

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

**Пояснювальна записка  
до випускної магістерської роботи**

зі спеціальності 184 «Гірництво»  
освітньо-професійної програми  
«Збагачення корисних копалин»

Тема роботи: «Розробка гравітаційної технології збагачення крупнокускових залізних руд Криворізького басейну»

Виконав: магістрант  
групи ЗКК-23м \_\_\_\_\_/Сафоненко Є.С./

Керівник випускної роботи \_\_\_\_\_/Булах О.В./

Нормоконтролер \_\_\_\_\_/Хруцький А.О./

Завідувач кафедри \_\_\_\_\_/Олійник Т.А./

Кривий Ріг  
2024 р.

Криворізький національний університет

Факультет: гірничо-металургійний

Кафедра: збагачення корисних копалин і хімії

Освітньо-професійна програма: «Збагачення корисних копалин»

Спеціальність: 184 «Гірництво»

Затверджую

Зав. кафедрою \_\_\_\_\_ Олійник Т.А.

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2024 р.

**ЗАВДАННЯ**  
**на магістерську роботу студенту**

Сафоненко Євгену Сергійовичу

1. Тема роботи «Розробка гравітаційної збагачення крупнокускових залізних руд Криворізького басейну»

Керівник роботи Булах Олексій Володимирович, канд.техн.наук, доцент затверджено наказом по КНУ № 184с від “28” лютого 2024 р.

2. Строк подання студентом роботи 12.12.2024 р.

3. Вихідні дані до роботи: Вміст заліза загальної вихідній досліджуваній сировині 32-35%. Вміст заліза загальної у концентраті до 52,0%

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) 1. Літературний огляд та аналіз існуючих методів та способів збагачення залізородної сировини. 2. Об’єкт та методи досліджень.

3. Дослідження збагачуваності збідненої крупнокускової мінеральної сировини підземного видобутку для розробки раціональної схеми збагачення. 4. Охорона та безпека праці. 5. Економічна частина.

5. Перелік графічного матеріалу: презентація з 13 мультимедійних слайдів, виконаних за допомогою програми Microsoft Office PowerPoint.

## 6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1-3,5	Булах О.В., доцент		
4	Швагер Н.Ю., професор		

## 7. Календарний план:

Етапи роботи	Термін виконання
Літературний огляд та аналіз існуючих методів та способів збагачення залізородної сировини	05.03.24
Вивчення об'єкту дослідження та складання методики її проведення	12.05.24
Дослідження збагачуваності збідненої крупнокускової мінеральної сировини підземного видобутку	27.06.24
Дослідження та аналіз особливостей збагачення збіднених руд підземного видобутку гравітаційним методом та магнітною сепарацією	30.07.24
Розробка та аналіз раціональної схеми збагачення досліджуваної мінеральної сировини	20.09.24
Написання розділу охорона та безпека праці	25.10.24
Розрахунок економічної частини	09.11.24
Оформлення магістерської роботи	21.11.24
Розробка мультимедійного графічного матеріалу	30.11.24
Подання на рецензію	06.12.24

Дата видачі завдання: “04” березня 2024 р.

Здобувач \_\_\_\_\_ /Сафоненко Є.С./

Керівник роботи \_\_\_\_\_ /Булах О.В./

## РЕФЕРАТ

Випускова магістерська робота складається з пояснювальної записки, що містить 88 сторінок, 12 таблиць, 38 рисунків, списку використаних літературних джерел з 25 найменувань та 13 слайдів виконаних за допомогою програми PowerPoint.

Мета роботи: визначення доцільності збагачення крупних класів збідненої залізної руди підземного видобутку.

Об'єкт дослідження: технологія переробки крупнокускових залізних руд підземного видобутку Криворізького басейну.

Предмет дослідження: залежність магнітних властивостей та щільності кусків руди підземного видобутку на показники її збагачення.

У магістерській роботі проведено порівняльні дослідження магнітного та гравітаційного методу збагачення збіднених руд підземного видобутку Криворізького басейну для розробки раціональної схеми їх переробки.

Дослідженнями встановлено, що більш ефективним методом при переробці такої сировини є використання збагачення у важких суспензіях. Клас крупності +60 мм який виділено зі збіднених руд і який скидається у відвал після ручної рудорозбірки як некондиційний за вмістом заліза може бути успішно збагачуваний з використанням саме важкосередовищної сепарації.

На підставі проведених досліджень розроблено схему збагачення досліджуваної сировини, яка дозволяє отримати концентрат з вмістом  $Fe_{\text{заг}} = 52\%$ , при виході 35% та вилученні 35% та хвосту з виходом 49,3% при вмісті заліза 20,4% та вилученні 28,8%. Окрім того, можливе виділення промпродукту з виходом 15,7%, вмістом заліза 42,8% та вилученням 19,2%, який може надходити на подальше збагачення.

Можливий кономічний ефект, враховуючи особливості розробленої технологічної схеми, складатиме 53662,5 тис. грн/рік.

*Ключові слова:* ЗАЛІЗНА РУДА, ПІДЗЕМНИЙ ВИДОБУТОК, КРУПНИЙ КЛАС, ВМІСТ ЗАЛІЗА, КЛАСИФІКАЦІЯ, КЛАС КРУПНОСТІ, РОЗДІЛЕННЯ, МАГНІТНИЙ МЕТОД, ГРАВІТАЦІЙНЕ ЗБАГАЧЕННЯ, ПОКАЗНИКИ РОЗДІЛЕННЯ, КОНЦЕНТРАТ, ПРОМПРОДУКТ,

## ЗМІСТ

	стор.
ВСТУП	7
РОЗДІЛ 1 ЛІТЕРАТУРНИЙ ОГЛЯД ТА АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ МЕТОДІВ ТА СПОСОБІВ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ	10
1.1. Роль методів збагачення у вирішенні проблем переробки корисних копалин	10
1.2. Теорія та практика використання основних методів збагачення при залученні у переробку руд підземного видобутку	20
1.3. Висновки за розділом	33
РОЗДІЛ 2 ОБ'ЄКТ ТА МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕНЬ	35
2.1. Збіднені залізні руди як об'єкт дослідження	35
2.2. Методика досліджень	46
2.3. Висновки за розділом	49
РОЗДІЛ 3 РОЗДІЛ 3 ДОСЛІДЖЕННЯ ЗБАГАЧУВАНOSTІ ЗБІДНЕНОЇ КРУПНОКУСКОВОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУТКУ ДЛЯ РОЗРОБКИ РАЦІОНАЛЬНОЇ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ	51
3.1. Вивчення взаємозв'язку між фізичними властивостями досліджуваної сировини та вмісту в ній заліза	51
3.2. Дослідження та аналіз особливостей збагачення збіднених руд підземного видобутку гравітаційним методом та магнітною сепарацією	55
3.3. Розробка та аналіз раціональної схеми збагачення досліджуваної мінеральної сировини	70
3.4. Висновки за розділом	73
РОЗДІЛ 4 ОХОРОНА ТА БЕЗПЕКА ПРАЦІ	75
РОЗДІЛ 5 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА	80
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	84
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	86

## ВСТУП

**Актуальність питання.** Переробка залізних руд є важливим етапом у гірничо-металургійній галузі виробництва, що забезпечує отримання якісного заліза та сталі. Руди, що видобуваються, зокрема підземним способом, мають свої особливості, що накладають певні вимоги на подальші технології їх переробки.

Криворізький залізорудний басейн містить багаті залізні руди, що характеризуються різною якістю та вмістом заліза. Але у зв'язку з поступовим вичерпуванням багатих покладів залізної руди, все більше доводиться звертати увагу на необхідність залучення у переробку та збагачення збіднених руд. Окрім того, виникає також необхідність підвищення екологічної безпеки, тому переробка бідних залізних руд підземного видобутку набуває особливої значущості.

На відміну від технологій переробки руд, видобутих відкритим способом, збагачення руд підземного видобутку, а особливо збідненої крупнокускової мінеральної сировини, потребує застосування трохи інших технологій та обладнання через те, що така сировина має низький вміст заліза, що робить її переробку більш складною та дорогою. Це у свою чергу ставить нові вимоги до технології переробки, оскільки підземний видобуток часто супроводжується великою кількістю порожньої породи та більшою складністю у виділенні корисних компонентів.

У такому випадку пошук та використання ефективних методів переробки такої сировини та розробка раціональної схеми збагачення буде досить актуальним завданням, яке необхідно вирішити якнайшвидше.

Ефективна переробка збіднених крупнокускових руд дозволить отримати максимальну вигоду від використання родовищ, зменшити

кількість відходів та знизити негативний вплив на довкілля. Урахування екологічних вимог є особливо важливим, оскільки процеси видобутку та переробки можуть супроводжуватися забрудненням водних ресурсів та атмосфери. Використання інноваційних технологій, таких як гравітаційні методи та магнітна сепарація може значно скоротити рівень забруднення, а розвиток та впровадження нових технологій переробки, а також вирішення проблем, пов'язаних з низьким вмістом заліза та наявністю домішок, відкриють нові перспективи для цієї галузі у майбутньому.

**Мета роботи:** визначення доцільності збагачення крупних класів збідненої залізної руди підземного видобутку.

**Об'єкт дослідження:** технологія переробки крупнокускових залізних руд підземного видобутку.

**Предмет дослідження:** залежність магнітних властивостей та щільності кусків руди підземного видобутку на показники її збагачення.

**Завдання досліджень:**

- ✓ аналіз методів та способів переробки залізної руди;
- ✓ вивчення гранулометричного складу вихідної сировини;
- ✓ мінералогічне дослідження проби;
- ✓ дослідження речовинного складу мінеральної сировини, призначеної для досліджень;
- ✓ вивчення збагачуваності руди магнітними та гравітаційними методами, їх порівняння;
- ✓ математична обробка результатів досліджень;
- ✓ порівняння магнітного та гравітаційного методів збагачення та визначення залежності між вмістом заліза у рудних зразках та магнітною сприятливістю, а також питомою вагою кусків.
- ✓ вибір методу збагачення та розробка схеми переробки досліджуваної сировини.

**Практична значимість роботи.** За результатами проведених досліджень розроблено технологічну схему переробки крупнокускових



збіднених руд підземного видобутку з використанням важкосередовищного збагачення, за якою отримано концентрат з вмістом заліза 52% при його виході 35% з вихідної сировини, що містила 35% заліза. Виділено промпродукт, який можливо дозбагатити іншими методами.

## РОЗДІЛ 1 ЛІТЕРАТУРНИЙ ОГЛЯД ТА АНАЛІЗ ІСНУЮЧИХ МЕТОДІВ ТА СПОСОБІВ ЗБАГАЧЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ

### 1.1. Роль методів збагачення у вирішенні проблем переробки корисних копалин

Переробка залізних руд є важливим етапом у металургійному процесі, що забезпечує отримання якісного заліза та сталі. Залізна руди видобуваються та перероблюються у багатьох країнах, що дає змогу зрозуміти про затребуваність цієї сировини.

В Україні відомі Криворізький та Кременчуцький залізорудні басейни, також є родовища залізних руд у Запорізькій області та Кримському півострові.

Криворізький залізорудний басейн є важливим джерелом залізної руди для металургійної промисловості не тільки України, а й світу, тому як більша частина готової продукції експортується. Він забезпечує значну частину потреб металургійних підприємств у високоякісних залізних рудах та концентратах, зокрема для виробництва сталі та чавуну. Однак процес видобутку і переробки залізних руд не є простим і супроводжується численними проблемами та викликами, які потребують постійного вдосконалення технологій і управлінських рішень. У цьому контексті важливим є розгляд основних проблем, з якими стикаються підприємства при видобутку і переробці залізних руд Криворізького басейну, а також шляхи їх подолання.

Однією з основних проблем, з якими стикаються більшість підприємств – це зниження якості руди, що видобувається. Це зумовлено виснаженням

найбільш багатих покладів залізних руд, що призводить до видобутку руд з низьким вмістом заліза і підвищеним вмістом шкідливих домішок (сірки, фосфору, силікатів тощо). Такі руди потребують більш складних технологій збагачення, що збільшує витрати на їх обробку та знижує рентабельність виробництва.

Залізні руди Криворізького басейну відрізняються різноманітністю за вмістом заліза, мінеральним складом та розподіленням за фракціями, що звертає особливу увагу для використання гравітаційного методу збагачення. В основному, руди підземного видобутку містять оксиди заліза (гематит, лімоніт тощо) та карбонатні мінерали. Вміст заліза в таких рудах коливається від 35% до 60%, що зумовлює необхідність використання спеціальних технологій збагачення для максимального вилучення корисного компонента. Більш низькосортні руди вимагають додаткових технологічних рішень, щоб зробити їх економічно вигідними для подальшої переробки.

Існує кілька основних методів переробки залізних руд, які використовуються для підвищення концентрації заліза в руді. Збагачення руд включає в себе кілька етапів: подрібнення, гравітаційне збагачення, флотація, магнітне збагачення, та агломерація. Деякі з цих технологій використовуються на підприємствах для підвищення економічної ефективності та зменшення екологічного впливу.

Для початку потрібно визначитися з таким поняттям як надра, для того, щоб глибше розглянути проблему необхідності збагачення корисних копалин. Згідно з [1] надра – це певна частина земної кори, яка знаходиться під земною поверхнею та дном водойм та простигається до глибини, яка є доступною для вивчення та освоєння. В результаті можна виділити наступні ресурси надр (рис. 1.1.): родовища корисних копалин, відвали, терикони, відвали і склади забалансних корисних копалин, відходи процесів збагачення, джерела вод, пустоти у масивах. Сюди ще можна додати лікувальні типи корисних копалин (озокерит, бішофіт тощо) та підземні води, що мають лікувальні властивості.

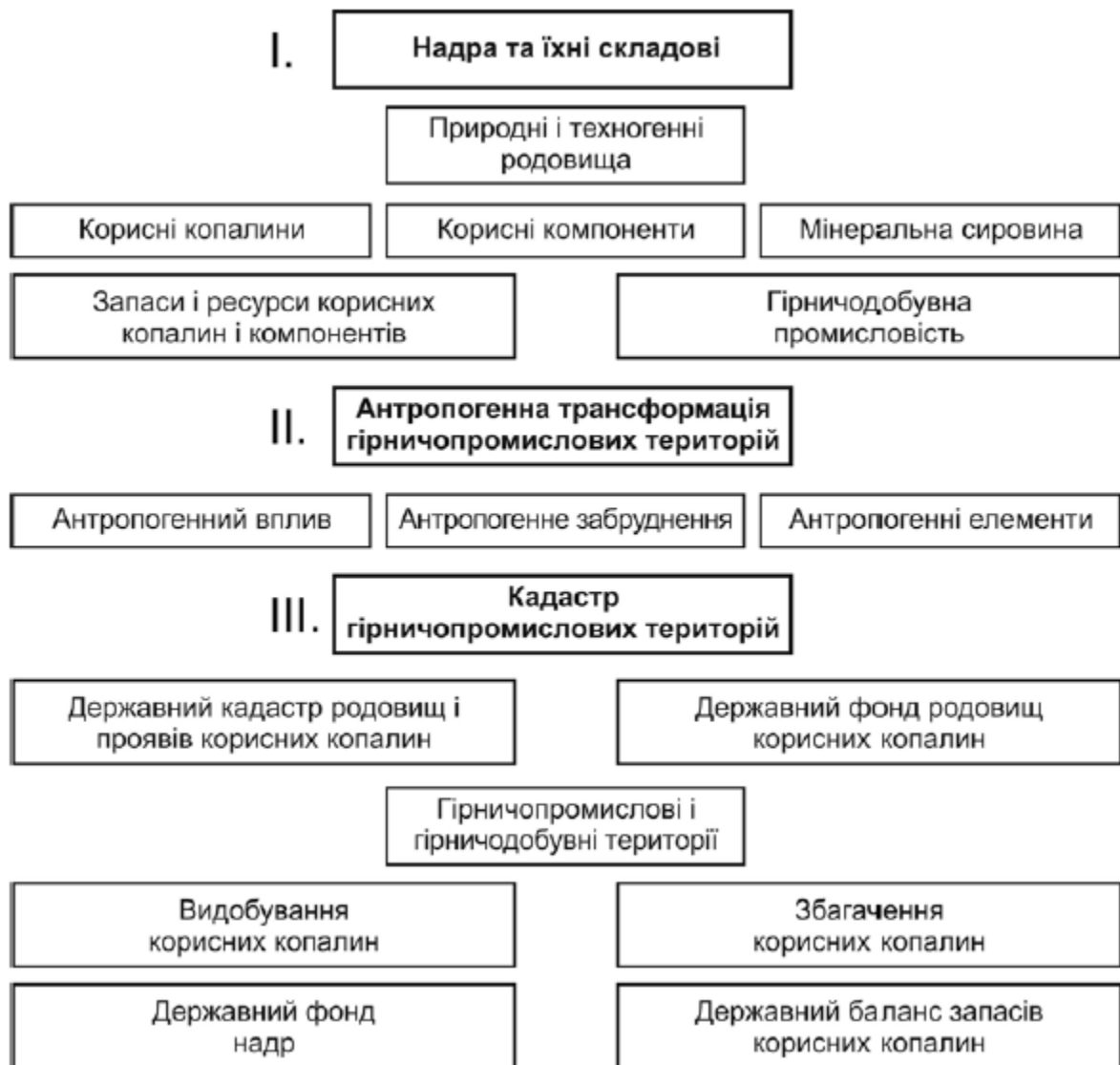


Рис. 1.1. – Класифікація понять та термінів про надра

В той же час під поняттям ресурси корисних копалин розуміють їх кількість та враховують компоненти нерозкритих родовищ, що оцінені як можливі для видобутку та подальшої їх переробки за умов сучасного техніко-економічного рівня розробки родовища певного типу мінеральної сировини [2].

Як відомо, при видобутку корисних копалин, зокрема залізних руд, зустрічаються гірські породи різного мінерального складу, які потрапляють до видобутої сировини. Це зумовило варіативність фізичних властивостей руд і порід [3].

Однак, залізні руди різного речовинного складу потребують використання відповідних методів розділення. Як зазначають автори [4]

селективне розділення компонентів мінеральної сировини є важливим для ефективного збагачення. Це твердження справедливе не тільки для заскладованих хвостів техногенних родовищ, як це наведено у [4], але й для більшості типів корисних копалин.

Криворізький басейн є великим промисловим регіоном де видобувають відкритим та підземним способами та перероблюють залізні руди. Наразі відомі підприємства, які це здійснюють, а саме: Криворізький залізорудний комбінат, АрселорМіттал Кривий Ріг, ДСН, Північний гірничо-збагачувальний комбінат, Південний гірничо-збагачувальний комбінат, Центральний гірничо-збагачувальний комбінат, Інгулецький гірничо-збагачувальний комбінат (табл. 1.1.). Здебільшого, видобуваємо руди представлені магнетитовими (вміст заліза 18-36%) та окисленими (вміст заліза 47-66%) кварцитами [5]. У бідних залізних рудах вміст заліза повинен бути не менше 26% [6].

Гематит є найбільш розповсюдженим мінералом залізних руд. Згідно з [7] він має вміст заліза до 70%. Гематитові руди здебільшого мають невелику кількість шкідливих домішок.

Таблиця 1.1. – Видобуток залізних руд (станом на 2019 рік)

Компанії	Обсяги видобування, млн т
ПАТ «Південний гірничо-збагачувальний комбінат»	28,415
ПрАТ «Інгулецький гірничозбагачувальний комбінат»	27,749
ПрАТ «Північний гірничо-збагачувальний комбінат»	25,698
ПрАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»	24,237
ПрАТ «Полтавський гірничозбагачувальний комбінат»	16,366
ПрАТ «Центральний гірничозбагачувальний комбінат»	11,796
ТОВ «Єривський гірничозбагачувальний комбінат»	11,521
ПАТ «Криворізький залізорудний комбінат»	4,625
ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат»	4,377
ПрАТ «Суха балка»	2,659
<b>Разом</b>	<b>157,4</b>

Наразі відомі різні методи збагачення, які використовуються в різних технологіях переробки залізних руд.

Залежно від типів та різновидів залізної руди основні способи її переробки включають дроблення, грохочення, подрібнення, класифікацію, гравітаційні, флотаційні та магнітні методи збагачення та процеси зневоднення (рис. 1.2.) [8]

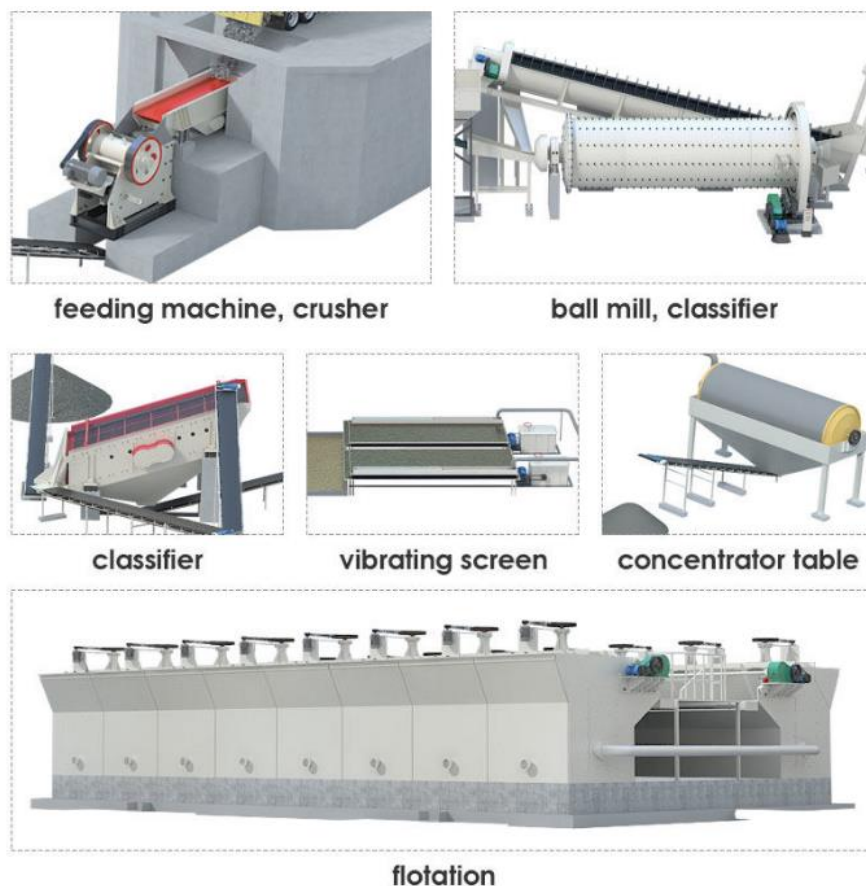


Рис. 1.2. – Методи та обладнання при переробці залізних руд

Тому збагачення корисних копалин, зокрема залізних руд, дозволить підвищити концентрація корисних компонентів та є важливою ланкою між видобутком сировини та її споживанням [9].

Для отримання гематитового концентрату з якістю 65% з такої сировини важливим є вибір способів переробки та визначення потрібної крупності вихідного матеріалу, що надходить на збагачення. Мінералогічний аналіз хвостів техногенних родовищ показує, що основним рудним мінералом є гематит, у меншій кількості – магнетит (табл. 1.2.).

Таблиця 1.2. – Середній мінеральний склад (мас. %) лежалих хвостів

Мінерали	Середній вміст мінералів
Магнетит	2,49
Гематит (залізна слюдка, мартит, дисперсний гематит)	23,65
Гідроксиди заліза (гетит, дисперсний гетит, лепідокрокит)	0,24
Кварц	55,62
Кумінгтоніт	4,27
Рибекіт, магнезіорибекіт	5,75
Егірин	3,97
Біотит, тетраферибіотит	0,81
Селадоніт	0,23
Стильпномелан	0,22
Залістий тальк (мінесотаїт)	0,19
Альбіт	0,36
Карбонати	0,28
Апатит	0,09
Пірит, піротин	0,12
Інші мінерали *	0,87
<b>Всього</b>	<b>100,00</b>

На підставі вивчення мінералогічних властивостей лежалих хвостів було визначено різницю у щільності розділяємих мінералів, яка у два рази перевищує щільність між кварцом та гематитом, що зумовило використання гравітаційних методів збагачення у схемі переробки. Як обладнання було використано концентраційний стіл, вібраційний грохот та гідроциклон – для класифікації та знешламлення. За запропонованою схемою (рис. 1.3.) отримано концентрат (табл. 1.3.) з вмістом заліза 65,1% при його виході 11,2%. [4]

Таблиця 1.3. – Хімічний склад концентрату

Продукти	Компоненти, %						п. п. п.
	Fe <sub>общ</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	
Гравітаційний концентрат	65,2	88,70	4,08	0,058	0,046	4,41	0,15

Однак, використовуючі діючі схеми практично неможливо підвищити якість продукту при збільшенні обсягів виробництва та долі важкозбагачуваних руд, які залучені у переробку. Більшість схем збагачення залізних руд мають стадіальність процесів та методів збагачення з виділенням хвостів після кожної стадії. Але вони потребують вдосконалення та використання сучасних методів та обладнання. Для цього можливо

використати, наприклад, тонке грохочення, використання якого у схемах переробки досить стрімко розвивається (рис. 1.4.) [10].

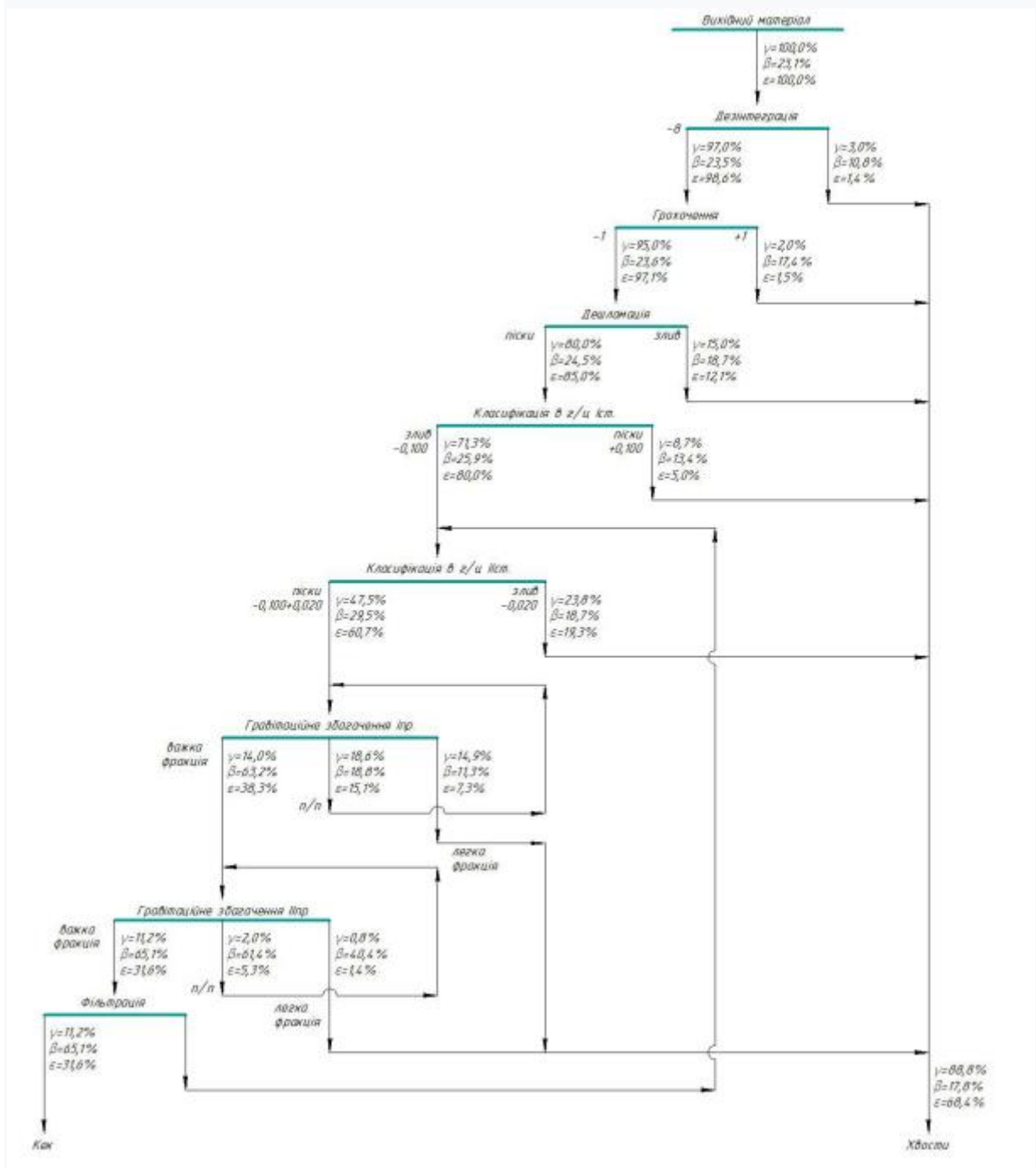


Рис. 1.3. – Рекомендована технологічна схема збагачення комплексних лежалих залізозмісних хвостів з якісно-кількісними показниками.



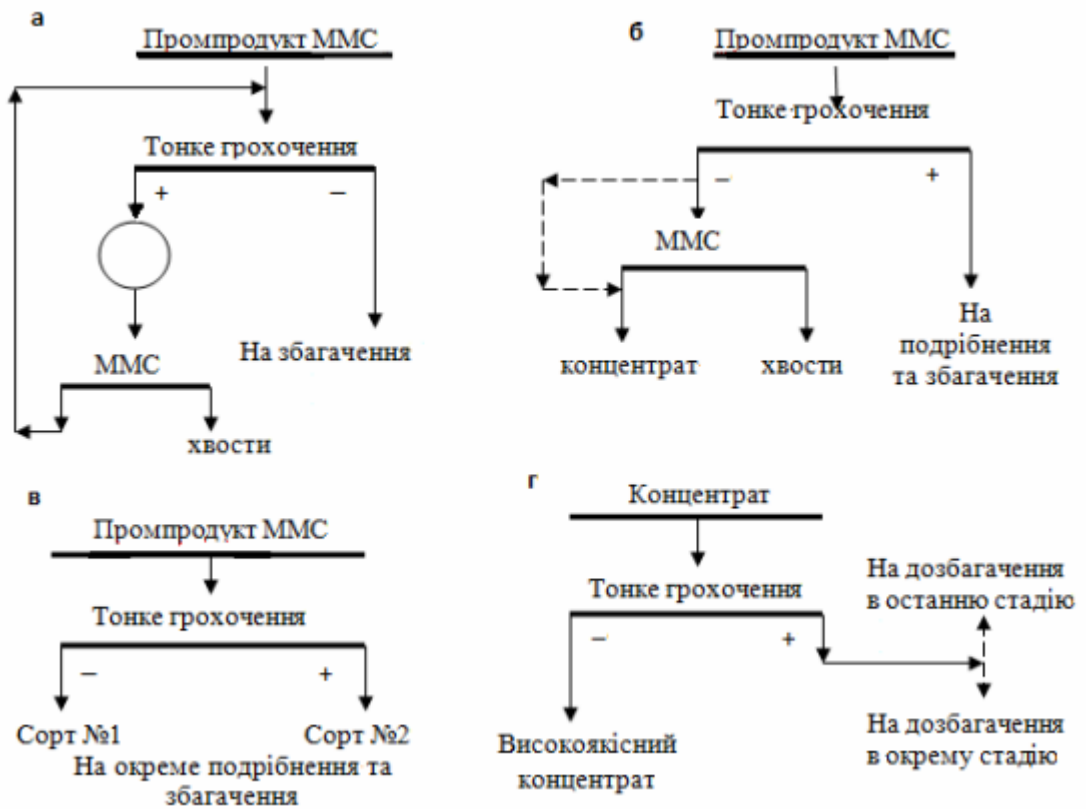


Рис. 1.4. – Варіанти використання тонкого грохочення в схемах переробки залізних руд: а – замкнутий цикл подрібнення; б – стадійне виділення концентрату; в – розділення промпродукту на два сорти; г – підвищення якості концентрату.

При видобутку залізних руд досить часто стикаються з проблемою, що вміст залізорудних мінералів є неоднаковим на різних ділянках. Це зумовлює використання певних технологій збагачення для мінеральної сировини відповідної якості [11]. Особливо це можна спостерігати при підземному видобутку багатих руд, вміст заліза у яких складає 57-62%. Тут є недосконалість технології підземного видобутку, що веде до втрат від 9 до 18% їх запасу та при переробці їх додатково втрачається до 4% мінералів, що містять залізо [12].

Нині відомо багато технологій збагачення гематитових кварцитів. Одним з них є, як стверджують автори [13], дроблення руди у відкритому циклі на останній стадії з наступним магнітно-флотаційним збагаченням за

два прийоми: перший – з індукцією поля, що перевищує 0,13Тл, другий – у сильному магнітному полі 1,0-2,0 Тл. Але цей спосіб є недосконалим та потребує доробки.

Магнітна сепарація зазвичай використовується для збагачення різних типів залізної руди, де домінуючими мінералами заліза є ферро і парамагнітні. Тут можуть бути використані сепаратори низької інтенсивності для мокрого та сухого збагачення. Вони використовуються для переробки руд з різними магнітними властивостями, такі як магнетит та гематит [14].

Один з різновидів обладнання для магнітного збагачення є сухий бар'єрний магнітний сепаратор з матрицями (рис. 1.5.), що передбачають пряму подачу матеріалу в канал, який в результаті досліджень [15] показав свою ефективність.

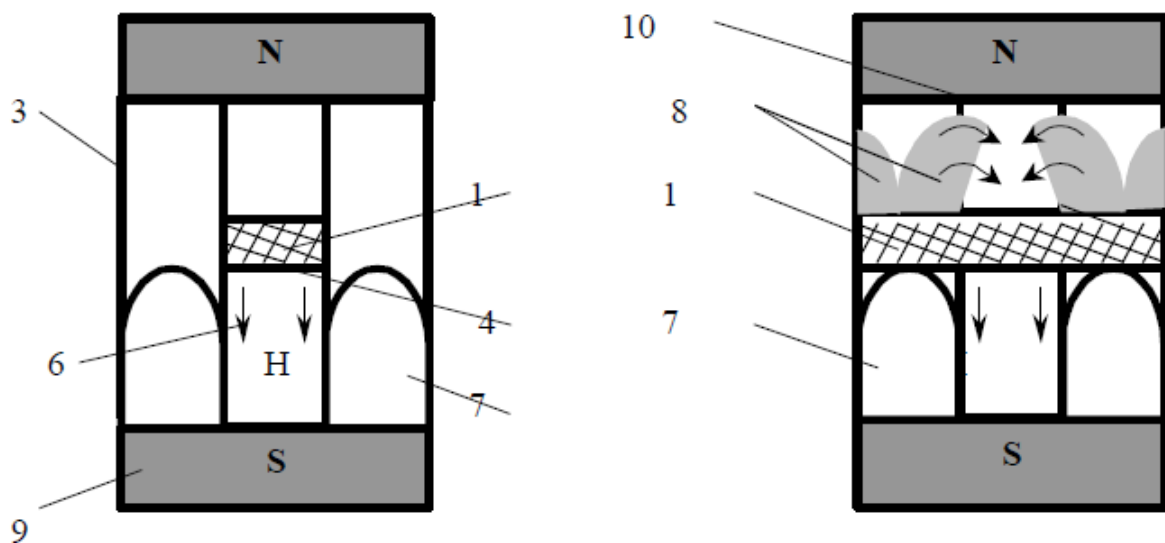


Рис. 1.5. – Схема матриці лабораторного та промислового бар'єрного сепаратора.

Іншим сепаратором є роторний сепаратор з високим полем 6ЕРМ35/315 який призначений для переробки слабomagнітної сировини крупністю менше 0,15мм але мокрим способом. Таке обладнання буде ефективним для збагачення тонкоподрібненої сировини [16].

Відомі також технології збагачення гематитових руд з використанням гравітаційних методів. Одна з них [17] передбачає дроблення та сортування на початковому етапі, а потім відсадку. З вихідної руди з вмістом заліза 43% отримали концентрат, що містить 49% заліза при вилученні більше 90%.

Відома також гравітаційно-магнітна схема збагачення гематитової руди (рис. 1.6.), яка передбачає дроблення та попередню класифікацію. Продукти класифікації окремо спрямовують на відсадку для отримання концентратів та відходів [18].

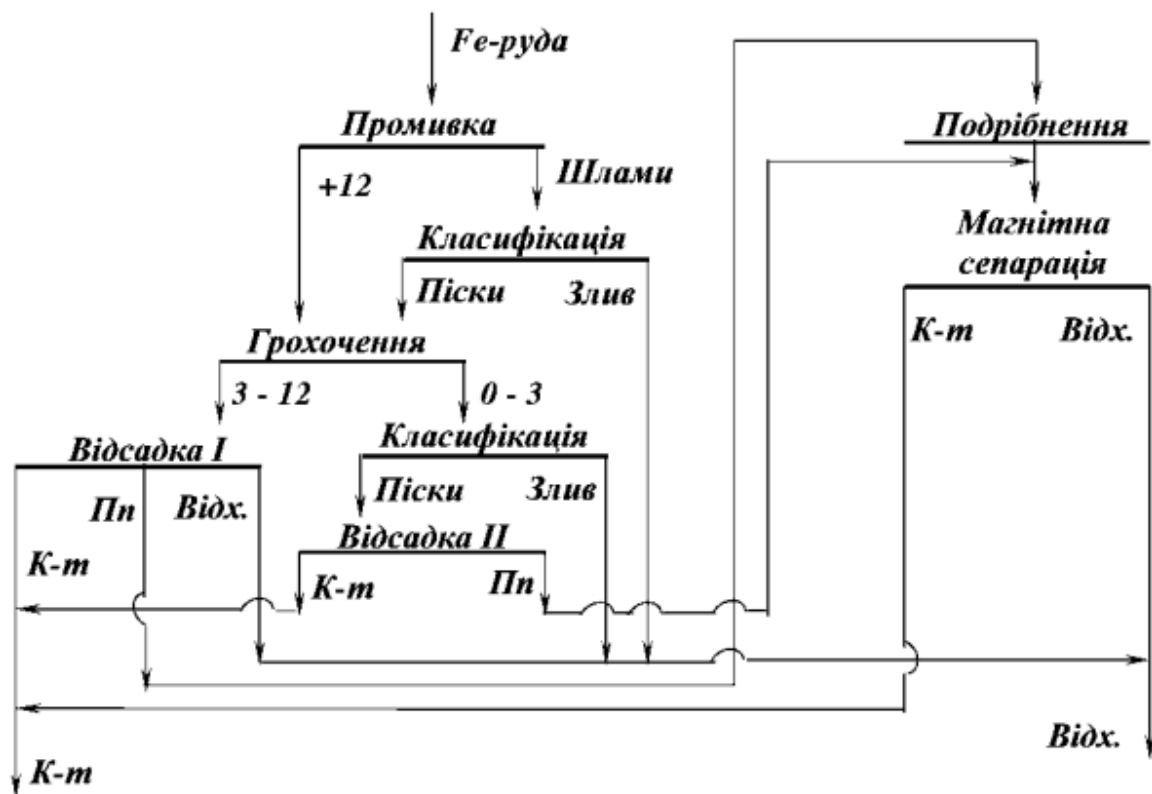


Рис. 1.6. – Схема переробки гематитової руди з використанням відсадки та магнітного збагачення

Таким чином, руди, що видобуваються підземним способом, мають свої особливості, що накладають певні вимоги на технології їх переробки. В умовах обмежених ресурсів та необхідності підвищення екологічної безпеки переробка залізних руд підземного видобутку набуває особливої значущості.

## 1.2. Теорія та практика використання основних методів збагачення при залученні у переробку руд підземного видобутку

Раніше відомі проведені дослідження [19], у яких було перевірено чотири схеми збагачення руди: стандартна схема, яка включала рудорозборку та збагачення за крупністю (рисунок 1.7); гравітаційна схема - з відсадкою у машинах з рухомим ситом класів крупності  $-50 + 25$ ,  $-25 + 12$  і  $-12 + 3$  мм (рисунок 1.8); а також дві схеми сухої магнітної сепарації класів крупності  $-25 + 3$  та  $-3 + 0$  мм на індукційно-роликових сепараторах (рис. 1.9., 1.10). Попередні результати за цими варіантами наведено у табл. 1.4.

Таблиця 1.4. – Показники збагачення за варіантами схем.

№	Метод збагачення	Вміст заліза, % у			Вилучення, %	Вихід концентрату, %	Ефективність збагачення, %
		вихідній руді	концентраті	хвостах			
1	Збагачення за крупністю	45,0	53,2	25,3	83,5	70,6	23,5
2	Відсадка	45,0	55,8	29,0	74,6	60,6	25,4
3	Магн. сепарація	46,0	60,1	25,6	77,5	59,2	34,0
4	Магн. сепарація	47,5	58,8	30,6	74,5	50,4	26,9

При аналізі технологічних схем відомо, що найкращі результати були отримані за схемою рис. 1.9, тобто з використанням магнітного методу збагачення. Однак по більш складній схемі, яка включає перечистки в усіх прийомах магнітної сепарації рис. 1.10 результати отримано значно більш низькі, і які мало відрізняються від результатів збагачення методом відсадки.

На рис. 1.11 проведена проектна схема збагачення руд підземного видобутку Кривбасу. В якості основного процесу збагачення за проектом прийнята суха магнітна сепарація, яка здійснюється у сепараторах для сухого збагачення. На рис. 1.12 представлена інша схема яка відрізняється від попередньої введенням магнітного збагачення класу  $-50 + 25$  та відсутністю збагачення класів  $+50$  мм і  $-5$  мм (з них перший вважається хвостами збагачення, а дрібний клас - це концентрат). [19]

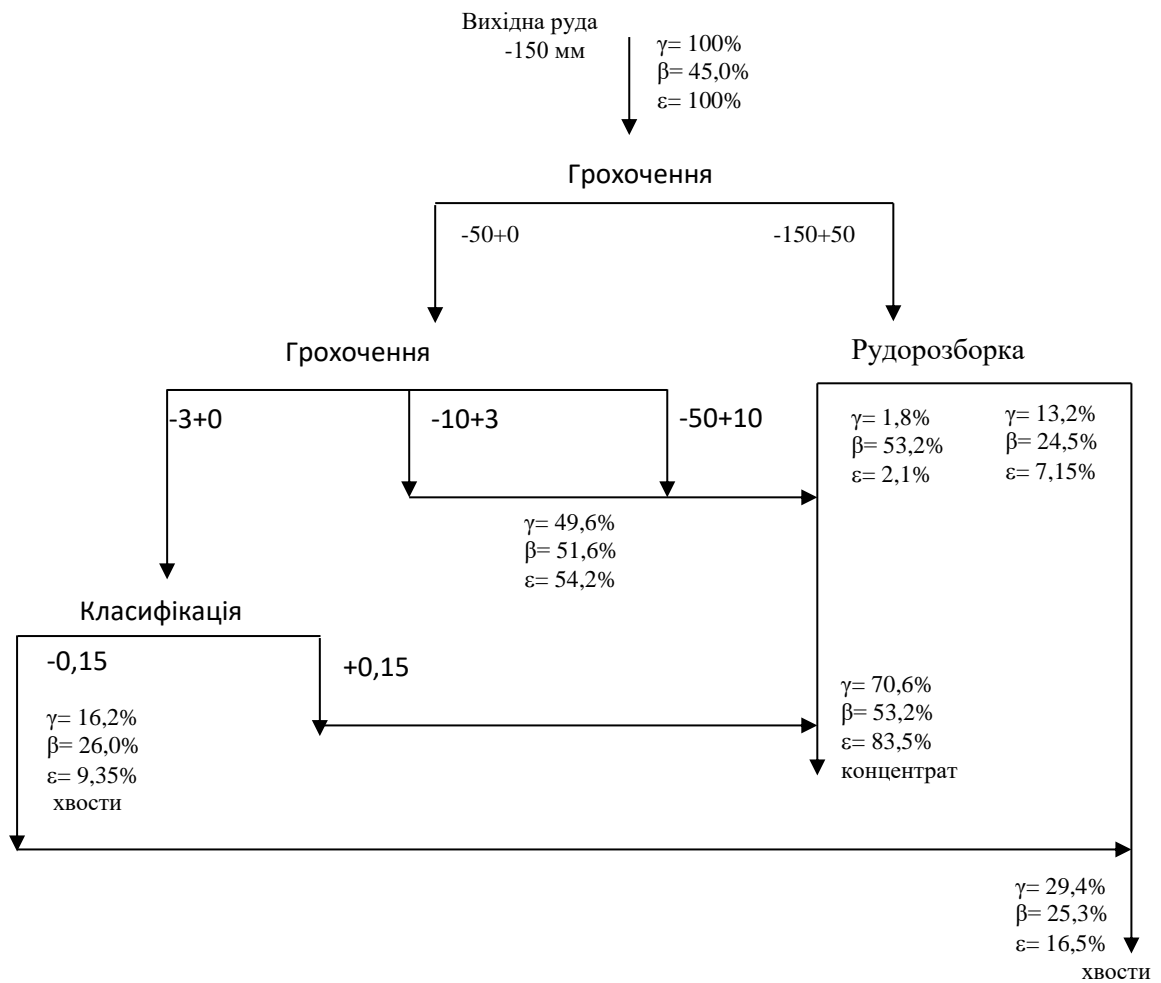


Рис. 1.7. – Технологічна схема збагачення за крупністю

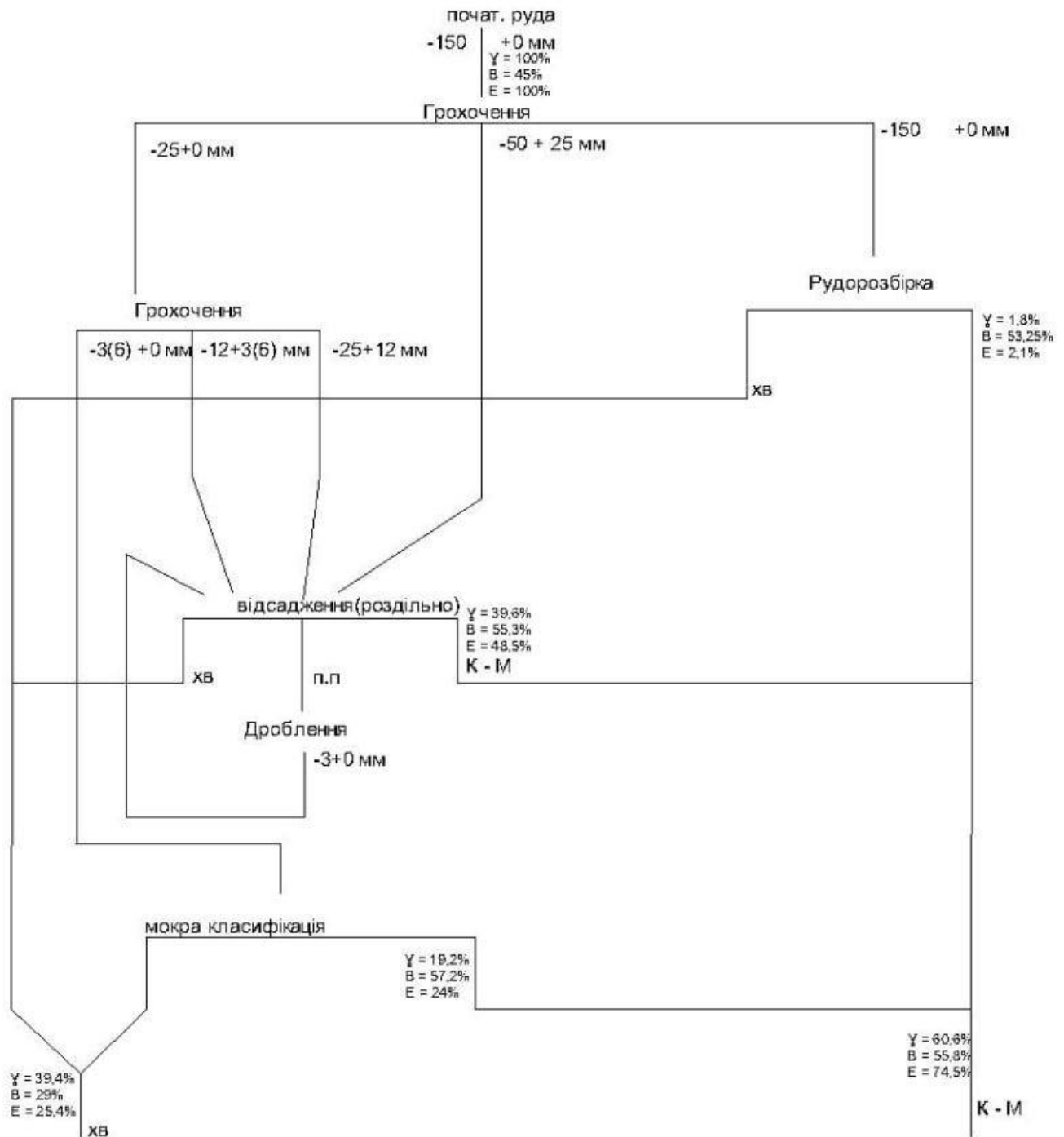


Рис. 1.8. – Гравітаційна схема збагачення

Результати магнітної сепарації при поділі вихідної руди на окремі петрографічні компоненти, які характеризуються різним вмістом заліза (руда, джеспіліт, бідний роговик) відрізняються непостійністю (табл. 1.5.).

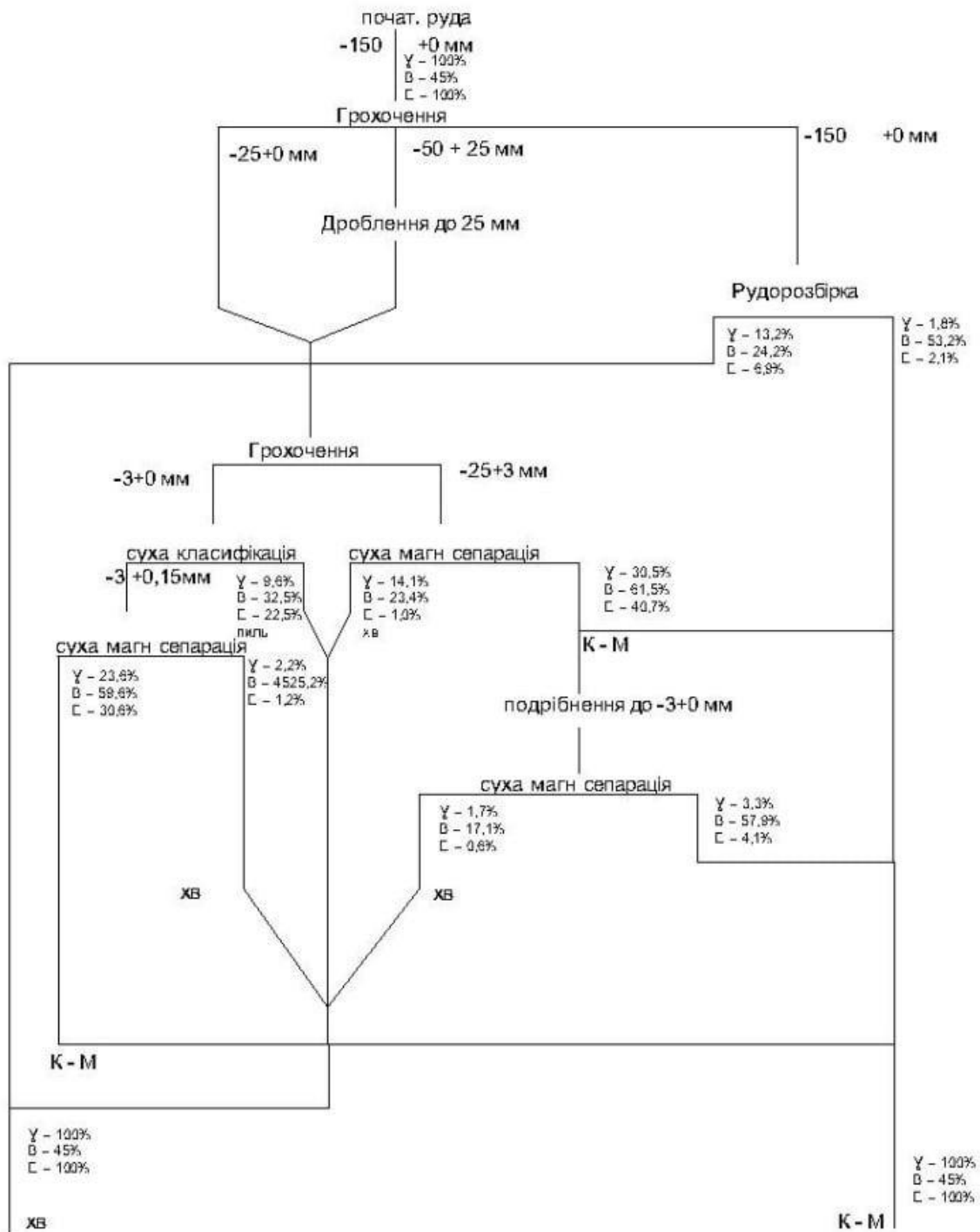


Рис. 1.9. – Технологічна схема збагачення з використанням сухої магнітної сепарації (варіант 1)

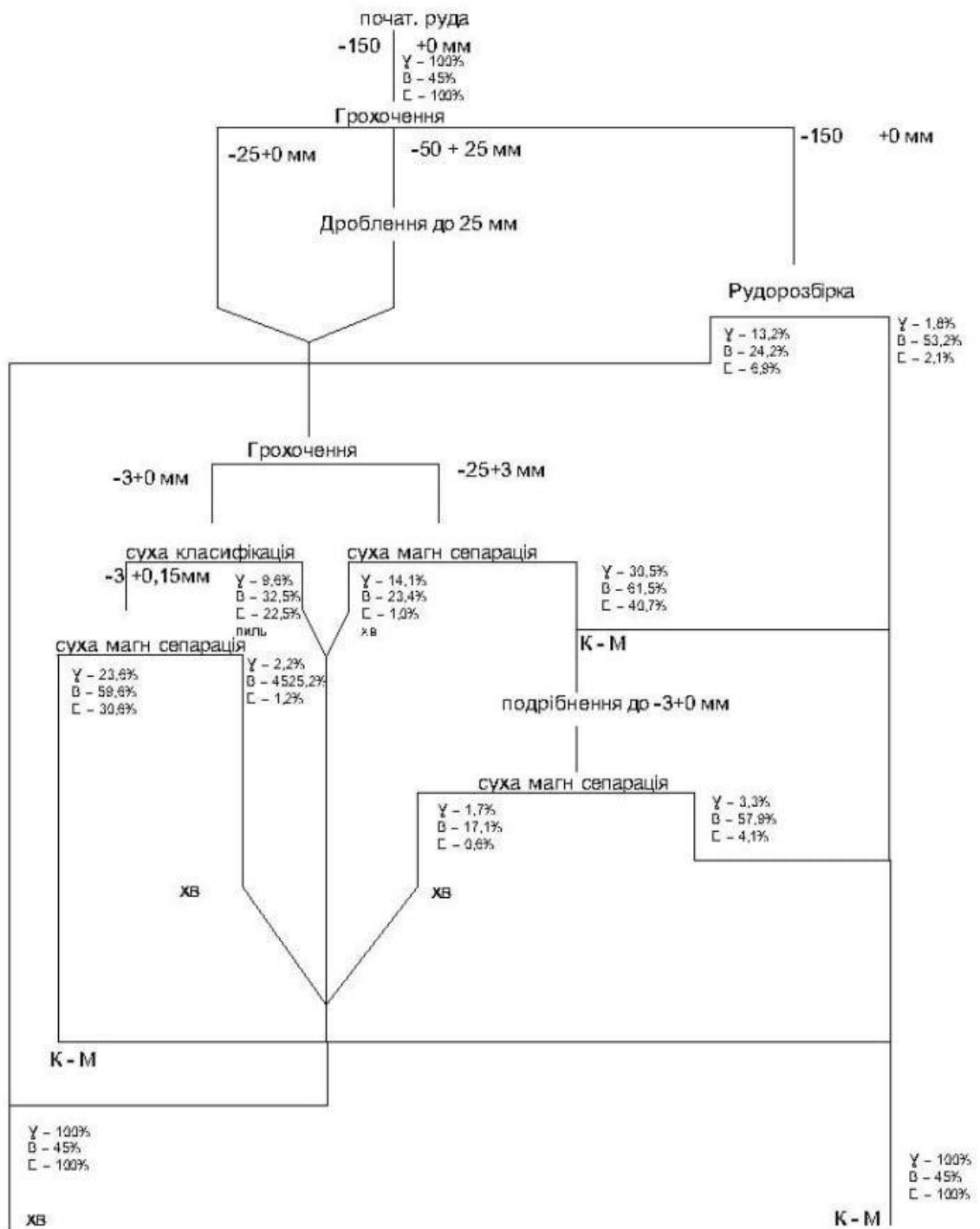


Рис. 1.10. – Технологічна схема збагачення з використанням сухої магнітної сепарації (варіант 2)



Таблиця 1.5. – Показники роботи магнітної сепарації

Показники	Вміст заліза, % у			Вилучення, %	Вихід концентрату, %	Ефективність збагачення, %
	живленні	концентраті	хвостах			
За проектом	50,6	57,6	30,2	84,9	74,5	37,5
Фактична						
середня	44,5	56,5	34,1	59,5	45,3	36,3
кращі	47,1	57,6	28,5	79,1	65,9	40,4

Таблиця 1.6. – Поведінка основних компонентів руди при сухій магнітній сепарації класу -25+6 мм

Найменування компонентів	Вміст компонентів, % у			Вилучення, %
	Вихідній руді	концентраті	хвостах	
Руда	27 – 37	45 – 62	2 – 10	85 – 97
Джеспіліт	13 – 32	0,5 – 52	5 – 66	1 – 89
Бідні породи (роговик тощо)	34 – 53	3 – 37	29 – 93	4 - 61

Із таблиці видно, що коливання вмісту компонентів у продуктах збагачення значно переважає коливання вмісту їх у вихідній руді. Це стосується також і вилучення. Це може бути пояснено непостійністю магнітних властивостей окремих компонентів руди.

Якщо розглядати весь процес збагачення класу -50 + 0 в цілому, то досягнуті у початковий період результати були дещо нижчими запланованих показників збагачення, не дивлячись на те, що вихідна руда була на 5% багатше залізом, ніж це не передбачалося за проектом. Причинами цього є відсутність на першому етапі можливості збагачення класу -5 мм і неможливість отримання бідних хвостів при магнітній сепарації. [19]

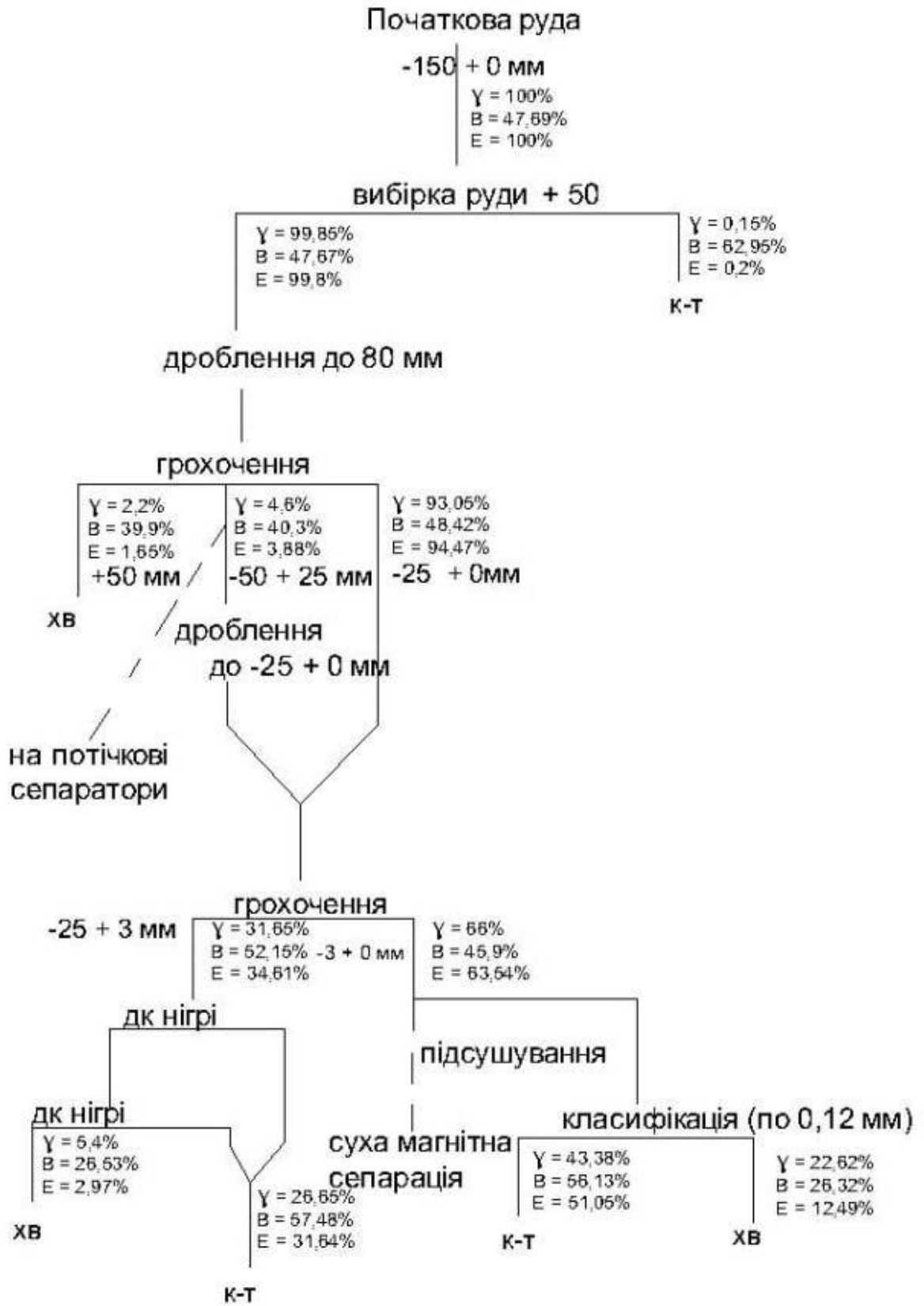


Рис. 1.11. – Схема збагачення руд підземного видобутку з використанням сухої магнітної сепарації

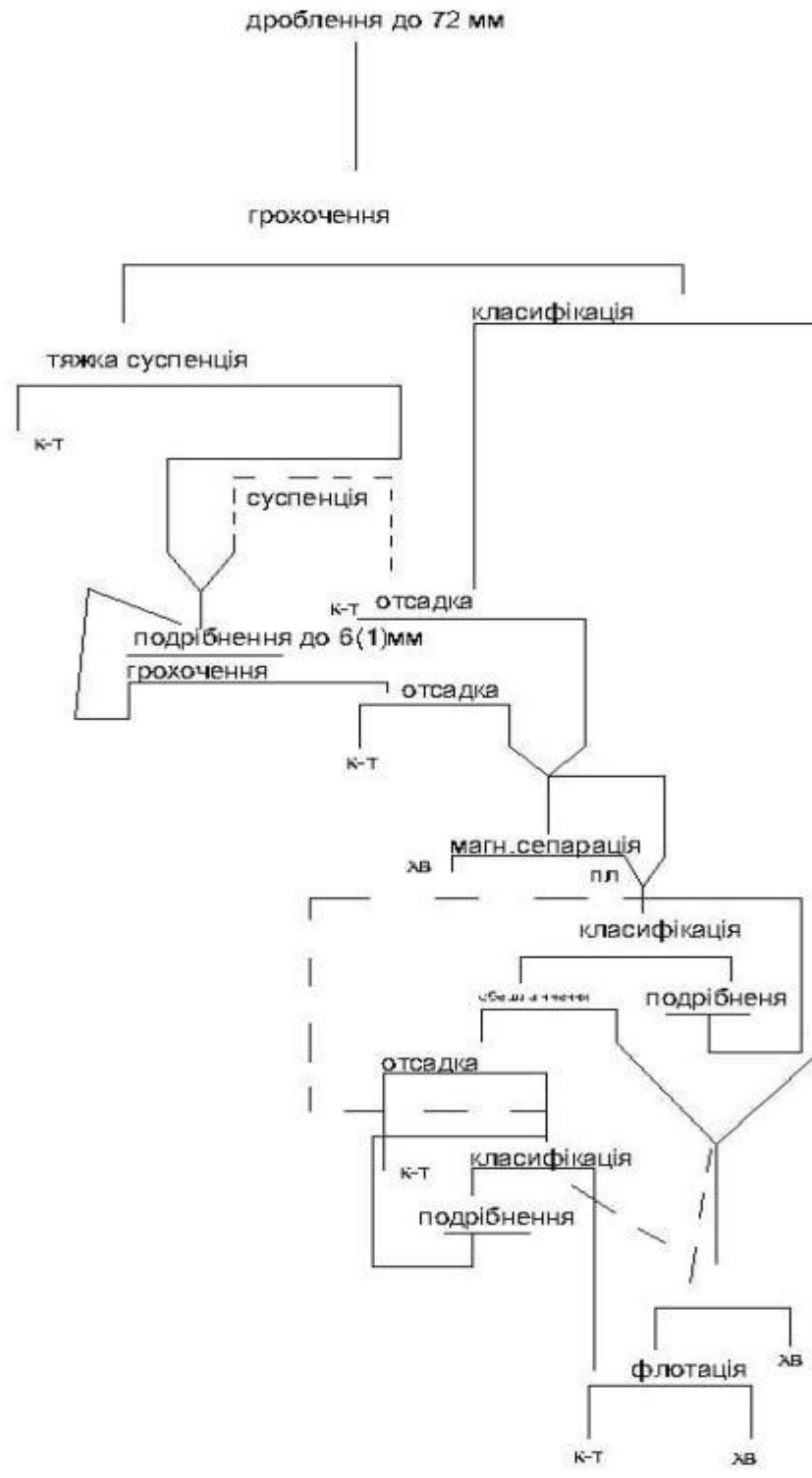


Рис. 1.12. – Комбінована схема збагачення

Пізніше, все ж таки почали збагачення дрібних класів -5 мм. Спочатку було передбачено два варіанта збагачення такого класу: мокра класифікація та пневматична класифікація з наступною сухою магнітною сепарацією після підсушки матеріалу. Сухий метод з збагачення виявився досить непридатним і від нього відмовилися після перших спроб його використання. Мокра класифікація була налажена і використовувалася тривалий час у тих випадках коли клас крупності -5 + 0 містив заліза не більше 55%. У результаті класифікації отримували багатий концентрат до 60% заліза, але хвости містили заліза 35% і більше, а іноді при багатому вихідному живленні навіть і 45-48%. У таких випадках класифікацію не використовували. [19]

При подальшій роботі технологічні показники роботи стали значно погіршуватися за рахунок зниження вмісту заліза у вихідній руді, а також у зв'язку зі зміненням властивостей руди. Низькі показники пояснюються подачею замість збіднених руд, які представляють собою механічну суміш рудних кусків і пустої породи, бідних руд, які містять корисні мінерали у зростках. Однак таке розділення сировини не враховує фактичного характеру криворізьких руд, в яких порода завжди представлена зростками які містять значну кількість корисних мінералів. [19]

Тому особливої якісної різниці між збідненою і бідною рудою немає, різниця складається тільки у відносно більшому або меншому вмісті у суміші чистих кусків мартиту, що пов'язано з вмістом у руді заліза.

Магнітний метод збагачення підходить не у повній мірі для розділення суміші руд різних дільниць так як магнітні властивості компонентів є досить різними. Тому не бажано змішувати руди перед збагаченням. Однак у промислових умовах роздільна подача руди окремих дільниць є досить важкими завданням. [19]

При окремому збагаченні потрібне постійне переналаштування режиму магнітної сепарації, що не може бути забезпечено із достатньою надійністю. Крім того для деяких блоків шахти є зворотна залежність між магнітною сприятливістю руди та домішок і вмістом заліза в них.

Оскільки фабрика була спроектована для магнітного збагачення то у процесі її роботи для дослідження у напрямку вивчення магнітних властивостей руди і магнітного методу її збагачення. Гравітаційний метод збагачення практично не вивчався так як метод сухої магнітної сепарації переважав над гравітаційним методом. [19]

Однак існує інша теорія у питанні про вибор методу збагачення руд підземного видобутку. Вивчення властивостей криворізьких збіднених руд показала, що більшість цих руд має суттєву різницю у питомій вазі рудних кусків і кусків порожньої породи, а також незначну різницю у їх магнітній сприйнятливості. Зустрічаються руди у яких обидві вказані властивості будуть відрізнятися однаково; руди з більшою різницею магнітної сприйнятливості і малою різницею питомої ваги у Кривому Розі є досить рідкістю і не мають практичного значення. Тому для криворізьких руд підземного видобутку доцільно буде використання гравітаційного методу збагачення, а не магнітної сепарації. Гравітаційний процес буде надійним для більшості типів руди підземного видобутку як при окремому збагаченні так і при збагаченні у суміші. [19]

Найбільш надійним процесом слід вважати збагачення у важких суспензіях для крупних класів руди (крупніше 6 мм), а також відсадку дрібного класу і флотації шламів.

Схема збагачення збіднених криворізьких руд, яка представлена на рис. 1.7 у якій показники збагачення не приводяться, однак за даними лабораторних досліджень вони повинні бути високими. [19]

Враховуючи переваги гравітаційного методу збагачення, особливо збагачення у важких суспензіях, за останній час дехто із дослідників став виступати за комбіновані магнітно-гравітаційні схеми збагачення. Недоліками таких досліджень було те, що не було проведено дослідів по збагаченню у важких суспензіях без попередньої магнітної сепарації.

Дослідник Карпов І.І. показує результати дослідження збагачуваності руд за комбінованими схемами яка зображена на рис. 1.13. Результати, що отримані показано у таблиці 1.7. [19]

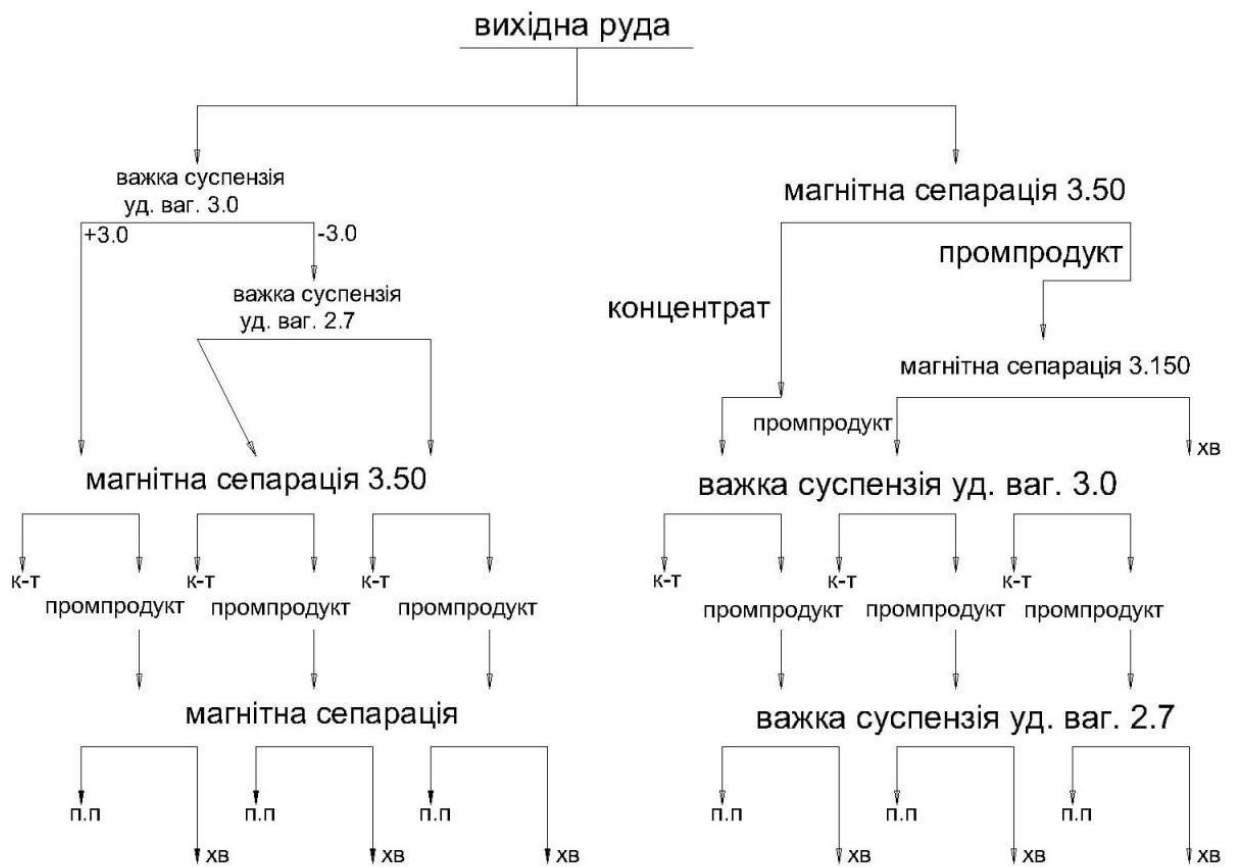


Рис. 1.13. – Комбінована схема збагачення

Таблиця 1.7. – Результати збагачення за комбінованою схемою

№	Метод збагачення	Вміст заліза, % у			Вилучення, %	Вихід концентрату, %	Ефективність збагачення, %	
		вихідній руді	концентраті	хвостах				
1	Збагачення важких суспензіях	у	41,4	51,6	34,1	51,6	41,4	24,9
			41,4	48,0	26,3	80,6	69,5	27,1
2	Магнітна сепарація		41,4	47,7	33,6	63,4	55,0	20,5
			41,4	45,2	24,7	89,0	81,5	18,3
3	Важкі суспензії		41,4	34,6	36,4	48,0	37,8	24,9
			41,4	29,8	29,8	67,5	54,9	30,8
	Магн.сепарація		41,4	24,1	24,1	81,6	68,4	32,3
4	Магн.сепарація+ важкі суспензії		41,4	28,4	28,4	73,7	61,7	29,3

З даних таблиці 1.7 видно те що магнітна сепарація не може одночасно відбуватися у порівнянні зі збагаченням у важких суспензіях. Комбінований метод збагачення спочатку шляхом магнітної сепарації, а потім у важких суспензіях також недоцільний так як він дає досить бідний концентрат (на 2,9% бідніше суспензійного концентрату), однак при цьому методі вище вилучення, але при отриманні такого ж бідного концентрату важка суспензія питомої ваги близько  $2800 \text{ кг/м}^3$  дасть вилучення дещо більш високе в чому можна переконатися побудувавши криві збагачуваності. [19]

Таким чином залишається вирішити питання про доцільність третього методу з перечисткою продуктів розділення у важких суспензіях з використанням магнітної сепарації. Таким комбінованим методом вдається отримати концентрат на 1% більш багатий, ніж концентрат який отриманий в суспензії щільністю  $3000 \text{ кг/м}^3$ . Це досягається за рахунок зниження вилучення заліза на 3,6%. Ефективність збагачення в обох випадках однакова і складає 24,9%. Об'єднуючи продукт комбінованого збагачення по іншому варіанту можна за рахунок зниження якості концентрату отримати більш високе вилучення. В цілому ефективність комбінованого процесу хоча і дещо вище однак тим не менше різниця настільки незначна що доцільність використання комбінованого процесу є небажаним. [19]

Варто зазначити що результати збагачені які показав Карпов І.І. у важких суспензіях досить невисокі і не дають повного уявлення про всі можливості цього процесу. Не були використані суспензії з питомою вагою вище  $3000 \text{ кг/м}^3$  в яких можливо було б отримати багаті концентрати. [19]

З розглянутих літературних джерел видно, що процес збагачення у важких суспензіях є кращим процесом збагачення для збіднених криворізьких руд підземного видобутку. Магнітний метод збагачення явно уступає йому через недостатньо виражені магнітні властивості залізних руд. Комбінований метод є значно складним немає чітко виражених переваг які б могли б виправдати ускладнення схеми. Однак використання комбінованого

методу може виявитися доцільним лише для самих важкозбагачуваних різновидів. [19]

За іншими даними процес відсадки дрібних класів збідненої руди також може виявитися процесом, який дає хороші показники збагачення. До теперішнього часу гравітаційні процеси збагачення руд підземного видобутку вивчені досить слабше ніж магнітна сепарація. І тому вивченню гравітаційних процесів повинно бути приділено особливу увагу.

Також відома схема представлена на рис. 1.14 яка є удосконаленою.

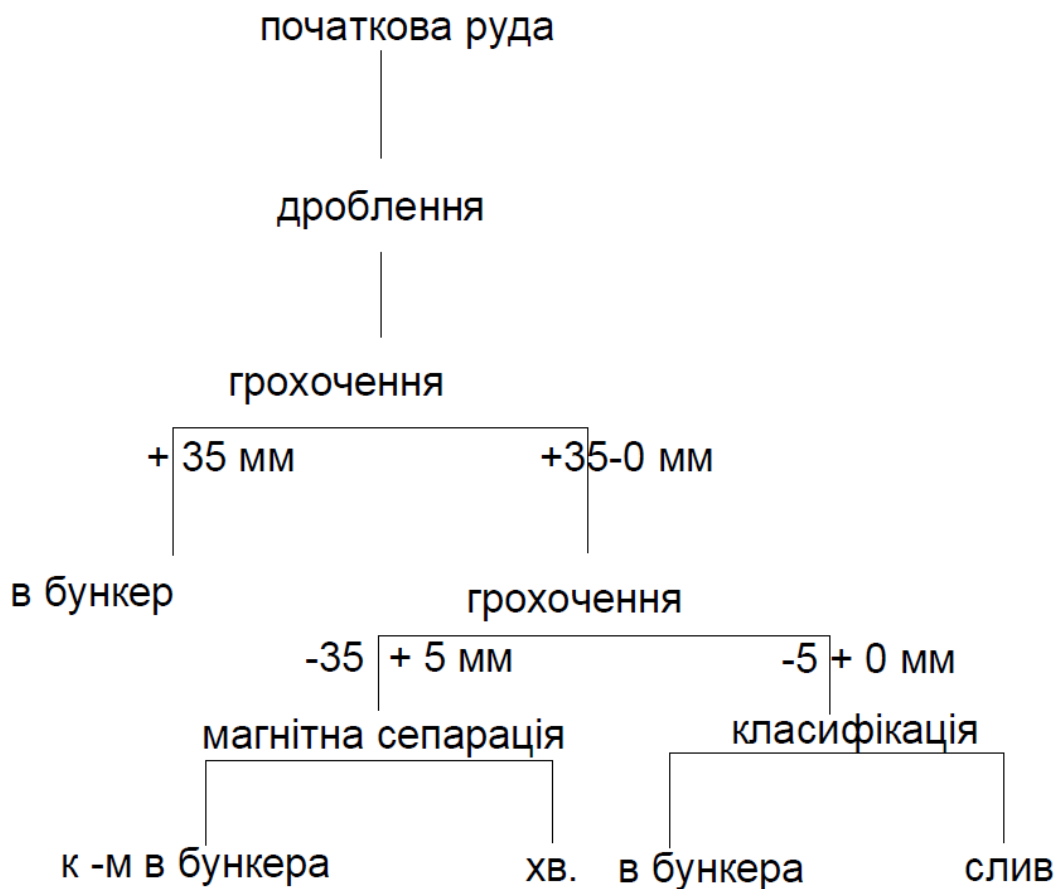


Рис. 1.14. – Вдосконалена схема збагачення

Не дивлячись на удосконалення її використання з метою підвищення технологічних показників магнітної сепарації, зниження числа обертів ролика тощо дає відносно низькі результати і нині не показана тенденція для подальшого зниження. Коливання показників за окремими різновидами будуть невеликими і залежать в основному від коливань вмісту заліза у



вихідній сировині. Так як живлення представлене у виді суміші різних різновидів подивитися різницю у збагачуваності окремих різновидів руди не є можливим. Внаслідок низьких результатів збагачення у ряді випадків є недоцільним подавати руду на фабрику і остання буде простоювати через відсутність води. [19]

### 1.3. Висновки за розділом

1. Залізна руди видобуваються та перероблюються у багатьох країнах, що дає змогу зрозуміти про затребуваність цієї сировини.

2. Криворізький залізорудний басейн є важливим джерелом залізної руди для металургійної промисловості не тільки України, а й світу, тому як більша частина готової продукції експортується.

3. Існує кілька основних методів переробки залізних руд, які використовуються для підвищення концентрації заліза в руді. Збагачення руд включає в себе кілька етапів: подрібнення, гравітаційне збагачення, флотація, магнітне збагачення, та агломерація.

4. Гематит є найбільш розповсюдженим мінералом залізних руд. Згідно з він має вміст заліза до 70%. Гематитові руди здебільшого мають невелику кількість шкідливих домішок.

5. Залежно від типів та різновидів залізної руди основні способи її переробки включають дроблення, грохочення, подрібнення, класифікацію, гравітаційні, флотаційні та магнітні методи збагачення та процеси зневоднення.

6. При підземному видобутку багатих руд, вміст заліза у яких складає 57-62%. Тут є недосконалість технології підземного видобутку, що веде до втрат від 9 до 18% їх запасу та при переробці їх додатково втрачається до 4% мінералів, що містять залізо.

7. Магнітна сепарація зазвичай використовується для збагачення різних типів залізної руди, де домінуючими мінералами заліза є ферро і

парамагнітні. Тут можуть бути використані сепаратори низької інтенсивності для мокрого та сухого збагачення.

8. Відома також гравітаційно-магнітна схема збагачення гематитової руди, яка передбачає дроблення та попередню класифікацію. Продукти класифікації окремо спрямовують на відсадку для отримання концентратів та відходів.

9. Руди, що видобуваються підземним способом, мають свої особливості, що накладають певні вимоги на технології їх переробки. В умовах обмежених ресурсів та необхідності підвищення екологічної безпеки переробка залізних руд підземного видобутку набуває особливої значущості.

## РОЗДІЛ 2 ОБ'ЄКТ ТА МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕНЬ

### 2.1. Збіднені залізні руди як об'єкт дослідження

Об'єктом дослідження була проба руди підземного видобутку яка представлена гематит-мартитовими роговиками, джеспілітами, безрудними роговиками, сланцями тощо, та пусті породи тобто безрудні роговики сланці тощо.

Одночасно з розділенням проби на фракції різної крупності методом мікроскопічного аналізу руд і порід виконувалася поділ рудної маси на різні складові з врахуванням мікроскопічно визначаємих мінерального складу порід і руд (їх фізичні властивості, структуру і текстуру). Руди представлені "синьками", "красками", лимонітами і вміщуючими мінералами, що містять залізо - джеспілітами і роговиками. Разом з цим була проведена оцінка вмісту або ж в об'ємних відсотках до тієї чи іншої фракції цих складових у матеріалі проби. Для цього проба кожної фракції усереднювалася і зсипалася у відносно пологий конус. З поверхні останнього виконувалася крапкове випробування кожного класу ямковим методом на глибину 50-60 мм максимальної кількості рудної маси із 15-25 точок з наступним підрахунком вмісту в цьому матеріалі різнорудних складових. Для найбільш крупних фракцій -150 + 100 і -100 + 60 де даний метод міг дати досить грубі результати оцінка кількісних співвідношень виконувалася шляхом визначення складу відповідно половини і четвертини всіх штуфів які входили у пробу даної крупності. [19]

Деяка кількість відібраних подібним образом зразків загальною вагою до 2 кг було використано для виготовлення шліфів та виконання аналізів загальною кількістю в 35 штук з таким розрахунком, щоб вони дозволили

мікроскопічно вивчити мінералогічний склад і структурно-тектурні особливості найбільш типових руд і порід які входять в пробу, а залишені знову повернуті у свої фракції. [19]

Мікроскопічні шліфи та аншліфи вивчалися у віддзеркаленому світлі за допомогою мікроскопів, описувалися і замальовувалися у випадку необхідності. Оскільки не завжди розміри досить дрібних частинок можна передати у масштабі, дані зарисовок по крупності мінеральних зерен доповнювалися цифровими матеріалами та таблицями.

Мікроскопічне вивчення [19] дозволило виділити велику кількість різновидів, які відрізнялись по структурам і мінеральному складу порівняно з макроскопічними визначеннями. Розподілення різних складових за фракціями у пробі дозволило зробити наступні попередні висновки:

1. Загальний об'ємний вміст такого мінералу, як "синька" збільшується зі зменшенням кускуватості матеріалу у досліджуваній пробі хоча в тій чи іншій кількості ця руда присутня во всіх фракціях. В крупних фракціях вона представлена більш міцними різновидами, у дрібних - часто досить неміцними та під натиском пальців розсипаються.

2. Те ж саме стосується "краскових" різновидів, які у матеріалі крупних фракцій взагалі відсутні, якщо не вважати слабо окраскованих порід. У зв'язку з підвищеною здатністю до розколювання сланцеві породи як і лимонітові руду дробиться досить сильно. Процес "окраскування" повинен був супроводжуватися прогресивним зменшенням міцності зразків, так як слабо окрашені і незмінені сланці присутні у всіх фракціях тоді як "краски" тільки в останніх.

3. Чисто лимонітові руди мають скоріш часто мінералогічне значення; в цілому їх досить мало і вони пов'язані з якимись малопотужними зонами дроблення в залізистих роговиках і сланцях; мабуть вздовж цих зон циркулювали поверхневі води які викликали розчинення і переутворення заліза у формі гетита, гідрогетита тощо.

4. Порівняно мало змінюється від фракції до фракції вміст різних різновидів найбільш міцних тонкосмугастих роговиків і джиспелітів, в тому числі і близьких до щільних гематит-мартитових руд. Для даної проби ці породи, які переважали в самій крупній фракції взагалі слід вважати найбільш типовими.

5. Гідрогематизовані і бурозалізнякавані амфіболові роговики з незмінними порфіробластами нерівномірно вкрапленого мартиту різної крупності (від долей міліметра до 5-10 мм у поперечному розрізі) в процесі дроблення нерідко розпадаються на літологічні різнорідні прошарки - малорудні мартит-кварцові роговики і буровазалізнякавані і гідрогематизовані амфіболо-мартито-кварцеві роговики які є близькими мікроскопічно з одної сторони до "красок", а з другої – до лимонітових руд, сумісно з якими вони частково і враховані.

Опис мінерального складу і текстурну структурних особливостей породи і руди за результатами макро і мікроскопічного вивчення [19]

1. Тонкосмугасті малорудні джеспіліті та залізісті роговики. Чергування у породі (рис. 2.1.) тонких рудних досить часто з шаруватістю другого порядку прошарків (а і б) і практично без рудних кварцових прошарків в зумовлюють тонкосмугасту текстуру. В рудних прошарках першочергово були присутні амфіболи (кумінгтоніт) пізніше замінені гідроокисами заліза. Рудний мінерал представлений, в основному, гематитом (особливо в шарі г) і гідроксидами заліза. В одиничних версіях крупністю зерен кварцу присутній і сидерит. Сумарне значення рудних мінералів у породі не перевищує 10%, хоча в окремих прошарках може збільшуватись. Всі мінеральні рудні включення за крупністю належать до класу тонких і досить тонких.

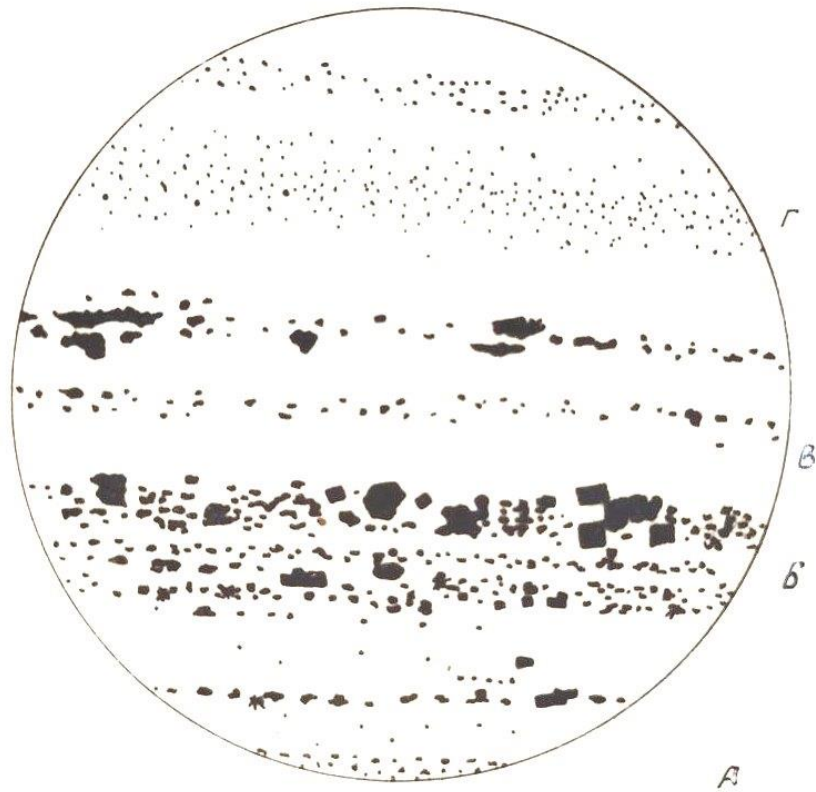


Рис. 2.1. – Малорудний тонкосмугастий залізистий роговик.

В деяких зразках шари типу шару г червоносмугасті роговикові прошарки складаються з кварцу роговикової структури (крупність зерен в середньому 0,01-0,03 мм), зерна якого представлені виключно тонкозернистим, пиловидним гематитом (крупністю від 0,001 до 0,002 мм). В зразку, що описується характерні мінеральні включення з гладкими, рівними межами зростання, але через низький вміст металу порода повинна в цілому вважатися пустою.

2. Грубосмугасті і червонополощиці роговики. На рис. 2.2 видно дільницю шліфа з відносно частою перемежуватістю порівняно малопотужних шарів, які відрізняються структурним рисунком. Поруч з крупними зернами ізометричних або тонкочешуйчастих форм для яких характерні гладкі рівні межі зростання з кварцом (ідіоморфні порфіробласти мартиту в шарах а і б, пластинчастий гематит шари г і д) широко розвинені

складні зростки мартиту (шар *e*) частково заміщеного рідкими пластинами залізної слюди.

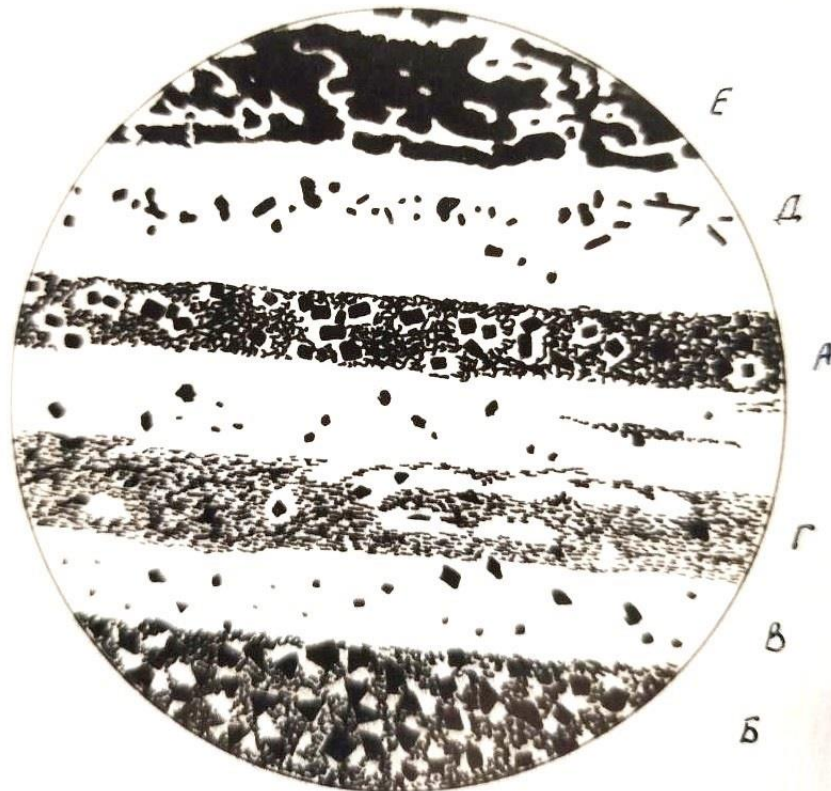


Рис. 2.2. – Крупносмугастий залізолюдково-мартитовий роговик.

Мартит представлений: а – дрібними зернами; б – більш крупними зернами з кварцом; в – агрегатами; д – одиничними зернами; е – крупними зростками; г – зерна гематиту.

У роговикових прошарках по типу шару *в* спостерігаються одиничні зерна сидериту, в той чи іншій мірі заміщені гідроксидами заліза крупністю такою, що і у кварцу. Визначення вмісту рудних мінералів у породі такого типу за двома шліфами дає близько 35% заліза. Структурно, до цього ж типу порід належить у фракції -150 + 100 зразок червоносмугастого магнетитового роговика. Мікроскопічно у породі спостерігається перешарування темно-сірих суттєво кварцових або сидерит-кварцових і чорних, суттєво-магнетитових прошарків. Окрім цих мінералів у породі зустрічаються рідкочешуйчасті частинки залізної слюди і дрібні (крупністю 0,003-0,01 мм)

одиночні зерна сульфідів (пірит і халькопірит) які належать до прошарків (рис. 2.3.).

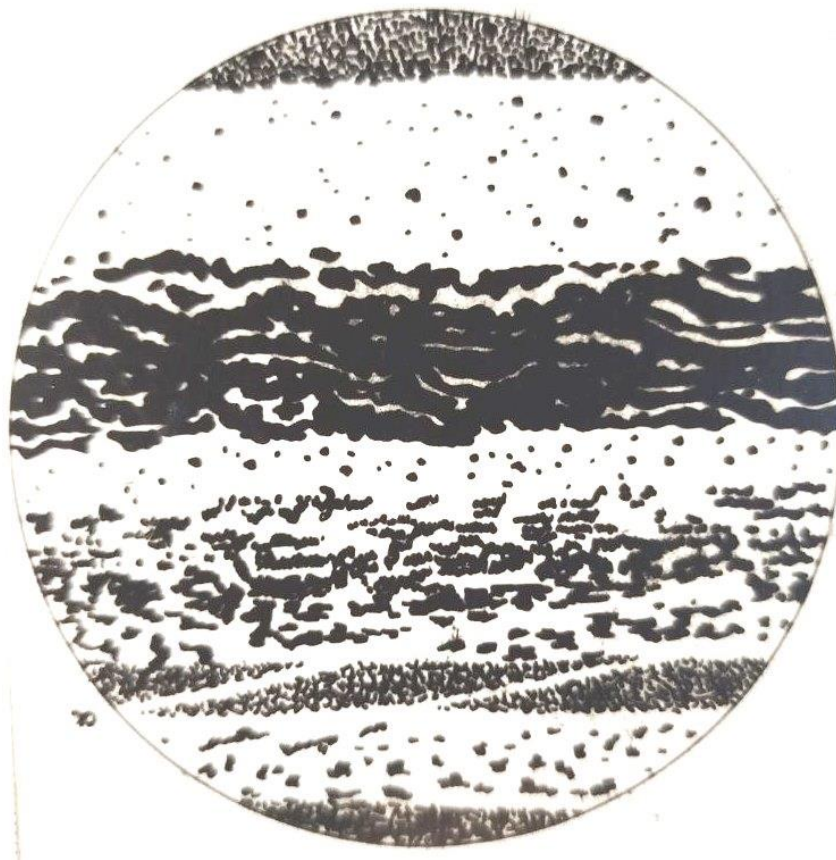


Рис. 2.3. – Магнетитовий роговик смугастої структури.

Своєрідну брекчієвидну структуру має один з шарів породи (рис. 2.4.), в якому уламки кварцового роговика цементуються сидеритом і магнетитом з дуже рідкими вкрапленнями залізної слюдки, особливо вздовж кварцових прожилків. У середньому за породою вміст мінералів наступний: кварц 48%, магнетит 30%, сидерит 23%.

3. Джеспіліті і роговики які переходять в щільні гематит-мартитові руди. Мінералогічно ці різні залізолюдко-мартитові кварцові породи і бідні руди, у яких співвідношення мартиту і залізної слюди в прошарках змінюється в широких межах. На рис. 2.5 показано суто мартитову породу (шліф 1б), де мартиту більше ніж залізної слюдки; на рис. 2.6 оруднений роговик в якому залізолюдкових агрегатів уже значно більше (шліф 1а) порівняно із рудою 1б.





Рис. 2.4. – Прошарок брекчієвидної текстури у магнетитовому роговиківі.

Макроскопічно порода 1б (рис. 2.5) характеризується тонкосмугастою текстурою з товщиною різних прошарків до 1 мм з напівпрозорим кварцом в окремих роговикових прошарках. Під мікроскопом визначаються прошарки які характеризуються високим вмістом мартиту (до 90% у шарі *a*), інші – досить тонкі зростання кварцу і рудного мінералу (гематиту, кількість якого досягає десь 60-80%). Дрібна мартитова вкрапленість у кварцових прошарках *г* і *д* відрізняється різною крупністю. Декілька малих дрібних зерен мартиту іноді міститься в одному крупному зерні кварцу (у роговикових прошарках, шар *д*). Найбільш крупні зерна мартиту іноді мають скелетну будову, інші у відбитому світлі (шліф 1б) – тонку зональну будову або заміщення первинного магнетиту гематитом. З високою вірогідністю, що при дробленні такі зерна мартиту будуть вести себе дещо інакше, порівняно з магнетитом, в зернах такої ж крупності і форми.

а)



б)

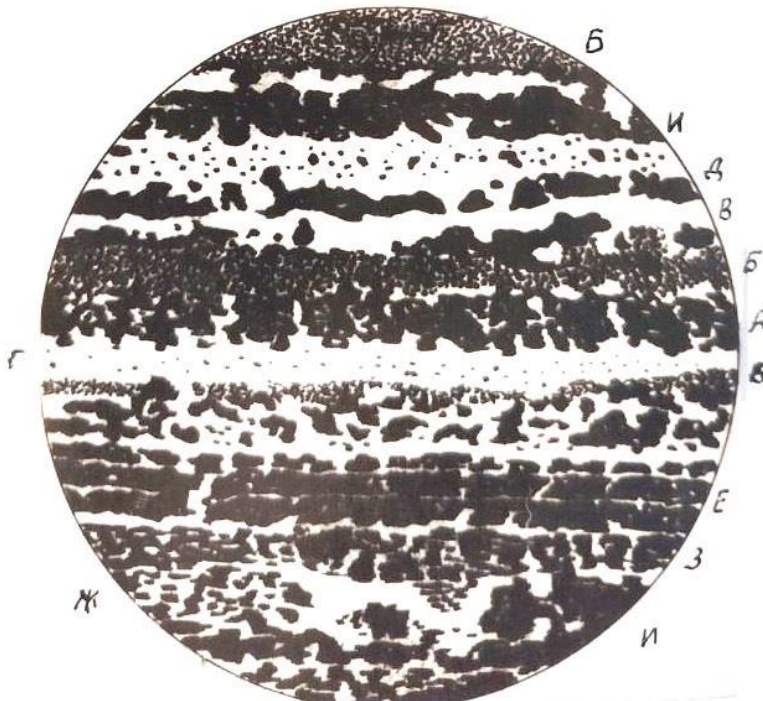


Рис. 2.5., 2.6. – Тонкосмугасті залізослюдково-мартитові роговики з різним співвідношенням залізної слюдки і мартиту у прошарках

Порода передбачає поступові переходи між структурними прошарками: від шарів типу *в* до шарів типу *и* через прошарки типу *з*, *е*, як за крупністю зерен рудного мінералу так і за характером зрощення його з кварцом. Підрахунок за вмістом заліза у цій породі показує 63%  $Fe_2O_3$ , що відповідає 45% заліза (на найбільш багатих ділянках вміст заліза досягає 50%).

4. Пористі мартитові руди “синьки” (рис. 2.7, 2.8). Різні зразки цих руд відрізняються один від одного по-різному реліктовою шаруватістю вихідних порід, що виявляються, крупністю зерен мартиту, присутністю інших мінералів, зокрема кварцу, каолініту або залізної слюдки. Деякі “синьки” несуть ознаки лимонізації, особливо по “красковим” прошкам в “красково-синькових” рудах взагалі представлені незначною кількістю зразків у пробі. Як правило такі руди з прошками синьки і краски, що перемежаються потужністю у декілька міліметрів завжди містять макроскопічний каолініт, який утворюється за рахунок розкладення силікатів вихідної породи краскових прошарків. Деякі макроскопічно однорідні “синьки” під мікроскопом розглядають різку неоднорідність своїх прошарків, кожен із яких відрізняється від сусідніх по:  $\alpha$  (крупності зерен магнетиту),  $\beta$  (формі цих зерен або зростків),  $\gamma$  (співвідношенню пор і рудної маси),  $\delta$  (вмісту інших мінералів особливо кварцу який іноді складає цілі шари).

Разом з тонкосмугастими деякі синьки мають плейчату або брекчієвидну текстуру. Потужність зростків мартиту який складає сусідні прошарки коливається від 0,09 мм до 0,5 мм, у середньому 0,2 мм. У багатих синьках пори і нерудні мінерали займають не більше 10-15% площі на зрізі шліфа але в бідних різновидах їх кількість складає 25% і навіть в окремих місцях 40% (включаючи і нерудні мінерали). В окремих шліфах спостерігається певна залежність між розмірами пор і їх числом – там, де вони дрібніше (0,1-0,2 мм в середньому) - їх більше, а там де вони крупніше (0,7 - 0,2 мм в середньому) – їх менше. В цій же ж руді дрібні ідіоморфні зерна мартиту розміром 0,04-0,02 мм складають приблизно 10%.

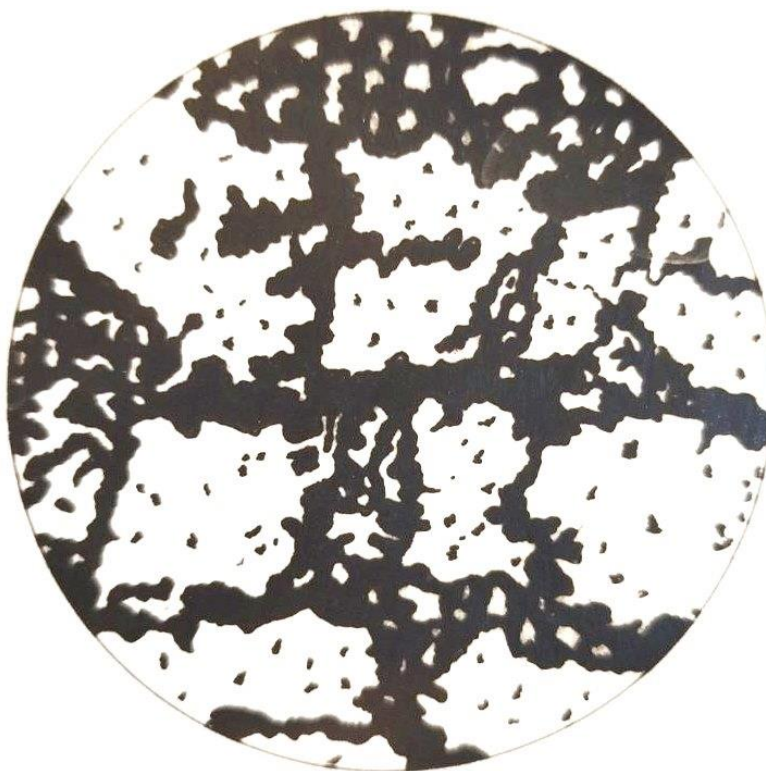


Рис. 2.7. – Мартитова руда “синька” з кварцом і каолінітом

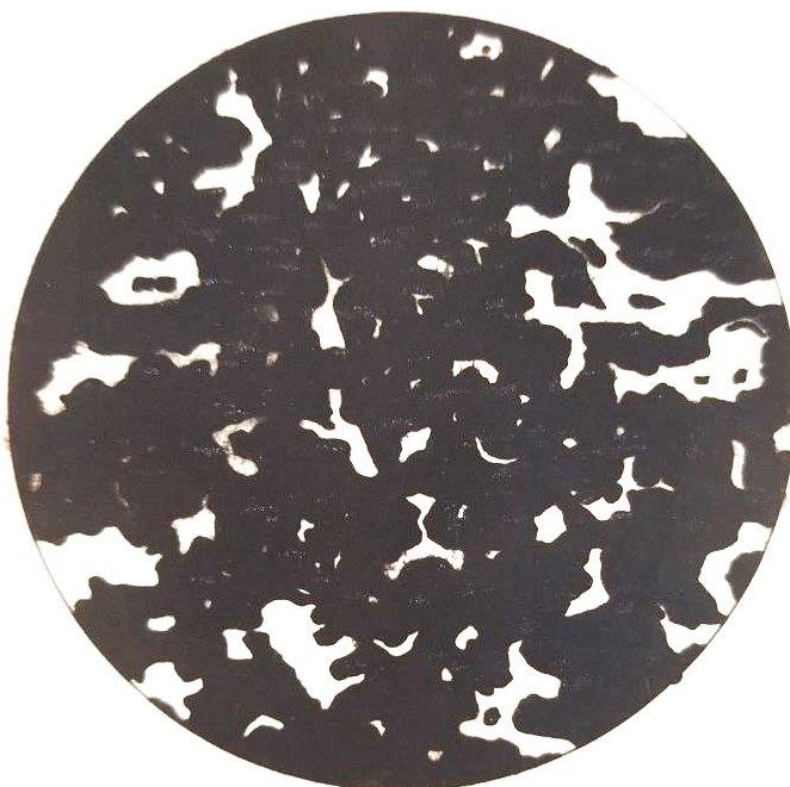


Рис. 2.8. – Характер меж, форма і площинний розвиток пор (білим кольором), частково представлених каолінітом. Чорним кольором – агрегати мартиту.

5. Гідрогематитові руди “краски”. Макроскопічно визначаються за червоним кольором, значному питомій вазі, підвищеній рихлості. Відзначаються крупністю частинок менше ніж 0,01 мм, під мікроскопом виглядають щільноофарбованим безструктурним агрегатом гідроксидів заліза та глинистих мінералів з рідкісними зернами пластинчатого кварцу та прожилками кварцу. Рудні мінерали представлені гематитом, гетитом, гідрогетитом і гідрогематитом. Відмінністю від справжніх красок є інтенсивно офарбовані сланці з крупною мартитовою вкрапленістю (рис. 2.10), які нагадують обурозалізняковані амфіболові роговики (рис. 2.9, шари *a, e*). Розмір кристалів мартиту 0,02 - 2,0 мм, у середньому 0,4 мм. Більшість крупних кристалів передбачають зональну будову по октаедру, іноді включення кварцу або заміщення мартиту залізною слюдкою. При цьому, центральні частини зерен мартиту, який має велику кількість дрібних тріщинок та заглиблень, піддаються перекристалізації (рис. 2.10).



Рис. 2.9. – Грубопощастий амфіболо-мартитовий роговик.

а – прошарки амфіболового роговики з мартитом; б – рожевосмугастий роговик; в – сіросмугастий; г – сірий, масивний роговик; д – білий, масивний.



Рис. 2.10. – Краскова руда з великою вкрапленістю мартиту

Таким чином, в руді досліджуваної проби підземного видобутку присутні, в тій чи іншій кількості, наступні мінерали:

рудна складова – мартит, гідрогематит, залізна слюдка, магнетит, гетит, лимоніт (у якості суміші гетита, гідрогетита тощо), пірит, халькопірит;

нерудна складова – кварц, кумінгтоніт, каолініт, слюда, хлорит, апатит.

## 2.2. Методика досліджень

При вивченні проби збідненої залізної руди підземного видобутку була проведена оцінка вмісту або ж в об'ємних відсотках до тієї чи іншої фракції цих складових у матеріалі проби. Для цього проба кожної фракції усереднювалась і зсипалась у відносно пологий конус. З поверхні останнього виконувалась крапкове випробування кожного класу ямковим методом на глибину 50-60 мм максимальної кількості рудної маси із 15-25 точок з наступним підрахунком вмісту в цьому матеріалі різнорудних складових. Для

найбільш крупних фракцій  $-150 + 100$  і  $-100 + 60$  де даний метод міг дати досить грубі результати оцінка кількісних співвідношень виконувалася шляхом визначення складу відповідно половини і четвертини всіх штуфів які входили у пробу даної крупності. [19]

Деяка кількість відібраних подібним образом зразків загальною вагою до 2 кг було використано для виготовлення шліфів та виконання аналізів загальною кількістю в 35 штук з таким розрахунком, щоб вони дозволили мікроскопічно вивчити мінералогічний склад і структурно-тектурні особливості найбільш типових руд і порід які входять в пробу, а залишені знову повернуті у свої фракції. [19]

Мікроскопічні шліфи та аншліфи вивчалися у віддзеркаленому світлі за допомогою мікроскопів, описувалися і замальовувалися у випадку необхідності.

Були проведені лабораторні дослідження [19] збагачуваності проби крупнокускової руди класу  $+55$  мм магнітним та гравітаційним методом.

Відібрана проба піддавалася класифікації на класи крупності  $-150+100$ ,  $-100+60$ ,  $-60+35$ ,  $-35+20$ ,  $-20+10$ ,  $-10+6$ ,  $-6+3$ ,  $-3+0$ . Для розділення за крупністю 150, 100 і 60 мм були використані шаблони з квадратними отворами. Для розсіву за крупністю 35, 20 і 10 мм були використані стандартні сита. Розсів виконувався з максимальною можливою ефективністю, всі класи крупності були зважені.

Від класу  $-3 + 0$  була відібрана проба вагою 2 кг для ситового аналізу. Від всіх класів крупності були відібрані проби для хімічного аналізу. Проби від крупних класів крупніше 20 мм відбиралося шляхом відколювання уламків від крупних кусків руди. дроблення і хімічні аналізи проб на залізо виконувалися лабораторії. Після розсіву на класи крупності і відбору проб для хімічного аналізу було проведено мінералого-петрографічне дослідження проби. З метою виявлення максимальних можливостей збагачення проби для крупних класів була проведена ручна рудорозбірка. Класи крупності  $-150+100$  та  $-100+60$  були піддані рудорозборці повністю, а

від інших класів для цієї мети були відібрані проби які складаються з 150-200 кусків матеріалу. При рудорозборці виділялось чотири продукти: мартит, джеспіліт, роговики з вкрапленістю залізовміщуючих мінералів і порода, яка практично не містила заліза. Остання у найбільш крупних класах була відсутньою. [19]

Як показала рудорозборка збагачення класів крупніше 60 мм недоцільно через низький ступінь розкриття зростків, тому крупні класи були додроблені до 60 мм після чого дроблений продукт був розсіяний на тих же ситах, що і раніше та однакові класи крупності були об'єднані. Проби класів крупності - 60 + 35, -35 + 20, -20 + 10 і -10 + 6 були послідовно спрямовані на збагачення у важкій суспензії щільністю 3,3 г/см<sup>3</sup>, 3,0 г/см<sup>3</sup>, та 2,8 г/см<sup>3</sup>. В якості обважнювача був використаний феросиліцій щільності 6,9 г/см<sup>3</sup>, який був подрібнений у кульовому млині до 100% крупності 110 мікрон. Дрібний клас з феросиліція не видалявся.

Проби класів -60+35, -35+20 і -20+10 були збагачені на магнітному сепараторі причому вся руда пропускалаь за один раз. Розділення проводилося при силі струму в обмотках 8,1 та 24. Шибер устанавлювався для кожної сили току окремо шляхом пропускання через сепаратор штучної суміші чистого мартиту з чистим кварцом по крупності яка відповідала крупності розділеного матеріалу. Також була спроба розділювати вихідну сировину також при силі току 3,5 А, однак ця сила току виявилася недостатньою для відділення мартиту від кварцу, тому подальше розділення руди при такій силі току не виконувалася. [19]

Порівняння гравітаційного і магнітного методів збагачення виконувалася за допомогою кривих збагачуваності, які показали перспективність збагачення у важких суспензіях. Після проведення серії дослідів класи крупності були поєднані із дотриманням пропорційності виходів та об'єднані більш широкі класи крупності були знову піддані збагаченню у важких суспензіях з метою встановлення необхідності грохочення перед збагаченням у суспензіях. Досліди по збагаченню широких



класів показали гірші результати, однак це пояснюється збільшенням в'язкості суспензії через забруднення її рудними шламами у процесі роботи. Схема дослідів показана на рис. 2.11. [19]

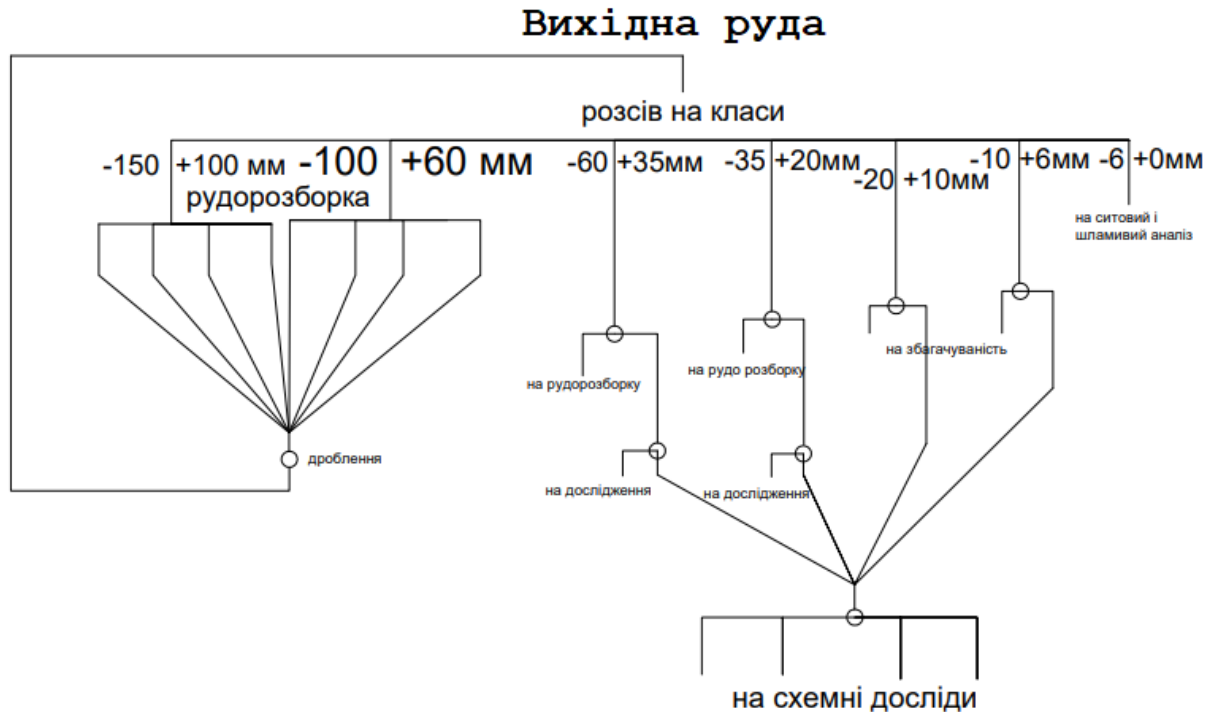


Рис. 2.11. – Схема обробки проби вихідної руди

### 2.3. Висновки за розділом

1. Об'єктом дослідження була проба руди підземного видобутку яка представлена гематит-мартитовими роговиками, джеспілітами, безрудними роговиками, сланцями тощо, та пусті породи.

2. Була проведена оцінка вмісту або ж в об'ємних відсотках до тієї чи іншої фракції цих складових у матеріалі проби.

3. Деяка кількість відібраних подібним образом зразків загальною вагою до 2 кг було використано для виготовлення шліфів та виконання аналізів загальною кількістю в 35 штук з таким розрахунком, щоб вони дозволили

мікроскопічно вивчити мінералогічний склад і структурно-тектурні особливості найбільш типових руд і порід які входять в пробу.

4. Мікроскопічне вивчення дозволило виділити велику кількість різновидів, які відрізнялись по структурам і мінеральному складу порівняно з макроскопічними визначеннями.

5. При вивченні проби збідненої залізної руди підземного видобутку була проведена оцінка вмісту або ж в об'ємних відсотках до тієї чи іншої фракції цих складових у матеріалі проби.

6. Були проведені лабораторні дослідження збагачуваності проби крупнокускової руди класу +55 мм магнітним та гравітаційним методом.

7. Для розсіву за крупністю 35, 20 і 10 мм були використані стандартні сита. Розсів виконувався з максимальною можливою ефективністю, всі класи крупності були зважені.

8. Після розсіву на класи крупності і відбору проб для хімічного аналізу було проведено мінералого-петрографічне дослідження проби.

9. Класи крупності -150+100 та -100+60 були піддані рудорозборці повністю, а від інших класів для цієї мети були відібрані проби які складаються з 150- 200 кусків матеріалу.

10. Проби класів -60+35, -35+20 і -20+10 були збагачені на магнітному сепараторі. Порівняння гравітаційного і магнітного методів збагачення виконувалася за допомогою кривих збагачуваності, які показали перспективність збагачення у важких суспензіях.

## РОЗДІЛ 3 ДОСЛІДЖЕННЯ ЗБАГАЧУВАНOSTІ ЗБІДНЕНОЇ КРУПНОКУСКОВОЇ МІНЕРАЛЬНОЇ СИРОВИНИ ПІДЗЕМНОГО ВИДОБУТКУ ДЛЯ РОЗРОБКИ РАЦІОНАЛЬНОЇ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ

3.1. Вивчення взаємозв'язку між фізичними властивостями досліджуваної сировини та вмісту в ній заліза

Питання про залежність фізичних властивостей окремих типів руд і порід від вмісту в них заліза є досить важливим при виборі метода збагачення збіднених руд підземного видобутку Кривбасу. Очевидно, що навіть ідеальні апарати для збагачення різними методами не дадуть бажаних результатів якщо відповідний метод збагачення буде заснований на використанні таких фізичних властивостей кусків матеріалу, які не достатньо відрізняються у зразків з різним вмістом заліза. [19]

Оскільки завданням досліджень є порівняння магнітного та гравітаційного методів збагачення то необхідно визначити залежність між вмістом заліза у рудних зразках та магнітною сприятливістю, а також питомою вагою кусків.

Якщо вважати що магнітна сприятливість окремих мінералів постійна, то середня магнітна сприятливість куска або отриманого з нього порошку буде визначатися за формулою середньозваженого:

$$\chi = \sum_{i=1}^n \beta_i \chi_i \tag{3.1}$$

де  $\beta_i$  – вміст у зразку  $i$ -го мінералу;

$\chi_i$  – магнітна сприятливість  $i$ -го мінералу;

$n$  – число різних мінералів у зразку.

Найбільший вплив на величину  $\chi$  чинить той з коефіцієнтів  $\beta_i$  для якого значення  $\chi_i$  буде самим більшим:

$$\frac{d\chi}{d\beta_i} = \chi_i \quad (3.2)$$

Таким мінералом є магнетит або магемит, якщо він є присутнім у руді. Тоді розрахована величина магнітної сприйнятливості магнетиту складе  $150 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{кг}$ , тоді як для мартиту найбільшою величиною магнітної сприйнятливості прийнято вважати  $\chi = 7 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{кг}$ . При цьому досить вірогідно, що вказане значення магнітної сприйнятливості мартиту є дещо завищеним внаслідок наявності у мартиті тонких вкраплень магнетиту які не вдається знайти при дослідженні. [19]

Магнітна сприйнятливість магнетиту може у 20 разів переважати таку ж саму для мартита. Тому присутність у зразку 1% магнетиту, за рахунок якого вміст заліза підвищується на 0,72%, так як впливає на магнітну сприйнятливість зразка як і присутність 20% мартиту тобто 14% заліза. Слід вважати, що при магнітному збагаченні руди, в якій основна частина заліза представлена мартитом або іншими слабомагнітними мінералами, то магнетит по суті, є шкідливою домішкою, яка буде впливати на збагачуваність руди до повного розкриття зростків. Виключення складає та частина магнетиту, яка вкраплена у мартит. Відомо що практично у всіх типах руди підземного видобутку можливо знайти ту чи іншу кількість магнетиту вкрапленого у кварц. Як показало мінералогічне дослідження у вивчаємій пробі також є магнетит, який пов'язаний з кварцом, хоча і в досить невеликій кількості. [19]

При гравітаційному збагаченні використовується різниця у щільності всіх розділяємих кусків мінералів. Найбільш точно визначає можливість цього метода питома вага кусків, яка визначається після замочування їх у воді на певний час, який є часом перебування кусків матеріалу у воді перед гравітаційним збагаченням у промислових умовах.

Якщо вважати постійними питому вагу всіх мінералів, які входять у складу зразків то середня питома вага зразка, яка визначає його поведінку при гравітаційному збагаченні визначається за формулою [19]:

$$\delta = \frac{1}{\sum_{i=1}^n \frac{\beta_i}{\delta_i} + P} \quad (3.3)$$

де  $\delta$  – середня питома вага зразка;

$\delta_i$  – питома вага  $i$ -го мінералу;

$P$  – уявна пористість зразка, тобто об'ємна частка тих пор, в які не встигає попасти вода при гравітаційному збагаченні.

Для цієї формули замість питомої ваги зразка  $\delta$  краще використати зворотну величину – питомий об'єм  $\varphi$ , який пов'язаний з вмістом окремих мінералів лінійно [19]:

$$\varphi = \sum_{i=1}^n \frac{\beta_i}{\delta_i} + P \quad (3.4)$$

Очевидно, що питома вага зразків впливає на результати гравітаційного збагачення точно також, як і їх питома вага. Питома вага мінералів відрізняється не так як магнітна сприйнятливість, тому невелика кількість якихось мінералів не може різко змінювати середню питому вагу зразка. Однак, негативний вплив у даному випадку чинить пористість. Якщо розглянути повітря у якості одного із мінералів, які входять до складу зразка, то у формулі 3.4 можливо не враховувати  $P$ , збільшив  $n$  на одиницю:

$$\varphi = \sum_{i=1}^{n+1} \frac{\beta_i}{\delta_i} \quad (3.5)$$

де за  $(n+1)$ -ий мінерал прийнято повітря;

$\beta_i$  – сумарний вміст усіх мінералів з однаковими властивостями  $\chi_i$ .

Вміст заліза у зразку залежно від його мінералогічного складу визначиться за формулою [19]:

$$\mu = \sum_{i=1}^n \beta_i \mu_i \quad (3.6)$$

де  $\mu$  – середній вміст заліза у зразку;

$\mu_i$  – вміст заліза в  $i$ -му мінералі.

Якщо вважати, що всі корисні мінерали (магнетит, мартит, гематит) мають вміст заліза  $\mu_1 = 70\%$ , то інші мінерали (порожня порода) мають вміст заліза  $\mu_2 = 0\%$ , тоді:

$$\mu = \beta_1 \mu_1 \quad (3.7)$$

Якщо при цьому групи мінералів, які виділено за ознакою однакового значення  $\chi$  або  $\varphi$  співпадають з групами, виділеними за однаковим вмістом заліза, тоді можливо безпосередньо визначити залежність між властивостями зразків та вмістом в них заліза. [19]

$$\beta_1 = \frac{\mu - \mu_2}{\mu_1 - \mu_2} \quad (3.8)$$

Таким чином, можна отримати наступне рівняння [19]:

$$\chi = \mu \frac{\chi_1 - \chi_2}{\mu_1 - \mu_2} + \frac{\mu_1 \chi_2 - \mu_2 \chi_1}{\mu_1 - \mu_2} \quad (3.9)$$

$$\varphi = \mu \frac{\varphi_1 - \varphi_2}{\mu_1 - \mu_2} + \frac{\mu_1 \varphi_2 - \mu_2 \varphi_1}{\mu_1 - \mu_2} \quad (3.10)$$

У всіх випадках, коли немає функціональної залежності між властивістю кусків руди та вмістом заліза в них, збагачення відповідним методом ускладнюється, оскільки у процесі розділення будуть з'являтися куски руди з однаковими властивостями але з різним вмістом заліза. Однак, при відсутності високої функціональної залежності збагачення може відбуватись

досить добре, якщо буде достатньо висока статистична залежність між властивостями за обраним методом збагачення і вмістом заліза.

Оскільки теоретична залежність між  $\chi$  та  $\mu$  так і між  $\phi$  та  $\mu$  у випадку кращому для збагачення, лінійна то статистичну залежність необхідно шукати також у вигляді лінійної. Однак, для оцінки сили статистичного зв'язку достатньо знайти коефіцієнт кореляції.

### 3.2. Дослідження та аналіз особливостей збагачення збіднених руд підземного видобутку гравітаційним методом та магнітною сепарацією

Бідні досліджувані руди містять залізо в формі окисних мінералів. Загально прийнято, що основним методом збагачення такої сировини є магнітна сепарація у полі високої інтенсивності. За останні роки показники збагачення систематично знижуються, що пояснюється у першу чергу зниженням вмісту заліза у вихідній руді у результаті замість збідненої руди представленої сумішшю крупних кусків багаті руди і породи на фабрику практично надходить бідна руда яка містить залізні мінерали в основному у вигляді вкраплень або прошарків які можуть бути розкриті лише при достатньо дрібному дробленні. [19]

Особливістю досліджуваної руди є досить велика твердість породи порівняно з рудними мінералами, в результаті чого після видобутку і дроблення крупні класи руди в значній мірі збіднюються, тоді як дрібні класи (аглоруда) відрізняються високим вмістом заліза. Навіть із товарної руди у ряді випадків можна виділити клас +35 мм який містить залізо не більше ніж 40-42%. Така руда не може вважатися відвальним продуктом і повинна спрямовуватися на збагачення, тим паче що її вихід досить значний (близько 20%). За схемою збагачення використовується операція грохочення на ситі 55 мм, надрешітний продукт якого містить залізо не більше 40% і після ручної виборки незначної кількості мартиту направляється у відвал. Вміст

заліза у цьому продукті становить близько 30-35%. Класи крупності -55 + 25 та -25 + 10 піддаються сухому збагаченню на магнітних сепараторах. Клас крупності -10 + 0 мм збагачується за допомогою класифікатора. [19]

У таблиці 3.1 та на рис. 3.1 представлені результати ситового аналізу проби та хімічних аналізів окремих класів крупності на залізо (рис. 3.2.). Дані ситового аналізу вихідної проби вказують про перевагу крупних класів (+ 35 мм), що природньо для матеріалу, дрібницю з якого відсіяно на сітці 55 мм у промислових умовах при звичайній ефективності грохочення. Однак вміст більш дрібних класів у пробі було достатнім для вивчення їх властивостей. Розподілення заліза за класами крупності підтвердило і ще раз відомий факт, що при дробленні руди багата частина є менш міцною і збагачує собою більш дрібні класи, тоді як крупні класи збіднюються. При середньому вмісті заліза у пробі 34,6% крупні класи (+35 мм) містять залізо на рівні 32-35%, тоді як дрібні класи містять залізо більше ніж 40%. Найбільше багатими виявилися класи від 1 мм до 0,1 мм які містять залізо що перевищує 50%. Шлами крупністю - 0,07 мм дещо бідніше; найтонші шлами (- 0,01 мм) містять приблизно 42% заліза. При цьому вихід дрібних класів (від 6 мм і менше) у пробі досить малий. [19]

Через малий вихід дрібних класів та підвищеного вмісту в них заліза на даному етапі роботи на збагачуваність не досліджувалися.

Крупні класи руди піддавалися рудорозборці з метою вивчення їх складу і з'ясування максимальних можливостей збагачення. При рудорозборці виділялись куски багатой руди (мартиту а також "краски"), джеспіліту, оруднених роговиків з крупною вкрапленістю, а також порожньої породи без видимих включень або з одиничними включеннями рудних мінералів. Наявність поступових переходів між усіма цими групами утруднює рудорозборку і вносить у неї деякі проблеми. [19]



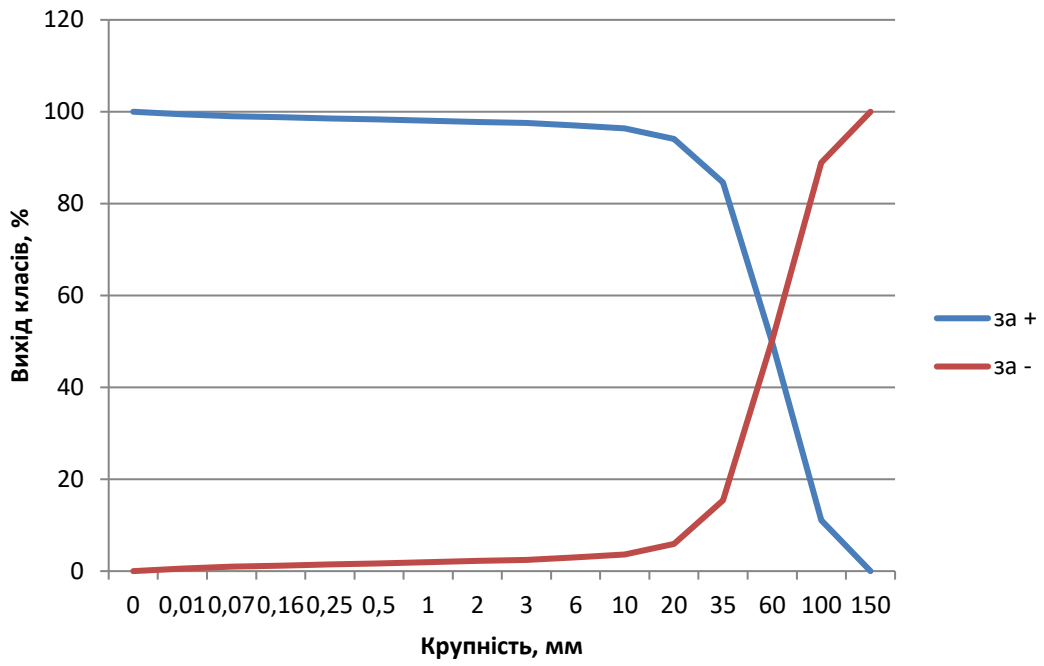


Рис. 3.1. – Гранулометрична характеристика вихідної проби

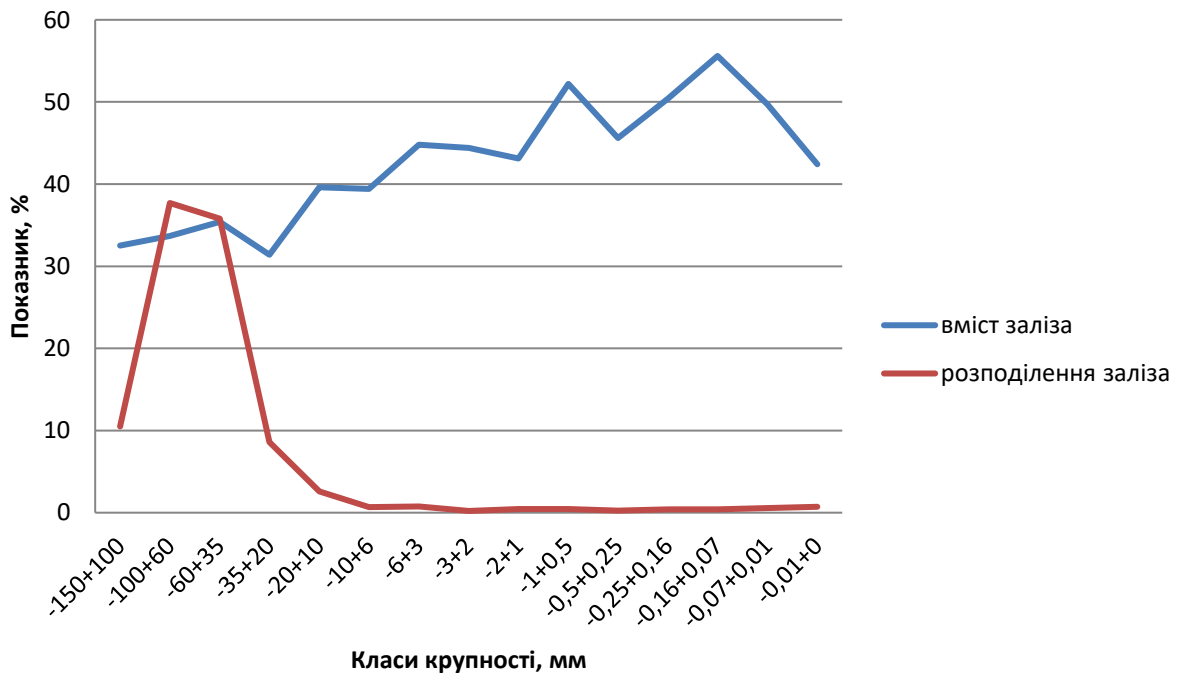


Рис. 3.2. – Залежність вмісту та розподілення заліза за класами крупності.

Таблиця 3.1. – Результати ситового аналізу проби та розподілення заліза за класами крупності

Класи крупності, мм	Вихід, %	Сумарний вихід, %		Вміст заліза, %	Розподілення заліза, %
		за ‘+’	за ‘-’		
- 150 + 100	11,1	11,1	100	32,5	10,5
- 100 + 60	38,6	49,7	88,9	33,7	37,7
- 60 + 35	34,9	84,6	50,3	35,4	35,8
- 35 + 20	9,5	94,1	15,4	31,4	8,6
- 20 + 10	2,3	96,4	5,9	39,6	2,6
- 10 + 6	0,6	97,0	3,6	39,4	0,68
- 6 + 3	0,58	97,58	3,00	44,8	0,75
- 3 + 2	0,16	97,74	2,42	44,4	0,21
- 2 + 1	0,31	98,05	2,26	43,1	0,43
- 1 + 0,5	0,29	98,34	1,95	52,2	0,44
- 0,5 + 0,25	0,18	98,52	1,66	45,6	0,24
- 0,25 + 0,16	0,27	98,79	1,48	50,4	0,39
- 0,16 + 0,07	0,24	99,08	1,21	55,6	0,39
- 0,07 + 0,01	0,38	99,41	0,97	49,7	0,55
- 0,01 + 0	0,59	100	0,59	42,4	0,72
Всього	100			34,6	100

Розділення зростків на джеспіліт та роговик проводилося з врахуванням доцільності їх дроблення для розкриття; при цьому до джеспіліту були віднесені зразки дроблення яких до крупності 5-1 мм не призвело б до їх розділення на зерна, які суттєво відрізнялись за вмістом заліза. Результати рудорозборки наведено у таблиці 3.2. [19]

Таблиця 3.2. – Результати рудорозборки крупних класів проби

Класи крупності, мм	Продукти рудорозборки	Вихід, %	Вміст заліза, %	Вилучення, %
- 150 + 100	Мартит	3,9	62,4	7,5
	Джеспіліт	20,3	44,2	39,8
	Роговик	66,3	25,7	52,5
	Порода	0,5	9,0	0,2
	Всього	100	32,5	100
- 100 + 60	Мартит	4,3	63,8	8,1
	Джеспіліт	26,4	43,1	33,7
	Роговик	67,7	28,7	57,8
	Порода	1,6	8,7	9,4
	Всього	100	33,7	100
- 60 + 35	Мартит	15,5	64,6	28,3
	Джеспіліт	19,3	42,7	23,3
	Роговик	60,8	27,5	47,4
	Порода	4,4	8,5	1,0
	Всього	100	35,4	100
- 35 + 20	Мартит	9,4	63,9	19,1
	Джеспіліт	21,9	43,5	30,3
	Роговик	53,9	27,2	46,8
	Порода	14,8	8,0	3,8
	Всього	100	31,4	100

Ці результати показують що найбільш крупні класи (+ 60 мм) в основному представлені зростками, які можна розкрити не використовуючи тонкого подрібнення. Розкриття кусків багаті руди і бідної породи в цих

класах практично немає; кількість кусків джеспіліту також невелика, тому, у подальшому, вивчалась збагачуваність цих класів після дроблення.

Після дроблення матеріалу крупністю +60 мм до цієї крупності були поставлені порівняльні досліди по вивченню збагачуваності руди за класами крупності у важких суспензіях і на магнітному сепараторі. Результати дослідів представлені у таблицях 3.3 і 3.4, а також на кривих збагачуваності рис. 3.3. – 3.6.

Ці результати показують перевагу розділення у важких суспензіях порівняно з магнітною сепарацією, що особливо наглядно видно за кривими збагачуваності.

Було прийнято рішення провести порівняння результатів розділення у важких суспензіях з результатами магнітного аналізу на ручному сепараторі, де перевірялися магнітні властивості за окремими зернами. Така методика магнітного аналізу дає кращі результати ніж сепарація на магнітних сепараторах або на іншому промисловому апараті. Однак створити умови магнітного аналізу на ручному сепараторі в промислових масштабах неможливо тоді як процес розділення у важких суспензіях у примітивних лабораторних умовах немає ніяких переваг порівняно з промисловим обладнанням для розділення у суспензіях. Навпаки, у спеціальному апараті завдяки інтенсивному перемішуванню суспензія менше піддається осадженню і точніше витримується потрібна питома вага. Це дозволяє очікувати навіть більш високих результатів порівняно з лабораторними.

Таблиця 3.3. – Результати збагачуваності проби руди підземного видобутку у важких суспензіях

Класи крупності, мм	Вміст заліза, %	Питома вага розділення, г/см <sup>3</sup>	Виходи фракцій	Вміст заліза, %			Вихід концентрату, %	Вилучення, %	Ефективність збагачення, %
				У фракції	У концентраті	У хвостах			
- 60 + 35	32,6	3,3	26,4	50,0	50,0	26,4	26,4	40,5	26,4
		3,0	20,8	39,0	45,2	21,3	47,2	65,4	34,1
		2,8	26,5	26,8	38,6	15,8	73,7	87,2	25,3
		< 2,8	26,3	15,8					
- 35 + 20	32,2	> 3,3	35,2	51,2					
		3,3	14,5	32,2	51,2	21,9	35,2	55,9	38,4
		3,0	11,3	26,2	45,7	18,9	49,7	70,4	38,4
		2,8	39,0	16,8	42,0	16,8	61,0	79,6	34,4
- 20 + 10	41,6	> 3,3	52,6	52,9					
		3,3	11,2	41,4	53,9	27,9	52,6	68,2	38,5
		3,0	6,0	30,9	51,7	23,6	63,8	79,4	38,5
		2,8	30,2	22,2					
- 10 + 6	39,4	> 3,3	38,3	53,8					
		3,3	18,6	50,4	53,8	30,6	38,3	52,2	31,9
		3,0	2,7	35,0	52,7	21,9	56,9	76,0	43,8
		2,8	40,4	21,0	51,9	21,0	56,9	78,4	43,1

Таблиця 3.4. – Результати розділення проби руди підземного видобутку при магнітному збагаченні

Класи крупності, мм	Вміст заліза, %	Сила струму, А	Виходи фракцій	Вміст заліза, %			Вихід концентрату, %	Вилучення, %	Ефективність збагачення, %
				У фракції	У концентраті	У хвостах			
- 60 + 35	32,6	< 8	39,6	43,7					
		8	18,7	28,7	43,7	27,7	39,6	50,9	22,0
		12	7,3	35,1	38,9	27,2	58,3	66,7	16,3
		24	34,4	25,5	38,5	25,5	65,6	74,2	16,7
- 35 + 20	32,2	8	43,3	43,3					
		12	13,4	31,2	43,2	26,8	43,3	55,2	23,1
		24	11,3	31,5	40,5	25,4	56,7	67,6	21,3
		> 24	32,0	23,2	39,0	23,2	63,0	78,1	19,5
- 20 + 10	41,6	8	60,3	49,4					
		12	19,3	34,4	49,4	27,9	60,3	72,9	30,4
		24	9,3	26,3	45,8	21,7	79,6	89,2	23,1
		> 24	11,1	17,7	43,8	17,7	88,9	95,2	15,2

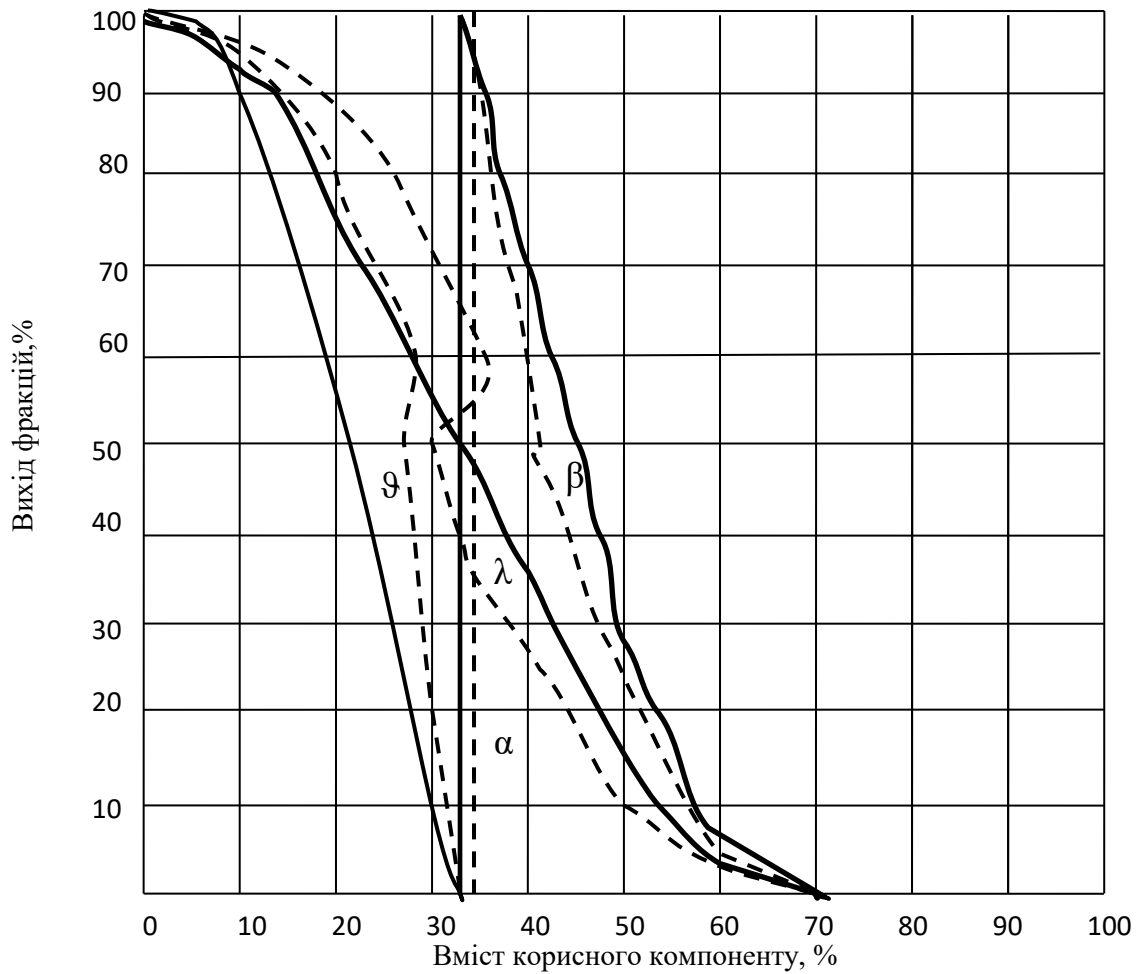


Рис. 3.3. – Криві збагачуваності класу крупності – 60 + 35 мм

- важкі суспензії
- - - магнітна сепарація

Таким чином, на підставі вищезазначеного було вирішено відмовитися від проведення магнітних аналізів на ручному сепараторі і проводити їх за допомогою лабораторного сепаратора.

Як було з'ясовано раніше для збіднених криворізьких руд навіть аналізи на ручному сепараторі дають гірші показники порівняно з важкими суспензіями.

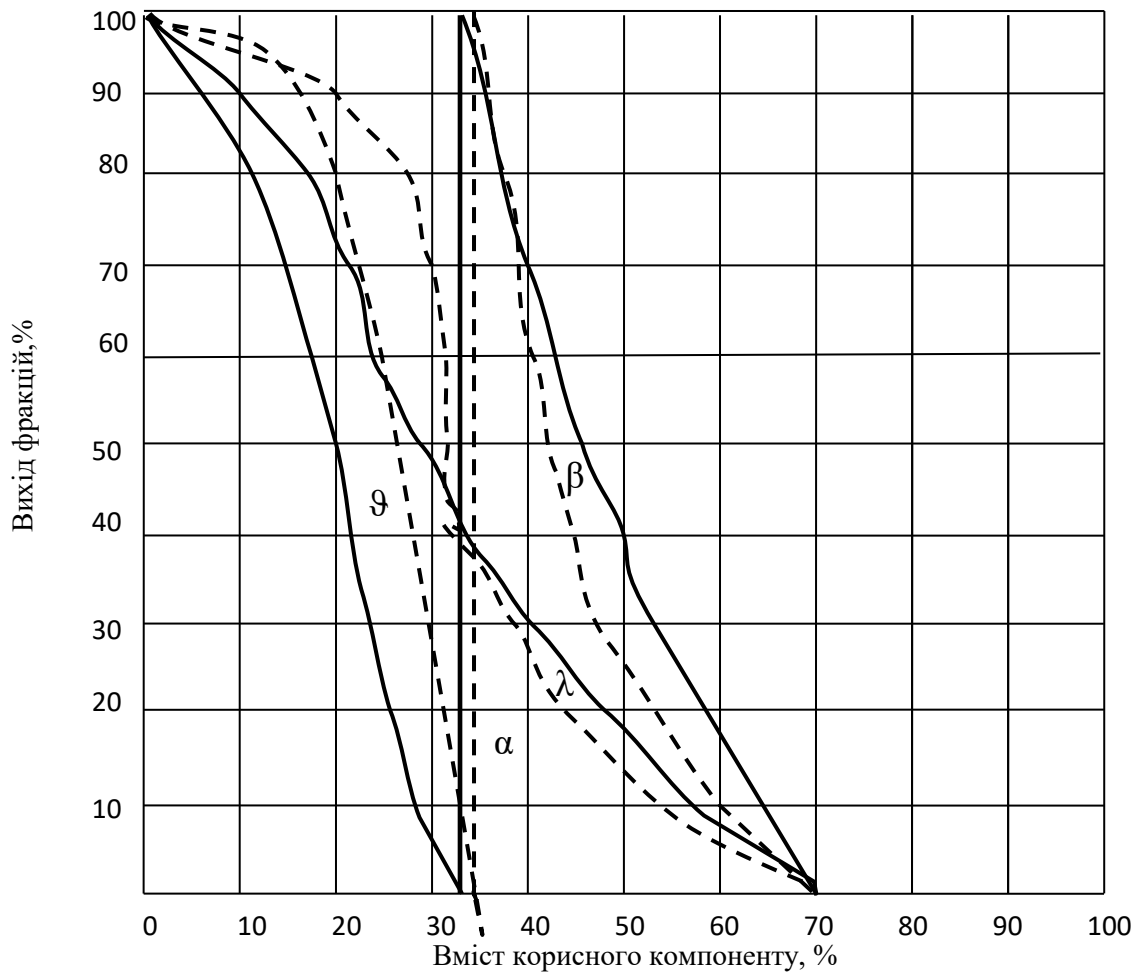


Рис. 3.4. – Криві збагачуваності класу крупності – 35 + 20 мм

- важкі суспензії
- - - магнітна сепарація

Порівнюючи збагачуваність різних класів крупності можна відзначити що вже для класу -60 + 35 мм можливе виділення відвальних хвостів з низьким вмістом заліза близько 16%, при виході більше 25% на вихідній сировині з вмістом заліза 32,6%. Концентрат для цієї крупності виділяти недоцільно, так як концентрат суспензії питомою вагою 3300 кг/м<sup>3</sup> недостатньо багатий (вміст заліза тільки 50%) і при цьому буде великий вихід промпродукту (практично половина від вихідного). [19]



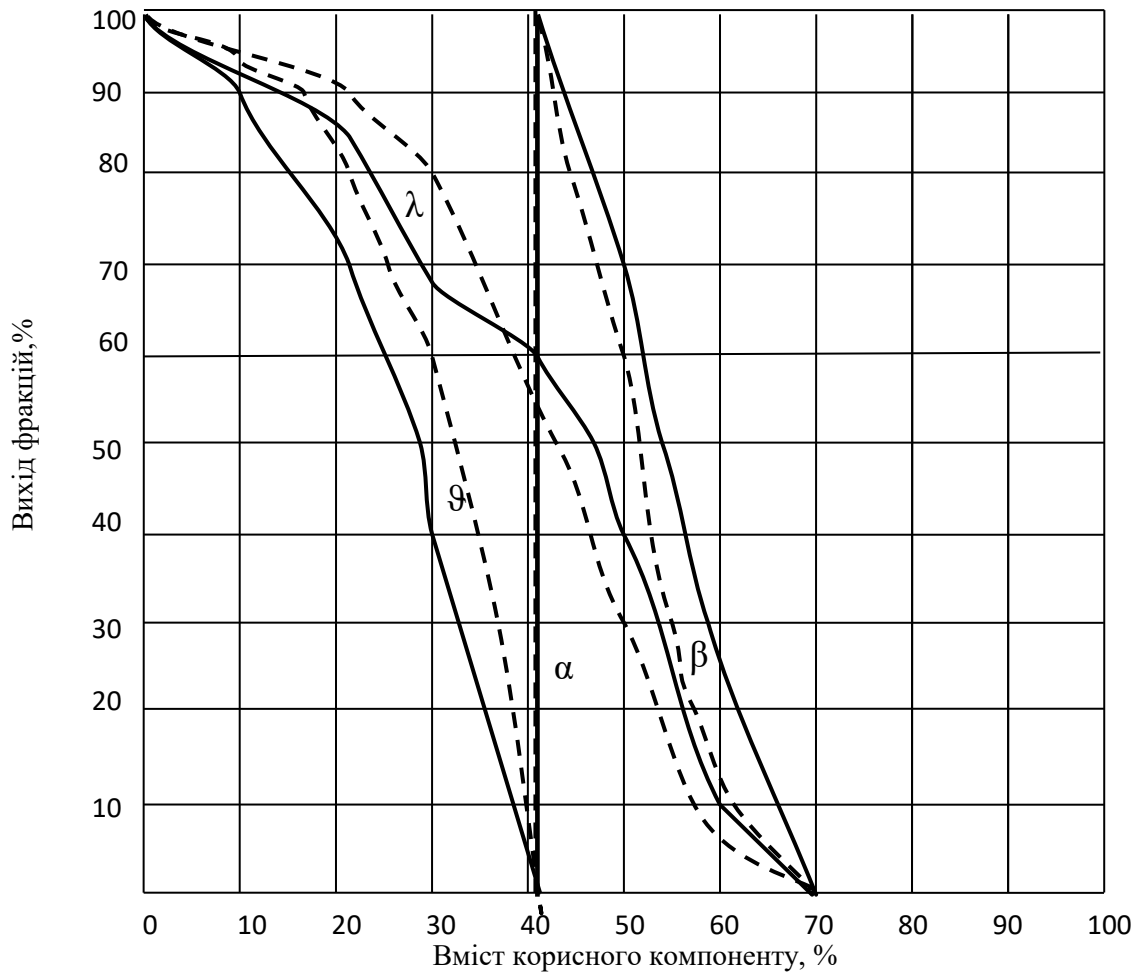


Рис. 3.5. – Криві збагачуваності класу крупності – 20 + 10 мм

- важкі суспензії
- - - магнітна сепарація

Значний вихід проміжних фракцій при крупності -60 + 35 мм показує про недостатнє розкриття зростків. За мірою зниження крупності вихідного матеріалу зростає ефективність збагачення та різко понижується вихід проміжних фракцій рис. 3.7. При дробленні до 20 мм і дрібніше вихід проміжних фракцій складає близько 20%. [19]

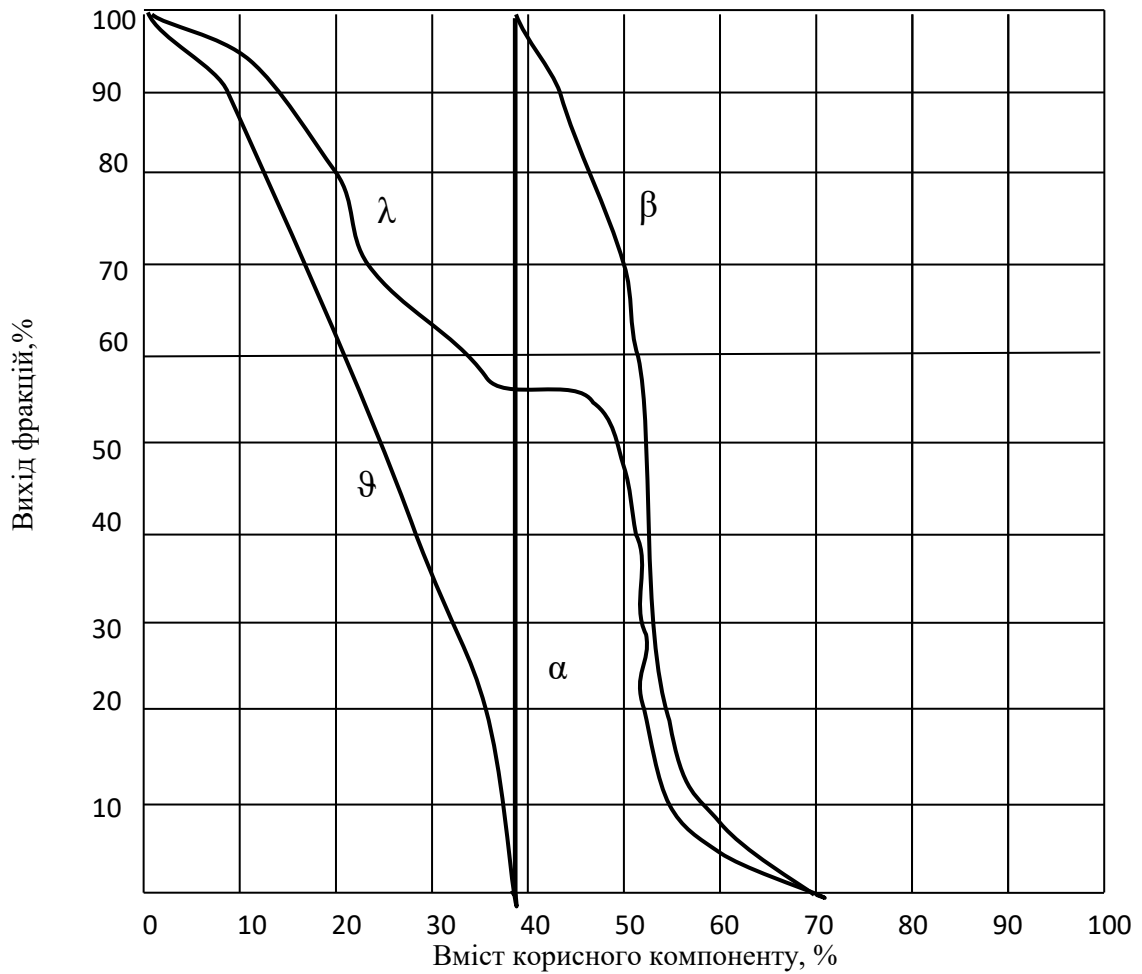


Рис. 3.6. – Криві збагачуваності класу крупності – 10 + 6 мм  
(збагачення у важких суспензіях)

Разом з тим, при збагаченні більш дрібного матеріалу з'являється тенденція до підвищення вмісту заліза у фракціях всіх питомих вагів, що пояснюється впливом вмісту заліза у вихідному живленні.

Дані дослідів [19] показують що для класів крупності -20 + 10 мм та -10 + 6 мм можна провести розділення вихідної руди з вмістом заліза близько 40% на два продукти концентрат і хвости, отримуючи при цьому вміст заліза у концентраті близько 52% і у хвостах приблизно 22%.

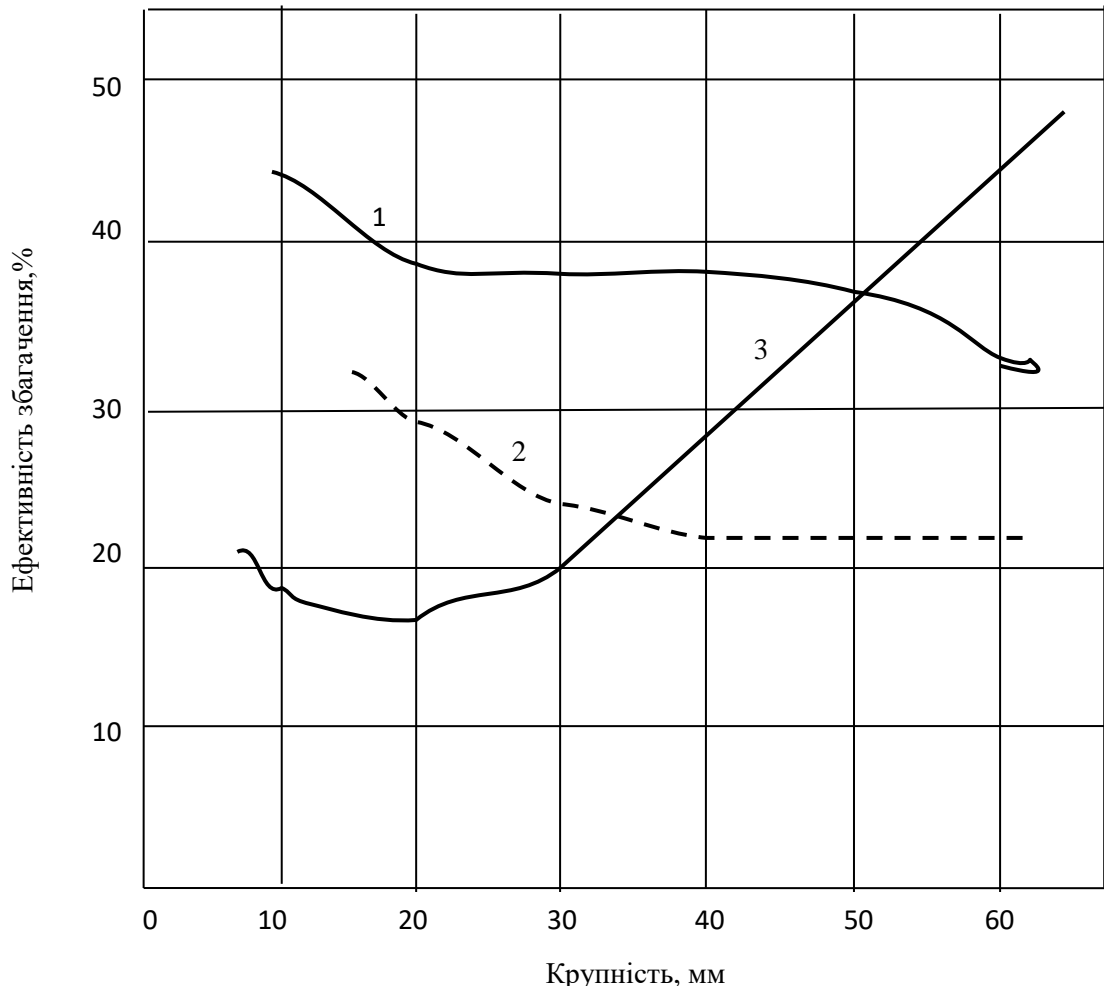


Рис. 3.7. — Залежність максимальної ефективності збагачення від крупності матеріалу

1, 3 — збагачення у важких суспензіях; 2 — збагачення на магнітному сепараторі.

Це відповідає виходу концентрату 60%, вилучено заліза 78% та ефективності збагачення близько 42%.

$$E = \frac{\varepsilon - \gamma}{100 - \frac{\alpha}{70}} \cdot 100\% = \frac{78 - 60}{100 - \frac{40}{70}} \cdot 100\% = 42\%$$

Малий вихід проміжних класів крупності є ознакою легкої збагачуваності руди гравітаційним методом в результаті цього невеликі

відхилення питомої ваги суспензії від заданого значення не визивають порушення процесу збагачення, що гарантує легкість регулювання та отримання стійких показників при роботі. При легкій збагачуваності можна також обходитися менш ефективним але більш дешевим гравітаційним процесом, тобто відсадкою, яка також дасть добрі показники збагачення. [19]

Вивчення властивостей руд показало, що більшість з них має суттєву різницю у питомій вазі рудних кусків і кусків порожньої породи і незначну відмінність в їх магнітній сприйнятливості. Рідше зустрічаються руди в яких обидві вказані властивості розрізняються однаково. Руди з більшою відмінністю магнітної сприйнятливості і малої різницею у питомій вазі у Кривому Розі є рідкістю і не знаходять практичного значення. Тому, для криворізьких руд доцільно використання гравітаційного методу збагачення а не магнітної сепарації. Гравітаційний процес буде надійним для більшості типів руди як при окремому збагаченні так і при збагаченні сумішшю.

Проведені дослідження [19] показали перевагу гравітаційного методу збагачення, тому, подальші дослідження з використанням магнітного методу збагачення не проводились.

Додатково були проведені досліди [19] по перевірці результатів збагачення у важких суспензіях широких класів крупності на збільшених пробах руди вагою близько 200 кг. Такі досліди були виконані на класах крупності  $-60 + 6$  та  $-35 + 6$ . Обидва класи були отримані в результаті дроблення вихідної руди з наступним виділенням дрібного класу  $-6$  мм.

Схема дослідів з результатами отриманими при збагаченні класу  $-60 + 6$  показана на рис. 3.8. Як видно з малюнку на широкому класі крупності результати погіршуються. Однак є можливим скинути у хвосту 37% матеріалу при вмісті заліза близько 19%. При додроблюванні до крупності 30 мм промпродукт збагачується погано. Не вдалось виділити з нього кондиційний концентрат. Таким чином необхідне більш тонке додроблювання. При збагаченні по такій же ж схемі класу  $-35 + 6$  мм отримані аналогічні результати.

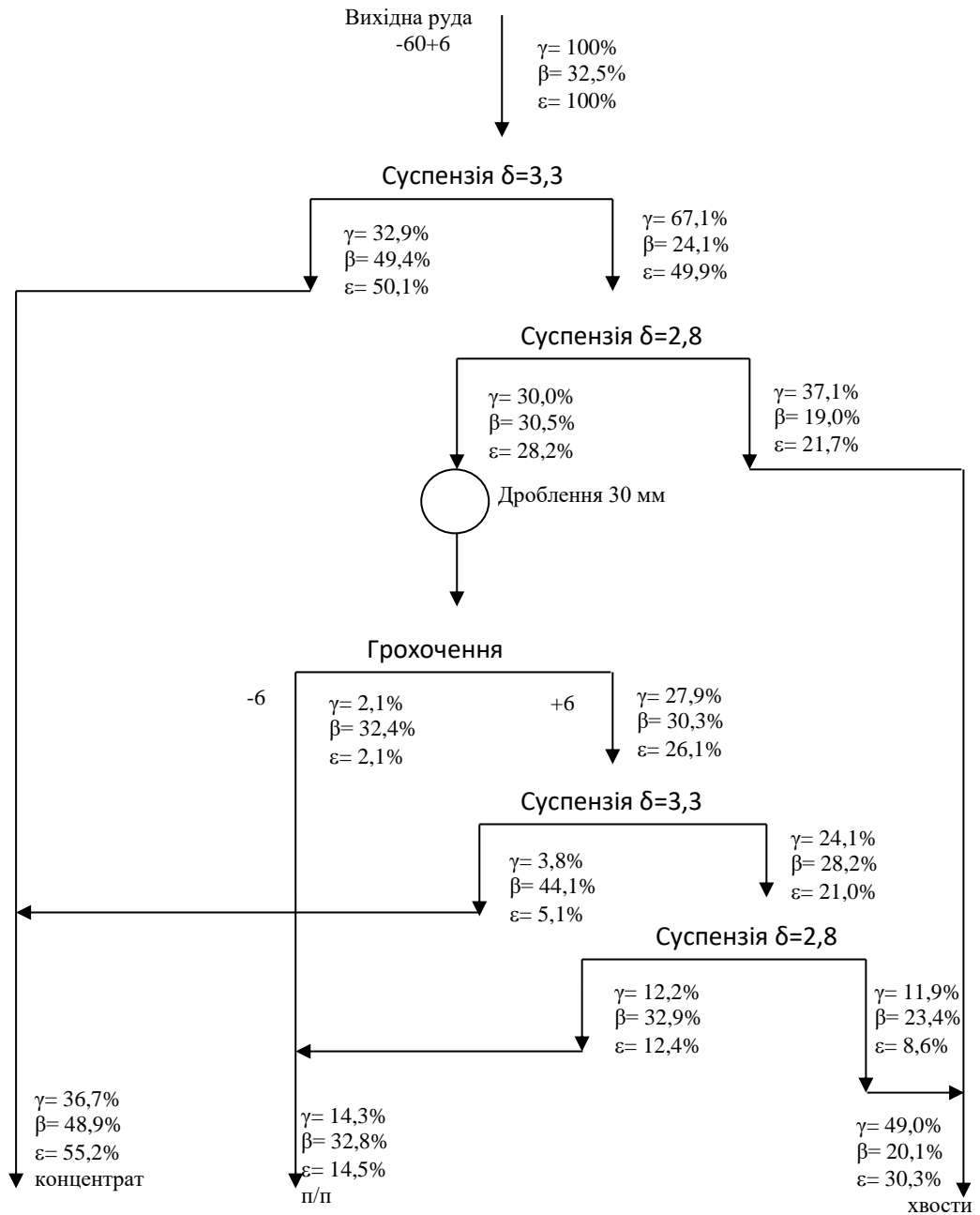


Рис. 3.8. – Технологічна схема збагачення руд підземного видобутку з використанням важкосередовищної сепарації

### 3.3. Розробка та аналіз раціональної схеми збагачення досліджуваної мінеральної сировини

Малий вихід проміжних класів крупності є ознакою легкої збагачуваності руди гравітаційним методом в результаті цього невеликі відхилення питомої ваги суспензії від заданого значення не визивають порушення процесу збагачення, що гарантує легкість регулювання та отримання стійких показників при роботі. При легкій збагачуваності можна також обходитися менш ефективним але більш дешевим гравітаційним процесом, тобто відсадкою, яка також дасть добрі показники збагачення.

Вивчення властивостей руд показало, що більшість з них має суттєву різницю у питомій вазі рудних кусків і кусків порожньої породи і незначну відмінність в їх магнітній сприйнятливості. Рідше зустрічаються руди в яких обидві вказані властивості розрізняються однаково. Руди з більшою відмінністю магнітної сприйнятливості і малої різницею у питомій вазі у Кривому Розі є рідкістю і не знаходять практичного значення. Тому, для криворізьких руд доцільно використання гравітаційного методу збагачення а не магнітної сепарації. Гравітаційний процес буде надійним для більшості типів руди як при окремому збагаченні так і при збагаченні сумішшю. [19]

На підставі проведених дослідів [19] можливо зазначити що клас крупності +55 мм, який отриманий зі збіднених руд і який скидається у відвал після ручної рудорозбірки як некондиційний за вмістом заліза може бути успішно збагачуваний з використанням гравітаційних процесів збагачення.

Магнітна сепарація на магнітних сепараторах для сухого збагачення також може дати концентрат з вмістом заліза близько 50%, але результати магнітного збагачення значно поступаються результатам збагачення у важких суспензіях.

Перед збагаченням у важких суспензіях матеріал повинен бути додроблений до крупності 60 мм після чого у суспензії малої питомої ваги  $2800 \text{ кг/м}^3$  можливо виділити хвості кількістю 25-35% від усієї маси руди, які містять 16-19% заліза. Для отримання концентрату іншу частину руди потрібно додробити до крупності 15-20 мм, після чого можна отримати концентрат з вмістом заліза на рівні 52-54%, і хвостів з вмістом заліза 22-24%

при невеликому виході кінцевого промпродукту, тобто дрібного класу який буде виділено на ситі 60 мм. Схема збагачення побудована на підставі указаних досліджень показана на рис. 3.9. Матеріал -6 мм який отримують за цією схемою повинен піддаватися подальшому збагаченню з використанням класифікації, відсадки а також можливо і флотаційного збагачення. Хвости другої стадії збагачення у випадку якщо вони будуть досить багатими можливо спрямувати на перечистку у важкій суспензії малої питомої ваги в окремому апараті або у суміщеному циклі як це показано на схемі пунктиром. [19]

Підрешітний продукт першого грохоту (клас – 60 мм) у випадку достатнього вмісту в ньому заліза можливо буде доцільним додавати до аглоруди поточного видобутку.

Разом із запропонованою схемою можна розглянути також також найбільш просту схему, яка складається з однієї стадії збагачення у важких суспензіях всієї руди після дроблення її до крупності 20-30 мм. Щоб уникнути великого виходу передробленого матеріалу, тобто класу -6 мм, за цією схемою доцільно проводити дроблення руди у замкненому циклі при більшій ширині щілини дробарки. Враховуючи легку збагачуваність дрібних класів руди можна рекомендувати також збагачення всієї руди після дроблення до крупності 10-12 мм з використанням відсадки у машинах з діафрагмою. [19]

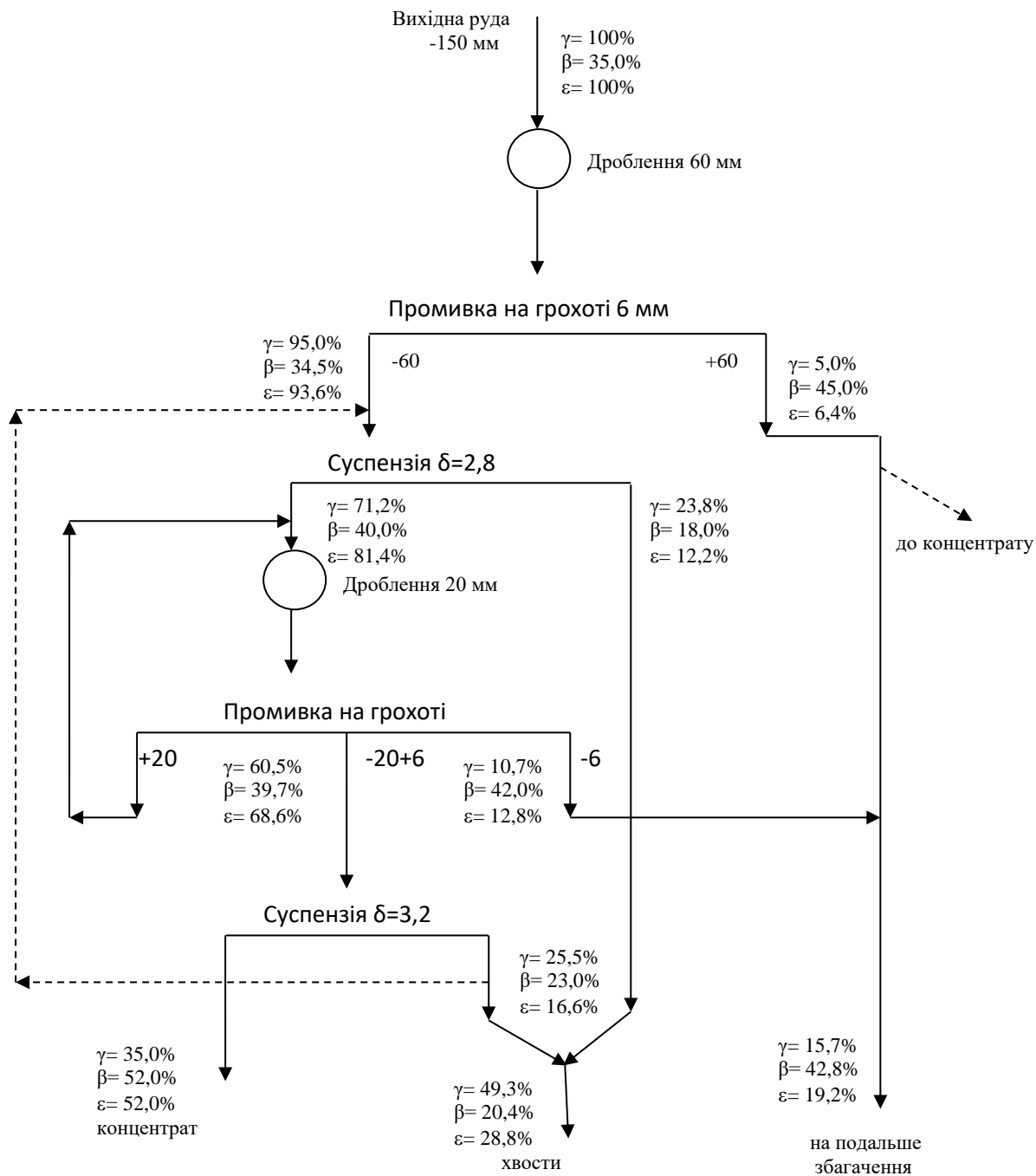


Рис. 3.9. – Технологічна схема збагачення руд підземного видобутку, яка складена на підставі проведених досліджень



### 3.4. Висновки за розділом

1. Питання про залежність фізичних властивостей окремих типів руд і порід від вмісту в них заліза є досить важливим при виборі метода збагачення збіднених руд підземного видобутку Кривбасу.

2. Завданням досліджень є порівняння магнітного та гравітаційного методів збагачення то було визначено залежність між вмістом заліза у рудних зразках та магнітною сприятливістю, а також питомою вагою кусків.

3. При магнітному збагаченні руди, в якій основна частина заліза представлена мартитом або іншими слабوماгнітними мінералами, то магнетит по суті, є шкідливою домішкою, яка буде впливати на збагачуваність руди до повного розкриття зростків.

4. Особливістю досліджуваної руди є досить велика твердість породи порівняно з рудними мінералами, в результаті чого після видобутку і дроблення крупні класи руди в значній мірі збіднюються, тоді як дрібні класи (аглоруда) відрізняються високим вмістом заліза.

5. Крупні класи руди піддавалися рудорозборці з метою вивчення їх складу і з'ясування максимальних можливостей збагачення.

6. Було проведено порівняння результатів розділення у важких суспензіях з результатами магнітного аналізу.

7. Результати показують перевагу розділення у важких суспензіях порівняно з магнітною сепарацією, що особливо наглядно видно за кривими збагачуваності.

8. Перед збагаченням у важких суспензіях матеріал повинен бути додроблений до крупності 60 мм після чого у суспензії малої питомої ваги 2800 кг/м<sup>3</sup> можливо виділити хвосты кількістю 25-35% від усієї маси руди, які містять 16-19% заліза.

9. Для отримання концентрату іншу частину руди потрібно додробити до крупності 15-20 мм, після чого можна отримати концентрат з вмістом

заліза на рівні 52-54%, і хвостів з вмістом заліза 22-24% при невеликому виході кінцевого промпродукту.

10. На підставі проведених дослідів можливо зазначити що клас крупності +55 мм, який отриманий зі збіднених руд і який скидається у відвал після ручної рудорозбірки як некондиційний за вмістом заліза може бути успішно збагачуваний з використанням гравітаційних процесів збагачення.

## РОЗДІЛ 4 ОХОРОНА ТА БЕЗПЕКА ПРАЦІ

Забезпечення таких умов праці, які б виключали можливість дії різних шкідливих і небезпечних виробничих факторів на працівників є найважливішим завданням з охорони праці.

Існують наступні основні поняття стосовно безпеки праці [20]:

- умови праці – виявляються під час професійної діяльності працівника, що впливають на його здоров'я та працездатність та представляють сукупність факторів виробничих процесів та середовища; [20]

- працездатність – є здатністю особи до праці, що визначається рівнем її фізичних і психофізіологічних можливостей, професійною підготовкою та станом здоров'я; [20]

- безпека – визначається відсутністю недопустимого ризику, який є пов'язаним з можливістю нанесення ушкодження; [20]

- безпека праці – це стан умов праці при якому є відсутнім виробничий травматизм; [20]

- безпека виробничого процесу – здатність виробничого процесу відповідати вимогам безпеки праці під час його проведення в умовах встановлених нормативно-технічною документацією; [20]

- безпека виробничого устаткування – здатність устаткування зберігати безпечний стан при виконанні заданих функцій у певних умовах протягом встановленого часу. [20]

Безпека праці, її стан та умови є важливим завданням промислово розвиненої держави. В Україні, починаючи з 90-х років минулого сторіччя розробляються та впроваджуються Національні, регіональні, галузеві та, особливо, виробничі програми покращення безпеки праці та умов праці на виробництві. В цей же ж час з прийняттям нормативних документів починає

знижуватися виробничий травматизм при зростанні виробництва (рис. 4.1.) [21]

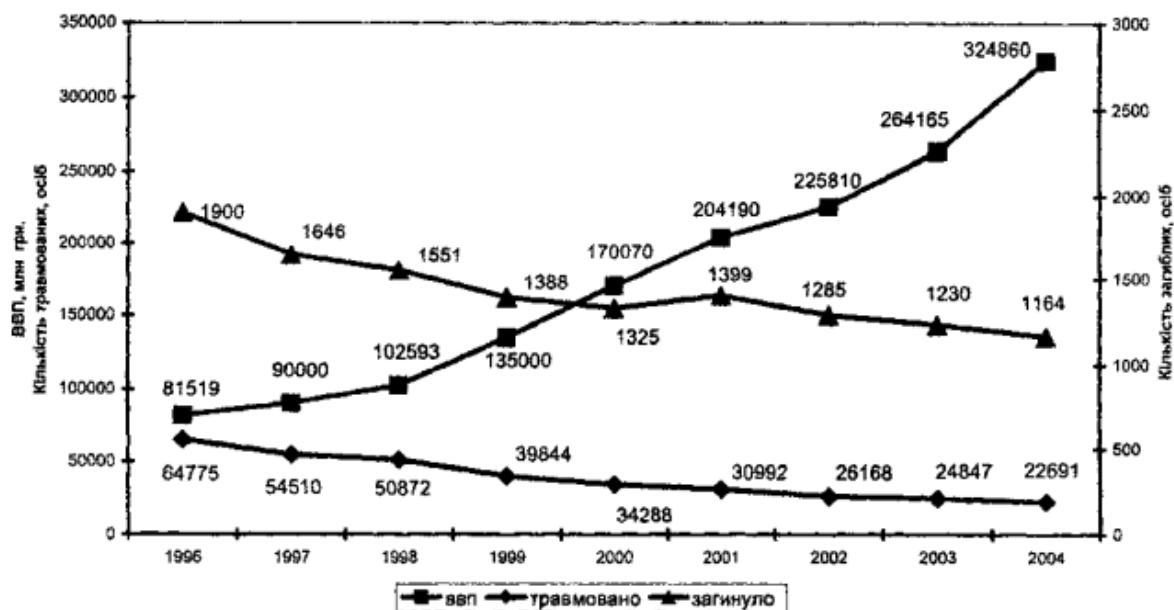


Рис. 4.1. – Динаміка виробничого травматизму та ВВП України

Головними причинами нещасних випадків, які трапляються, є порушення не тільки технологічного процесу на виробництві, а й трудової та виробничої дисциплін, порушення правил безпеки при використанні транспортних засобів, утримання робочих місць у неналежному стані, ігнорування використання засобів індивідуального захисту тощо. [21]

Структурна схема з охорони праці наведена на рис. 4.2.

Як правило, травми на виробництві та професійні захворювання – це наслідок контакту працівника з виробничим середовищем. До цього можуть призводити нещасні випадки, які залежать від зовнішніх чинників і є раптовою подією. Травма являє собою рани, переломи, опіки, обморожування, ураження ел.струмом, блискавка, порізи тощо. [21]

Нещасні випадки можуть бути поділені на наступні [21]:

1. За кількістю потерпілих. Можуть статися з одним робітником або групою потерпілих (два та більше).
2. За ступенем тяжкості шкоди здоров'ю. Можуть бути без втрати працездатності, або з втратою, навіть смертельні.

3. Зі зв'язком з виробничими умовами.

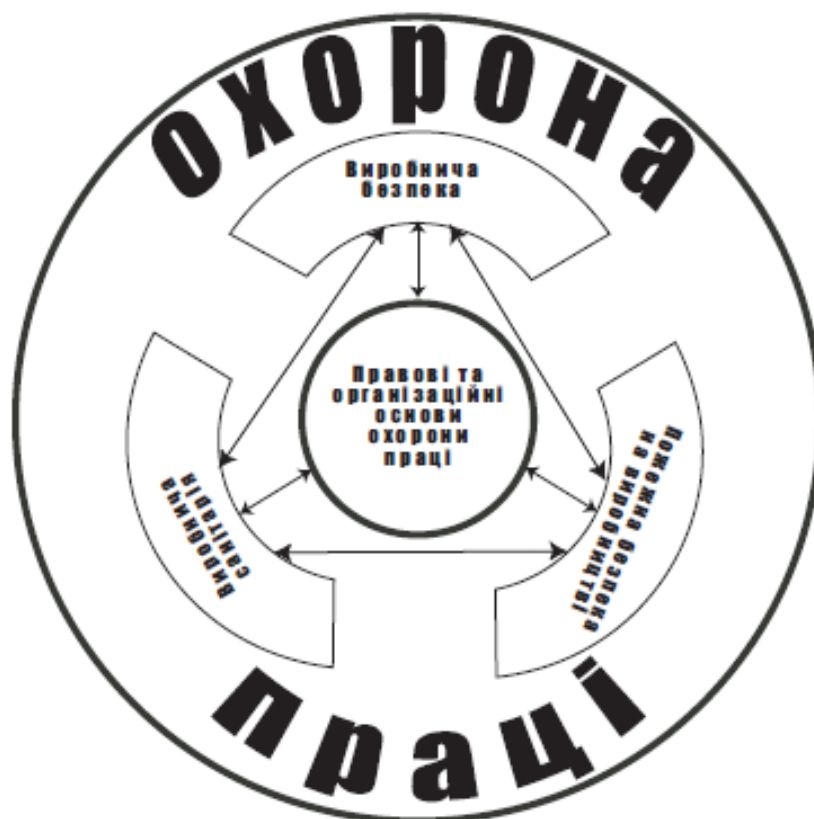


Рис. 4.2. – Структурна схема охорони праці.

Але нещасні випадки, аварії та професійні захворювання можливо попередити ще на стадії планування виробництва та на всіх подальших його етапах. На виробництві відбувається тісний контакт працівників з виробничим середовищем. Для того, щоб така взаємодія була безпечною використовують системний підхід та аналіз. При цьому необхідно враховувати усі фактори, що можуть бути пов'язані з різною роботою чи завданням. Поєднання понять людських ресурсів, виробничих процесів, обладнання тощо дає системний аналіз, що зображено на рисунку 4.3. [21]

Основними причинами аварій та нещасних випадків у виробничих умовах є організаційними, що перевищують психофізіологічні та технологічні (рис. 4.4.). До професійних захворювань призводять санітарно-гігієнічні причини [21]. Схема аналізу причин наведена на рис. 4.5. [22].



Рис. 4.3. – Системний підхід в охороні праці

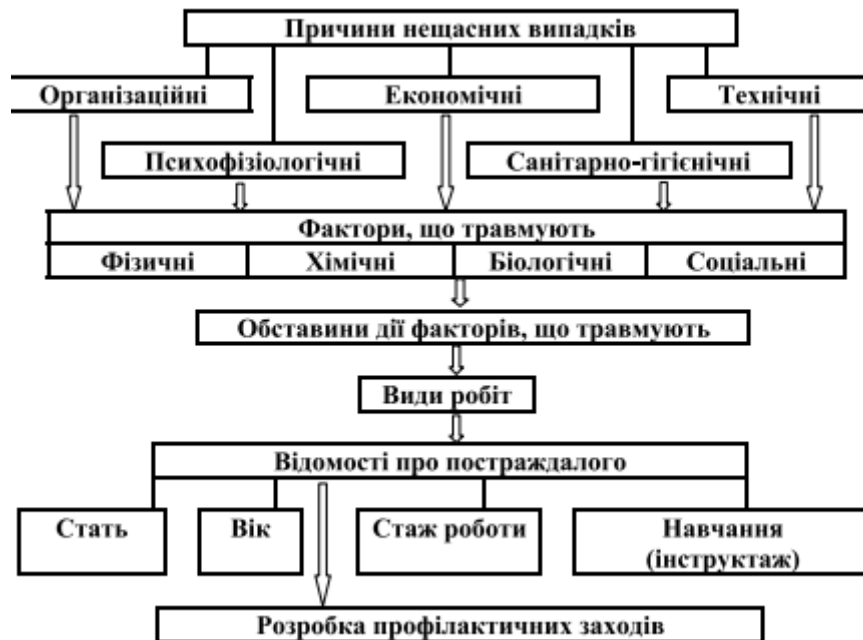


Рис. 4.5. – Схема аналізу причин виникнення нещасних випадків на виробництві

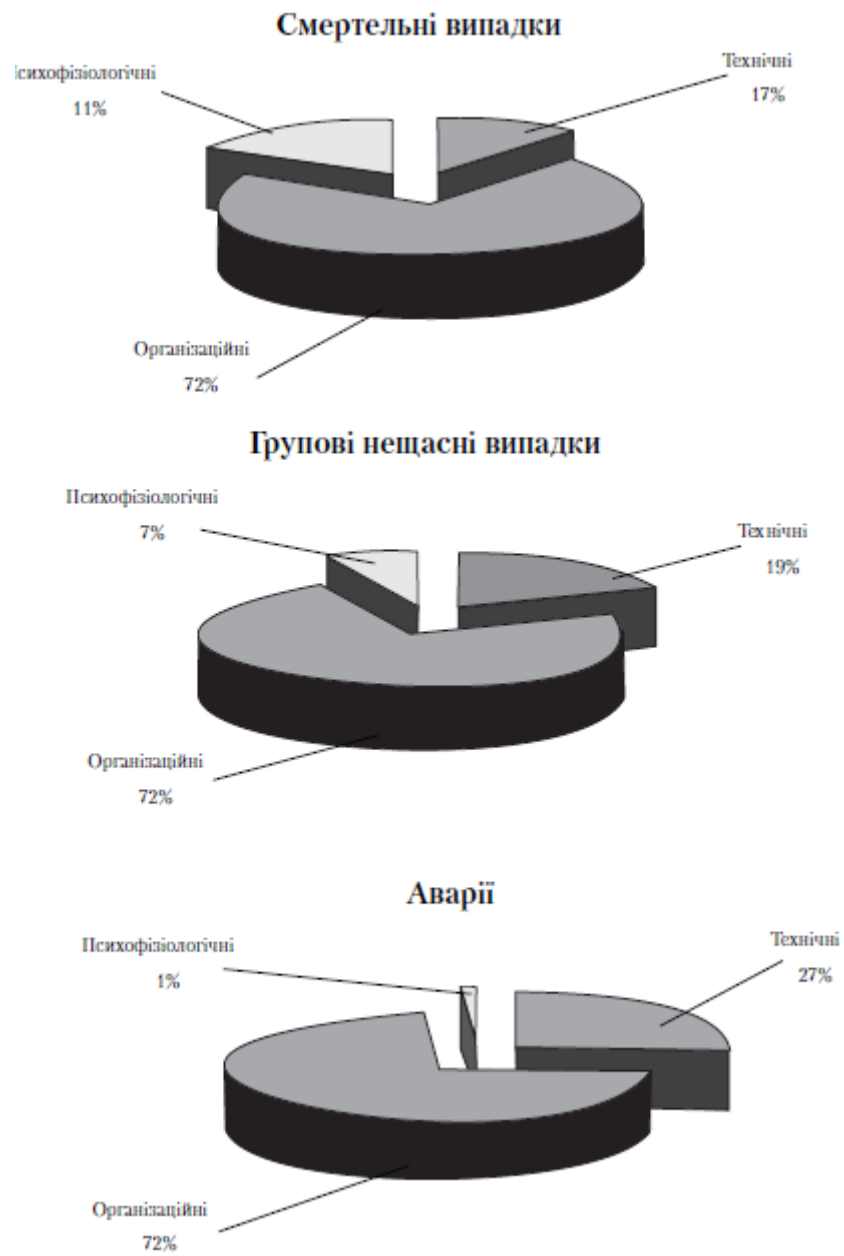


Рис. 4.4. – Основні причини нещасних випадків на виробництві

## РОЗДІЛ 5 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Гірничовидобувна та перероблювальна промисловості являє собою групу підприємств з розвідки, видобутку та переробки корисних копалин. Як відомо, корисними копалинами є природні мінеральні сполуки, що використовуються безпосередньо або після їх обробки. Для виконання гірничих робіт будь-яке підприємство повинно мати: спецдозвіл на користування надрами, акт про надання гірничого відводу; техпроект, технічну документацію, геологічну та маркшейдерську. Підприємство характеризується визначеними ознаками єдності та незалежності (табл. 5.1.) [23].

Таблиця 5.1. – Основні ознаки підприємства

<i>Група А. Технічна, виробнича та організаційна єдність</i>	<i>Група Б. Адміністративно-економічна самостійність</i>
<p>– <b>технічно-виробнича єдність:</b> ознаки характеризують тісноту виробничо-технологічного зв'язку окремих структурних підрозділів підприємства і стадій технологічного процесу;</p> <p>– <b>організаційна єдність:</b> підприємство - це певним чином організований колектив зі своєю внутрішньою структурою і порядком управління.</p>	<p>– <b>відособленість майна:</b> підприємство має власне майно (виробничі, невиробничі фонди), яке використовують для досягнення певних цілей;</p> <p>– <b>економічна самостійність:</b> визначається правами юридичної особи (розрахунковий рахунок у банку, планування та організація діяльності не забороненої законодавством, самостійний бухгалтерський баланс);</p> <p>– <b>майнова відповідальність:</b> підприємство несе повну відповідальність всім своїм майном за різними зобов'язаннями.</p>

Основними функціями підприємства є виготовлення продукції, управління персоналом, організація виробництва, матеріально-технічне забезпечення, продаж та сервіс, сплата податків та платежів. Самостійні дії підприємства наведено на рис 5.1. [24].



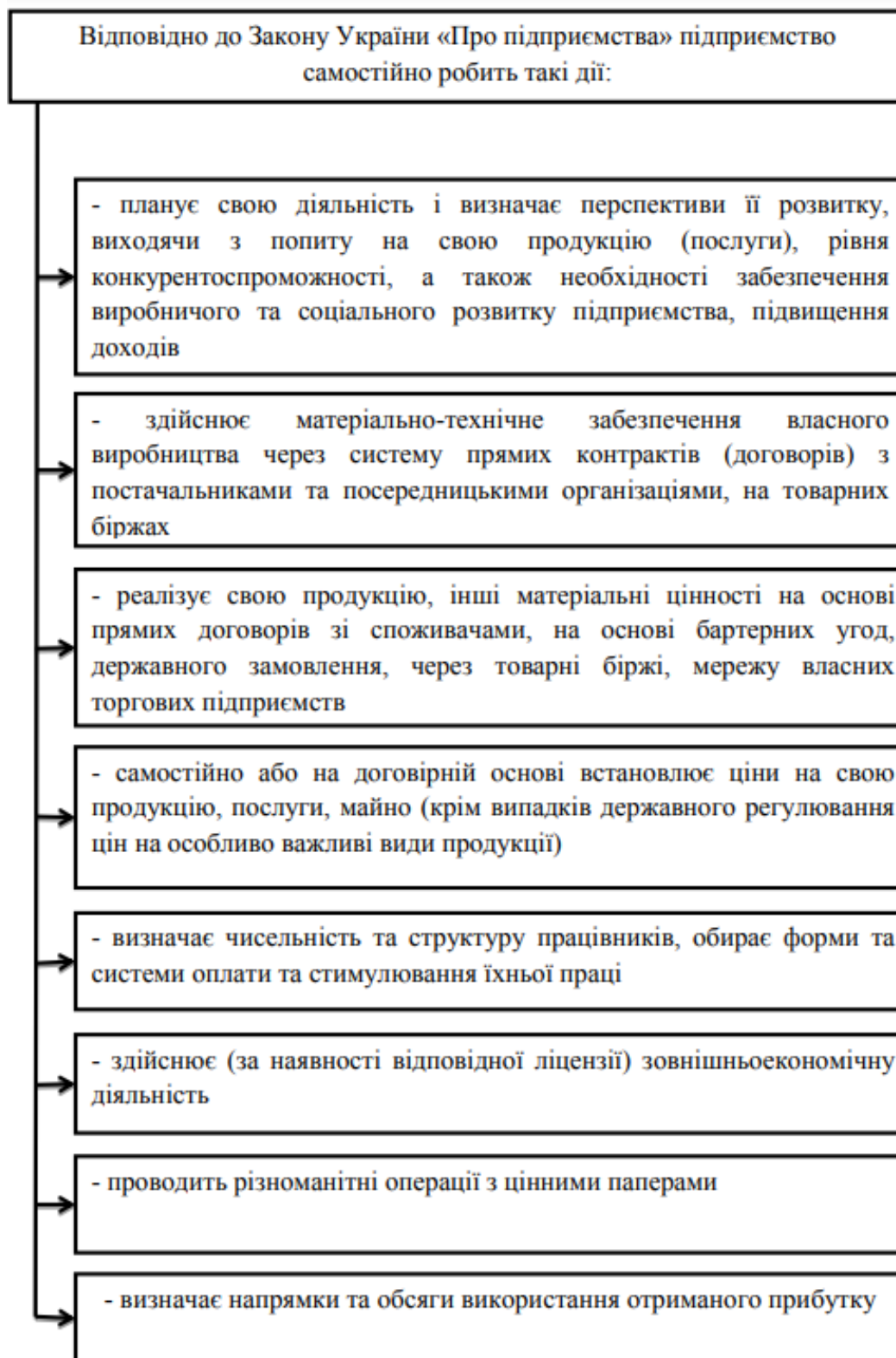


Рис. 5.1. – Основні дії підприємства

Економічний ефект діяльності підприємства є одним з узагальнюючих показників економоефективності технічних нововведень та є абсолютною величиною перевищення вартісної оцінки фактичних результатів над загальними витратами ресурсів за визначений період. Він може розраховуватися на різних етапах реалізації за весь цикл здійснення таких етапів і є різницею між вартісною оцінкою всіх витрат ресурсів за визначений строк [25].

Економічний ефект розраховується з використанням формули, де враховуються економічні показники з розробленої технології збагачення руди з врахуванням усіх витрат на виробництво та можливість підвищення якості отриманого концентрату:

$$E = (C - Z) \times A_{\text{річ}} ;$$

$$Z = C + E_n \times K$$

де,  $C$  – ціна тони концентрату, отриманого при збагаченні залізородної сировини, грн.;

$Z$  – витрати на виробництво 1 т концентрату, грн.;

$A_{\text{річ}}$  – продуктивність фабрики з використанням запропонованої технології переробки, т/рік;

$C$  – собівартість тони отриманого концентрату за рахунок впровадження рекомендованих заходів, грн.;

$K$  – питомі капіталовкладення, грн/т;

$E_n$  – нормальний коефіцієнт ефективності капіталовкладень ( $E_n = 0,15$ ).

Таким чином:

$$Z = 3694,86 + 0,15 \cdot 362131 / 11250 = 4828,41 \text{ грн.}$$

$$E_p = (4833,18 - 4828,41) \cdot 112500 = 53662,5 \text{ тис. грн.}$$

Економічний ефект, який визначено на підставі приблизних розрахунків, враховуючи особливості розробленої технологічної схеми, складатиме 53662,5тис. грн/рік.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Криворізький залізорудний басейн є важливим джерелом залізної руди для металургійної промисловості не тільки України, а й світу, тому як більша частина готової продукції експортується.

2. Існує кілька основних методів переробки залізних руд, які використовуються для підвищення концентрації заліза в руді. Збагачення руд включає в себе кілька етапів: подрібнення, гравітаційне збагачення, флотація, магнітне збагачення, та агломерація.

3. При підземному видобутку багатих руд, вміст заліза у яких складає 57-62%. Тут є недосконалість технології підземного видобутку, що веде до втрат від 9 до 18% їх запасу та при переробці їх додатково втрачається до 4% мінералів, що містять залізо.

4. Руди, що видобуваються підземним способом, мають свої особливості, що накладають певні вимоги на технології їх переробки. В умовах обмежених ресурсів та необхідності підвищення екологічної безпеки переробка залізних руд підземного видобутку набуває особливої значущості.

5. Об'єктом дослідження була проба руди підземного видобутку яка представлена гематит-мартитовими роговиками, джеспілітами, безрудними роговиками, сланцями тощо, та пусті породи.

6. При вивченні проби збідненої залізної руди підземного видобутку була проведена оцінка вмісту або ж в об'ємних відсотках до тієї чи іншої фракції цих складових у матеріалі проби.

7. Були проведені лабораторні дослідження збагачуваності проби крупнокускової руди класу +60 мм магнітним та гравітаційним методом.

8. Завданням досліджень є порівняння магнітного та гравітаційного методів збагачення та було визначено залежність між вмістом заліза у рудних зразках та магнітною сприятливістю, а також питомою вагою кусків.

9. Особливістю досліджуваної руди є досить велика твердість породи порівняно з рудними мінералами, в результаті чого після видобутку і дроблення крупні класи руди в значній мірі збіднюються, тоді як дрібні класи (аглюрода) відрізняються високим вмістом заліза.

10. Було проведено порівняння результатів розділення у важких суспензіях з результатами магнітного аналізу.

11. Результати показують перевагу розділення у важких суспензіях порівняно з магнітною сепарацією, що особливо наглядно видно за кривими збагачуваності.

12. За розробленою схемою збагачення збіднених крупнокускових руд підземного видобутку отримано концентрат, в якому вміст  $Fe_{заг} = 52\%$ , при виході 35% та вилученні 35% та хвосту з виходом 49,3% при вмісті заліза 20,4% та вилученні 28,8%. Окрім того, можливе виділення промпродукту з виходом 15,7%, вмістом заліза 42,8% та вилученням 19,2%, який може надходити на подальше збагачення.

13. Приблизний економічний ефект, враховуючи особливості розробленої технологічної схеми, складатиме 53662,5 тис. грн/рік.

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Іванов Євген. Геокадастрові дослідження гірничопромислових територій: Монографія/ Євген Іванов. – Львів: Видавничий центр ЛНУ ім. Івана Франка, 2009. – 372с.

2. Грінченко О.В., Курило М.В., Михайлов В.А., Михайлова Л.С. Огар В.В., Омельчук О.В., Шевченко В.І., Шунько В.В., Щербак Д.М. Металічні корисні копалини України: Підручник. – К.: Видавничо-поліграфічний центр «Київський університет», 2006. – 219 с.

3. Євтехов В.Д. Склад магнетиту як показник варіативності стійкості гірничих масивів залізорудних родовищ Кривбасу / В.Д. Євтехов, С.В. Тіхлівець, С.В. Тіхлівець// Збірник тез Всеукраїнської наукової конференції Геологічна будова та корисні копалини України. К.: Інститут геохімії, мінералогії та рудоутворення імені М.П. Семиненка. – 2022. – С. 164-167.

4. Ніколаєнко К.В. Розробка технології вилучення гематиту з відходів фабрик, які переробляють руди підземного видобутку магнітним способом/ К.В. Ніколаєнко, Л.Ю. Дубровна// Збагачення корисних копалин. – 2017. – Вип. 67(108). – С. 71 – 76.

5. Електронний ресурс:  
[https://vue.gov.ua/%D0%A3%D0%BA%D1%80%D0%B0%D1%97%D0%BD%D0%B0:%D0%B2%D0%B8%D0%B4%D0%BE%D0%B1%D1%83%D0%B2%D0%BD%D0%B0\\_%D0%BF%D1%80%D0%BE%D0%BC%D0%B8%D1%81%D0%BB%D0%BE%D0%B2%D1%96%D1%81%D1%82%D1%8C](https://vue.gov.ua/%D0%A3%D0%BA%D1%80%D0%B0%D1%97%D0%BD%D0%B0:%D0%B2%D0%B8%D0%B4%D0%BE%D0%B1%D1%83%D0%B2%D0%BD%D0%B0_%D0%BF%D1%80%D0%BE%D0%BC%D0%B8%D1%81%D0%BB%D0%BE%D0%B2%D1%96%D1%81%D1%82%D1%8C)

6. Електронний ресурс: [https://economic-definition.com/Industrial\\_metals/Zheleznaya\\_ruda\\_Ironstone\\_\\_eto.html](https://economic-definition.com/Industrial_metals/Zheleznaya_ruda_Ironstone__eto.html)

7. Електронний ресурс: <https://uas.su/allmet/1ore/ironore/002.php>

8. Електронний ресурс: <https://www.ftmmachinery.com/ru/blog/dressing-ways-for-3-kinds-of-iron-ore-make-you-more-profitable.html>

9. Електронний ресурс:  
[https://uk.wikipedia.org/wiki/%D0%97%D0%B1%D0%B0%D0%B3%D0%B0%D1%87%D0%B5%D0%BD%D0%BD%D1%8F\\_%D0%BA%D0%BE%D1%80%D0%B8%D1%81%D0%BD%D0%B8%D1%85\\_%D0%BA%D0%BE%D0%BF%D0%B0%D0%BB%D0%B8%D0%BD](https://uk.wikipedia.org/wiki/%D0%97%D0%B1%D0%B0%D0%B3%D0%B0%D1%87%D0%B5%D0%BD%D0%BD%D1%8F_%D0%BA%D0%BE%D1%80%D0%B8%D1%81%D0%BD%D0%B8%D1%85_%D0%BA%D0%BE%D0%BF%D0%B0%D0%BB%D0%B8%D0%BD)

10. Булах О.В. Визначення доцільності використання операції тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів/ О.В. Булах// Збагачення корисних копалин. – 2017. – Вип. 67(108). – С. 48 – 55.

11. Електронний ресурс:  
[https://ecology.nmu.org.ua/ua/Studies/Scientific\\_Spring\\_2023.pdf](https://ecology.nmu.org.ua/ua/Studies/Scientific_Spring_2023.pdf)

12. Попов С.О. Стан і перспективи розвитку залізорудної промисловості України / С. О. Попов, Е. К. Бабец, В. О. Колосов, Г. І. Рудько // Збірник наукових праць «Науково-дослідного гірничорудного інституту» Державного вищого навчального закладу «Криворізький національний університет». – 2015. - №55. – С. 12-36.

13. Електронний ресурс:  
<https://patents.google.com/patent/RU2383392C2/ru>

14. Lucas Rojas Mendoza. Dry beneficiation of low-grade iron ore fines using a triboelectric Belt separator / Lucas Rojas Mendoza, Frank Hrach, Kyle Flynn, Abhishek Gupta // The 2019 SME Annual Conference & Expo and CMA 121st National Western Mining Conference Denver, Colorado – February 24-27, 2019.

15. Туркенич А.М. Дослідження впливу способу подачі живлення в канал матриці на якість магнітного продукту при сухій бар'єрній магнітній сепарації / А.М. Туркенич, Є.Є. Хорунжий// Збагачення корисних копалин. – 2006. – Вип. 25(66) – 26(67). – С. 33 – 37.

16. Филиппенко Ю.Н. Перспектива запуску технології збагачення окислених кварцитів в умовах КЗГОКОР / Ю.Н. Филиппенко, Б.Н. Пилипенко// Збагачення корисних копалин. – 2011. – Вип. 47(88).– С. 16 – 21.

[https://www.foruimining.com/ru/solutions/hematite-beneficiation-process-hematite-beneficiation-equipment/?srsltid=AfmBOoou88L7wsXc9B4X\\_f\\_vj06RKDEh6AgESL3KVnU3YaPRAkPrhbKn](https://www.foruimining.com/ru/solutions/hematite-beneficiation-process-hematite-beneficiation-equipment/?srsltid=AfmBOoou88L7wsXc9B4X_f_vj06RKDEh6AgESL3KVnU3YaPRAkPrhbKn)

18. Техніка і технологія збагачення корисних копалин. [Електронний ресурс] : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво» / В. Г. Кравець, В. С. Білецький, В. О. Смирнов ; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Електронні текстові дані. – Київ: КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2019. – 286 с.

19. Дослідження збагачуваності руд ім. Кірова з метою удосконалення технологічної схеми збагачення / Рундквіст А.К., Петрунь В.Ф. – Кривий Ріг, 197. – 92 с.

20. Винокурова Л.Е. Основи охорони праці / Винокурова Л.Е., Васильчук М.В., Гаман М.В. – К.: Вікторія, 2001. – 192 с.

21. Основи охорони праці: Підручник. 21 видання, доповнене та перероблене/ К.Н. Ткачук, М.О. Халімовський, В.В. Зацарний, Д.В. Зеркалов, Р.В. Сабарно, О.І. Полукаров, В.С. Коз'яков, Л.О. Мітюк. За ред. К.Н. Ткачука і М.О. Халімовського. – К.: Основа, 2006. – 448 с.

22. Грибан В.Г. Охорона праці. Навч.посіб. 2-ге вид. / Грибан В.Г., Негодченко О.В. – К.: Центр учбової літератури, 2011. – 280 с.

23. Шаповал В.А. Економіка гірничого підприємства. Навчальний посібник/ Шаповал В.А., Горпинич О.В. – Дніпро.: НГУ, 2017. – 204 с.

24. Рогач С.М. Економіка підприємства (в схемах і таблицях): Навч. Посібник / Рогач С.М., Суліма Н.М., Гуцул Т.А. – К.: «ЦП «КОМПРИНТ», 2017. – 508 с.

25. Іванілов О.С. Економіка підприємства: підруч. [для студ. вищ. навч. закл.] / О.С. Іванілов – К.: Центр учбової літератури, 2009. — 728 с.