

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

КАФЕДРА ГІРНИЧОЇ СПРАВИ
Гірничо-металургійний факультет
Кафедра гірничої справи

«Допущено до захисту»
Гарант ОПП

Костянтин ЛЕВЧЕНКО

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

за підсумками виконання освітньо-професійної програми
«Технології збагачення корисних копалин»
за спеціальністю 184 Гірництво

на тему «Удосконалення технології збагачення магнетитових
кварцитів ПРАТ «ІНГЗК" з метою отримання
конкурентоспроможного концентрату»

Керівник роботи

Ігор Младецький

Консультант від
бази практики

Олександр БОГДАН

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

Здобувач

Олександр Смірнов

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

Голова ЕК

Андрій РТИЩЕВ

Запоріжжя 2025

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

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

ЗАТВЕРДЖУЮ

Гарант ОПП

_____ Костянтин ЛЕВЧЕНКО

«03» квітня 2024 р.

**ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРА**

Смірнова Олександра Ярославовича

(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)

1. Тема роботи Удосконалення технології збагачення магнетитових кварцитів ПРАТ "ІНГЗК" з метою отримання конкурентоспроможного концентрату

керівник роботи Младецький Ігор Костянтинович, доктор технічних наук,

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом Університету №238/14.10.2024 від 14.10.2024 р.

Термін подання роботи 10.02.2025 р.

3. Вихідні дані до роботи Навчальна література, державні стандарти зі збагачення корисних копалин, методична література з спеціальних дисциплін та дипломування, науково-дослідницькі роботи з тематики збагачення корисних копалин, літературні джерела, технологічні інструкції, дані ПРАТ «Інгулецький ГЗК» м. Кривий Ріг, результати власних експериментів та досліджень.

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань) Анотація. Зміст. Вступ. 1. Загальна частина 2. Спеціальна частина. Підвищення якості магнетитового концентрату 3. Економіка виробництва. Висновки. Перелік використаних джерел.

5. Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): _____

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

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
Розділ 1	Богдан О.С., заступник начальника цеху РЗФ-1 ПРАТ «ПІВНГЗК» з технології та якості
Розділ 2	Беспояско Е.А., головний геолог-начальник гірничо-геологічного відділу ОД МІХ

7. Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи
1	Розділ 1. Загальна частина	25.12.2024 – 30.12.2024
2	Розділ 2. Спеціальна частина. Підвищення якості магнетитового концентрату	31.12.2024 – 06.01.2025
3	РОЗДІЛ 3. Економіка виробництва	07.01.2024 – 01.02.2025
4	Висновки, перелік посилань, вступ, зміст, реферат	02.02.2025 – 14.02.2025
5	Подання завершеної роботи. Перевірка на академічний плагіат	10.02.2025 – 15.02.2025
6	Остаточне оформлення роботи, презентаційного матеріалу, автореферату	10.02.2025 – 16.02.2025
7	Рецензування завершеної роботи. Захист	15.02.2025 – 19.02.2025

Здобувач

(Олександр Смірнов)

Керівник роботи

(Ігор Младецький)

АНОТАЦІЯ

Магістерська робота присвячена підвищенню якості магнетитового концентрату в умовах Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату (Інгулецький ГЗК, м. Кривий Ріг). Досліджено особливості геологічної будови Інгулецького родовища, що визначають складність процесу видобутку та збагачення залізних руд. Це родовище характеризується значною неоднорідністю рудних тіл, варіативністю вмісту заліза та наявністю шкідливих домішок, зокрема діоксиду кремнію, оксидів калію, натрію та сірки. Високий рівень вкрапленості магнетитової складової у вмісні породи ускладнює технологічні процеси та вимагає ефективних методів попереднього усереднення руди.

Розглянуто питання усереднення рудних сортів перед подачею на рудозбагачувальну фабрику (РЗФ-1), що є ключовим етапом забезпечення стабільності якісних показників сировини. Особливу увагу приділено технології збагачення на РЗФ-1 Інгулецького ГЗК, яка базується на стадійному подрібненні та магнітній сепарації. Оцінено ефективність процесу виділення магнетитового концентрату та фактори, що впливають на кінцеву якість продукції.

Впровадження системи управління якістю дозволяє здійснювати моніторинг показників руди на всіх етапах – від видобутку до отримання кінцевого концентрату. Досліджено вплив коливань якісних характеристик вихідної сировини на собівартість готової продукції та економічні показники комбінату.

Запропоновано технологічні та організаційні рішення, спрямовані на оптимізацію процесів збагачення, що дозволить досягти стабільних якісних характеристик магнетитового концентрату відповідно до міжнародних стандартів. Реалізація запропонованих підходів сприятиме підвищенню конкурентоспроможності продукції Інгулецького ГЗК, зниженню виробничих витрат та покращенню ефективності роботи підприємства в умовах сучасного ринку залізорудної продукції.

Ключові слова: випробування, збагачуваність руд, якісні показники, планування, усереднення, шихтування, збагачення, превентивне управління якістю.

Структура і об'єм роботи. Кваліфікаційна робота складається з реферату, вступу, 3 розділів, які включають 18 рисунків і 27 таблиць, висновків, списку використаних джерел з 25 найменувань Загальний обсяг роботи становить 87 сторінок.

Перелік публікацій здобувача:

1. Smirnov O.Ya., Streltsov V.O. Increasing the productivity of the ironore dressing plant by optimizing the particle size distribution of blasted rock mass in the open pit of pjsc «INGZK».

MININGMETALTECH 2024 – THE MINING AND METALS SECTOR: INTEGRATION OF BUSINESS, TECHNOLOGY AND EDUCATION.

doi.org/10.30525/978-9934-26-506-8-98

2. Evtexhov V.D., Demchenko O.S., Prylepa D.M., Evtexhova A.V., Smirnov O.Ya., Ryzhkovyc O.I. Mineralogical substantiation of the picking out the representative technological samples of the Krivyi Rih basin hematite quartzites.

Geology and Mineralogy Bulletin of Kryvyi Rih National University, (42), 2021p.

doi.org/10.31721/2306-5443-2019-42-2-5-22

3. Shepelyuk, M., Evtexhov, V., & Smirnov, O. (2018). The regularities of changes ore composition Ingulets' ore mining and processing works. Journal of Geology, Geography and Geocology, 27(1), 131-137.

[doi.org/https://doi.org/10.15421/111838](https://doi.org/10.15421/111838)

4. Смірнов О.Я. Деякі напрями підвищення ефективності планування якості руд ГЗК Кривбаса.

Сучасні технології розробки рудних родовищ. V Міжнародна науково-технічна конференція. Кривий Ріг, 23-24 листопада 2018 року, стор. 50-54.

ЗМІСТ

ВСТУП	8
1. ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	11
1.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ СИРОВИНИ	11
1.2. ВИБІР ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ	17
1.3 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ	19
1.3.1 РОЗРАХУНОК ЯКІСНО-КІЛЬКІСНОЇ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ.....	19
1.3.2 РОЗРАХУНОК ВОДНО-ШЛАМОВОЇ СХЕМИ.....	21
1.4 ВИБІР ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ.....	27
1.5 РОЗРАХУНОК ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ..	31
1.5.1 РОЗРАХУНОК СУХОЇ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ.....	31
1.5.2 РОЗРАХУНОК МЛИНІВ.....	31
1.5.3 РОЗРАХУНОК КЛАСИФІКАТОРІВ.....	33
1.5.4 РОЗРАХУНОК МАГНІТНИХ СЕПАРАТОРІВ.....	35
1.5.5 РОЗРАХУНОК ОБЛАДНАННЯ ДЛЯ ЗНЕСЛАМЛЕННЯ ТА ЗГУЩЕННЯ.....	37
1.5.5 РОЗРАХУНОК ВАКУУМ-ФІЛЬТРІВ.....	38
1.6 ДОПОМІЖНІ ОПЕРАЦІЇ.....	39
1.6.1 ЕНЕРГОЗАБЕЗПЕЧЕННЯ.....	39
1.6.2 ВОДОПОСТАЧАННЯ ТА ХВОСТОВЕ ГОСПОДАРСТВО.....	40
1.6.3 ВИПРОБУВАННЯ ТА КОНТРОЛЬ.....	41
1.6.4 ВНУТРІШНЬО-ФАБРИЧНИЙ ТРАНСПОРТ.....	42
1.6.5 КУЛЬОВЕ ГОСПОДАРСТВО.....	43
1.6.6 АВТОМАТИЗАЦІЯ ПРОЦЕСУ ЗБАГАЧЕННЯ.....	44
2. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА.....	46
2.1.1 МІНЕРАЛОГІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ ЗАЛІЗНИХ РУД КРИВОРІЗЬКОГО БАСЕЙНУ.....	47
2.2.2 УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗНИХ РУД..	51

2.1.3 ЕФЕКТИВНІСТЬ СУХОЇ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ.....	54
2.1.4 ОСОБЛИВОСТІ ФЛОТАЦІЇ ЗАЛІЗНИХ РУД.....	59
2.2. ПОТОЧНА СИТУАЦІЯ, ПРОБЛЕМАТИКА ТА ОБҐРУНТУВАННЯ ПРОЄКТУ ПРЕВЕНТИВНОГО УПРАВЛІННЯ ТЕХНОЛОГІЄЮ РЗФ-1...	63
3. ЕКОНОМІКА ВИРОБНИЦТВА.....	73
3.1 РОЗРАХУНОК ЧИСЕЛЬНОСТІ ПЕРСОНАЛУ ТА ПРОДУКТИВНОСТІ ПРАЦІ.....	73
3.2 РОЗРАХУНОК ФОНДУ ЗАРОБІТНОЇ ПЛАТИ.....	76
3.3 КОШТОРИС ЗАТРАТ НА КАПІТАЛЬНІ СПОРУДИ І ОБЛАДНАННЯ..	77
3.4 РОЗРАХУНОК ЗАТРАТ НА СИРОВИНУ, МАТЕРІАЛИ ТА ЕНЕРГІЮ.	79
3.5 РОЗРАХУНОК СОБІВАРТОСТІ ПЕРЕРОБКИ РУДИ.....	80
3.6 АНАЛІЗ СОБІВАРТОСТІ ПРОДУКЦІЇ.....	81
ВИСНОВКИ.....	84
ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ.....	86

ВСТУП

Ефективне використання корисних копалин безпосередньо залежить від їхнього складу, зокрема від вмісту цінних компонентів та рівня шкідливих домішок. Тільки ті мінеральні ресурси, які відповідають встановленим стандартам якості, можуть бути використані в металургійній, хімічній та інших галузях промисловості без додаткової підготовки. Проте в природному стані такі ресурси зустрічаються вкрай рідко, що вимагає проведення додаткових процесів збагачення перед їхньою подальшою переробкою. Збагачення дозволяє підвищити вміст корисних компонентів у руді, видалити пусту породу та усунути шкідливі домішки, які можуть негативно впливати на якість кінцевого продукту.

Залежно від типу корисної копалини, її склад може суттєво варіюватися. Наприклад, вміст корисних компонентів у сировині може становити лише частки відсотка (як у випадку з міддю або кобальтом) або досягати кількох десятків відсотків (як у випадку з залізом, марганцем та іншими неметалевими корисними копалинами). Однак навіть високий вміст цінного компонента не гарантує ефективності без попередньої обробки. Саме тому більшість видобутих корисних копалин потребують спеціальної підготовки, спрямованої на їхнє збагачення.

Процес збагачення корисних копалин передбачає низку механічних операцій, метою яких є виділення корисних мінералів та видалення пустої породи. Це дозволяє не лише збільшити концентрацію корисного компонента в кінцевому продукті, але й значно покращити його технологічні та економічні показники. Попереднє збагачення сировини забезпечує такі ключові переваги:

Розширення промислових запасів за рахунок використання родовищ з низьким умістом корисних компонентів.

Підвищення продуктивності праці на гірничодобувних підприємствах завдяки впровадженню механізації та автоматизації виробничих процесів.

Зниження собівартості видобутку шляхом повного вилучення корисної копалини, що дозволяє уникнути вибіркового видобутку.

Оптимізація процесів переробки на металургійних і хімічних підприємствах за рахунок зниження витрат на паливо, електроенергію, флюси та хімічні реагенти.

Комплексне використання корисних копалин, що дає змогу отримувати не лише основні компоненти, але й додаткові супутні елементи.

Зниження витрат на транспортування, оскільки до кінцевого споживача доставляється вже збагачений продукт, а не вся маса видобутої руди.

Підвищення екологічної безпеки завдяки видаленню шкідливих домішок, які можуть негативно впливати на навколишнє середовище та здоров'я людей.

Сучасні збагачувальні фабрики являють собою складні високомеханізовані підприємства, що використовують передові технології для досягнення максимальної ефективності процесу. В Україні одним із найбільших виробників залізорудної сировини є ІНГЗК (Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат), розташований у Кривому Розі. Його основною продукцією є залізорудний концентрат, який використовується в металургійній промисловості.

Залізорудна магнетитова сировина, що видобувається на ІНГЗК, характеризується складною структурою та наявністю значної кількості шкідливих домішок, зокрема діоксиду кремнію, оксидів калію, натрію, магнію та сірки. У порівнянні з продукцією провідних світових виробників, українські агломераційні руди мають вміст заліза на 1,6-2,0% нижчий, а в концентраті цей показник відстає на 4-5%. Це суттєво впливає на конкурентоспроможність продукції, особливо в умовах глобального ринку, де якість залізорудного концентрату є визначальним фактором для його реалізації.

Щоб зберегти свої позиції на світовому ринку та забезпечити стабільний попит на продукцію, ІнГЗК необхідно впроваджувати заходи для покращення якості залізорудного концентрату. Основними напрямками підвищення якості є:

Оптимізація технологічних процесів збагачення – впровадження сучасних методів подрібнення та сепарації, що дозволить збільшити вміст заліза у концентраті.

Зниження рівня шкідливих домішок – застосування новітніх методів флотації та магнітної сепарації для ефективного видалення небажаних елементів.

Модернізація обладнання – оновлення технологічних ліній для підвищення ефективності переробки руди та зниження витрат енергоресурсів.

Автоматизація та цифровізація виробництва – впровадження сучасних систем моніторингу та управління процесами для досягнення стабільно високої якості продукції.

Досягнення високих показників якості залізорудного концентрату є критично важливим завданням для ІнГЗК, оскільки це дозволить не лише підвищити конкурентоспроможність продукції, а й забезпечити економічну стабільність підприємства. Глобальна тенденція до підвищення вимог щодо якості сировини вимагає від українських гірничо-збагачувальних комбінатів вжиття негайних заходів для покращення характеристик залізорудного концентрату, зниження його собівартості та забезпечення відповідності світовим стандартам.

Таким чином, модернізація технологій збагачення та підвищення ефективності виробничих процесів на ІнГЗК є ключовими напрямками для збереження конкурентних позицій української залізорудної продукції на міжнародному ринку.

РОЗДІЛ 1. ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.

1.1 Характеристика збагачувальної сировини.

Сировина база комбінату представлена родовищами багатих залізних руд і залізних кварцитів.

Родовища пристосовані до Лихманівської синкліналі в геологічній будові якій приймає участь метаморфічний комплекс порід, розташований серед масивів гранітоїдів.

Метаморфічний комплекс представлений чотирма свитами порід: мулевої сланцевоамеріболової, нижньої аркозафілітотальнової, середньої залізорудної і верхньої сланцевої.

Породи сланцево – амфібілової свити розташовуються в західній, південній і східній частинах родовища, потужність їх коливається від 0 до 100 м.

До сланцево – амфібілової свити відносяться кварцити, пісчаники і кварцево – талькові сланці.

В східному крилі складки породи свити потужністю від 70 до 170 м. середня свита представлена п'ятьма сланцевими, п'ятьма залізистими пластинами.

Залежі багатих залізистих руд пристосовані в основному до контакту породГданцевої і Саксаганської свит, глинисто – охристими сланцем і простягаються вузькою смугою на всьому протягу.

Лихманівська синкліналі з пережимами і технологічними розривами. Продуктивна східна залеж потужністю до 10 м складена Мартиновими зернистими рудами, а до півночі з домішками гематита у вигляді залізної слюдки, місцями магнетитові.

За речовим складом і збагачуємістю товщі виділено сім мінерало – технологічних різновидів не окислених залізистих кварцитів:

- гематито – магнетитові п'ятого залізистого горизонту (5f), тонкошарової текстури з тонкозернистою вкрапленістюмагнетита (потужністю товщі 80 м).

- магнетитові п'ятого залізного горизонту, тонко смугасті (потужність в крилах складок 30 – 50 м і 100 в замковій частині);
- силікатно – магнетитові і магнетито – силікатні п'ятого сланцевого горизонту (5s) грубо смугастої текстури (потужність горизонту 10 – 15);
- магнетитові і силікатно – магнетитові верхньої багаті пачки третього залізного горизонту (3f) різношарової текстури (потужність горизонту від 10 – 30 м в крилах складок і до 50 м в замковій частині);
- магнетито – силікатні і силікатно – магнетитові другого залізного горизонту;
- силікатно – магнетитові другого залізного горизонту (2f) широко смугастої текстури.

Таблиця 1.1. Технологічні показники різновидів неокислених залізистих кварцитів

Мінерало технологічний різновид руд	Склад заліза в руді		Подрібнення відносно	Вклад клас – 0,044	Вихід пр – ту %	Склад залізв к - ті	Витяг заліз к – ті	Співвідношення різновидів в добувній руді
	Загал.	магн..						
Гематит магнетитові	38,8	31,0	0,91	93,0	54,2	63,6 – 64,6	87,4	4,6
Магнетитові	31,8	33,8	0,85	94,0	52,0	61,5- 63,0	86,0	7,7
Силікатно – магнетитові	30,7	18,6	0,80	94,8	59,0	78,1	78,1	0,9
Магнетитові і силікатно – магнетитові	36,8	29,8	1,0	94,4	41,3	64,0	81,7	20,5

Магнетито силікатні і силікатно магнетитові	29,8	17,8	0,96	95,4	27,3	До 64,9	64,8	20,5
Силікатно - магнетитові	32,3,	21,7	0,88	92,3	42,8	64,0- 65,0	78,7	17,5

Руди другого залізистого горизонту тягнуться витриманою смугою, повторюючи форму Лихманівської синкліналі. Потужність другого залізистого горизонту в замковій частині досягає 600 м, в східному крилі 30 – 50 м, в західному від 100 до 300 м.

Загальна потужність пластів не окислених залізистих кварцитів складає 20 – 300 м в крилах складок і досягає 1000 м в замковій частині. Протяг родовища 3,5 км. Найбільш легко подрібнюються магнетито – силікатні, магнетитові та силікатно – магнетитові кварцити третього та другого залізистих горизонтів.

Важкоподрібнюючими являються магнетито – силікатні кварцити п'ятого сланцевого горизонту. Испитами встановлено погіршення подрібненості руд, що залягають нижче позначки – 75 м, що обумовлює зниження долі виробничих млинів до 20 %. Широке коливання технологічних показників для однієї й тієї ж різновидності визначаються мінерало – генетичними особливостями руд і положенням їх в складчастій структурі родовища.

Більшість мінералогічних різновидів згрунтовані від складу заліза в концентраті в три технологічних сорта руд: важкозбагачуємі, середньозбагачуємі і легкозбагачуємі. До важкозбагачуємих відносяться магнетито – силікатні кварцити п'ятого сланцевого і магнетитові п'ятого залізистого горизонтів.

Легкозбагачуємими являються магнетито – силікатні, силікатно – магнетитові і гематито – магнетитові кварцити другого, третього і п'ятого залізистих горизонтів. Особливо погіршується збагачування

кварцитів з гранульованими магнетитами пристосованими до закон тектонічних порушень в північній частині родовища.

Магнетитові і силікатно – магнетитові кварцити третього і другого залізистих горизонтів з невеличким складом магнітного заліза дають низький вихід концентрату, не більше 30%. При збагаченні проб різновидності спостерігаються підвищений вихід сірки в концентраті складає 0,166% (витяг 37,0 – 53,0 %), а для решти не перевищує 0,04% при витягу до 42,8%.

Складноскладчата будова родовища, широке розкриття розривних порушень субмеридіального та широтного напрямлення, розповсюдження процесів лужного метасоматоза і часткове переслоговання руд з різним утриманням заліза і технологічними властивостями затримує подачу руди на переробку з оптимальними якісними та технологічними показниками.

У цілях поліпшення перспективного і поточного планування та підвищення якості рудо підготовки на комбінаті впроваджено геолого – технологічні картування, методика якого розроблена інститутом Механобрчермет. Впровадження його дозволяє також підвищити і стабілізувати якість концентратів.

Таблиця 1.2. Мінеральний склад руди

Найменування руди	Вміст мінералів					
	магнетитові	гематитові	Fe карбон.	Fe силікати	карбонати	кварцити
Магнетитові роговики	46,0	-----	2,5	14,5	1,6	34,5
Силікатно – магнетитові роговики	39,8	-----	2,9	14,9	2,5	39,7
Гематито – магнетитові роговики	4,15	3,9	1,5	1,7	2,3	35,0

Таблиця 1.3. Хімічний склад вихідної руди.

Хімічний елемент	Вміст							
	Feзаг.	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CuO ₃	MgO	Mg	P ₂ O ₅
Вихідна руда	34,5	34,5	44,78	1,03	0,94	1,89	0,052	0,05

Таблиця 1.4. Фізичні властивості руди

Найменування порід	Об'ємна вага	Питома вага	Щільність	Вологість
Кварцити основна товща не окислена	33,0	3,44	6,26	2,0
У зоні окислення	2,95	3,22	9,5	2,0
Джеспіліти не окислені гематити	3,45	3,7	4,6	2,0
Джеспіліти окислені	3,15	3,48	11,87	2,0

Таблиця 1.5. Гранулометричний склад класів крупності

Класи крупності	+25	+20	+15	+10	+5	+3	+1	+0,56	+0,07	-0,05	-0,07	Заг.	Маг.
Вихідна руда	7,5	8,5	10,7	22,9	16,4	19,9	6,7	1,0	0,6	2,4	2,7	33,32	23,3

Вихідна руда
Суша магнітна сепарація

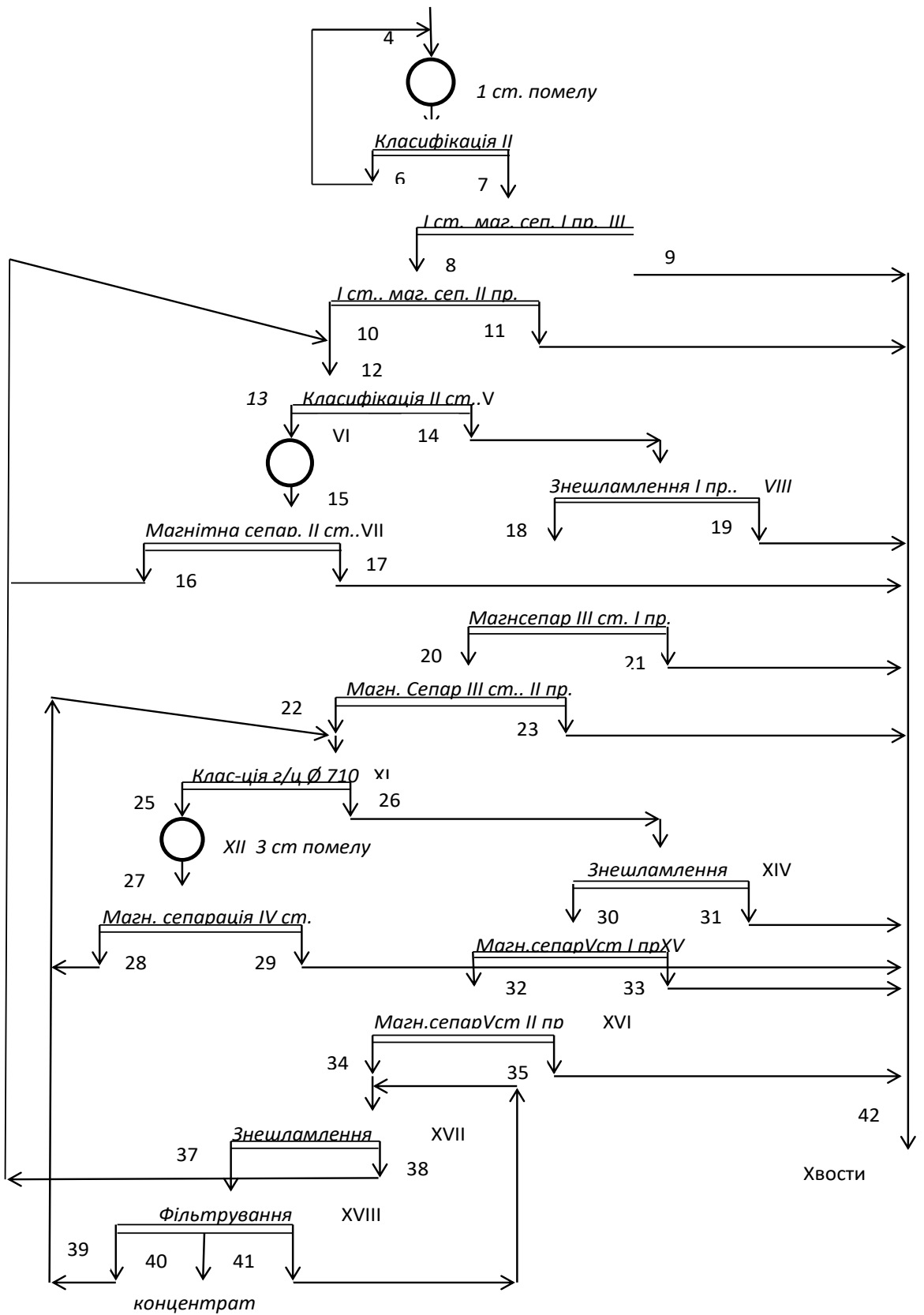


Рис. 1.1. Технологічна схема

1.2. Вибір та обґрунтування технологічної схеми збагачення

Вибір принципової схеми збагачення магнетитових руд визначається характеристиками вкраплення корисних мінералів, пустої породи та мінералів – носіїв шкідливих домішок.

Залізні руди Інгулецького родовища представлені залізистими кварцитами, з мілким та тонким вкрапленням магнетиту, зерна магнетиту знаходяться у зростках з мінералами пустої породи або є мінералами, що містять шкідливі домішки. Для отримання кондиційних по вмісту заліза та шкідливих домішок концентратів руда потребує більш тонкого подрібнення, чим для виділення основної маси хвостів.

Технологічна схема кожної секції кульового подрібнення включає в себе операцію попереднього збагачення (суха магнітна сепарація), три стадії подрібнення, три стадії класифікації, п'ять стадій магнітної сепарації, два прийоми знешламлення і два прийоми зневоднення.

На операцію попереднього збагачення надходить подрібнена руда після четвертої стадії дроблення. Операція попереднього збагачення мілко подрібненої руди здійснюється методом сухої магнітної сепарації на сепараторах типу ПБКС -90/120. Магнітні сепаратори розміщені безпосередньо в схемі перед млином першої стадії подрібнення. Магнітний продукт сепаратора самопливно потрапляє в млин першої стадії, а хвости через накопичувальний проміжний бункер системою конвеєрів передаються на склад щебеню.

Подрібнення першої стадії здійснюється в кульових млинах МКР -36*50, з робочим об'ємом 45м³, працюючих в замкненому циклі з двох спіральним класифікатором 2КСН-24*134. Злив класифікаторів являється живленням першої стадії магнітної сепарації, котра здійснюється в два прийоми з перечисткою магнітного продукту і отримання промпродукту і відвальних хвостів.

На третю стадію подрібнення направляється проміжний продукт третьої і четвертої стадії стадій збагачення. Подрібнення здійснюється

у млинах МКЦ-40*55, що працюють в замкненому циклі з гідроциклонами ГЦ-710. Злив млина III стадії подрібнення направляється на між стадійне збагачення IV стадії, яка здійснюється в один прийом з отриманням промпродукту та відвальних хвостів.

Злив гідроциклонів III стадії класифікації направляється на II прийом знешламлення в дешламатори МД-9, з отриманням проміжного продукту та хвостів. Піски дешламації II прийому направляються на збагачення V стадії, яка здійснюється в два прийоми з перечисткою магнітного продукту і отриманням готового концентрату і відвальних хвостів.

Далі концентрат надходить на згущення, яке здійснюється в дешламаторах МД-9. Внаслідок згущення отримують згущений продукт, який поступає на фільтрування і злив, котрий повертається у процес у вигляді оборотної води.

Для зневоднення концентрату встановлюють вакуум-фільтри типу ДУ-100. Зневоднений концентрат з вакуум-фільтрів транспортується збірними конвеєрами на склад готової продукції. Фільтрат направляється у процес у вигляді оборотної води.

1.3 Розрахунок технологічної схеми збагачення.

$$Q = 16,5 \cdot 10^6 \text{ т/рік} \quad \alpha = 33,32\% \quad \beta = 66,2\%$$

Визначаю необхідне та достатнє число відомих компонентів:

$$N = c(1 + n_p - a_p) - 1 = 2(1 + 33 - 16) - 1 = 35 \quad (1.1)$$

Де: c – кількість розрахункових компонентів;

n_p – кількість продуктів поділу в схемі;

a_p – кількість операцій поділу в схемі.

Із практичних даних діючої фабрики беру значення вмісту заліза в продуктах та вихід

$\beta_1 = 33,32\%$	$\beta_{16} = 52,39\%$	$\beta_{28} = 61,0\%$	$\beta_{39} = 66,0\%$
$\beta_2 = 33,6\%$	$\beta_{17} = 13,45\%$	$\beta_{29} = 13,1\%$	$\beta_{40} = 66,2\%$
$\beta_3 = 20,0\%$	$\beta_{18} = 54,7\%$	$\beta_{30} = 62,85\%$	$\beta_{41} = 66,1\%$
$\beta_6 = 33,6\%$	$\beta_{19} = 15,15\%$	$\beta_{31} = 17,2\%$	$\beta_{42} = 13,52\%$
$\beta_7 = 33,6\%$	$\beta_{20} = 55,77\%$	$\beta_{32} = 63,65\%$	$\gamma_{41} = 8,5\%$
$\beta_8 = 45,52\%$	$\beta_{21} = 13,9\%$	$\beta_{33} = 17,55\%$	
$\beta_{10} = 48,52\%$	$\beta_{22} = 57,39\%$	$\beta_{34} = 64,5\%$	
$\beta_{11} = 14,15\%$	$\beta_{23} = 14,4\%$	$\beta_{35} = 18,1\%$	
$\beta_{13} = 50,02\%$	$\beta_{25} = 59,48\%$	$\beta_{37} = 66,18\%$	
$\beta_{14} = 51,67\%$	$\beta_{26} = 61,65\%$	$\beta_{38} = 18,5\%$	

Визначаю годинну продуктивність фабрики

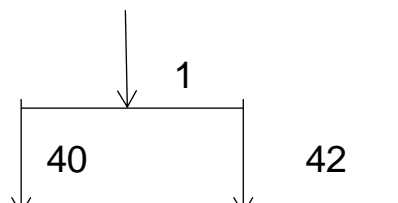
$$Q_1 = \frac{Q_{\text{річн}}}{n \cdot t \cdot \eta} = \frac{16500000}{365 \cdot 24 \cdot 0,95} = 1982,7 \text{ год} \quad (1.2)$$

де: n – кількість днів у році;

t – кількість часу на добу;

η – коефіцієнт

1.3.1. Розрахунок якісно-кількісної схеми.



$$\begin{cases} \gamma_1 = \gamma_{40} + \gamma_{42} \\ \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{40} \beta_{40} + \gamma_{42} \beta_{42} \end{cases}$$

$$\gamma_{40} = \frac{100(\beta_1 - \beta_{42})}{\beta_{40} - \beta_{42}} = \frac{100(33,32 - 13,52)}{66,2 - 13,52} = 37,59\% \quad (1.3)$$

$$\gamma_{42} = \gamma_1 - \gamma_{40} = 100 - 37,59 = 62,41\% \quad (1.4)$$

$$\text{Перевірка: } \gamma_1 \beta_1 = \gamma_{40} \beta_{40} + \gamma_{42} \beta_{42} \quad (1.5)$$

$$100 * 33,32 = 37,59 * 66,2 + 62,41 * 13,52$$

$$3332 = 2488,46 + 843,78$$

$$3332 \approx 3332,24$$

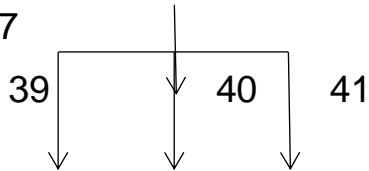
$$E_{40} = \frac{\gamma_{40} \beta_{40}}{\beta_1} = \frac{37,59 * 66,2}{33,32} = 74,68\% \quad (1.6)$$

$$E_{42} = E_1 - E_{40} = 100 - 74,68 = 25,32\% \quad (1.7)$$

$$Q_{40} = \frac{\gamma_{40} Q_1}{100} = \frac{37,59 * 1982,7}{100} = 745,3 \text{ т/год} \quad (1.8)$$

$$Q_{42} = Q_1 - Q_{40} = 1982,7 - 745,3 = 1237,4 \text{ т/год} \quad (1.9)$$

37



$$\begin{cases} \gamma_{37} = \gamma_{39} + \gamma_{40} + \gamma_{41} \\ \gamma_{37} \beta_{37} = \gamma_{39} \beta_{39} + \gamma_{40} \beta_{40} + \gamma_{41} \beta_{41} \end{cases}$$

$$\begin{aligned} \gamma_{39} &= \frac{\gamma_{40}(\beta_{40} - \beta_{37}) + \gamma_{41}(\beta_{41} - \beta_{37})}{\beta_{37} - \beta_{39}} \\ &= \frac{37,59(66,2 - 66,18) + 8,5(66,1 - 66,18)}{66,18 - 66,0} = 0,39\% \end{aligned}$$

$$\gamma_{37} = \gamma_{39} + \gamma_{40} + \gamma_{41} = 0,39 + 37,59 + 8,5 = 46,48\%$$

$$\text{Перевірка: } \gamma_{37} \beta_{37} = \gamma_{39} \beta_{39} + \gamma_{40} \beta_{40} + \gamma_{41} \beta_{41}$$

$$46,48 * 66,18 = 0,39 * 66,0 + 37,59 * 66,2 + 8,5 * 66,1$$

$$3076,05 = 25,74 + 2488,46 + 561,85$$

$$3076,05 = 3076,05$$

$$E_{39} = \frac{\gamma_{39} * \beta_{39}}{\beta_1} = \frac{0,39 * 66,0}{33,32} = 0,77\%$$

$$E_{41} = \frac{\gamma_{41} * \beta_{41}}{\beta_1} = \frac{8,5 * 66,1}{33,32} = 16,86\%$$

$$E_{37} = E_{39} + E_{40} + E_{41} = 0,77 + 74,68 + 16,86 = 92,31\%$$

$$Q_{39} = \frac{Q_{39} * Q_1}{100} = \frac{0,39 * 1982,7}{100} = 7,73 \text{ т/год}$$

$$Q_{41} = \frac{\gamma_{41} * Q_1}{100} = \frac{8,5 * 1982,7}{100} = 168,53 \text{ т/год}$$

По відомих розрідженнях і $Q_{пр}$ визначаємо кількість води що міститься в продуктах переробки по формулі:

$$W_{пр} = R_{пр} * Q_{пр} \quad (1.10)$$

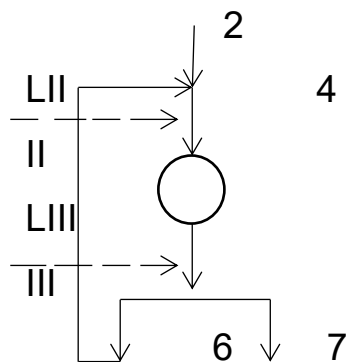
Визначаємо кількість світової води, що додається в операції шляхом складання рівнянь балансу, тобто кількість води, що надходить в операцію з продуктом, повинна дорівнювати кількості води, що іде з продуктом з операції:

$$\sum W_{пост} + L = \sum W_{ид} \quad (1.11)$$

$$L_I = W_I - W_1 \quad (1.12)$$


$$L_I = W_I - W_1 = 25,78 - 25,78 = 0$$

$$W_3 = W_I - W_2 = 25,78 - 23,3 = 2,48 \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.13)$$



$$W_6 + W_2 + L_{II} = W_{II}$$

$$L_{II} = W_{II} - W_6 - W_2 \quad (1.14)$$

$$L_{II} = 1505,35 - 424,11 - 23,3 = 1057,94 \text{ м}^3/\text{год}$$

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

$$L_{III} = W_{III} - W_5 \quad (1.15)$$

$$L_{III} = 2074,69 - 1505,35 = 569,34 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$R_{III} = \frac{W_{III}}{Q_5} = \frac{2074,69}{3961,44} = 0,52 \quad (1.16)$$

Дані розрахунків заносимо в таблицю 1.7.

Таблиця 1.7. Зведена таблиця розрахунку якісно – кількісної та воднево – шламової схем

№ Прод.	Найменування продуктів та операцій	γ, %	β, %	Е, %	Q, т/год.	R	W, М3/год.
1	2	3	4	5	6	7	8
I	Суша магнітна сепарація						
1	Дроблена руда	100	33,32	100	1982,7	0,013	25,78
LI	Вода						0
	Всього:	100	32,32	100	1982,7	0,013	25,78
	Виходить						
2	Промпродукт	97,94	33,6	98,76	1941,86	0,012	23,3
3	Щебінь	2,06	20,0	1,24	40,84	0,06	2,48
	Всього:	100	33,32	100	1982,7	0,015	25,78
II	Помел Іст. Надходить						
2	Промпродукт	97,94	33,6	98,76	1941,86	0,012	23,3
6	Піски клас-ра	101,86	33,6	102,72	2019,58	0,21	424,11
LII	Вода						1057,94
	Всього:	199,8	33,6	201,48	3961,44	0,38	1505,35
	Виходить						
5	Злив млина	199,8	33,6	201,48	3961,44	0,38	1505,35
	Всього:	199,8	33,6	201,48	3961,44	0,38	1505,35
III	Класифікація Іст. Надходить						
5	Злив млина	199,8	33,6	201,48	3961,44	0,38	1505,35
LIII	Вода						569,34
	Всього:	199,8	33,6	201,48	3961,44	0,52	2074,69
	Виходить						
6	Піски	101,86	33,6	102,72	2019,58	0,21	424,11
7	Злив	97,94	33,6	98,76	1941,86	0,85	1650,58
	Всього:	199,8	33,6	201,48	3961,44	0,52	2074,69
IV	Магнітна сепарація Іст.Іпр Надходить						
7	Злив клас-ра	97,94	33,6	98,76	1941,86	0,85	1650,58
LIV	Вода						1767,09
	Всього:	97,94	33,6	98,76	1941,86	1,76	3417,67
	Виходить						
8	Магн.продукт	62,51	45,52	85,4	1239,39	0,51	632,09
9	Хвости	35,43	12,56	13,36	702,47	3,97	2785,58
	Всього:	97,94	33,6	98,76	1941,86	1,76	3417,67

Продовження таблиці 1.7.

1	2	3	4	5	6	7	8
V	Магнітна сепарація Іст.Іпр Надходить						
8	Магн. продукт	62,51	45,52	85,4	1239,39	0,51	632,09
LV	Вода						855,18
	Всього:	62,51	45,52	85,4	1239,39	1,2	1487,27
	Виходить						
10	Магн. Продукт	57,05	48,52	83,08	1131,13	0,69	780,48
11	Хвости	5,46	14,15	2,32	108,26	6,53	706,79
	Всього:	62,51	45,52	85,4	1239,39	1,2	1487,27
VI	Класифікація Іст Надходить						
10	Магн.продукт	57,05	48,52	83,08	1131,13	0,69	780,48

16	Магн.продукт Іст.	91,28	52,39	143,52	1809,81	0,37	669,63
38	Злив м/д	1,4	18,5	0,78	27,76	9,37	260,09
LVI	Вода						724,13
12	Всього:	149,73	50,6	227,38	2968,7	0,82	2434,33
	Виходить						
13	Піски	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,15	289,08
14	Злив	52,53	51,67	81,46	1041,51	2,06	2145,25
	Всього:	149,73	50,6	227,38	2968,7	0,82	2434,33
VII	Помел Іст. Надходить						
13	Піски г/ц	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,15	289,08
LVII	Вода						0
	Всього:	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,15	289,08
	Виходить						
15	Злив млина	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,15	289,08
	Всього:	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,15	289,08
VIII	Магн. сепарація Іст. Надходить						
15	Злив млина	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,15	289,08
LVIII	Вода						635,97
	Всього:	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,48	925,05
	Виходить						
16	Магн. продукт	91,28	52,39	143,52	1809,81	0,37	669,63
17	Хвости	5,92	13,45	2,4	117,38	2,18	255,42
	Всього:	97,2	50,02	145,92	1927,19	0,48	925,05
IX	Знешламлення Іпр. Надходить						
14	Злив г/ц	52,53	51,67	81,46	1041,51	2,06	2145,25
LIX	Вода						739,73

Продовження таблиці 1.7.

1	2	3	4	5	6	7	8
	Всього:	52,53	51,67	81,46	1041,51	2,77	2884,98
	Виходить						
18	Знешламл.прод.	48,51	54,7	79,64	961,81	0,72	692,5
19	Шлами	4,02	15,15	1,82	79,7	27,51	2192,48
	Всього:	52,53	51,67	81,46	1041,51	2,77	2884,98
X	Магн. сепарація ІІІст.Іпр. Надходить						
18	Знешламл.прод.	48,51	54,7	79,64	961,81	0,72	692,5
LX	Вода						2000,57
	Всього:	48,51	54,7	79,64	961,81	2,8	2693,07
	Виходить						
20	Магн. продукт	47,27	55,77	79,12	937,22	0,79	740,4
21	Хвости	1,24	13,9	0,52	24,59	79,41	1952,67
	Всього:	48,51	54,7	79,64	961,81	2,8	2693,07
XI	Магн. сепарація ІІІст.ІІпр. Надходить						
20	Магн. продукт	47,27	55,77	79,12	937,22	0,79	740,4
LXI	Вода						1330,86
	Всього:	47,27	55,77	79,12	937,22	2,21	2071,26
	Виходить						
22	Магн. продукт	45,49	57,39	78,35	901,93	0,86	775,66
23	Хвости	1,78	14,4	0,77	35,29	36,71	1295,6
	Всього:	47,27	55,77	79,12	937,22	2,21	2071,26
XII	Класифікація ІІІст. Надходить						
22	Магн. продукт	45,49	57,39	78,35	901,93	0,86	775,66
28	Магн.продукт	121,14	61,0	221,77	2401,84	0,84	2017,55
39	Фільтрат	0,39	66,0	0,77	7,73	69,1	534,13

LXII	Вода						646,46
24	Всього:	167,02	60,03	300,89	3311,5	1,2	3973,8
	Виходить						
25	Піски	125,1	59,48	223,33	2480,35	0,48	1190,57
26	Злив	41,92	61,65	77,56	831,15	3,35	2783,23
	Всього:	167,02	60,03	300,89	3311,5	1,2	3973,8
XIII	Помел IIIст. Надходить						
25	Піски	125,1	59,48	223,33	2480,35	0,48	1190,57
LXIII	Вода						0
	Всього:	125,1	59,48	223,33	2480,35	0,48	1190,57
	Виходить						

Продовження таблиці 1.7.

1	2	3	4	5	6	7	8
27	Злив млина	125,1	59,48	223,33	2480,35	0,48	1190,57
	Всього:	125,1	59,48	223,33	2480,35	0,48	1190,57
XIV	Магн. сепарація IVст. Надходить						
27	Злив млина	125,1	59,48	223,33	2480,35	0,48	1190,57
LXIV	Вода						3075,63
	Всього:	125,1	59,48	223,33	2480,35	1,72	4266,2
	Виходить						
28	Магн. продукт	121,14	61,0	221,77	2401,84	0,84	2017,55
29	Хвости	3,96	13,1	1,56	78,51	28,64	2248,65
	Всього:	125,1	59,48	223,33	2480,35	1,72	4266,2
XV	Знешламлинення IIIпр. Надходить						
26	Злив г/ц	41,92	61,65	77,56	831,15	3,35	2783,23
LXV	Вода						483,19
	Всього:	41,92	61,65	77,56	831,15	3,93	3266,42
	Виходить						
30	Знешламли.прод.	40,82	62,85	77,0	809,34	0,66	534,16
31	Шлами	1,10	17,2	0,56	21,81	125,28	2732,26
	Всього:	41,92	61,65	77,56	831,15	3,93	3266,42
XVI	Магн. сепарація Vст. Iпр. Надходить						
30	Знешламли.прод.	40,82	62,85	77,0	809,34	0,66	534,16
LXVI	Вода						768,88
	Всього:	40,82	62,85	77,0	809,34	1,61	1303,04
	Виходить						
32	Магн. продукт	40,11	63,65	76,62	795,26	0,81	644,16
33	Хвости	0,71	17,55	0,38	14,08	46,8	658,88
	Всього:	40,82	62,85	77,0	809,34	1,61	1303,04
XVII	Магн. сепарація Vст. IIпр. Надходить						
32	Магн. продукт	40,11	63,65	76,62	795,26	0,81	644,16
LXVI I	Вода						524,87
	Всього:	40,11	63,65	76,62	795,26	1,47	1169,03
	Виходить						
34	Магн. продукт	39,38	64,5	76,23	780,79	0,98	765,17
35	Хвости	0,73	18,1	0,39	14,47	27,91	403,86
	Всього:	40,11	63,65	76,62	795,26	1,47	1169,03

Продовження таблиці 1.7.

1	2	3	4	5	6	7	8
---	---	---	---	---	---	---	---

XVIII	Згущення IIIпр. Надходить						
34	Магн.продукт	39,38	64,5	76,23	780,79	0,98	765,17
41	Перелив	8,5	66,1	16,86	168,53	0,89	150,00
LXVI II	Вода						100,6
36	Всього:	47,88	64,78	93,09	949,32	1,07	1015,77
	Виходить						
37	Згущен.продукт	46,48	66,18	92,31	921,56	0,82	755,68
38	Злив м/д	1,4	18,5	0,78	27,76	9,37	260,09
	Всього:	47,88	64,78	93,09	949,32	1,07	1015,77
XIX	Фільтрування Надходить						
37	Згущен.продукт	46,48	66,18	92,31	921,56	0,82	755,68
LXIX	Вода						0
	Всього:	46,48	66,18	92,31	921,56	0,82	755,68
	Виходить						
39	Фільтрат	0,39	66,0	0,77	7,73	69,1	534,13
40	Концентрат	37,59	66,2	74,68	745,3	0,096	71,55
41	Перелив	8,5	66,1	16,86	168,53	0,89	150,00
	Всього:	46,48	66,18	92,31	921,56	0,82	755,68
42	Загальні хвости	62,41	13,52	25,32	1237,4	12,31	15234,6 7

Таблиця 1.8. Баланс води

Надходить води в процес, м3/год	Виходить води з процесу, м3/год
1	2
W1= 25,78 LI = 0 LII = 1057,94 LIII = 569,34 LIV= 1767,09 LV= 855,18 LVI = 724,13 LVII = 0 LVIII = 635,97 LIX = 739,73 LX = 2000,57 LXI = 1330,86 LXII = 646,46 LXIII = 0 LXIV= 3075,63 LXV = 483,19 LXVI = 768,88 LXVII = 524,87 LXVIII = 100,6 LXIX = 0	W40= 71,55 W3= 2,48 W9 = 2785,58 W11= 706,79 W17= 255,42 W19 = 2192,48 W21 = 1952,67 W23= 1295,6 W29= 2248,65 W31 = 2732,26 W33 = 658,88 W35 = 403,86

Підраховуємо загальне використання води фабрикою, яке на 10–15% перевищує потреби води на технологію.

$$W_{\text{заг}} = \sum L + 0,1 \sum L = 15280,44 + 1528,044 = 16808,48 \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.17)$$

Визначаємо питомі витрати води на одну тону руди та концентрату:

$$L_{\text{руди}} = \frac{W_{\text{заг}}}{Q_1}; \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.18)$$

$$L_{\text{к-та}} = \frac{W_{\text{заг}}}{Q_{\text{к-та}}}; \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.19)$$

$$L_{\text{руди}} = \frac{16808,48}{1982,7} = 8,48 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$L_{\text{к-та}} = \frac{16808,48}{745,3} = 22,55 \text{ м}^3/\text{год}$$

1.4 Вибір основного технологічного обладнання

Сучасні збагачувальні фабрики з переробки руд чорних металів являють собою могутні, повністю механізовані промислові підприємства зі складним технологічним процесом збагачення, насичені великою кількістю технологічного обладнання.

Показники збагачення на діючих збагачувальних фабриках залежить від значення параметрів регулювання процесів, уміння оперативно використовувати нагромаджений досвід експлуатації технологічного обладнання.

Так як руди тонко вкраплені, то приймаємо до установки схему кульового подрібнення, для цього вимагається попереднє 4-х стадійне дроблення руди до крупності 25-0мм та 3 -х стадійне подрібнення до крупності 95% класу -0,074мм.

На операцію попереднього збагачення надходить подрібнена руда після четвертої стадії дроблення. Операція попереднього збагачення мілко подрібненої руди здійснюється методом сухої магнітної сепарації на сепараторах типу ПБКС -90/120. Магнітні сепаратори розміщені безпосередньо в схемі перед млином першої стадії подрібнення. Магнітний продукт сепаратора самопливно потрапляє в млин першої стадії, а хвости через накопичувальний проміжний бункер системою конвеєрів передаються на склад щебеню. Технічна характеристика сепаратора приведена в таблиці 1.9

Таблиця 1.9 Технічна характеристика сепаратора ПБКС -90/120

Тип сепар- ра	Розмір барабану		Число барабанів	Магн. Індукція поверхні барабану	Частота обертан. барабану	Номін. потужність електродвигу на кВт
	Діаметр роб. частини	Довжина барабану				
ПБКС - 90/120	900	1270	1	0,13 -0,14	45,0	5,5

На першу стадію подрібнення приймаю до установки млин МКР -36*50, який працює в замкнутому циклі зі спіральним класифікатором 2КСН-24.

Технічна характеристика млина приведена в таблиці 1.10.

Таблиця 1.10 Технічна характеристика млина МКР -36*50

Тип млина	Розмір барабану мЗ	Робочий об'єм барабану, мЗ	Швидкість обертів барабану, с-1(об/хв)	Потужність двигуна, кВт	Кульова заван- тажен. млина, т	Витрати куль	
						Руди, кг	Конц- ту, кг
МКР - 36*50	>3,6*50	45±1	0,302 (18,12)	1250	90±2	0,9476	2,350

Таблиця 1.11. Технічна характеристика класифікатора 2КСН-24

Довжина спіралі	Діаметр спіралі, м	Кут нахилу корита, град.	Частота обертів спіралі с-1(об/хв)	Потужність двигуна, кВт	Частота обертання двигуна, с-1(об/хв)
>12,6	2,4±0,3	17±1,0	0,059 (3,54)	30	16,33/968

На другу і третю стадію подрібнення встановлюємо млини МКЦ-40*55, які працюють в замкнутому циклі з гідро циклонами ГЦ -710.

Таблиця 1.12 Технічна характеристика млина МКЦ -40*55

Тип млина, стадія подріб.	Розмір барабану мЗ	Робочий об'єм барабану, мЗ	Швидкість обертів барабану, с-1(об/хв)	Поту- жність двигуна, кВт	Кульова заван- тажен. млина, т	Витрати куль	
						Руди, кг	Кон- ту, кг
II стадія МКЦ – 40*55	≥4,0*5,5	60±1	0,287 (17,2)	2000	130	0,3831	0,95

III стадія МКЦ - 40*55	≥4,0*5,5	60±1	0,287 (17,2)	2000	128	0,4033	1,0
------------------------------	----------	------	-----------------	------	-----	--------	-----

Таблиця 1.13 Режим і технологічні показники роботи гідро циклонів
ГЦ -710

стадія	Розмір насадки, мм			Тиск на вході в ГЦ, кг*с/см2	Густина продуктів				Вміст класу -0,05мм	
	живильна	зливна	піскова		злив		піски		в зливі	в пісках
					г/л	% ТВ	г/л	% ТВ		
2	100*180	150	90	1,6- 2,0	1130- 1180	16-17	2300- 2800	76-82	75-85	12-20
3	100*180	150	78		1080- 1120	12-14	2100- 2200	69-73	95-97	60-74

Вибір типу магнітного сепаратора залежить від магнітної сприйнятливості мінералів, які видобуваються в концентрат, крупності живлення, середовища, в якому виконується збагачення та вимог до якості продуктів збагачення.

Магнітне збагачення здійснюється на сепараторах типу:

ПБМ -90/250 П - перший прийом перша стадія магнітної сепарації;

ПБМ -90/250 ПП - другий прийом перша стадія, третя і п'ята стадії магнітної сепарації;

ПБМ -120/300 П - друга і четверта стадії магнітної сепарації.

Таблиця 1.14. Технічні характеристики магнітних сепараторів.

Тип сепаратора	Розмір барабану, м	Магн. індукція на поверхні барабану, Тл	Швидкість обертання барабану, С-1	Робочий зазор, мм
ПБМ-90/250 П	0,9±0,02* 2,5±0,02	0,118±5	0,433	30-35
ПБМ-90/250 ПП	0,9±0,02* 2,5±0,02	0,105±5	0,433	30-35
ПБМ -120/300 П	1,2±0,6* 230±0,3	0,105±5	0,317	30-35

Для знешламлення приймаємо до установки магнітні декламатори МД-9. Технічна характеристика дешламатора приведена в таблиці 1.14.

Таблиця 1.15. Технічна характеристика дешламаторів МД-9

Тип дешламатора	Площина барабану (осадження) МЗ	Кількість намагніч. апаратів, шт.	Магн. індукція в щілині між шайбами, Тл	Споживча потужність, кВт
МД-9	63±0,2	10	0,060	14

Для зневоднення концентрату встановлюємо дискові вакуум - фільтри типу ДУ -100*2,5-12.

Таблиця 1.16. Технічна характеристика дискові вакуум - фільтра ДУ -100*2,5-12

Фільтрувальна поверхня, м ²	Діаметр дисків, м	Число дисків, шт	Число розподільчих голівок, шт	Потужність ел.двиг. приводу дисків, кВт	Витрати фільтр. тканини на епікіровку в/ф, м ²
100±0,2	2,5±0,03	12	2	4,75	151,2±1

Для ефективної роботи вакуум - фільтра необхідно підтримувати:

Кількість вакууму - 0,073-0,079 МПа

Тиск повітря на віддувку кека - 0,035 -0,04 МПа

Розріджене повітря - 1,3 м²/хв.

Густина живлення - 1,6 -1,7 кг/л чи 48-54% твердого

Задовільний стан фільтротканини.

1.5 Розрахунок основного технологічного обладнання

1.5.1 Розрахунок сухої магнітної сепарації

На фабрику приймаємо сепаратор типу ПБКС -90/120

Продуктивність сепаратора для сухої магнітної сепарації сильномагнітних руд розраховується по формулі:

$$Q_c = 0.82n(L - 0.1)v\delta \frac{d_2 - d_1}{\lg 100} ab \quad (1.20)$$

де: Q_c - продуктивність по вихідному навантаженню, т/год.

n - кількість барабанів для основної сепарації;

L - довжина барабанів;

v - швидкість переміщення шару матеріалу на головних барабанах, приймаємо рівною 1м/с;

S - щільність руди;

d_1 і d_2 - найменший і найбільший діаметр зерен руди у живленні, мм

a - емпіричний коефіцієнт, залежний від крупності живлення;

b - коефіцієнт, залежний від відношення між кількістю барабанів, використовуючи для перечистки хвостів, та кількістю загальних барабанів.

$$Q_c = 0.82 \cdot 2(1,27 - 0.1)1 \cdot 3,6 \frac{20 - 0,2}{\lg 100} 1,5 \cdot 1,5 = 153,86 \text{т/год}$$

$$\eta = \frac{Q_1}{NQ_c} = \frac{1982,7}{7 \cdot 153,86} = 1,84$$

Встановлюю на секцію 2 сепаратора, на фабриці 14.

1.5.2 Розрахунок млинів

I стадія здрібнення здійснюється в млинах типу МКР - 36*50

Визначаю продуктивність млина I стадії:

$$Q = \frac{g \cdot v}{\beta_{\text{кінц}} - \beta_{\text{вих}}}; \text{т/год} \quad (1.21)$$

де: Q - продуктивність млина, т/год;

g - питома продуктивність млина, т/м3/год;

$\beta_{\text{кінц}}$, $\beta_{\text{вих}}$ - зміст розрахункового класу крупності відповідно у вихідному та кінцевому продуктах;

v - робочий обсяг млина, м3.

Кількість млинів визначається за формулою:

$$\Pi = \frac{Q_n}{Q_{\text{млина}}}; \quad (1.22)$$

де: Q_n - кількість руди, що надходить на подрібнення, м/год;
(за даними розрахунку кількісної схеми);

$Q_{\text{млина}}$ - продуктивність млина, т/год.

$$Q_{\text{м}} = \frac{1,054 \cdot 45}{0,433 - 0,032} = 118,28 \text{ т/год}$$

Визначаю кількість млинів на фабриці:

$$\Pi = \frac{Q_1}{Q_{\text{м}}} = \frac{1982,7}{118,28} = 16,76$$

Встановлюю на секцію 2 млина, визначаю кількість секцій:

$$n_c = \frac{\Pi}{2} = \frac{16,76}{2} = 8,38$$

Всього на проектуемій фабриці 9 секцій та 18 млинів.

II та III стадія здрібнення відбувається в млинах МКЦ 40*55:

Визначаю продуктивність млина II стадії:

$$Q_{\text{м}} = \frac{0,725 \cdot 60}{0,742 - 0,433} = 140,7 \text{ т/год}$$

Визначаю кількість млинів на фабриці:

$$\Pi = \frac{Q_{10}}{Q_{\text{м}}} = \frac{1131,13}{140,7} = 8$$

Встановлюю на секцію 1 млин, визначаю кількість млинів на фабрику:

$$n_c = \frac{\Pi}{\text{кільк. секцій}} = \frac{8}{9} = 0,9$$

Всього на проектуемій секції 1 млинів, на фабриці 9 млинів.

III стадія здрібнення:

$$Q_{\text{м}} = \frac{0,403 \cdot 60}{0,964 - 0,742} = 108,92 \text{ т/год}$$

Визначаю кількість млинів на фабриці:

$$\Pi = \frac{Q_{22}}{Q_m} = \frac{901,93}{108,92} = 8,28$$

Встановлюю на секцію 1 млин, визначаю кількість млинів на фабрику:

$$n_c = \frac{\Pi}{\text{кільк. секцій}} = \frac{8,28}{9} = 0,92 \approx 1$$

Всього на проектує мій секції 1млин, на фабриці 9 млинів.

1.5.3 Розрахунок класифікаторів

Продуктивність спіральних класифікаторів з не навантаженою спіраллю по твердому матеріалу в зливі.

$$Q = 4.55 \cdot m \cdot k_\beta \cdot k_\delta \cdot k_\alpha \cdot k_c \cdot D^{1.765} ; \quad \text{т} / \text{год.} \quad (1.23)$$

де: m - кількість спіралей класифікатора

k_β - поправочний коефіцієнт на крупність злива ;

k_δ - поправочний коефіцієнт на щільність δ матеріалу, що класифікується

$$k_\delta = \frac{\delta}{2.7} ;$$

k_α - поправочний коефіцієнт на кут нахилу α днища класифікатора;

k_c - поправочний коефіцієнт на задану щільність зливу знаходиться в

залежності від R_t , $R_{2.7}$;

D - діаметр спіралі, м.

Продуктивність класифікатора по піскам визначається за формулою:

$$Q_n = 5.45 m n D^3 \frac{\delta}{2.7} k_\alpha ; \text{т/год.} \quad (1.24)$$

де: n - частота обертів спіралей, об/хв.

I стадія класифікації здійснюється в спіральному класифікаторі

2КСН - 24.

Визначаю продуктивність класифікатора по зливу:

$$Q_{зл} = 4,55 * 2 * 1,41 * 1,11 * 1,63 * 1,06 * 4,7 = 115,66 \text{ т/год}$$

Визначаю кількість класифікаторів на фабрику:

$$n_{\phi} = \frac{Q_7}{Q_{pk}} = \frac{1941,86}{115,66} = 16,79$$

Визначаю кількість класифікаторів на секцію:

$$n_c = \frac{П_{\phi}}{n} = \frac{16,79}{9} = 1,87$$

Встановлюю на секцію 2 класифікатори, по фабриці 18 класифікаторів .

Перевіряю продуктивність класифікатора по піскам:

$$Q_n = 5,45 * 2 * 1,5 * 13,82 * 1,33 * 1,03 = 309,54 \text{ т/год}$$

Визначаю фактичну продуктивність по піскам:

$$Q_n = \frac{Q_6}{n * 2} = \frac{2019,58}{9 * 2} = 112,2 \text{ т/год}$$

Вибраний класифікатор забезпечує продуктивність як по зливу так і по піскам.

II стадія класифікації здійснюється в гідроциклонах ГЦ -710.

Продуктивність гідроциклона по вихідній пульпі розраховується за формулою:

$$V = 3 * k_{\alpha} * k_D * d_n * d * \sqrt{P_o}; \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.25)$$

де: k_{α} - поправка на кут конусності гідроциклона;

k_D - поправка на діаметр гідроциклона ;

d_n - діаметр (еквівалентний) живлячого отвору, см;

d - діаметр шламового отвору, см;

P_o - робочий тиск пульпи на вході в гідроциклон, МПа.

Для визначення кількості гідроциклонів необхідно визначити обсяг пульпи, що надходить на класифікацію:

$$V_1 = Q_n * \left(\frac{1}{\rho} + R \right); \text{ м}^3/\text{год} \quad (1.26)$$

$$V_{ГЦ} = 3 * 1,0 * 0,95 * 20 * 15 * \sqrt{0,1} = 270,18 \text{ м}^3/\text{год}$$

Визначаю об'єм пульпи, яка надходить на класифікацію
 $V = Q_{12} (1/\delta + R_{VI}) = 2968,7 * (1/3,6 + 0,82) = 3258,97 \text{ м}^3/\text{год}$

Визначаю кількість гідроциклонів на фабрику:

$$n_f = V / V_{гц} = 3258,97 / 270,18 = 12,06$$

Визначаю кількість гідроциклонів на секцію:

$$n_c = n_f / n = 12,06 / 9 = 1,34$$

Встановлюю на секцію 2 робочих та 2 резервних гідроциклона, 36 на фабрику.

III стадія класифікації здійснюється в гідроциклонах ГЦ -710.

Беру таку ж продуктивність, як і на I стадії класифікації.

Визначаю об'єм пульпи, яка надходить на класифікацію

$$V = Q_{24} (1/\delta + R_{XII}) = 3311,5 * (1/3,6 + 1,2) = 4893,66/\text{год}$$

Визначаю кількість гідроциклонів на фабрику:

$$n_f = V / V_{гц} = 4893,66 / 270,18 = 18$$

Визначаю кількість гідроциклонів на секцію:

$$n_c = n_f / n = 18 / 9 = 2$$

Встановлюю на секцію 2 робочих та 2 резервних гідроциклона, 36 на фабрику.

1.5.4 Розрахунок магнітних сепараторів.

Продуктивність магнітного сепаратора визначається за формулою:

$$Q_{мс} = g * n * (L - 0,1); \text{т/ год} \quad (1.27)$$

де: g - питома продуктивність магнітного сепаратора, $\text{тм}^3/\text{год}$;

n - кількість головних барабанів;

L - довжина барабану, м.

Кількість магнітних сепараторів визначається за формулою:

$$N = \frac{Q_n}{Q_{мс}}; \quad (1.28)$$

де: Q_n - кількість руди що надходить на дану стадію магнітної сепарації.

I ст. магнітної сепарації здійснюється в сепараторах ПБМ - 90/250.

Визначаю продуктивність магнітного сепаратора:

$$Q_{mc} = 24,64 * 1 * (2,5 - 0,1) = 59,14 \text{ т/год}$$

Визначаю кількість магнітних сепараторів по фабриці:

$$n_{\phi} = Q_7 / Q_{mc} = 1941,86 / 59,14 = 32,83$$

Визначаю кількість магнітних сепараторів на секцію:

$$n_c = n_{\phi} / n = 32,83 / 9 = 3,65$$

Встановлюю на секцію 4 магнітних сепаратора, по фабриці 36 магнітних сепараторів.

II ст. магнітної сепарації проходить в ПБМ - ПП-120/300

Визначаю продуктивність магнітного сепаратора:

$$Q_{mc} = 44,55 * 1 * (3,0 - 0,1) = 129,2 \text{ т/год}$$

$$n_{\phi} = Q_{15} / Q_{mc} = 1927,19 / 129,2 = 14,9$$

Визначаю кількість магнітних сепараторів на секцію:

$$n_c = n_{\phi} / n = 14,9 / 9 = 1,7$$

Встановлюю на секцію 2 магнітних сепараторів, по фабриці 18 магнітних сепараторів.

III ст. магнітної сепарації відбувається в ПБМ-ПП-90/250

Визначаю продуктивність магнітного сепаратора:

$$Q_{mc} = 11,5 * 1 * (2,5 - 0,1) = 27,6 / \text{год}$$

$$n_{\phi} = Q_{18} / Q_{mc} = 961,81 / 27,6 = 34,85$$

Визначаю кількість магнітних сепараторів на секцію:

$$n_c = n_{\phi} / n = 34,85 / 9 = 3,87$$

Встановлюю на секцію 4 магнітних сепаратора, по фабриці 36 магнітних сепараторів.

IV ст. магнітної сепарації проходить в ПБМ - 120/300

Визначаю продуктивність магнітного сепаратора:

$$Q_{mc} = 42,55 * 1 * (3,0 - 0,1) = 123,4 \text{ т/год}$$

$$n_{\phi} = Q_{27} / Q_{mc} = 2480,35 / 123,4 = 20$$

Визначаю кількість магнітних сепараторів на секцію:

$$n_c = n_{\phi} / n = 20 / 9 = 2$$

Встановлюю на секцію 2 магнітних сепаратора, по фабриці 18 магнітних сепараторів.

V ст. магнітної сепарації проходить в ПБМ - 90/250

Визначаю продуктивність магнітного сепаратора:

$$Q_{mc} = 9,52 \cdot 1 \cdot (2,5 - 0,1) = 22,85 \text{ т/год}$$

$$n_{\phi} = Q_{30} / Q_{mc} = 809,34 / 22,85 = 35,41$$

Визначаю кількість магнітних сепараторів на секцію:

$$n_c = n_{\phi} / n = 35,41 / 9 = 3,94 \approx 4$$

Встановлюю на секцію 4 магнітних сепаратора, по фабриці 36 магнітних сепараторів.

1.5.5 Розрахунок обладнання для знешламлення та згущення.

При визначенні загальної площі згущення користуються формулою:

$$S_{zag} = \frac{Q_{надх}}{f} \quad ; \text{м}^2 \quad (1.29)$$

де: S_{zag} - загальна, потрібна площа осадження, м²;

$Q_{надх}$ - кількість руди, що надходить на згущення, т/год;

f - питома продуктивність магнітного дешламатора, т/м³/год;

Потім визначаємо кількість магнітних дешламаторів на фабрику:

$$П = \frac{S_{zag}}{S_{мд}}; \quad (1.30)$$

де: $S_{мд}$ - площа осадження 1 м/д, береться з технологічної характеристики.

І прийом дешламації здійснюється в магнітних дешламаторах МД - 9

Визначаю загальну площу згущення:

$$F_{zag} = Q_{14} / f = 1041,51 / 2,57 = 405,26 \text{ м}^2$$

Визначаю кількість дешламаторів по фабриці:

$$n_{\phi} = F_{zag} / F_{мд} = 405,26 / 63,0 = 6,43$$

Визначаю кількість дешламаторів на секцію:

$$n_c = n_f / n = 6,43/9 = 0,71$$

Встановлюю на секцію 1 магнітний дешламатор, по фабриці 9 магнітних дешламаторів.

II прийом дешламації здійснюється в магнітних дешламаторах МД -9

$$F_{заг} = Q_{26} / f = 831,15/2,08 = 399,6 \text{ м}^2$$

Визначаю кількість дешламаторів по фабриці:

$$n_f = F_{заг} / F_{мд} = 399,6/63,0 = 6,34$$

Визначаю кількість дешламаторів на секцію:

$$n_c = n_f / n = 6,34/9 = 0,7$$

Встановлюю на секцію 1 магнітний дешламатор, по фабриці 9 магнітних дешламаторів.

III прийом дешламації здійснюється в магнітних дешламаторах МД -9

Визначаю загальну площу згущення:

$$F_{заг} = Q_{36} / f = 949,32/1,93 = 491,88 \text{ м}^2$$

Визначаю кількість дешламаторів по фабриці:

$$n_f = F_{заг} / F_{мд} = 491,88/63,0 = 7,8$$

Визначаю кількість дешламаторів на секцію:

$$n_c = n_f / n = 7,8/9 = 0,86$$

Встановлюю на секцію 1 магнітний дешламатор, по фабриці 9 магнітних дешламаторів.

1.5.6 Розрахунок вакуум - фільтрів

При розрахунку необхідної кількості вакуумних фільтрів спочатку визначається загальна площа фільтрації:

$$S_{заг} = \frac{Q_{надх}}{g}; \text{м}^2$$

де: $S_{заг}$ - загальна, площа фільтрації, м²;

$Q_{надх}$ - кількість продукту, що надходить на фільтрацію, т/год;

g - питома продуктивність вакуумного фільтра, т/м³/год;

Необхідна кількість вакуумних фільтрів визначається за формулою:

$$\Pi = \frac{S_{\text{заг}}}{S_{\text{в.ф}}}; \quad (1.32)$$

де: $S_{\text{в.ф}}$ - площа фільтрації 1 вакуум фільтра, м².

Зневоднення концентрату здійснюється в дискових вакуум фільтрах ДУ-100 * 2.5 -12.

Визначаємо загальну площу фільтрування

$$F_{\text{заг}} = Q_{37} / y = 921,56 / 0,358 = 2574,2 \text{ м}^2$$

Визначаю кількість вакуум - фільтрів по фабриці :

$$n_{\text{ф}} = F_{\text{заг}} / F_{\text{в/ф}} = 2574,2 / 100 = 25,74$$

Визначаю кількість вакуум - фільтрів на секцію:

$$n_{\text{с}} = n_{\text{ф}} / n = 25,74 / 9 = 2,86$$

Встановлюю на секцію 3 робочих та 1 резервний. Всього 4 вакуум - фільтра, по фабриці 36.

1.6. Допоміжні операції

1.6.1. Енергозабезпечення

ПРАТ «ІНГЗК» потребує у рік більше 1,7 млрд.кВт за годину електроенергії. Також як на базовому підприємстві так і на проектує мій фабриці енергозабезпечення відбувається через чотири АЕП -154кВт повз головні понижувальні підстанції 11111 -1,11111-2,11111-3,ГПП-4 напругою 154/35/6 кВт за допомогою двох трансформаторів по 60 МВ кожна, які розташовані недалеко до центрів навантажень та систем розподільчих ліній до підстанцій напругою 35/6 та 6/0,4кВ. Основні споживачі - збагачувальні фабрики, об'єкти водопостачання та шламове господарство отримують електроенергію по шино проводам з напругою відповідно 6кВ та 35кВ через свої підстанції напругою 36/6 з трансформаторами 16/25МВА.

Також забезпечуються електроенергією інші більш віддалені від ПІП споживачі - дробарна фабрика, кар'єр, житлові масиви тощо. Впровадження системи телемеханіки на об'єктах електрозабезпечення, надали можливість зменшити кількість чергових електромонтерів на 42 чоловіка, покращити контроль за станом схем та обладнання, автоматизувати облік електроенергії. Система управління в диспетчерській цеху ліній та підстанцій має панель ШДСМ-1 та пристрій ГМ-320, ряд батарей, статичних конденсаторів загальною потужністю 68Мбар. Також введені дві підстанції на напругу 154/35Х6 кВ та 5 підстанцій -35/6кВ.

Застосовані три інформаційні системи витрат електроенергії УНСЕ- 3. Теплозабезпечення здійснюється із трьох котельних установок. Які працюють на рідкому та повітряному паливі.

Продуктивність котелень складає - 1470 Гдж/год. Щорічно розробляється план організаційно - технічних заходів по раціональному застосуванню паливо - енергетичних ресурсів та електроенергії.

Експлуатація енергогосподарства ведеться спеціалізованими та енергетичними службами цехів.

1.6.2. Водопостачання та хвостове господарство.

На збагачувальних фабриках передбачено наступні системи водо забезпечення: господарчо - питні, промислові та об'єднанні. Тому що процес збагачення та подрібнення проходить у водному середовищі, велика кількість води

витрачається на промислові цілі. В залежності від способу використання води - промислові водопроводи поділяються на прямоточні, зворотні та з послідовним використанням води. Витрати води на промислові потреби визначаються в залежності від технології збагачення та складають 8-12 м³/год на 1 т руди. Витрати на

господарчо - питні потреби в залежності від кількості працюючих та нормами споживання від 25 до 45 л за зміну на одного працюючого . На санітарно - гігієнічні потреби та пилоуловлення 10-15% від витрат води на промислові цілі. На збагачує мій проектує мій фабриці використовується зворотне водо забезпечення в цілях економії та виключення природних водоймищ.

Вода із водойму йде у водоприймальну споруду, потім само течією поступає в береговий колодязь. Із нього насосами насосної станції першого підйому подається на збагачувальну фабрику для технологічних потреб. Для господарчо - питних потреб вода береться із Карачунівського та Радущанського водосховищ. Перед вживанням воду очищують розчином хлору. В цілях економії води, освітлена вода із хвостосховища насосами повертається на збагачувальну фабрику та використовується для технологічних потреб. В процесі збагачення залізних руд, відділяється 50-70% відвальних хвостів. З кожною тонною хвостів відділяється 15м³ води. В середині будівлі збагачувальної фабрики, хвости збираються в один колектор з хвостових жолобів та виводяться само течією в приймальний зумпф насосної підстанції за межею фабрики. На хвостосховище хвости транспортуються пульпонасосами по напірному пульпопроводу. В склад хвостового господарства входять:

Загороджувальна гребля, для утворення хвостового ставка;

Споруда водоскиду, для відділення освітленої води;

Водоочищувальна станція для освітленої води;

Система гідротранспорту - насоси, пульповоди.

1.6.3. Випробування та контроль.

Контроль якості продуктів збагачення здійснюється відділами технічного контролю. Відділ ВТК здійснює чотирьох експертне

випробування сировини та продуктів збагачення по виявленню вмісту заліза загального та магнітного. Злив

класифікатора контролюється по гранулометричному складу та волозі. Концентрат - по масовій долі заліза, гранулометричному складу та волозі. Відходи виробництва - хвости, по масовій долі заліза загального та магнітного. Експертні випробування ведуться на кожній секції окремо.

З метою відвантаження готової продукції споживачам відповідно вимогам ТУ, відділом ВТК здійснюється кооперативний контроль технології збагачення. З майстрами фабрики з'ясовуються чинники порушення технологічного контролю та видаляють виявлені недоліки. Відбір проби автоматизовано та вручну.

Проби секційних та фабричних хвостів відбираються вакуумним пробовідбірником. Відділ ВТК контролює відвантаження концентрату. Розробка проб відбувається в лабораторії ВТК поро зробленій схемі. Дані розробки заносять в комп'ютер та направляють в хімлабораторію.

1.6.4. Внутрішньофабричний транспорт.

Для транспортування руди на дробарну фабрику застосовується автомобільний транспорт БЕЛАЗ та КРАЗ. Подрібнена руда подається на збагачувальну фабрику конвеєрами стрічковим шириною до 2м, там вона збирається в бункері. Із бункера живильниками подається на горизонтальні та похилі стрічкові конвеєри і завантажується у млин І стадії.

Рідкі продукти збагачення переміщаються центробіжними насосами та само течією по трубах та жолобам. Для переміщення пульпи густиною 55% твердого застосовують ґрунтові та піскові насоси, виготовлені з боковим або центральним живленням. Насос з боковим

живленням на всасування не працює, тому, щоб зробити напір над ним встановлюють приймальний зумпф, який підвищує рівень пульпи над осю насоса на 1-1,2м.

Для перекачки дренажних продуктів застосовують переважно вертикальні піскові насоси. На проектуємій фабриці застосовуються ґрунтові центр обіжні насоси типів ГрК-400/40; ГрК-1600/50; ГрК-150/35. Рідкі продукти переміщують по трубах, які виготовлені зі сталі та жолобах із залізобетону. В трубах та жолобах буде добре переміщуватись пульпа, якщо вірно підібрані пересічення та кут нахилу застосованих труб і жолобів.

1.6.5. Кульове господарство.

Склад куль знаходиться на монтажній площадці прольоту подрібнення біля тупика залізничної колії у корпусі. Ємність складу має такий розмір, що вміщує місячну потребу куль.

Приймання, зберігання, подача куль у млини ,а також розвантаження млинів та їх пересортування механізовано. Розвантаження куль із залізничних платформ здійснюється за допомогою мостового крану з магнітної шайбою. Потім кулі завантажуються в контейнери, в яких подають до млина.

За допомогою кульових живильників, по трубі млини завантажуються кулями один раз на добу в залежності від зносу їх в процесі подрібнення. Для того, щоб кількість куль млинів була постійною, розвантаження млинів та пересортировку куль здійснюють на монтажній площадці над ямою. Кулі в ямі промивають водою, потім магнітною шайбою подають на пересортування в барабанний грохот. Кулі, які пройшли класифікацію по розмірах, завантажують у відповідні контейнери та подаються на кульодозировочне устаткування. Вода повертається у технологічний процес.

Кулі можуть мати такі розміри: 125 мм, 80 мм, 60 мм, 40 мм, 20 мм. Вони можуть бути: чавунні, лідровані, ковані, литі, ципбельси.

1.6.6. Автоматизація процесу збагачення.

Контроль технологічних процесів відбувається шляхом виміру різних технологічних параметрів, які виконуються автоматичними пристроями. На збагачувальній фабриці застосовуються прилади автоматичного контролю для вимірювання та визначення наступних параметрів: кількість обробленої сировини - терези «ЕрМак -ВП»; вміст твердого в пульпі; густини пульпи - радіоізотопний плотномір; збиту та загальної

витрати води; рівня води і пульпи в чанах; швидкість обертання та кількість обертів окремих деталей машин; температури пульпи, води, масла, газів, тиск води, пару та повітря, розрідження повітря.

Визначення часу простою, роботи та холостого ходу механізмів. Напругу споживаючої величини струму, потужність, витрати електроенергії та інше. Централізована система управління має показники контрольно - вимірювальних приладів, які дублюються на щиті диспетчерського пункту. Для оперативного керівництва виробництвом, операторні та диспетчерські пункти впорядковані центральним керуванням, окремими електропроводами та поточно - транспорт ними системами їх блокуванням, комплексом зв'язку та промислового телебачення. Блокування передбачається у випадку непередбаченої поломки будь - якої машини. Тоді терміново зупиняють всі попередні апарати та машини, таким чином запобігається аварія. Для роботи по чітко налагодженій системі на проектує мій фабриці створений обчислюваний центр на базі ЕВМ, ЕС та індивідуальних комп'ютерів.

Впровадження системи АСУ добре відобразилось на збільшенні

об'ємів виробництва за рахунок скорочення простоїв обладнання, своєчасної організації ремонтних робіт. Збільшення виходу концентрату здійснюється за рахунок прогнозування коефіцієнтів: на збільшення якості концентрату за рахунок підвищення вмісту заліза у вихідній руді.

Для скорочення часу простоїв обладнання, запобігання аварій, нещасних випадків та інших промислових неполадок, застосовується ціла низька сигналізуючи та автоматично діючих систем - захист дробарок від попадання у них сторонніх предметів, захист машин від перегріву підшипників, захист декламаторів від перевантаження, автоматичне переключення насосів з робочого на резервний, якщо зумпфи переповнені пульпою. Автоматично переміщується розвантажувальна повозка над бункером, в залежності від рівня руди в ньому.

РОЗДІЛ 2. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА.

ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТУ

Магнетитові концентрати, які користуються попитом на світовому ринку, мають вміст заліза 69-70%, діоксиду кремнію – 2,5-3%, сірки – 0,06-0,08%, а кількість інших шкідливих домішок не перевищує 0,3%.

Магнетитові концентрати, що користуються попитом на світовому ринку, відзначаються високим вмістом заліза (69–70%), діоксиду кремнію (2,5–3%), сірки (0,06–0,08%) та мінімальним рівнем інших шкідливих домішок (до 0,3%).

Українська залізорудна магнетитова сировина характеризується складною структурою та текстурою, а також підвищеним вмістом небажаних домішок, зокрема діоксиду кремнію, оксидів калію, натрію, магнію та сірки. Вміст заліза в українських агломераційних рудах є на 1,6–2,0% нижчим, а у концентратах – на 4–5% меншим порівняно з продукцією провідних світових виробників, що обмежує можливості реалізації вітчизняної продукції як на внутрішньому, так і на зовнішньому ринках.

Водночас вимоги до якості залізорудних концентратів, що використовуються в металургійному виробництві, постійно зростають, оскільки високоякісні концентрати дозволяють суттєво зменшити виробничі витрати. Конкуренція на світовому ринку вимагає вдосконалення характеристик залізорудних концентратів та зниження їхньої собівартості на українських гірничо-збагачувальних комбінатах. Для збереження своїх позицій на світовому ринку вітчизняним підприємствам необхідно модернізувати виробництво, зокрема, виготовляти концентрати з вмістом заліза 69–70%, кремнезему не більше 2,5% та сумарним вмістом K_2O+Na_2O не вище 0,16%.

Таким чином, ключовою проблемою залізорудної галузі, особливо в Україні, є підвищення конкурентоспроможності продукції через покращення якості залізорудних концентратів шляхом зниження шкідливих домішок і збільшення частки заліза. Реалізація технічних заходів для покращення якості продукції вимагає значних інвестицій, проте залишається пріоритетним напрямком для забезпечення стабільного розвитку гірничодобувної галузі. На основі аналізу світового та вітчизняного досвіду збагачення залізних руд необхідно окреслити та обґрунтувати перспективи розвитку відповідних технологій.

2.1.1 Мінералогічні особливості залізних руд Криворізького басейну

Залізорудна товща Криворізького басейну має складну геологічну будову, що сформувалася під впливом численних геологічних процесів, серед яких седиментація, діагенез, динамотермальний метаморфізм, натрієвий метасоматоз, різноманітні гідротермальні процеси, гіпергенез тощо. Ці процеси на різних етапах утворення залізорудних покладів призвели до формування руд із різними геологічними характеристиками: походженням, масштабами, умовами залягання, мінеральним складом і якістю. Саме ці особливості визначають вибір способу видобутку та переробки руди, що обумовлює необхідність детального вивчення її властивостей на всіх гірничодобувних підприємствах уздовж Криворізької структури (рис. 2.1.1).

Руди Криворізького басейну класифікуються за вмістом заліза на два основні типи:

Багаті залізні руди, в яких загальний вміст заліза перевищує 46 мас. %.

Бідні залізні руди, що містять менше 46 мас. % заліза і потребують збагачення.

Багаті залізні руди є добре вивченими об'єктами Криворізького басейну. За умовами утворення та мінеральним складом вони поділяються на три основні типи: бурозалізнякаві, магнетитові та гематитові руди.

Бурозалізнякаві руди

Ці руди залягають у верхніх горизонтах кори вивітрювання залізистих порід, зокрема у зонах вивітрювання сланців, магнетит-силікатних і магнетитових кварцитів. Вони представлені мінералами дисперсногетит-мартит-гетитового або гетит-мартит-дисперсногетитового складу з домішками каолініту та інших гіпергенних силікатів. Видобуток бурозалізнякавих руд здійснювався відкритим способом у кар'єрах Саксаганської, Лихманівської та Ганнівської залізорудних смуг. Однак сьогодні їхні запаси майже повністю вичерпані, а залишкові рудні тіла мають невеликі розміри та не становлять промислової цінності.

Магнетитові руди

Розробка цих руд велася підземним способом у рудниках Інгулецького, Первомайського та Жовторіченського родовищ у період з 1940-х по 1980-ті роки. Вони утворилися внаслідок метасоматичних змін залізистих кварцитів саксаганської світи. Зокрема, магнетитові руди Інгулецького родовища сформувалися в зонах карбонатного метасоматозу, тоді як у Первомайському та Жовторіченському родовищах вони пов'язані з натрієвим метасоматозом. Їхній мінеральний склад різноманітний: окрім магнетиту та залізної слюдки, у породах трапляються реліктовий кварц, кальцій-магнезіальні й залізисті карбонати, хлорит (Інгулецьке родовище), а також рибекіт, егірін, тетраферібіотит, селадоніт тощо (Первомайське та Жовторіченське родовища).



Рис. 2.1.1 Схема розташування основних залізорудних родовищ Криворізького басейну.

Сьогодні багаті магнетитові руди більше не видобувають через значне виснаження запасів та глибоке залягання рудних тіл (1000–1500 м і більше). Деякі дрібні поклади цих руд, а також втрачені під час минулих розробок запаси, частково видобуваються разом із бідними

магнетитовими рудами (магнетитовими кварцитами) у кар'єрах Північного та Інгuleцького гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК), а також на шахті "Нова" у місті Жовті Води.

Загальні запаси багатих залізних руд у шахтах і рудниках Криворізького басейну перевищують 1 млрд тонн [10]. Проте їхній видобуток значно ускладнюється через велике залягання (1000–1500 м) та технологічні втрати руди під час видобутку, які становлять 15–20% від загальної маси. Це поступово наближає рентабельність видобутку до економічно граничного рівня, що суттєво зменшує доступні промислові запаси порівняно з оціненими. Дослідження, які проводяться з кінця ХХ століття, показують, що покращити економічні показники видобутку багатих гематитових руд і збільшити їхні промислові запаси можна за рахунок залучення до повторного видобутку рудних покладів, втрачених у процесі попередньої розробки.

Бідні залізні руди поділяються на два основні типи залежно від умов їхнього утворення та мінерального складу: магнетитові руди (магнетитові кварцити) та гематитові руди (гематитові кварцити).

Наявні запаси багатих залізних руд і магнетитових кварцитів забезпечують достатню сировинну базу для стабільної роботи гірничодобувних і збагачувальних комбінатів на найближчі 10–30 років. Проте для довгострокового розвитку підприємств необхідно вирішити проблему пошуку нових джерел мінеральної сировини, видобуток і переробка яких були б економічно доцільними.

Одним із можливих рішень є розширення розробки та переробки втрачених багатих залізних і бідних гематитових руд, загальні запаси яких оцінюються в межах 35–50 млрд тонн. Це дозволить значно збільшити обсяги кондиційної залізної руди, залучити до експлуатації некондиційні за потужністю рудні тіла, а також руди, що залишилися після попередніх розробок. Такий підхід сприятиме продовженню терміну роботи гірничодобувних і збагачувальних підприємств

Криворізького басейну, а також допоможе вирішити важливі економічні, екологічні та соціальні проблеми регіону.

2.1.2 Удосконалення технології збагачення залізних руд

Залізні руди різних типів мають відмінний мінеральний склад і текстурно-структурні особливості, що обумовлює необхідність використання різних технологічних процесів для їх збагачення. Глибина збагачення та ефективність технологічних операцій залежать від низки характеристик, зокрема: речовинного складу, характеру вкраплень корисних компонентів, контрастності фізико-хімічних властивостей та ефективності сепараційних процесів.

Технологія збагачення магнетитових руд є уніфікованою і базується на поетапній сепарації з поступовим видаленням пустої породи у хвости. Такий підхід відрізняє переробку магнетитових руд від більшості інших корисних копалин, де зазвичай рудні мінерали послідовно виділяють у готові продукти в міру їх розкриття.

За кордоном удосконалення технологій збагачення залізних руд здійснюється шляхом комбінування різних схем. Спочатку чорновий концентрат отримують за допомогою магнітної сепарації, а потім застосовують додаткові методи збагачення, такі як: промивання, відсадження, збагачення на концентраційних столах і гвинтових сепараторах, магнітна сепарація, флотація та флотогравітація.

В Україні отримання високоякісних магнетитових концентратів за допомогою традиційних магнітних технологій має певні труднощі. Основні проблеми пов'язані з:

- низькою ефективністю сепарації через надмірне подрібнення матеріалу і його підвищену флокуляцію;
- недостатнім розкриттям мінералів, що спричиняє утворення "важких" зростків;

- забрудненням концентратів внаслідок порушення технологічного процесу (неконтрольоване подрібнення, збої в роботі сепараторів тощо);
- наявністю несприятливих для розкриття мінеральних зрощень (пойкілітових і мірмекітоподібних структур), які негативно впливають на якість концентрату;
- присутністю у концентраті частинок, розмір яких перевищує стандартні значення;
- налипанням на магнетитові частинки нерудних мінералів у складі пульпи;
- флокуляцією магнетитових часток у магнітному полі, що спричиняє їх злипання з нерудними мінералами.

Значний вплив на зниження якості концентратів має надмірне подрібнення, що веде до утворення шламів. Низька ефективність подрібнення і класифікації призводить до того, що значна частина вже розкритого матеріалу повторно надходить на останню стадію подрібнення. На першій стадії ефективність класифікації у спіральних класифікаторах складає 50–60%, на другій у гідроциклонах діаметром 500–700 мм – знижується до 30–38%, а на третій у гідроциклонах діаметром 360–500 мм – до 25–30%. Для підвищення ефективності збагачення на деяких комбінатах застосовують тонке грохочення, що дозволяє підвищити масову частку заліза з 65,7 до 67,6% [9].

З метою покращення якості магнетитових концентратів у період 2003–2015 років на трьох гірничо-збагачувальних комбінатах Криворізького басейну ("АрселорМіттал Кривий Ріг", ПРАТ "ПІВНГЗК", ПАТ "ПІВДГЗК") та на ПРАТ "Полтавський ГЗК" проводилися дослідження щодо доцільності застосування тонкого грохочення. Для експериментів використовувалися грохоти Stack Sizer (компанії "Derrick"). Результати досліджень показали, що цей метод дозволяє

отримати концентрати з вмістом заліза понад 67%, що значно перевищує рівень у рядових концентратах (64,5–65,5%).

На збагачувальних фабриках США та Канади вже протягом десятиліть використовують технології тонкого грохочення і флотаційного доопрацювання залізородних концентратів. Зокрема, зворотну катіонну флотацію застосовують на фабриках Адамс, Шерман, Гріффіт майн та інших. В Україні флотаційне доопрацювання концентратів використовується на ПРАТ "Полтавський ГЗК" та "Інгулецький ГЗК".

Флотація є ефективним методом очищення магнетитових концентратів від кремнезему та інших домішок, що дозволяє отримати високоякісні, майже мономінеральні продукти [9]. Додатково знижується вміст лужних металів (калію та натрію), що входять до складу порід. При флотаційному доведенні приріст вмісту заліза у чорнових магнітних концентратах становить від 2 до 9%.

Завдяки зворотній флотації можна отримати так звані "суперконцентрати", які містять понад 70% загального заліза та менше 2% кремнезему. Вилучення заліза у концентрат залежить від вмісту магнетиту в руді (18–35%) і змінюється в межах 65–85%. Якість флотаційних залізних концентратів визначається мінеральним складом вихідної сировини.

Аналіз досліджень [9] вказує, що основною причиною забруднення концентратів є зниження контрастності технологічних властивостей мінералів через магнітну флокуляцію часток і утворення мікронних техногенних зростків. Вони формуються через іонно-електричні та молекулярні поля на поверхні мінеральних частинок, що нівелює їх відмінності у фізико-хімічних властивостях, змінює магнітну сприйнятливність і знижує ефективність сепарації. Механічне очищення поверхонь частинок не завжди дає бажаний результат [11].

У ДВНЗ "Криворізький національний університет" досліджували промпродукти збагачення ПАТ "ЦГЗК" та ПАТ "Північний ГЗК" за допомогою ультразвукового впливу (УЗВ). Результати експериментів показали, що у класах дрібних частинок (-0,071 мм) масова частка заліза зростала на 2,7–4,1%, тоді як у шламових продуктах (-0,02 мм) вона знижувалася на 7,2–14,7%. Це свідчить про ефективне очищення частинок від шламових покриттів і підвищення контрастності їхніх властивостей при сепарації та флотації.

Для збагачення окислених залізних руд використовують магнетизуючий випал із подальшою магнітною сепарацією, гравітаційні методи, мокру магнітну сепарацію в сильному полі, пряму і зворотну флотацію з катіонними або аніонними реагентами. Застосовують також комбіновані схеми, що поєднують кілька методів. Вибір оптимальної технологічної схеми є ключовим фактором у виробництві конкурентоспроможної залізорудної продукції.

2.1.3 Ефективність сухої магнітної сепарації магнетитових кварцитів

Одним із перспективних способів підвищення економічної ефективності переробки магнетитових руд є застосування сухої магнітної сепарації (СМС) для дрібнозернистих руд. Використання цієї технології на початкових етапах збагачення дає змогу відокремити частину пустої породи, що сприяє стабілізації живлення мокрої магнітної сепарації за вмістом магнетитового заліза та підвищенню продуктивності переробки концентрату. Окрім цього, зменшуються витрати технічної води, необхідної для гідротранспортування відходів, а сухі відходи, отримані внаслідок СМС, можуть стати додатковим товарним продуктом.

Ефективність сухої магнітної сепарації для дрібнодроблених сильномагнітних руд зазвичай оцінюється за обсягом сухих хвостів. Чим

більша кількість виділених хвостів, тим ефективнішим вважається процес. Однак у більшості випадків не береться до уваги ступінь реального вилучення пустої породи в хвости, особливо з урахуванням розміру часток руди.

Максимальна ефективність СМС для магнетитових кварцитів досягається при розмірі часток 20(25)-0 мм. Ця технологія вже успішно впроваджена на трьох комбінатах Кривбасу: ПрАТ "Центральний ГЗК", ПрАТ "Інгулецький ГЗК" та "АрселорМіталл Кривий Ріг".

Застосування сухої магнітної сепарації дає змогу збільшити масову частку магнетитового заліза в руді на 2-4% (абс.) при рівні його вилучення в промпродукт СМС на рівні 97,5-98,5%. Видалення хвостів у процесі СМС (ефективність якого повинна становити не менше 5-7%) дозволяє знизити витрати електроенергії на технологічних ділянках збагачувальних фабрик на 8-10%.

Показники сухої магнітної сепарації для руди розміром 25-0 мм на різних ГЗК Кривбасу наведені на рис. 2.1.2.

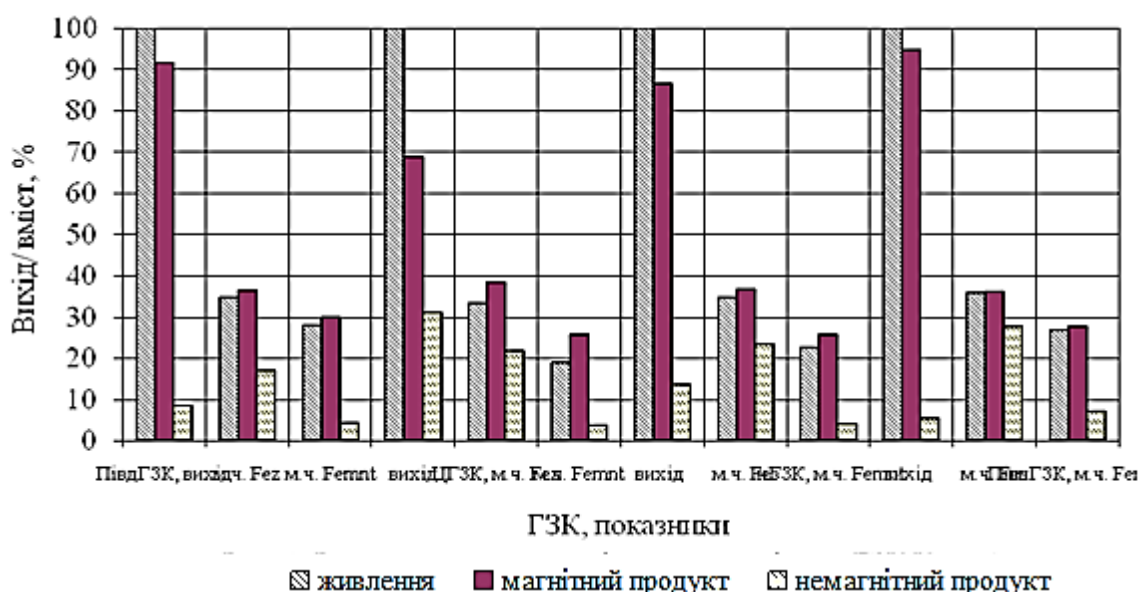


Рис. 2.1.2 Результати сухої магнітної сепарації руд ГЗК Кривбасу крупністю 25-0 мм.

Сучасні технологічні рішення передбачають підвищення селективності сухої магнітної сепарації завдяки використанню нового обладнання. Для цього необхідно зменшити розмір часток руди до 16 мм. Показники ефективності СМС для руди такого розміру на різних ГЗК Кривбасу наведені на рис. 2.1.3.

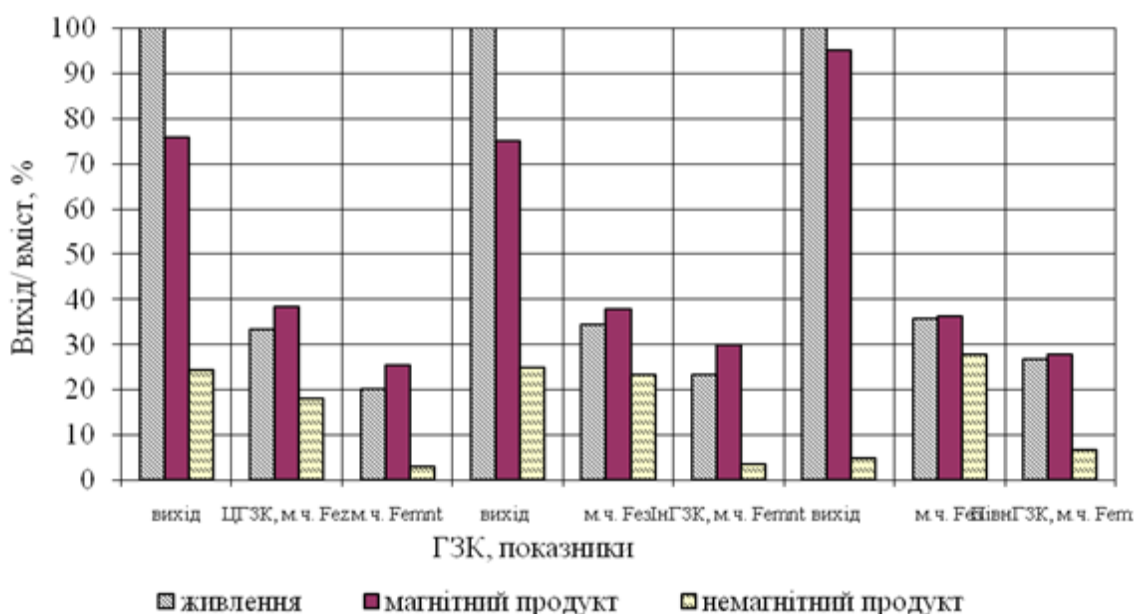


Рис. 2.1.3 Результати сухої магнітної сепарації руд ГЗК Кривбасу крупністю 16 мм.

Нашими дослідженнями вивчено типи магнетитових кварцитів та визначено можливості застосування технології сухої магнітної сепарації залежно від їхньої текстури та мінерального складу. Результати магнітної сепарації руд показали, що практично з усіх технологічних різновидів магнетитових кварцитів Криворізького басейну, включаючи тонкосмугасті, можна виділити від 3-4% до 20-23% сухих зернистих відходів з масовою часткою магнетитового заліза від 1,5 до 5%. Частина цих відходів формується через механічне засмічення породи, що потрапляє в руду під час видобутку, а інша частина — внаслідок подрібнення, коли вивільняються або утворюються природні "прошарки"

завтовшки 1-6 мм і завдовжки до 60 мм. Впровадження сухої магнітної сепарації дозволяє скоротити витрати електроенергії на подрібнення руди на 10%.

На гірничо-збагачувальних комбінатах розглядається можливість застосування сухої магнітної сепарації для вилучення малозалізистих частин некондиційної фракції магнетитових кварцитів після першого етапу дроблення в кар'єрі. Це дасть змогу скоротити обсяг матеріалу, що надходить на подальше транспортування, дроблення, подрібнення, збагачення та складування у хвостосховищах.

Гематитові кварцити є перспективною залізородною сировиною Криворізького басейну. Конкурентоспроможний гематитовий концентрат повинен містити 64-66% заліза, що еквівалентно магнетитовим концентратам із вмістом заліза 67-68%. Значний потенціал у цьому напрямку мають родовища Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату. Останніми роками в кар'єрі ІНГЗК дедалі частіше виявляють поклади багатих гематитових руд, що залишилися невилученими під час попередніх гірничих робіт. Зокрема, у п'ятому та шостому залізистих горизонтах містяться значні поклади гематитових руд із загальним вмістом заліза від 46 до 69% (у середньому — близько 55%). Відповідно до існуючої технології розробки, багаті руди разом із гематитовими кварцитами п'ятого та шостого горизонтів склалися у відвалах комбінату. В останні роки проводиться їх селективне вилучення та накопичення на спеціально організованих складах.

Зважаючи на це, виникла потреба у вивченні можливостей селективного видобутку та збагачення багатих гематитових руд для виробництва агломераційної руди, агломераційного концентрату та тонкоподрібненого концентрату. Технологічні дослідження показали, що з руд Інгулецького родовища можна отримати два види товарної продукції: аглоруду та гематитовий концентрат. Для збагачення гематитових руд Інгулецького родовища як основний метод

використовується суха магнітна сепарація в сильному магнітному полі, яке створюється потужними системами на основі Nd-Fe-B магнітів.

Найкращі показники якості аглоруди отримано при сепарації матеріалу крупністю 20-0 мм. Зменшення крупності призводить до підвищення вологості, що негативно впливає на селективність процесу. Встановлено, що для максимально ефективного видобутку товарного концентрату необхідно використовувати барабанний магнітний сепаратор із магнітною індукцією 0,5 Тл. Однак для перечищення немагнітного продукту індукцію слід підвищити до 0,7-1,1 Тл, що сприяє вилученню залізовмісних мінералів і їхніх багатих зростків у додатковий концентрат.

Розроблено технології сухого та мокрого збагачення гематитових кварцитів Криворізького басейну, які передбачають магнітну сепарацію в сильному полі та гравітаційне збагачення. В результаті з гематитової руди отримано аглоруду з вмістом заліза 55,1% та концентрати з вмістом заліза 62,32-64,69%, із загальним рівнем вилучення заліза 73,6-80,49%.

Суха магнітна сепарація, як ефективний метод попереднього збагачення гематитових кварцитів, є актуальним напрямком, оскільки раніше цей процес не був передбачений у технологічних рішеннях для Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд (КГЗКОР).

У межах досліджень, проведених у ДВНЗ "Криворізький національний університет", було проаналізовано 200 проб дев'яти мінералогічних різновидів гематитових кварцитів Скелеватського та Валявкинського родовищ. Дослідження показали, що за одну стадію на барабанному магнітному сепараторі можна отримати хвости з масовою часткою загального заліза 10,5-26,74%. Подальше комбіноване магнітно-флотаційне збагачення дозволило отримати концентрат із загальним вмістом заліза 65,41% при виході концентрату 39,75% та рівні

вилучення заліза 70,23%, що на 9,12% перевищує показники базової технології КГЗКОР.

На підприємствах, що розробляють родовища підземним способом, багаті залізні руди з вмістом заліза 54-57% піддаються первинному збагаченню на дробильно-сортувальних фабриках шахт. Методом грохочення виділяється товарна руда з вмістом заліза 57-61%, а некондиційна фракція з вмістом заліза 39-46% відсіюється. Частка такої відходної фракції в різних шахтах коливається від 4 до 35% від загального обсягу видобутку.

Один із шляхів підвищення конкурентоспроможності руди, що видобувається підземним способом, — це впровадження технології сухої магнітної сепарації гематитових руд крупністю 5(10)-0 мм із використанням сепараторів із сильним магнітним полем. Наприклад, застосування СМС на шахтах ПАТ "Кривбасзалізрудком" дозволить підвищити вміст заліза в товарній продукції з 59,5% до 63,65%.

2.1.4 Особливості флотації залізних руд.

меншення запасів багатих залізних руд і підвищені вимоги до якості кінцевої продукції змушують виробників удосконалювати технології збагачення сировини. Концентрати, отримані за магнітною технологією, містять 64-67,5% заліза. Для підвищення масової частки заліза використовується флотаційне доведення, яке є найбільш ефективним способом отримання високочистих залізородних концентратів, включаючи мономінеральні фракції.

Флотаційний процес збагачення залізних руд може здійснюватися за трьома основними методами: прямою аніонною, зворотною аніонною або зворотною катіонною флотацією. Вибір методу, реагентів і їхнього режиму визначається індивідуально для кожного підприємства на основі досліджень і практичного досвіду.

Застосування зворотної катіонної флотації має ряд переваг:

- низька витрата катіонних збирачів (0,1-0,15 кг/т);
- можливість ефективної флотації у воді з підвищеною жорсткістю;
- мінімальний вихід пінного продукту;
- висока екологічна безпечність завдяки майже повній адсорбції амінів (катіонних збирачів) на твердій фазі флотаційної пульпи.

Пряма аніонна флотація має значні недоліки, які унеможливають її використання як альтернативи катіонній флотації:

- значно вищі витрати реагентів (до 3 кг/т і більше);
- неможливість проведення процесу у жорсткій воді.

Флотаційне доведення дозволяє підвищити масову частку заліза в концентраті з 64% до 69%, а також знизити вміст кремнезему до 3%. Крім того, знижується частка лужних оксидів ($K_2O + Na_2O$) до 0,08%, що сприяє подальшій металізації залізородних окатишів. Вимоги до якості концентрату залежать від замовника, проте загальні вимоги включають високу хімічну чистоту, можливість збагачення до мономінеральних станів, відсутність шкідливих домішок і відповідність параметрам подальшої переробки.

На зарубіжних підприємствах флотаційне доведення дозволяє отримувати особливо чисті концентрати, що використовуються в електросталеплавильному виробництві, акумуляторній промисловості (з вмістом заліза 71-71,2% і кремнезему до 1%) та порошковій металургії (71,4-71,8% заліза і не більше 0,3% кремнезему).

Схеми флотаційного збагачення залізних руд зазвичай містять основну стадію флотації, іноді контрольну, а також дві-три перечистні операції. Всі три методи флотації демонструють схожі результати, а вибір конкретного підходу залежить від економічної доцільності.

Флотаційні схеми класифікуються на два основних типи. У більшості випадків концентрат, хвости та промпродукт проходять додаткове дозбагачення після повторного подрібнення або без нього (наприклад, на підприємствах Гріффіт і Шерман у Канаді). У таблиці 2.1.1 наведено характеристики концентратів, які отримують на підприємствах України, Австралії, Канади та США.

Таблиця 2.1.1 Хімічний склад концентратів

Підприємства	Масова частка%		Підприємства	Масова частка%	
	Fe	SiO ₂		Fe	SiO ₂
Інгулецький ГЗК	63,7 67,75	10,5 6,5	Севідж-Рівер (Австралія)	67,5-69,0	1,5
ПівнГЗК	66,5 68,0	10,5 6,5	Адамс (Канада)	67,0-68,4	3,0
ПівдГЗК	65,0 67,5	10,5 6,5	Гріфіт майн (Канада)	68,8-69,3	4,2
НКГЗК	65,3±0,5	8,43	Шерман (Канада)	67,5-68,0	5,0
ЦГЗК	64,5-68,5	10,5-6,5	Різерв майнинг (США)	68,0	4,7
Полтавський ГЗК	66,7 67,2	6,3 5,14	Емпайр (США)	66,5-67,0	6,35

Схеми другого типу передбачають виділення тільки високосортного концентрату і промпродукту, (підприємство Адамс - Канада). Якість одержуваних флотаційних залізних концентратів залежить від складу руд. Так, концентрати, отримані при флотації магнетитових-гематитових руд, містять не менше 62-65% заліза; флотації бурозалізнякавих руд - 43-50% заліза

Таблиця 2.1.2 Характеристика роботи зарубіжних фабрик, які використовують флотаційну доводку магнетитових концентратів

Країна	Фабрики	Масова частка, %		Реагентний режим	Схема доводки
		Fe	SiO ₂		
США	Минтак (US Steel)	69,0	3,6	Ether amine (аміндіетилового ефіра)	Пінний продукт основної флотації доподрібнюється і направляється на грохот Derrick, підгратний продукт збагачується ММС, концентрат який

					об'єднується з камерним основної флотації
	Nirthshore Min. Co (Clevel and Cliffs)	68,0	4,7	Амін С13-С15 і діамін – 90 г/т, метілізобутилкарінол рН в слабо кислому середовищі	Подрібнення і перечистка пінного продукту флотацією
Канада	Адамс (Dom.f.and Stelf)	67,0-68,4	4,8	Четвертичні аміни	Пінний направляється на 2 стадію подріб-ня, збагачується ММС, потім концентрат направляється в основну флотацію
	Гріффіт (Steel Co)	68,8-69,3	4,2	Амінний збирач і піноутворювач	Дві перечистки пінного продукту з відділенням хвостів і промпрод. №1, який повертається в основну флотацію і промпродукт №2 повертається на першу перечистку
	Шерман (Dom.f.and Stelf, Clevel and Cliffs)	67,5-68,0	5,0	Лілафлот Д 812 – 25 г/т (діамін жирного ряду)	Промпродукти контрольної флотації і камерний направлені на подріб-нення і дозбагачення
Норвегія	Кіркінес (б.Сидваргер)	67,0	6,3	Лілафлот Д 812 – 25 г/т (діамін жирного ряду)	Пінний продукт перечистки направ-ється на ММС, магніт-ний продукт на подрібнення і дозбагачення

Аналіз даних табл. 2.1.2 показує, що масова частка заліза в концентратах гірничо-збагачувальних підприємств України (64-66%) нижче, ніж в концентратах зарубіжних гірничо - промислових компаній. При цьому масова частка оксиду кремнію - вище, що не дозволяє використовувати концентрати українських підприємств для прямого відновлення заліза і виробництва металізованих окатишів.

Висновок: На підставі аналізу практики збагачення залізних руд у світі та Україні, результатів досліджень виявлено та розкрито перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд.

А саме підвищення якості та конкурентоспроможності товарної продукції забезпечується за рахунок розробки й реалізації наукових розробок та проектних технічних рішень за напрямками:

1. Застосування у схемах переробки залізних руд (магнетитових, гематитових) сухої магнітної сепарації як операції попереднього збагачення;

2. Удосконалення технології рудопідготовки за рахунок застосування нової схеми класифікації рудопотоків та зміни пРЗФілю футерування млинів;

3. Дозбагачення первинних концентратів з використанням магнітно- флотаційної технології з технічною можливістю виробництва концентратів з вмістом заліза 68,0-69,0%.

4. Залучення до переробки легкозбагачуваних магнетитових кварцитів, які залягають у полях діючих шахт.

5. Реконструкція та технічне переоснащення діючих збагачувальних фабрик, оснащених технологією мокрої магнітної сепарації, у тому числі за рахунок зменшення крупності дроблення вихідної сирової руди та застосування СМС.

2.2. Поточна ситуація, проблематика та обґрунтування проекту превентивного управління технологією РЗФ-1

На сучасному етапі технологія збагачення руд на Інгулецькому гірничо-збагачувальному комбінаті (Інгулецький ГЗК) здійснюється згідно з експрес-аналізами, які проводяться кожні дві години. У разі зниження якісних характеристик виробленого залізородного концентрату (ЖРК) приймається рішення про зміну технологічного режиму після виникнення інциденту. Проте існуюча система управління не виключає можливість випуску продукції, що не відповідає вимогам якості, протягом 4 годин, що еквівалентно двом циклам експрес-аналізу. Виникає необхідність розробки більш ефективного підходу для запобігання таким інцидентам та забезпечення стабільної якості продукції без значних перерв на коригування технологічного процесу. Метою цієї роботи є визначення класифікацій факторів, що впливають

на достовірність вихідних даних, шихтування руди в кар'єрі та якість готового ЖРК, а також розробка і впровадження заходів, які сприятимуть зниженню їхньої долі впливу на якісні характеристики готового продукту. Для досягнення поставлених цілей пропонується розробити модель превентивного управління технологією РЗФ-1, яка дозволить на основі первинної інформації прогнозувати якісні характеристики ЖРК та здійснювати коригування технологічного режиму до виникнення неякісної продукції, що дозволить забезпечити стабільність виробничого процесу. Цей проект оцінювано в умовах Інгuleцького ГЗК, де автор безпосередньо займався аналізом, моніторингом та розрахунком техніко-економічних показників роботи виробництва. Попередні розрахунки свідчать, що стабілізація процесу дозволить додатково виробляти від 500 до 1000 тонн ЖРК щомісячно, що матиме значний економічний ефект для комбінату.

У межах даного дослідження, проведеного автором в умовах Інгuleцького гірничо-збагачувального комбінату (ГЗК), було проаналізовано та розроблено підходи до вдосконалення системи управління технологічним процесом на рудозбагачувальній фабриці РЗФ-1. Наразі управління технологією РЗФ-1 здійснюється на підставі даних експрес-аналізу з періодичністю один раз на дві години. У разі погіршення якісних показників залізорудного концентрату (ЖРК) рішення про зміну режиму роботи приймається вже після виникнення інциденту. Така практика не унеможлиблює випуск продукції зі зниженими якісними характеристиками протягом двох циклів експрес-аналізу (тобто протягом чотирьох годин).

Основна проблема полягає у відсутності превентивного підходу до управління якістю ЖРК, що може спричинити додаткові виробничі втрати та зниження конкурентоспроможності готової продукції. Тому метою проєкту є визначення чинників, які впливають на достовірність вхідних даних про якість сировини, шихтовку руди в кар'єрі та якість

готового ЖРК, а також розробка й упровадження заходів для зниження частки негативного впливу виявлених факторів. Одним з завдань є створення моделі превентивного управління технологією РЗФ-1, що передбачає моніторинг процесу збагачення, розрахунок техніко-економічних показників та оперативне внесення змін у режим роботи з урахуванням прогнозованих показників якості.

Запропоноване рішення полягає в розробленні моделі (рис.2.2.1) превентивного управління, яка, спираючись на первинні дані про якість вхідної руди, дозволить заздалегідь коригувати технологічні параметри. Таким чином можна буде уникнути випуску некондиційної продукції й досягти стабільності якісних показників ЖРК.

Оцінка ризиків свідчить, що значна змінність якісних характеристик руди з кар'єру може зумовити потребу в додатковому коригуванні режиму роботи РЗФ-1 за підсумками чергових експрес-аналізів.

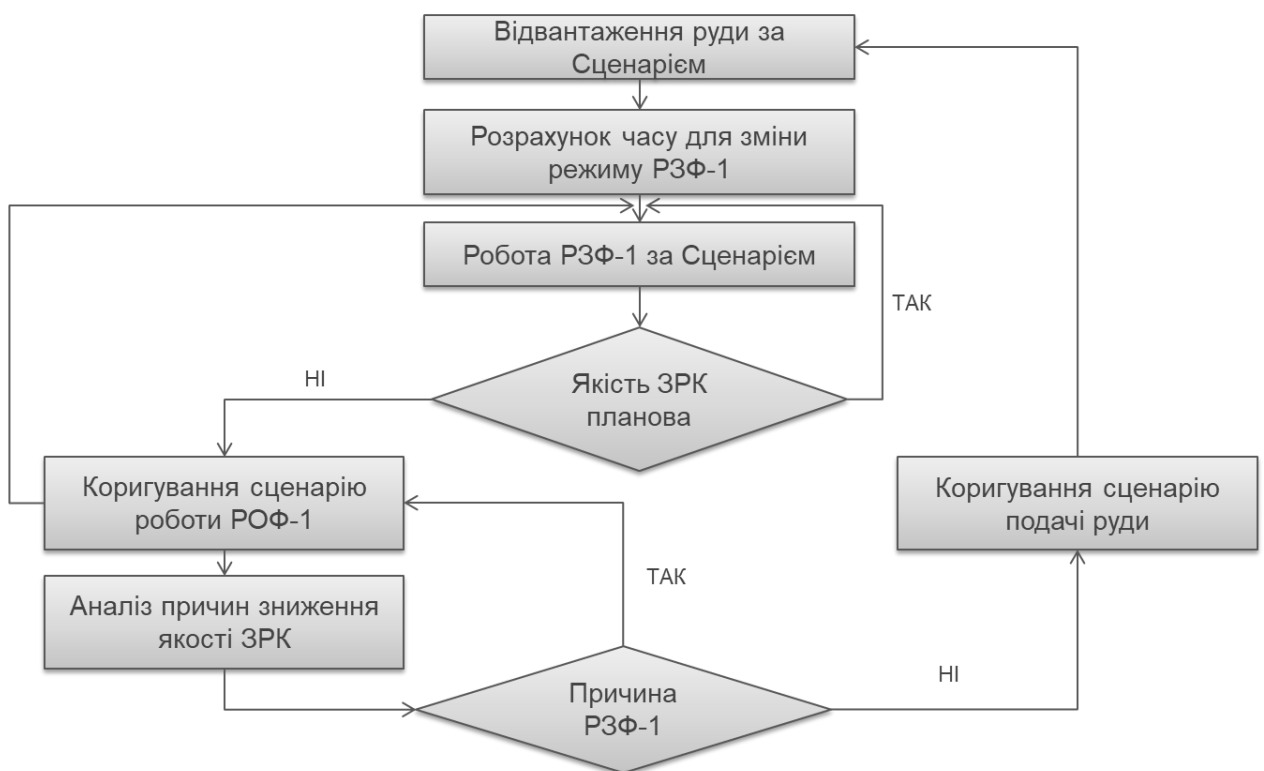


Рис. 2.2.1 Модель превентивного управління технологією виробництва ЗРК в умовах РЗФ-1.

Водночас економічний ефект від упровадження превентивної моделі управління може бути суттєвим: за попередніми розрахунками, завдяки стабілізації процесу можливо додатково виробляти від 500 до 1000 тонн ЖРК на місяць. Усі ці висновки та рекомендації ґрунтуються на безпосередньому аналізі, моніторингу й розрахунках технічних і економічних показників, виконаних автором у процесі роботи над даним проектом.

З уведенням у дію Регламенту зросла швидкість ухвалення рішень лінійним персоналом. Підвищилися відповідальність та виробнича дисципліна. Рівень ухвалення рішень змістився з начальника цеху на начальника зміни.

Збільшено обсяг геологічних проб для визначення збагачуваності до 300 проб на місяць. Це дало змогу підвищити достовірність технологічного картування і дало можливість використовувати більш представницькі вихідні дані про якісні характеристики руди під час планування і виконання програми гірничих робіт. Підвищення достовірності вихідної інформації про якісні характеристики руди і введення в дію «Регламенту превентивного управління технологією в системі Кар'єр - РЗФ-1 ПрАТ "ІНГЗК" дало змогу підвищити показник збагачуваності в початковій руді з 66,18% до 66,43%(рис. 2.2.2).

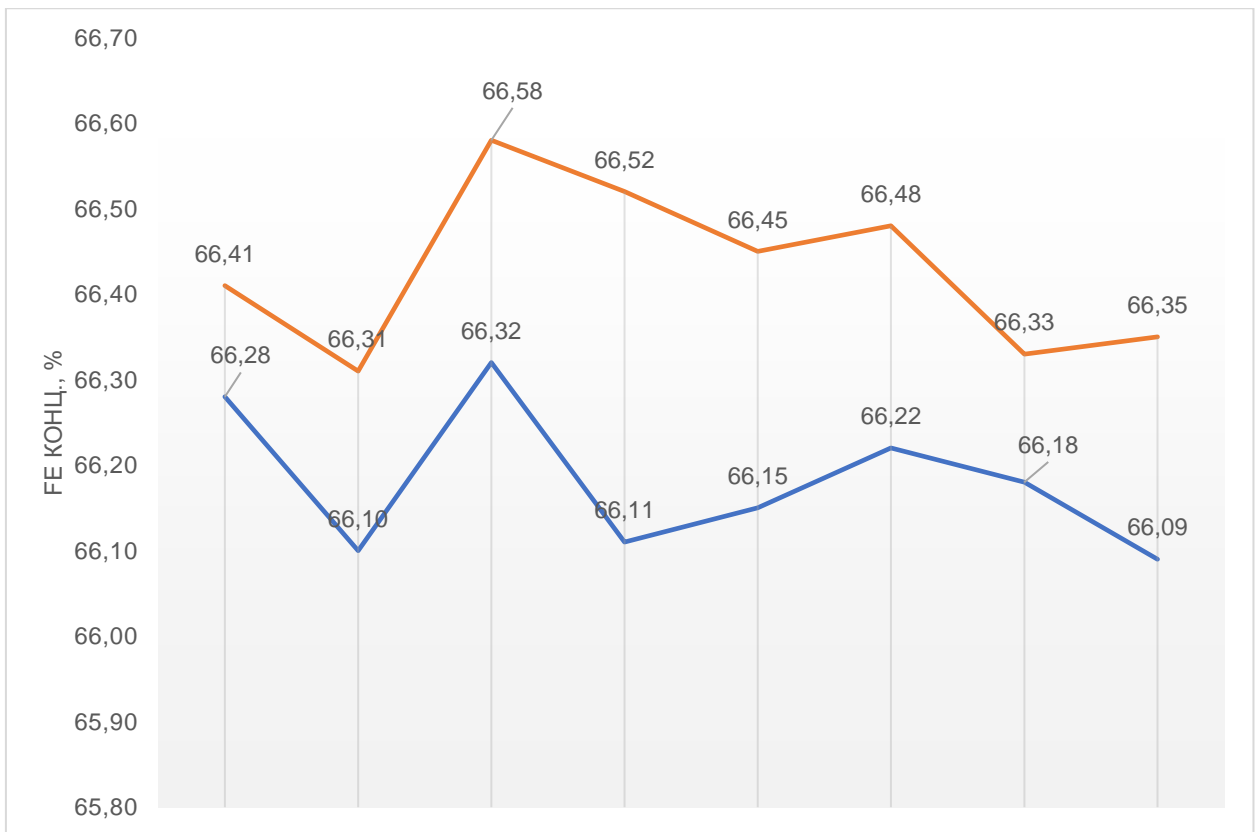


Рис. 2.2.2 Зміна збагачуваності в руді протягом періоду впровадження моделі.

У результаті знизився діапазон коливань показника збагачуваність протягом зміни з 1,4% до 0,66% (рис. 2.2.3). Чіткий опис характеристик рудопотоку дав змогу підвищити показник збагачуваність у вихідній руді (рис. 1).

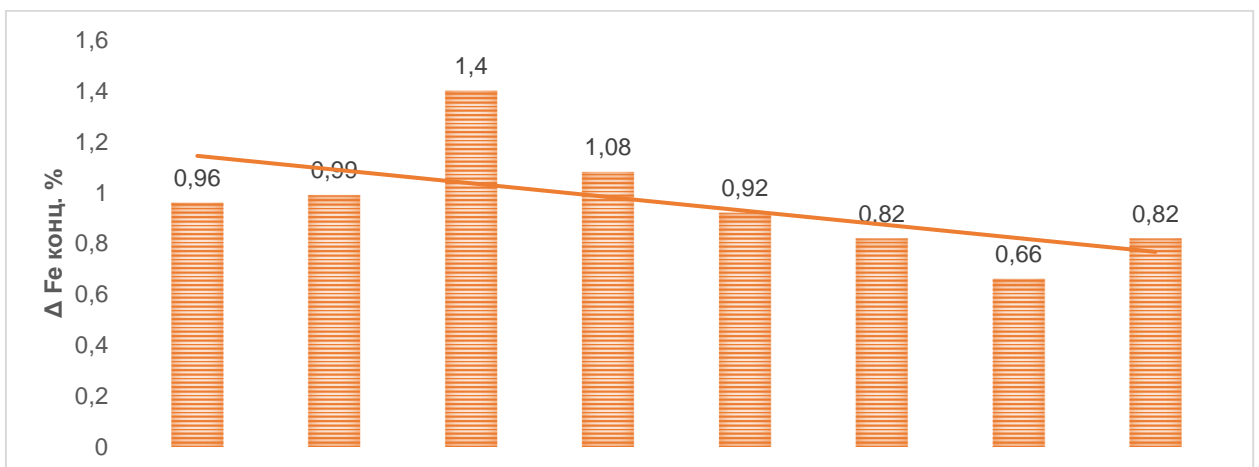


Рис. 2.2.3 Зміна збагачуваності в руді протягом зміни

У зв'язку з аварійністю ГТО і чергуванням технологічних різновидів руд з різною збагачуваністю в розрізі родовища періодично виникає необхідність подачі руд, що важко збагачуються, на РЗФ - 1.

Створено рудні склади для складування важко і легкозбагачуваних руд в обсязі 200 тис.т.У разі аварійності ГТО або зміні якісних характеристик руди в вибоях ЕКГ залучаються до процесу шихтування руди рудні склади з легкозбагачуваною рудою (5-7 технологічний різновид). Це дало змогу стабілізувати рудний потік на рівні 3-4 переходів між сценаріями на зміну. Деякі періоди характеризуються підвищеною аварійністю екскаваторного парку, що призводило до збільшення кількості переходів між сценаріями (рис. 2.2.4).

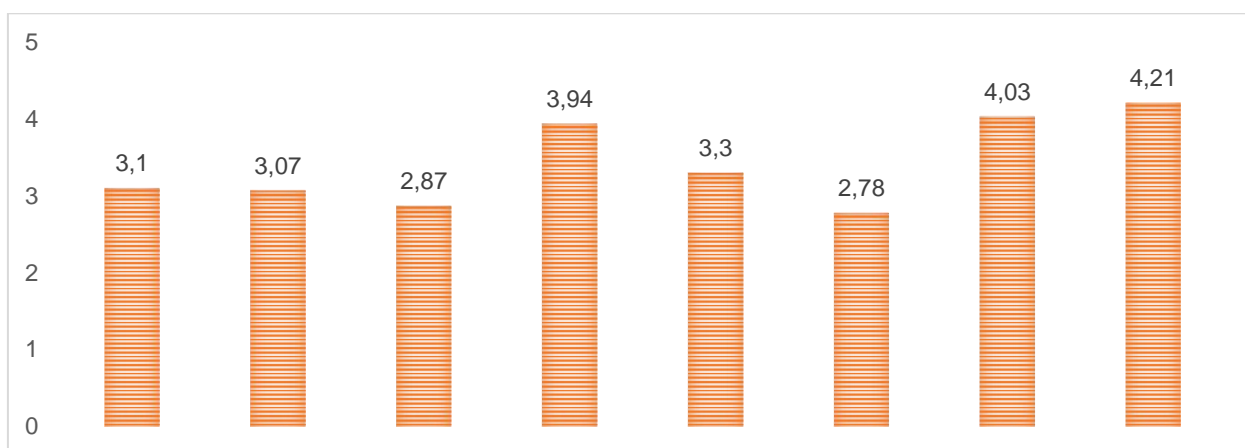


Рис. 2.2.4 Середня кількість переходів між сценаріями за зміну в Кар'єрі.

За повної відповідності розробленим сценаріям РЗФ-1 працювало 80% від загального робочого часу, а за основними показниками — вмістом загального заліза (Fe) у концентраті та продуктивністю секцій за рудою — показник досяг 90% (рис. 2.2.5–2.2.7).

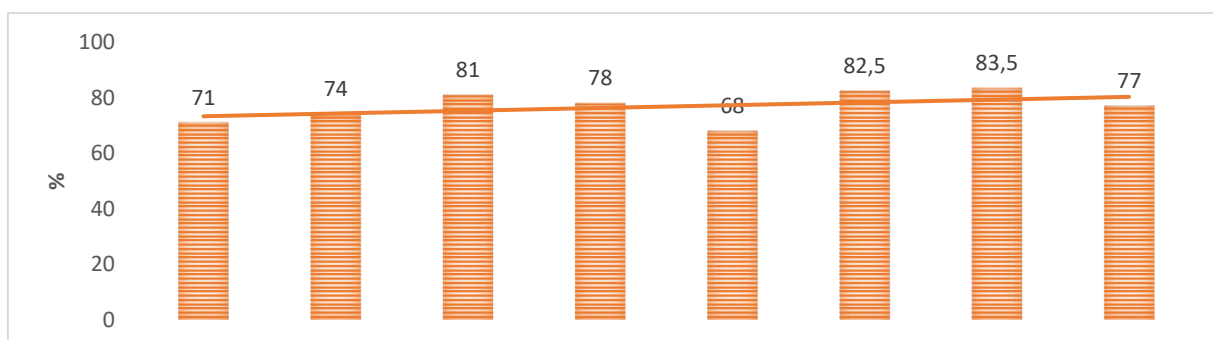


Рис. 2.2.5 Час роботи РЗФ - 1 у повній відповідності з обраним сценарієм.

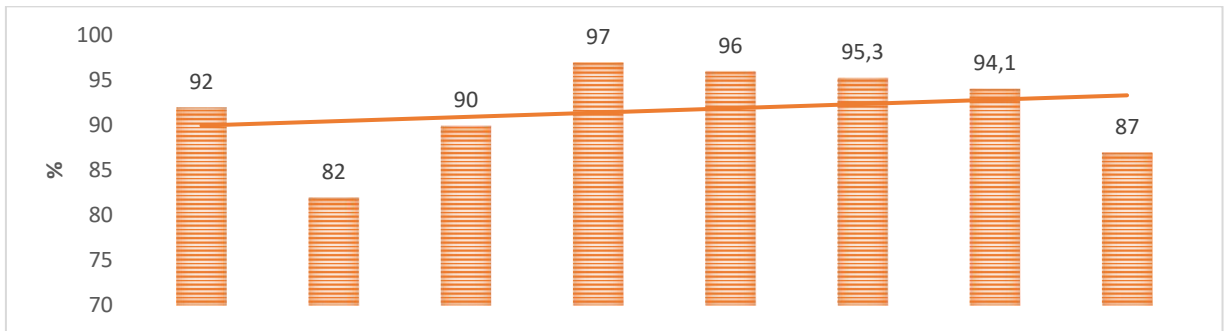


Рис. 2.2.6 Час роботи РЗФ - 1 відповідно до обраного сценарію за змістом Fe заг.

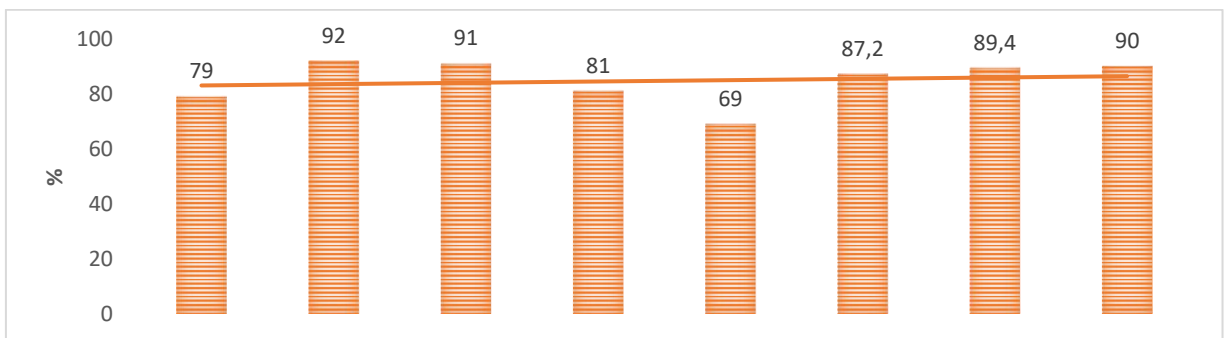


Рис. 2.2.7 Час роботи РЗФ - 1 відповідно до обраного сценарію за змістом Fe заг.

Зростання стабільності роботи РЗФ спричинило поліпшення якісних характеристик готової продукції (рис. 2.2.8-2.2.9).

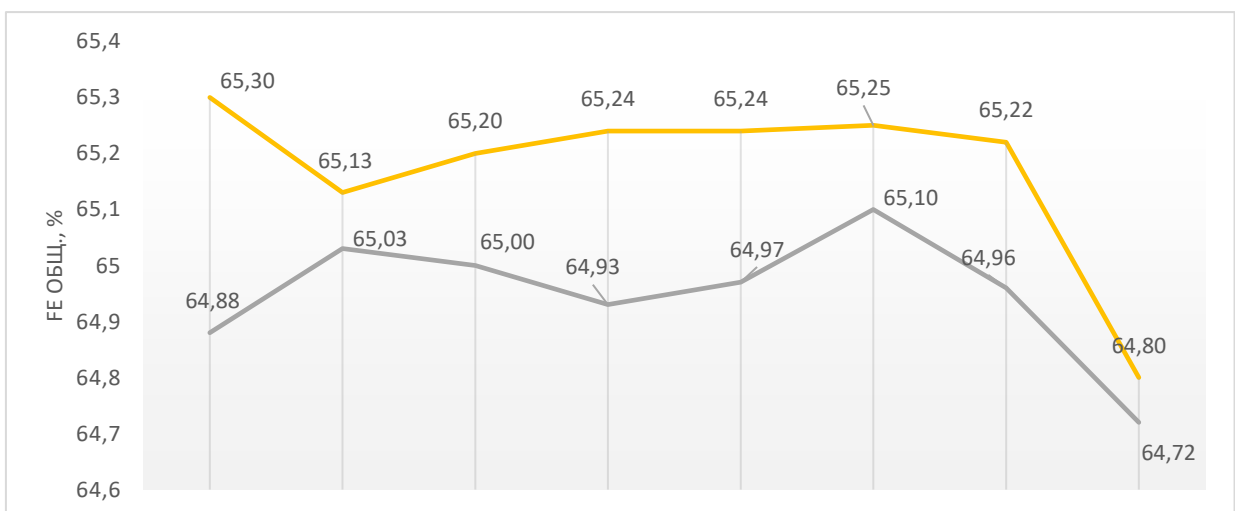


Рис. 2.2.7 Зміна вмісту Fe заг. у концентраті

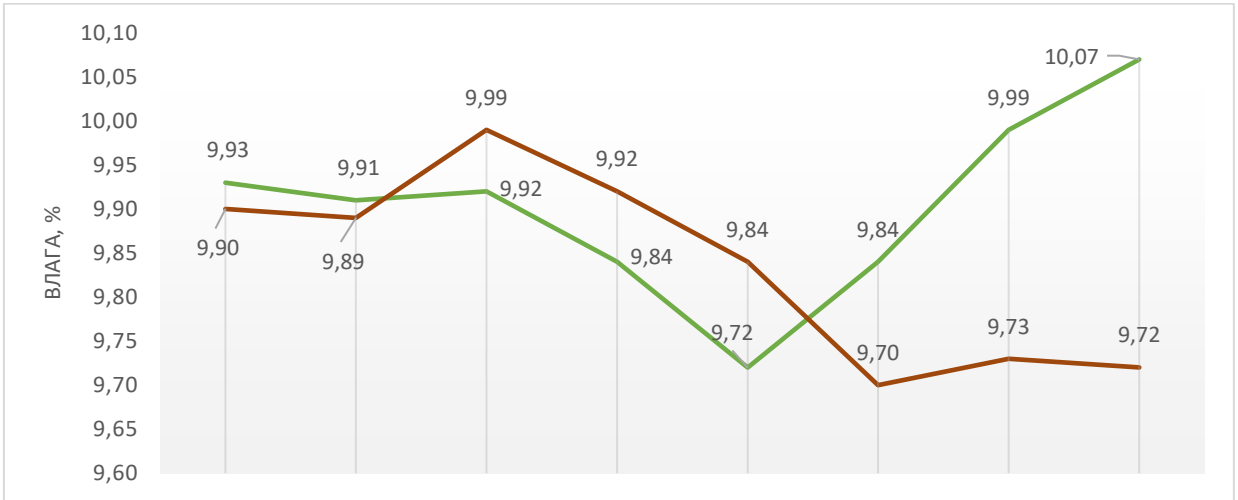


Рис. 2.2.7 Зміна вмісту вологи у концентраті

За 8 місяців впровадження моделі чітко простежується залежність стабільності роботи Кар'єра за показником «кількість переходів між сценаріями» і продуктивністю секцій РЗФ- 1 по руді (рис. 17-18).

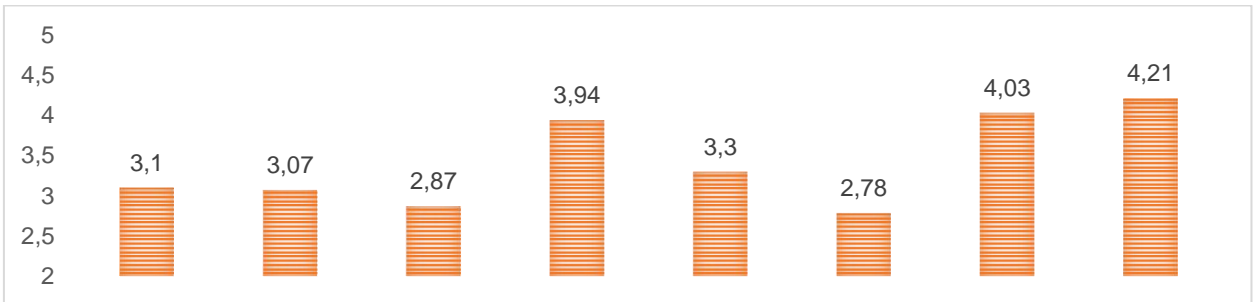


Рис. 2.2.7 Кількість переходів між сценаріями

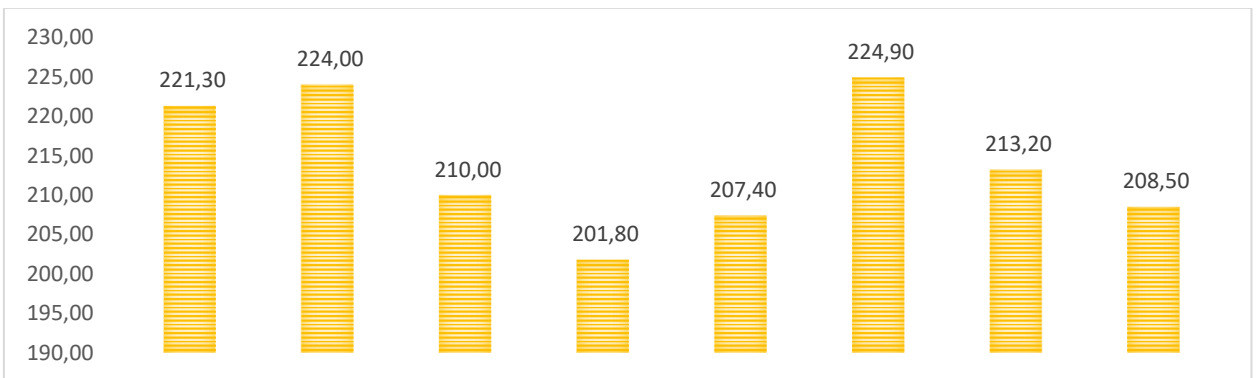


Рис. 2.2.7 Продуктивність секцій РЗФ- 1

За аналізований період три місяці Кар'єр у середньому здійснював по 4 переходи за зміну, а 5 місяців - по 3, при цьому середньогодинна продуктивність по руді секцій РЗФ - 1 становила 207,83 т/год і 217,52 т/год відповідно табл.1.

Місяць	Кількість переходів за сценаріями протягом зміни (разів)		Продуктивність по руді секцій РЗФ-1	
	Факт	Середнє	Факт	Середнє
Січень	3,1	3,02	221,30	217,74
Лютий	3,07		224,30	
Березень	2,87		210,80	
Травень	3,3		207,40	
Червень	2,78		224,90	
Квітень	3,94	4,06	201,80	207,87
Липень	4,03		213,20	
Червень	4,21		208,60	

Визначення достовірності первинної інформації про якісні характеристики руди, що надходить на РЗФ, дозволило підвищити точність даних для подальшої оптимізації процесу збагачення.

Установлення способів збільшення обсягів опробування забезпечило більш детальний контроль за коливаннями якості руди, що дало змогу своєчасно реагувати на можливі відхилення.

Опис алгоритму дій технологічного персоналу кар'єру під час управління шихтою уніфікував процеси формування шихти та зменшив ризики некоректної взаємодії між працівниками різних підрозділів.

Розроблення програмного забезпечення для моніторингу роботи кар'єру у погодинному режимі та впродовж зміни відповідно до розроблених сценаріїв підвищило прозорість та оперативність управлінських рішень.

Моніторинг процесу управління шихтою в кар'єрі за напрямом РЗФ-1 сприяв своєчасному виявленню відхилень у якості руди й оперативному коригуванню планових показників.

Опис алгоритму дій технологічного персоналу РЗФ-1 під час виробництва ЖРК чітко визначив обов'язки й відповідальність кожного

працівника, що позитивно вплинуло на стабільність показників готової продукції.

Підвищення оперативності отримання якісних і кількісних характеристик готової продукції зменшило час реакції на можливі відхилення та сприяло більш точному плануванню виробничих процесів.

Розроблення й упровадження моделі превентивного управління виробництвом РЗФ-1 дало змогу проактивно впливати на перебіг технологічних процесів, знижуючи ризики випуску некондиційної продукції та підвищуючи загальну ефективність роботи.

РОЗДІЛ 3. ЕКОНОМІКА ВИРОБНИЦТВА

3.1 Розрахунок чисельності персоналу та продуктивності праці .

При розрахунках штату основних і допоміжних робітників необхідно визначити явочний і обліковий штат. Явочний штат визначається з урахуванням обраної технологічної схеми і наявності обладнання методом розставлення на робочих місцях. Для розрахунку облікового штату необхідно розрахувати коефіцієнт облікового складу, який розраховується на основі прийнятого режиму роботи і балансу робочого часу. Штат керівників, спеціалістів і службовців визначається за штатним розписом.

На основі прийнятого режиму роботи складаємо баланс робочого часу на рік. Для основних робітників прийнято безперервний режим роботи з тривалістю зміни 12 год., а для допоміжних робітників прийнято перервний режим роботи, тому складається два баланси робочого часу.

Таблиця 3.1

Баланс робочого часу

Графік роботи	Календарний час, дні	Вихідні дні за графіком	Святкові дні	Номінальний час, дні	Відпустки дні	Хвороба, дні	Виконання громадських обов'язків, дні	Плановий (фактичний) фонд часу, дні
Безперервний	365	91	-	274	42	4	4	224
Перервний	365	104	11	250	40	3	1	206

Для безперервного режиму роботи:

$$K_{\text{сп.}} = 274 : 224 = 1,22$$

для перервного режиму роботи за рік:

$$K_{\text{сп.}} = 250 : 205 = 1,21$$

Облікова чисельність визначається за допомогою коефіцієнта облікового складу за формулою:

$$C_{шт} = Я_{шт} \cdot K_{сп}$$

де Я шт. – явочний штат робітників, чол.;

K сп. – коефіцієнт облікового складу.

Таблиця 3.2 Розрахунок штату технологічного та чергового персоналу.

ПРЗФесія робітників	Розряд	Графік роботи	Кількість секцій на фабриці	Кільк. обладнання на секцію	Тип агрегату, що обслуговується	Норма обслуг.	Штат роб. зміни		Змінна бригада	Змінна бригада	Явочний штат	Коефіцієнт обліковості	Обліковий штат	
							1	2						
Машиніст млинів	VI V	Без перерв	9	2	МКР 36×50	0,13	1	1	1	1	4	1,22	5	
				2	МКЦ40×55	0,13	8	8	8	8	32	1,22	39	
				2	2КСН-24А	0,18								
				8	ГЦ - 710	0,007								
Машиніст магн. сепараторів	IV	Без перерв	9	12	ПБМ-90/250	0,02								
				4	ПБМ 120/300	0,02	6	6	6	6	24	1,22	29	
				2	ПБКС-90/120	0,02								
				3	МД-9	0,1								
Машиніст вакуум фільтров	III	Без перерв	9	4	ДУ100×2,5-12	0,11	4	4	4	4	16	1,22	20	
Машиніст насосн. установок	IV	Без перерв	9	8	ГрАТ-800/400	0,03	4	4	4	4	16	1,22	20	
				4	ГрАК-400/40	0,03								
				4	ГрАТ-160/31	0,03								
Машиніст конвейера	III II	Без перерв	9	1	Збірний	0,35	5	5	5	5	20	1,22	24	
				2	горизонтальн	0,13	4	4	4	4	16	1,22	20	
				4	Похилий	0,06								
Оператор ПУ	V	Без перерв	9				1	1	1	1	4	1,22	5	
Разом										128		162		
Черговий персонал														
Слюсар черговий і по ремонту обладнання	V	Безперервний	9				4	4	4	4	16	1,22	20	
електрослюсар	IV		9				1	1	1	1	4	1,22	5	
	V		9				2	2	2	2	8	1,22	10	
	VI		9				1	1	1	1	4	1,22	5	
Газоелектро-зварювальник	V		9				2	2	2	2	8	1,22	10	
Маш.крана Q-20 т	IV		9				2	2	2	2	8	1,22	10	
Маш.крана Q-320 т	V		9				1	1	1	1	4	1,22	5	
Разом											52		65	
Усього										180		227		

Таблиця 3.3 Розрахунок штату ремонтного персоналу.

ПРЗФесія робітників	Розряд	Графік роботи	Кількість чоловік	Кількість змін	Явочна чисельність	Коефіцієнт обліковості	Облікова чисельність	
Слюсар черговий і по ремонту обладнання	V	ПЕРЕРВНИЙ	51	1	51	1,21	62	
	IV		42	1	42	1,21	51	
	III		14	1	14	1,21	17	
Газоелектро- зварювальник	V		22	1	22	1,21	27	
	IV		14	1	14	1,21	17	
Маш.нас.устан.	II		1	1	1	1,21	1	
Маш.крана Q-20 т	IV		16	1	16	1,21	19	
Маш.крана Q-320 т	V		4	1	4	1,21	5	
Газозварювальник	V		4	1	4	1,21	5	
	IV		2	1	2	1,21	2	
Електрослюсар черговий і по ремонт обладнання	V		27	1	27	1,21	33	
	IV		28	1	28	1,21	34	
швея	II		4	1	4	1,21	5	
Електрогазо- зварювальник	VI		3	1	3	1,21	4	
Усього						232		282

Крім штату робітників, розраховуємо штат адміністративно-управлінського апарату фабрики. Чисельність керівників, спеціалістів, службовців визначаємо на основі затвердженого на підприємстві штатного розпису, в якому встановлюється кількість працівників у кожній із указаних груп згідно з діючими нормативами чисельності.

Таблиця 3.4 Штат керівників, спеціалістів, службовців.

Посада	Кількість чоловік
Начальник фабрики	1
Головний інженер	1
Головний механік	1
Головний енергетик	1
Заступник начальника по ОТ і ТБ	1
Заступник начальника по виробництву	1
Начальник БОП і ЗП	1
Бухгалтер	1
Інженер по ремонту	3
Інженер по ремонту I категорії	1
Економіст I категорії	1
Економіст	1
Механік	10
Електрик	6
Начальник дільниці	4
Старший майстер	5
Інженер по кадрам	1
Начальник зміни	4

Майстер	9
Старший табельник	1
Табельник	1
Секретар-друкарка	1
Разом	56

Продуктивність праці – це показник, що характеризує її ефективність і показує здатність працівників випускати певну кількість продукції за одиницю часу.

Розрахунок продуктивності праці проводимо, як по руді, так і по концентрату на одного трудящого і одного робітника за формулами. По руді:

$$P_{\text{роб.}} = \frac{Q_{\text{пл.}}}{C_{\text{шт.роб.}}}; \text{ т/чол} \quad P_{\text{роб.}} = 16500000 : 509 = 32417 \text{ т/чол.}$$

$$P_{\text{труд.}} = \frac{Q_{\text{пл.}}}{C_{\text{шт.труд.}}}; \text{ т/чол.} \quad P_{\text{труд.}} = 16500000 : 565 = 29204 \text{ т/чол.}$$

Q – річний плановий випуск продукції, т;

Cшт.роб. – обліковий штат основних і допоміжних робітників, чол.;

Cшт.труд - обліковий штат трудящих, чол.

По концентрату:

$$P_{\text{роб.}} = \frac{Q_{\text{пл.}} \cdot \gamma_{\text{к-ту}}}{C_{\text{шт.роб.}} \cdot 100}; \text{ т/чол.} \quad P_{\text{роб.}} = 16500000 \cdot 0,3759 : 509 = 12185$$

т/чол..

$$P_{\text{труд.}} = \frac{Q_{\text{пл.}} \cdot \gamma_{\text{к-ту}}}{C_{\text{шт.роб.}} \cdot 100}; \text{ т/чол.} \quad P_{\text{труд.}} = 16500000 \cdot 0,3759 : 565 = 10978$$

т/чол. $\gamma_{\text{к-ту}}$ – вихід концентрату, %

3.2. Розрахунок фонду заробітної плати.

Фонд заробітної плати планується на рік, окремо для кожної категорії працюючих.

При розрахунку заробітної плати робітників використовується відрядно-преміальна система оплати праці. Для цих категорій робітників необхідно розрахувати: основний та додатковий фонд заробітної плати, а також нарахування на заробітну плату (відрахування в пенсійний фонд, фонд зайнятості, соцстрах)

Відрахування на соціальні потреби розраховуємо як відсоток від загального фонду заробітної плати .

$$102000845,18 \times 0,22 = 22440185,94 \text{ грн.}$$

Розрахунки заробітної плати для основних і допоміжних робітників представлені в таблиці 3.5.

Посадові оклади для керівників, спеціалістів та службовців встановлюються з урахуванням категорії збагачувальної фабрики, згідно річної продуктивності по переробці гірничої маси. В дипломному проекті розрахунок заробітної плати для даної категорії не приводимо так як усі затрати із заробітної плати керівників, спеціалістів і службовців включаються в кошторис «Цехові витрати». Приймаємо їх рівними 60% від фонду оплати робітників.

3.3 Кошторис затрат на капітальні споруди і обладнання.

Кошториси на капітальні споруди й обладнання складаються для розрахунку амортизаційних відрахувань. Амортизаційні відрахування відносяться на витрати виробництва і з них формується амортизаційний фонд підприємства, який використовується для відновлення основних фондів. Річні амортизаційні відрахування розраховуємо за формулою:

$$A = \frac{\Pi \cdot H_{ам}}{100}, \quad \text{грн./ рік}$$

де А – річні амортизаційні відрахування, грн. ;

П – повна початкова вартість обладнання, або споруди, грн. ;

Нам – норма амортизації, %.

Таблиця 3.6
Кошторис на капітальні споруди.

Назва споруд	Одиниці виміру	Об'єм споруд	Вартість 1 м3 , грн.	Загальна вартість, грн.	Річна норма амортизації, %	Річні амортизаційні відрахування, грн.
Корпус РЗФ	м3	162000	371,95	60255900	8	4820472
Затрати на ремонт				3012795		

В кошторисі на обладнання вартість придбання обладнання беремо згідно цінникам на обладнання. Транспортні витрати залежать від віддалі перевезення обладнання і беруться в % від вартості придбання обладнання. Монтажні витрати залежать від складності монтажу і беруться за даними підприємства в % від ціни обладнання.

Таблиця 3.7 Кошторис на обладнання.

Назва обладнання	Кількість на фабриці	Повна первісна вартість одиниці обладнання, грн.				Первісна вартість всього обладнання	Річна норма амортизації, %	Річні амортизаційні відрахування
		Вартість придбання	Транспортні витрати	Монтажні витрати	Повна первісна вартість			
МКР 36×50	18	8959570	895957	726765,6	10572292,6	190301266,8	24	45672304,03
МКЦ 40×55	18	12659150	1265915	1012732	14937797	268880346		64531283,04
2КСН – 24А	18	998500	99850	79880	1178230	21208140		5089953,6
ГЦ – 710	72	48590	4859	3887,2	57336,2	4128206,4		990769,54
ПБМ 90/250	108	216680	21668	17334,4	255682,4	27613699,2		6627287,81
ПБМ 120/300	36	399700	39970	31976	471646	16979256		4075021,44
ДУ 100×2,5	36	685690	68569	54855,2	809114,2	29128111,2		6990746,69
МД – 9	27	477620	47762	38209,6	563591,6	15216973,2		3652073,57
ВПБС-90/120	18	325200	32520	26016	383736	6907248		1657739,52
Разом:						580363246,8		139287179,24
Не враховане обладнання		10% від первісної вартості врахованого обладнання				58036324,68	24	13928717,92
Усього:						638399571,48		153215897,16
Затрати на ремонт						44687970,00		

3.4 Розрахунок затрат на сировину, матеріали та енергію.

Сировиною для фабрики являється руда, яка надходить із рудників . Витрати сировини визначаються на основі норм витрат сировини на 1 т одержаного продукту.

Розрахунок вартості проводиться по наступній формулі:

$$C = Ц \cdot Н \cdot Q$$

де С – вартість сировини, грн.;

Q – проектний випуск продукції за рік, т.;

Н – норма витрат сировини на 1 т продукції;

Ц – ціна 1 т сировини, грн.

Кількість концентрату розраховуємо за формулою:

$$Q = \frac{Q_p \cdot \gamma_{к-ту}}{100}$$

де Q_p – річна продуктивність фабрики по руді, т.;

γ_{к-ту} – вихід концентрату, %;

Норма витрат сировини на 1 тону

$$H = Q_p / Q$$

$$Q = 16500000 \cdot 0,3759 = 6202350 \text{ т}$$

$$H = 16500000 : 6202350 = 2,6603$$

$$C = 287,8845 \cdot 2,6603 \cdot 6202350 = 4750126408,13 \text{ грн.}$$

Витрати матеріалів та енергії розраховуємо у відповідності з нормою витрат на 1 т отриманого продукту .

Таблиця 3.8. Кошторис на матеріали.

Назва матеріалу	Одиниці виміру	Норма витрат на 1 т	Випуск продукції за рік, т	Загальні витрати матеріалу	Вартість одиниці матеріалів, грн.	Загальна вартість матеріалів, грн.
кулі	тис.т.	3,72	6202350	23072742	26042,6325	600874940,67
футер. сталь	тис. т.	0,3745	6202350	2322780,075	38423,1375	89248498,20
трансп.стрічка	тис.м2	0,242	6202350	1500968,7	1663,4748	2496823,61
фільтротканина	тис.м2	5,935	6202350	36810947,25	204,43	7525261,95
інші	грн/т	1,3875	6202350			8605760,63
Разом						708751285,06

Таблиця 3.9. Кошторис затрат на енергію.

Вид енергії	Одиниця виміру	Норма витрат на 1т. концентрату	Випуск продукції, т	Загальні витрати енергії	Вартість одиниці, грн.	Загальна вартість енергії, грн.
Електроенергія	кВт/год	78,324	6202350	485792861,4	3069,73	1491252920,42
Стисле повітря	м3	1,4577	6202350	9041165,595	0,435	3932907,03
Вода технічна	м3	41,591	6202350	257961938,85	0,4323	111516946,16
Передача ел/ен	кВт /год	78,324	6202350	485792861,4	0,1392	67622366,31
Теплоенергія	ГКал.	0,0016	6202350	9923,76	2771,6122	27504814,29
Неврах. енерг.	грн/т	1,3764	6202350			8536914,54
Разом						1710366868,75

3.5. Розрахунок собівартості переробки руди.

Вартісною формою витрат на підготовку виробництва, виготовлення продукції та її збут є собівартість продукції. Собівартість комплексно характеризує використання всіх видів ресурсів підприємства, вона є одним з важливіших показників ефективності виробництва. Для розрахунку собівартості складаємо калькуляцію собівартості, яка характеризує розкладання собівартості по видах затрат.

Таблиця 3.10. Калькуляція собівартості концентрату.

Назва статей	Усього затрат по проекту			На 1 т по проекту		На 1 т фактично	
	Кількість	Ціна	Сума, грн.	Кількість	Сума, грн.	Кількість	Сума, грн.
1. Сировина : руда	16500000	287,8845	4750126408,13	2,6603	765,8591	2,78	800,3189
2. Матеріали :					114,2715		114,3099
а) кулі	23072742	26042,6325	708751285,06	3,72	96,8786	3,7208	96,8994
б) футер. сталь	2322780,075	38423,1375	600874940,67	0,3745	14,3895	0,3749	14,4048
в) транспорт.	1500968,7	1663,4748	89248498,20	0,242	0,4026	0,2429	0,4041
стрічка	36810947,25	204,43	2496823,61	5,935	1,2133	5,939	1,2141
г) фільтротканина			7525261,95		1,3875		1,3875
д) інші			8605760,63				
3. Енергетичні затрати:			1710366868,75		275,7611		275,7817
а) електроенергія	485792861,4	3069,73	1491252920,42	78,324	240,4335	78,3288	240,4483
б) стисле повітря	9041165,595	0,435	3932907,03	1,4577	0,6341	1,4597	0,6350
в) вода технічна	257961938,85	0,4323	111516946,16	41,591	17,9798	41,598	17,9828
г) передача ел.енергії	485792861,4	0,1392	67622366,31	78,324	10,9027	78,3395	10,9046
д) теплоенергія	9923,76	2771,6122	27504814,29	0,0016	4,4346	0,0016	4,4346
е) неврах. енергія			8536914,54		1,3764		1,3764
4. Фонд оплати праці			102000845,18		16,4455		16,4619
5. Відрахування на зарплату			22440185,94		3,6180		3,6216
6. Інші витрати на утримання ОФ			93154335,12		15,0192		15,0192
7. Послуги цехів			61875277,02		9,9732		9,9732
9. Затрати на ремонт			47700765,00		7,6908		7,7262
10. Амортизація ОФ			158036369,16		25,4801		25,5207
11. Інші послуги сторонніх організацій			39628054,62		6,3892		6,3892
12. Цехові витрати			61200507,11		9,8674		9,8771
13. Відведення шлаків ТВШХ			829733016,42		133,7772		133,7772
14. Разом переділ			3834887509,38		618,2932		618,4579
15. Цехова собівартість			8585013917,51		1384,1523		1418,7768
16. Загальновиробничі витрати			404525950,29		65,2214		65,2214
17. Виробнича собівартість			8989539867,8		1449,3737		1483,9982

3.6. Аналіз собівартості продукції.

Одна з основних задач гірничодобувної промисловості – систематичне зниження собівартості продукції.

У цих цілях розроблюється система заходів щодо зниження собівартості продукції, що передбачають:

підвищення технічного рівня виробництва – механізація й автоматизація процесів виробництва, упровадження передової технології і нового обладнання; модернізація і поліпшення експлуатації діючого устаткування, удосконалення застосовуваної техніки і технології виробництва; поліпшення використання сировини, матеріалів, палива, енергії; підвищення якості продукції; упровадження нових більш ефективних видів споживаних матеріалів, палива, енергії;

поліпшення організації виробництва й праці – удосконалювання управління виробництвом; поліпшення матеріально-технічного постачання; збільшення норм виробітку, скорочення втрат робочого часу, встановлення раціонального режиму роботи підприємства, підготовка висококваліфікованих кадрів і т.д.;

збільшення об'єму виробництва і підвищення рівня концентрації гірничих порід, поліпшення показників витягу й комплексності використання родовищ корисних копалин;

розвиток прогресивних засобів переробки й збагачення корисних копалин, впровадження ефективних систем переробки.

Таблиця 3.11. Техніко-економічні показники.

Назва показників	Одиниці обліку	Проектована фабрика	Діюча фабрика
1. Річна продуктивність:			
а) по переробці руди	т	16500000	14700000
б) по концентрату	т	6202350	53414050
2. Чисельність трудящих	чол.	565	680
у т.ч. робочих	чол.	509	621
3. Продуктивність праці по руді :			
на 1 робітника	т/чол.	32417	23671
на 1 трудящого	т/чол.	29204	21618
4. Продуктивність праці по концентрату:			
на 1 робітника	т/чол.	12185	8557
на 1 трудящого	т/чол.	10978	7815
Повна собівартість 1 т готового продукту	грн.	1449,3737	1483,9982
у т.ч. переробка	грн.	618,2932	618,4579

Рішення про доцільність реалізації обраного варіанта приймаємо на основі розрахунку річного економічного ефекту, який визначається в загальному вигляді за формулою:

$$\varepsilon_{\text{річн.}} = [(C_1 + \varepsilon_H \cdot K_1) - (C_2 + \varepsilon_H \cdot K_2)] \cdot Q_2$$

де C1 і C2 – собівартість 1т переробки концентрату відповідно на діючій і проектованій фабриці, грн.;

K1 і K2 - питомі капітальні вкладення відповідно на діючій і проектованій фабриці, грн.;

ε_H – нормативний коефіцієнт галузі, ($\varepsilon_H = 0,15$);

Q2 – проектований випуск концентрату, т;

До розрахунків приймаємо, що $K1 \approx K2$, тоді $\varepsilon_{\text{річн.}} = (C1 - C2) \cdot Q2$

$$\varepsilon_{\text{річн.}} = (618,4579 - 618,2932) \cdot 6202350 = 1021527,05 \text{ грн.}$$

ВИСНОВКИ

У ході виконання магістерської роботи було проведено дослідження технології збагачення магнетитових кварцитів ПРАТ «ІнГЗК» (м. Кривий Ріг) з метою підвищення якості магнетитового концентрату та його конкурентоспроможності на світовому ринку.

На основі аналізу сировинної бази підприємства встановлено, що залізорудна сировина характеризується складною текстурою, підвищеним вмістом шкідливих домішок (зокрема, діоксиду кремнію, оксидів калію, натрію, магнію та сірки) та порівняно низьким вмістом заліза в агломераційних рудах. Виявлено, що продукція підприємства має нижчі показники вмісту заліза, ніж аналогічні концентрати провідних світових виробників, що обмежує її ринкові перспективи та ускладнює реалізацію в умовах сучасного металургійного виробництва.

Аналіз традиційної схеми магнітного збагачення магнетитових кварцитів на ПРАТ «ІнГЗК» показав, що вона не дозволяє ефективно знизити вміст дрібнодисперсних кремнеземистих частинок у кінцевому продукті. Через це вміст заліза в концентраті залишається на рівні, недостатньому для забезпечення конкурентоспроможності продукції.

Для вирішення цих проблеми були впроваджені наступні заходи:

1. Визначення достовірності первинної інформації про якісні характеристики руди, що надходить на РЗФ, дозволило підвищити точність даних для подальшої оптимізації процесу збагачення. Установлення способів збільшення обсягів опробування забезпечило більш детальний контроль за коливаннями якості руди, що дало змогу своєчасно реагувати на можливі відхилення. Підвищення оперативності отримання якісних і кількісних характеристик готової продукції зменшило час реакції на можливі відхилення та сприяло більш точному плануванню виробничих процесів.

2. Опис алгоритму дій технологічного персоналу кар'єру під час управління шихтою уніфікував процеси формування шихти та зменшив

ризика некоректної взаємодії між працівниками різних підрозділів. Опис алгоритму дій технологічного персоналу РЗФ-1 під час виробництва ЖРК чітко визначив обов'язки й відповідальність кожного працівника, що позитивно вплинуло на стабільність показників готової продукції.

3. Розроблення програмного забезпечення для моніторингу роботи кар'єру у погодинному режимі та впродовж зміни відповідно до розроблених сценаріїв підвищило прозорість та оперативність управлінських рішень.

4. Моніторинг процесу управління шихтою в кар'єрі за напрямом РЗФ-1 сприяв своєчасному виявленню відхилень у якості руди й оперативному коригуванню планових показників.

5. Розроблення й упровадження моделі превентивного управління виробництвом РЗФ-1 дало змогу проактивно впливати на перебіг технологічних процесів, знижуючи ризики випуску некондиційної продукції та підвищуючи загальну ефективність роботи.

Практичне впровадження запропонованих заходів сприятиме підвищенню якості продукції ПРАТ «ІНГЗК», зниженню витрат на металургійну переробку, зменшенню використання енергетичних і хімічних ресурсів, а також покращенню екологічних показників виробництва.

Таким чином, результати проведеного дослідження підтверджують доцільність і ефективність удосконалення процесу управління технологією збагачення магнетитових кварцитів на ПРАТ «ІНГЗК», що дозволяє підвищити конкурентоспроможність продукції підприємства та забезпечити його стабільну позицію на ринку залізорудної сировини.

ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. К.А. Разумов, В.А. Перов "Проектування збагачувальних фабрик", М., Недра, 1982 р.
2. М.М. Бережний, В.П. Мовчан "Збагачення і окускування сировини", Кривий Ріг, 2000 р.
3. В. Кучерявий (ред.) "Охорона праці", Львів, 2007 р.
4. "Дослідження речовинного складу та технологічних властивостей окиснених залізистих кварцитів Східно-Валявкінського родовища" Інститут Механобрчермет, 1995 р.
5. Б.С. Кривцов, А.П. Руднєв "Техніка безпеки і протипожежний захист на ОФ", М., Недра, 1973 р.
6. Н.К. Кравцов, О.В. Ляхова "Інтенсифікація процесу рудопідготовки окиснених залізних руд Кривбасу", Кривий Ріг, КТУ, 1998 р.
7. А.В. Крючков "Удосконалення технології збагачення залізистих кварцитів" // Гірничий журнал, №6, 2001 р.
8. "Довідник зі збагачення руд. Основні процеси" / під ред. О.С. Богданова.
9. Л.Г. Матюшев, В.Н. Сумін "Транспортні пристрої та склади збагачувальних фабрик", Москва, Недра, 1979 р.
10. В.А. Скоров "Збагачення руд", М., Недра, 1969 р.
11. Ю.Г. Вілкул, А.Г. Темченко, В.С. Моркун, Г.Г. Півняк, П.І. Пилов "Стратегія розвитку гірничо-металургійного комплексу України: ефективність виробництва та якість продукції" // Гірничий журнал, №10, 2007 р.
12. Е.Е. Серго "Дроблення, подрібнення та грохочення корисних копалин", Київ, 1975 р.
13. Т.А. Олійник "Сучасні тенденції розвитку технологій збагачення гематитових руд в Україні" // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб., Вип. 56(97), 2013 р.

14. Е.А. Беспояско, В.Д. Євтехов, Є.В. Євтехов "Мінерально-сировинна база гірничо-збагачувальних підприємств Криворізького басейну" // Мінерал. журн., 2013 р.
15. П.І. Пилов "Підвищення якості магнетитових концентратів шляхом їх механічної обробки" // Гірничий журнал, 1999 р.
16. В.М. Лозовський "Магнітне збагачення залізистих кварцитів", Донецьк, 2005 р.
17. Г.І. Козлов "Флотаційні методи збагачення залізних руд", Київ, 2011 р.
18. В.А. Назаренко "Екологічні аспекти збагачення залізних руд", Львів, 2015 р.
19. Д.М. Корнійчук "Сучасні технології подрібнення руд", Харків, 2017 р.
20. О.О. Григоренко "Автоматизація процесів збагачення руд", Дніпро, 2019 р.
21. Ю.В. Сорока "Комплексне використання корисних копалин Кривбасу", Кривий Ріг, 2020 р.
22. А.Ф. Шевченко "Підвищення ефективності гірничо-збагачувальних підприємств", Запоріжжя, 2021 р.
23. І.П. Бондаренко "Сучасні методи аналізу якості залізорудної сировини", Київ, 2018 р.
24. О.С. Демченко "Оптимізація технологічних схем збагачення руд", Харків, 2016 р.
25. С.М. Ткаченко "Енергозбереження на збагачувальних фабриках", Дніпро, 2014 р.