

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Гірничо-металургійний факультет
Кафедра гірничої справи

«Допущено до захисту»
Гарант ОПП

Іван ЧЕБЕРЯЧКО

КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

на здобуття освітнього ступеня магістра

за підсумками виконання освітньо-професійної програми

«Технології збагачення корисних копалин»

за спеціальністю 184 Гірництво

**на тему «Обґрунтування параметрів подрібнення руди для
підвищення якості магнетитових концентратів в умовах ПівдГЗК»**

Керівник роботи

Наталія КУШНІРУК

Консультант від бази практики

Олексій ТОЦЬКИЙ

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

Здобувач

Сергій КОНОНЕНКО

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

Голова ЕК

Андрій РТИЩЕВ

ЗАПОРІЖЖЯ 2026

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет	<u>Гірничо-металургійний</u>
Кафедра	<u>Гірничої справи</u>
Ступінь вищої освіти	<u>Магістр</u>
Спеціальність	<u>184 Гірництво</u>
ОПП	<u>Технології збагачення корисних копалин</u>

ЗАТВЕРДЖУЮ

Гарант ОПП

_____ Іван ЧЕБЕРЯЧКО

«___» _____ 2026 р.

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ МАГІСТРА

_____ Кононенко Сергія Сергійовича _____

1. Тема роботи «Обґрунтування параметрів подрібнення руди для підвищення якості магнетитових концентратів в умовах ПівдГЗК» керівник роботи Кушнірук Наталія Володимирівна, к. т. Н., доцент затверджені наказом Університету №239 від 10.09.2025 р.
2. Термін подання роботи 25.01.2026
3. Вихідні дані до роботи магнетитові кварцити родовищ АТ «Південний гірничо-збагачувальний комбінат
4. Зміст пояснювальної роботи Анотація. Зміст. Вступ. 1. Сировинна база АТ «ПівдГЗК» та технологія збагачення магнетитових кварцитів Скелеватського родовища. 2. Спеціальний розділ Висновки. Перелік використаних джерел.
5. Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): Графічна частина виконана за допомогою програми PowerPoint, представлена у вигляді слайдів формату А4. 1.Актуальність та завдання досліджень. 2. Особливості речовинного складу вихідної сировини. 3. Аналіз результатів лабораторних досліджень. 4. Рекомендована технологія збагачення. 5. Загальні висновки.

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

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
1	Кушнірук Н.В., доцента кафедри ГС
2	Кушнірук Н.В., доцента кафедри ГС

7. Дата видачі завдання ____ 08.12.2025 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи
1	Збір матеріалу. Написання технологічного розділу	10.12.2025
2	Написання спеціального розділу.	20.01.2026
3	<i>Оформлення роботи</i>	25.01.2026
4		
5		
6		
7		
8		

Здобувач

Сергій КОНОНЕНКО

Керівник роботи

Наталія КУШНІРУК

АНОТАЦІЯ

Кононенко Сергій Сергійович. Обґрунтування параметрів подрібнення руди для підвищення якості магнетитових концентратів в умовах ПівдГЗК - Кваліфікаційна праця на правах рукопису.

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

Об'єкт дослідження – процес подрібнення залізистих кварцитів у барабанних млинах на заключних стадіях збагачення.

Предмет дослідження – вплив геометричних параметрів (форми та розміру) мелючих тіл на енергоемність, селективність подрібнення та показники зносу.

Робота присвячена підвищенню якості магнетитових концентратів ПівдГЗК через оптимізацію завантаження млинів III стадії подрібнення. У роботі проведено порівняльний аналіз роботи куль різних діаметрів, цільпелесів та параболоїдних мелючих тіл. Науково обґрунтовано переваги параболоїдів розміром 25х29 мм, які забезпечують приріст готового класу $-0,044$ мм при одночасному зниженні частки шламів.

Результати досліджень доводять, що зміна форми мелючого середовища на параболоїдну дозволяє знизити енерговитрати на 28% та підвищити експлуатаційний ресурс завантаження майже вдвічі. Розраховано економічний ефект та запропоновано заходи з охорони праці при роботі з новими типами мелючих тіл.

Робота складається з: 56 с., 9 рис., 10 табл., 13 джерел у переліку посилань.

КЛЮЧОВІ СЛОВА. ПОДРІБНЕННЯ, МАГНЕТИТОВИЙ КОНЦЕНТРАТ, МЕЛЮЧІ ТІЛА, ПАРАБОЛОЇД, ЕНЕРГОЕФЕКТИВНІСТЬ, СЕЛЕКТИВНІСТЬ, ПІВДГЗК

ЗМІСТ

ВСТУП	6
Розділ 1. Аналіз сировинної бази ат «півдгзк» та технології її збагачення магнетитових кварцитів	8
1.1. Особливості руд Скелеватського родовища	8
1.2. Особливості технології збагачення магнетитових кварцитів Скелеватського родовища	12
Розділ 2 Розрахунок основних кількісно-якісних показників та визначення оптимальних параметрів подрібнення руди Скелеватського родовища.....	16
2.1 Розрахунок кількісно-якісних показників технології збагачення магнетитових кварцитів.....	16
2.2 Визначення оптимальних параметрів подрібнення руди Скелеватського родовища	27
2.3 Заходи з охорони праці та надзвичайних ситуаціях.....	49
2.4. Техніко-економічне обґрунтування проекту.....	52
Загальні висновки.....	55
Список використаних джерел.....	55

ВСТУП

Актуальність теми дослідження.

На початок 2026 року світова металургійна галузь переживає глибокі трансформації, спричинені глобальним трендом на декарбонізацію та впровадженням "зелених" технологій виробництва сталі. Це призводить до жорстких вимог до якості первинної сировини. Якщо раніше концентрат із вмістом заліза 62-65% був достатнім, то сьогодні для сучасних електродугових печей та технологій прямого відновлення заліза потрібна сировина преміум-класу - понад 68%, із мінімальним вмістом шкідливих домішок (кремнезем, фосфор, сірка).

Для України, зокрема для гірничо-збагачувальних комбінатів Криворізького басейну (ПівдГЗК), це створює як виклики, так і можливості. Рудна база Південного родовища характеризується поступовим збідненням запасів та ускладненням мінералогічного складу (тонке вкраплення магнетиту). В таких умовах традиційні технології подрібнення та збагачення вже не можуть забезпечити необхідну якість кінцевого продукту.

Ключовим технологічним етапом, що безпосередньо впливає на ступінь розкриття корисного мінералу (магнетиту) і, як наслідок, на кінцевий вміст заліза в концентраті, є процес подрібнення. Оптимізація цього процесу дозволяє не тільки підвищити якість продукції до світових стандартів, але й знизити енергоємність виробництва, що відповідає стратегії сталого розвитку компанії "Метінвест Політехніка". Дослідження кінетики подрібнення, обґрунтування застосування сучасного високоефективного обладнання (вертикальні млини) та розробка вдосконаленої технологічної схеми є надзвичайно актуальним науково-практичним завданням.

Мета роботи: встановлення та наукове обґрунтування оптимальних параметрів циклу подрібнення магнетитових кварцитів АТ «ПівдГЗК» для забезпечення максимального розкриття мінералів і отримання високоякісного концентрату ($\text{Fe} > 68\%$) при мінімальних питомих енерговитратах.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні задачі дослідження:

Провести аналіз мінералогічного складу руд АТ «ПівдГЗК» та існуючих технологічних схем подрібнення на РЗФ.

Експериментально дослідити кінетику процесу подрібнення та визначити залежність ступеня розкриття магнетиту від крупності помелу.

Обґрунтувати оптимальні технологічні параметри роботи подрібнювального та класифікаційного обладнання (кульове навантаження, щільність пульпи, режими класифікації).

Розробити вдосконалену технологічну схему циклу подрібнення з вузлом доводки концентрату та виконати її якісно-кількісний розрахунок.

Оцінити економічну ефективність запропонованих рішень та проаналізувати заходи з охорони праці та екологічної безпеки.

Об'єкт дослідження: технологічний процес багатостадійного подрібнення магнетитових кварцитів на Південному ГЗК.

Предмет дослідження: кінетичні закономірності руйнування мінеральних агрегатів, фізико-механічні властивості руди, параметри кульового навантаження та режими роботи класифікаційного обладнання.

Наукова новизна: полягає в обґрунтуванні комплексного підходу до оптимізації циклу подрібнення, що включає зміну асортименту мелючих тіл, використання хімічних інтенсифікаторів та впровадження енергоефективного вертикального млина для доводки концентрату, що дозволяє досягти світових стандартів якості сировини.

РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СИРОВИННОЇ БАЗИ АТ «ПІВДГЗК» ТА ТЕХНОЛОГІЇ ЇЇ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

1.1. Особливості руд Скелеватського родовища

Сировинна база АТ «Південний ГЗК» представлена залізистими кварцитами різних горизонтів, які мають специфічну мінеральну складову та фізико-хімічні властивості. Поклади руди характеризуються значною мінливістю за такими параметрами, як речовинний склад, текстурно-структурні особливості та показники збагачуваності. Головними рудними мінералами родовища є магнетит, гематит та мартит, а основними нерудними компонентами - кварц, силікати (переважно куммінгтоніт та рибекіт) і карбонати. Залежно від співвідношення цих мінералів, сировину поділяють на магнетитові та гематит-магнетитові кварцити, що потребують різних технологічних підходів при переробці [1-2].

Вміст загального заліза ($Fe_{\text{заг}}$) у промислових сортах руди Скелеватського родовища коливається в межах 30-38%, проте критичним показником для технології магнітного збагачення є вміст магнітного заліза (Fe_{mag}), який зазвичай становить 24-28%. Наявність у руді заліза, пов'язаного із силікатами, значно ускладнює процес його вилучення, оскільки ці сполуки не вилучаються методами мокрої магнітної сепарації і переходять у хвости, що знижує загальний вихід концентрату.

За текстурними ознаками руди родовища є переважно тонкошаруватими, де чергування рудних та нерудних прошарків має міліметровий масштаб. Така морфологія зумовлює дуже дрібне вкраплення магнетиту, що вимагає глибокого подрібнення вихідної сировини (до класу -0,074 мм) для досягнення необхідного ступеня

розкриття зерен корисного компонента. Висока абразивність та міцність кварцитів (коефіцієнт тривкості за шкалою Протодьяконова $f = 14-18$) роблять процеси рудопідготовки найбільш енергомісткими етапами виробництва на комбінаті.

Технологічна мінливість сировини за ступенем окиснення та магнітними властивостями створює потребу в ретельному усередненні руди ще на стадії видобутку в кар'єрі. Це є необхідною умовою для стабілізації роботи збагачувальних фабрик РЗФ-1 та РЗФ-2, що дозволяє отримувати високоякісний залізорудний концентрат із вмістом заліза понад 67% та забезпечувати стабільні показники вилучення заліза в кінцевий продукт [3-5].

Мінеральний склад залізистих кварцитів Скелеватського родовища визначає вибір технологічної схеми збагачення та якість отриманих продуктів. Головні мінеральні асоціації представлені трьома групами:

Рудні мінерали представлені домінуючим магнетитом, у зонах окиснення присутні гематит та мартит. Магнетит зазвичай представлений зернами неправильної форми розміром від 0,02 до 0,1 мм.

Нерудні (жильні) мінерали це в основному кварц (40-50%). Також присутні силікати заліза та магнію (куммінгтоніт, актиноліт, рибекіт), які негативно впливають на збагачуваність, оскільки забирають на себе частину заліза, яке неможливо вилучити магнітним способом.

Карбонати та інші домішки представлені сидеритом, анкеритом та невеликою кількістю апатиту (джерело фосфору) і піриту (джерело сірки) [2].

Хімічний склад вихідної руди характеризується стабільним вмістом кремнію та низькою кількістю шкідливих домішок, що робить

концентрат конкурентоспроможним на ринку. Середні показники хімічного складу наведено в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 Середній хімічний склад залізистих кварцитів Скелеватського родовища

Компонент	Вміст, %
Fe ₂ O ₃	32,5 - 36,5
Fe ₂ SiO ₄	24,0 - 28,5
SiO ₂	42,0 - 46,0
CaO	0,8 - 1,5
MgO	1,2 - 2,1
Al ₂ O ₃	0,3 - 0,7
S	0,02 - 0,05
P	0,03 - 0,06

Аналіз даних таблиці свідчить, що руда є типовою для Криворізького басейну, з характерним високим вмістом кремнезему (SiO₂), що потребує ефективного усунення в процесі збагачення для отримання кондиційного концентрату. Низький вміст сірки та фосфору є важливою перевагою даної сировини, оскільки це спрощує подальший металургійний переділ.

Високий ступінь кореляції між вмістом магнітного заліза та загальним вмістом заліза дозволяє ефективно прогнозувати вихід концентрату на основі даних геологічного опробування. Проте наявність силікатного заліза (у складі куммінгтоніту) зумовлює втрати заліза з хвостами збагачення, що необхідно враховувати при розрахунку технологічного балансу.

Ефективність процесів збагачення залізистих кварцитів Скелеватського родовища безпосередньо залежить від характеру вкрапленості магнетиту та його просторового взаємозв'язку з жильними мінералами. За даними мінералогічних досліджень, руди родовища

відносяться до категорій дрібно- та тонковкраплених, що зумовлює складність їх механічного розкриття [6-7].

Основні закономірності крупності магнетиту в вихідній руді:

Переважає маса зерен магнетиту має розміри в межах 0,02-0,12 мм. Зустрічаються окремі агрегати розміром до 0,2-0,4 мм, проте вони зазвичай представлені зростками з кварцом.

Магнетит утворює як поодинокі ідіоморфні зерна, так і ланцюжкові або гніздоподібні скупчення, що орієнтовані вздовж шаруватості кварциту.

Більше 60-70% всього магнітного заліза зосереджено в класах менше 0,074 мм. Це означає, що для досягнення ступеня розкриття зерен, необхідного для отримання концентрату з вмістом $\text{Fe} \geq 67\%$, руда потребує багатостадійного подрібнення.

Технологічні властивості сировини Скелеватського родовища суттєво змінюються залежно від стратиграфічного положення залізистих горизонтів. Основний видобуток зосереджений у четвертому, п'ятому та шостому залізистих горизонтах, кожен з яких має характерні особливості вкрапленості.

Четвертий залізистий це горизонт характеризується найбільш крупною вкрапленістю магнетиту порівняно з іншими. Зерна магнетиту тут мають відносно чіткі межі з нерудними мінералами, що сприяє їх кращому розкриттю вже в першій стадії подрібнення. Вміст зерен розміром понад 0,1 мм є найвищим саме в цьому горизонті, що дозволяє отримувати вихідний концентрат з меншими енерговитратами.

П'ятий залізистий горизонт є основним джерелом руди для комбінату. Він має середню вкрапленість. Для магнетиту цього горизонту характерна агрегатна структура - окремі зерна згруповані у подовжені прошарки. Розмір індивідуальних зерен варіюється в межах 0,04-0,08 мм. Ця руда вважається «еталонною» для розрахованих схем

збагачення РЗФ-1 та РЗФ-2, оскільки стабільно забезпечує цільові показники якості при стандартному помелі.

Шостий залізистий горизонт відрізняється найбільш тонкою та дисперсною вкрапленістю магнетиту. Значна частина рудних зерен має розмір менше 0,04 мм. Крім того, у цьому горизонті спостерігається найтісніше взаємне проростання магнетиту з кварцом та амфіболами (силікатами заліза). При переробці руд 6-го горизонту різко зростає циркуляційне навантаження в циклах подрібнення, а отримання кондиційного концентрату потребує максимальної інтенсифікації процесів сепарації.

1.2. Особливості технології збагачення магнетитових кварцитів Скелеватського родовища

Технологічний комплекс АТ «Південний ГЗК» базується на стадіальному принципі збагачення, що зумовлено високою міцністю залізистих кварцитів та необхідністю глибокого розкриття тонковкраплених рудних мінералів. Вибрана схема передбачає три стадії подрібнення та багатостадійну мокру магнітну сепарацію, що дозволяє поступово видаляти пусту породу та підвищувати вміст заліза в промпродуктах. Такий підхід забезпечує раціональне використання енергоресурсів, оскільки значна частина відвальних хвостів виводиться з процесу вже на ранніх етапах, що розвантажує основне обладнання наступних стадій [8-9].

Процес рудопідготовки на збагачувальних фабриках РЗФ-1 та РЗФ-2 починається з дроблення, після чого сировина надходить на першу стадію подрібнення в млини МШЦ. Особливістю технології є робота подрібнювальних агрегатів у замкненому циклі зі спіральними класифікаторами та гідроциклонами. Це дозволяє контролювати

крупність живлення магнітної сепарації та забезпечувати вихідний клас -0,074 мм на рівні 92-95%, що є критично важливим для отримання концентрату з вмістом заліза понад 67%.

Мокра магнітна сепарація є головним технологічним процесом вилучення заліза з руд Скелеватського родовища, що базується на високій питомій магнітній сприйнятливості магнетиту порівняно з діамагнітним кварцом. На збагачувальних фабриках комбінату застосовується багатостадійна схема сепарації (зазвичай 4-5 стадій), що дозволяє максимально повно вилучити корисний компонент при одночасному забезпеченні високої якості кінцевого концентрату. Кожна стадія сепарації виконує свою функцію: від виділення відвальних хвостів у першій стадії до фінального доведення вмісту заліза в концентраті до 67-68,5% у перелічених операціях.

Основне обладнання для реалізації цього процесу представлене барабанними магнітними сепараторами типу ПБМ. Магнітна система цих апаратів виконана на основі постійних магнітів, що забезпечує стабільність магнітного поля та енергонезалежність процесу розділення. Конструкція сепараторів передбачає напівпрямотечну або протиточну ванну, що дозволяє ефективно працювати з пульпами різної густини та крупності, забезпечуючи високу селективність розділення навіть при значних коливаннях навантаження.

Важливою особливістю магнітної сепарації є виникнення явища магнітної флокуляції - злипання дрібних частинок магнетиту в агрегати під дією магнітного поля. З одного боку, це сприяє кращому вилученню дрібних зерен магнетиту, але з іншого - призводить до механічного затягування частинок кварцу всередину флокул. Для боротьби з цим явищем та підвищення чистоти концентрату в схему впроваджуються проміжні операції дешлімації та грохочення, а також використовуються

спеціальні бризкальні пристрої для промивки магнітного шару безпосередньо на барабані сепаратора.

Ефективність магнітної сепарації контролюється за двома основними показниками: вмістом загального заліза в концентраті та вмістом магнітного заліза в хвостах. Завдяки оптимізації магнітної індукції (яка для магнетитових руд зазвичай становить 0,1-0,15 Тл на поверхні барабана) та регулюванню частоти обертання барабанів, комбінату вдається досягати високого рівня вилучення магнітного заліза - на рівні 95-97%. Удосконалення процесу на сучасному етапі пов'язане з переходом на сепаратори з підвищеною інтенсивністю магнітного поля та впровадженням автоматизованих систем регулювання подачі пульпи, що мінімізує вплив «людського фактора» на якість продукції.

Дешлімація є невід'ємною частиною технологічного циклу збагачення магнетитових кварцитів на Південному ГЗК і виконує роль допоміжної, але критично важливої операції перед стадіями магнітної сепарації та фільтрації. Основною метою процесу є видалення з пульпи тонких шламових частинок (переважно кварцу та глинистих мінералів) розміром менше 10-20 мкм, які негативно впливають на селективність магнітного розділення. Наявність надлишкової кількості шламів підвищує в'язкість середовища, що утруднює осадження рудних зерен та призводить до механічного засмічення магнітного концентрату породними домішками [8].

На фабриках РЗФ-1 та РЗФ-2 процес дешлімації реалізується у магнітних дешліматорах, які поєднують у собі принципи гравітаційного осадження та попереднього магнітного згущення. Принцип роботи апаратів базується на створенні висхідного потоку води, швидкість якого підбирається таким чином, щоб виносити легкі тонкодисперсні частинки породи у злив, тоді як важчі та крупніші зерна магнетиту, підсилені магнітною флокуляцією, осаджуються на дно. Це дозволяє не

лише очистити сировину від шламів, але й суттєво підвищити вміст твердого в живленні наступних стадій збагачення, що стабілізує роботу магнітних сепараторів.

Особливе значення дешлімація має при переробці важкозбагачуваних руд із підвищеним вмістом силікатів. У процесі підготовки пульпи магнітні дешліматори забезпечують руйнування слабких агрегатів «руда-порода», що сприяє виведенню значної частини кремнію (SiO_2) у хвости ще до фінальних стадій збагачення. Ефективність дешламації безпосередньо впливає на вологість кеку при вакуум-фільтрації: видалення шламів покращує фільтрувальні властивості концентрату, запобігаючи «забиванню» фільтрувальної тканини найдрібнішими частинками [8].

Сучасна практика експлуатації дешліматорів на комбінаті передбачає використання засобів автоматичного контролю рівня піскової частини та щільності зливу. Це дозволяє оперативно реагувати на зміни в мінеральному складі вихідної руди та підтримувати оптимальний гідродинамічний режим. Застосування дешлімації як операції попереднього згущення та очищення дозволяє збільшити продуктивність млинів другої та третьої стадій подрібнення за рахунок повернення в цикл лише якісно підготовленого продукту, що в цілому підвищує техніко-економічну ефективність роботи збагачувального комплексу.

РОЗДІЛ 2 РОЗРАХУНОК ОСНОВНИХ КІЛЬКІСНО-ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ТА ВИЗНАЧЕННЯ ОПТИМАЛЬНИХ ПАРАМЕТРІВ ПОДРІБНЕННЯ РУДИ СКЛЕЛЕВАТСЬКОГО РОДОВИЩА

2.1 Розрахунок кількісно-якісних показників технології збагачення магнетитових кварцитів

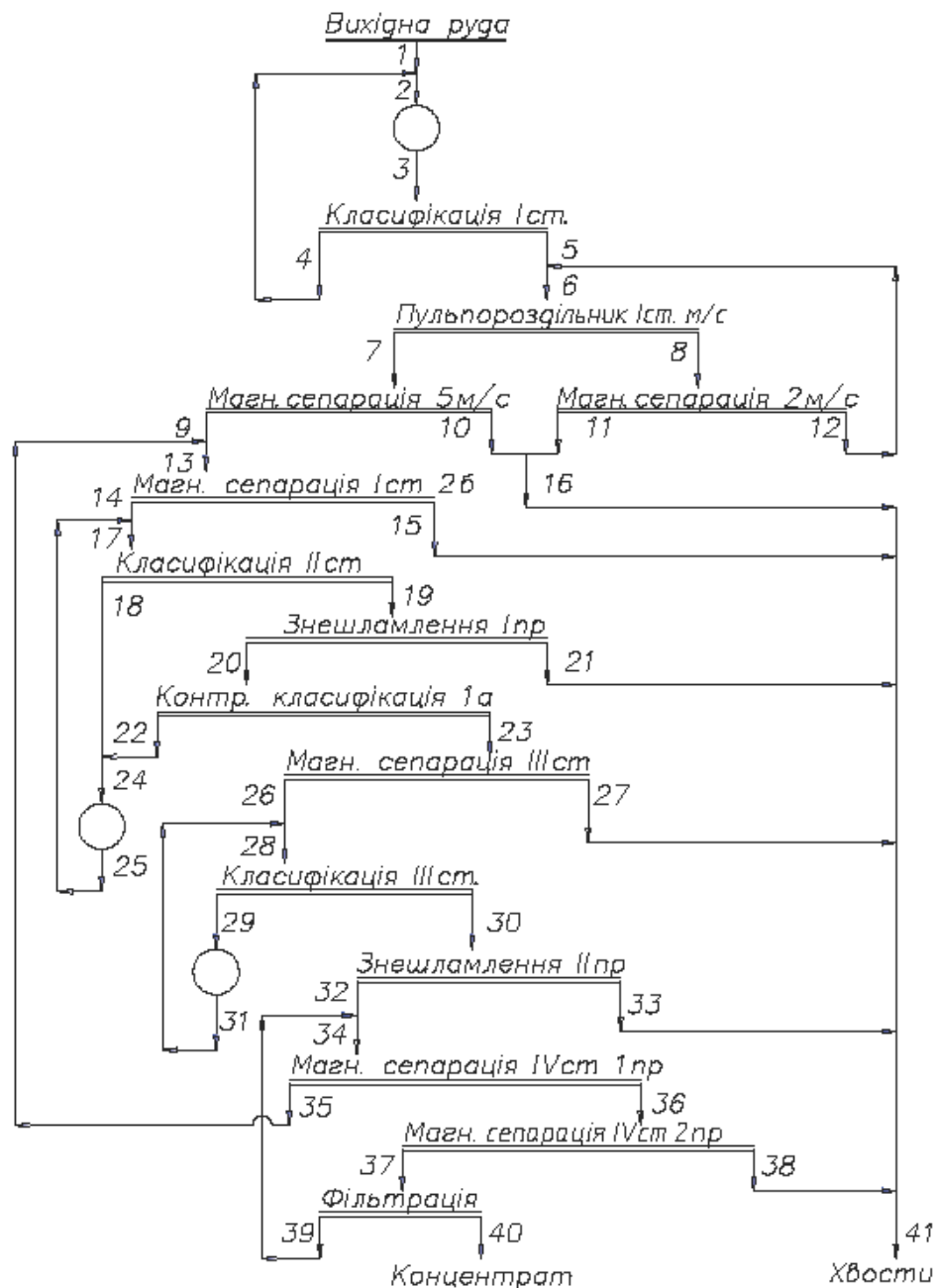


Рисунок 2.1 - Технологічна схема збагачення магнетитових кварцитів АТ «ПівдГЗК»

Визначаємо кількість вихідних показників

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

де C - число розрахункових компонентів;

n_p - число продуктів розділення;

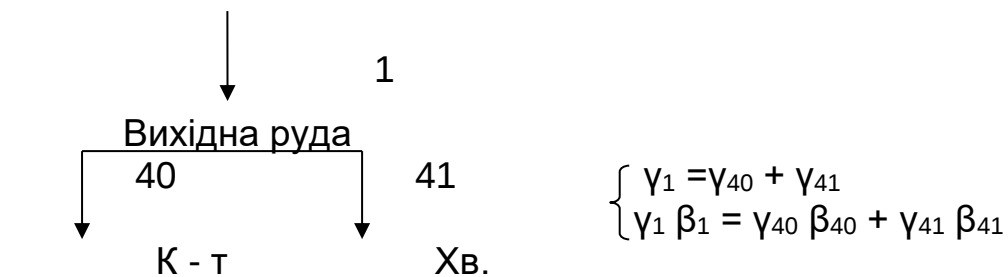
a_p - число операцій розділення.

Призначаємо показники збагачення для розрахунку.

Вихідні дані приймаємо по даним діючої фабрики-аналога РЗФ - 1

ПівдГЗК у відсотках:

Розрахунок схеми за вузлами:

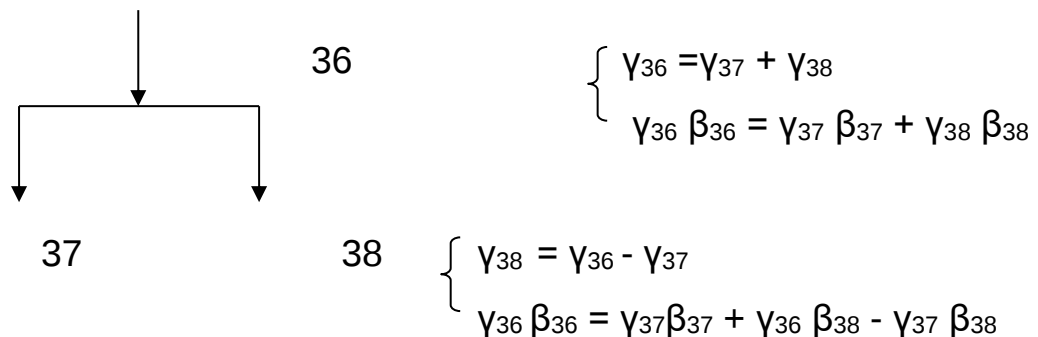


$$\gamma_{40} = \gamma_1 - \gamma_{41}$$

$$\gamma_1 (\beta_{40} - \beta_1) = \gamma_{41} (\beta_{40} - \beta_{41})$$

$$\gamma_{41} = \gamma_1 \frac{(\beta_{40} - \beta_1)}{(\beta_{40} - \beta_{41})} = 100 \frac{(65,7 - 34,85)}{(65,7 - 13)} = 58,54\%$$

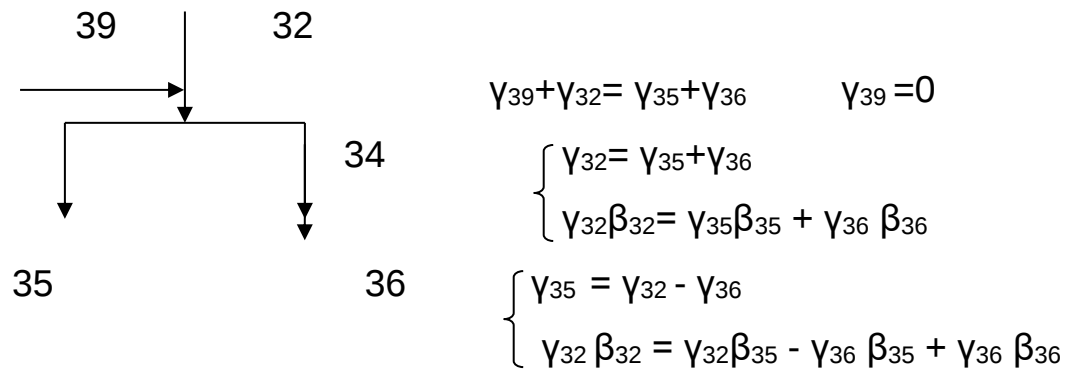
$$\gamma_{40} = 100 - 58,54 = 41,46\%$$



$$\gamma_{36} (\beta_{36} - \beta_{38}) = \gamma_{37} (\beta_{37} - \beta_{38})$$

$$\gamma_{36} = \gamma_{37} \frac{(\beta_{37} - \beta_{38})}{(\beta_{36} - \beta_{38})} = 41,46 \frac{(65,7 - 16,2)}{(64,65 - 16,2)} = 42,36\%$$

$$\gamma_{38} = 42,36 - 41,46 = 0,9\%$$



$$\gamma_{32} (\beta_{32} - \beta_{35}) = \gamma_{36} (\beta_{36} - \beta_{35})$$

$$\gamma_{32} = \gamma_{36} \frac{(\beta_{36} - \beta_{35})}{(\beta_{32} - \beta_{35})} = 42,36 \frac{(64,65 - 18,7)}{(64,3 - 18,7)} = 42,69\%$$

$$\gamma_{35} = 42,69 - 42,36 = 0,33\%$$

Всі інші вузли розраховуються аналогічно, результати розрахунку заносяться в таблицю 2.1.

Таблиця 2.1.- Результати розрахунку технологічної схеми

№ п/п	Продукти	Q, т/год	γ, %	β, %	ε, %	P, т/год
I	Подрібнення I ст.					
1	Надходить:					
4	Вихідна руда	2205,88	100,0	34,85	100,0	768,75
	Піски класифікації I ст.	2855,29	129,44	40,8	151,54	1161,10
	Разом	5061,17	229,44	38,3	251,54	1929,85
3	Виходить:					
	Злив млина I ст.	5061,17	229,44	38,3	252,15	1938,4
	Разом	5061,17	229,44	38,3	252,15	1938,4
II	Класифікація I ст.					
3	Надходить:	5061,17	229,44	38,3	252,15	1938,4
	Злив млина I ст.					
	Разом	5061,17	229,44	38,3	252,15	1938,4
4	Виходить:					
5	Піски класифікації I ст.	2855,29	129,44	40,8	151,54	1161,10
	Злив класифікації I ст.	2205,88	100,00	34,85	100,0	768,75
	Разом	5061,17	229,44	38,3	251,54	1929,85
III	Пульподільник I ст. м/с					
5	Надходить:					
12	Злив класифікації I ст.	2205,88	100,00	34,85	100,00	768,75
	Магнітний продукт 2м/с	637,06	28,88	50,3	41,68	320,42
	Разом	2842,94	128,88	38,31	141,68	1089,17
	Виходить:	1902,57	86,25	38,4	95,04	730,62

№ п/п	Продукти	Q, т/год	γ, %	β, %	ε, %	P, т/год
7	Продукт пульподілника1	940,37	42,63	38,3	46,85	360,16
8	Продукт пульподілника2					
	Разом	2842,94	128,88	38,31	141,89	1090,78
IV	Магнітна сепарація 5м/с					
7	Надходить: Продукт пульподілника1	1902,57	86,25	38,4	95,04	730,62
	Разом	1902,57	86,25	38,4	95,04	730,62
9	Виходить: Магнітний продукт 5м/с	1268,38	57,5	50,9	83,98	645,60
10	Хвости	634,19	28,75	13,4	11,05	84,95
	Разом	1902,57	86,25	38,4	95,03	730,55
V	Магнітна сепарація 2м/с					
8	Надходить: Продукт пульподілника2	940,37	42,63	38,3	46,85	360,16
	Разом	940,37	42,63	38,3	46,85	360,16
11	Виходить: Магнітний продукт 5м/с	303,31	13,75	13,1	5,17	39,74
12	Хвости 5м/с	637,06	28,88	50,3	41,68	320,42
	Разом	940,37	42,63	38,3	46,85	360,16
VI	Магнітна сепарація I ст. 26					
9	Надходить: Магнітний продукт 5м/с	1268,38	57,5	50,9	83,98	645,60
35	Промпродукт IVст 1	7,28	0,33	18,7	0,18	1,38
	Разом	1275,66	57,83	50,72	84,16	646,98
14	Виходить: Магнітний продукт I ст. 26	1217,87	55,21	52,5	83,17	639,37
15	Хвости I ст. 26	57,8	2,62	13,2	0,99	7,61
	Разом	1275,66	57,83	50,72	84,16	646,98
VII	Класифікація IIст.					
14	Надходить: Магнітний продукт I ст. 26	1217,87	55,21	52,5	83,17	639,37
25	Злив млина II ст.	4317,35	195,72	57,23	321,41	2470,84
	Разом	5535,21	250,93	56,12	404,58	3110,21
18	Виходить: Піски класифікації IIст.	3781,54	171,43	57,2	281,37	2163,03
19	Злив класифікації IIст.	1753,67	79,5	53,8	122,73	943,49
	Разом	5535,21	250,93	56,12	404,1	3106,52
VIII	Знешламлення Iпр.					
19	Надходить: Злив класифікації IIст.	1753,67	79,5	53,8	122,73	943,49
	Разом	1753,67	79,5	53,8	122,73	943,49
20	Виходить: Піски знешламлення Iпр.	1636,76	74,2	57,0	121,36	932,96
21	Злив знешламлення Iпр	116,91	5,3	12,0	1,82	13,99
	Разом	1753,67	79,5	53,8	123,18	946,95
IX	Контр. класифікація 1а					
20	Надходить: Піски знешламлення Iпр.	1636,76	74,2	57,0	121,36	932,96

№ п/п	Продукти	Q, т/год	γ, %	β, %	ε, %	P, т/год
	Разом	1636,76	74,2	57,0	121,36	932,96
22	Виходить:					
23	Піски класифікації 1а.	535,81	24,29	57,41	40,01	307,58
	Злив класифікації 1а	1100,95	49,91	56,8	81,35	625,38
	Разом	1636,76	74,2	57,0	121,36	932,96
X	Подрібнення IIст.					
18	Надходить:					
22	Піски класифікації IIст.	3781,54	171,43	57,2	281,37	2163,03
	Піски класифікації 1а.	535,81	24,29	57,41	40,01	307,58
	Разом	4317,35	195,72	57,23	321,38	2470,61
25	Виходить:					
	Злив млина IIст.	4317,35	195,72	57,23	321,41	2470,84
	Разом	4317,35	195,72	57,23	321,41	2470,84
XI	Магнітна сепарація IIIст.					
23	Надходить:					
	Злив класифікації 1а	1100,95	49,91	56,8	81,35	625,38
	Разом	1100,95	49,91	56,8	81,35	625,38
26	Виходить:	994,63	45,09	61,6	79,7	612,69
27	Магнітний продукт IIIст.	106,32	4,82	11,9	1,65	12,68
	Хвости III ст.					
	Разом	1100,95	49,91	56,8	81,35	625,37
XII	Класифікація IIIст.					
26	Надходить:					
31	Магнітний продукт IIIст.	994,63	45,09	61,6	79,7	612,69
	Злив млина IIIст.	4417,27	200,25	61,1	351,08	2698,93
	Разом	5411,9	245,34	61,19	430,78	3311,62
29	Виходить:					
30	Піски класифікації IIIст.	4417,27	200,25	61,1	351,08	2698,93
	Злив класифікації IIIст.	994,63	45,09	61,6	79,7	612,69
	Разом	5411,9	245,34	61,19	430,78	3311,62
XIII	Подрібнення IIIст.					
29	Надходить:					
	Піски класифікації IIIст.	4417,27	200,25	61,1	351,08	2698,93
	Разом	4417,27	200,25	61,1	351,08	2698,93
31	Виходить:					
	Злив млина IIIст.	4417,27	200,25	61,1	351,08	2698,93
	Разом	4417,27	200,25	61,1	351,08	2698,93
XIV	Знешламлення IIпр.					
30	Надходить:					
	Злив класифікації IIIст.	994,63	45,09	61,6	79,7	612,69
	Разом	994,63	45,09	61,6	79,7	612,69
32	Виходить:					
33	Піски знешламлення IIпр.	941,69	42,69	64,3	78,77	605,54
	Злив знешламлення IIпр.	52,94	2,4	13,5	0,93	7,15
	Разом	994,63	45,09	61,6	79,7	612,69
XV	Магнітна сепарація IVст. Iпр.		42,69			605,54

№ п/п	Продукти	Q, т/год	γ, %	β, %	ε, %	P, т/год
32 39	Надходить: Піски знешламлення II пр. Фільтрат	941,69 0	0	64,3 0	78,77 0	0
	Разом	941,69	42,69	64,3	78,77	605,54
35 36	Виходить: Промпродукт IV ст. I пр. Магнітний продукт IV ст. I пр.	7,28 934,41	0,33 42,36	18,7 64,65	0,18 78,58	1,38 604,08
	Разом	941,69	42,69	64,3	78,76	605,46
XVI 36	Магнітна сепарація IV ст. II пр. Надходить: Магнітний продукт IV ст. I пр.	934,41	42,36	64,65	78,58	604,08
	Разом	934,41	42,36	64,65	78,58	604,08
37 38	Виходить: Магнітний продукт IV ст. II пр. Хвости IV ст. II пр.	914,56 19,85	41,46 0,9	65,7 16,2	78,16 0,42	600,86 3,23
	Разом	934,41	42,36	64,65	78,58	604,09
XVII 37	Фільтрація Надходить: Магнітний продукт IV ст. II пр.	914,56	41,46	65,7	78,16	600,86
	Разом	914,56	41,46	65,7	78,16	600,86
39 40	Виходить: Фільтрат Концентрат	0 914,56	0 41,46	0 65,7	0 78,16	0 600,86
	Разом	914,56	41,46	65,7	78,16	600,86

Розрахунок водно-шламових показників

При розрахунку водно - шламової схеми визначається кількість води в операціях і продуктах, об'єм пульпи, а також об'єм свіжої води, що додається в операції і продукти. Свіжу воду додають для підтримання в операціях і продуктах необхідного розрідження.

Необхідними даними для розрахунку є масові частки твердого в операціях і продуктах. Ці показники визначають при випробовуваннях корисної копалини на збагачення.

Вихідні дані для розрахунку водно-шламової схеми.

регульовані, % : $T_I = 75$ $T_V = 25$ $T_X = 75$ $T_{XV} = 25$

$T_{II} = 48$	$T_{VI} = 30$	$T_{XI} = 30$	$T_{XVI} = 26$
$T_{III} = 25$	$T_{VII} = 48$	$T_{XII} = 48$	
$T_{IV} = 22$	$T_{IX} = 40$	$T_{XIII} = 65$	

нерегульовані , %

$T_1 = 99,0$	$T_{22} = 74,0$
$T_4 = 83,0$	$T_{26} = 66,0$
$T_8 = 29,0$	$T_{29} = 72,0$
$T_9 = 48,0$	$T_{32} = 39,0$
$T_{12} = 49,0$	$T_{35} = 2,50$
$T_{14} = 66,0$	$T_{37} = 51,0$
$T_{18} = 78,0$	$T_{40} = 89,0$
$T_{20} = 42,0$	

Визначаємо розрідження для всіх продуктів і операцій у схемі за формулою:

$$R = \frac{P}{T},$$

Після того, як ми будемо знати всі розрідження і $Q_{пр.}$, будемо мати змогу визначити кількість води у продуктах схеми за формулою:

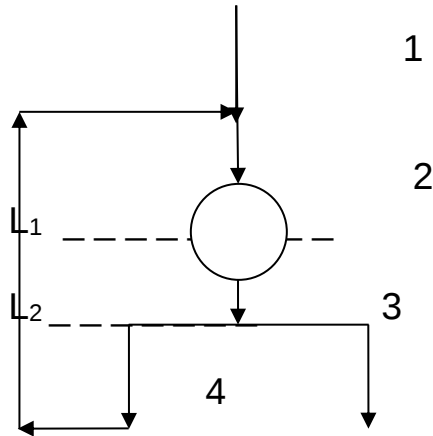
$$W_{пр} = R_{пр} * Q_{пр.},$$

де : $W_{пр}$ - кількість води у продукті, $m^3/г$ од;

$R_{пр}$ - розрідження, тобто $P:T$ продукту;

$Q_{пр}$ - маса продукту, т/год.

Визначаємо продуктивність за водою в операціях , продуктах і витрати свіжої води в операціях.



$$W_I = W_1 + W_4 + L_1$$

$$L_1 = W_I - W_1 - W_4 = 1670,19 - 22,06 - 571,06 = 1077,07 \text{ м}^3/\text{г од}$$

$$W_{II} = W_3 + L_2$$

$$L_2 = W_{II} - W_3 = 5466,06 - 1670,19 = 3795,87 \text{ м}^3/\text{г од}$$

$$W_{II} = W_4 + W_5$$

$$W_5 = W_{II} - W_4 = 5466,06 - 571,06 = 4895 \text{ м}^3/\text{г од}$$

$$R_5 = W_5 / Q_5 = 4895 / 2205,88 = 2,22$$

$$T_5 = 100 / (1 + R_5) = 100 / (1 + 2,22) = 31,06\%$$

$$W_2 = W_I - L_1 = 1670,19 - 1077,07 = 593,12 \text{ м}^3/\text{г од}$$

$$R_2 = W_2 / Q_2 = 593,12 / 5061,17 = 0,12$$

$$T_2 = 100 / (1 + R_2) = 100 / (1 + 0,12) = 89,29\%$$

Всі інші вузли розраховуються аналогічно, результати розрахунку заносяться в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2.- Результати розрахунку водно-шламової схеми

№ п/п	Продукти	Q, т/год	R, ч. од.	T, %	W, м ³ /год	V, м ³ /год
I	Подрібнення I ст.					
	Надходить:					
1	Вихідна руда	2205,88	0,01	99,00	22,06	652,31
4	Піски класифікації I ст.	2855,29	0,20	83,00	571,06	1386,86
L1	Свіжа вода				1077,07	1077,07
	Разом	5061,17	0,33	75,00	1670,19	3116,24
	Виходить:					
3	Злив млина I ст.	5061,17	0,33	75,00	1670,19	3116,24
	Разом	5061,17	0,33	75,00	1670,19	3116,24
II	Класифікація I ст.					
	Надходить:					
3	Злив млина I ст.	5061,17	0,33	75,00	1679,19	3116,24
L2	Свіжа вода				3795,87	3795,87
	Разом	5061,17	1,08	48,00	5466,06	6912,11

№ п/п	Продукти	Q, т/год	R, ч. од.	T, %	W, м³/год	V, м³/год
4	Виходить:					
5	Піски класифікації I ст.	2855,29	0,20	83,00	571,06	1386,86
	Злив класифікації I ст.	2205,88	2,22	31,06	4895,0	5525,25
	Разом	5061,17	1,08	48,00	5466,06	6912,11
III	Пульподільник Iст. м/с					
5	Надходить:					
12	Злив класифікації I ст.	2205,88	2,22	31,06	4895,0	5525,25
L3	Магнітний продукт 2м/с	637,06	1,04	49,00	662,54	844,56
	Свіжа вода				2971,28	2971,28
	Разом	2842,94	3,00	25,00	8528,82	9341,09
7	Виходить:					
8	Продукт пульподільника 1	1902,57	3,27	23,42	6224,91	6768,5
	Продукт пульподільника 2	940,37	2,45	29,00	2303,91	2572,59
	Разом	2842,94	3,00	25,00	8528,82	9341,09
IV	Магнітна сепарація 5м/с					
7	Надходить:					
L4	Продукт пульподільника 1	1902,57	3,27	23,42	6224,91	6768,5
	Свіжа вода				529,21	529,21
	Разом	1902,57	3,55	22,00	6754,12	7297,71
9	Виходить:					
10	Магнітний продукт 5м/с	1268,38	1,08	48,00	1369,85	1732,24
	Хвости	634,19	8,49	10,54	5384,27	5565,47
	Разом	1902,57	3,55	22,00	6754,12	7297,71
V	Магнітна сепарація 2м/с					
8	Надходить:					
L5	Продукт пульподільника 2	940,37	2,45	29,00	2303,91	2572,59
	Свіжа вода				517,20	517,20
1	2	3	4	5	6	7
	Разом	940,37	3,00	25,00	2821,11	3089,79
11	Виходить:					
12	Магнітний продукт 5м/с	303,31	7,12	12,32	2158,57	2245,23
	Хвости 5м/с	637,06	1,04	49,00	662,54	844,56
	Разом	940,37	3,00	25,00	2821,11	3089,79
VI	Магнітна сепарація I ст. 26					
9	Надходить:					
35	Магнітний продукт 5м/с	1268,38	1,08	48,00	1369,85	1732,24
L6	Промпродукт IVст 1	7,28	39,00	2,50	283,92	286
	Свіжа вода				1318,52	1318,52
	Разом	1275,66	2,33	30,00	2972,29	3336,76
14	Виходить:					
15	Магнітний продукт I ст. 26	1217,87	0,52	66,00	633,29	981,25
	Хвости I ст. 26	57,8	40,47	2,41	2339,00	2355,51
	Разом	1275,66	2,33	30,00	2972,29	3336,76
VII	Класифікація IIст.					
14	Надходить:					
25	Магнітний продукт I ст. 26	1217,87	0,52	66,00	633,29	981,25
L7	Злив млина II ст.	4317,35	0,33	75,00	1424,73	2658,26
	Свіжа вода				3920,01	3920,01

№ п/п	Продукти	Q, т/год	R, ч. од.	T, %	W, м³/год	V, м³/год
	Разом	5535,21	1,08	48,00	5978,03	7559,52
18	Виходить:					
19	Піски класифікації IIст.	3781,54	0,28	78,00	1058,83	2139,27
	Злив класифікації IIст.	1753,67	2,81	26,25	4919,2	5420,25
	Разом	5535,21	1,08	48,00	5978,03	7559,52
VIII	Знешламлення Iпр.					
19	Надходить:					
	Злив класифікації IIст.	1753,67	2,81	26,25	4919,2	5420,25
	Разом	1753,67	2,81	26,25	4919,2	5420,25
20	Виходить:					
21	Піски знешламлення Iпр.	1636,76	1,38	42,00	2258,73	2726,38
	Злив знешламлення Iпр	116,91	22,76	4,21	2660,47	2693,87
	Разом	1753,67	2,81	26,25	4919,2	5420,25
IX	Контр. класифікація 1а					
20	Надходить:					
L8	Піски знешламлення Iпр.	1636,76	1,38	42,00	2258,73	2726,38
	Свіжа вода				196,41	196,41
	Разом	1636,76	1,50	40,00	2455,14	2922,79
22	Виходить:					
23	Піски класифікації 1а.	535,81	0,35	74,00	187,53	340,62
	Злив класифікації 1а	1100,95	2,06	32,68	2267,61	2582,17
	Разом	1636,76	1,50	40,00	2455,14	2922,79
X	Подрібнення IIст.					
18	Надходить:					
22	Піски класифікації IIст.	3781,54	0,28	78,00	1058,83	2139,27
L9	Піски класифікації 1а.	535,81	0,35	74,00	187,53	340,62
	Свіжа вода				178,37	178,37
	Разом	4317,35	0,33	75,00	1424,73	2658,26
25	Виходить:					
	Злив млина IIст.	4317,35	0,33	75,00	1424,73	2658,26
	Разом	4317,35	0,33	75,00	1424,73	2658,26
XI	Магнітна сепарація IIIст.					
23	Надходить:					
L10	Злив класифікації 1а	1100,95	2,06	32,68	2267,61	2582,17
	Свіжа вода				297,60	297,60
	Разом	1100,95	2,33	30,00	2565,21	2879,77
26	Виходить:					
27	Магнітний продукт IIIст.	994,63	0,52	66,00	517,21	801,39
	Хвости III ст.	106,32	19,26	4,94	2048,00	2078,38
	Разом	1100,95	2,33	30,00	2565,21	2879,77
XII	Класифікація IIIст.					
26	Надходить:					
31	Магнітний продукт IIIст.	994,63	0,52	66,00	517,21	801,39
L11	Злив млина IIIст.	4417,27	0,54	65,00	2385,33	3647,41
	Свіжа вода				2942,32	2942,32

№ п/п	Продукти	Q, т/год	R, ч. од.	T, %	W, м³/год	V, м³/год
	Разом	5411,9	1,08	48,00	5844,86	7391,12
29	Виходить:					
30	Піски класифікації IIIст.	4417,27	0,39	72,00	1722,74	2984,82
	Злив класифікації IIIст.	994,63	4,14	19,46	4122,12	4406,3
	Разом	5411,9	1,08	48,00	5844,86	7391,12
XIII	Подрібнення IIIст.					
29	Надходить:					
L12	Піски класифікації IIIст.	4417,27	0,39	72,00	1722,74	2984,82
	Свіжа вода				662,59	662,59
	Разом	4417,27	0,54	65,00	2385,33	3647,41
31	Виходить:					
	Злив млина IIIст.	4417,27	0,54	65,00	2385,33	3647,41
	Разом	4417,27	0,54	65,00	2385,33	3647,41
XIV	Знешламлення IIпр.					
30	Надходить:					
	Злив класифікації IIIст.	994,63	4,14	19,46	4122,12	4406,3
	Разом	994,63	4,14	19,46	4122,12	4406,3
32	Виходить:					
33	Піски знешламлення IIпр.	941,69	1,56	39,00	1469,04	1738,09
	Злив знешламлення IIпр.	52,94	50,11	1,96	2653,08	2668,21
	Разом	994,63	4,14	19,46	4122,12	4406,3
XV	Магнітна сепарація IVст. Iпр.					
32	Надходить:					
39	Піски знешламлення IIпр.	941,69	1,56	39,00	1469,04	1738,09
L13	Фільтрат	0	0	0	768,23	768,23
	Свіжа вода				587,8	587,8
	Разом	941,69	3,00	25,00	2825,07	3094,12
35	Виходить:					
36	Промпродукт IVст Iпр.	7,28	39,00	2,50	283,92	286
	Магнітний продукт IVст. Iпр.	934,41	2,72	26,88	2541,15	2808,12
	Разом	941,69	3,00	25,00	2825,07	3094,12
XVI	Магнітна сепарація IVст. IIпр.					
36	Надходить:					
L14	Магнітний продукт IVст. Iпр.	934,41	2,72	26,88	2541,15	2808,12
	Свіжа вода				121,92	121,92
	Разом	934,41	2,85	26,00	2663,07	2930,04
37	Виходить:					
	Магнітний продукт	914,56	0,96	51,00	877,98	1139,28
38	IVст. IIпр.					
	Хвости IVст. IIпр.	19,85	89,93	1,10	1785,09	1790,76

№ п/п	Продукти	Q, т/год	R, ч. од.	T, %	W, м³/год	V, м³/год
	Разом	934,41	2,85	26,00	2663,07	2930,04
XVII 37	Фільтрація Надходить: Магнітний продукт IVст.ІІпр.	914,56	0,96	51,00	877,98	1139,28
	Разом	914,56	0,96	51,00	877,98	1139,28
39 40	Виходить: Фільтрат Концентрат	0 914,56	0 0,12	0 89,00	768,23 109,75	768,23 371,05
	Разом	914,56	0,96	51,00	877,98	1139,28

2.2 Визначення оптимальних параметрів подрібнення руди Склелеватського родовища

Згідно з галузевими прогнозами, протягом найближчих десятиліть конструктивна база помольного устаткування не зазнає докорінних змін. Це обумовлює подальше домінування барабанних кульових млинів як основних агрегатів у технологічних схемах рудозбагачувальних фабрик. Проте підвищення вимог до якості кінцевої продукції змушує переглядати підходи до оптимізації параметрів їх роботи.

Процес подрібнення залишається найбільш енергомістким та витратним етапом переробки мінеральної сировини. Його частка у загальній структурі собівартості виробництва залізрудного концентрату досягає 50-70%. Основне навантаження припадає на стадії середнього та дрібного подрібнення, де на сучасних ГЗК застосовуються високопродуктивні млини типу МШР та МШЦ. Оскільки ці агрегати є замикаючими ланками в циклі підготовки руди, їх режимні параметри безпосередньо визначають ступінь розкриття магнетиту та загальну ефективність роботи збагачувальної фабрики.

Одним із ключових чинників, що обмежують продуктивність помольного циклу, є низька зносостійкість мелючих тіл та футеровок. Недостатня довговічність цих елементів знижує експлуатаційну

надійність млинів: планові та аварійні зупинки на ремонт складають від 2,8% до 21,45% машинного часу. Для підприємств Кривбасу, зокрема Південного ГЗК, це призводить до суттєвих втрат обсягів виробництва товарної руди.

Попри впровадження нових марок сталей, що дозволило підвищити зносостійкість мелючих тіл на 20-25%, загальний обсяг їх споживання залишається критично високим - понад 1,2 млн тонн на рік. Це зумовлено декількома факторами:

- Збільшенням у загальному балансі видобутку частки міцних, тонковкраплених різновидів кварцитів.
- Необхідністю переходу на більш тонкий помел для отримання концентратів, що відповідають світовим стандартам металургійного переділу.
- Витрати на мелючі тіла у структурі вартості переділу складають **12-15%**, при цьому питомі витрати на вітчизняних фабриках у два рази перевищують показники провідних зарубіжних підприємств.

Враховуючи вищезазначене, актуальним завданням є наукове обґрунтування параметрів подрібнення руди. Дана робота базується на дослідженнях «Механобрчормет» і спрямована на:

- Аналіз причин інтенсивного зносу мелючих тіл у середовищі магнетитових кварцитів.
- Вивчення впливу геометрії (форми) мелючих тіл на кінетику подрібнення та розкриття мінеральних комплексів.
- Дослідження абразивного та корозійного зносу матеріалів (чавунів та сталей різного хімічного складу).
- Промислову апробацію результатів для зниження питомих витрат та підвищення якості магнетитових концентратів в умовах ПівдГЗК.

Технологічне забезпечення виробництва мелючих тіл в Україні базується на розробках провідних наукових установ, таких як УкрНДІмет, ІЧМ та НМетАУ. Попри значний внесок вчених у підвищення довговічності елементів помольних агрегатів, футерувальні броні та мелючі тіла залишаються найбільш критичними вузлами, що визначають витрати на ремонт і технічне обслуговування млинів усіх стадій подрібнення. Сучасні вимоги до експлуатації подрібнювального обладнання випереджають темпи росту зносостійкості серійних мелючих тіл, що вказує на наявність значного нереалізованого потенціалу для вдосконалення їхніх фізико-механічних характеристик.

Згідно з аналізом структури собівартості виробництва залізорудного концентрату на підприємствах Кривбасу, витрати на закупівлю та заміну мелючих тіл складають до 25% від загальних операційних витрат. Основним резервом зниження цих витрат є підвищення зносостійкості та стабілізація якісних показників продукції, що надходить від заводів-виробників.

Дослідження інтенсивності зносу в умовах ГЗК свідчать про суттєву залежність цього процесу від декількох факторів:

- фізико-механічних властивостей руди, що переробляється;
- конструктивних параметрів млинів;
- матеріалу, розміру та геометричної форми мелючих тіл.

Серйозною проблемою залишається невідповідність фактичних характеристик мелючих тіл даним, зазначеним у супровідних сертифікатах. Вибірковий аналіз партій сталевих куль показує, що показники твердості можуть бути на 15-20%, а ударостійкості - на 25-30% нижчими від нормативних значень. Таке відхилення зумовлене відсутністю на багатьох заводах-виробниках спеціалізованих випробувальних стендів та недостатньою потужністю існуючого обладнання для перевірки куль на динамічні навантаження. Як

наслідок, низька ударостійкість призводить до передчасного руйнування (розколювання) мелючих тіл безпосередньо в барабані млина.

У межах даної роботи розроблено методичні рекомендації щодо випробувань мелючих тіл на ударостійкість, що дозволяє об'єктивно оцінювати їхню якість. Раціональний підхід до зниження витрат на виробництво концентрату передбачає:

Впровадження системного вхідного контролю якості мелючих тіл.

Оптимізацію хімічного складу та режимів термообробки матеріалів для підвищення зносостійкості.

Розробку алгоритмів оперативного оформлення рекламаций на неякісну продукцію.

Отже, розробка нових методів підвищення зносостійкості та вдосконалення процедур контролю якості мелючих тіл є пріоритетним науково-практичним завданням, вирішення якого дозволить підвищити економічну ефективність та продуктивність циклів подрібнення на Південному ГЗК.

На гірничо-збагачувальних комбінатах Криворізького басейну (ПівдГЗК, НКГЗК, ІнГЗК, ЦГЗК, ПівнГЗК) домінуючою є тристадійна схема подрібнення в кульових млинах. Винятком є техніка збагачення на ІнГЗК, де реалізовано двостадійний цикл із використанням рудногалечних млинів. Технологічні показники стадій подрібнення мають наступні закономірності:

Тонкість помелу: у першій стадії вміст класу $-0,074$ мм досягає 50-75%, тоді як у кінцевій стадії цей показник доводять до 85-98% (клас $-0,05$ мм).

Питома продуктивність: для кульових млинів I стадії навантаження становить $1,0-1,9$ т/м³·год, для II стадії - $0,6-1,0$ т/м³·год. У млинах самоподрібнення ці показники варіюються в межах $0,85-1,36$ т/м³·год.

Крупність сумарного продукту: загальна частка класу -0,074 мм у відходах та концентраті становить від 81,7% (ЦГЗК) до 91% (ПівнГЗК).

Важливою особливістю збагачення магнетитових кварцитів є нерівномірність розкриття фаз. Встановлено, що розкриття нерудних мінералів (кварцу) значно випереджає розкриття магнетиту. Наприклад, при подрібненні до 65,3% класу -0,071 мм ступінь розкриття рудних мінералів становить лише 27%, тоді як нерудних - понад 40%. Початок розкриття магнетиту залежить від генетичного типу руд: для сировини ПівдГЗК, ЦГЗК та НКГЗК він фіксується при крупності 0,4 мм, а для ІнГЗК та ПівнГЗК - 0,25 мм.

Ефективність роботи млинів визначається режимом їх завантаження та щільністю пульпи. Основні характеристики експлуатації наведено нижче:

Ступінь заповнення: для кульових млинів він складає 40-45% об'єму барабана. Використовуються сталеві кулі діаметром 80-125 мм (I стадія), 60-80 мм (II стадія) та 40-60 мм (III стадія).

Щільність розвантаження: для кульового подрібнення підтримується на рівні 75-85% твердого, для самоподрібнення - 65-70%.

Витрати ресурсів: на виробництво 1 тони концентрату витрачається 4-5 кг мелючих тіл, 56-72 кВт-год електроенергії та 300-600 г футерувальної сталі.

Порівняльна характеристика схем самоподрібнення

У практиці Кривбасу виділяють три основні схеми підготовки руди:

№ 1: Повне рудне самоподрібнення. Характеризується відсутністю металевих тіл, що покращує якість концентрату, але збільшує питомі витрати електроенергії на 25%.

№ 2: Комбінована (самоподрібнення + кульове). Виведення 1 тони галі (рудного мелючого тіла) з циклу дозволяє підвищити продуктивність млина по вхідній руді на 3 т/год.

№ 3: Напівсамоподрібнення (SAG). Додавання обмеженої кількості куль (20-50 т) у млини самоподрібнення підвищує продуктивність, проте призводить до зниження виходу готового тонкого класу.

Аналіз показує, що для отримання надтонких продуктів (96% класу -50 мкм) найбільш ефективним є рудогалечне подрібнення. Воно забезпечує вищу якість зливу гідроциклонів при стабільній щільності пульпи. Водночас, актуальною проблемою залишається «переподрібнення» готового класу (дрібніше 70 мкм), частка якого у циркуляційному навантаженні досягає 70-75%. Це негативно впливає на процеси магнітної сепарації та фільтрації, що обґрунтовує необхідність оптимізації параметрів помольного циклу в умовах ПівдГЗК.

Аналіз структури енергоспоживання збагачувальних фабрик свідчить, що основна частка витрат електроенергії припадає на стадії дроблення та подрібнення сировини. Зокрема, енерговитрати на дроблення руди залежно від її фізико-механічних властивостей варіюються в межах 0,7-3,6 кВт·год/т, що становить приблизно 5-10% від загального енергобалансу підприємства.

Найбільш енергоємною операцією в технологічному ланцюгу є подрібнення, на частку якого припадає від 45% до 63% загальних витрат енергії. Питомі витрати на цій стадії коливаються в діапазоні 6-24 кВт·год/т. Ефективність використання енергії в помольних агрегатах характеризується показником питомих витрат на рівні 0,26-0,36 кВт·год/м³ (або середнім значенням близько 0,1 кВт·год/м³).

Енергетична ефективність переробки руди суттєво різниться між підприємствами Кривбасу, що зумовлено мінералогічними особливостями сировини та застосованими схемами подрібнення. При переробці руди крупністю 25-0 мм до кінцевого класу 65% класу -0,074

мм, питомі витрати електроенергії складають: ПівдГЗК - 11,9 кВт·год/т; ІнГЗК - 9,1 кВт·год/т; ПівнГЗК - 7,4 кВт·год/т; ЦГЗК - 7,0 кВт·год/т.

Найвищий показник енергоємності на ПівдГЗК (11,9 кВт·год/т) підкреслює складність подрібнення місцевих магнетитових кварцитів та підтверджує необхідність пошуку раціональних параметрів роботи млинів для зниження собівартості концентрату.

Для вибору оптимального режиму рудопідготовки на збагачувальній фабриці було проведено аналіз трьох технологічних схем: повного самоподрібнення (№1), комбінованого подрібнення (№2) та напівсамоподрібнення з різним ступенем завантаження млина кулями (№3). Результати випробувань наведено в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 Показники роботи циклів подрібнення за схемами

Схема випробувань	Продуктивність (суха маса), т/год	Вміст Fe у вихідній руді, %	Вміст Fe у вихідній руді, %	Вміст класу - 74 мкм у зливні класифікатора, %	Вміст Fe у концентраті, %	Вихід концентрату, %	Вилучення Fe, %	Вміст класу - 50 мкм у зливні гідроциклону, %	Питомі витрати електроенергії, кВт·год/т	Вміст Fe у концентраті, %	Вміст Fe у концентраті, %
№1 (Самоподрібнення)	321,7	35,4	24,8	75	65,5	39,0	72,1	95,5	1500 - 1550	16,2	2,10
№2 (Комбінована)	260,0	-/-	-/-	78	65,4	40,5	74,7	97,0	1700 - 1800	15,1	1,75
№3 (Добавка 20т куль)	272,0	-/-	-/-	72	65,0	39,3	72,0	96,0	1600 - 1620	16,4	2,00
№3 (Добавка 40т куль)	306,0	-/-	-/-	67	64,0	39,5	72,0	95,0	1480	16,5	2,20
№3 (Добавка 50т куль)	335,0	-/-	-/-	63	63,0	40,1	71,3	90,0	1380 - 1400	17,0	2,40

Для оцінки економічної ефективності процесу подрібнення в умовах ПівдГЗК критично важливим є розуміння зв'язку між цільовою крупністю продукту та необхідними витратами енергії. Результати експериментальних досліджень подрібнюваності проби руди наведено в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 Залежність питомих витрат електроенергії від виходу готового класу -0,071 мм

Питомі витрати електроенергії на подрібнення, кВт·год/т руди	Вміст класу -0,071 мм у подрібненому продукті, %
15	40
18	50
21	60
25	70
33	80
40	90

Промислове виробництво мелючих тіл базується на використанні методів поперечно-гвинтової прокатки, кування, штампування та лиття. На сьогодні домінуючою групою (близько 94% загального обсягу) є сталеві катані кулі діаметром 40-125 мм. Кування та штампування застосовуються переважно для виготовлення тіл великого діаметра (100-120 мм), тоді як методом лиття виготовляються кулі діаметром близько 60 мм, причому частка кожного з цих методів у виробництві становить приблизно 3%.

Для підвищення експлуатаційних характеристик сталевих тіл у технологічні лінії заводів-виробників впроваджується термічна обробка в барабанних пристроях шнекового типу. Це дозволяє точно регулювати параметри гартування, забезпечуючи необхідну структуру металу. Крім того, з 1982 року розвивається виробництво чавунних куль діаметром 60 мм на карусельно-кокільних машинах. Ця технологія дозволяє використовувати дешевшу сировину та гнучко керувати

хімічним складом сплаву, хоча суттєвим недоліком литих виробів залишається наявність усадкових раковин у центральній частині.

В умовах переробки важкозбагачуваних тонковкраплених руд на ГЗК виникла потреба у мелючих тілах малого діаметра (30 мм). З огляду на високу собівартість виробництва таких куль, альтернативним рішенням стало впровадження чавунних мелючих тіл параболоїдної форми (25x29 мм) та цільпелів (25x27x35 мм), що дозволило ефективно замінити дефіцитні сталеві кулі малого розміру.

Якість та зносостійкість мелючих тіл визначаються їхнім хімічним складом та отриманою твердістю:

Вуглецевий склад: Використання сталей із вмістом вуглецю не менше 0,7%.

Легування: Додавання марганцю, хрому, молібдену, міді, нікелю та ванадію.

Твердість: Досягнення показників до HRC 70 на поверхні з плавним зниженням на 5-10% до центру.

Властивості: Легуючі добавки не лише підвищують ударостійкість та пластичність, але й суттєво покращують корозійну стійкість тіл у пульповому середовищі.

Вибір раціональних параметрів мелючих тіл базується на дослідженні зусиль, що виникають при контакті з частинками руди та футеровкою. Процес подрібнення в млині є комплексною дією, що складається з ударного руйнування, стирання (ковзання) та розколювання (кочення).

Основними критеріями ефективності та довговічності мелючих тіл є:

Оптимальне поєднання розміру та форми.

Рівномірність твердості за перетином.

Висока ударостійкість.

Для точного визначення розміру мелючого тіла на різних стадіях подрібнення необхідно враховувати швидкість співудару та міцність часток руди. Експериментальні дослідження контактних зусиль, проведені з використанням методів опору матеріалів, дозволили встановити параметри пластичної деформації при ударі, що є основою для розрахунку енергетичних режимів роботи млинів на ПівдГЗК.

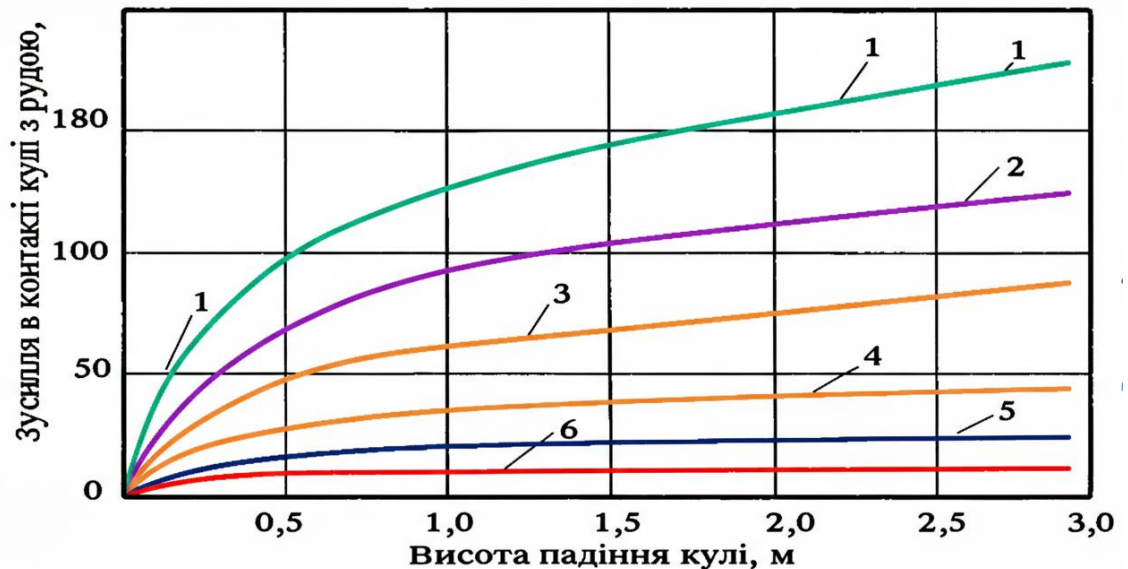


Рис. 2.2 - Залежність зусиль, які виникають при контакті від висоти падіння мелючих тіл:

- | | | | |
|---|-----------------------------|---|-----------------------------|
| 1 | - куля $\varnothing$ 60 мм; | 4 | - куля $\varnothing$ 30 мм; |
| 2 | - куля $\varnothing$ 50 мм; | 5 | - куля $\varnothing$ 20 мм; |
| 3 | - куля $\varnothing$ 40 мм; | 6 | - куля $\varnothing$ 15 мм. |

На основі розрахункових значень зусиль, що виникають у точці контакту при падінні мелючих куль діаметром 15-60 мм, встановлено важливу технологічну закономірність. Порівняльний аналіз зусиль, необхідних для деструкції дрібних рудних зерен, із фактичною енергією удару дозволяє зробити висновок про наявність значного надлишку кінетичної енергії при використанні куль великого діаметра. Ця надлишкова енергія не витрачається на корисну роботу подрібнення, а

призводить до інтенсивного абразивно-ударного зносу мелючих тіл та футерувальної броні млина.

Згідно з графічними залежностями (рис. 2.2), енергетичного потенціалу мелючих тіл діаметром 30 мм і менше цілком достатньо для ефективного руйнування часток руди. Перехід на використання мелючих тіл такого розміру є одним із ключових шляхів підвищення селективності подрібнення та зниження енергоємності процесу.

Обґрунтування параметрів мелючих тіл для барабанних млинів є критичним завданням, оскільки вони безпосередньо визначають:

Загальну ефективність процесу дезінтеграції.

Продуктивність агрегату за цільовим класом крупності.

Питомі витрати електроенергії на тону готового продукту.

Традиційно найпоширенішими в практиці збагачення є кулеподібні мелючі тіла. Проте промислове виготовлення сталевих куль діаметром менше 40 мм пов'язане з суттєвими технологічними складнощами та високою собівартістю. Це зумовлює необхідність пошуку та впровадження еквівалентної заміни у формі тіл альтернативної геометрії.

Для оцінки технологічної ефективності мелючих тіл різної форми було проведено серію експериментальних досліджень у лабораторному млині об'ємом 14 л. Досліди проводилися на промисловому продукті ПівдГЗК, а отримані результати кінетики подрібнення (див. рис. 2.2) лягли в основу подальшого обґрунтування раціональних параметрів мелючого середовища.

Фундаментальною теоретичною передумовою підвищення ефективності подрібнення при використанні дрібних мелючих тіл є суттєве збільшення їх сумарної питомої поверхні. За умови, що кожне окреме тіло має достатню кінетичну енергію для деструкції рудного зерна, інтенсивність процесу подрібнення стає прямо пропорційною

кількості контактних взаємодій у робочому просторі млина. Таким чином, ефективність руйнування часток корелює із загальною площею поверхні кульового завантаження, яка динамічно зростає при зменшенні діаметра одиничного мелючого тіла.

Динаміка зміни питомої поверхні (S , $\text{м}^2/\text{кг}$) залежно від діаметра кулі (d_k) наведена нижче:

При $d_k = 60$ мм питома поверхня становить $131,4 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2/\text{кг}$.

При зменшенні діаметра до $d_k = 50$ мм показник зростає до $157,0 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2/\text{кг}$.

Для куль діаметром $d_k = 40$ мм питома поверхня сягає $197,0 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2/\text{кг}$.

Більш детальні розрахункові дані щодо зростання робочої поверхні мелючого середовища представлені в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 Залежність сумарної питомої поверхні від розміру мелючих тіл

Діаметр кулі (d_k), мм	Питома поверхня ($S \cdot 10^{-4}$), $\text{м}^2/\text{кг}$
60	131,4
50	157,0
40	197,0

Для обґрунтування вибору раціонального розміру та форми мелючих тіл було проведено розрахунок їх основних фізичних характеристик. Особлива увага приділялася питомій поверхні, оскільки вона визначає кількість контактів у робочій зоні млина та, як наслідок, ефективність подрібнення.

Таблиця 2.5 Характеристика мелючих тіл різної форми

Мелючі тіла	Маса, кг	Об'ємна маса, кг/м ³	Об'єм V·10 ⁻⁶ , м ³	Поверхня X·10 ⁻⁴ , м ²	Питома поверхня X·10 ⁻⁴ , м ² /кг	Кількість мелючих тіл у млині, шт.
1	2	3	4	5	6	7
Куля 60 мм	0,86	4610	113,0	113,04	131,4	31
Куля 50 мм	0,50	4720	65,4	78,50	157,0	55
Куля 40 мм	0,255	4760	33,5	50,24	197,0	107
Куля 30 мм	0,108	4840	14,13	218,26	261,7	257
Куля 20 мм	0,032	4970	4,20	12,56	392,5	890
Куля 15 мм	0,013	5280	1,77	7,07	543,8	2333
Параболоїд 25х29 мм	0,056	5120	7,80	20,13	359,5	525
Цільпебс 25х27х35 мм	0,137	4810	18,60	39,20	286,1	201
Зрізаний тригранник	0,74	4270	102,80	121,67	164,4	33
Параболоїд 52х55 мм	0,625	4460	87,90	111,20	177,9	41

Теоретичні припущення щодо переваг дрібних мелючих тіл були підтверджені експериментально шляхом побудови та аналізу кінетичних залежностей. Математична обробка отриманих даних (табл. 2.5) дозволила встановити прямий зв'язок між геометричними параметрами куль та інтенсивністю процесу.

Характерною особливістю побудованих графіків є зміна кута нахилу кінетичних прямих: зі зменшенням розміру мелючого тіла кут нахилу зростає, що безпосередньо вказує на підвищення швидкості подрібнення матеріалу.

При дослідженні процесу подрібнення промислового продукту було зафіксовано наступні показники відносної середньої швидкості зниження вмісту класу +0,044 мм:

Для мелючих куль діаметром 15 мм показник швидкості становить $S = 0,128 \text{ хв}^{-1}$.

При переході до куль діаметром 20 мм спостерігається суттєве зниження інтенсивності процесу до $S = 0,012 \text{ хв}^{-1}$.

Такі результати (рис. 2.3) підтверджують, що використання мелючих тіл мінімально необхідного діаметра забезпечує найвищу динаміку руйнування часток руди, що є критично важливим для оптимізації роботи млинів на Південному ГЗК.

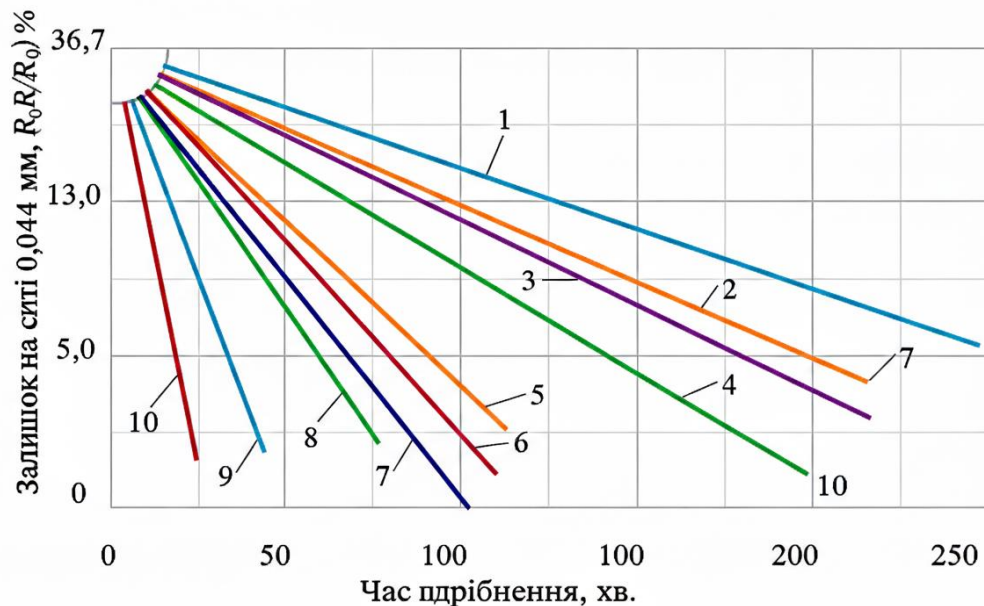


Рисунок 2.3. Вплив форми та геометричних параметрів мелючих тіл на динаміку зниження залишку класу $+0,044$ мм у процесі подрібнення: 1 - зрізаний трьохгранник; 2 - параболоїд 52×55 мм; 3 - куля $\varnothing 60$ мм; 4 - куля $\varnothing 50$ мм; 5 - куля $\varnothing 40$ мм; 6 - цільпески розміром $25 \times 27 \times 35$ мм; 7 - параболоїд 25×29 мм; 8 - куля $\varnothing 30$ мм; 9 - куля $\varnothing 20$ мм; 10 - куля $\varnothing 15$ мм.

Результати експериментальних досліджень дозволяють провести кореляцію між технологічними показниками параболоїдних тіл та традиційних кульових завантажень. Встановлено, що параболоїдні мелючі тіла розміром 25×29 мм за інтенсивністю процесу подрібнення ($S = 0,031 \text{ хв}^{-1}$) практично не поступаються сталевим кулям діаметром 30 мм ($S = 0,036 \text{ хв}^{-1}$).

При цьому параболоїдна форма має суттєві експлуатаційні переваги:

Зносостійкість: інтенсивність зносу параболоїдних тіл у 1,93 раза нижча порівняно з кульовими аналогами.

Геометричні параметри: питома поверхня параболоїдів у 1,37 раза перевищує поверхню куль.

Аналогічна тенденція простежується при порівнянні великих типорозмірів. Швидкість подрібнення для параболоїдів 52x55 мм та куль діаметром 60 мм є майже ідентичною і становить відповідно 0,011 та 0,012 хв^{-1} . Проте для досягнення абсолютної рівності за показниками питомої продуктивності доцільним є незначне коригування (зменшення) габаритних розмірів та маси параболоїдних тіл.

Додатковим аргументом на користь застосування малогабаритних мелючих тіл для фінальних стадій помелу є отримані залежності виходу тонкого класу (мінус 0,01 мм) від загальної крупності продукту подрібнення. Це підтверджує можливість інтенсифікації процесу отримання високоякісного магнетитового концентрату при одночасному зниженні питомих витрат металу в умовах ПівдГЗК.

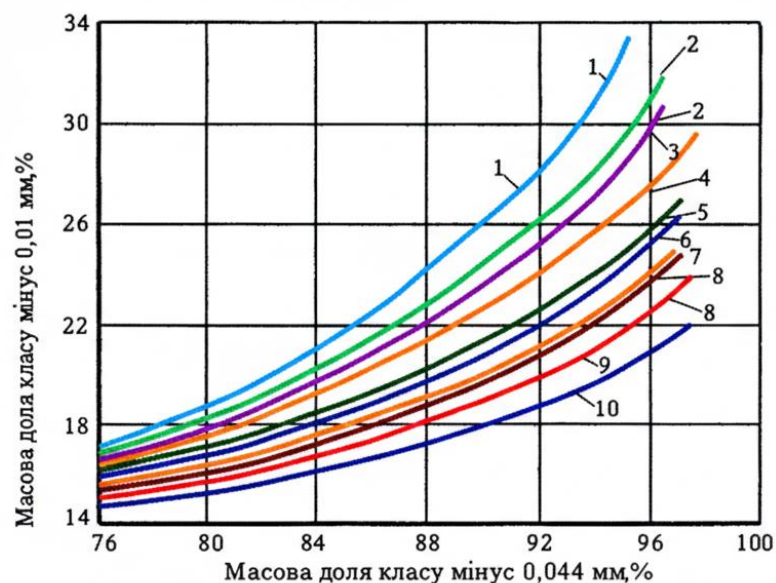


Рисунок 2.4 - Залежність масоові долі класу мінус 0,044 мм від крупності подрібненого промпродукту

Детальний аналіз отриманих експериментальних даних (рис. 1.6) дозволяє встановити закономірності формування гранулометричного складу продукту залежно від геометричних параметрів мелючого середовища.

Встановлено чітку кореляційну залежність: зменшення діаметра мелючих куль сприяє зниженню виходу надтонкого класу ($-0,01$ мм) за умови ідентичного вмісту контрольного класу ($-0,044$ мм). Зокрема, при досягненні цільового показника 96% класу $-0,044$ мм, використання завантаження кулями діаметром 15-20 мм (криві 9, 10) забезпечує мінімальний ступінь переподрібнення. Для порівняння, застосування куль діаметром 60 мм (крива 3) при тій же загальній крупності призводить до суттєвого зростання частки шламів, що вказує на низьку селективність руйнування великими тілами.

Аналіз показників селективності параболоїдних мелючих тіл розміром 25x29 мм (крива 7) свідчить, що вони за своїми характеристиками відповідають рівню сталевих куль діаметром 30 мм. Це науково обґрунтовує доцільність їх впровадження як функціонального та економічно вигідного аналога дефіцитним сталевим кулям малого діаметра. Параболоїдна форма забезпечує необхідну енергію удару для розкриття мінеральних комплексів без надмірного стирання поверхні зерен.

Зниження виходу фракції $-0,01$ мм при стабільному рівні розкриття основного рудного мінералу (клас $-0,044$ мм) є критично важливим чинником для умов ПівдГЗК. Оптимізація гранулометрії забезпечує наступні переваги:

Підвищення ефективності магнітної сепарації: зменшення частки тонкодисперсних шламів знижує в'язкість пульпи та покращує умови розділення мінералів.

Інтенсифікація процесів зневоднення: покращуються показники роботи згущувачів та вакуум-фільтрів завдяки зниженню питомої поверхні твердої фази.

Зниження втрат корисного компонента: зменшується винос заліза з тонкодисперсними хвостами, що позитивно впливає на загальне вилучення по фабриці.

Результати досліджень підтверджують суттєвий вплив геометричних параметрів мелючого середовища на рівень шламоутворення. Встановлено, що при фіксованій крупності подрібнення (95% класу $-0,044$ мм) мінімальна частка шламів у 20% досягається при використанні куль діаметром 15 мм. Водночас застосування куль діаметром 60 мм та зрізаних трьохгранників призводить до зростання цього показника до 29,5% та 31,5% відповідно. Мелючі тіла параболоїдної форми (25x29 мм) демонструють високу селективність, генеруючи лише 21,3% шламів, що є кращим показником порівняно з цільпелесами та кулями діаметром 40 мм.

Накопичення надтонких фракцій (клас $-0,01$ мм) безпосередньо корелює зі зростанням питомої поверхні продукту. При ідентичній крупності помелу (95% класу $-0,044$ мм) використання куль діаметром 60 мм призводить до зростання питомої поверхні до $416 \text{ м}^2/\text{кг}$, тоді як при кулях діаметром 20 мм цей показник становить лише $270 \text{ м}^2/\text{кг}$ (рис. 2.5).

Аналіз енергетичних витрат показав, що при ступені заповнення млина 41%, найбільше споживання електроенергії ($0,802\text{--}1,138 \text{ кВт}\cdot\text{год}/\text{кг}$ готового класу) зафіксовано для великих мелючих тіл: куль 60 мм, параболоїдів 52x55 мм та трьохгранників. Тенденція до зниження енерговитрат чітко простежується при зменшенні розмірів мелючих тіл.

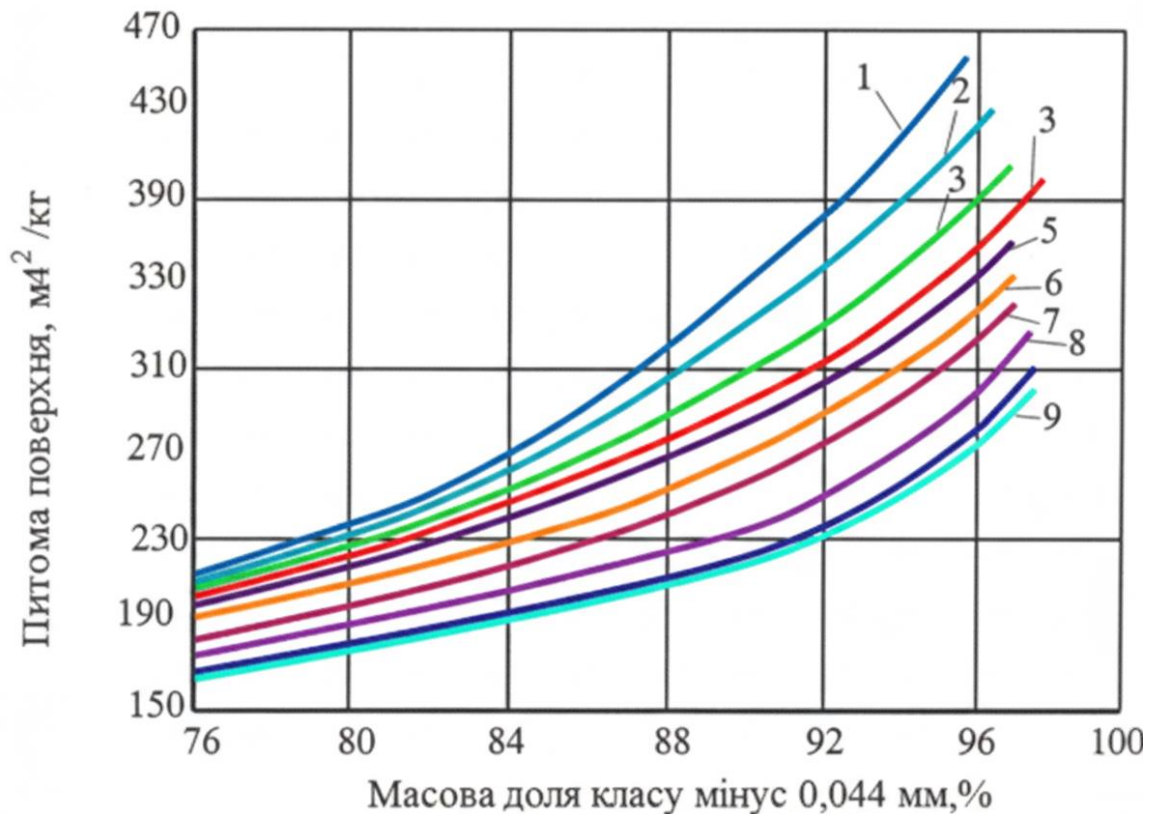


Рисунок 2.5 - Залежності питомої поверхні промпродукту від крупності подрібнення для різних мелючих тіл:

Дослідження динаміки зносу мелючих тіл параболоїдної форми виявило наступні закономірності:

Геометрична стабільність: зміна маси параболоїдів відбувається за лінійним законом (рис. 2.6).

Зміна форми: до моменту зношення до розмірів 12х14 мм тіла зберігають первинну параболоїдну геометрію, після чого поступово трансформуються у сферичну форму. Це вважається позитивним чинником, оскільки дозволяє підтримувати високу ефективність помолу протягом усього життєвого циклу мелючого тіла.

Економічна доцільність впровадження параболоїдних тіл розміром 25х29 мм обумовлена простотою їх виготовлення та використанням доступних матеріалів. Це забезпечує їм значно нижчу собівартість

порівняно зі сталевими катаними кулями при збереженні аналогічних технологічних властивостей (на рівні куль 30 мм).

Аналіз експериментальних даних щодо ефективності подрібнення промпродукту свідчить про наявність чіткої кореляції між геометричними параметрами мелючих тіл та основними технологічними показниками процесу. Встановлено, що ключовим фактором впливу на продуктивність млина є розмірний фактор: зі зменшенням діаметра сталевих куль спостерігається інтенсифікація процесу дезінтеграції. Зокрема, при використанні куль діаметром 15 мм час подрібнення скорочується до 0,26 години, що майже в 11,5 раза менше порівняно з кулями діаметром 60 мм, які потребують 3,00 години для досягнення аналогічного результату[9-10].

Енергетичний аналіз процесу виявляє суттєві переваги мелючих тіл малого розміру в контексті зниження собівартості виробництва. Питомі витрати електроенергії на отримання 1 кг готового класу (мінус 0,044 мм) демонструють стабільне зниження паралельно зі зменшенням діаметра куль. Найвищі енерговитрати зафіксовано при роботі з кулями 60 мм (0,802 кВт·год/кг), тоді як перехід на кулі 15 мм дозволяє знизити цей показник майже вдесятеро - до 0,081 кВт·год/кг. Це підтверджує теоретичні висновки про підвищення корисної роботи подрібнення за рахунок збільшення кількості контактних взаємодій у робочому просторі млина.

Порівняльне дослідження альтернативних форм мелючих тіл дозволило виокремити параболоїдні тіла як найбільш раціональну заміну традиційним кулям. Зокрема, параболоїд розміром 25x29 мм демонструє високу енергоефективність (0,319 кВт·год/кг), що за своїми характеристиками перевершує показники цільпелів (0,389 кВт·год/кг) та сталевих куль діаметром 40 мм (0,444 кВт·год/кг). Водночас застосування зрізаних трьохгранників виявилось найменш доцільним,

оскільки вони потребують найбільшого часу подрібнення (4,15 год) та спричиняють максимальні питомі витрати енергії - 1,138 кВт·год/кг.

Таким чином, результати випробувань обґрунтовують доцільність впровадження малогабаритних мелючих тіл, зокрема параболоїдної форми розміром 25х29 мм, для підвищення якості магнетитових концентратів в умовах ПівдГЗК. Це дозволяє не лише прискорити процес отримання готового класу, але й суттєво мінімізувати енергетичні витрати на стадіях тонкого помелу, що є критично важливим для економічної стійкості підприємства [9-10].

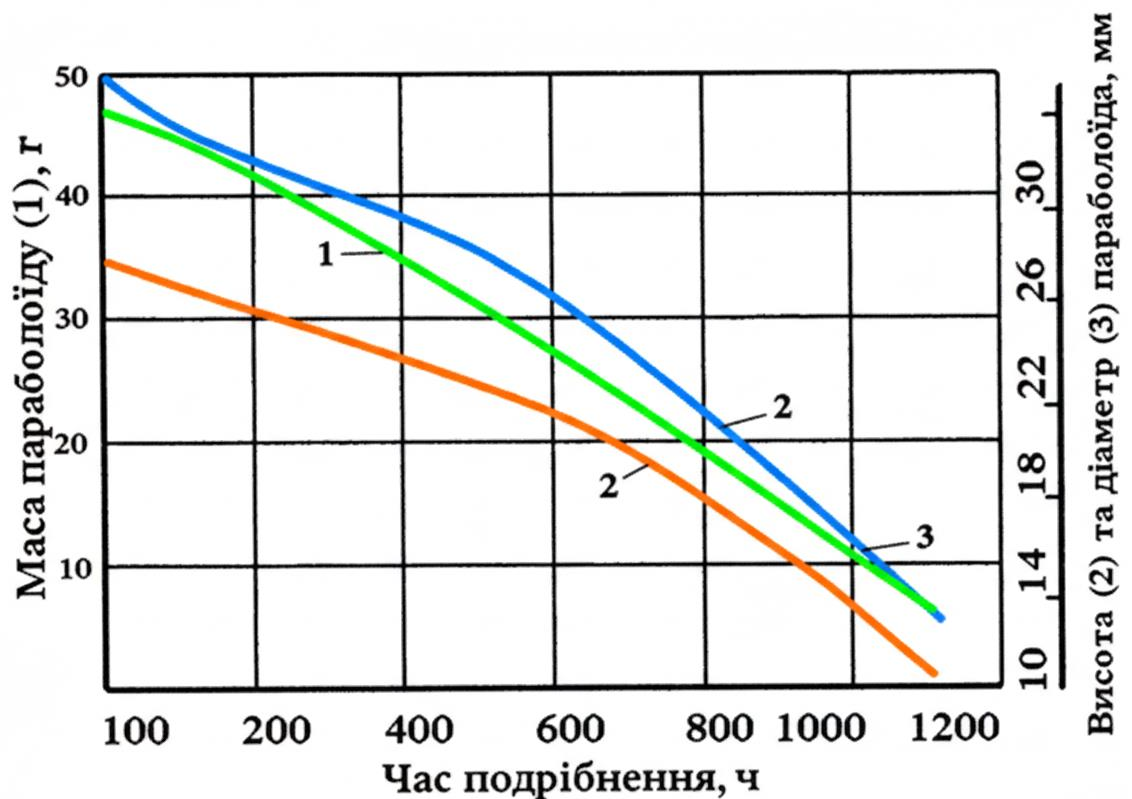


Рисунок 2.6 Кінетика зносу мелючих тіл параболоїдної форми розміром 25х29 мм

На основі даних таблиці 1.20 можна зробити висновок про вирішальну роль розміру мелючих тіл у забезпеченні економічності процесу. Встановлено, що при переході від куль 60 мм до 15 мм питомі витрати електроенергії на отримання 1 кг готового класу (-0,044 мм)

знижуються майже в 10 разів: з 0,802 до 0,081 кВт·год/кг. Аналогічно, час подрібнення скорочується з 3,00 до 0,26 години.

Окремої уваги заслуговують параболоїдні мелючі тіла. Параболоїд розміром 25x29 мм демонструє питомі витрати на рівні 0,319 кВт·год/кг, що на 28% ефективніше за стандартні кулі 40 мм (0,444 кВт·год/кг). Найгірші показники енергоемності та тривалості циклу зафіксовані для зрізаних трьохгранників - 1,138 кВт·год/кг та 4,15 год відповідно.

Дослідження розподілу тонких фракцій підтверджує, що форма та розмір мелючих тіл безпосередньо впливають на якість продукту. При досягненні 96% вмісту контрольного класу (-0,044 мм) спостерігаються суттєві розбіжності у виході надтонких шламів (-0,01 мм):

Максимальне переподрібнення: характерне для зрізаних трьохгранників та великих куль 60 мм, де вихід шламів сягає 29,5-31,5%.

Оптимальна селективність: кулі малих діаметрів (15-20 мм) та параболоїди 25x29 мм забезпечують мінімальний вихід шламів на рівні 20,0-21,3%.

Це свідчить про те, що дрібні мелючі тіла та параболоїди забезпечують більш "м'який" режим подрібнення, що критично важливо для подальшої магнітної сепарації та зневоднення концентрату.

Аналіз кінетики зносу вказує на стабільність робочих параметрів параболоїдних тіл протягом тривалого часу. Процес зменшення маси (крива 1), висоти (крива 2) та діаметра (крива 3) параболоїда відбувається за лінійним законом.

Важливою технологічною перевагою є те, що параболоїди зберігають свою характерну форму до досягнення критичного розміру приблизно 12-14 мм, після чого їхня геометрія наближається до сферичної. Така особливість гарантує стабільну питому поверхню завантаження протягом більшої частини терміну експлуатації.

Перевага параболоїдів 25х29 мм над кулями середнього розміру пояснюється їхніми геометричними параметрами. При масі всього 0,056 кг, параболоїд має питому поверхню $359,5 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2/\text{кг}$. Це дозволяє розмістити у млині 525 одиниць параболоїдів на умовну одиницю об'єму, тоді як куль 40 мм у той самий об'єм вміщується лише 107 шт.. Отже, кількість робочих контактів збільшується майже в 5 разів, що і зумовлює високу швидкість подрібнення.

Експериментальні дослідження, проведені спільно з інститутом «Механообробмет» у лабораторних та напівпромислових умовах, підтвердили високу технологічну ефективність застосування малогабаритних мелючих тіл (діаметром менше 40 мм) на заключних стадіях тонкого помелу. Основною метою випробувань було визначення оптимального розмірного ряду куль для III стадії подрібнення при переробці магнетитових руд Південного ГЗК.

Об'єктом досліджень слугувала технологічна проба руди масою 400 т із крупністю вихідного живлення 5,0-0 мм. Речовинний склад проби характеризувався наступними показниками:

Вміст заліза: загальне (Fe_{заг}) - 33,5%, магнітне (Fe_{маг}) - 24,3%.

Мінеральний склад: магнетит - 33,6%, гематит - 3,3%, силікати - 23%, карбонати - 5%, кварц - 3,5%, апатит - 1,56%.

Для чистоти експерименту параметри перших двох стадій подрібнення підтримувалися на стабільному рівні:

I стадія: завантаження кулями 120-80 мм; ступінь заповнення - 45%; вміст готового класу (-0,074 мм) на виході - 55-65%.

II стадія: завантаження кулями 60-40 мм; ступінь заповнення - 45%; вміст класу -0,074 мм у зливі гідроциклонів - 75-85%.

У процесі досліджень III стадії варіювалися ступінь заповнення млина (30-45%) та відносна частота обертання барабана (0,6-0,9 від

критичної). Як мелюче середовище порівнювалися сталеві кулі 12-16 мм (підшипникова сталь) та традиційні чавунні кулі 30-50 мм.

Результати випробувань дозволили встановити:

Оптимальні режимні параметри: максимальна ефективність роботи млина досягається при ступені заповнення мелючими тілами 45% та швидкості обертання барабана на рівні 0,8 від критичної.

Вплив розміру тіл: застосування куль 12-16 мм забезпечує найвищий приріст вмісту класу -0,044 мм у готовому продукті, що свідчить про їхню перевагу в процесах тонкого до подрібнення.

Практичні рекомендації: попри високу селективність куль 12-16 мм, їх впровадження на діючих збагачувальних фабриках обмежене через технічні складнощі (необхідність модернізації розвантажувальних бутар). З огляду на це, як раціональну альтернативу для промислового використання у III стадії подрібнення рекомендовано мелючі тіла розміром 20-25 мм.

2.3 Заходи з охорони праці та надзвичайних ситуаціях

Організація безпечних умов праці на ділянці подрібнення Південного ГЗК базується на комплексному аналізі небезпечних та шкідливих виробничих факторів. Основними ризиками при експлуатації барабанних млинів є високий рівень акустичного навантаження, механічні травми від рухомих частин обладнання та підвищена концентрація мінерального пилу. Окрему увагу слід приділяти процесам завантаження мелючих тіл, оскільки значна маса одиничних екземплярів (до 0,86 кг для куль 60 мм) вимагає суворого дотримання правил вантажно-розвантажувальних робіт та використання засобів механізації для запобігання травматизму персоналу.

Боротьба з виробничим шумом є пріоритетним завданням, оскільки постійні удари мелючих тіл об сталеву футеровку створюють звуковий тиск, що значно перевищує гранично допустимі рівні. Для мінімізації цього впливу впроваджуються колективні засоби захисту, такі як звукоізовольовані кабіни для операторів та дистанційне керування процесом подрібнення. Враховуючи дані досліджень, використання дрібніших куль (15-20 мм) та параболоїдів сприяє зміні характеру акустичного спектра, проте персонал все одно зобов'язаний використовувати індивідуальні засоби захисту (навушники або вкладиші) згідно з нормами промислової санітарії.

Механічна безпека забезпечується встановленням суцільних металевих огорожень на всіх частинах млина, що обертаються, включаючи вінцеві шестерні та вали. Всі захисні кожухи мають бути оснащені системами автоматичного блокування, які унеможливають запуск обладнання при відкритому доступі до небезпечних зон. Перед кожним пуском млина обов'язково подається попереджувальний звуковий сигнал, що триває не менше 30 секунд, для сповіщення персоналу, що перебуває в зоні обслуговування конвеєрів та класифікаторів.

Питання промислової гігієни тісно пов'язане з контролем запиленості повітря, оскільки руда містить до 3,5% кварцу та 23% силікатів. Особливу небезпеку становить надтонкий клас ($-0,01$ мм), вихід якого при використанні традиційних куль діаметром 60 мм може сягати 29,5%. Для запобігання професійним захворюванням (силікозу) на дільниці впроваджуються системи мокрого пилопригнічення та герметизація вузлів розвантаження. Ефективне використання параболоїдів, що знижують вихід шламів до 21,3%, також опосередковано сприяє покращенню екологічної ситуації на робочих місцях [11-13].

Електробезпека та пожежна профілактика забезпечуються регулярним контролем цілісності заземлення корпусів млинів та станом ізоляції кабельних ліній. Враховуючи наявність великої кількості мастильних матеріалів у редукторах та підшипникових вузлах, діляниця повинна бути укомплектована первинними засобами пожежогасіння. Персонал проходить регулярні інструктажі та тренування щодо дій у надзвичайних ситуаціях, що гарантує збереження життя та здоров'я працівників у складних умовах гірничо-збагачувального виробництва.

Враховуючи безперервний характер виробництва, особлива увага приділяється забезпеченню нормованого рівня освітленості на робочих місцях. Недостатнє освітлення в зонах обслуговування млинів та класифікаторів може призвести до помилок персоналу та травмування рухомими частинами обладнання. Згідно з ДБН, комбіноване освітлення (загальне та місцеве) повинно забезпечувати видимість контрольно-вимірювальних приладів та систем мастила. Використання сучасних LED-світильників дозволяє не тільки економити електроенергію, але й уникати стробоскопічного ефекту, який є вкрай небезпечним при спостереженні за барабанами, що обертаються.

Безпека праці забезпечується не лише технічними засобами, а й суворим регламентом виконання робіт. Будь-які ремонтні операції, включаючи дозавантаження параболоїдних мелючих тіл або заміну футеровки, повинні проводитися лише після повної зупинки млина, зняття напруги та вивішування попереджувальних табличок «Не вмикати! Працюють люди». Допуск персоналу до обслуговування установок дозволяється лише після проходження спеціального навчання, перевірки знань з охорони праці та отримання відповідного наряду-допуску на виконання робіт з підвищеною небезпекою.

З огляду на інтенсивність процесів подрібнення та високе психофізіологічне навантаження (шум, вібрація, відповідальність за

обладнання), графік роботи персоналу має передбачати регламентовані перерви. Це необхідно для відновлення функціонального стану організму та підтримання концентрації уваги операторів. Впровадження автоматизованих систем контролю за процесом подрібнення дозволяє вивести людей із зон із найгіршими умовами праці (шум понад 80 дБ), що є суттєвим кроком до покращення загального рівня безпеки на підприємстві [11-13].

2.4. Техніко-економічне обґрунтування проєкту

Економічна ефективність впровадження параболоїдних мелючих тіл 25x29 мм обумовлена насамперед зниженням питомих витрат на електроенергію та металоємність процесу подрібнення. Згідно з отриманими даними, використання параболоїдів замість стандартних куль діаметром 40 мм дозволяє знизити енерговитрати на подрібнення 1 кг готового класу з 0,444 кВт·год до 0,319 кВт·год, що становить економію понад 28%. В масштабах збагачувальної фабрики ПівдГЗК, де обсяги переробки руди вимірюються мільйонами тонн, таке скорочення енергоспоживання забезпечує значне зниження собівартості концентрату.

Суттєвий економічний ефект досягається також завдяки підвищеній зносостійкості параболоїдної форми. Дослідження кінетики зносу показали, що параболоїди служать у 1,93 раза довше за сталеві кулі аналогічної маси, зберігаючи при цьому стабільні геометричні параметри та високу питому поверхню ($359,5 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2/\text{кг}$) протягом більшої частини життєвого циклу. Це дозволяє зменшити частоту дозавантаження млинів та скоротити витрати на закупівлю мелючих тіл майже вдвічі, що є критично важливим за умов постійного зростання цін на металопрокат.

Технологічна перевага параболоїдів у селективності подрібнення безпосередньо впливає на вихід кінцевого продукту та його якість. Зниження частки шламів (клас -0,01 мм) з 26% (для куль 40 мм) до 21,3% при використанні параболоїдів 25x29 мм мінімізує втрати заліза з хвостами та покращує показники фільтрації. Підвищення вмісту заліза в концентраті та збільшення вилучення дозволяють підприємству отримувати додатковий прибуток, який повністю перекриває капітальні витрати на переоснащення млинів новими типами завантаження.

Для розрахунку орієнтовного економічного ефекту в грошовому еквіваленті візьмемо за основу середні показники потужності типової секції млина МСЦ (наприклад, типу МШЦ 3,6x4,0 або МШЦ 4,5x6,0), що працює на ПівдГЗК.

Нижче наведено розрахунок економії на одну технологічну одиницю:

При середній продуктивності млина в стадії тонкого помелу близько 50 т/год та переході з куль 40 мм на параболоїди 25x29 мм:

Зменшення енерговитрат: становить 0,125 кВт·год на кожний кілограм (або 125 кВт·год на тонну) продукту.

Економія за годину: 50 т/год * 125 кВт·год/т = 6250 кВт·год.

Грошовий еквівалент: при вартості електроенергії для підприємств близько 6-8 грн/кВт·год, економія становить понад 40 000 - 50 000 грн за одну годину роботи.

Враховуючи, що знос параболоїдів у 1,93 раза менший:

Витрати куль: зазвичай складають близько 1,5-2,0 кг на тонну руди.

Зменшення витрат: використання параболоїдів скорочує ці витрати майже вдвічі - до 0,8-1,0 кг/т.

Грошовий еквівалент: при ціні мелючих тіл близько 30 000 - 35 000 грн/т, економія на одній тонні переробленої руди складе приблизно 25-

30 грн. Для млина продуктивністю 50 т/год це додаткові 1 250 - 1 500 грн/год.

Якщо млин працює 7 000 годин на рік:

За електроенергією: 350 млн грн/рік.

За металом: 10 млн грн/рік.

За якістю: додатковий прибуток від зростання вилучення заліза за рахунок зниження шламів з 26% до 21,3% може скласти ще 15-20 млн грн/рік.

Загальний економічний ефект від модернізації лише однієї секції подрібнення може сягати понад 350 млн грн на рік (переважно за рахунок економії енергії в 28%).

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі вирішено актуальне науково-практичне завдання щодо підвищення ефективності циклів подрібнення магнетитових руд та покращення якісних показників концентратів шляхом впровадження малогабаритних мелючих тіл параболоїдної форми.

1. Встановлено, що існуючі технологічні схеми подрібнення на ПівдГЗК характеризуються високою питомою енергоємністю та ефектом переподрібнення при використанні традиційних сталевих куль великого діаметра.

2. Доведено, що параболоїдні мелючі тіла розміром 25x29 мм забезпечують вищу селективність руйнування мінеральних зерен порівняно з кулями 40 мм та цільпесами. Це дозволяє знизити вихід надтонкого шламу (клас $-0,01$ мм) з 26,0% до 21,3%.

3. Експериментально підтверджено, що використання параболоїдів 25x29 мм дозволяє скоротити питомі витрати електроенергії на 28% (з 0,444 до 0,319 кВт·год/кг готового класу).

4. Встановлено, що мелючі тіла параболоїдної форми зношуються за лінійним законом і зберігають ефективну геометрію до розміру 12x14 мм, що забезпечує термін їх служби у 1,93 раза довший, ніж у традиційних куль.

5. Впровадження запропонованих параметрів подрібнення на одній секції МШЦ дозволяє отримати сумарний річний економічний ефект понад 350 млн грн за рахунок економії електроенергії, зниження металоємності та підвищення якості концентрату.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Кузнецов В. А., Шаповал А. М. Мінералогічні особливості магнетитових кварцитів Криворізького басейну та їх вплив на технологію збагачення. Гірничий журнал. 2020. №5. С. 22–30.
2. Геологія і корисні копалини Криворізького залізрудного басейну / За ред. Ю. В. Бойка. Кривий Ріг: Видавництво КНУ, 2018. 386 с.
3. Звіт геологічної служби АТ «ПівдГЗК» про мінералогічний та гранулометричний склад руд Скелеватського родовища за 2022–2023 рр. Кривий Ріг, 2023. 74 с.
4. Optimization of grinding parameters and efficient separation of iron and rare earths from poor oxide ores in magnetic separation operation / P. Tian, P. Gao, Z. Tang [et al.] // Powder Technology. – 2025. – Vol. 458. – Art. 120962. – DOI: <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2025.120962>.
5. Основи техніки та технології збагачення корисних копалин : навч. посібник / В. С. Білецький [та ін.] ; Криворізь. нац. ун-т. – Київ : Ліра-К, 2020. – 634 с. : іл.
6. Підготовка корисних копалин до збагачення : монографія / М. І. Сокур [та ін.] ; Кременчуцький нац. ун-т ім. М. Остроградського. – Кременчук : ПП Щербатих О. В., 2017. – 391 с.
7. М. І. Сокур, В. В. Воробйов, Р. Г. Аргат. Удосконалення технології подрібнення магнетитових кварцитів на гірничому підприємстві. Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського. Кременчук: КрНУ, 2020. Вип.5-6. С.110-116. DOI: 10.30929/1995-0519.2020.5-6.110-118

8. Технологічна інструкція на процес збагачення магнетитових кварцитів РЗФ № 1 : ТІ-ЗБК-104-2020 / ПрАТ «Південного гірничо-збагачувальний комбінат». – Кривий Ріг, 2020. – 45 с.
9. Кравець В.Г., Терентьев О.М., Білецький В.С., Смирнов В.О., Чала О.М. Техніка і технологія переробки гірських порід. Навч. посібник Київ КПІ ім. Ігоря Сікорського 2019.
10. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. ТЗ2 Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина II. Основні процеси. – Кривий Ріг: Видавець ФОП Чернявський Д.О., 2019. – 212 с.
11. Закон України «Про охорону праці»: Закон від 14.10.1992 № 2694-XII. Відомості Верховної Ради України.
12. Кодекс законів про працю України. Відомості Верховної Ради України.
13. Кодекс цивільного захисту України: Закон України від 02.10.2012 № 5403-VI.