності людини в процесі трудової діяльності. [20]

Система управління охороною праці є важливою частиною загальної системи управління виробництвом. Вона охоплює всі етапи життєвого циклу виробництва, включаючи проектування, будівництво, введення в експлуатацію та реконструкцію. Ця система враховує всі аспекти виробничо-господарської діяльності, роботу колективів структурних підрозділів, використання технічних засобів, матеріальних і фінансових ресурсів, а також управління інформаційними потоками.

На ПРАТ «ЦГЗК» згідно вимог закону «Про охорону праці» запроваджено і регулярно переглядаються на актуальність:

- понад 300 інструкцій з охорони праці по професіями або за видами робіт;
- понад 150 переліків видів робіт підвищеної небезпеки для виконання яких потрібно оформлення наряду допуску;
- понад 50 положень та стандартів з охорони праці та цивільної безпеки;
- понад 15 планів ліквідацій аварій в структурних підрозділах комбінату.

На підприємстві запроваджений сучасний програмний комплекс на базі платформи Dynamics365 – це багаторівневий інструмент керівників всіх ланок, який дозволяє аналізувати показники роботи з охорони праці та приймати ефективні рішення для коригування недоліків системи управління охорони праці. Система охоплює весь спектр діяльності охорони праці і реалізована на платформах windows, android, IOS. В залежності від рівня керівної посади закріплені права доступу і вимоги до якості та періодичності занесення даних та формування звітності. Занесена інформація обробляється системним адміністратором і формується звітність, яка розглядається на щоденних нарадах з охорони праці різних рівнів. Завдяки багаторівневості, всеосяжності та автоматизації операцій системи - обмін інформацією між цехами управлінням ПРАТ «ЦГЗК» та підприємствами групи Метінвест відбувається оперативно і якісно. Структура щоденного звіту Dynamics 365 наведена в таблиці 6.1.

Ефективність роботи системи управління охороною праці на ПРАТ «ЦГЗК» як інтегрованої і невід'ємної системи управління підприємством підтверджено міжнародним сертифікатом на систему управління охороною здоров'я та безпекою праці ISO 45001:2018 [21]

Таблиця 6.1 - Структура щоденного звіту Dynamics 365

Точки контролю	Критерії	Аналіз системи управління
ЗАЛУЧЕНІСТЬ	Кількість користувачів, які зареєстрували порушення в системі.	Дозволяє оцінити ступінь участі кожного керівника в профілактичній роботі з охорони праці та пожежної безпеки
АУДИТИ БЕЗПЕКИ	Факт проведених аудитів відповідно до запланованого графіка, кількість виявлених невідповідностей та розроблених заходів.	Дозволяє оцінити дотримання планових термінів проведення аудитів та їх результативність.
ПОРУШЕННЯ	Кількість зареєстрованих порушень та розроблених заходів під час обходів робочих місць керівниками та всіх видів перевірок з охорони праці	Дозволяє оцінити рівень безпеки робочих місць та обладнання, ефективність залучення та профілактичної роботи кожного керівника, ефективність заходів щодо усунення невідповідностей.
ЗАХОДИ	Кількість розроблених та виконаних у встановлені терміни заходів.	Дозволяє контролювати ефективність роботи керівників щодо усунення виявлених невідповідностей.
БЕЗПЕЧНА ПРАЦЯ	Кількість зареєстрованих та підтверджених коефіцієнтів (підвищуючих та знижуючих) у системі мотивації «Премія за безпечну працю».	Дозволяє аналізувати рівень залученості працівників та ефективність мотивації за зниження ризиків або небезпечні дії працівників
ПІДРЯДНИКИ	Кількість порушень працівниками підрядних організацій.	Дозволяє оцінити ефективність системи організації ремонтів.

В той же час реалії сьогодення потребують безпечної організації виробництва у військовий час і вимагають від керівників підприємства безперервно розробляти додаткові заходи що до збереження життя і здоров'я своїх працівників.

Одним із ризиків останнього часу, що несе в собі загрози здоров'ю та життю робітників, а також може спричинити техногенні аварії є ризик

припинення постачання енергоресурсів. На цей випадок на підприємстві запроваджено «Алгоритм розробки порядку дій персоналу при припиненні постачання енергоресурсів». Метою створення такого алгоритму є встановлення єдиних вимог щодо розробки, актуалізації та узгодження порядку дій персоналу при припиненні постачання енергоресурсів.

Розробка порядку дій персоналу при припиненні постачання енергоресурсів передбачає створення наступних документів:

- перелік обладнання та критичних ресурсів під нього;
- перелік професій та посад співробітників, які приймають участь в реагуванні на припинення постачання енергоресурсів;
- деталізований опис дій персоналу, при припиненні постачання енергоресурсів;
- порядок комунікацій між учасниками.

Кожен цех підприємства затверджує свій «Реєстр критично важливого обладнання» – це перелік всіх виробничих агрегатів та устаткування структурного підрозділу, зупинка або ушкодження яких може призвести до:

- загрози життю та здоров'ю працюючого персоналу (вибух, спалах, пожежа, відсутність можливості евакуації, у тому числі – з замкнутих просторів, витік шкідливих та отруйних речовин значної концентрації тощо);
- виникнення техногенної аварії (прориви дамб, затоплення, розгерметизація та викид до атмосфери отруйних та ядовитих речовин, розливання хімічних речовин з забрудненням ґрунту).

В цехах актуалізується «Реєстр критично важливих енергоресурсів» – перелік енергоресурсів для кожного структурного підрозділу (газ, вода, електроенергія тощо), припинення постачання яких може викликати:

- загрозу життю та здоров'ю працюючого персоналу (викид газу значної концентрації, отруєння хімічними парами, ураження електричним струмом, температурні та хімічні опіки тощо);
- виникнення техногенної аварії (викид до атмосфери отруйних та ядовитих речовин, неконтрольовані розливи хімічних речовин, викид газу значної концентрації з утворенням хмари розсіювання на населені пункти тощо).

Створені робочі групи по кожному структурному підрозділу, на підставі реєстру критично важливого обладнання і енергоресурсів:

- визначають всі можливі ситуації, які можуть бути пов'язані з припиненням постачання енергоресурсів;
- детально вивчають всю наявну документацію по кожній одиниці критично важливого обладнання (паспорти, регламенти, інструкції тощо);
- деталізують виробниче середовище на робочому місці обладнання та операції, що на цьому обладнанні виконуються;
- аналізують зовнішні чинники, що впливають на критично важливе обладнання;

- аналізують аварії та ситуації, що сталися в цеху будь-коли з вказаним обладнанням;
- визначають перелік персоналу цеху (з зазначенням професій), який буде задіяний у процесі локалізації аварії з припиненням постачання енергоресурсів;
- визначають покрокові дії персоналу, який буде задіяний у процесі локалізації аварії з зазначенням всіх джерел небезпеки критично важливого обладнання; запірної арматури, вимикачів, електророз'єднувачів тощо, які мають безпосереднє відношення до критично важливого обладнання; засобів протиаварійного захисту, зв'язку та цехового сповіщення; евакуаційних виходів та маршрутів евакуації; засобів протипожежного захисту; засобів індивідуального захисту;
- розробляє заходи з рятування персоналу з позначенням місць знаходження засобів для рятування;
- визначає перелік осіб, що є відповідальними за виконання заходів з рятування персоналу;
- визначає перелік і місце знаходження інструменту для локалізації аварії.

На підприємстві створений штаб з цивільної безпеки. Основною функцією штабу з цивільної безпеки є забезпечення ефективного управління критичними ситуаціями, зниження їх негативних наслідків, що загрожують бізнес-процесу підприємства, заподіяних аваріями, катастрофами, стихійними лихами, небезпечними соціально-політичними, військовими чи екологічними подіями. [22,23]

Пріоритетним напрямком роботи штабу з цивільної безпеки в системі управління охороною праці на підприємстві є запровадження і постійне вдосконалення «Системи оперативного реагування та надання допомоги постраждалим внаслідок воєнних дій».

Розпорядженнями по структурним підрозділам ЦГЗК затверджені реєстри персоналу, які включені до ланок домедичної допомоги – всього створено 92 ланки. Тренерами організації Червоного хреста проведено навчання працівників, які включені до ланок домедичної допомоги. Навчанням охоплено понад 200 працівників.

Розпорядженнями також затверджені реєстри персоналу, які включені до ланок протипожежного захисту. Всього створено 86 ланок.

Розроблені та затверджені графіки проведення навчання працівників ланок протипожежного захисту структурних підрозділів.

По ЦГЗК підготовлено 2-а внутрішніх тренера для проведення навчання членів ланок протипожежного захисту.

На базі відомчої пожежної частин ЦГЗК створено полігон для відпрацювання навичок персоналом, які включені до ланок протипожежного захисту структурних підрозділів.

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 6

Розглянуті основи та відповідність існуючої системи управління охороною праці та цивільної безпеки на ПРАТ «ЦГЗК».

Показно, що система управління охороною праці на підприємстві відповідає сучасним вимогам ґрунтуючись на прикладі запровадженого на підприємстві програмного комплексу на платформі Dynamics365.

Проаналізований «Алгоритм розробки порядку дій персоналу при припиненні постачання енергоресурсів», що запроваджений на підприємстві з метою зменшення ризиків спричинення шкоди здоров'ю та життю робітників, а також спричинення техногенних аварій.

Розглянуті основні функції та пріоритетні напрямки роботи штабу цивільної безпеки ПРАТ «ЦГЗК» .

РОЗДІЛ 7 РОЗРАХУНОК ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ

Завданням даної магістерської роботи вивчення ефективності застосування магнітної крупнокускової рудорозборки для руди шахти імені Колачевського.

Техніко-економічні розрахунки ефективності застосування магнітної крупнокускової рудорозборки на руді шахти імені Колачевського виконано відносно виробництва та реалізації кінцевого виду товарної продукції – окотишів, адже така структура збуту готової продукції на даний час склалася на ПРАТ «ЦГЗК».

Таблиця 7.1 – Основні показники виробництва концентрату та обкотишів з концентрату при розробці запасів шахти імені Колачевського

№ п/п	Найменування показників	Один. виміру	Значення
1	Обсяги видобутку по руді	тис. т.	1600,00
2	Вихід концентрату	%	39,07
3	Обсяги виробництва концентрату	тис. т.	625,12
4	Частка концентрату для виробництва обкотишів	%	100
5	Обсяг концентрату для виробництва обкотишів	тис. т.	625,12
6	Обсяг виробництва обкотишів	тис. т.	586,97

В розрахунках доходної частини передбачено випуск товарної продукції - обкотишів.

Ціни реалізації товарної продукції отримані у фінансовій дирекції та прийняті за прогнозні данні підприємства. Розрахунок річних показників доходної частини при розробці запасів шахти імені Колачевського наведено в таблиці 7.2.

Таблиця 7.2 – Розрахунок доходу від реалізації товарної продукції

№ п/п	Найменування показників	Річні показники
1	Річна продуктивність по видобутку руди, млн. т	1,600
2	Вихід концентрату, %	39,07
3	Річна продуктивність по виробництву концентрату (натуральна маса), тис. т.	625,12
6	Продуктивність по виробництву обкотишів, тис.т.	586,97
7	Ціна 1 т обкотишів, грн	4 590,00
8	Річний дохід (виручка) від реалізації товарної продукції, млн. грн	2 694,179

Визначення експлуатаційних витрат при освоєнні залізистих кварцитів шахти імені Колачевського проводилось відповідно до фактичних даних за 2023 рік та 10 місяців 2024 року, наданих фінансово економічної службою ПРАТ «ЦГЗК». Розрахунок річних експлуатаційних і амортизаційних витрат при освоєнні магнетитових кварцитів запасів шахти імені Колачевського наведено в таблиці 7.3.

Таблиця 7.3 – Розрахунок собівартості виробництва (експлуатаційні та амортизаційні витрати) при освоєнні магнетитових кварцитів запасів шахти імені Колачевського

№п/п	Складові собівартості	Один.виміру	Значення показника
Собівартість шахтного видобтку			
1	Собівартість видобутку 1т руди	грн	407,35
2	В тому числі: Собівартість транспортування руди ж/д транспортом	грн/т	31,91
3	Відстань транспортування руди на ДФ	км	13,10
4	Вартість перевезення	грн/т.км	2,44
5	Собівартість шахтного видобтку, приведена на тону концентрату	грн/т	1042,62
Собівартість збагачувального і переробного переділу на 1 т концентрата			
6	- переділ ДФ	грн	104,01
7	- переділ збагачення	грн	784,46
8	- переділ огрудкування	грн	553,63
9	Всього (стр5+стр6+стр7)	грн	1442,10
10	Норма витрати концентрата на обкотиш	од.	1,065
Ітого собівартість 1 тони обкотишів ((стр4+стр8)*стр9)		грн	2646,23

Маючи фактичні дані що до собівартості діючого виробництва обкотишів із руди шахти імені Колачевського розглянемо економічну доцільність запровадження комплексу магнітної рудоразборки. Відповідно до проведених випробувань руди шахти імені Колачевського на стендовому

крупнокусовому магнітному сепараторі можливий поділ на промпродукт з виходом 84,7% та порожніх порід з виходом 15,3%

Економічний ефект від запровадження проєктного рішення щодо запуску на поверхні шахти імені Колачевського досягається за рахунок:

-Зниження витрат на транспортування руди до переробного комплексу на відстань 13.1 км (за рахунок зменшення обсягу транспортування руди із шахти на обсяг пустих порід відокремлених на крупнокусовій магнітній рудоразборці).

-Зниження витрат на транспортування пустої породи з дробильної фабрики на кар'єр, що рекультивується Глеюватського родовища на відстань 17.1 км (таким чином відбувається транспортування пустих порід після сухої магнітної сепарації з дробильної фабрики).

-Зниження витрат на електроенергію на обсяг руди шахти імені Колачевського, що не буде проходити суху магнітну сепарацію руди на дробильній фабриці.

В той же час при запровадженні комплексу магнітної рудоразборки на шахті підвищуються експлуатаційні витрати за рахунок:

-Додаткові витрати на транспортування пустої породи автотранспортом в кар'єр «Південий» 2 км (передбачено проєктом розробки родовища шахти);

-Додаткові витрати на експлуатацію магнітного сепаратора крупнокусової рудоразборки.

Вихідними даними по проєкту є основні техніко - економічні показники роботи шахти. Обґрунтування економічної ефективності магістерської роботи ґрунтується на фактичних даних роботи шахти з урахуванням запропонованих заходів. У таблиці 7.4 наведено основні показники капітальних інвестицій, які потрібні для виконання проєктного рішення.

Таблиця 7.4 - Показники капітальних інвестицій, які потрібні для виконання проєктного рішення

Показники	Одиниці вимір.	Значення	Джерело інформації
Вартість комплексу КМР	тис.грн	2 050	Комерційна пропозиція від виробника обладнання
Вартість проєктних робіт	тис.грн	2 500	Комерційна пропозиція від проєктної організації
Вартість будівельно-монтажних робіт	тис.грн	5 800	Комерційна пропозиція від будівельно-монтажної організації

На основі приведених вихідних даних розрахуємо капітальні вкладення за проєктом:

$$K_0 = K_1 + K_2 + Z_M \quad (7.1)$$

де: K_1 - вартість комплексу КМР;

K_2 - вартість проєктних робіт;

Z_M - вартість будівельно-монтажних робіт;

Вартість установлюваного встаткування складе:

$$K_0 = 2050 + 2500 + 5800 = 10350 \text{ тис. грн}$$

Розрахуємо річну суму амортизаційних відрахувань згідно за нормами амортизації, що діють.

Річні амортизаційні відрахування розраховуються прямолінійним методом, згідно витрат ПрАТ «ЦГЗК»:

$$A_p = \frac{P_v}{СКВ}, \text{ грн} \quad (7.2)$$

де: P_v - первісна вартість обладнання, грн

$СКВ$ - строк корисного використання (років) – приймаємо строк відпрацювання запасів – 15 років

$$A_p = \frac{10350}{25} = 690 \text{ тис. грн}$$

Проведемо розрахунок перемінних витрат за рахунок впровадження нового обладнання (КМР).

Годова енергетична потреба нового обладнання складатиме 2312640 кВт.

Середня ціна за один спожитий кВт складає 5,67 грн/кВт. Споживання електроенергії збільшить собівартість переробки шахтної руди на 13 112,67 тис.грн

Експлуатаційні витрати на обслуговування і ремонт обладнання – 280 тис грн на рік.

Додатково збільшаться витрати транспортування і укладку пустої породи автотранспортом в кар'єр «Південий» -2 км. Взначаємо додаткові витрати за цією статтею, вихідні данні для рохрахунку:

Годовий обсяг перевезення автотранспортом пустої породи:

$1\ 600 \times 15,3\% = 244,8$ тис. т. – згідно виходу пустої породи на стедовому КМР;

Згідно фактичних даних гірничотранспортного цеху такий обсяг перевезень забезпечується автосамосвалом типу КРАЗ, що є в наявності.

Додаткові експлуатаційні витрати на автосамосвал обслуговування і ремонту КРАЗ:

Експлуатаційні витрати з обслуговування і ремонту автосамосвалу -

380 тис. грн. на рік

Дизельне паливо в рік згідно розрахунку - 7812 л.

Вартість дизельного топлива 49,50 грн/л

Таким чином збільшення змінних витрат за рахунок додаткового обсягу перевезення – 766,69 тис.грн. на рік.

Для обслуговування обраного обладнання необхідно ввести в штатний розклад 6 робітників, розрахунок витрат на персонал наведено в таблиці 7.5.

Таблиця 7.5 - Розрахунок додаткового персоналу по комплексу КМР:

№ п/п	Штатна чисельність	чисельність	Техніка	Річний ФОП тис.грн.
По комплексу КМР				
1	Оператор комплексу	5	Барабанний сепаратор, конвейера	1 425,60
2	Мастер комплексу	1	ІТР	396,00
Укладка хвостов КМР				
1	Водій автосамосвала	1	Краз 650555	316,80
Всього		7		2 138,40

В таблиці 7.6 представлені зведені показники інвестиційної привабливості впровадження проекту комплексу КМР на шахті імені Колачевського. Річний економічний ефект від впровадження запропонованих заходів складе 14 283, 19 тис.грн., строк окупності проекту 0,7 року.

Згідно діючої інвестиційної політики на ПрАТ "ЦГЗК" компанії МЕТІНВЕСТ - пріоритетними є проекти, які мають термін окупності менше 2 років, проект запровадження магнітної крупнокускової рудорозборки для руди шахти імені Колачевського має строк окупності 0,7 року, тобто за 9 місяців від дати запровадження - проект стає прибутковим.

Таблиця 7.6 - Техніко-економічні показники інвестиційної привабливості впровадження проєкту комплексу КМР на шахті імені Колачевського

№ п/п	Показники	Од. вимір.	значення
1	Інвестиційні витрати	тис.грн	10 350,00
2	Операційні витрати		
2.1.	Амортизація додаткового обладнання	тис.грн/ на рік	414,00
2.2.	Вартість додаткової електроенергії	тис.грн/ на рік	13 112,57
2.3.	Експлуатаційні витрати КМР	тис.грн/ на рік	280,00
2.4.	Дизельне паливо	тис.грн/ на рік	386,69
2.5.	Експлуатаційні витрати КРАЗ	тис.грн/ на рік	380,00
2.6.	Додатковий ФОП	тис.грн/ на рік	2 138,40
	Всього додаткових витрат	тис.грн/ на рік	16 987,66
3	Зменшення обсягу перевезення руди з/д транспортом	тис т. на рік	244,80
4	Зменшення витрат		
4.1.	Зменшення вартості перевезення	тис грн. на рік	18 158,28
4.2.	Зменшення обсягу електроенергії на дробильній фабриці	тис грн. на рік	13 112,57
	Всього зменшення витрат	тис грн. на рік	31 270,85
5	Економічний ефект	тис грн. на рік	14 283,19
6	Строк окупності проєкту	років	0,7

ВИСНОВКИ ДО РОЗДІЛУ 7

У результаті розрахунку річний економічний ефект від впровадження запропанованих заходів складе 14 283,19 тис грн., продуктивність по руді – 1 600,0 тисяч тонн на рік, продуктивність з виробництва концентрату – 625,12 тисяч тонн на рік та окатків із цього концентрату на рівні 586,97 тонн на рік. Строк окупності проєкту 0,7 року. Згідно діючої інвестиційної політики на ПрАТ "ЦГЗК" компанії МЕТІНВЕСТ - пріоритетними є проєкти, які мають термін окупності менше 2 років, проєкт запровадження магнітної крупнокускової рудорозборки для руди шахти імені Колачевського має строк окупності 0,7 року, тобто за 9 місяців від дати запровадження - проєкт стає прибутковим.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

Аналізуючи проектні рішення, що застосовані при розробці родовища магнетитових кварцитів шахти імені Колачевського показано, що вже понад 45 років підземний видобуток магнетитових кварцитів є частиною в технологічного процесу виробництва товарної продукції збагачення залізної руди.

Такі два вагомих фактори, як: географічно близьке розташування шахти до переробного комплексу, а також, на відміну від кар'єрного видобутку, відсутність потреби розробки розкривних порід – в повному обсязі нівелюють собівартість підземного видобутку.

У зв'язку зі зміненням логістичних потоків у 2022р. та з метою підвищення конкурентоспроможності продукції концентрати з високим вмістом заліза стали більш потрібні, тому на ПРАТ «ЦГЗК» стала необхідність підвищення масової частки заліза у вироблених концентратах до рівня 69 і вище відсотків.

Втой же час технологія шахтного видобутку обмежує можливості що до селективної виїмки магнетитової руди і, як наслідок, шахтна руда має більше засмчення на відміну від руд що видобуваються в кар'єрах.

У зв'язку зі пріоритетних ринків збуту у 2022р. та з метою підвищення конкурентоспроможності продукції, концентрати з високим вмістом заліза стали більш потрібні, тому на ПРАТ «ЦГЗК» стала необхідність підвищення масової частки заліза у вироблених концентратах до рівня 69 і вище відсотків.

Для вирішення питання з підвищення якості вироблених концентратів була сформована програма та описана методика виконання досліджень. За програмою було проведено хімічний, мінералогічний, гранулометричний аналіз продуктів збагачення і вхідного матеріалу.

Аналіз теоретичних аспектів та досвіду застосування сухої магнітної сепарації крупнодробленої руди на діючих підприємствах і стендові випробування руд різних родовищ дозволяє зробити висновок про перспективність впровадження цієї технології при переробці залізних руд. При цьому слід зазначити той факт, що технологічні показники магнітної сепарації крупнодробленої руди при переробці різних руд суттєво різняться. Підвищення вмісту магнітного заліза для різних руд коливається в діапазоні від 2 до 14%, вихід збагаченого продукту становить від 35 до 90%. Враховуючи це, для уточнення технологічних показників сухої магнітної сепарації для умов конкретного підприємства потрібне проведення випробувань проби руди на стенді сухої магнітної сепарації, при цьому проба руди повинна бути репрезентативною.

Після проведення випробувань на стендовому крупнокуковому магнітному сепараторі було доказано, що дрібнодроблена руда шахти імені Колачевського може бути піддана ефективному збагаченню на магнітних

сепараторах сухої магнітної сепарації. Сепаратори можуть забезпечити видалення з шахтної руди значний обсяг бідних хвостів як на поверхні шахти, так і безпосередньо в шахті. Це відкриває серйозні перспективи для зниження витрат на підйом руди з шахти, на доставку руди від шахти до збагачувальної фабрики, на збільшення виробництва кондиційної руди за рахунок залучення до збагачення некондиційної руди. Розрахована економічна доцільність таких проєктних рішень..

Що до режимів збагачення шахтної руди на збагачувальній фабриці:

При годинній продуктивності з переробки руди шахти імені Колачевського на рівні 70-71 т/год на секціях №16-17, масова частка Fe загальна в концентраті секцій склала 69,0%.

При проведенні дослідно-промислової експлуатації технологічної схеми збагачення руди шахти імені Колачевського для забезпечення стабільності показника масової частки Fe загального не менше 69,0%, рекомендується відпрацювання оптимального режиму та робочих параметрів секції при підвищенні навантаження до 75-77 т/год на млин.

Згідно проведених випробувань при продуктивності секцій збагачення 70 тон в годину досягаються оптимальні показники виходу концентрату та вилучення заліза, але не можливо з цією продуктивністю переробити весь обсяг шахтної руди, отже потрібна схема з продуктивністю 140 тон в годину на спарені секції. Розраховано сучасні якісно кількісну та водно-шламову схеми збагачення магнетитових руд шахти імені Колачевського на ПРАТ «ЦГЗК за якою вихід концентрату складає 39,07% з масовою часткою Fe_{заг} – 69,1 %, вологи - не більше 10,0%, вилучення заліза у концентрат – 71,25%.

Питомі витрати води на 1т руди складають 15,37 (м³/т). Питомі витрати води на 1т концентрату складають 35,74 (м³/т).

Для цієї схеми розраховано основне обладнання для збагачення руд шахти імені Колачевського:

-для подрібнення: млин МШР 36x50 - 16 одиниць, та МШЦ 45x55 - 16 одиниць;

-для класифікації: класифікатор 1КСН-30 - 16 одиниць, та гідроциклон ГЦ-500 – 104 одиниці;

-для магнітної сепарації: сепаратор ПБМ-П-120/300 – 808 одиниць;

-для знешламлення: дешламатор МД-9 – 32 одиниці;

-для фільтрації: вакуум фільтр ДУ-100-2,5 – 32 одиниці.

Розраховано питомі витрати електроенергії на 1т руди при збагаченні 33,17 кВт*год./т.; на подрібнення та збагачення 1т руди витрачається 40,66 кВт*год./т.; питомі витрати електроенергії на 1т концентрату при збагаченні 90,43 кВт /т.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Звіт «Исследование вещественного состава магнетитовых железистых кварцитов рудника им. Ленина», отчет о НИР, институт «МЕХАНОБЧЕРМЕТ», Кривой Рог, 1975г.
2. [Електронний ресурс]. – режим доступу: https://eco-science.net/wp-content/uploads/2024/11/11.24._topic_Valentyn-Livshyts-14-22.pdf
3. [Електронний ресурс].– режим доступу: <https://doi.org/10.31713/ve2202013>
4. [Електронний ресурс]. – режим доступу: https://nmetau.edu.ua/file/mfd-zabezpech_yakosti_prod-2020.pdfprod-2020.pdf
5. Звіт про управління ПРАТ ЦГЗК
6. Смирнов В.О., Білецький В.С. Проектування збагачувальних фабрик: Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. 269 с.;
7. Смирнов В.О., Білецький В.С. Переробка, збагачення і комплексне використання корисних копалин: Донецьк: Східний видавничий дім, 2012. 619 с.;
8. ДСТУ 3195-2015. Руди залізні та марганцеві. Методи відбирання проб. Чинний від 2016-08-01. Вид. офіц.
9. ДСТУ 3196-2015. Руди залізні та марганцеві. Методи готування проб. Чинний від 2016-04-01. Вид. офіц.
10. ДСТУ 8811.1:2018. Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Метод визначення загального заліза. Чинний від 2019-01-01. Вид. офіц.
11. ДСТУ 8811.2:2018. Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Метод визначення діоксиду кремнію. Чинний від 2019-01-01. Вид. офіц.
12. ДСТУ 3210-95. Руди залізні і марганцеві, концентрати, агломерати і окатки. Визначення гранулометричного складу методом ситового аналізу. Чинний від 2000-01-01. Вид. офіц.
13. ДСТУ 3704:2013 Продукція залізородна. Загальні технічні умови. Чинний від 2014-01-01. Вид. офіц.
14. ДСТУ 7273:2012 Руди залізні, концентрати, агломерати та окатки. Методи та норми точності визначення маси. Чинний від 2013-03-01. Вид. офіц.
15. ДСТУ ISO 3087:2014 Руди залізні. Метод визначання масової частки вологи партії (ISO 3087:2011, IDT)
16. ГОСТ 23581.18-81 на ДСТУ ГОСТ 23581.18.2008 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Методы определения железа (общего).
17. К.В. Ніколаєнко, Т.А. Олійник, В.Д. Прилипенко Магнітні та електричні методи збагачення корисних копалин: Київ, Фенікс, 2011. 11 с.
18. [Електронний ресурс]. – режим доступу: [VLIANIE-KRUPNOSTI-CASTIC-NA-EFFEKTIVNOST-SUHOJ-MAGNITNOJ-SEPARACII-Particle-size-impact-on-dry-magnetic-separation-efficiency.pdf](https://vlianie-krupnosti-castic-na-efektivnost-suhoj-magnitnoj-separacii-particle-size-impact-on-dry-magnetic-separation-efficiency.pdf)
19. К.В. Ніколаєнко, Т.А. Олійник, В.Д. Прилипенко Магнітні та електричні методи збагачення корисних копалин: Київ, Фенікс, 2011. 25-26 с.

20. Закон України «Про охорону праці», конституція України, закон України «Про затвердження Правил пожежної безпеки в Україні» від 30.12.2014 №1417.
21. [Електронний ресурс]. – режим доступу:
<https://metinvestholding.com/uk/news/e8d43f4e-d004-41aa-f876-08db5dbbd085>
22. Кодекс цивільного захисту України. Документ 5403-VI. - Відомості Верховної Ради (ВВР), 2013, № 34-35, ст.458. – редакція від 17.03.2021, підстава - 1259-IX. <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/5403-17#Text>
23. Наказ «Про затвердження правил пожежної безпеки в Україні» від 30.12.2014 № 1417.
24. Правила безпеки під час розробки родовищ рудних та нерудних корисних копалин підземним способом що затверджені наказом Міністерства соціальної політики України 23.12.2016 № 1592 Документ z0129-17, Редакція від 02.06.2023, <https://zakon.rada.gov.ua/laws/show/z0129-17#Text>
25. Звіт про управління ПРАТ ЦГЗК