

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

Невзоров Віталій Валерійович

УДК: 622.74:622.341.11](043.3)

ДИСЕРТАЦІЯ
ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ТОНКОГО
ГРОХОЧЕННЯ ПРИ ЗБАГАЧЕННІ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

184 Гірництво

18 Виробництво та технології

Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії

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

В. В. Невзоров

Науковий керівник: Олійник Тетяна Анатоліївна, доктор технічних наук,
професор

Кривий Ріг – 2026

Невзоров В. В. Обґрунтування технологічних параметрів тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора філософії за спеціальністю 184 Гірництво. 18 – Виробництво та технології) – Криворізький національний університет, Кривий Ріг, 2026.

Дисертаційна робота присвячена вирішенню важливого науково-технічного завдання, яке полягає у обґрунтуванні та розробці технологічних параметрів тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів на підставі встановлення закономірностей безрозмірних параметрів k_1 , що комплексно враховують вплив швидкості руху матеріалу, час просіювання, товщину шару матеріалу на ситовій поверхні та коефіцієнту пульпи k_2 , який враховує вплив вмісту твердого, розрідженню і щільності пульпи, частоти та амплітуди коливань, та гранулометричний склад вихідної сировини, з подальшим встановленням залежностей переходу від розділення крупності вхідної сировини до розділення сепараційної характеристики тонкого грохочення для розробки комплексної технологічної схеми магнетитових руд з залученням процесу тонкого грохочення.

У вступі міститься загальна характеристика дисертації, обґрунтовано актуальність роботи, сформульована мета і завдання дослідження, визначена наукова новизна та практична цінність роботи.

У першому розділі наведена інформація щодо детального аналізу процесів та обладнання розділення за крупністю, визначені сучасні підходи к модернізації технологій переробки магнетитових кварцитів, визначено вплив речовинного складу, вкрапленості зерен, вимогам до якості продукції на вибір обладнання та схем переробки. Тонке грохочення розглянуто, як альтернатива класифікації в гідроциклонах, як процес з більш вищим показником по ефективності розділення матеріалів. Наприкінці розділу автором зроблено висновки про актуальність

вибраного технологічного напрямку, сформульовано мету, об'єкт, предмет дослідження та завдання досліджень.

У другому розділі визначено, що тонке грохочення необхідно розглядати як складний об'єкт, особливістю якого є стохастичність поведінки, яка пов'язана з великою кількістю всякого роду невимірюваних другорядних процесів. Будь-який складний об'єкт, у тому числі і тонке грохочення, містить велику кількість таких несподіванок, які є свідченням його складності. Математично сформульовано та вирішено задачу моделювання процесу тонкого грохочення з використанням методів теорії ймовірностей та математичної статистики, оскільки процес тонкого грохочення є стохастичним, зважаючи на наявність будь-яких несподіванок, які зручніше розглядати як випадкові фактори і трактувати їх як зашумленість, ніж розумітися на механізмі другорядних процесів, що протікають у процесі тонкого грохочення. Отримано формули для розрахунку сепараційної характеристики підRESHITNOGO продукту тонкого грохочення в залежності від характеристик вхідної рудної шихти і параметрів процесу грохочення. Опис процесу тонкого грохочення за допомогою моделі Тихонова О. М. дозволив оцінити щільність розділення підRESHITNOGO сепараційної характеристики як випадкової величини, яка визначається як характером вхідного випадкового потоку рудної шихти, так і властивостями самого процесу тонкого грохочення. Для врахування особливостей мокрого тонкого грохочення виділено головні характеристики пульпи і об'єднані в коефіцієнт пульпи. Для визначення форми і значення цього коефіцієнту використано регресійний аналіз. Проведене дослідження показало рівень впливу кожного з вибраних параметрів пульпи. Моделювання процесу тонкого грохочення підтвердило експериментальні результати грохочення. Результати математичного моделювання, що зв'язують параметри вхідного потоку рудної шихти та процесу тонкого грохочення, дозволяють застосовувати розвинений підхід для розв'язання практичних завдань.

У третьому розділі виконано дослідження магнетитових кварцитів як об'єкту для тонкого грохочення, умов розділення частинок магнетитових руд при грохоченні, під час лабораторних та напівпромислових тестувань виконана оцінка

впливу параметрів на процес грохочення, проаналізовані технологічні аспекти переробки магнетитових кварцитів та визначені труднощі пов'язані з цим.

Доведено, що при оптимальних значеннях узагальненого критерію ефективності класифікації (який виведено у розділі 2) досягається зниження вмісту дрібних класів у надрешітному продукті на 7,68–11,93 %.

Встановлена можливість підвищення селективності розділення за рахунок стабілізації гранулометричного складу продуктів грохочення, що дозволило підвищити вміст заліза у підрешітному продукті на 1,45–2,87 % Fe та знизити засміченість дрібного класу пустою породою на 1,36–4,58 %.

Визначені оптимальні параметри процесу тонкого грохочення магнетитових кварцитів: частота коливань у межах 40–50 Гц, амплітуда 0,7мм, питома навантаження 26,9 т/ч*м². За рахунок цього інтенсифіковано процес тонкого грохочення, а саме зменшено втрати корисного компонента з надрешітним продуктом на 4,49–11,75 % та підвищено вилучення магнетиту у підрешітний продукт на 6,91–18,10 %.

Четвертий розділ присвячено практичним рекомендаціям стосовно нової технологічної схеми переробки магнетитових кварцитів з імплементацією тонкого грохочення,

Запропонована схема полягає в використанні тонкого грохочення для секцій 1-8,9 перед магнітно-флотаційним збагаченням, а для секцій 10-15 замість флотаційного збагачення зі збереженням якості товарної продукції. Для цього секцію №9 перевести на виробництво концентрату ММС, об'єднавши с концентратом ММС секцій 1-8 та подати на тонке грохочення 1. Підрешітний продукт 1 з вмістом заліза 64,5% подається до Флотації 1,2 з виробництвом концентрату МФО на рівні 68,5%. Концентрат ММС секцій 10-15 подати на тонке грохочення 2, де підрешітний продукт 2 з отриманим вмістом заліза на рівні 67,5% є товарним концентратом. Надрешітні продукту тонкого грохочення 1,2 подаються на дільницю підготовки концентрату, де доподрібнюється у вертикальних млинах, класифікуються в батареях-гідроциклонах, проходять стадію сепарації, дешламації

та виробляється концентрат з вмістом заліза на рівні 66,1%, який в подальшому флотується на Флотації 3.

Застосування тонкого грохочення у схемах збагачення магнетитових кварцитів забезпечує оптимізацією існуючої магнітно-флотаційної схеми збагачення та підвищенням якості залізорудного концентрату з 67,18% до 67,92%.

Техніко-економічний розрахунок є позитивним результатом запропонованих нововведень:

- розрахунок чистої поточної вартості NPV становить 210 354,9тис. US \$;
- термін окупності DPP, враховуючи прогнозну ставку дисконтування 18,7% складає 46 місяців, або 3,8 років;
- сумарний дисконтований економічний ефект DCF для гірничо-збагачувального підприємства становить близько 141 990US\$.

Враховуючи результати оцінки інвестиційної привабливості проекту в тому числі досить високий показник NPV, достатньо низький термін окупності (менше 5 років) та високий показник внутрішньої норми доходності IRR на рівні 55,6% інвестиційний проект рекомендований до впровадження.

У висновках підбито підсумок проведеної роботи і описано основні результати, отримані в дослідженні.

Дисертація доповнена додатком, у якому містяться акти впровадження дисертаційного дослідження.

Наукове положення №1

Тонке грохочення магнетитових кварцитів обґрунтовано як складна стохастична технологічна система, для якої визначальними є випадковий характер гранулометричного складу вхідного потоку, нестаціонарність параметрів та вплив невимірюваних факторів, що зумовлює необхідність використання ймовірнісно-статистичного підходу до моделювання процесу та визначення його технологічних показників.

Наукове положення № 2

Встановлено, що сепараційна характеристика тонкого грохочення може бути адекватно описана узагальненою математичною моделлю, яка поєднує:

ймовірнісну основу просіювання частинок, кінетичні параметри процесу, та інтегральний вплив характеристик пульпи, що дозволяє визначати розділення вихідних продуктів як функцію від параметрів вхідного потоку та режимів роботи грохоту.

Наукова новизна:

1. Вперше для процесів збагачення магнетитових кварцитів розроблено узагальнену математичну модель тонкого гідрогрохочення, яка враховує ймовірнісну природу розділення частинок за крупністю, кінетику процесу та вплив властивостей пульпи шляхом побудови регресійної моделі коефіцієнта пульпи, що встановлює кількісний взаємозв'язок між: вмістом твердого, розрідженням, щільністю пульпи, та дозволяє враховувати їх комплексний і взаємозалежний вплив на ефективність тонкого грохочення за рахунок чого підвищено ефективність розділення мінеральної сировини за крупністю на 4,9-12,86%.

2. Вперше встановлено узагальнені закономірності процесу тонкого грохочення магнетитових руд на високочастотному грохоті на основі введення безрозмірних параметрів, що комплексно враховують вплив часу просіювання (запас матеріалу на грохоті та вхідна продуктивність), вплив частоти та амплітуди коливань, товщини шару матеріалу та його гранулометричного складу (зокрема, критеріїв, аналогічних числам Фруда та Рейнольдса для вібраційних систем). Показано, що ефективність класифікації визначається узагальненим критерієм процесу, при оптимальних значеннях якого досягається зниження вмісту дрібних класів у надрешітному продукті на 7,68–11,93 %.

3. Вперше встановлено аналітичні залежності для переходу від розділення крупності вхідної сировини до розділення сепараційної характеристики тонкого грохочення, що дозволяє: підвищити селективність розділення та стабілізувати гранулометричний склад продуктів грохочення, тим самим підвищити вміст заліза у підрешітному продукті на 1,45–2,87 % Fe та знизити засміченість дрібного класу пустою породою на 1,36–4,58 %.

4. Вперше встановлено, що оптимізація режимних параметрів роботи високочастотного грохота (частота коливань у межах 40–50 Гц, амплітуда 0,7мм,

питоме навантаження $26,9 \text{ т/ч}\cdot\text{м}^2$) забезпечує інтенсифікацію процесу тонкого грохочення, що проявляється у зменшенні втрат корисного компонента з надрешітним продуктом на $4,49\text{--}11,75 \%$ та підвищенні вилучення магнетиту у підрешітний продукт на $6,91\text{--}18,10 \%$.

Практичне значення дисертаційної роботи полягає у розробці та впровадженні науково обґрунтованих технологічних рішень щодо застосування тонкого грохочення у схемах збагачення магнетитових кварцитів, що забезпечує підвищення ефективності розділення мінеральної сировини за крупністю, зниження втрат заліза та покращення якості товарного концентрату.

Розроблена узагальнена математична модель процесу тонкого грохочення дозволяє прогнозувати технологічні показники роботи високочастотних грохотів залежно від гранулометричного складу вихідної сировини, характеристик пульпи та режимних параметрів роботи обладнання, що створює можливість оперативного керування процесом у промислових умовах.

Встановлені оптимальні параметри роботи високочастотного грохота (частота коливань $40\text{--}50 \text{ Гц}$, амплітуда $0,7 \text{ мм}$, питоме навантаження $26,9 \text{ т/год}\cdot\text{м}^2$) дозволяють знизити втрати корисного компонента з надрешітними продуктом на $4,49\text{--}11,75 \%$, підвищити вилучення магнетиту у підрешітний продукт на $6,91\text{--}18,10 \%$, а також покращити якість концентрату за рахунок підвищення вмісту заліза.

Запропонована технологічна схема з використанням тонкого грохочення як альтернативи класифікації у гідроциклонах забезпечує оптимізацію магнітно-флотаційної схеми збагачення магнетитових кварцитів та підвищення масової частки Fe у товарному концентраті з $67,18 \%$ до $67,92 \%$, що підтверджено результатами промислових випробувань та актами впровадження.

Практичні рекомендації можуть бути використані на гірничо-збагачувальних комбінатах Кривбасу при модернізації діючих схем збагачення, зниженні навантаження на подрібнювальні потужності, скороченні енерговитрат та підвищенні конкурентоспроможності залізорудної продукції.

Ймовірність успішного виконання та впровадження результатів досліджень є високою, оскільки всі наукові положення підтверджені комплексом лабораторних та промислових випробувань в умовах діючих гірничо-збагачувальних підприємств.

Достовірність отриманих результатів забезпечується використанням сучасних методів математичного моделювання, теорії ймовірностей, математичної статистики, регресійного аналізу, а також значним обсягом експериментальних досліджень на реальних магнетитових продуктах.

Отримані залежності підтверджені збіжністю результатів математичного моделювання з фактичними показниками роботи високочастотного тонкого грохочення, що свідчить про адекватність розробленої моделі та можливість її практичного застосування.

Технічна реалізація підтверджена та наведена в Довідці про впровадження дисертаційних досліджень (Додаток А).

Ключові слова: магнетитові кварцити, тонке грохочення, математичне моделювання, текстура, подрібнення, сегрегація, крупність, ефективність грохочення, родовище, щільність розділення, ситова панель, сепараційна характеристика, вірогідність, кварц, магнетит.

ABSTRACT

Nevzorov V. V. Substantiation of Technological Parameters for Fine Screening in the Beneficiation of Magnetite Quartzites. – Qualifying scientific work on the rights of a manuscript.

Dissertation for the degree of Doctor of Philosophy in the specialty 184 Mining (18 – Production and Technologies). – Kryvyi Rih National University, Kryvyi Rih, 2026.

The dissertation is devoted to solving a significant scientific and technical problem, which involves the justification and development of technological parameters for fine screening in the beneficiation of magnetite quartzites. This is achieved by establishing the regularities of dimensionless parameters k_1 , which comprehensively account for the influence of material flow velocity, screening time, and material layer thickness on the sieve surface, as well as the pulp coefficient k_2 , which accounts for the influence of solids content, dilution, pulp density, vibration frequency and amplitude, and the grain size distribution of the feedstock. Furthermore, the work establishes the dependencies of the transition from the particle size distribution of the raw material to the separation characteristic distribution of fine screening to develop a comprehensive technological flowsheet for magnetite ores incorporating the fine screening process.

The **introduction** provides a general characterization of the dissertation, substantiates the relevance of the research, and formulates the aim and objectives of the study. Furthermore, it defines the scientific novelty and practical value of the work.

The **first section** provides a detailed analysis of size separation processes and equipment. It identifies modern approaches to the modernization of magnetite quartzite processing technologies and determines the influence of material composition, grain dissemination, and product quality requirements on the selection of equipment and processing flowsheets. Fine screening is evaluated as an alternative to hydrocyclone classification, characterized by a higher material separation efficiency. At the end of the chapter, the author concludes on the relevance of the chosen technological direction and formulates the aim, object, subject, and objectives of the research.

The **second section** defines fine screening as a complex system characterized by stochastic behavior, arising from a multitude of unmeasurable secondary processes. Any

complex system, including fine screening, encompasses numerous uncertainties that signify its inherent complexity. The problem of modeling the fine screening process is mathematically formulated and resolved using methods from probability theory and mathematical statistics. Given the stochastic nature of the process, these uncertainties are more effectively treated as random factors and interpreted as 'noise' rather than by attempting to decipher the specific mechanisms of every minor secondary process.

Formulas have been derived to calculate the separation characteristics of the undersize product based on the feedstock properties and screening parameters. Utilizing O.M. Tikhonov's model to describe the fine screening process enabled the estimation of the probability density distribution of the undersize separation characteristic as a random variable. This variable is determined by both the nature of the stochastic input flow of the ore charge and the properties of the screening process itself. To account for the specific features of wet fine screening, the primary characteristics of the pulp were identified and integrated into a pulp coefficient. Regression analysis was employed to determine the form and value of this coefficient. The study demonstrates the impact level of each selected pulp parameter, and the process modeling results were validated by experimental data. The mathematical modeling results, which link input ore flow parameters with the fine screening process, allow this advanced approach to be applied to solving practical industrial problems.

The third section presents a study of magnetite quartzites as a subject for fine screening and examines the particle separation conditions of magnetite ores during the screening process. Through laboratory and pilot-scale testing, an evaluation of the influence of various parameters on the screening process was performed. Furthermore, the technological aspects of magnetite quartzite processing were analyzed, and the specific challenges associated with these processes were identified.

It has been proven that at optimal values of the generalized classification efficiency criterion (derived in Chapter 2), a reduction of the fine-class content in the oversize product by 7.68–11.93% is achieved.

The possibility of increasing separation selectivity by stabilizing the particle size distribution of the screening products was established. This led to an increase in the iron

content of the undersize product by 1.45–2.87% Fe and a reduction in the contamination of the fine class by waste rock by 1.36–4.58%.

The optimal parameters for the fine screening of magnetite quartzites were determined as follows: vibration frequency within 40–50 Hz, an amplitude of 0.7 mm, and a specific load of 26.9 t/h·m². Consequently, the fine screening process was intensified, resulting in a reduction of useful component losses in the oversize product by 4.49–11.75% and an increase in magnetite recovery into the undersize product by 6.91–18.10%.

The fourth section is dedicated to practical recommendations regarding a new technological flowsheet for magnetite quartzite processing with the implementation of fine screening.

The proposed flowsheet involves utilizing fine screening for sections 1–8 and 9 prior to magnetic-flotation beneficiation, and for sections 10–15, replacing the flotation stage while maintaining the quality of the commercial product. To achieve this, section No. 9 is converted to WMS (wet magnetic separation) concentrate production; this is combined with the WMS concentrate from sections 1–8 and fed into Fine Screening Stage 1. The undersize product 1, with an iron content of 64.5%, is directed to Flotation 1 and 2, yielding flotation concentrate at a level of 68.5%. The WMS concentrate from sections 10–15 is fed into Fine Screening Stage 2, where undersize product 2, with an iron content of 67.5%, serves as a commercial-grade concentrate. The oversize products from Fine Screening Stages 1 and 2 are sent to the concentrate preparation unit, where they undergo regrinding in vertical mills, classification in hydrocyclone batteries, and stages of magnetic separation and desliming. This produces a concentrate with an iron content of 66.1%, which is subsequently processed in Flotation 3.

The application of fine screening in magnetite quartzite beneficiation flowsheets ensures the optimization of the existing magnetic-flotation scheme and enhances the quality of the iron ore concentrate from 67.18% to 67.92%.

The technical and economic assessment demonstrates a positive outcome for the proposed innovations:

- the calculated Net Present Value (NPV) stands at 210,354.9 thousand USD.

- the Discounted Payback Period (DPP), considering a projected discount rate of 18.7%, is 46 months (3.8 years).
- the total Discounted Cash Flow (DCF) for the mining and processing enterprise is approximately 141,990 thousand USD.

Given the investment attractiveness assessment—including the high NPV, the short payback period (less than 5 years), and a high Internal Rate of Return (IRR) of 55.6%, the investment project is recommended for implementation.

The conclusions summarize the completed work and describe the primary research findings.

The dissertation is supplemented by an appendix containing the acts of implementation for the research results.

Scientific Proposition No. 1

Fine screening of magnetite quartzites is substantiated as a complex stochastic technological system. The defining characteristics of this system include the random nature of the feed grain size distribution, the non-stationary behavior of parameters, and the influence of unmeasurable factors. These characteristics necessitate the application of a probabilistic-statistical approach to model the process and determine its technological performance indicators.

Scientific Proposition No. 2

It has been established that the separation characteristic of fine screening can be adequately described by a generalized mathematical model. This model integrates the probabilistic basis of particle sieving, the kinetic parameters of the process, and the integral influence of pulp characteristics. This combination enables the determination of the product output distribution as a function of both the input flow parameters and the operating modes of the screen.

Scientific novelty:

1. For the first time in the beneficiation of magnetite quartzites, a generalized mathematical model for fine wet screening has been developed. This model accounts for the probabilistic nature of particle size separation, process kinetics, and the influence of pulp properties. By constructing a regression model for the pulp coefficient, a quantitative

relationship was established between solids content, dilution, and pulp density. This allows for their complex, interdependent influence on fine screening efficiency to be calculated, resulting in an increase in mineral separation efficiency by 4.9–12.86%.

2. For the first time, generalized regularities of the fine screening process for magnetite ores on high-frequency screens have been established. This was achieved by introducing dimensionless parameters that comprehensively account for screening time (material holdup and feed rate), vibration frequency and amplitude, material layer thickness, and particle size distribution—specifically using criteria analogous to Froude and Reynolds numbers for vibratory systems. It is demonstrated that classification efficiency is determined by a generalized process criterion; at its optimal values, a reduction of fine-class content in the oversize product by 7.68–11.93% is achieved.

3. For the first time, analytical dependencies were established for the transition from the raw material size distribution to the fine screening separation characteristic distribution. This enables increased separation selectivity and stabilization of the product size distribution, thereby increasing the iron content in the undersize product by 1.45–2.87% Fe and reducing waste rock contamination in the fine class by 1.36–4.58%.

4. For the first time, it has been established that optimizing the operating parameters of a high-frequency screen (vibration frequency: 40–50 Hz; amplitude: 0.7 mm; specific load: 26.9 t/h·m²) ensures the intensification of the fine screening process. This is manifested in a reduction of useful component losses in the oversize product by 4.49–11.75% and an increase in magnetite recovery into the undersize product by 6.91–18.10%.

The **practical significance** of the dissertation lies in the development and implementation of scientifically substantiated technological solutions for the use of fine screening in magnetite quartzite beneficiation flowsheets. These solutions ensure increased efficiency in mineral size separation, reduced iron losses, and improved quality of the commercial concentrate.

The developed generalized mathematical model of the fine screening process allows for the prediction of high-frequency screen performance indicators based on the feedstock

particle size distribution, pulp characteristics, and equipment operating parameters. This provides the opportunity for real-time process control in industrial environments.

The established optimal operating parameters for high-frequency screens (vibration frequency: 40–50 Hz; amplitude: 0.7 mm; specific load: 26.9 t/h·m²) enable a reduction in useful component losses in the oversize product by 4.49–11.75%, an increase in magnetite recovery into the undersize product by 6.91–18.10%, and an improvement in concentrate quality through increased iron content.

The proposed technological flowsheet, utilizing fine screening as an alternative to hydrocyclone classification, optimizes the magnetic-flotation beneficiation scheme for magnetite quartzites. It increases the mass fraction of Fe in the commercial concentrate from 67.18% to 67.93%, as confirmed by industrial trials and implementation acts.

These practical recommendations can be utilized by the mining and processing plants of the Kryvyi Rih Basin (Kryvbas) to modernize existing beneficiation flowsheets, reduce the load on grinding capacities, decrease energy consumption, and increase the competitiveness of iron ore products.

The probability of successful execution and implementation of the research results is high, as all scientific propositions have been validated by a comprehensive set of laboratory and industrial trials conducted at active mining and processing enterprises.

The reliability of the obtained results is ensured by the use of modern methods of mathematical modeling, probability theory, mathematical statistics, and regression analysis, as well as a significant volume of experimental research on real magnetite products.

The established dependencies are confirmed by the convergence of mathematical modeling results with actual performance indicators of high-frequency fine screening, demonstrating the adequacy of the developed model and its potential for practical application.

The existence of an industrial implementation act confirms not only the technical feasibility of the proposed solutions but also their economic viability for enterprises in the iron ore industry, significantly enhancing the prospects for the practical use of the dissertation results.

Keywords: magnetite quartzites, fine screening, mathematical modeling, texture, grinding, segregation, particle size, screening efficiency, ore deposit, probability density, sieve panel, separation characteristic, probability, quartz, magnetite.

СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ ПРАЦЬ ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Наукові праці, в яких опубліковані основні наукові результати дисертації

1. Олійник. Т.А., Невзоров В. В. Тонке грохочення як спосіб вирішення технологічних питань при виробництві високоякісних залізрудних концентратів. *Вісник Криворізького національного університету*, Кривий Ріг-2023. Вип. 57, с. 80-88. <https://journal-knu.com.ua/uk/journals/tom-21-2-2023> (Фахове видання категорії Б)

2. Олійник. Т.А., Невзоров В. В., Аналіз впливу основних параметрів залізрудної сировини на процес тонкого грохочення з використанням математичних моделей. 2023 *Технічна інженерія*, (2(96), 259–272.

<https://ten.ztu.edu.ua/issue/view/20070> (Фахове видання категорії Б)

3. Oliinyk T., Nevzorov V. Analysis of mathematical models of material size separation considering equipment and material characteristics and screening conditions. 2024. *Geoteh. Meh*, 171, p. - 47-58.

<https://geotm.dp.ua/index.php/uk/collection/559-2024ua/geotm-171ua> (Фахове видання категорії Б)

Наукові праці, які додатково відображають наукові результати дисертації:

4. Tatyana OLIYNYK, Vitalii NEVZOROV: «Technological feasibility of using fine screening in processing flowsheet». Тези, збірник VI Міжнародної науково-технічної конференції «Інноваційний розвиток ресурсозберігаючих технологій та раціональне користування природними ресурсами». Румунія. - 2023 с. 96-98. ISSN 2734-6935. ISSN-L 2734-6935.

https://www.upet.ro/cercetare/manifestari/Ukraine_2023_Book_of_Abstracts.pdf

5 Nevzorov V.V; Oliinyk T.A.; Syrotkina N.P. Muzyka L.V; (2026). Accounting for the effect of pulp parameters when simulating the fine screening process. Technical mechanics (1), 113–122

https://journal-itm.dp.ua/ojs/index.php/ITM_j1/article/view/177

	Стор.
ВСТУП	19
Розділ 1 СУЧАСНИЙ СТАН НАУКОВОЇ ПРОБЛЕМИ ТА ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ	26
1.1. Аналіз сучасного стану застосування тонкого грохочення у схемах збагачення корисних копалин.	26
1.2. Аналіз конструкцій грохотів тонкого грохочення.	43
1.3 Обґрунтування напрямку наукових досліджень, мети та завдання досліджень.	55
Висновки до розділу 1.	57
Розділ 2 МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ТОНКОГО ГРОХОЧЕННЯ ПРИ ЗБАГАЧЕННІ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ	59
2.1. Процес тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів як складна система.	60
2.2. Математичне моделювання процесу тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів.	61
2.3. Імітаційне моделювання процесу тонкого грохочення.	78
Висновки до розділу 2	100
Розділ 3. ОЦІНКА ПАРАМЕТРІВ СИРОВИНИ, УМОВ РОЗДІЛЕННЯ ДЛЯ ФОРМУВАННЯ ОПТИМАЛЬНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО РЕЖИМУ ТОНКОГО ГРОХОЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ.	102
3.1 Дослідження магнетитових кварцитів як об'єкту для тонкого грохочення	102
3.2 Технологічні аспекти переробки магнетитових кварцитів.	105
3.3. Дослідження умов розділення частинок магнетитових руд при грохоченні.	110
3.4 Механізм проходження частинок магнетиту та кварцу через отвори ситової поверхні.	111

3.5 Дослідження впливу розміру отвору ситової панелі на тонке грохочення.	117
3.6 Дослідження руху частинок магнетитових руд у вільних та стиснених умовах.	119
3.7 Визначення параметрів оптимального технологічного режиму розділення частинок.	134
Висновки до розділу 3.	134
Розділ 4 РОЗРОБКА ТА ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ НОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ ІЗ ВИКОРИСТАННЯМ ОПЕРАЦІЇ ТОНКОГО ГРОХОЧЕННЯ.	137
4.1 Обґрунтування технологічної схеми збагачення магнетитових кварцитів з урахуванням операції тонкого грохочення	137
4.2 Результати досліджень за новою схемою з застосуванням тонкого грохочення у комплексі з магнітно флотаційною схемою збагачення магнетитових концентратів.	142
4.3 Техніко-економічні показники пропонуємої схеми.	154
Висновки до розділу 4.	164
ВИСНОВОК	165
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	168

Обґрунтування напряму досліджень. Залізорудна сировина, яка складається з бідних магнетитових кварцитів з розробкою кар'єрів погіршується за своїми фізико-хімічними властивостями, в той час як технологічні схеми розроблені в 50-60 роках минулого століття не відповідають сучасним вимогам до виробництва високоякісних концентратів та їх конкурентоспроможності на ринках металів.

Як сировину для досліджень в рамках дисертаційної роботи обрані продукти переробки класичних технологічних схем збагачення магнетитових кварцитів:

- кінцевий концентрат з вмістом заліза загального на 61-65% з розкриттям 70-95% в класах від 0,075 мм до 0,053 мм.

Існуючі технології переробки магнетитових кварцитів ведуть майже до 100% вимушеного подрібнення усього матеріалу, що в свою чергу призводить, до ефекту потрапляння тонкого розкритого магнетиту, багатих зростків у відвальні хвости, а тонкого кварцу, бідних зростків до промпродуктів та концентрату, тим самим занижуючи якісні показники товарної продукції.

Первина оцінка матеріалів показує, що найшвидшим способом підвищення якісних характеристик є переробка низькосортних концентратів мокрої магнітної сепарації. Для цього можливе комплексне застосування грохотів тонкого грохочення, вертикальних млинів, батарей гідроциклонів, що дозволить це виконати, завдяки виведенню чистого магнетиту, зниженню потрапляння багатих зростків у хвости та бідних зростків у промпродукт/концентрат. Таке поєднання в окремих випадках можливо розглядати, як альтернатива флотаційній доводці концентратів.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами. Дисертацію виконано відповідно до програм розвитку гірничо-металургійної галузі, що були визначені постановами Кабінету Міністрів України та планами виконання науково-дослідних робіт у Криворізькому національному університеті», а також корпоративними планами розвитку компанії «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ». Дисертація є частиною держбюджетної науково-дослідної роботи Криворізького

національного університету, за №ДР 0121U109524 «Дослідження закономірностей та обґрунтування методів підвищення ефективності процесу магнітної сепарації залізної руди із застосуванням ультразвукових технологій».

Мета і завдання дослідження. Метою роботи є обґрунтування технологічних параметрів тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів на підставі встановлення закономірностей процесу тонкого грохочення магнетитових руд на високочастотному грохоті за рахунок введення безрозмірних параметрів k_1 , що комплексно враховують вплив швидкості руху матеріалу, час просіювання, товщину шару матеріалу на ситовій поверхні та коефіцієнту пульпи k_2 , який враховує вплив вмісту твердого, розрідженню і щільності пульпи, та гранулометричний склад вихідної сировини, з подальшим встановленням залежностей переходу від розділення крупності вхідної сировини до розділення сепараційної характеристики тонкого грохочення для розробки комплексної технологічної схеми магнетитових руд з залученням процесу тонкого грохочення.

Об'єкт дослідження: комплексна технологія тонкого грохочення магнетитових концентратів та подальша переробка надрешітних та підрешітних продуктів.

Предмет дослідження: закономірності змін вмісту магнетиту в надрешітному та підрешітному продуктах в залежності від вихідної сировини (вміст твердого, щільність пульпи, розрідження, навантаження, швидкість), показників роботи грохота, розмір отворів поверхні для просіювання) при збагаченні бідних магнетитових кварцитів.

Для вирішення мети дослідження в роботі сформульовані такі задачі дослідження:

- здійснити аналіз використання тонкого грохочення при переробці мінеральної сировини;
- здійснити аналіз обладнання для тонкого грохочення при переробці мінеральної сировини;
- здійснити аналіз та встановити залежності ефективності розділення від параметрів вихідної сировини (вміст твердого, щільність пульпи, розрідження,

навантаження, швидкість) та показників роботи грохота (частота/амплітуда коливань, розмір отворів поверхні для просіювання)

- розробити математичну модель тонкого грохочення з урахуванням параметрів вихідної сировини (вміст твердого, щільність пульпи, розрідження, навантаження, швидкість) та показників роботи грохота (частота/амплітуда коливань, розмір отворів поверхні для просіювання);

- розробити комплексну технологічну схем збагачення бідних магнетитових кварцитів.

Методи дослідження. При виконанні досліджень для визначення основних елементів було використано хімічний аналіз, для визначення гранулометричного складу – гранулометричний аналіз методом розсіювання на ситах та седиментаційний аналіз для визначення класів крупності менше 0,044 мм. При виконанні магнітної сепарації матеріалу використано магнітний лабораторний сепаратор 237-СЕ-Б, з трьох полюсною магнітною системою з напруженістю середнього полюсу 1500 ерстед, крайніх полюсів 1000 ерстед. Флотаційні дослідження були реалізовані: на магнетитовому концентраті та пінному продукті флотації в лабораторній пневмомеханічній флотаційній машині та в промислових умовах. Для вібраційного збагачення був використаний однодечний грохіт для тонкого грохочення типу 2 SG 48-60W-1STK.

Обґрунтованість і достовірність наукової новизни, висновків, рекомендацій підтверджуються коректністю поставлених завдань, використанням ефективних апробованих методів їх розв'язання.

Адекватність розробленої математичної моделі підтверджено експериментальними даними, отриманими при проведенні досліджень та високим значенням коефіцієнта детермінації $R^2 = 0,971968$, а також малим значенням стандартної помилки оцінки $SE=0,00793$. В цілому, при розрахунках коефіцієнт множинної регресії склав $R = 0,9859$.

Наукове положення №1:

Тонке грохочення магнетитових кварцитів обґрунтовано як складна стохастична технологічна система, для якої визначальними є випадковий характер

гранулометричного складу вхідного потоку, нестаціонарність параметрів та вплив невимірюваних факторів, що зумовлює необхідність використання ймовірнісно-статистичного підходу до моделювання процесу та визначення його технологічних показників.

Наукове положення № 2:

Встановлено, що сепараційна характеристика тонкого грохочення може бути адекватно описана узагальненою математичною моделлю, яка поєднує: ймовірнісну основу просіювання частинок, кінетичні параметри процесу, та інтегральний вплив характеристик пульпи, що дозволяє визначати розділення вихідних продуктів як функцію від параметрів вхідного потоку та режимів роботи грохоту.

Наукова новизна:

1. Вперше в галузі технологій збагачення залізистих кварцитів розроблено узагальнену математичну модель гідравлічного тонкого грохочення, яка враховує ймовірнісний характер класифікації дисперсних частинок, кінетичні закономірності та вплив параметрів пульпи шляхом побудови регресійного рівняння для коефіцієнта пульпи, що визначає аналітичну залежність між: концентрацією твердої фази, розрідженням та густиною пульпи, і дозволяє оцінити їх системний та кореляційний вплив на ефективність високочастотного просіювання, тим самим оптимізуючи ефективність сепарації подрібненої рудної маси на 4,9–12,86 %.

2. Вперше встановлено узагальнені закономірності процесу тонкого грохочення магнетитових руд на високочастотному грохоті. Для цього були введені безрозмірні параметри, які враховують вплив часу просіювання (запас матеріалу на грохоті та вхідна продуктивність), вплив частоти та амплітуди коливань, товщини шару матеріалу та його гранулометричного складу (зокрема, критеріїв, аналогічних числам Фруда та Рейнольдса для вібраційних систем). Показано, що ефективність класифікації визначається узагальненим критерієм процесу, при оптимальних значеннях якого досягається зниження вмісту дрібних класів у надрешітному продукті на 7,68–11,93 %.

3. Вперше встановлено аналітичні залежності переходу від розділення крупності вхідної сировини до розділення сепараційної характеристики тонкого грохочення. Встановлені залежності, дають можливість: підвищити селективність розділення та стабілізувати гранулометричний склад продуктів грохочення. Це надає змоги підвищити вміст заліза у підрешітному продукті на 1,45–2,87 % Fe та знизити засміченість дрібного класу пустою породою на 1,36–4,58 %.

4. Вперше встановлено, що оптимізація режимних параметрів роботи високочастотного грохота (частота коливань у межах 40–50 Гц, амплітуда 0,7 мм, питома навантаження 26,9 т/ч*м²) забезпечує інтенсифікацію процесу тонкого грохочення, що проявляється у зменшенні втрат корисного компонента з надрешітним продуктом на 4,49–11,75 % та підвищенні вилучення магнетиту у підрешітний продукт на 6,91–18,10 %.

Практичне значення роботи дисертаційної роботи полягає у розробці та впровадженні науково обґрунтованих технологічних рішень щодо застосування тонкого грохочення у схемах збагачення магнетитових кварцитів. Це забезпечує підвищення ефективності розділення мінеральної сировини за крупністю, зниження втрат заліза та підвищення якості товарного концентрату.

Розроблена узагальнена математична модель процесу тонкого грохочення дозволяє прогнозувати технологічні показники роботи високочастотних грохотів залежно від гранулометричного складу вихідної сировини, характеристик пульпи та режимних параметрів роботи обладнання, що створює можливість оперативного керування процесом у промислових умовах.

Встановлені оптимальні параметри роботи високочастотного грохота (частота коливань 40–50 Гц, амплітуда 0,7 мм, питома навантаження 26,9 т/год*м²) дозволяють знизити втрати корисного компонента з надрешітними продуктом на 4,49–11,75 %, підвищити вилучення магнетиту у підрешітний продукт на 6,91–18,10 %, а також покращити якість концентрату за рахунок підвищення вмісту заліза.

Запропонована технологічна схема з використанням тонкого грохочення як альтернативи класифікації у гідроциклонах забезпечує оптимізацію магнітно-

флотаційної схеми збагачення магнетитових кварцитів та підвищення масової частки Fe у товарному концентраті з 67,18 % до 67,92 %, що підтверджено результатами промислових випробувань та актами впровадження.

Практичні рекомендації можуть бути використані на гірничо-збагачувальних комбінатах Кривбасу при модернізації діючих схем збагачення, зниженні навантаження на подрібнювальні потужності, скороченні енерговитрат та підвищенні конкурентоспроможності залізорудної продукції.

Ймовірність успішного виконання та впровадження результатів досліджень є високою, оскільки всі наукові положення підтверджені комплексом лабораторних та промислових випробувань в умовах діючих гірничо-збагачувальних підприємств.

Достовірність отриманих результатів забезпечується використанням сучасних методів математичного моделювання, теорії ймовірностей, математичної статистики, регресійного аналізу, а також значним обсягом експериментальних досліджень на реальних магнетитових продуктах.

Отримані залежності підтверджені збіжністю результатів математичного моделювання з фактичними показниками роботи високочастотного тонкого грохочення, що свідчить про адекватність розробленої моделі та можливість її практичного застосування.

Наявність акту промислового впровадження підтверджує не лише технічну реалізованість запропонованих рішень, але й їх економічну доцільність для підприємств залізорудної галузі, що значно підвищує перспективність практичного використання результатів дисертаційної роботи.

Техніко-економічний розрахунок є позитивним результатом запропонованих нововведень:

- розрахунок чистої поточної вартості NPV становить 210 354,9тис. US \$;
- термін окупності DPP, враховуючи прогнозну ставку дисконтування 18,7% складає 46 місяців, або 3,8 років;
- сумарний дисконтований економічний ефект DCF для гірничо-збагачувального підприємства становить близько 141 990US\$.

Враховуючи результати оцінки інвестиційної привабливості проекту в тому числі досить високий показник NPV, достатньо низький термін окупності (менше 5 років) та високий показник внутрішньої норми доходності IRR на рівні 55,6% інвестиційний проект рекомендований до впровадження.

Особистий внесок здобувача полягає в розробленні наукових результатів, винесених на захист, формулюванні мети, наукової новизни і завдань досліджень, теоретичному й експериментальному обґрунтуванні технології тонкого грохочення магнетитових кварцитів для вдосконалення існуючих технології магнітного та флотаційного збагачення магнетитового концентрату, перевірці результатів досліджень у лабораторних і промислових умовах.

Апробація результатів дисертації. Основні положення та результати дослідження були представлені й одержали схвалення на наукових семінарах кафедри збагачення корисних копалин і хімії Криворізького національного університету; на міжнародних науково-технічних конференціях «Розвиток промисловості і суспільства» (м. Кривий Ріг, 2021–2024 рр.), «Інноваційний розвиток ресурсозберігаючих технологій та раціональне користування природними ресурсами» (Румунія, 2023).

Публікації. Основний зміст дисертації опубліковано в 5 працях, зокрема: 3 статей – у фахових виданнях; 1 тези – в іноземних виданнях, 1 статі в нефарховому виданні.

Структура та обсяг дисертації. Дисертація складається зі вступу, 4 розділів, висновків, списку використаних джерел зі 90 найменувань на 9 сторінках. Загальний обсяг дисертації становить 176 сторінок, зокрема 166 – основного тексту. Дисертація містить 55 рисунків, 41 таблиць.

СУЧАСНИЙ СТАН НАУКОВОЇ ПРОБЛЕМИ ТА ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ

1.1. Аналіз сучасного стану застосування тонкого грохочення у схемах збагачення корисних копалин

У сучасному світі видобуток та переробка корисних копалин, які містять залізо залишається важливою складовою промисловості, що у подальшому забезпечуватиме різні галузі якісною продукцією.

Але, з кожним днем зростають вимоги до якості кінцевої товарної продукції, що надходить у металургійні процеси. Тому, підприємствам гірничої промисловості вже сьогодні необхідно розробляти заходи з підвищення якості та подальшого зниження собівартості кінцевої продукції [1].

Більшість сучасних досліджень в галузі переробки мінеральної сировини спрямовані на розробку або вдосконалення технологій, що зменшують енергетичні витрати і знижують викиди шкідливих речовин, підвищують вміст корисного компоненту тощо. Тут необхідно звернути увагу на перспективні методи збагачення, які будуть ключовим етапом переробки мінеральної сировини для досягнення максимального вилучення корисного компоненту.

Як правило, технології переробки залізних руд є однотипними та засновані на використанні магнітного методу як основного. Вибір схеми переробки мінеральної сировини, що буде впливати на показники збагачення та залежатиме від її речовинного складу, вкрапленості зерен, контрастності властивостей тощо. Це також пов'язано з різним типом руди [1]. Втім, дослідники [2] наводять класифікацію таких схем залежно від типу залізної руди, а саме – гравітаційна, гравітаційно-магнітна, магнітна та магнітна з попередньої сухою сепарацією (рис. 1.1.).

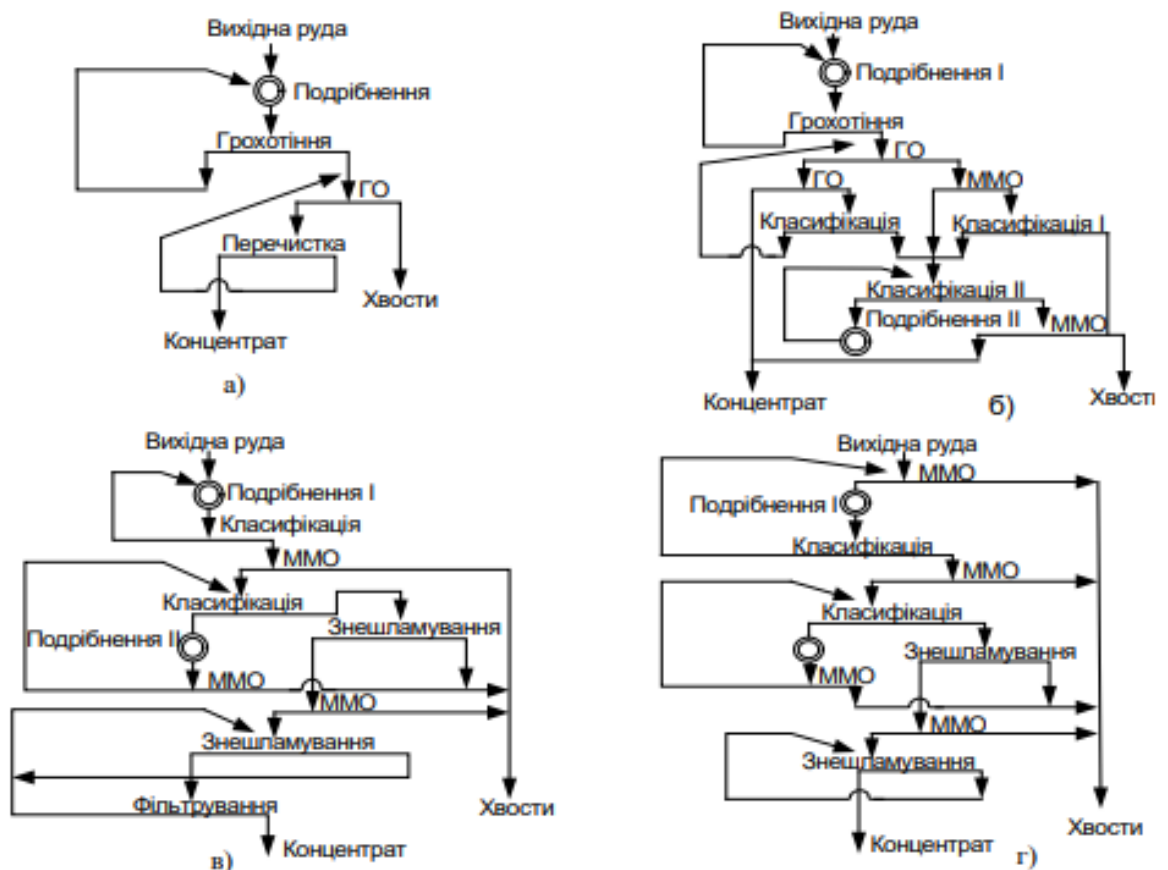


Рис. 1.1. Схеми збагачення залізних руд різних типів: а – гравітаційна схема, б – гравітаційно-магнітна схема, в – магнітна схема, г – магнітна схема з попередньою сухою сепарацією.

Зазвичай, більшість типових схем збагачення залізних руд є стадійними з виведенням порожньої породи після кожної стадії збагачення по мірі розкриття зростків. Досить часто отримувані концентрати не задовольняють вимогам до якості продукції. Тому, необхідно більш детально вивчати мінеральну сировину та вдосконалювати технологію переробки корисних копалин, використовуючи сучасні методи та обладнання, яке буде більш ефективним та менш витратним.

Одним з варіантів вирішення даного питання є використання операції тонкого грохочення в схемах збагачення корисних копалин, про яке відомо з 70-х років минулого сторіччя. Але, більш повно почали використовувати цю операцію в технологічних схемах переробки корисних копалин різних типів тільки на початку 2000-х років у США, Бразилії, Казахстані, Мексиці та ін. Ця операція

характеризується високою ефективністю розділення з отриманням концентратів високої якості [3,4].

Як відомо, грохочення – це процес розділення за крупністю дрібнозернистих корисних копалин на два або більше класів, що здійснюється на ситах з отворами різного розміру. Наразі ця операція широко використовується у багатьох галузях промисловості через свою високу технологічність.

Така операція може здійснюватися як сухим, так мокрим способом. Так, наприклад, можливе інтенсивне просіювання сухим способом з використанням вібраційного грохоту з перекидним потоком, який розглядається у [5] та, на думку авторів, широко використовується в багатьох галузях промисловості для розділення дрібнозернистих корисних копалин. Тут для досліджень була використана залізна руда з досить широким діапазоном крупності, а саме 50-0 мм, яка була розділена на класи крупності, наведені на рис. 1.2. З рис. 1.2. видно, що переважатимуть класи крупності 25-13 мм та 13-6 мм з поступовим підвищення вологості по мірі зменшення крупності частинок.

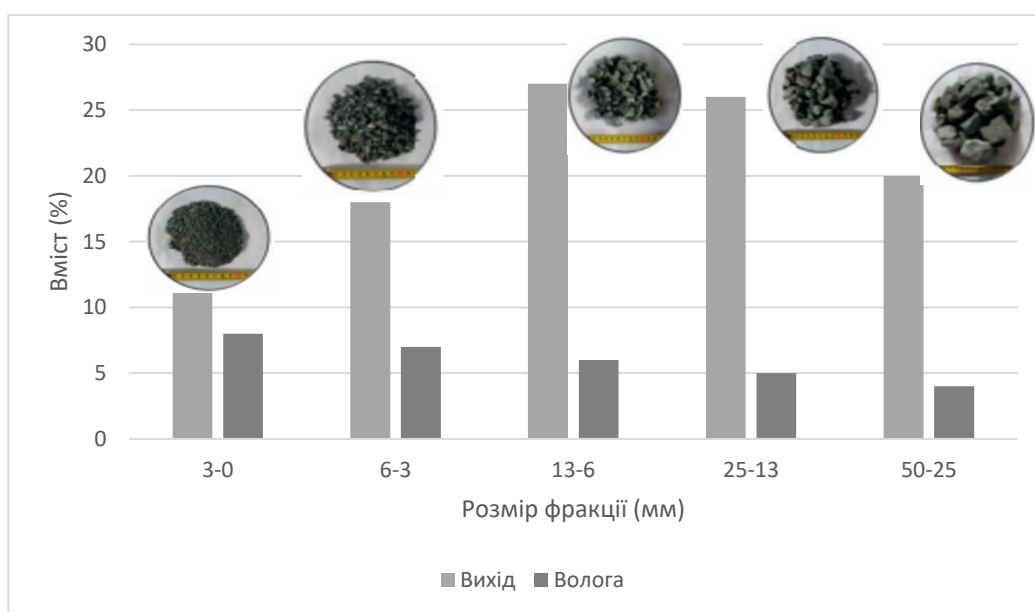


Рис. 1.2. Залежність вмісту води від розміру фракції компанії Heishangou (Шансі, Китай)

У промисловості грохочення використовують для розділення мінеральної сировини крупністю від 300 мм до 0,044 мм, але при зменшенні крупності розділення зменшується і ефективність. Тому, згідно з [6] можливо визначити основні завдання розділення за крупністю:

- 1) класифікація;
- 2) «скальпування», призначене для видалення крупних кусків з вихідного матеріалу;
- 3) сортування для отримання декількох продуктів заданої крупності;
- 4) зневоднення;
- 5) видалення шламу або пилу.

Незалежно від виду грохочення завжди існує ряд факторів, які будуть впливати на показники розділення. Це може бути кут нахилу сита, форма частинок, площа живого перетину тощо. Окрім цього, якщо використовується, наприклад, вібраційний грохот, то необхідно обрати «правильний» тип вібрації, який буде сприяти розшаруванню матеріалу, що знаходиться на просіювальній поверхні (рис. 1.3) [6].

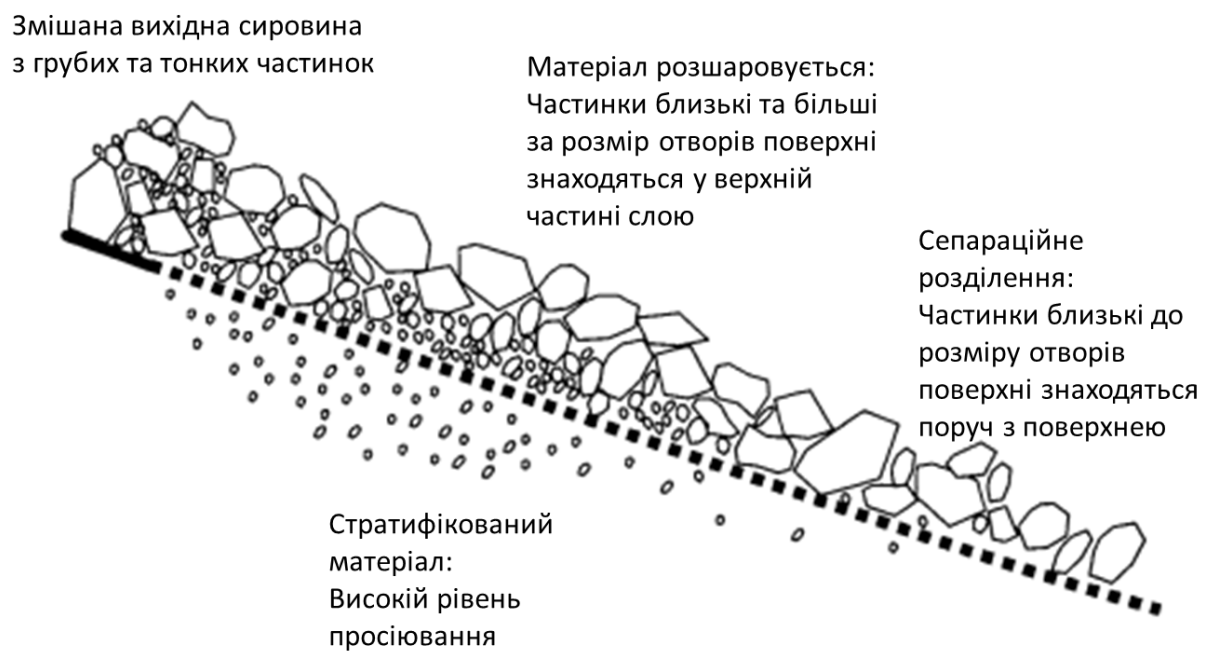


Рис. 1.3. Розшарування матеріалу на просіювальній поверхні (Courtesy JKMRC and JKTech Pty Ltd).

Тут вібрація повинна бути достатньою для унеможливлення забивання просіювальної поверхні. Однак, не варто забувати, що висока частота вібрації може призвести до викиду на зовні частинок, що розділяються. Висока частота вібрації може бути у тому випадку, коли швидкість подачі вихідного матеріалу на грохот є високою. Товстий шар матеріалу на ситі виконуватиме амортизуючи дію, що зменшуватиме викид частинок.

При сухому способі розділення окрім вібрації на ефективність грохочення впливатимуть також кут нахилу сита та вологість сировини. Такі зміни можна побачити в дослідженні [7]. Тут варіювалися кут нахилу сита 1, 3, 5 градусів при змінненні в більшу та меншу сторони та частота вібрації в діапазоні 4-12 Гц. Вологість матеріалу складала 4-8%. Отримані результати зображено на рис. 1.4-1.6.

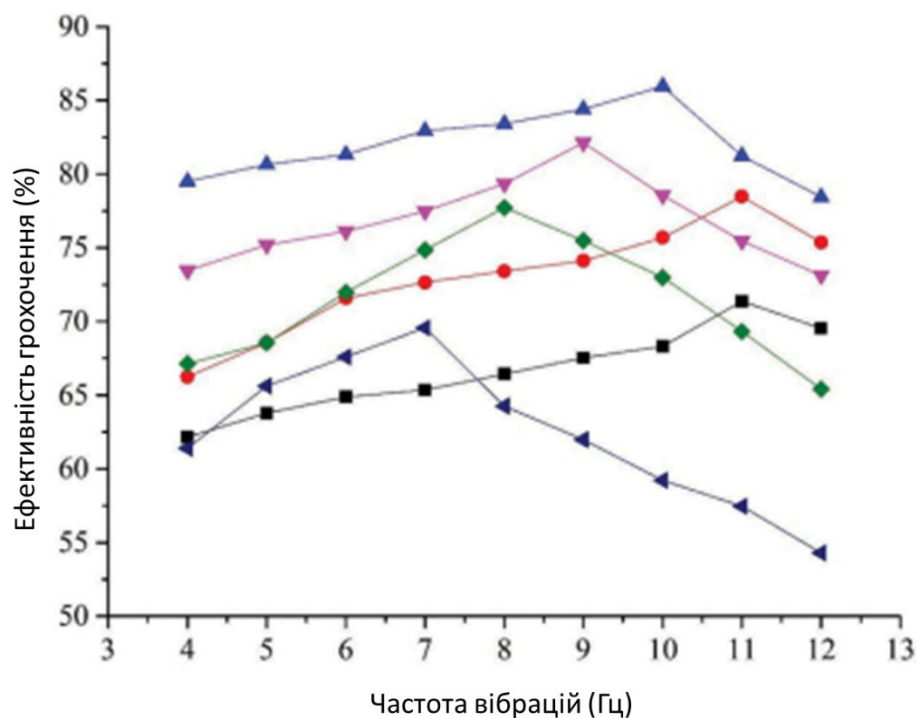


Рис. 1.4. Змінення ефективності класифікації при різних значеннях кута нахилу сита та значення вібрації при грохоченні сировини вологістю 4%. Кут нахилу

сита:

■ - + 5°, ● + 3°, ▲ + 1°, ▼ - 1°, ◆ - 3°, ◇ - 5°

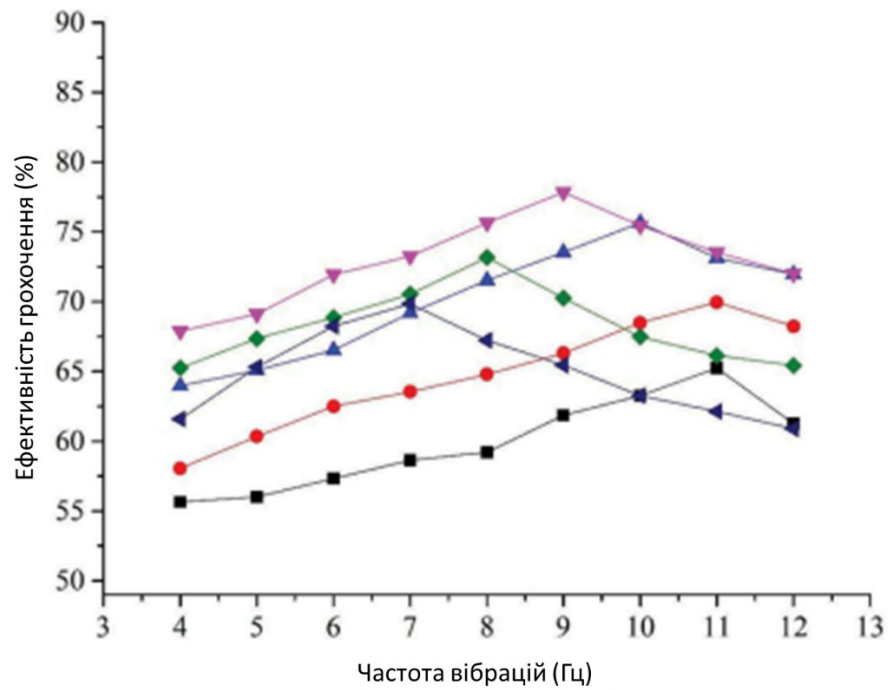


Рис. 1.5. Змінення ефективності класифікації при різних значеннях кута нахилу сита та значення вібрації при грохоченні сировини вологістю 6%. Кут нахилу сита:

- + 5°, - + 3°, - + 1°, - - 1°, - - 3°, - - 5°

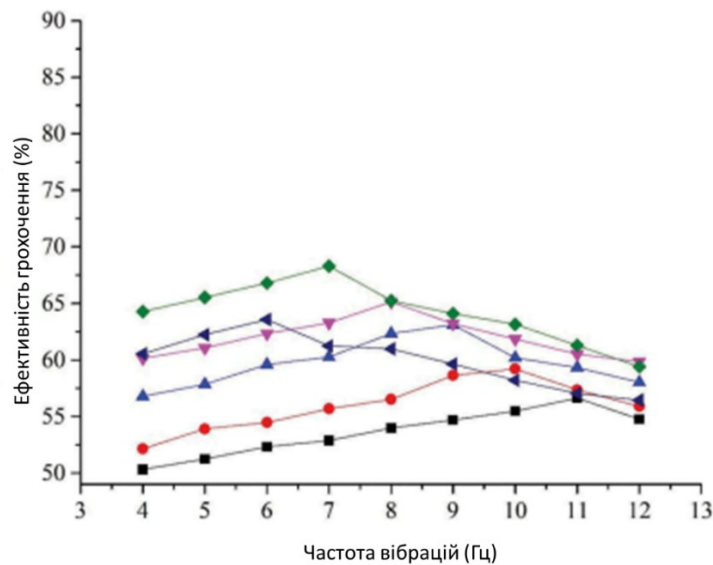


Рис. 1.6. Змінення ефективності класифікації при різних значеннях кута нахилу сита та значення вібрації при грохоченні сировини вологістю 8%. Кут нахилу сита:

■ - + 5°, ● - + 3°, ▲ - + 1°, ▼ - - 1°, △ - - 3°, ◆ - - 5°

Відомі також схожі дослідження [8], де вихідна сировина попередньо розділялась на класи крупності $-6+4$ мм, $-4+2$ мм та $-2+0,5$ мм, а на грохоті змінювались кут нахилу сита 1, 2, 3 градуси в більшу та меншу сторони та частота вібрації 4 – 12 Гц. Найгірші результати отримано на дрібному класі ($-2+0,5$ мм) з максимальною ефективністю класифікації 65% при частоті вібрації 9 Гц (рис. 1.7.).

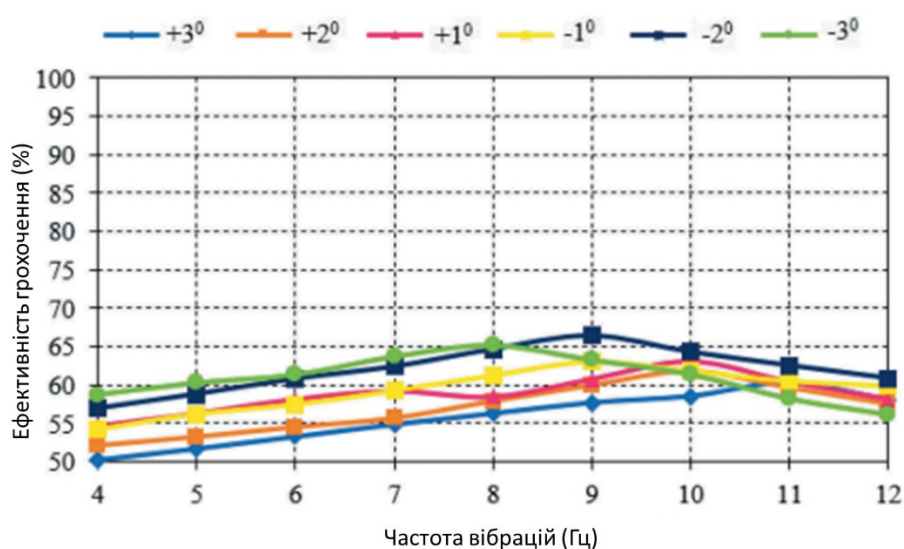


Рис. 1.7. Залежність ефективності класифікації вихідної сировини крупністю $-2+0,5$ мм залежно від кута нахилу сита та частоти вібрації.

В двох інших дослідженнях ефективність класифікації була значно вище, максимальне значення (близько 90%) досягнуто при розділенні сировини крупністю $-6+4$ мм.

Тому, коли йде мова про розділення тонких частинок, то варто використовувати мокрий спосіб класифікації, який буде переважати над сухим. В такому випадку необхідно розглянути процес класифікації в гідроциклонах та грохотах тонкого грохочення.

Процеси рудопідготовки є найбільш енергоємними процесами в технологічних схемах збагачення корисних копалин. Традиційно для класифікації дрібних матеріалів широко застосовувалися гідроциклони [9]. Це пов'язано з їх відносно малою площею та низькими експлуатаційними витратами. Однак, їх

основним недоліком є низька ефективність розділення, що призводить до переподрібнення корисного мінералу та підвищення шламоутворення.

Існують дослідження [10] де наведено порівняння роботи гідроциклонів та грохоту тонкого грохочення в циклі подрібнення та класифікації цинкової руди родовища Nexa Vazante, Бразилія. Було досліджено два варіанти схем подрібнення і класифікації, з яких в першому – передбачалось використання як гідроциклону, так і високочастотного грохоту (рис. 1.9), а в другому – тільки гідроциклону (рис. 1.10).

За результатами досліджень за двома схемами побудовано графік розділення частинок за крупністю (експериментальні та збалансовані) залежно від варіанта схеми (рис. 1.11.).

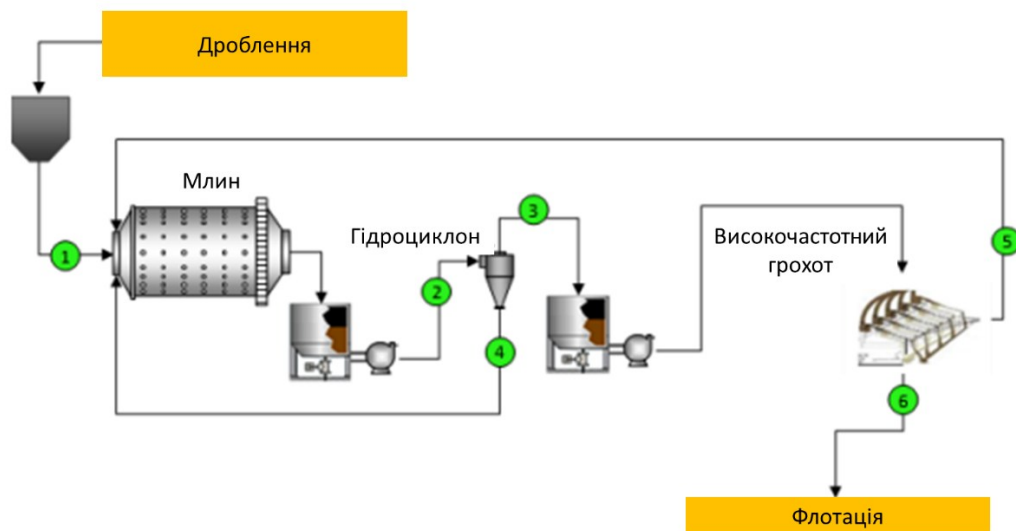


Рис. 1.9. Схема з використанням гідроциклону і високочастотного грохоту.

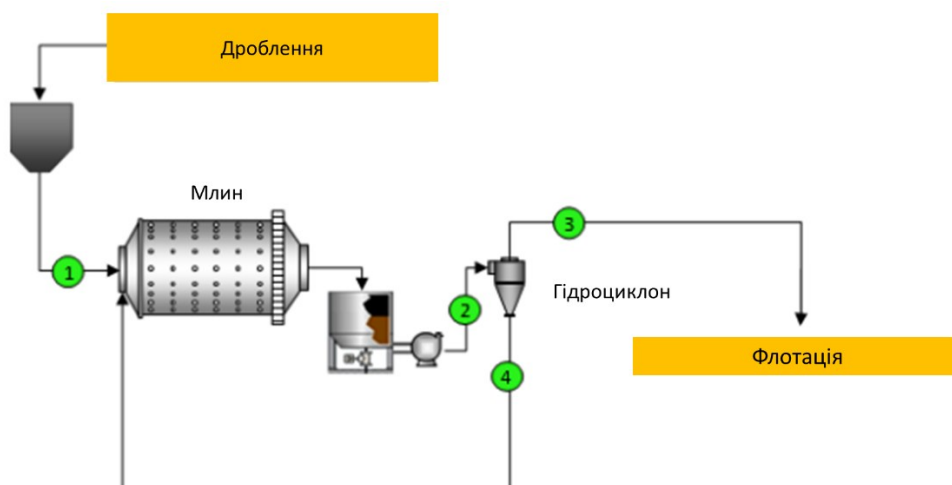


Рис. 1.10. Схема з використанням гідроциклону.

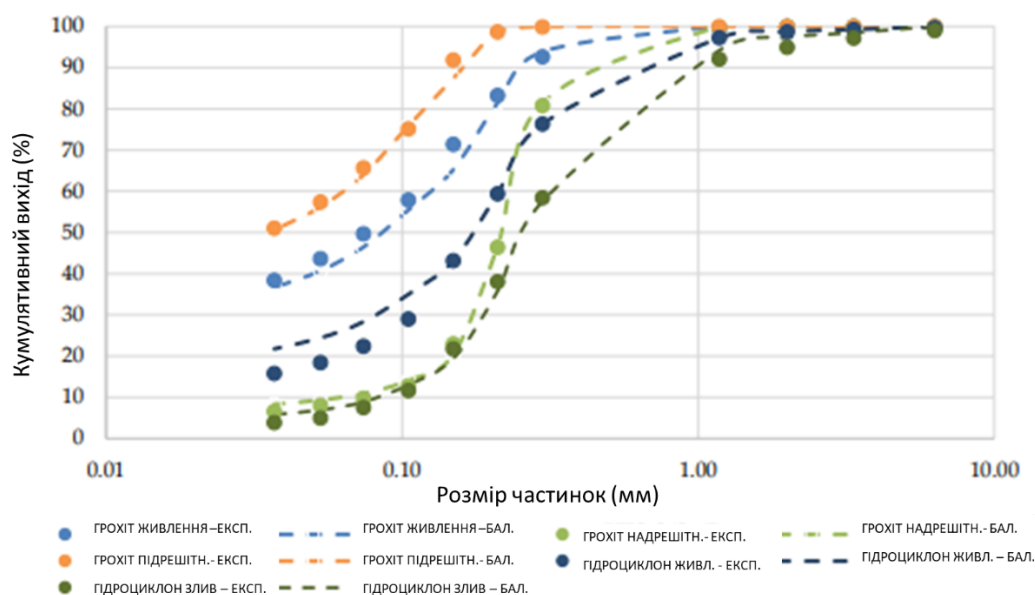


Рис. 1.11. розділення частинок за крупністю (експериментальні та збалансовані).

Рис 1.11 дає можливість з'ясувати експериментальне та збалансоване розділенням частинок за крупністю, де можна побачити гарну відповідність між ними, хоча експериментальні дані за підрешітними продуктами високочастотного грохоту по класу 0,15 мм та гідроциклону по класу 2,0 мм показали відносно високу розбіжність.

В цілому, проаналізувавши роботу [10] можливо відзначити те, що при порівнянні зазначених варіантів схем, варіант схеми з гідроциклоном показує підвищений вміст дрібних частинок у крупнозернистому продукті та, відповідно,

високий вміст крупних частинок у дрібному продукті. Більша ефективність була досягнута в схемі з використанням високочастотного грохоту.

В сучасних умовах тонке грохочення стає все більш привабливою та економічно обґрунтованою альтернативою використання в технологічних схемах збагачення багатьох типів корисних копалин, але є технологічно складнішим порівняно з грохоченням крупних матеріалів. Цей процес заснований на вібраціях і гравітаційних силах, що дає змогу досягти високої точності розділення навіть при малих відмінностях у розмірах частинок. В той же час, тонке грохочення як процес класифікації використовується при переробці різних корисних копалин, також при дозбагаченні промпродуктів та як альтернативне обладнання для класифікації.

Так, наприклад, при переробці залізних руд тонке грохочення може бути використано у схемах у наступних варіаціях (рис. 1.12.). Промислові випробування впровадження операції тонкого грохочення за такими схемами показали можливість підвищення якості концентрату в межах 1,7-2,7% при малих капітальних витратах. Такі дослідження проводились на Південному ГЗК та ГЗК Арселор Міттал Кривий Ріг [3, 11]. А для залізних руд Північного ГЗК рекомендований варіант схеми з використанням тонкого грохочення, за якою можливе отримання концентрату якістю більше 67% при вилученні 72%. Така схема передбачає трьохстадійне подрібнення та магнітне збагачення, грохочення магнітного продукту II стадії по класу 0,063 мм з наступним знешламленням та магнітним збагаченням подрешітного продукту [12]. Для досягнення високих показників збагачення, необхідно використовувати розмагнічування живлення грохоту. Це дасть змогу на 17% підвищити вихід подрешітного продукту та на приблизно 20% ефективність класифікації, що дозволить при подальшому магнітному збагаченні у другій стадії сепарації збільшити вміст заліза на 2,09% [13].

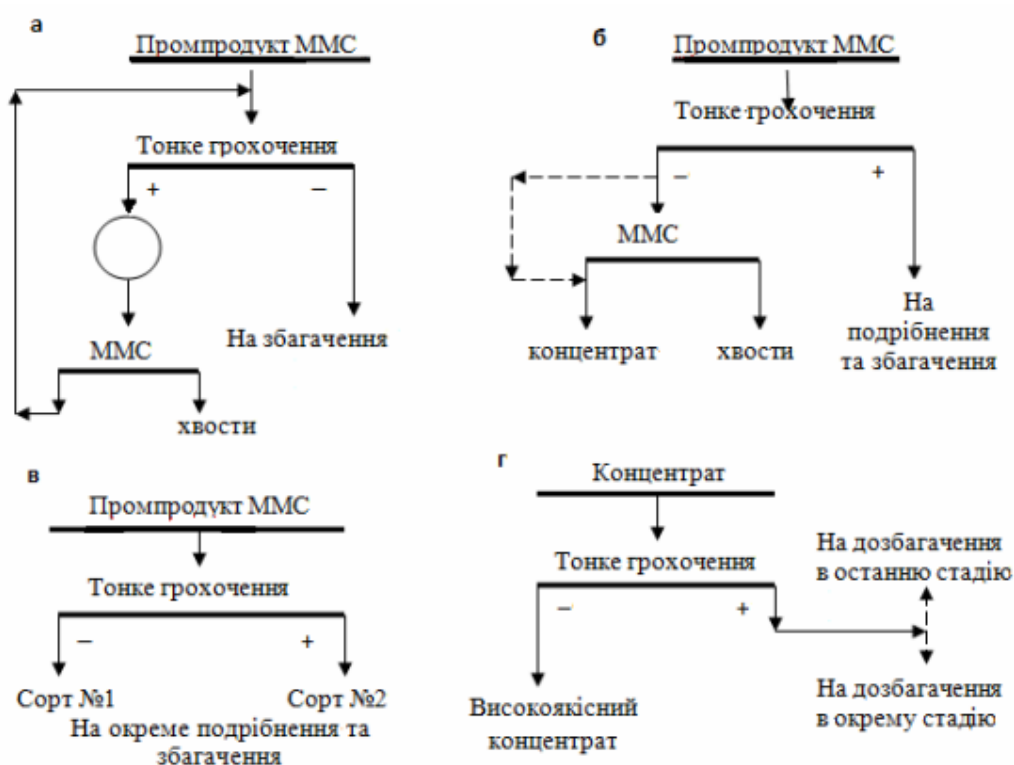


Рис. 1.12. Схеми з використанням тонкого грохочення.

а – в замкненому циклі подрібнення; б – при стадійному виділення концентрату; в – при розділенні промпродукту на два сорти; г – при підвищенні вмісту корисного компоненту у концентраті.

За кордоном тонке грохочення може бути використано в якості допоміжного процесу при переробці гематитових руд з метою підвищення якості концентрату. Відомо, що операція тонкого грохочення присутня в схемі збагачення фабрики Уобуш, Канада і призначена для розділення промпродукту високоградієнтної магнітної сепарації (вміст заліза становить близько 55%) на підрешітний продукт з вмістом заліза 58% та надрешітний – з вмістом заліза 35%. На бразильських фабриках Кауе та Самарко тонке грохочення використовується для виділення класів крупності $-0,15 + 0,07$ мм для високоградієнтної сепарації та для подрібнення флотоконцентрату. У Китаї на фабриці Хонкуан тонке грохочення використовується після сепарації у слабкому магнітному полі для можливості отримання концентрату з вмістом заліза до 67% [14].

В роботі [15] автори розглядають вплив ефективності класифікації при роботі у замкнених циклах подрібнення. Показано, що використання гідроциклонів

призводить до повернення частини тонкоподрібненого матеріалу до млина, що викликає переподрібнення та збільшення циркуляційного навантаження. Автори пропонують використовувати високочастотні грохоти у цих циклах для більш ефективного розділення частинок по крупності. На основі промислових досліджень показано, що така схема дозволяє значно знизити циркуляційне навантаження та зменшити утворення ультратонких шламів. За рахунок цього підвищується продуктивність млинів та покращуються умови протікання наступних процесів збагачення, зокрема флотації. Так при застосуванні грохоту Stack Sizer у технологічній схемі руднику Colquijirca (Перу) вдалося знизити циркуляційне навантаження з 350% до 61%, вміст шламів менше 0,010 мм з 18 до 10 % та підвищити продуктивність млина на 110 т/год. На руднику Cerro Lindo (Перу) модернізація схеми тонким грохоченням дозволила знизити циркуляційне навантаження на 136 % (з 244% до 108%), підвищити ефективність класифікації на 21 % (з 58 % до 79 %) та продуктивність на 800 т/добу. Отримані результати підтверджують доцільність застосування високочастотних грохотів у схемах подрібнення, однак авторами не враховуються ряд параметрів для ще більшої ефективності грохочення, а саме:

- вплив параметрів класифікації на циркуляційне навантаження та продуктивність млинів;
- вплив властивостей руди: мінералогічний склад руди, щільності частинок та гранулометричного складу живлення;
- технологічних параметрів грохотів для тонкого грохочення: амплітуда та частота коливань сит грохоту, розмір отворів сита, навантаження на сито та ін.

Промислові випробування високочастотних вібраційних грохотів у замкнутих схемах подрібнення проведені на ряді збагачувальних фабрик, що переробляють мідні, поліметалеві, фосфатні та залізні руди [16]. Аналіз результатів впровадження (таблиця 1.1) цієї технології на підприємствах Colquijirca (Перу), Cerro Lindo та Condestable (Перу) показав значне підвищення ефективності класифікації продуктів подрібнення на 20-25%. У середньому продуктивність млинових агрегатів збільшилася на 31,6%, при цьому циркуляційне навантаження знизилося

на 51,4%. Результати підтверджують високу ефективність застосування високочастотних вібраційних грохотів у замкнутих схемах подрібнення та підготовки сировини для подальшого збагачення.

Таблиця 1.1

Результати застосування вібраційних грохотів на збагачувальних фабриках

№ з/п	Підприємство	Тип руди	Продуктивність		Циркуляційне навантаження		Ефективність класифікації	
			г/ц, т/год	грохоту , т/год	г/ц, %	грохоту, %	г/ц, %	грохоту, %
1	Colquijirca – Brocal	Cu / Pb / Zn	138	245	350	65	~60	~85
2	Cerro Lindo	Cu / Pb / Zn	245	275	144	108	~58	~79
3	Condestable	Cu	57	66	243	124	~57	~76

Вперше технологія тонкого грохочення на території України була випробувана на Дніпровському гірничо-збагачувальному комбінаті (на теперішній час Полтавський гірничо-рудний комбінат) в 1972-73 рр. - вміст заліза в концентраті підвищений на 1,4%.[17].

В даний час в Україні працюють 5 гірничо-збагачувальних комбінатів і гірничо-збагачувальний комплекс у складі ВАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» з переробки магнетитових кварцитів [18].

Промислові випробування тонкого грохочення з використанням грохотів Stack Sizer, компанії Derrick (США) були проведені на підприємствах "АрселорМіттал Кривий Ріг" і "Південний гірничо-збагачувальний комбінат".

Автори [18] провели дослідження за двома варіантами — із застосуванням тонкого грохочення у відкритому та замкнутому циклах на діючій секції ВАТ

«АрселорМіттал Кривий Ріг» з метою підвищення вмісту Fe_{заг.} у концентраті на 2 %.

Для виконання лабораторних та напівпромислових досліджень були відібрані продукти другої та третьої стадій магнітної сепарації. Після грохочення продукту другої стадії з Fe_{заг.} 59,2% був отриманий підрешітний продукт з Fe_{заг.} 65,2%. Ефективність грохочення становила 80% за класом -0,050 мм. Подальше підвищення якості підрешітного продукту відбувалось з використанням лабораторного магнітного сепаратора 236-СЕ і та конусу для знешламлення. Після застосування зазначених операцій Fe_{заг.} в концентраті в перерахунку на промислові показники зафіксовано на рівні 67,5%. Характеристика продукту третьої стадії магнітної сепарації наведена в таблиці 1.2. Після застосування збагачувальних операцій, аналогічних продукту другої стадії магнітної сепарації, в перерахунку на промислові показники отриманий продукт з Fe_{заг.} 68,0-68,2 %.

Надрешітний продукт потребує доопрацювання в окремому циклі із застосуванням операцій доподрібнення та дозбагачення.

Таблиця 1.2

Гранулометричний склад та розділення заліза за класами крупності

Класи крупності, мм	Вихід класу, %	Fe _{заг.} , %
+0,25	0,5	25,0
-0,25+0,16	0,5	32,0
-0,16+0,074	5,9	37,5
-0,074+0,050	6,8	53,6
-0,050+0,010	18,0	67,1
-0,010	68,2	69,6
Разом:	100,00	64,5

Напівпромислові дослідження виконувались на установці продуктивністю 67,3 кг/год. Перед тонким грохоченням матеріал проходив операцію

розмагнічування. У якості грохоту застосовувався високочастотний лабораторний грохот ГНВС -0.5X1,5 з частотою обертання валу 24,33 с⁻¹, амплітудою коливань до 2 мм та поверхнею з отворами сита 0,07 мм. Кінцева крупність доподрібнення становила 98% класу -0,05 мм, при ефективності грохочення 90 %. Фезаг. в перерахунку на промислові показники досягнуто на рівні 68,2%. На основі результатів лабораторних та напівпромислових випробувань застосування тонкого грохочення рекомендовано для промислового застосування.

В аналітичному описі [19] наведено, що в ході проведення випробувань на Південному ГЗК на пробі руди з масовою часткою заліза 35,4% були досліджені: базова 3-х стадіальна технологічна схема з застосуванням гідроциклонів; 2-х і 3-х стадіальні технологічні схеми з застосуванням грохотів Derrick. В ході випробувань із застосуванням технології тонкого грохочення Derrick був отриманий концентрат з масовою часткою Фезаг. більше 67%, як за 3-х стадіальною, так і за 2-х стадіальною схемами. Базова технологічна схема дозволяє отримати концентрат з Фезаг. 66,2%. Зазначено), що при випробуванні 2-х стадійної схеми відбулося перевантаження технологічного процесу. Найкращі показники досягнуті при відпрацюванні 3-х стадійної схеми з грохотами Derrick при роботі млинів II та III стадії в замкненому циклі із застосуванням просіювальних поверхонь у II стадії 0,075 мм, у III стадії 0,053 мм. В ході випробувань отриманий концентрат з Фезаг. 67,1% при виході концентрату 41,6%. Застосування грохотів дозволило підвищити продуктивність за вихідним живленням на 10-20% в порівнянні з базовою схемою.

Автори [19] описують результати проведених технологічних випробувань на секціях 10-11 збагачувальної фабрики Центрального гірничо-збагачувального комбінату (ЦГЗК). В результаті випробувань встановлено перевантаженість млинів II стадії подрібнення за рахунок неефективної роботи вузла класифікації – повернення значної частини готового класу крупності в млин разом із пісками (до 21,9% класу мінус 0,056 мм). З метою оптимізації вузла класифікації запропонована технологічна схема з установкою грохоту на місце батареї гідроциклонів (рис. 1.13).

В статті [19] відзначено, що ефективність роботи грохоту, наприклад типу Derrick, значно вище, ніж на будь-якому з найефективніших гідроциклонах. Впровадження грохоту у технологічну схему дозволить підвищити питому продуктивність млина, знизити загальне навантаження на вузол подрібнення, а також усунути проблему переподрібнення готового за крупністю матеріалу.

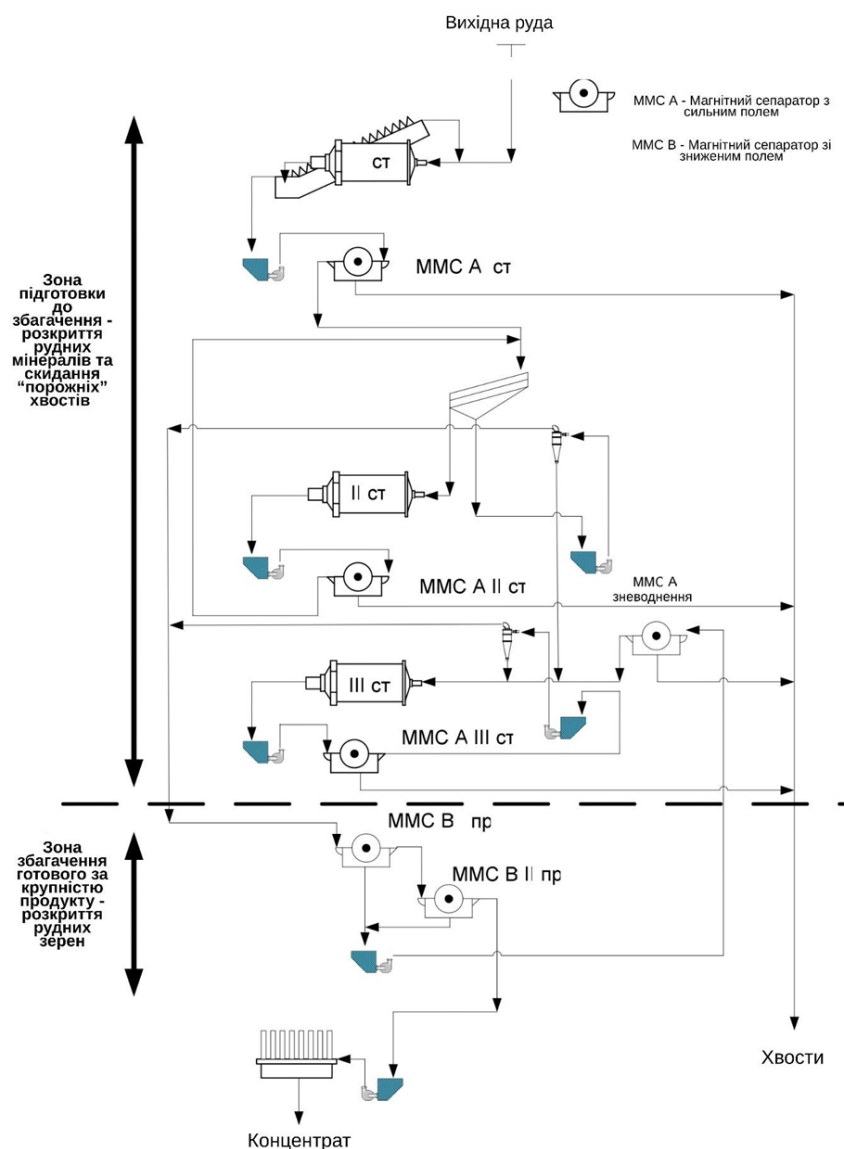


Рис. 1.13. Запропонована технологічна схема для секцій 10-11 ЦГЗК на базі існуючої технологічної схеми.

В умовах збагачувальної фабрики Центрального гірничо-збагачувального комбінату проведені промислові випробування по доведенню концентрату з

використанням однодечного грохоту Derrick Stack Sizer™ при участі автора дисертаційного дослідження.

В рамках проведення напівпромислових випробувань виконувалась оцінка можливості досягнення вмісту SiO_2 в товарному концентраті не більше 2,8%.

Промисловий зразок однодечного грохоту Derrick Stack Sizer™ був встановлений у корпусі ділянки зневоднення концентрату на майданчику над перемішувачами МП-3,5 № 21 та №22.

Вхідним продуктом операції тонкого грохочення були піски операції знешламлення концентрату технологічних секцій ОФ.

Концентрат поточного виробництва представлений практично повністю розкритими мінеральними зернами магнетиту та нерудними компонентами у вільному вигляді. Основна маса розкритих рудних зерен (71,4%) та багатих зростків рудних та нерудних зерен (8,6%) зосереджена у класі $-0,053\text{мм}$. Крім того, дана фракція містить нерудні зерна, а також бідні зростки рудних та нерудних зерен у кількості 8,6% та 6,7% відповідно. Клас крупності $-0,14+0,053\text{мм}$ характеризується вмістом порядку 0,6% розкритих рудних зерен і багатих зростків, а також близько 1,88% бідних зростків та розкритих нерудних зерен. У класі крупніше $+0,14\text{мм}$ розкриті рудні зерна, багаті зростки, а також нерудні зерна практично відсутні.

Під час випробувань на грохоті встановлювались ситові панелі з розмірами отворів 0,1 мм, 0,075 мм, 0,063 мм, 0,053мм, а також з комбінацією сит: на верхній панелі – 0,1мм та нижній панелі – 0,075мм.

У процесі відпрацювання режимів роботи грохоту фіксувались основні робочі параметри такі як:

- частота вібрацій деки 40Гц, 45Гц та 50Гц;
- щільність вхідного живлення в інтервалах 1250-1300г/л, 1300-1400г/л, 1400-1500г/л, 1500-1600г/л та 1600-1700г/л;
- масова частка твердого у вхідному живленні 24,8-50,8%;
- об'ємна продуктивність вхідного живлення 7,9-37,8 м³/ч;
- продуктивність за вхідним твердим 6,1-24,4 т/год.

Дослідники Полтавського ГЗК розробили схему збагачення тонковкраплених і важкозбагачуваних магнетитових кварцитів із застосуванням тонкого грохочення [20].

Це дозволило підвищити вміст заліза в товарному продукті (підрешітному продукті) на 1,5%. У ході випробувань також було встановлено, що надрешітний продукт тонкого збагачення потребує доопрацювання в окремому циклі з використанням його додаткового подрібнення та подальшого збагачення на сепараторах з високою селективністю.

У роботі [20] встановлено, що при збагаченні тонковкраплених магнетитових кварцитів для запобігання засмічення концентратів тонкими шламами, зменшення втрат магнетиту і зниження питомої поверхні на 30,0-40,0 м²/кг, зменшення питомих навантажень на млини необхідно застосовувати постадіальне виділення грубозернистих концентратів, починаючи з першої стадії збагачення. Для чого рекомендовано тонке грохочення з подальшою сепарацією підрешітного продукту в магнітних полях напруженістю 50-55 кА/м. Доведено, що на тонковкраплених рудах Горішне-Плавнинського родовища для отримання високосортного концентрату необхідно мати ступінь розкриття зерен залізорудних мінералів 96-99%. Це досягається шляхом подрібнення руди до крупності 99 % класу мінус 0,040 мм, при цьому розкриті зерна магнетиту розміром до 0,050 мм доцільно виділяти методом тонкого грохочення, що дозволяє уникнути їх переподрібнення.

Отже, операція тонкого грохочення є важливою складовою сучасних технологічних схем збагачення корисних копалин, що дозволяє значно підвищити вміст корисного компонента у кінцевих продуктах збагачення за рахунок більш точного розділення частинок з близькими розмірами, що особливо важливо для руд з низьким вмістом корисного компонента.

1.2. Аналіз конструкцій грохотів тонкого грохочення

Обладнання для класифікації за крупністю при переробці корисних копалин може бути використано з різною метою. Досить часто використовують у замкненому циклі процесу подрібнення для виділення продукту готового класу

крупності або для знешламлення продукту перед флотаційним збагаченням. При цьому саме обладнання може бути розміщено послідовно або багатоступінчасте для досягнення більшої ефективності або продуктивності. Обладнання для класифікації використовують для мінеральної сировини широкого діапазону крупності (рис. 1.14.) [21].

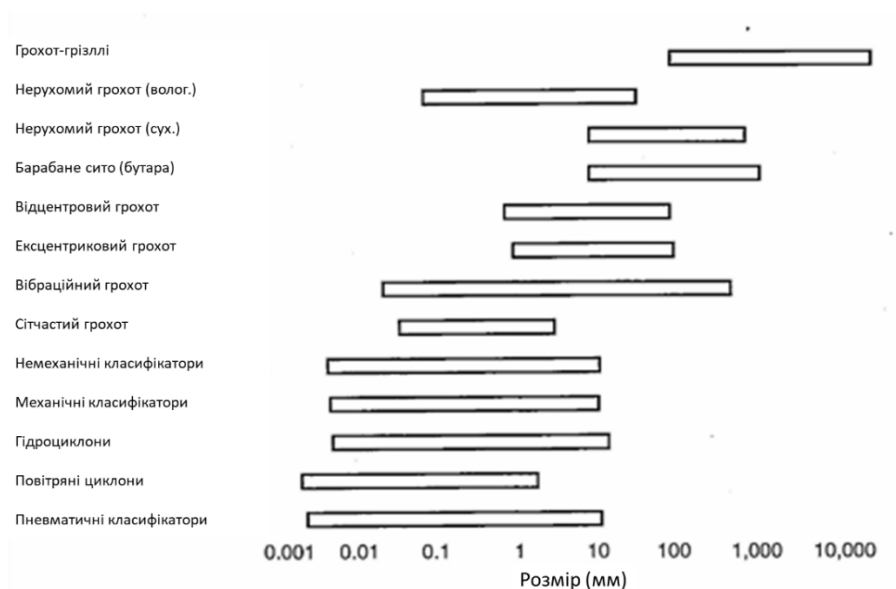


Рис. 1.14. Типи обладнання для класифікації залежно від крупності мінеральних частинок.

Сучасне обладнання для тонкої класифікації дозволяє проводити чітко та ефективно розділення матеріалу за крупністю, що кардинально впливає на оптимізацію всієї технологічної схеми.

Але окрім технологічних факторів необхідно враховувати і конструктивні фактори, такі як придатність до обслуговування, надійність, безпечність та простота експлуатації [22].

Ефективність впровадження операції тонкого грохочення буде безпосередньо залежати саме від правильного вибору обладнання. Аналітичний огляд ринку дозволяє виділити наступні типи грохотів, що можуть бути ефективними для тонкого грохочення:

- вібраційні грохоти з прямолінійними коливаннями, здатні забезпечувати рівномірний рух матеріалу по поверхні сита, що є вирішальним для ефективного розділення дрібних частинок.

- грохоти типу «банан», що мають змінний кут нахилу сита, дозволяючи на початковій ділянці сита з великим кутом нахилу виділити крупний клас, а на подальших ділянках з меншим кутом – більш повне та точне грохочення дрібних класів.

- високочастотні грохоти (High-Frequency Screens), що здатні створювати велику частоту коливань, яка є ключовою для розділення частинок крупністю менше 1 мм.

В будь-якому випадку при виборі обладнання для тонкого грохочення та його впровадження у технологію переробки потрібно: провести аналіз мінеральної сировини та визначити необхідність тонкої класифікації, врахувати певні особливості самого обладнання та фактори, що будуть впливати на продуктивність грохоту і ефективність класифікації та виконати оцінку економічної ефективності.

Варто враховувати, що ключовим елементом будь-якого грохоту є просіювальна поверхня (сито), що може бути плетеним з металевого дроту та відрізнятися високою пропускною здатністю та стійкістю до зношування, або у гумовому виконанні, які є ідеальними для класифікації вологого матеріалу та не схильними до забивання. Відомі також сита з поліуретану, що є зносостійкими та панелі зі штампованими отворами, але вони використовуються для більш крупних класів [23]. Впровадження поліуретанових сит замість традиційних металевих є найбільш прогресивним рішенням. Поліуретанові сита мають значно більший ресурс роботи (в 5-10 разів), стійкі до абразивного зношування та корозії, а також мають гнучкість, що сприяє ефективній класифікації та зменшенню забивання отворів.

Вібраційні грохоти (сита) маючи технологічну перевагу при мокрому розділенні можуть бути використані у схемах збагачення замість класифікуючого обладнання незалежно від стадії [24]. Грохоти типу «банан» більш пристосовані для класифікації сипучих матеріалів на продукти різної крупності [25]. Такі

грохоти можуть бути використані у процесах переробки залізної руди, вугілля та інших корисних копалин та можуть складатися з однієї або декількох вигнутих просіювальних поверхонь з отворами різної форми (рис. 1.15).

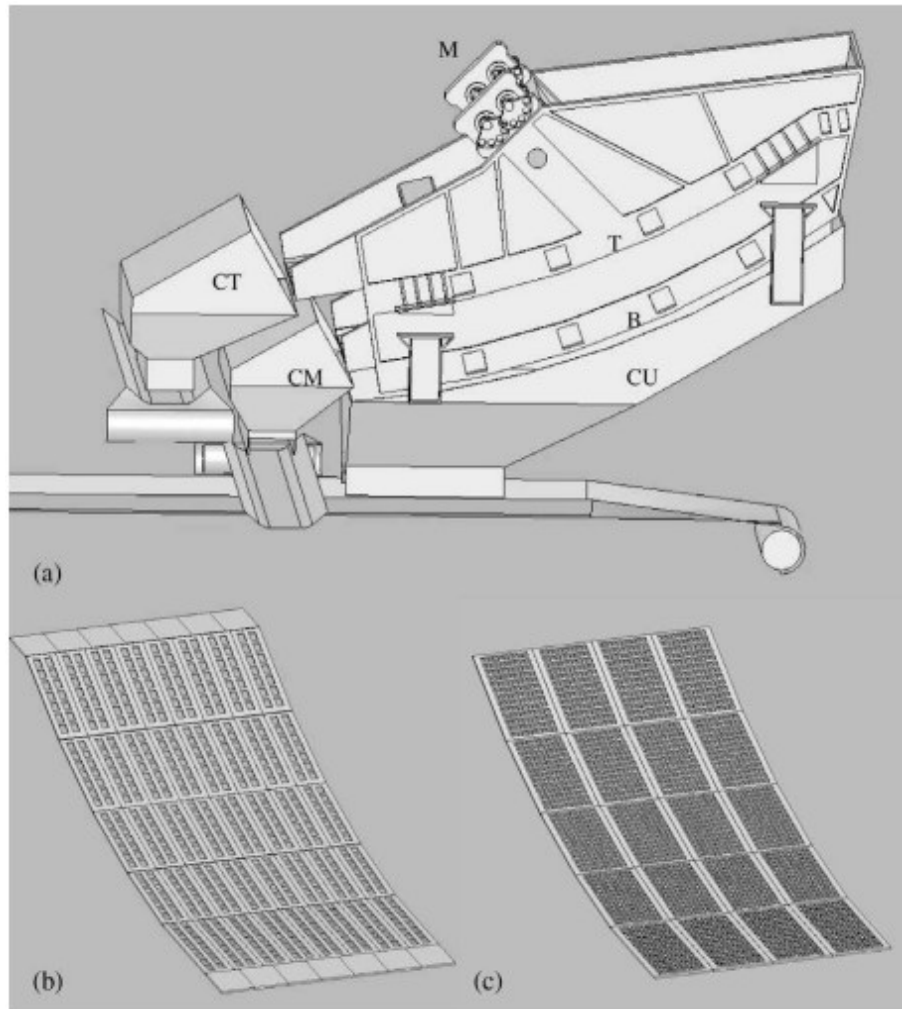


Рис. 1.15. Грохот типу «банан» з двома просіювальними поверхнями:

- а) загальний вигляд; б) верхня просіювальна поверхня;
- с) нижня просіювальна поверхня.

Просіювальні поверхні, або ж панелі, на початку мають більш крутий кут нахилу та за їх довжиною поступово зменшується. На рис. 1.15 верхня та нижня панелі позначені літерами Т та R. На рис.1.15 а) видно мінеральні частинки різного кольору залежно від їх швидкості, а на рис. 1.15 б) – залежно від їх крупності. На

рис. 1.16 показано принцип розділення на такому грохоті при сталому потоці мінеральних частинок з піковим прискоренням $5g$.

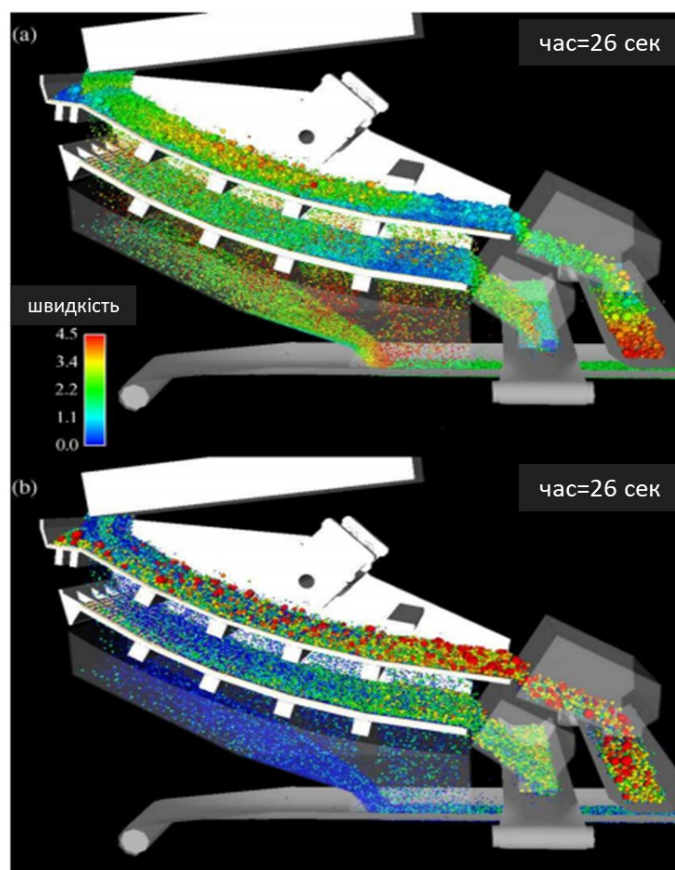


Рис. 1.16. Розділення мінеральних частинок на просіювальній поверхні:
а) розділення частинок за кольором залежно від їх швидкості; б) розділення частинок за кольором залежно від їх крупності.

Мінеральні частинки, потрапляючи на поверхню для просіювання скочуються по верхній панелі та при цьому прискорюються. Частинки, крупністю менше розміру отворів панелі проходять крізь неї та потрапляють на нижню поверхню для просіювання де відбувається подальше розділення за крупністю. Таким чином можливо виділити продукти різної крупності досягаючи більш ефективної класифікації [26].

Відомий також грохот з перекидним потоком (рис. 1.17), який використовувався при розділенні ільменіту за класом 1 мм [27].

Дослідники вказують, що при використанні такого грохоту при розділенні ільменіту за класом крупності 1 мм можливо досягти ефективності класифікації на рівні 85%.

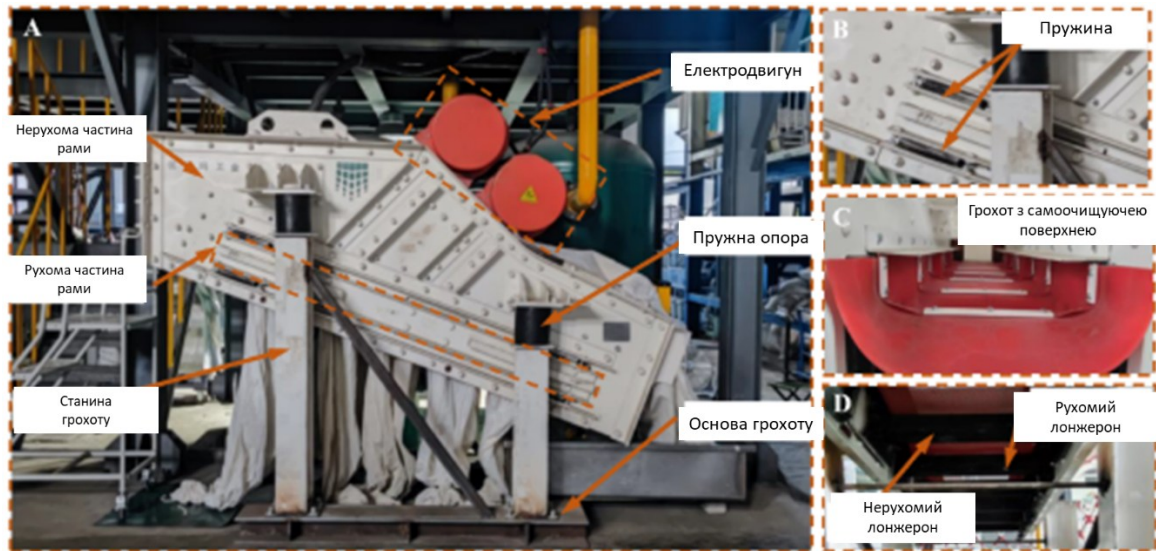


Рис. 1.17. Грохот з перекидним потоком

Відомі дослідження [28] з технологічного випробування тонкого грохочення на багаточастотному грохоті компанії Kroosh Technologies (Ізраїль) та його порівняння з високочастотними грохотами компаній Derrick та Landsky. Основною відмінністю конструкції грохоту Kroosh Technologies є багаточастотна нелінійна вібраційна система поверхонь для просіювання, завдяки чому вона коливається у багаточастотному режимі забезпечуючи підвищення амплітуди вібрацій в 3-8 разів. Зазначені грохоти є багатоярусними (рис. 1.18.), але в грохоті Kroosh Technologies з боків кожного ярусу є два електродвигуни, що дозволяють створювати вібрації на кожній окремій поверхні для просіювання. Такі конструктивні особливості сприятимуть підвищенню ефективності класифікації тонких частинок. Досвід роботи такого грохоту відомий на збагачувальних фабриках Kazzink та Glencore (Південна Африка).

В той же час найбільш ефективними залишаються грохоти типу Derrick, які здатні забезпечувати класифікацію матеріалу з високою точністю та мінімальними

втратами. Наразі вони використовуються на багатьох підприємствах по всьому світу.

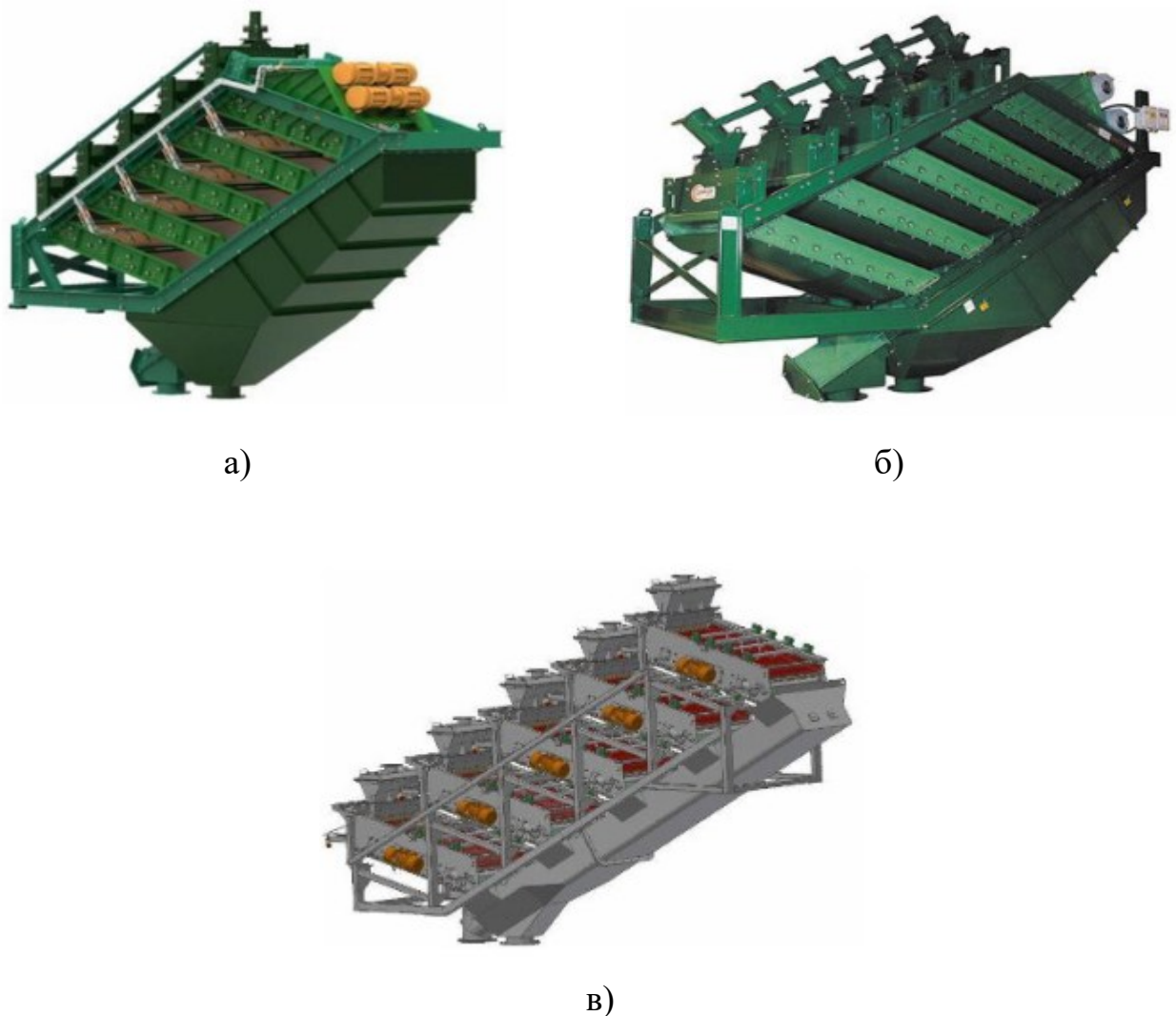


Рис. 1.18. Загальний вид грохотів тонкого грохочення компаній Derrick (а), Landsky (б) та Kroosh Technologies (в).

Компанія Derrick Corporation заснована у 1951 році та спеціалізується на виробництві високочастотних грохотів для класифікації твердих частинок. [29]

Нині компанія зосереджена на випуску грохотів серії Stack Sizer® та SuperStack®.

Модель Stack Sizer® являє собою багатоярусний грохот (до п'яти дек), де кожен ярус розташовано вертикально паралельно один до одного (рис. 1.19.) [30], що дозволяє компактно його розміщувати та забезпечувати високу пропускну

здатність [31]. Такий грохот використовується для розділення мінеральних частинок крупністю від 6 мм до 0,053 мм з метою зниження циркуляційного навантаження в циклі подрібнення та зменшення шламоутворення для подальшої ефективної переробки мінеральної сировини флотаційними або гравітаційними методами збагачення. Велика кількість таких грохотів використовується на гірничих підприємствах з переробки різних корисних копалин по всьому світу [32].

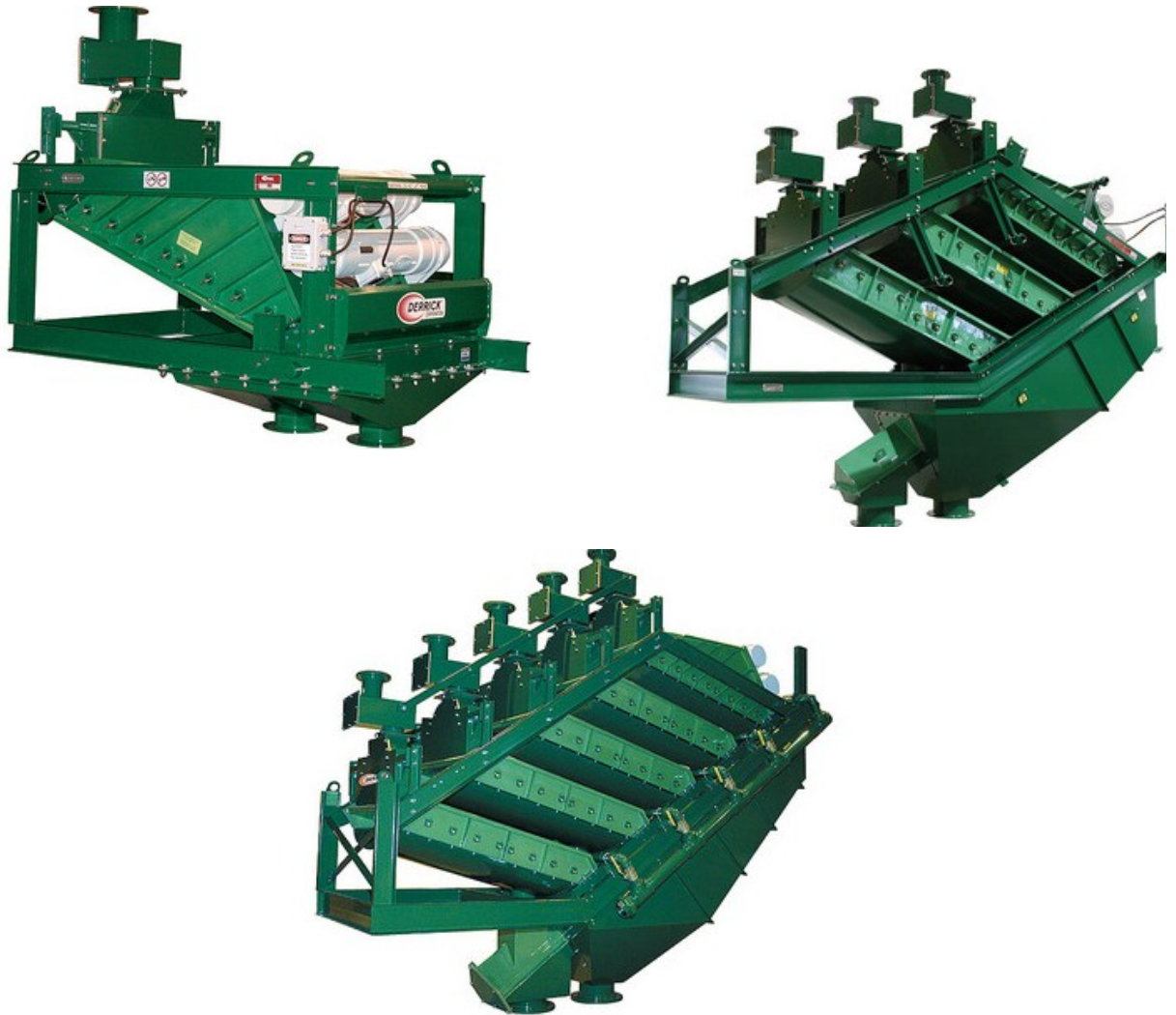


Рис. 1.19. Різновиди грохотів Stack Sizer® залежно від кількості дек.

Так, наприклад, відомі дослідження з використанням однодечного грохоту Derrick при переробці хромітових руд. Вихідна сировина подається безпосередньо на сито, використовуючи завантажувальний пристрій, призначений для

рівномірного розділення матеріалу на поверхні для просіювання, що має дві панелі (рис. 1.20) [33]. Між панелями є жолоб з гумовим футеруванням, призначений для репульпації. Для цього додатково подається вода на першу панель, що сприятиме просіюванню частинок меншої крупності на панелі після зони репульпації.

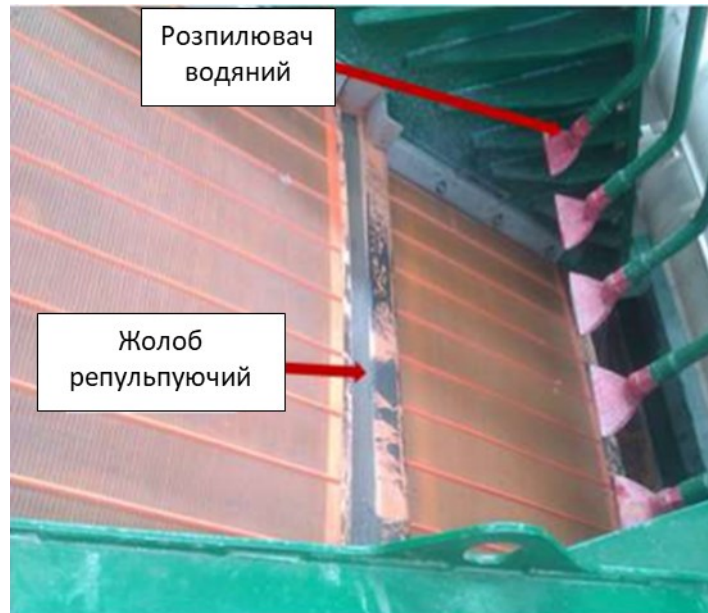


Рис. 1.20. Поверхня для просіювання з двома панелями.

Також відомо про використання такого грохоту при збагаченні цих же ж руд на підприємстві Mintek (Південна Африка). Тут вихідна пульпа постійно циркулювала за допомогою насоса та зумпфа (рис. 1.21). Продуктивність установки змінювалася в межах 9-35 т/год залежно від вмісту твердого, що становив 30-60%.

У дослідженнях використано сита з розміром отворів 0,045, 0,075, 0,106 та 0,150 мм. Визначено, що незалежно від розміру отворів сита вирішальний вплив на продуктивність грохоту та ефективність грохочення будуть чинити швидкість подачі пульпи та вміст твердої фази у живленні грохоту [34].

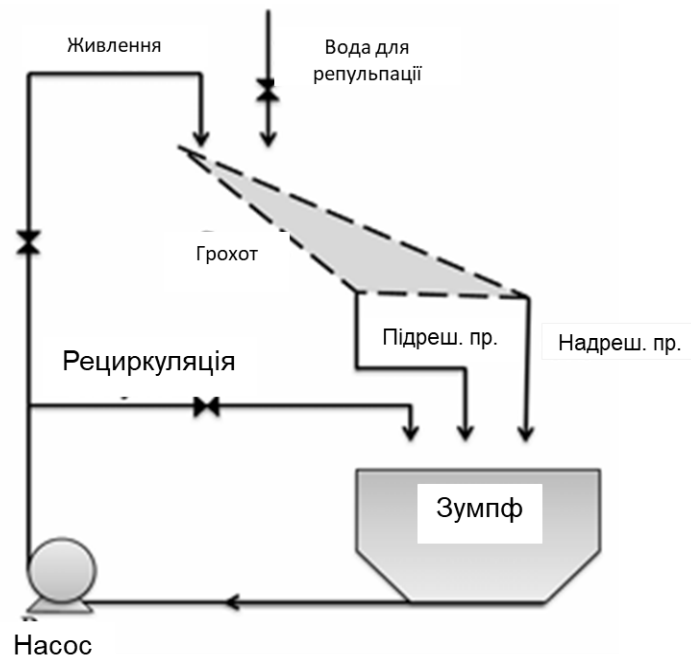


Рис. 1.21. Схема установки, використаної при дослідженнях.

Звісно, що найбільшого попиту здобули п'ятидечні грохоти Stack Sizer®, які наразі використовуються при переробці більшості типів корисних копалин (рис. 1.22). Зазвичай, вони мають багатоступеневу систему розділення потоку вихідного живлення на кожне сито (рис. 1.23).



Рис. 1.22. Грохот Derrick Stack Sizer®, що використовується при збагаченні залізних руд у Бразилії.

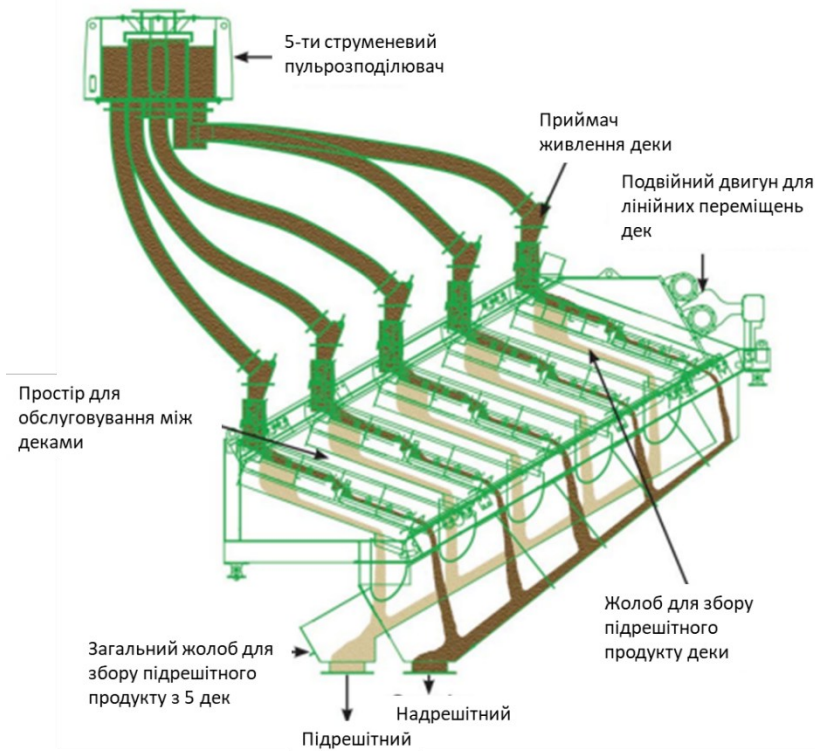


Рис. 1.23. Загальний принцип роботи грохоту Derrick Stack Sizer®.

Продуктивність грохоту складає 100-350 т/год та буде залежати розміру отворів сита, форми частинок, в'язкості пульпи та інших факторів [35].

Грохот Derrick SuperStack® є новим етапом створення вискоєфективного обладнання для процесів переробки корисних копалин (рис. 1.24). Він є наступником Stack Sizer та має вже вісім дек з поверхнями для просіювання, які працюють паралельно. Це дозволяє підвищити продуктивність апарата більше ніж у два рази при однаковій його площі [36].

Особливістю є також використання системи натягу поверхні для просіювання типу «front-to-back», що дозволяє зменшити час на її заміну та підвищити експлуатаційну надійність. SuperStack розрахований на такий випадок, коли необхідна операція тонкого грохочення при мінімальних площах. В якості поверхонь для просіювання можуть бути використані як дротяні, так і нові уретанові типи сит, які мають антизасмічувальне покриття та велику відкриту площу та характеризуються тривалим строком експлуатації [37].



Рис. 1.24. Загальний вигляд грохота Derrick SuperStack®, що має 8 дек.

Вже відомий досвід використання грохоту Derrick SuperStack® на підприємствах ArcelorMittalNippon Steel India (Індія) з переробки залізної руди. Прагнучі підвищити ефективність переробки мінеральної сировини на збагачувальній фабриці Dabuna було впроваджено в цикл подрібнення і класифікації десять грохотів Derrick SuperStack®, що дало змогу також збільшити продуктивність млинів до 15% [38]. Іншим прикладом є використання SuperStack® при переробці фосфоритів у Південній Африці компанії Kropz де виникла проблема з існуючим обладнанням та якістю фосфоритових концентратів. Тому для оптимізації циклу подрібнення та класифікації було впроваджено операцію тонкого грохочення. Це дозволило скоротити викиди вуглецю в навколишнє середовище та підвищити вилучення фосфатів у кінцевий продукт для виробництва високоякісного добрива [39].

Таким чином, обидва типи грохотів Derrick Stack Sizer и SuperStack дозволяють інтегрувати операцію тонкого грохочення у схеми збагачення з високою продуктивністю та точністю розділення.

Сучасне тонке грохочення перестало бути допоміжною операцією і перетворилося на ключову технологію, що визначає ефективність всієї схеми

збагачення. Впровадження операції тонкого грохочення – це ефективний шлях модернізації підприємств з переробки корисних копалин.

Використання височастотних грохотів, грохотів з багаточастотним збудженням та гідродинамічних сепараторів стає більш виправданим та затребуваним, особливо при вирішенні сучасних завдань, пов'язаних з низьким вмістом корисного компонента у вихідній сировині, необхідністю тонкої класифікації, зростання вимог до якості кінцевого продукту та інших факторів. Це дозволить суттєво підвищити техніко-економічні показники процесів збагачення, зменшити енерговитрати та покращити екологічні показники за рахунок більш раціонального використання мінеральної сировини. Тонке грохочення є динамічно розвиненою галуззю, подальший розвиток якої буде спрямований на підвищення ефективності, надійності та економічної доцільності процесів збагачення корисних копалин.

1.3. Обґрунтування напрямку наукових досліджень, мети та завдання досліджень.

Актуальність теми є досить висока, тому що залізорудна сировина, яка складається з бідних магнетитових кварцитів з розробкою кар'єрів погіршується за своїми фізико-хімічними властивостями, в той час як технологічні схеми розроблені в 50-60 роках минулого століття не відповідають сучасним вимогам до виробництва високоякісних концентратів та їх конкурентоспроможності на ринках металів.

Як сировину для досліджень в рамках дисертаційної роботи обрані продукти переробки класичних технологічних схем збагачення магнетитових кварцитів:

- кінцевий концентрат з вмістом заліза загального на 61-65% з розкриттям 70-95% в класах від 0,075 мм до 0,053 мм.

Існуючі технології переробки магнетитових кварцитів ведуть майже до 100% вимушеного подрібнення усього матеріалу, що в свою чергу призводить, до ефекту потрапляння тонкого розкритого магнетиту, багатих зростків у відвальні хвости, а

тонкого кварцу, бідних зростків до промпродуктів та концентрату, тим самим занижуючи якісні показники товарної продукції.

Первина оцінка матеріалів показує, що найшвидшим способом підвищення якісних характеристик є переробка низькосортних концентратів мокрої магнітної сепарації. Для цього можливе комплексне застосування грохотів тонкого грохочення, вертикальних млинів, батарей гідроциклонів, що дозволить це виконати, завдяки виведенню чистого магнетиту, зниженню потрапляння багатих зростків у хвости та бідних зростків у промпродукт/концентрат. Таке поєднання в окремих випадках можливо розглядати, як альтернатива флотаційній доводці концентратів.

У відповідності до проблематики була сформована мета роботи.

Метою роботи є обґрунтування технологічних параметрів тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів на підставі встановлення закономірностей процесу тонкого грохочення магнетитових руд на високочастотному грохоті за **рахунок введення** безрозмірних параметрів k_1 , що комплексно враховують вплив швидкості руху матеріалу, час просіювання, товщину шару матеріалу на ситовій поверхні та коефіцієнту пульпи k_2 , який враховує вплив вмісту твердого, розрідженню і щільності пульпи, частоти та амплітуди коливань, та гранулометричний склад вихідної сировини, з подальшим встановленням залежностей переходу від розділення крупності вхідної сировини до розділення сепараційної характеристики тонкого грохочення для розробки комплексної технологічної схеми магнетитових руд з залученням процесу тонкого грохочення.

Об'єкт дослідження: комплексна технологія тонкого грохочення магнетитових концентратів та подальша переробка надрешітних та підрешітних продуктів.

Предмет дослідження: закономірності змін вмісту магнетиту в надрешітному та підрешітному продуктах в залежності від вихідної сировини (вміст твердого, щільність пульпи, розрідження, навантаження, швидкість), показників роботи грохота (частота/амплітуда коливань, розмір отворів поверхні для просіювання) при збагаченні бідних магнетитових кварцитів.

Для вирішення мети дослідження в роботі сформульовані такі **задачі дослідження:**

- здійснити аналіз використання тонкого грохочення при переробці мінеральної сировини;
- здійснити аналіз обладнання для тонкого грохочення при переробці мінеральної сировини;
- здійснити аналіз та встановити залежності ефективності розділення від параметрів вихідної сировини (вміст твердого, щільність пульпи, розрідження, навантаження, швидкість) та показників роботи грохота (частота/амплітуда коливань, розмір отворів поверхні для просіювання)
- розробити математичну модель тонкого грохочення з урахуванням параметрів вихідної сировини (вміст твердого, щільність пульпи, розрідження, навантаження, швидкість) та показників роботи грохота (частота/амплітуда коливань, розмір отворів поверхні для просіювання);
- розробити комплексну технологічну схем збагачення бідних магнетитових кварцитів.

Висновки до Розділу 1:

В результаті детального аналізу процесів та обладнання розділення за крупністю встановлено, що:

1. Більшість сучасних досліджень в галузі переробки мінеральної сировини спрямовані на розробку або вдосконалення технологій за трьома напрямками:

- зменшення енергетичні витрати;
- зниження викиди шкідливих речовин;
- підвищення вміст корисного компоненту тощо.

Тут необхідно звернути увагу на перспективні методи збагачення, які будуть ключовим етапом переробки мінеральної сировини для досягнення максимального вилучення корисного компоненту.

2. Вибір схеми та обладнання при переробці мінеральної сировини буде залежати від її речовинного складу, вкрапленості зерен, вимогам до якості

продукції та факторів, що будуть впливати на продуктивність грохоту і ефективності розділення і оцінки економічної ефективності.

3. Альтернативою класифікації у гідроциклонах в технологічних схемах збагачення багатьох типів корисних копалин в сучасних умовах є тонке грохочення, що стає все більш привабливим та економічно обґрунтованим, але є технологічно складнішим порівняно з грохоченням крупних матеріалів. Ефективність розділення при застосуванні тонкого грохочення становить більше 70-80%, що є вищим за показники роботи гідроциклонів.

4 Цей процес заснований на вібраціях і гравітаційних силах, що дає змогу досягти високої точності розділення навіть при малих відмінностях у розмірах частинок.

5. Досить часто тонке грохочення використовують у замкненому циклі процесу подрібнення для виділення продукту готового класу крупності або для знешламлення продукту перед флотаційним збагаченням.

6. Впровадження операції тонкого грохочення – це ефективний шлях модернізації підприємств з переробки корисних копалин. При правильному підході воно дозволяє значно підвищити економічну ефективність підприємства, знизити енерговитрати та покращити екологічні показники за рахунок більш раціонального використання мінеральної сировини.

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ТОНКОГО ГРОХОЧЕННЯ ПРИ ЗБАГАЧЕННІ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

Для промисловості чорної металургії України та інших країн світу характерне постійне збільшення обсягів видобутку та збагачення магнетитових кварцитів. При цьому з одного боку, масова частка заліза у кварцитах, що добуваються, постійно знижується, але з іншого боку підвищуються вимоги до якості концентратів. Аналіз процесу збагачення магнетитових кварцитів показує, що основна увага має бути приділена процесу тонкого грохочення. Застосування тонкого грохочення є одним з перспективних у розвитку напрямків розвитку технологій збагачення магнетитових кварцитів, з яким багато в чому пов'язується подальший прогрес у цій галузі [40].

Підвищення якості магнетитових кварцитів знижує собівартість металургійного переділу. При цьому показником якості залізного концентрату є не лише масова частка в ньому заліза, а й масова частка шкідливих та шлакоутворюючих домішок. Одним з основних показників, що визначають ціну залізного концентрату, є масова частка в ньому кремнезему. Висока масова частка кремнезему в концентраті підвищує витрати наступних переділів у зв'язку з додаванням вапняку для підвищення модуля основності при огрудкування і зменшенням продуктивності доменних печей, і в кінцевому підсумку знижує ціну залізного концентрату. Тонке вібраційне грохочення на сьогодні є новим процесом, недостатньо вивченим та описаним. Тому тонке грохочення необхідно розглянути як самостійний метод збагачувальної технології з єдиних методологічних, теоретичних та технологічних позицій. Разом з тим, особливості процесу протікання тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів вказують на необхідність застосування математичного моделювання цього процесу [41].

2.1. Процес тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів як складна система

Аналіз тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів як технологічного процесу дозволяє віднести його до складного об'єкта [42]. Нині це поняття строго ще не визначено. Разом з тим, інтуїтивне уявлення про складний об'єкт цілком відповідає тому поняттю, що використовується в теорії.

Доцільно виділити деякі риси складного об'єкта, притаманні тонкому грохоченню. Насамперед, відсутність математичного опису та необхідність у ньому при обґрунтуванні технологічних параметрів цього процесу. Під математичним описом розуміється наявність алгоритму обчислення стану об'єкта за спостереженнями його вхідних змінних. Дійсно, знання вхідних змінних технологічного процесу тонкого грохочення не дозволяє точно передбачити величину вихідної змінної. Отже, за необхідності точного знання вихідних змінних процесу тонкого грохочення без математичної моделі не обійтися. Цей висновок призводить до твердження: для обґрунтуванні технологічних параметрів процесу тонкого грохочення за допомогою формальних методів необхідно створити математичну модель. Далі, слід зазначити стохастичність поведінки процесу тонкого грохочення, що створює проблеми аналізу обґрунтуванні технологічних параметрів. Ця риса обумовлена складністю процесу грохочення і пов'язаних із цим розмаїттям другорядних процесів. Тому поведінка процесу тонкого грохочення може виявитися несподіваною, причому цю несподіванку зручніше розглядати як випадковий фактор, ніж розумітися на механізмі другорядних процесів, що протікають у процесі тонкого грохочення. Важливим моментом є також нестаціонарність процесу тонкого грохочення, що пов'язано з його складністю. Ця характеристика проявляється у дрейфі параметрів процесу тонкого грохочення, тобто у зміні його властивостей. І, нарешті, потрібно виділити таке обмеження, як невідтворюваність експериментів. Це проявляється в різній реакції процесу тонкого грохочення на однакову ситуацію. Процес тонкого грохочення постійно змінюється. Це необхідно враховувати при побудові моделі процесу тонкого грохочення шляхом введення її корекції.

2.2. Математичне моделювання процесу тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів.

Створення математичної моделі процесу тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів направлено на обґрунтування технологічних параметрів цього процесу [43]. Тільки за допомогою моделі можна обґрунтувати технологічні параметри процесу тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів. Без моделі процес обґрунтування технологічних параметрів процесу тонкого збагачення можна реалізувати лише методом спроб і помилок, що не прийнято при дослідженні складного об'єкта, оскільки це вимагає великих витрат часу і змушує об'єкт піддавати додатковим діям. Під моделлю процесу тонкого грохочення природно розуміти залежність, яка пов'язує стан процесу з його входами як некерованими, так і керованими. У загальному випадку модель визначається деяким алгоритмом, який вказує, як, маючи інформацію про входи, визначити вихід, не звертаючись до реального процесу.

Процес побудови моделі відбувається поетапно. Спочатку проводиться структурний синтез моделі. На цьому етапі визначається вид залежності виходу від вхідних змінних без урахування величин параметрів.

У цьому випадку зручно розщепити модель F на її структуру St і параметри $\vec{C} = (c_1, \dots, c_k)$, тобто уявити модель у вигляді пари (2.1)

$$F = \langle St, \vec{C} \rangle \quad (2.1)$$

На етапі структурного синтезу визначається лише структура St моделі, а конкретні значення параметрів $\vec{C}$ не визначаються.

Під структурою у загальному випадку прийнято розуміти вид елементів, з яких складається об'єкт, і відносин між ними. Структура об'єкта може бути різною залежно від цілей побудови моделі. Лінійність, статичність, детермінованість, дискретність тощо є структурними категоріями.

При моделюванні процесу тонкого грохочення структурний синтез спирається на відомі закони тонкого грохочення. Механічні властивості магнетитових кварцитів через їх неоднозначність неможливо використовуватиме для отримання строгих розрахункових рівнянь, які визначають процес тонкого грохочення. Тому існуюча практика базується на співвідношеннях, які є узагальненням великого емпіричного досвіду, представленого як закони тонкого грохочення [44].

[45] Під законом тонкого грохочення розуміється основна формула ймовірності просіювання частинок через сито за формулою Годена А.М. (2.2)

$$P = \varphi \cdot \left(1 - \frac{d}{a}\right)^{\psi}, \text{ (частки од.)} \quad (2.2)$$

де φ - живий переріз сита, частки од.;

d – розмір частинки, мм;

a – розмір отвору сита, мм;

ψ - коефіцієнт, $\psi = 1$ для щілинних отворів сита, $\psi = 2$ для квадратних отворів сита.

Якщо прийняти нескінченно малий розмір дроту сита ($\varphi \rightarrow 1$), то при $d \rightarrow 0$, $P \rightarrow 1$, а при $d \rightarrow a$, $P \rightarrow 0$. Формула застосовна для частинок з $d < a$. Імовірність просіювання частинок з $d > a$ приймається рівною нулю. Імовірність просіювання залежить від різниці $(a - d)$ та нормована щодо a .

Годен А.М. отримав цю формулу для умови падіння одиночної частки на сито без урахування впливу інших частинок та за умови, що частка не вдариться об дрот сита. Фактично ця формула відображає ймовірність проходження частинки через сито без контакту з дротом сита, і ця ймовірність дуже занижена. Про це пише і сам Годен А.М.: «Відношення $(1 - d/a)$ не зовсім точно відображає ймовірність проходження частинок крізь сито грохоту; воно відповідає нижній межі ймовірності, тому що просівання може відбутися і після того, як частинка удариться об дрот і, відскочивши від неї, провалиться в отвір». Тому надалі Годен А.М. розглядає випадки проходження частинок крізь сито грохоту при контакті

частинок з дротом сита і виводить інші більш складніші формули, що підвищують ймовірність просіву частинок порівняно з формулою (2.1). Однак ці формули не набули поширення. Простота формули (2.2) визначила її використання у відомих моделях процесу грохочення.

На рисунку 2.1 представлені графіки ймовірності просіювання частинок через сито згідно формули Годена А.М.(2.2).

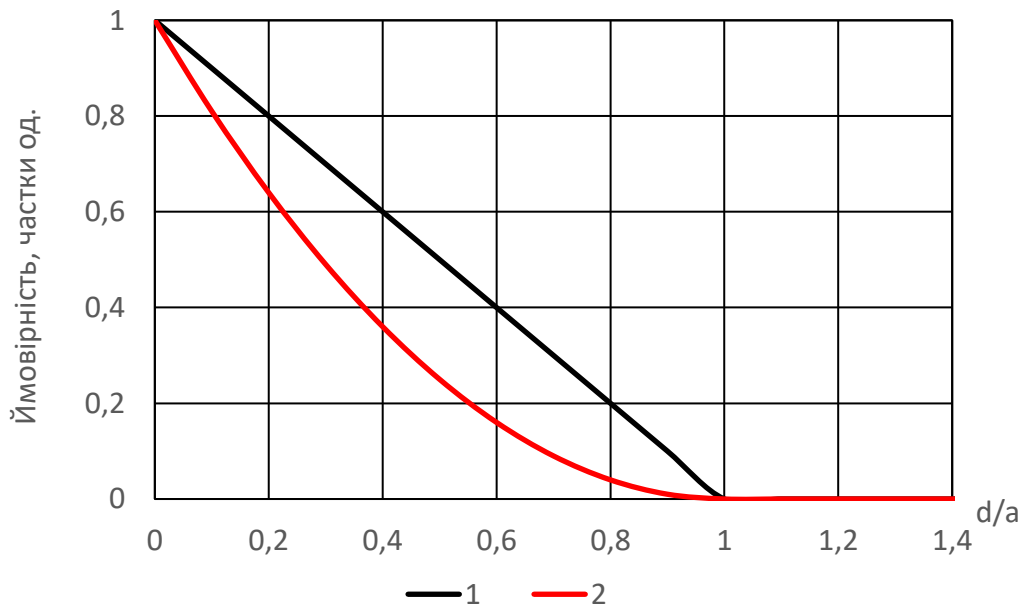


Рисунок 2.1. Графіки ймовірності просіювання частинок через сито за формулою Годена А.М. ($\varphi = 1$) (1- $\psi = 1$, 2- $\psi = 2$)

Таким чином, для щілинних отворів сита ймовірність просіювання частинок через сито є лінійною спадаючою функцією в межах $[0;1]$. В свою чергу, для квадратних отворів сита ймовірність просіювання частинок через сито є квадратичною спадаючою функцією в межах $[0;1]$.

Дослідимо модель, у якої використано співвідношення $1 - d/a$.

Модель Тихонова О.М. – сепараційна характеристика грохоту (за підрешітним продуктом) та модель кінетики грохочення [46]

$$\varepsilon(d, t) = 1 - \exp \left[- \frac{u_{max} \left(1 - \left(\frac{d}{a} \right)^\psi \right)}{h} t \right], (d < a) \quad (2.3)$$

де ε - сепараційна характеристика вилучення в підрешітний продукт вузької фракції з розміром частинок d , частки од.;

u_{max} – максимальна швидкість просіювання частинок, м/с;

h – середня товщина шару матеріалу над ситом, м;

t - час просіювання, с;

В моделі (2.3) для спрощення прийнято, що середня товщина шару матеріалу над ситом h постійна.

В модель (2.3) введено час просіювання t (2.4) або продуктивність грохоту, яка обчислювалась згідно формулі

$$t = \frac{M}{Q} \quad (2.4)$$

де M - запас матеріалу на грохоті, т,

Q - вхідна продуктивність, т/год.

У сепараційній характеристиці (2.3) коефіцієнт живого перерізу сита врахований в експериментально одержуваній величині u_{max} . Сепараційну характеристику грохоту (2.3) можна розглядати як функцію ймовірності просіювання частинок залежно від їхньої крупності d . Загальною особливістю моделі процесу грохочення (2.3) є використання як одного з факторів ймовірності просіювання ізольованої частки через сито (формула 2.2) з певними поправками, що змінюють цю ймовірність у велику сторону, що не суперечить Годену А.М., який сам говорив про заниження ймовірності за формулою (2.2). Другим основним фактором, що використовується в моделі грохочення, є швидкість просіювання частинок, за допомогою якої можна вплинути на кінцевий результат (враховуючи заниження ймовірності за формулою (2.2)). У цій роботі розглянуто процес тонкого

грохочення, тому при зустрічі частки з поверхнею сита не розглядається відскок частки від дроту сита. При низькій крупності частинок вхідного матеріалу шар матеріалу, що розділяється, досить великий (по відношенню до середнього розміру частинки), тому відскакувати частинкам нікуди (зверху інші частинки). Якщо частка потрапила на дріт сита, то вона в даний момент часу не просіялася (це враховує коефіцієнт φ). Кут зустрічі частинок з ситом слід враховувати не шляхом зниження ймовірності просіювання за рахунок «геометричного зменшення» розміру отвору, а шляхом зниження виходу вузької фракції по крупності під решето, що визначається динамічними моделями поздовжнього і нормального руху частинок щодо поверхні сита. Тому в розробленій моделі грохоту немає «геометричного зменшення» розміру отвору сита, пов'язаного з кутом нахилу сита. Крім цього, слід враховувати процес сегрегації на поверхні, що вібрує, який, як і початкова ймовірність просіювання, багато в чому визначає технологічні показники розділення по крупності на грохоті за рахунок «збільшення» ймовірності просіювання. Тому в цій роботі (в моделі грохоту) ймовірність просіювання розглядається як одна з основних умов, що визначає попадання (непопадання) частки в підрешітний продукт. Іншими основними умовами, що розглядаються окремо, є процес сегрегації та динаміка (гідродинаміка) переміщення твердої та рідкої фази через зону розділення вібраційного грохоту. На попадання частки в підрешітний продукт (на технологічні показники розділення) сильний вплив чинитимуть фактори, пов'язані з параметрами та режимами роботи грохоту.

В цілому співвідношення $1 - d/a$, використовуване Годеном А.М. у формулі (2.2), більш точно описує теоретичні уявлення про процес грохочення, порівняно із співвідношенням $1 - a/d$, тому в цій роботі воно прийнято як одне з основних співвідношень для оцінки початкової ймовірності просіювання частинок через отвори сита.

Разом з тим, повертаючись до структурного синтезу моделі, необхідно підкреслити, що в якості вхідної змінної моделі процесу тонкого грохочення є усереднений розмір частинок d , а вихідною змінною згідно формулі (2.3) –

сепараційна характеристика, тобто вилучення в підрешітний продукт вузької фракції ε . Аналіз формули (2.3) показує, що в якості параметрів входять окремо три змінні u_{max} , внаслідок чого виникають труднощі при дослідженнях при застосуванні цієї формули. Для усунення цієї незручності пропонується ввести один параметр (2.5), скориставшись теорією подібності [47]. Згідно методів цієї теорії введемо один безрозмірний мультиплікативний параметр у вигляді

$$k_1 = \frac{u_{max} t}{h} \quad (2.5)$$

Тоді сепараційна характеристика (2.3) прийме вигляд (2.6)

$$\varepsilon(d, t) = 1 - \exp \left[-k_1 \cdot \left(1 - \left(\frac{d}{a} \right)^\psi \right) \right], (d < a) \quad (2.6)$$

Оскільки в роботі розглядається мокре грохочення, то необхідно враховувати особливості впливу характеристик пульпи. Відмінність моделі сухого просіювання від просіювання частинок із пульпи чи суспензії на гідравлічному грохоті в наявності водного середовища, головна характеристика якого – в'язкість. В'язкість пульпи - це міра внутрішнього тертя суспензії, яка залежить від концентрації, дисперсності та щільності твердих частинок, а також від в'язкості рідкої фази. Вона визначає плинність пульпи, її здатність до транспортування частинок матеріалу та вплив на процес розділення по крупності на грохоті.

Основні характеристики та фактори, що впливають на в'язкість пульпи: вміст твердого в пульпі за масою T_v , чи об'єму, розрідження за масою P_z чи об'ємом та щільність пульпи ρ . Вміст твердого в пульпі за масою T_v – це відношення маси твердого матеріалу Q до маси всієї пульпи $Q + P_i$, виражене в %, або в долях одиниці. Розрідження пульпи за масою P_z – відношення маси рідкого P_i до маси твердого Q у певній кількості пульпи $P_z = P_i / Q = (1 - T_v) / T_v$. Щільність пульпи - маса одиниці об'єму пульпи. Цю величину визначають безпосередньо зважуванням

певного об'єму пульпи, або обчислюють за відомими значеннями окремо щільності твердого та рідкого, а також вмістом в пульпі твердого і її розрідження.

Позначимо загальний вплив зазначених характеристик пульпи як коефіцієнт пульпи $k_2=k_2$ (Тв, Рз, ρ). Тоді ймовірності просіювання частинок через сито (2.2) можна записати у вигляді (2.7)

$$P = \varphi \cdot \left(1 - k_2 \frac{d}{a}\right)^\psi \quad (2.7)$$

Враховуючи (2.7) формула сепараційної характеристики (2.6) прийме вигляд (2.8)

$$\varepsilon = 1 - \exp \left[-k_1 \cdot \left(1 - k_2 \left(\frac{d}{a}\right)^\psi \right) \right], 0 < \frac{d}{a} < 1, (d < a) \quad (2.8)$$

Аналіз рівняння (2.6) (або (2.8)) показує, що воно характеризується нелінійною статичною безперервною детермінованою структурою. Таким чином, на етапі структурного синтезу визначається лише вид та характер моделі, а її параметр залишається невідомим.

Після структурного синтезу моделі процесу тонкого грохочення у вигляді формули (2.8) завдання ідентифікації зводиться до визначення параметрів моделі k_1 , k_2 процесу тонкого грохочення згідно (2.8). У процесі ідентифікації використовуються апостеріорні дані, які є спостереженнями станів входу розміру частинок D і виходу сепараційної характеристики E процесу тонкого грохочення в процесі його нормальної експлуатації, тобто інформацію (2.9)

$$I = \left\langle \frac{d_i}{a_i}, \varepsilon_i \right\rangle, i = 1, \dots, N \quad (2.9)$$

де i – номер фіксації значень d_i, ε_i ,

N – число фіксацій.

Для знаходження величини параметра k_I використовуємо алгоритм неадаптивний ідентифікації [48]. Для цього підставимо дані (2.9) в формулу (2.8). В результаті отримаємо систему із N рівнянь з однією невідомою (2.10)

$$\begin{aligned} & 1 - \exp\left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \left(\frac{d_1}{a_1}\right)^\psi\right)\right] = \varepsilon_1 \\ & , \\ & 1 - \exp\left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \left(\frac{d_N}{a_N}\right)^\psi\right)\right] = \varepsilon_N \end{aligned} \tag{2.10}$$

або в згорнутому вигляді (2.11)

$$1 - \exp \left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right) \right] = \varepsilon_i i = 1, \dots, N \quad (2.11)$$

Таким чином, завдання неадаптивної ідентифікації об'єкта тонкого грохочення зводиться до вирішення системи рівнянь (2.11). Ця система має дві істотні властивості, які визначають труднощі при її вирішенні: несумісність та трансцендентність. Несумісність пов'язана з тим, що кількість рівнянь більша, ніж невідомих, а трансцендентність – з складним видом функції (2.8). Основні труднощі пов'язані з розв'язанням несумісної системи рівнянь (2.11). Для вирішення несумісної системи рівнянь (2.8) скористаємося методом найменших квадратів, тобто мінімізуємо сумарну нев'язку правих та лівих частин рівнянь цієї системи. Для цього утворюємо функцію сумарної нев'язки у вигляді суми квадратів нев'язок кожного з цих рівнянь

$$\Psi(k) = \sum_{i=1}^N \left\{ \varepsilon_i - 1 + \exp \left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \left(\frac{d_i}{a_j} \right)^\psi \right) \right] \right\}^2. \quad (2.12)$$

Функція (2.12) невід'ємна та дорівнює нулю при збігу правих та лівих частин рівнянь системи. При цьому чим праві частини рівнянь системи (2.12) близькі до лівих, тим менше значення функції нев'язки (2.12). Це дає підставу вважати рішенням системи (2.12) таке значення параметра k_1 , при якому функція нев'язки мінімальна, тобто

$$\Psi(k_1) = \min_{k_1} \Psi(k_1) \quad (2.13)$$

Таким чином, для вирішення несумісної системи рівняння (2.11) достатньо мінімізувати функцію сумарної нев'язки (2.13), тобто

$$\Psi(k_1) \rightarrow \min_{k_1}. \quad (2.14)$$

Розв'язання задачі мінімізації (2.14) є досить складним, що пов'язано із структурою функції (2.8). Водночас можливий спосіб, що дозволяє спростити вирішення цього завдання. Для цього перетворюємо формулу (2.8) так, щоб параметр k_1 входив лінійно в перетворений вираз

$$\begin{aligned} \varepsilon &= 1 - \exp \left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \frac{d^\psi}{a} \right) \right], \\ 1 - \varepsilon &= \exp \left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \frac{d^\psi}{a} \right) \right], \\ \ln(1 - \varepsilon) &= -k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \frac{d^\psi}{a} \right). \end{aligned} \quad (2.15)$$

В рівняння (2.15) параметр k_1 входить лінійно. Користуючись інформацією (2.9) про вхідні і вихідні змінні процесу тонкого грохочення, отримуємо систему лінійних алгебраїчних рівнянь відносно невідомого параметра k

$$\ln(1 - \varepsilon_i) + k_1 \cdot k_2 \cdot \left[1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right] = 0, \quad i = 1, \dots, N. \quad (2.16)$$

Функція сумарної нев'язки для розв'язання несумісної системи рівнянь (2.16) запишеться у вигляді

$$\Phi(k) = \sum_{i=1}^N \left\{ \ln(1 - \varepsilon_i) + k_1 \cdot k_2 \cdot \left[1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right] \right\}^2. \quad (2.17)$$

Лінійність алгебраїчних рівнянь відносно невідомого параметра k_1 дозволяє звести задачу мінімізації функції (2.17) до вирішення лінійного рівняння. Вигляд функції (2.17) дозволяє вирішити задачу мінімізації (2.17), прирівнявши похідну нулю функції $\Phi(k_1)$, тобто

$$\Phi'(k_1) = 0 \quad (2.18)$$

Оскільки функція (2.16) є лінійною функцією щодо k_1 , то $\Phi(k)$ в (2.17) – квадратична функція, чим і обумовлюється лінійність рівняння (2.18). Справді, підставляючи (2.17) у (2.18) та диференціюючи, отримуємо після перетворень

$$\begin{aligned} \Phi'(k_1) &= 2 \sum_{i=1}^N \left\{ \ln(1 - \varepsilon_i) + k_1 \cdot k_2 \cdot \left[1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right] \right\} \cdot \left[1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right] = 0, \\ \sum_{i=1}^N \left[\ln(1 - \varepsilon_i) + k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right) \right] \cdot \left(1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right) &= 0, \\ \sum_{i=1}^N [\ln(1 - \varepsilon_i)] \cdot \left(1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right) &= -k_1 \cdot \sum_{i=1}^N \left(1 - \left(\frac{d_i}{a_i} \right)^\psi \right)^2 k_2 \end{aligned} \quad (2.19)$$

Вирішуючи рівняння (2.19) щодо параметра k , знаходимо оптимальну величину цього параметра

$$k_1 = - \frac{\sum_{i=1}^N [\ln(1 - \varepsilon_i)] \cdot \left(1 - k_2 \left(\frac{d_i}{a_i}\right)^\psi\right)}{\sum_{i=1}^N \left(1 - k_2 \left(\frac{d_i}{a_i}\right)^\psi\right)^2} \quad (2.20)$$

Таким чином, з урахуванням (2.20), математична модель сепараційної характеристики тонкого грохочення (2.8) приймає вигляд

$$\varepsilon = 1 - \exp \left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \frac{d^\psi}{a}\right) \right], \quad (0 < \frac{d}{a} < 1) \quad (2.21)$$

Треба підкреслити, що обмеження, які накладаються на змінні $\frac{d}{a}$ і ε , визначають обмеження на параметр k_1 і k_2 . Дійсно, наприклад при $\psi = 1$, повинно мати місце

$$\begin{aligned} \varepsilon &= 1 - \exp \left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \frac{d}{a}\right) \right], \\ 1 - \varepsilon &= \exp \left[-k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \frac{d}{a}\right) \right], \\ \ln(1 - \varepsilon) &= -k_1 \cdot k_2 \cdot \left(1 - \frac{d}{a}\right), \\ 1 - \frac{d}{a} &= \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{-k_1 \cdot k_2}, \quad \frac{d}{a} = 1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k_1 \cdot k_2} \end{aligned} \quad (2.22)$$

Оскільки,

$$0 < \frac{d}{a} < 1, \quad (2.23)$$

То

$$0 < 1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k_1 \cdot k_2} < 1, -k_1 \cdot k_2 < \ln(1 - \varepsilon) < 0, e^{-k_1 \cdot k_2} < 1 - \varepsilon < 1, \quad (2.24)$$

$$e^{-k_1 \cdot k_2} - 1 < -\varepsilon < 0, 1 - e^{-k_1 \cdot k_2} > \varepsilon > 0.$$

Таким чином, якщо параметр k_1 визначений по формулі (2.20), то величина сепараційної характеристики повинна задовольняти нерівності (2.24).

Необхідно підкреслити особливість застосування математичної моделі процесу тонкого гідрогрохочення (2.6), яка пов'язана з характером впливу вхідної змінної d , а значить і $\frac{d}{a}$, а також характеристиками пульпи $Tв$, $Pз$, ρ , які в свою чергу, залежать від вхідних змінних d і кількості рідини, що є відомою величиною для певного циклу. Вхідний вплив у вигляді частинок розміру d є випадковою величиною з деяким законом розділення, тому після процесу тонкого грохочення вихідна змінна у вигляді сепараційної характеристики вилучення в підрешітний продукт вузької фракції ε також є випадковою величиною, але вже з іншим законом розділення. Тому природно поставити питання, якою буде закон розділення сепараційної характеристики продукту вузької фракції ε як випадкової величини, але вже з іншим законом розділення.

Розглянемо математичну постановку задачі. Нехай крупність частинок d як безперервної випадкової величини задається щільністю розділення $f(d)$ [49]. Щільність розділення запишеться у вигляді

$$\varphi\left(\frac{d}{a}\right) = f\left(a \cdot \frac{d}{a}\right) \cdot a. \quad (2.25)$$

Необхідно знайти щільність розділення $g(\varepsilon)$ сепараційної характеристики ε , яка є випадковою величиною та визначається формулою (2.8). Насамперед слід зазначити, що функція (2.8) є монотонно спадаючою. Для підтвердження цього обчислимо похідну цієї функції

$$\varepsilon'\left(\frac{d}{a}\right) = -k \cdot \psi \cdot \frac{d^{\psi-1}}{a} \exp\left[-k \cdot \left(1 - \frac{d^{\psi}}{a}\right)\right], \quad (0 < \frac{d}{a} < 1). \quad (2.26)$$

Оскільки, згідно (2.26), має місце

$$\varepsilon' \left(\frac{d}{a} \right) < 0, \left(0 < \frac{d}{a} < 1 \right), \quad (2.27)$$

то функція (2.8) є монотонно спадаючою.

Оскільки функція (2.8) є монотонно спадаючою та диференційованою, то зворотна функція існує і є також монотонно спадаючою та диференційованою. При цьому формула, що визначає цю зворотну функцію, згідно (2.8), має послідовно вигляд

$$\begin{aligned} 1 - \varepsilon &= \exp \left[-k \cdot \left(1 - \frac{d^\psi}{a} \right) \right], \ln(1 - \varepsilon) = -k \cdot \left(1 - \frac{d^\psi}{a} \right), \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k} = \\ \frac{d^\psi}{a} - 1, \frac{d^\psi}{a} &= 1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k}, \frac{d}{a}(\varepsilon) = \left(1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}} \end{aligned} \quad (2.28)$$

Якщо на осі 0ε задати інтервал $(\varepsilon; \varepsilon + \Delta\varepsilon)$ і відобразити його з допомогою функції (2.28) на вісь $0\frac{d}{a}$, то отримаємо інтервал $(\frac{d}{a}; \frac{d}{a} + \Delta\frac{d}{a})$. Події $(\varepsilon < E < \varepsilon + \Delta\varepsilon)$ і $(\frac{d}{a} < H < \frac{d}{a} + \Delta\frac{d}{a})$ причинно детерміновані, оскільки функціонально пов'язані. Тому їхні ймовірності рівні, тобто

$$P(\varepsilon < E < \varepsilon + \Delta\varepsilon) = P\left(\frac{d}{a} < H < \frac{d}{a} + \Delta\frac{d}{a}\right). \quad (2.29)$$

Тоді, згідно з визначенням щільності розділення сепараційної характеристики, має місце

$$g(\varepsilon) = \lim_{\Delta\varepsilon \rightarrow 0} \frac{P(\varepsilon < E < \varepsilon + \Delta\varepsilon)}{\Delta\varepsilon} \quad (2.30)$$

Враховуючи (2.29), формулу (2.30) подаємо у вигляді

$$g(\varepsilon) = \lim_{\Delta\varepsilon \rightarrow 0} \frac{P(\frac{d}{a} < H < \frac{d}{a} + \Delta \frac{d}{a})}{\Delta\varepsilon} \quad (2.31)$$

Беручи до уваги, що функція (2.28) диференційована, можна записати вираз для збільшення

$$\Delta \frac{d}{a} = \frac{d'}{a}(\varepsilon) \Delta\varepsilon \quad (2.32)$$

Оскільки, згідно (2.28),

$$\frac{d'}{a}(\varepsilon) = \frac{1}{k \cdot \psi \cdot (\varepsilon - 1)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi} - 1}, \quad (2.33)$$

то формула (2.32) набуває вигляду

$$\Delta \frac{d}{a} = \frac{1}{k \cdot \psi \cdot (\varepsilon - 1)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi} - 1} \Delta\varepsilon, \quad (2.34)$$

Або

$$\Delta\varepsilon = k \cdot \psi \cdot (\varepsilon - 1) \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k} \right)^{1 - \frac{1}{\psi}} \Delta \frac{d}{a}. \quad (2.35)$$

Підставляючи (2.35) у формулу (2.31), знаходимо

$$g(\varepsilon) = \lim_{\Delta\varepsilon \rightarrow 0} \frac{P(\frac{d}{a} < H < \frac{d}{a} + \Delta \frac{d}{a})}{\Delta \frac{d}{a}} \left| \frac{1}{k \cdot \psi \cdot (\varepsilon - 1)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi} - 1} \right|, \quad (2.36)$$

або, враховуючи, що $\varepsilon < 1$, отримуємо

$$g(\varepsilon) = \lim_{\Delta\varepsilon \rightarrow 0} \frac{P(\frac{d}{a} < D < \frac{d}{a} + \Delta\frac{d}{a})}{\Delta\frac{d}{a}} \frac{1}{k \cdot \psi \cdot (1-\varepsilon)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}-1}. \quad (2.37)$$

Відповідно до визначення щільності розділення для крупності частинок, як випадкової величини, має місце рівність

$$\varphi\left(\frac{d}{a}\right) = \lim_{\Delta\eta \rightarrow 0} \frac{P(\frac{d}{a} < D < \frac{d}{a} + \Delta\frac{d}{a})}{\Delta\frac{d}{a}}. \quad (2.38)$$

Враховуючи, що внаслідок неперервності функції (2.28) із $\Delta\varepsilon \rightarrow 0$ витікає $\Delta\frac{d}{a} \rightarrow 0$, формула (2.37) з урахуванням (2.38) набуває вигляду

$$g(\varepsilon) = \lim_{\Delta\frac{d}{a} \rightarrow 0} \frac{P(\frac{d}{a} < H < \frac{d}{a} + \Delta\frac{d}{a})}{\Delta\frac{d}{a}} \frac{1}{k \cdot \psi \cdot (1-\varepsilon)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}-1}, \quad (2.39)$$

$$g(\varepsilon) = \varphi\left(\frac{d}{a}\right) \frac{1}{k \cdot \psi \cdot (1-\varepsilon)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}-1}.$$

І, нарешті, користуючись формулою (2.28), отримуємо остаточний вираз для щільності розділення сепараційної характеристики

$$g(\varepsilon) = \varphi \left[\left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{1}{k \cdot \psi \cdot (1-\varepsilon)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}-1} \quad (2.40)$$

Враховуючи (2.25), формула (2.40) прийме вигляд

$$g(\varepsilon) = f \left[a \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{a}{k \cdot \psi \cdot (1-\varepsilon)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}-1}. \quad (2.41)$$

Знаючи щільність розділення крупності частинок $\varphi\left(\frac{d}{a}\right)$, її інтегральна функція розділення запишеться у вигляді

$$\Phi\left(\frac{d}{a}\right) = \int_0^{\frac{d}{a}} \varphi(x) dx \quad (2.42)$$

У свою чергу, інтегральна функція розділення сепараційної характеристики набуде вигляду

$$G(\varepsilon) = \int_0^\varepsilon g(x) dx. \quad (2.43)$$

З урахуванням (2.40) формула (2.43) послідовно запишеться так,

$$\begin{aligned} G(\varepsilon) &= \int_0^\varepsilon \varphi \left[\left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{1}{k * \psi * (1-x)} \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}-1} \\ dx &= \left| \begin{array}{ll} y = \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}} & dy = \frac{1}{k * \psi * (1-x)} * \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}-1} \\ x = 0 \rightarrow y = 1 & x = \varepsilon \rightarrow y = \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}} \end{array} \right| \\ dx &= \int_1^{\left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}}} \varphi(y) dy \\ G(\varepsilon) &= \int_1^{\left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}}} \varphi(y) dy = \int_1^0 \varphi(y) dy + \int_0^{\left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}}} \varphi(y) dy = \int_0^{\left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}}} \varphi(y) dy - \int_0^1 \varphi(y) dy \end{aligned} \quad (2.44)$$

Таким чином, інтегральна функція розділення сепараційної характеристики пов'язана з інтегральною функцією розділення крупності частинок рівністю

$$G(\varepsilon) = \Phi \left[\left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{1}{\psi}} \right] - \Phi(1). \quad (2.45)$$

Знання щільності розділення крупності частинок дозволяє обчислити числові характеристики цих змінних. Так, математичне очікування, дисперсія та

середньоквадратичне відхилення крупності частинок знаходяться відповідно за формулами

$$M[D] = \int_0^{\infty} x \cdot f(x) dx, \quad (2.46)$$

$$D[D] = \int_0^{\infty} (x - M[D])^2 f(x) dx, \quad (2.47)$$

$$\sigma_d = \sqrt{\int_0^{\infty} (x - M[D])^2 f(x) dx}. \quad (2.48)$$

Аналогічно знаходяться числові характеристики сепараційної характеристики.

Так, математичне очікування, дисперсія і середньоквадратичне відхилення сепараційної характеристики з урахуванням (2.40) знаходяться відповідно за формулами

$$M[E] = \int_0^1 x \cdot \varphi(x) dx = \frac{1}{k \cdot \psi} \int_0^1 \varphi \left[\left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{x}{(1-x)} \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}-1} dx, \quad (2.49)$$

$$D[E] = \frac{1}{k \cdot \psi} \int_0^1 (x - M[E])^2 \cdot \varphi \left[\left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{1}{(1-x)} \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}-1} dx, \quad (2.50)$$

$$\sigma_\varepsilon = \sqrt{\frac{1}{k \cdot \psi} \int_0^1 (x - M[E])^2 \varphi \left[\left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{1}{(1-x)} \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}-1} dx}. \quad (2.51)$$

Якщо враховувати розміри отворів a , то згідно формулі (2.25) формули (2.49), (2.50) і (2.51) запишуться у вигляді

$$M[E] = \int_0^1 x \cdot g(x) dx = \frac{a}{k \cdot \psi} \int_0^1 x \cdot f \left[a \cdot \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{1}{(1-x)} \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}-1} dx, \quad (2.52)$$

$$D[E] = \int_0^1 (x - M[E])^2 \cdot g(x) dx = \frac{a}{k \cdot \psi} \int_0^1 (x - M[E])^2 \cdot f \left[a \cdot \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{1}{(1-x)} \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}-1} dx, \quad (2.53)$$

$$\sigma_\varepsilon = \sqrt{\frac{a}{k \cdot \psi} \int_0^1 (x - M[E])^2 \cdot f \left[a \cdot \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \frac{1}{(1-x)} \left(1 + \frac{\ln(1-x)}{k} \right)^{\frac{1}{\psi}-1} dx}. \quad (2.54)$$

2.3. Імітаційне моделювання процесу тонкого грохочення

При дослідженні розділення крупності частинок часто використовують розділення Розіна - Раммлера - Шперлінга - Боннета, іменоване як RRSB [50], інтегральна функція якого має вигляд

$$F(d) = 1 - e^{-\left(\frac{d}{\Delta}\right)^n}, \quad d > 0, \quad (2.55)$$

де Δ і n – параметри.

Щільність цього розділення представиться як похідна від інтегральної функції розділення (2.56)

$$f(d) = F'(d) = \frac{n}{\Delta^n} d^{n-1} e^{-\left(\frac{d}{\Delta}\right)^n}, \quad d > 0. \quad (2.56)$$

Математичне очікування крупності частинок розділення RRSB з урахуванням (2.56) з допомогою інтегрування частинами записується через гамма-функцію Ейлера [51]

$$M[D] = \int_0^\infty x \cdot f(x) dx = n \int_0^\infty \left(\frac{x}{\Delta} \right)^n e^{-\left(\frac{x}{\Delta}\right)^n} dx = \Delta \cdot \Gamma\left(1 + \frac{1}{n}\right), \quad (2.57)$$

де $\Gamma(1 + \alpha) = \int_0^\infty t^\alpha e^{-t} dt$ – гамма-функція Ейлера.

Дисперсія крупності частинок розділення RRSB також виражається через гамма-функцію Ейлера

$$D[D] = \int_0^\infty (x - M[D])^2 \cdot f(x) dx = \Delta^2 \left[\Gamma \left(1 + \frac{2}{n} \right) - \Gamma^2 \left(1 + \frac{1}{n} \right) \right]. \quad (2.58)$$

У свою чергу середньоквадратичне відхилення крупності частинок розділення RRSB запишеться у вигляді

$$\sigma_d = \Delta \sqrt{\Gamma \left(1 + \frac{2}{n} \right) - \Gamma^2 \left(1 + \frac{1}{n} \right)}. \quad (2.59)$$

Необхідно відзначити, що в формулі (2.56) величина Δ характеризує середній розмір частинок, а величина n визначає купчастість розділення частинок щодо середнього розміру.

У випадку наявності розділення RRSB, згідно (2.39), щільність розділення підрешітної сепараційної характеристики продукту грохочення запишеться так

$$g(\varepsilon) = \frac{n}{k \cdot \psi \cdot (1 - \varepsilon)} \left(\frac{a}{\Delta} \right)^n \left(1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k} \right)^{\frac{n}{\psi} - 1} \cdot e^{-\left(\frac{a}{\Delta} \right)^n \cdot \left(1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k} \right)^{\frac{n}{\psi}}} \quad (2.60)$$

Математичне очікування сепараційної характеристики знаходиться по формулі

$$M[E] = \int_0^1 x g(x) dx, \quad (2.61)$$

або з урахуванням (2.60)

$$M[E] = \int_0^1 \varepsilon \cdot g(\varepsilon) d\varepsilon = \frac{n}{k \cdot \psi} \left(\frac{a}{\Delta} \right)^n \int_0^1 \frac{\varepsilon}{(1 - \varepsilon)} \left(1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k} \right)^{\frac{n}{\psi} - 1} \cdot e^{-\left(\frac{a}{\Delta} \right)^n \cdot \left(1 + \frac{\ln(1 - \varepsilon)}{k} \right)^{\frac{n}{\psi}}} d\varepsilon. \quad (2.62)$$

Дисперсія сепараційної характеристики знаходиться по формулі

$$D[E] = \int_0^1 x^2 g(x) dx - M^2[E], \quad (2.63)$$

або з урахуванням (2.59)

$$D[E] = \frac{n}{k \cdot \psi} \left(\frac{a}{\Delta}\right)^n \int_0^1 \frac{\varepsilon^2}{(1-\varepsilon)} \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{n}{\psi}-1} \cdot e^{-\left(\frac{a}{\Delta}\right)^n \cdot \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{\frac{n}{\psi}}} d\varepsilon - M^2[E]. \quad (2.64)$$

В свою чергу, середньоквадратичне відхилення визначається формулою

$$\sigma_\varepsilon = \sqrt{D[E]} \quad (2.65)$$

Приклад імітаційного моделювання процесу тонкого грохочення

В подальшому, розрахунки проводились шляхом використання математичного пакета Mathcad [52] та електронних таблиць Microsoft Excel [53].

Відповідно до вхідної інформації на вхід процесу тонкого грохочення надходить рудна шихта, фракційний склад якої, представлений на рисунку 2.2 та в таблиці 2.1.

Аналіз гранулометричного складу вхідної рудної шихти дав можливість припустити, що має місце розділення RRSB крупності вхідної рудної шихти, що описується формулою (2.55).

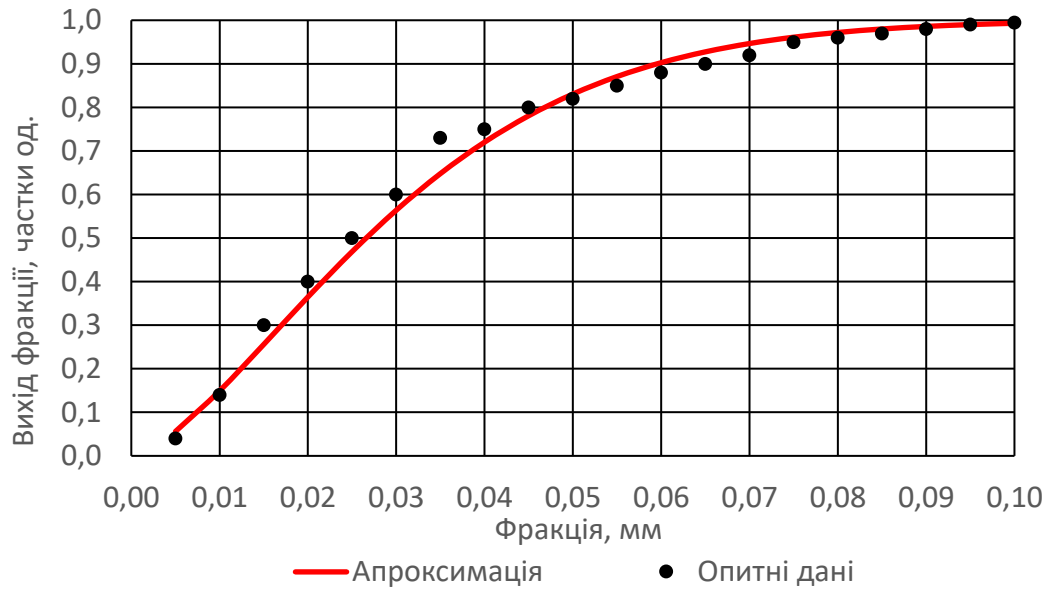


Рисунок 2.2. Гранулометричний склад вхідної рудної шихти

Для знаходження параметрів, що входять до формули (2.55), скористаємося методом найменших квадратів (МНК) [54]. Для зручності використання МНК перетворимо формулу (2.55) так, щоб невідомі параметри входили в неї лінійно. Для цього скористаємося послідовно діями

$$\begin{aligned}
 1 - F(d) &= e^{-\left(\frac{d}{\Delta}\right)^n}, \ln(1 - F(d)) = -\left(\frac{d}{\Delta}\right)^n, \\
 -\ln(1 - F(d)) &= \left(\frac{d}{\Delta}\right)^n, \ln(-\ln(1 - F(d))) = n \cdot \ln d - n \ln \Delta
 \end{aligned}
 \tag{2.66}$$

Вводячи в (2.66) позначення

$$y = \ln(-\ln(1 - F(d))), x = \ln d, a = -n \ln \Delta, \tag{2.67}$$

отримаємо формулу, в яку шукані параметри входять лінійно

$$y = a + n \cdot x. \tag{2.68}$$

У таблиці 2.1 подано результати розрахунків за формулами (2.67). Згідно неадаптивного алгоритму МНК для знаходження параметрів a і n треба підставити пари значень (x_i, y_i) , $(i = 1, 2, \dots, 20)$ з таблиці 2.1 в формулу (2.67). В результаті добудем систему з 20 рівнянь з двома невідомими, яку можна записати у вигляді

$$a + n \cdot x_i = y_i, i = 1, \dots, 20. \quad (2.69)$$

Таблиця 2.1

Результати розрахунків за формулами (2.67)

№	Фракції (d), мм	Емпірична функція розділення $F_n(d)$	x	y	Теоретична функція розділення $F(d)$	$ F_n(d) - F(d) $
1	0.005	0.04	-5.2983	-3.1985	0.055	0.016
2	0.01	0.14	-4.6052	-1.8916	0.147	0.009
3	0.015	0.3	-4.1997	-1.0309	0.251	0.044
4	0.020	0.4	-3.9120	-0.6717	0.359	0.035
5	0.025	0.5	-3.6889	-0.3665	0.461	0.031
6	0.030	0.6	-3.5066	-0.0874	0.555	0.036
7	0.035	0.73	-3.3524	0.2695	0.639	0.082
8	0.040	0.75	-3.2189	0.3266	0.711	0.030
9	0.045	0.8	-3.1011	0.4759	0.772	0.019
10	0.05	0.82	-2.9957	0.5393	0.823	0.011
11	0.055	0.85	-2.9004	0.6403	0.864	0.021
12	0.06	0.88	-2.8134	0.7515	0.897	0.023
13	0.065	0.9	-2.7334	0.8340	0.922	0.028
14	0.07	0.92	-2.6593	0.9265	0.942	0.027
15	0.075	0.95	-2.5903	1.0972	0.958	0.011
16	0.08	0.96	-2.5257	1.1690	0.969	0.012
17	0.085	0.97	-2.4651	1.2546	0.978	0.010
18	0.09	0.98	-2.4079	1.3641	0.984	0.006
19	0.095	0.99	-2.3539	1.5272	0.989	0.000
20	0.10	0.0995	-2.3026	1.6674	0.992	0.002

Завдання неадаптивної ідентифікації зводиться до розв'язання системи рівнянь (2.69). Враховуючи, що число рівнянь в (2.69) більше ніж невідомих ($20 > 2$), ця система є несумісною. Для розв'язання цієї системи застосовується МНК, шляхом мінімізації сумарної нев'язки правих і лівих частин рівнянь цієї системи. Для цього утворюється функція сумарної нев'язки у вигляді суми квадратів нев'язок кожного з рівнянь

$$Q(a, n) = \sum_{i=1}^{20} (a + n \cdot x_i - y_i)^2. \quad (2.70)$$

Для вирішення несумісної системи рівнянь (2.70) достатньо мінімізувати функцію сумарної нев'язки (2.70), тобто

$$Q(a, n) \rightarrow \min_{a, n}. \quad (2.71)$$

Простий вигляд функції (2.69) дозволяє вирішити задачу мінімізації (2.60), прирівнявши нулю частині похідні функції (2.70), тобто

$$\frac{\partial Q(a, n)}{\partial a} = 0, \frac{\partial Q(a, n)}{\partial n} = 0. \quad (2.72)$$

Оскільки функція в (2.69) є лінійною відносно параметрів, то (2.70) – квадратична функція, чим і зумовлюється лінійність системи рівнянь (2.72).

Підставляючи (2.69) в (2.70) і диференціюючи, отримуємо систему двох лінійних алгебраїчних рівнянь

$$\begin{aligned} \frac{\partial}{\partial a} \sum_{i=1}^{20} (a + n \cdot x_i - y_i)^2 &= 2 \sum_{i=1}^{20} (a + n \cdot x_i - y_i) = 0, \\ \frac{\partial}{\partial n} \sum_{i=1}^{20} (a + n \cdot x_i - y_i)^2 &= 2 \sum_{i=1}^{20} (a + n \cdot x_i - y_i) \cdot x_i = 0. \end{aligned} \quad (2.73)$$

Після очевидних перетворень отримуємо

$$\begin{aligned}\sum_{i=1}^{20}(a + n \cdot x_i - y_i) &= 0, \\ \sum_{i=1}^{20}(a + n \cdot x_i - y_i) \cdot x_i &= 0.\end{aligned}\tag{2.74}$$

Застосовуючи властивість операції підсумовування, отримуємо

$$\begin{aligned}20a + n \sum_{i=1}^{20} x_i &= \sum_{i=1}^{20} y_i, \\ a \sum_{i=1}^{20} x_i + n \sum_{i=1}^{20} x_i^2 &= \sum_{i=1}^{20} x_i y_i\end{aligned}\tag{2.75}$$

Переходячи до позначень через середні остаточно отримуємо

$$\begin{cases} a + \bar{x} \cdot n = \bar{y} \\ \bar{x} \cdot a + \bar{x}^2 \cdot n = \overline{xy} \end{cases}\tag{2.76}$$

де

$$\bar{x} = \frac{1}{20} \sum_{i=1}^{20} x_i,$$

$$\bar{y} = \frac{1}{20} \sum_{i=1}^{20} y_i,$$

$$\bar{x}^2 = \frac{1}{20} \sum_{i=1}^{20} x_i^2$$

$$\overline{xy} = \frac{1}{20} \sum_{i=1}^{20} x_i y_i.$$

Вирішення системи рівнянь (2.76) можна знайти за формулами Крамера [55]

$$a = \frac{\Delta_1}{\Delta}, n = \frac{\Delta_2}{\Delta},\tag{2.77}$$

$$\text{де } \Delta = \begin{vmatrix} 1 & \bar{x} \\ \bar{x} & \bar{x}^2 \end{vmatrix} = \bar{x}^2 - (\bar{x})^2,$$

$$\Delta_1 = \left| \begin{array}{cc} \bar{y} & \bar{x} \\ \overline{xy} & \bar{x}^2 \end{array} \right| = \bar{y} \cdot \bar{x}^2 - \bar{x} \cdot \overline{xy},$$

$$\Delta_2 = \left| \begin{array}{cc} 1 & \bar{y} \\ \bar{x} & \overline{xy} \end{array} \right| = \overline{xy} - \bar{x} \cdot \bar{y}.$$

В таблиці 2.2 подано результати обчислення середніх згідно формулам (2.76).

Таблиця 2.2

Результати обчислення середніх згідно формулам (2.76)

№	x_i	y_i	x_i^2	$x_i \cdot y_i$
1	-5.2983	-3.1985	28.0722	16.9468
2	-4.6052	-1.8916	21.2076	8.7114
3	-4.1997	-1.0309	17.6375	4.3296
4	-3.9120	-0.6717	15.3039	2.6278
5	-3.6889	-0.3665	13.6078	1.3520
6	-3.5066	-0.0874	12.2959	0.3065
7	-3.3524	0.2695	11.2386	-0.9035
8	-3.2189	0.3266	10.3612	-1.0514
9	-3.1011	0.4759	9.6168	-1.4758
10	-2.9957	0.5393	8.9744	-1.6156
11	-2.9004	0.6403	8.4124	-1.8572
12	-2.8134	0.7515	7.9153	-2.1144
13	-2.7334	0.8340	7.4713	-2.2797
14	-2.6593	0.9265	7.0717	-2.4639
15	-2.5903	1.0972	6.7095	-2.8420
16	-2.5257	1.1690	6.3793	-2.9527
17	-2.4651	1.2546	6.0767	-3.0928
18	-2.4079	1.3641	5.7982	-3.2846
19	-2.3539	1.5272	5.5407	-3.5948
20	-2.3026	1.6674	5.3019	-3.8393
Середні	-3.1815	0.2798	10.7497	0.0453

Згідно даних таблиці 2.2 система рівнянь (2.76) запишеться у вигляді

$$\begin{cases} a - 3.1815 \cdot n = 0.2798 \\ -3.1815 \cdot a + 10.7497 \cdot n = 0.0453 \end{cases} \quad (2.78)$$

Користуючись формулами Крамера (2.77) знаходимо величини визначників

$$\Delta = 10.7497 - 3.1815^2 = 0.628 \quad (2.79)$$

$$\Delta_1 = 0.2798 \cdot 10.7497 + 3.1815 \cdot 0.0453 = 3.152 \quad (2.80)$$

$$\Delta_2 = 0.0453 \cdot 1 + 0.2798 \cdot 3.1815 = 0.935 \quad (2.81)$$

В результаті розв'язок системи (2.76) запишеться у вигляді

$$a = \frac{\Delta_1}{\Delta} = \frac{3.152}{0.628} = 5.02, n = \frac{\Delta_2}{\Delta} = \frac{0.935}{0.628} = 1.489 \quad (2.82)$$

Згідно заміни (2.67), з урахуванням (2.82), знаходимо

$$\Delta = e^{-\frac{a}{n}} = e^{-\frac{5.02}{1.489}} = 0.034. \quad (2.83)$$

Підставляючи (2.82) та (2.83) у формулу (2.55), отримуємо аналітичну форму запису закону розділення RRSB крупності вхідної рудної шихти

$$F(d) = 1 - e^{-\left(\frac{d}{0.034}\right)^{1.489}}. \quad (2.83)$$

У таблиці 2.1 та на рисунку 2.1 наведено результати розрахунків за формулою (2.76).

Доцільно, скориставшись критерієм згоди, перевірити гіпотезу про вид закону розділення, обраний у вигляді теоретичного. Найбільш простим у нашому випадку критерієм перевірки гіпотези про вид закону розділення є критерій О.М. Колмогорова [56]. Цей критерій використовує максимальне значення абсолютної величини різниці між емпіричною функцією розділення та відповідною теоретичною функцією розділення, тобто

$$D = \max_d |F_n(d) - F(d)|. \quad (2.84)$$

О.М. Колмогоров довів, що для будь-якого виду безперервної функції розділення $F(d)$ при необмеженому зростанні числа незалежних спостережень n , ймовірність нерівності

$$D\sqrt{n} \geq \lambda \quad (2.85)$$

прямує до межі

$$P(\lambda) = 1 - \sum_{k=-\infty}^{\infty} (-1)^k e^{-2k^2 \lambda^2}. \quad (2.86)$$

Для ймовірності (2.86) складено таблицю, яка наведена в [57]. За цією таблицею знаходиться ймовірність (2.86), яка відповідає тому, що за рахунок випадкових причин максимальна абсолютна розбіжність (2.84) буде не меншою, ніж спостерігається. Якщо ймовірність (2.86) досить велика, можна вважати, що гіпотеза про закон розділення вважається сумісною з результатами експерименту. Згідно з даними, наведеними в останньому стовпці таблиці 2.1, величина (2.84)

$$D = 0,082. \quad (2.87)$$

Тоді, згідно (2.82), формула (2.85) набуває значення

$$\lambda_0 = D\sqrt{n} = 0.082 \cdot \sqrt{20} = 0.367. \quad (2.88)$$

За таблицею, наведеною в [14], знаходимо

$$P(\lambda_0) = 0,995. \quad (2.89)$$

Оскільки отримана ймовірність (2.89) досить велика, можна зробити висновок, що розбіжність між емпіричною і теоретичною функціями розділення несуттєва. Таким чином, цю розбіжність можна пояснити випадковістю, тобто дані експерименту добре узгоджуються з гіпотезою про те, що розмір фракцій у рудній шихті є випадковою величиною, яка має розділення RRSB.

Щільність розділення RRSB, згідно (2.83), представиться у вигляді

$$f(d) = 228.835 \cdot d^{0.489} \cdot e^{-\left(\frac{d}{0.034}\right)^{1.489}} \quad (2.90)$$

Графік щільності розділення (2.90) представлений на рисунку 2.3.

Математичне очікування крупності вхідної рудної шихти з урахуванням (2.57) запишеться так

$$M[D] = \Delta \cdot \Gamma\left(1 + \frac{1}{n}\right) = 0.034 \cdot \Gamma\left(1 + \frac{1}{1.489}\right) = 0.031. \quad (2.91)$$

Дисперсія крупності вихідної рудної шихти згідно (2.58) запишеться у вигляді

$$D[D] = 0.034^2 \left[\Gamma\left(1 + \frac{2}{1.489}\right) - \Gamma^2\left(1 + \frac{1}{1.489}\right) \right] = 4.42 \cdot 10^{-4} \quad (2.92)$$

Згідно (2.59) середньоквадратичне відхилення становить величину

$$\sigma_d = \sqrt{D[D]} = 0.021 \quad (2.93)$$

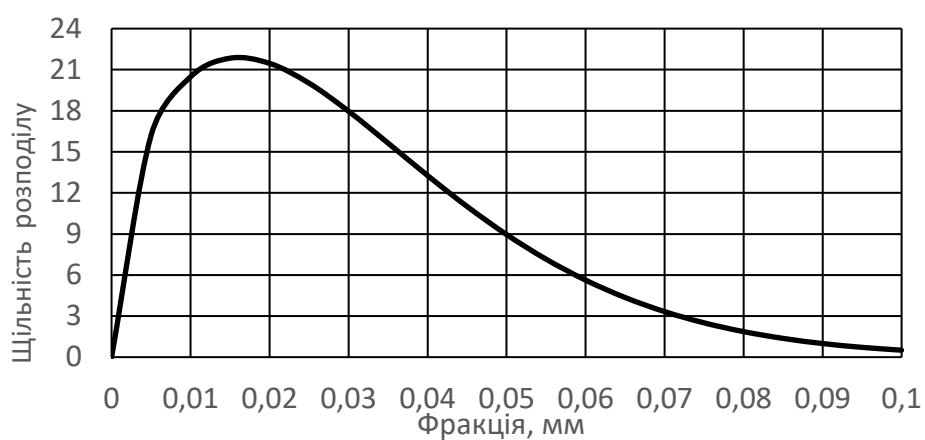


Рисунок 2.3. Щільність розділення крупності вхідної рудної шихти

Для обчислення коефіцієнтів k_1 і k_2 використаємо експериментальні дані. Знайдемо коефіцієнт k_2 за експериментальними даними з табл. 2.3.

Таблица 2.3

Експериментальні дані

№	Щільність твердого ρ , г/см ³	Тверде по масі , Тв, %	Розрідження Рз
1	4,74	47,10	1,12
2	4,77	47,30	1,13
3	4,73	49,90	1,00
4	4,71	51,80	0,93
5	4,78	47,9	1,09
6	4,76	51,7	0,93
7	4,74	42,9	1,33
8	4,81	43,2	1,31
9	4,71	42,6	1,35
10	4,74	44,2	1,26

Звернемось до регресійного аналізу і використаємо пакет STATGRAF [58].

Перед проведенням регресійного аналізу необхідно провести кодування параметрів-факторів. Кодування факторів дозволяє перевести натуральні значення факторів у безрозмірні величини, що забезпечує можливість порівняльної оцінки впливу різних параметрів незалежно від їх розмірності.

Зв'язок між кодованим та натуральним виразом фактору задається формулою:

$$x_i = \frac{X_i - X_{i0}}{\Delta X_i}, \quad (2.94)$$

де - x_i кодований вираз i -го фактору; X_i - натуральне значення фактору; X_{i0} - значення i -го фактору на нульовому рівні; ΔX_i - інтервал варіювання i -го фактору. Вихідні та нормалізовані фактори показані в табл. 2.4

Таблиці 2.4

Вихідні та нормалізовані фактори

фактор	позначення	Рівні факторів					
		-2	-1	0	1	2	ΔX_i
Тв	А	42,6	44,9	47,2	49,5	51,8	2,3
Рз	В	0,93	1,035	1,14	1,245	1,35	0,105
ρ	С	4,71	4,735	4,76	4,785	4,81	0,025
Нормалізовані фактори							
Тв	Тв	-2	-1	0	1	2	
Рз	Рз	-2	-1	0	1	2	
ρ	ρ	-2	-1	0	1	2	

Узагальнена регресійна залежність коефіцієнта пульпи від трьох факторів для розрахунку задавалися у вигляді полінома другого ступеня з урахуванням взаємного впливу змінних:

$$Y = a_0 + \sum_i^m a_i \cdot x_i + \sum_i^m a_i \cdot x_i^2 + \sum_{i < j}^m a_{ij} \cdot x_i \cdot x_j, \quad (2.95)$$

де Y - функція відгуку (k_2); a_0 – вільний член рівняння; $Y = a_i \cdot x_i$, $a_{ii} \cdot x_i^2$ - лінійні та квадратичні доданки; $\pm a_{ij} \cdot x_i \cdot x_j$ - доданки парних творів факторів; $m = 3$ – кількість змінних факторів

Коефіцієнти заданої залежності визначалися методом найменших квадратів засобами прикладного пакета обробки статистичних даних Statgraphics Plus [58].

В результаті розрахунку на основі даних таблиці 2.4 було встановлено узагальнену регресійну залежність коефіцієнта k_2 від трьох параметрів - характеристик пульпи

$$\begin{aligned} k_2 = & 1,059 + 0,009169T_b - 0,007529P_3 + 0,007995\rho - \\ & - 0,012813T_b^2 - 0,001625T_bP_3 + 0,003375T_b \cdot \rho - \\ & - 0,008224P_3^2 - 0,023625P_3 \cdot \rho + 0,0117593\rho^2 \end{aligned} \quad (2.96)$$

За знаком коефіцієнта регресії a_i можна визначити вплив відповідного фактору x_i на функцію: позитивний знак свідчить про зростання функції при збільшенні фактору, негативний - про зниження. Абсолютне значення коефіцієнта a_i показує, наскільки зміниться результативна ознака за зміни відповідного чинника на одиницю. Коефіцієнти взаємодій ($\pm a_{ij} \cdot x_i \cdot x_j$) оцінюють вплив одного фактору в залежності від рівня, на якому знаходиться інший фактор. Знак плюс коефіцієнта вказує на те, що одночасне збільшення або зменшення факторів призводить до зростання відгуку. Якщо коефіцієнт взаємодії має знак мінус, то зростання величини відгуку (досліджуваної функції) забезпечується у тому випадку, якщо один із факторів зменшуватиметься, а інший збільшуватиметься.

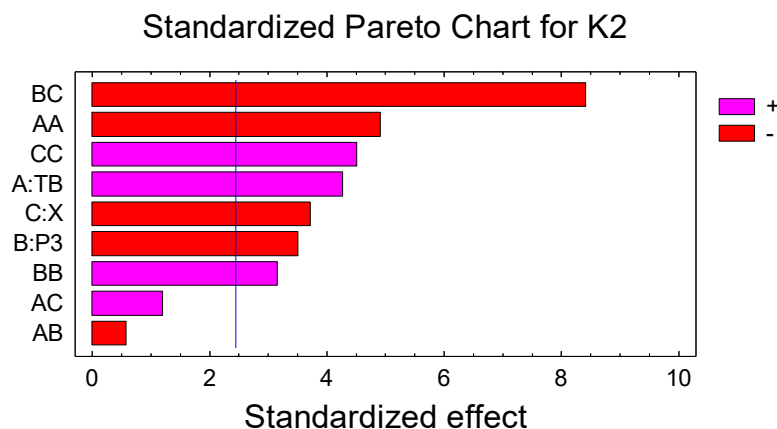
Таблиця дисперсійного аналізу (таблиця 2.5) дозволяє оцінити статистичну значущість коефіцієнтів отриманої регресійної моделі. Коефіцієнти моделі, для яких p -рівень (p -value) менше 0,05, вважаються статистично значущими при довірчій ймовірності 95%. Як видно з наведених в таблиці 3 даних, статистично значущими є коефіцієнти при лінійних та квадратичних членах рівняння регресії і коефіцієнт при P_3 р. Ці висновки треба перевірити на Парето-графіку (рисунку 2.3).

Таблиця 2.6

Таблиця дисперсійного аналізу

Фактор	$Tв$	$Pз$	ρ	$Tв\ Tв$	$Tв\ Pз$	$Tв\ \rho$	$Pз\ Pз$	$Pз\ \rho$	$\rho\ \rho$
Позначення	A	B	C	AA	AB	AC	BB	BC	CC
p-value *10 ⁻²	0,53	1,27	0,98	0,27	58,36	27,44	1,97	0,02	0,41

Розглянемо вплив обраних параметрів-характеристик пульпи на коефіцієнт пульпи, тобто функцію відгуку. На Парето-графіку (рисунок 2.3) показано вплив кожного фактору і групи факторів на коефіцієнт k_2 (в процентах), де параметри позначені згідно табл. 2.5.

Рисунок 2.4. Вплив кожного фактору і групи факторів на коефіцієнт k_2

З рисунку 2.4 можна оцінити статистичну значущість коефіцієнтів моделі. Коефіцієнти, для яких p-рівень (p-value) менше 0,05 (див. таблицю 2.6) вважаються статистично значущими при довірчій імовірності 95%. На Парето-графіку для цього існує вертикальна лінія, що відповідає довірчій імовірності 95%. Горизонтальні стовпчики, що перетинають лінію, показують статистичну значущість відповідних коефіцієнтів.

З графіка видно, що найбільший вплив на величину k_2 надає параметр розрідженість помножена на щільність твердого ($P_3 \rho$), а також вміст твердого (T_v) і щільність твердого в других ступенях. Причому, останні два параметри мають вплив протилежного напрямку, тобто зі збільшенням вмісту твердого величина коефіцієнту k_2 збільшується, а з збільшенням щільності твердого величина коефіцієнту k_2 зменшується. Трохи меншою мірою є вплив всіх параметрів пульпи в першому ступені, які мають також різні за напрямом впливи, саме, зі збільшенням щільності і розрідженості величина k_2 збільшується, а їх добуток має найбільший позитивний вплив серед всіх коефіцієнтів. В той же час зі збільшенням вмісту твердого в першому ступені, як і зі збільшенням розрідженості в другому ступені величина k_2 – зменшується.

З огляду на цей аналіз скорочуємо вираз для коефіцієнту пульпи k_2 : не беремо до уваги доданки з не значущими коефіцієнтами моделі, які мають менший вплив на коефіцієнт пульпи, тоді вираз для коефіцієнту пульпи k_2 :

$$k_2 = 1,059 + 0,009169T_v - 0,007529P_3 + 0,007995\rho - 0,012813T_v^2 - 0,008224P_3^2 - 0,023625P_3 \cdot \rho + 0,0117593\rho^2 \quad (2.97)$$

Визначимо залежність k_2 від сукупності аналізованих параметрів.

При розрахунку парних регресійних залежностей варіювався кожен із трьох параметрів при фіксованих значеннях інших змінних, які приймалися рівними їх середнім значенням, тобто рівні відповідних факторів приймалися рівними 0. На рисунках 2.5 – 2.7 представлені розрахункові гіперповерхні залежностей k_2 від аналізованих факторів.

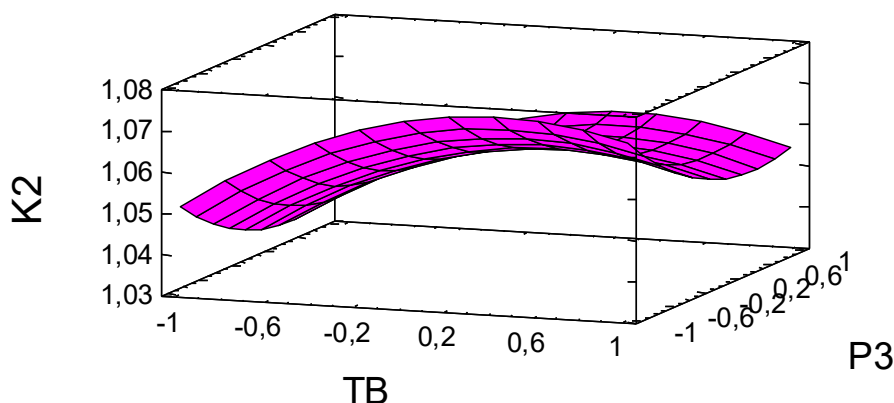
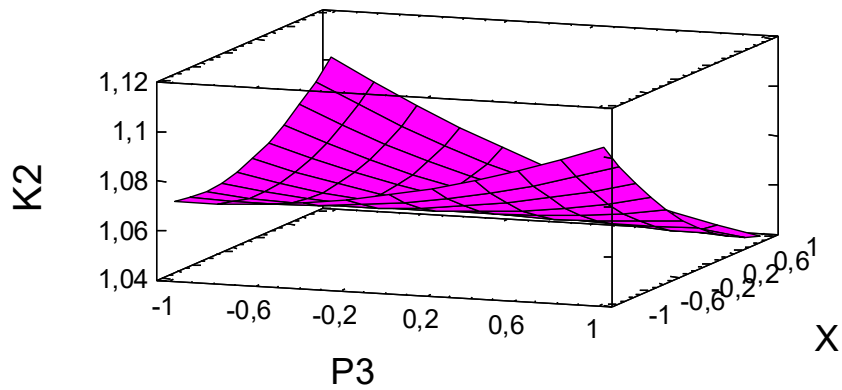
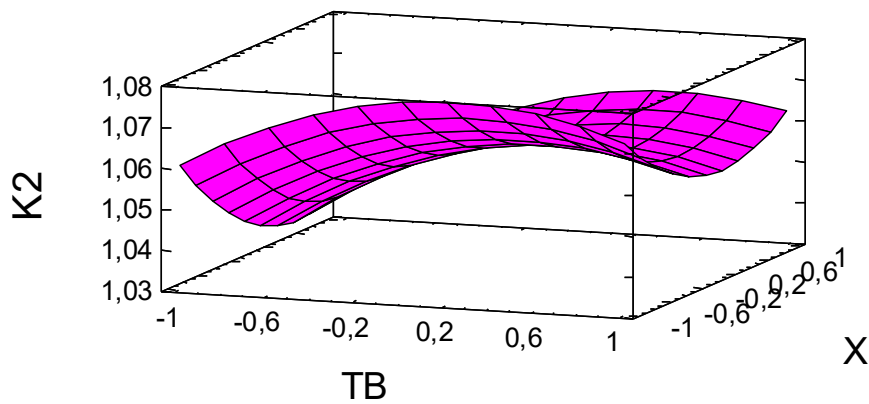
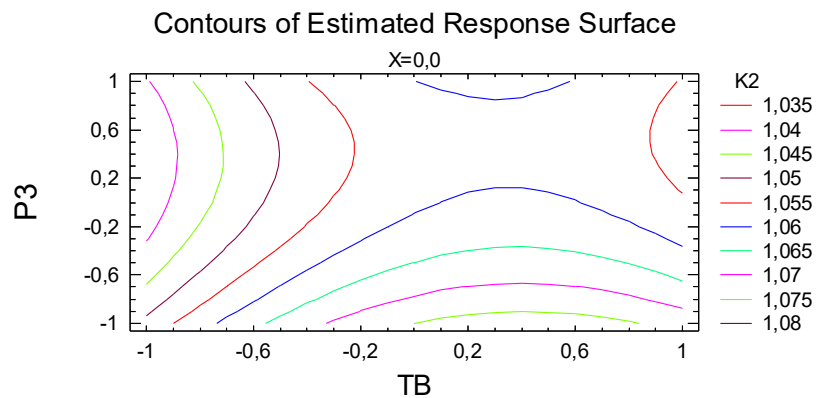


Рисунок 2.5. Залежність k_2 від T_v та P_3

Рисунок 2.6. Залежність k_2 від P_3 та ρ Рисунок 2.7. Залежність k_2 від T_v та ρ

На рисунку 2.8 показана оцінка контурного графіка функції відгуку. Показаний контурний графік являє собою контури проєкцій рівних значень функції відгуку на площину відповідних факторів.

Рисунок 2.8. Контурні криві функції відгуку (залежність k_2 від T_v та P_3)

Залежності $k_2 = f(T_v, P_z)$ та $k_2 = f(T_v, \rho)$ мають схожий екстремальний характер (рисунк 2.5 і рисунок 2.7), що особливо чітко видно на контурних кривих функції відгуку (рис. 2.8). При чому з екстремумом в області $P_z = 0,0 \dots +0,7$; $T_v = 0,0 \dots +0,6$, $\rho = -0,2 \dots +0,2$ (нормалізовані значення параметрів). Залежність $k_2 = f(P_z, \rho)$ має неекстремальний складний характер (рис. 2.6). Як бачимо, з підвищенням щільності твердого ($X=\rho$) коефіцієнт пульпи зменшується, а залежність від розрідження (P_z) – пряма, тобто зі збільшенням розрідження коефіцієнт пульпи збільшується. Очевидно, що вміст твердого подавляє вплив щільності твердого і вже на рисунку 2.7 видно, що коефіцієнт пульпи зростає лише після досягнення щільністю певного значення ($\rho = -0,1$, що в натуральних значеннях дорівнює 4.73 г/см^3). Такий же факт спостерігається і в залежності на рисунку 2.5. Коефіцієнт пульпи зростає лише після досягнення рівня розрідження $P_z = 0,0$ (для натуральних значень параметрів $P_z = 1,14$). Це можна обґрунтувати найбільшим впливом параметру вміст твердого на характеристики пульпи. Таким чином, визначена величина коефіцієнта пульпи k_2 від її трьох характеристик для значень параметрів з таблиць 2.4 – 2.5. Середня величина $k_2 = 1,0$.

Після кожного циклу розрахунків проводиться перевірка точності отриманої моделі експериментальними даними. Адекватність отриманої моделі процесу грохочення підтверджується високим значенням коефіцієнта детермінації $R^2 = 0,971968$, а також малим значенням стандартної помилки оцінки $SE=0,00793$. В цілому, при розрахунках коефіцієнт множинної регресії склав $R = 0,9859$.

На рисунку 2.9 показана відповідність значень коефіцієнту k_2 за обчисленими і експериментальними даними. Як видно, в більшості випадків різниця між цими даними невелика, більшість точок знаходиться біля прямої лінії.

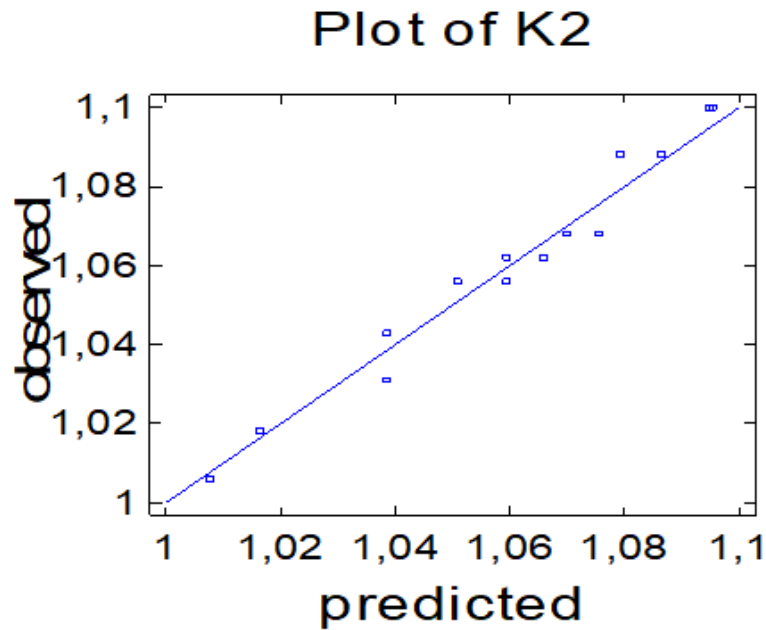


Рисунок 2.9. Відповідність значень коефіцієнту k_2 за обчисленими і експериментальними даними

Для знаходження параметра k_1 згідно формули (2.20) скористаємось даними таблиці 2.7. В приведених даних прийнято, що $\psi = 1$, оскільки був застосований щілинний отвір сита. Згідно результатів, приведених в таблиці 2.7, величина параметра k дорівнює

$$k_1 = -\frac{-11.709}{2.8525 \cdot k_2} = 4.105/k_2 \quad (2.98)$$

Таблиця 2.7

Результати розрахунків за формулою (2.20)

№	η_i	ε_i	$\ln(1 - \varepsilon_i) \cdot (1 - \eta_i)$	$(1 - \eta_i)^2$	ε_m (модель)
1	0.1	0.98	-3.521	0.81	0.979
2	0.2	0.96	-2.575	0.64	0.967
3	0.3	0.9	-1.612	0.49	0.950
4	0.4	0.89	-1.324	0.36	0.923

Продовження таблиці 2.7					
5	0.5	0.92	-1.263	0.25	0.882
6	0.6	0.85	-0.759	0.16	0.819
7	0.7	0.75	-0.416	0.09	0.722
8	0.8	0.6	-0.183	0.04	0.574
9	0.9	0.4	-0.051	0.01	0.347
10	0.95	0.1	-0.005	0.0025	0.192
Сума			-11.709	2.8525	

Враховуючи, що величина коефіцієнта пульпи дорівнює $k_2 = 1$, знаходимо $k_1 = 4,105$

З урахуванням (2.98) формула (2.8) набуде вигляду

$$\varepsilon = 1 - \exp \left[-4,105 \cdot \left(1 - \frac{d}{a} \right) \right] \quad (2.99)$$

Згідно нерівності (2.24) величина сепараційної характеристики повинна при математичному моделюванні бути обмежена величиною

$$\varepsilon < 1 - e^{-k_1} = 1 - e^{-4,105} = 0,984. \quad (2.100)$$

На рисунку 2.10 представлений графік згідно даних, приведених в таблиці 2.7. Аналіз приведених на рис. 2.10 графіків показує їх хороший збіг, що було підтверджено шкалою Чеддока.

При знаходженні параметра k методом найменших квадратів коефіцієнт детермінації склав величину

$$R^2 = 0.964 \quad (2.101)$$

а коефіцієнт множинної регресії

$$R = 0.982. \quad (2.102)$$

Оскільки, згідно (2.102), виконується

$$0.9 < R < 1 \quad (2.103)$$

то по якісній шкалі Чеддока зв'язок між змінними є «вельми високий» [59].

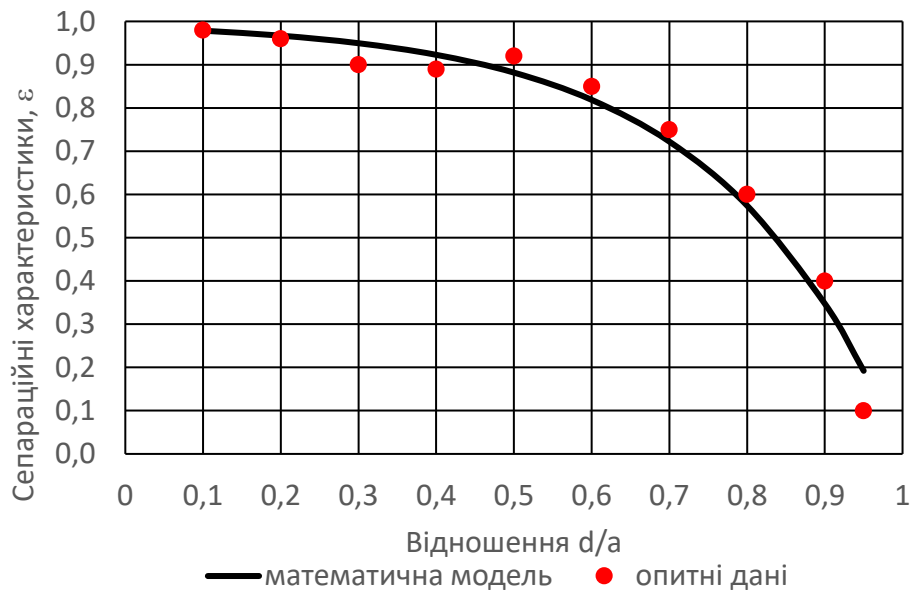


Рис. 2.10. Графік сепараційних характеристик згідно табл. 2.3

Користуючись формулою (2.60) при $\psi = 1$ визначаємо формулу щільності розділення підрешітного продукту грохочення

$$g(\varepsilon) = \frac{n}{k \cdot (1-\varepsilon)} \left(\frac{a}{\Delta}\right)^n \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^{n-1} \cdot e^{-\left(\frac{a}{\Delta}\right)^n \cdot \left(1 + \frac{\ln(1-\varepsilon)}{k}\right)^n}. \quad (2.104)$$

З урахуванням значень $n = 1.489$, $\Delta = 0.034\text{мм}$, $k = k_1 \cdot k_2 = -4.109$, $a = 0.075\text{мм}$ по формулі (2.95) були проведені розрахунки, результати яких представлені у вигляді графіка на рис. 2.10. Аналіз графіка щільності розділення сепараційної характеристики підрешітного продукту тонкого грохочення показує,

що залежність від величини сепараційної характеристики має різко зростаючий характер по мірі зростання величини сепараційної характеристики. Більш того, графік обмежений максимальною величиною, яка визначається формулою (2.98), що пов'язано з особливістю математичного моделювання.



Рис.2.11. Графік щільності розділення сепараційної характеристики підрешітного продукту грохочення згідно (2.100)

Через обмеження при моделюванні на величину сепараційної характеристики не виконується умова нормування щільності розділення на одиницю. Оскільки має місце

$$\int_0^{0.98} g(\varepsilon) d\varepsilon = 0.927. \quad (2.105)$$

Для того, щоб це врахувати треба розділити отримані результати на величину (2.100). Математичне очікування сепараційної характеристики підрешітного продукту грохочення визначається значенням

$$M[E] = \frac{\int_0^{0.98} \varepsilon \cdot g(\varepsilon) d\varepsilon}{\int_0^{0.98} g(\varepsilon) d\varepsilon} = \frac{0.803}{0.927} = 0.866 . \quad (2.106)$$

Дисперсія сепараційної характеристики підрешітного продукта грохочення визначається значенням

$$D[E] = \frac{\int_0^{0.98} \varepsilon^2 \cdot g(\varepsilon) d\varepsilon}{\left(\int_0^{0.98} g(\varepsilon) d\varepsilon \right)^2} - M[E]^2 = 0.087 \quad (2.107)$$

Середньоквадратичне відхилення дорівнює

$$\sigma_\varepsilon = \sqrt{D[E]} = 0.295 . \quad (2.108)$$

Таким чином, визначаючи параметри для вхідного впливу рудної шихти як випадкової величини, а також параметри математичної моделі тонкого грохочення, можна розрахувати щільність розділення вихідної величини підрешіткової сепараційної характеристики як випадкової величини.

Висновки до розділу 2

1. Аналіз тонкого грохочення вказав на необхідність розгляду його як складного об'єкта, особливістю якого є стохастичність поведінки, яка пов'язана з великою кількістю всякого роду невимірюваних другорядних процесів. Будь-який складний об'єкт, у тому числі і тонке грохочення, містить велику кількість таких несподіванок, які є свідченням його складності. Тому тут проявляється тенденція - називати випадковим те, що другорядне при дослідженні тонкого грохочення.

2. Математично сформульовано та вирішено задачу моделювання процесу тонкого грохочення з використанням методів теорії ймовірностей та математичної статистики, оскільки процес тонкого грохочення є стохастичним, зважаючи на наявність будь-яких несподіванок, які зручніше розглядати як випадкові фактори і

тракувати їх як зашумленість, ніж розумітися на механізмі другорядних процесів, що протікають у процесі тонкого грохочення.

3. Отримано формули для розрахунку сепараційної характеристики підрешітного продукту тонкого грохочення в залежності від характеристик вхідної рудної шихти і параметрів процесу грохочення. При виведенні формул була врахована стохастичність вхідного потоку рудної шихти шляхом завдання щільності розділення цього потоку як спосіб оцінки його фракційного складу. Опис процесу тонкого грохочення за допомогою моделі Тихонова О. М. дозволив оцінити щільність розділення підрешітної сепараційної характеристики як випадкової величини, яка визначається як характером вхідного випадкового потоку рудної шихти, так і властивостями самого процесу тонкого грохочення.

4. Для врахування особливостей мокрого тонкого грохочення виділено головні характеристики пульпи і об'єднані в коефіцієнт пульпи. Для визначення форми і значення цього коефіцієнту використано регресійний аналіз. Проведене дослідження показало рівень впливу кожного з вибраних параметрів пульпи. Визначено вид залежності коефіцієнту пульпи від її характеристик.

5. Моделювання процесу тонкого грохочення за умови стохастичності вхідного потоку рудної шихти, заданого у вигляді розділення крупності матеріалу з оціненими параметрами, застосування моделі тонкого грохочення Тихонова О.М. та використання регресійного аналізу на базі пакету STATGRAPHIC Plus для визначення характеристик і коефіцієнту пульпи підтвердили експериментальні результати грохочення. Результати математичного моделювання, що зв'язують параметри вхідного потоку рудної шихти та процесу тонкого грохочення, дозволяють застосовувати розвинений підхід для розв'язання практичних завдань.

ОЦІНКА ПАРАМЕТРІВ СИРОВИНИ, УМОВ РОЗДІЛЕННЯ ДЛЯ
ФОРМУВАННЯ ОПТИМАЛЬНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО РЕЖИМУ ТОНКОГО
ГРОХОЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ.

3.1 Дослідження магнетитових кварцитів як об'єкту для тонкого грохочення

Як зазначено в монографії [60] Україна посідає сьоме місце за світовими запасами та видобутком залізної руди. В Україні виділяють п'ять залізорудних басейнів (ЗРБ), а саме: Криворізький та Білозерський (високоякісні гематит-мартитові та магнетитові руди), Кременчуцький та Приазовський (магнетитові кварцити), Керченський (бурі залізні руди). Перші три ЗРБ мають промислове значення.

Головні рудні мінерали залізних руд такі: оксиди заліза — магнетит, гематит, мартит; гідрооксиди — гетит і гідрогетит; карбонати — сидерит і сидероплезит; силікати — шамозит і тюрингіт.

[61] Загалом відомо понад 300 мінералів, що містять залізо: оксиди, сульфід, силікати, фосфати, карбонати та ін. Найважливіші мінерали заліза: магнетит Fe_3O_4 (72,4 % Fe), гематит Fe_2O_3 (70 % Fe), гетит FeOOH (62,9 % Fe), лепідокрокит $\text{FeO}(\text{OH})$ (62,9 % Fe), лімоніт — суміш гідрооксидів Fe з SiO_2 та іншими речовинами (40-62 % Fe), сидерит FeCO_3 (48,2 % Fe), ільменіт FeTiO_3 (36,8 % Fe), шамозит (34-42 % FeO), вівіаніт (43,0 % FeO), скородит (34,6 % Fe_2O_3), ярозит (47,9 % Fe_2O_3) та ін.

Вміст заліза в рудах — від 10 до 72 %. Бідні руди (до 46 % заліза) потребують збагачення. Залізні руди містять різні домішки: корисні — нікель, кобальт, марганець, вольфрам, молібден, хром, ванадій та інші і шкідливі — сірка, фосфор, цинк, свинець, арсен, мідь.

У магнетитових рудах домінує Fe_3O_4 (магнетит), часто з домішками інших оксидів (Ti, Mn, Mg тощо). За даними мінералогічних досліджень, вміст магнетиту варіюється від 32,1% до 36,7%, кварцу та інших мінералів змінюється залежно від типу руди, що впливає на збагачуваність та кінцеву якість концентратів, що

варіюється від 64,0% до 68%, а вміст заліза в окатишах 59,9%-63,5% та вологою 9,5-10,0% [60].

На прикладі Інгулецького родовища, особливості якого відрізняє від інших родовищ Криворізького басейну, є крайня неоднорідність руд по мінералогічним, хімічним, структурним, текстурним показниками і, як наслідок, за параметрами їхньої збагачуваності. Дослідження [61] показали, що фізичні властивості магнетитових кварцитів значно варіюються залежно від геологічних сингенетичних й епігенетичних процесів та геологічного залягання родовища.

- Об'ємна вага змінюється від 3000 кг/м³ до 3880 кг/м³.
- Щільність магнетитових кварцитів варіюється на рівні 3030 кг/м³ – 3990 кг/м³.
- Пористість від 0,3 до 3,8%.
- Коефіцієнт міцності за Протод'яконовим змінюється від 13,8 до 23.

На рисунки 3.1 потужність для рудних і нерудних прошарків для різновиду I варіюється від 0-2 мм, 2-5 мм та понад 5 мм, текстура мікро-тонко-середньшарове, для різновиду II від 1-2 мм до 10-20 мм, текстура переважно тонкошарове (2-5 мм), рідко середньшарове (5-10 мм), ще рідше мікрошарова (менше ніж 2 мм) та широкошарова (більш 20 мм), для різновиду III варіюється від 5-7 мм до 50-80 мм, текстура переважно широкошарова (10-20 мм), грубошарова (20-50), рідше середньшарова (5-10 мм), дуже рідко тонкошарова (2-5 мм), гігантошарова (50-100 мм) та мікрошарова (менше 2 мм), для різновиду IV від 2 до 50 мм, текстура превалює середньшарова (5-10 мм), рідше широкошарова (10-20 мм), ще рідше тонкошарова (2-5 мм) та грубошарова (20-50 мм), дуже рідко мікрошарова (менше ніж 2 мм) та гігантошарова (50-100 мм), для різновиду V від 5-7мм до 70-80 мм, текстура превалює широкошарова (10-20 мм) та грубошарова (20-50 мм), рідко середньшарова (5-10 мм), гігантошарова (50-100 мм) та тонкошарова (2-5 мм), для різновиду VI від 2 до 50 мм, текстура превалює середньшарова (5-10 мм), рідше широкошарова (10-20 мм), ще рідше тонкошарова (2-5 мм) та грубошарова (20-50 мм), для різновиду VII від 2 до 50 мм, текстура превалює середньшарова (5-10 мм)

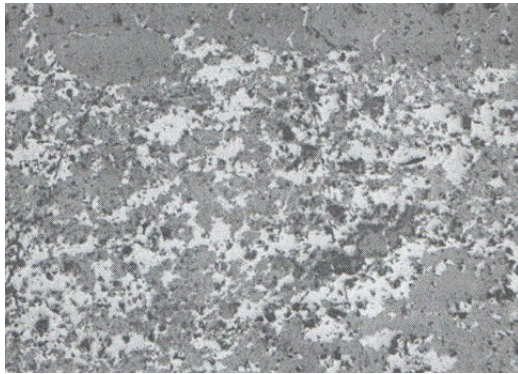
та широкошарова (10-20 мм), рідше грубошарова (20-50 мм) та тонкошарова (2-5 мм), дуже рідко гігантошарова (50-100 мм) та мікрошарова (менше 2 мм).



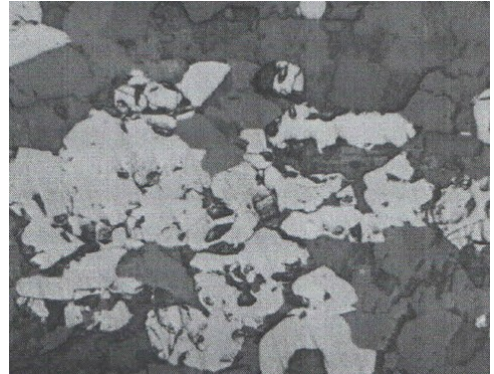
Різновид I: біле – залізна слюда, сіре – магнетит, темно-сіре – кварц, чорне – пустоти



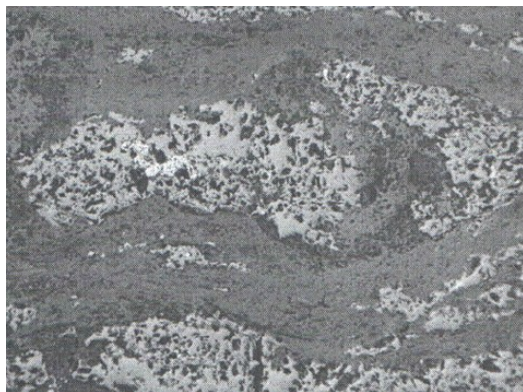
Різновид II: сіре – магнетит, темно-сіре – кварц, чорне – пустоти



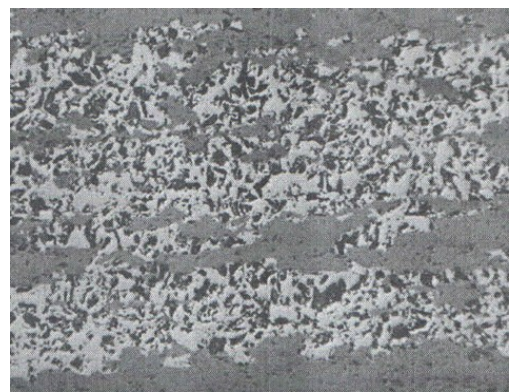
Різновид III: сіре-магнетит, темно-сіре – кварц, чорне – пустоти



Різновид IV: сіре-магнетит, темно-сіре – кварц, від темно-сірого до чорного – силікати, чорне – пустоти



Різновид V: сіре-магнетит, темно-сіре – кварц і силікати, чорне – пустоти



Різновид VI: сіре-магнетит, темно-сіре – кварц, від темно-сірого до чорного – силікати, чорне – пустоти



Різновид VII: сіре-магнетит, темно-сіре – кварц, від темно-сірого до чорного – силікати, чорне – пустоти

Рис. 3.1 Особливості мінерального складу та структури рудних прошарків магнетитових кварцитів різновидів I-VII Інгuleцького родовища.

Морфологія магнетиту та кварцу (розмір кристалів, форма, взаємне розташування) визначає природну дрібність розділення і впливає на ефективність подрібнення та сепарації [62].

Слід зазначити, що рух частинок магнетиту має низку специфічних особливостей.

По-перше, висока щільність магнетиту зумовлює значні швидкості вільного осадження порівняно з іншими мінералами.

По-друге, наявність магнітних властивостей сприяє флокуляції частинок, що змінює їхній ефективний розмір і, відповідно, швидкість осідання. У ряді досліджень показано, що такі агрегати можуть осідати швидше, ніж поодинокі частинки [63].

По-третє, полідисперсність руд призводить до різниці швидкостей осадження, що викликає сегрегацію частинок за розмірами та щільністю [64].

3.2 Технологічні аспекти переробки магнетитових кварцитів

Більшість залізорудних родовищ утворилися внаслідок магматогенних седиментаційних (екзогенних) та метаморфічних процесів. Вони характеризуються, виключно, різноманітністю за геологічним віком, генетичним і

морфологічним типами, розмірами та умовами залягання, а також за речовим складом, збагачуваністю та металургійними властивостями руд.

Збагачуваність руд і масова частка заліза в кінцевих концентратах залежить від їх фізичних властивостей, що визначають розкриття рудних та нерудних мінералів у процесах дроблення та подрібнення та зумовлюють застосування тих чи інших методів збагачення [65]

Приклад вмісту заліза в концентратах та його розділення по класам крупності наведено в таблиці 3.1. Аналіз отриманих даних показує, що залізо, яке відповідає ринковим критеріям розташоване в класах менше ніж $-0,053$ мм та $-0,044$ мм. Середнє значення заліза на рівні $67,98\%$, при мінімальному значенні $66,8\%$ та максимальному значеннях $68,98\%$ для діапазону $-0,053+0$ мм, а для діапазону $-0,044+0$ мм - середнє значення заліза на рівні $68,53\%$, при мінімальному значенні $66,91\%$, та максимальному значеннях $69,44\%$.

Як зазначає автор [66] аналіз розділення заліза в класах крупності магнетитових концентратів дозволяє зробити такі висновки:

1. Класи крупності більше 50 (74) мкм зазвичай містять менше 60% заліза, причому у фракціях більше $0,1$ мм вміст заліза становить $20-30\%$, тобто менше, ніж у вихідній руді.
2. Значне збіднювання класів дрібніших за 20 (30) мкм.

Вміст заліза загального по класам крупності на підприємствах України

Підприємство	Клас крупності, мм	одиниці виміру	+0,1	-0,1+0,73	-0,73+0,63	-0,063+0,05	-0,05+0,04	-0,04+0,032	-0,032+0	
ПГЗК	вихід	%	1,7	2,7	2,2	4,6	6,4	9,6	72,8	100,00
	вміст заліза	%	17,6	31,4	47,5	58,4	62,2	66,3	69,1	65,53
ПГЗК	вихід	%	2,8	4	2,7	5,7	9,7	12,9	62,2	100,00
	вміст заліза	%	19,7	33	46,9	56,5	63,8	66,2	69,2	64,13
ПГЗК	вихід	%	0,8	1,7	1,6	3	6	11	75,9	100,00
	вміст заліза	%	18,2	27,4	38,4	50,4	59,2	64,2	69,3	65,95
АМКР	вихід	%	0	4,1	14,3		16,6	24,9	40,1	100,00
	вміст заліза	%	0	34	58,8		67,2	67,4	70,7	66,09
АМКР	вихід	%	0	8,3	9,6		18,6	20,6	42,9	100,00
	вміст заліза	%	0	37	56,3		64,4	67,6	69,9	64,37
ПІВДГЗК	вихід	%	0,06	0,4	0,3	0,37	3,21	95,66		100,00
	вміст заліза	%	42,1	31,7	38	50,9	50,9	68,1		67,23
ІНГЗК	вихід	%	0	2,1	0,7	1,6	10,6	26,9	58,1	100,00
	вміст заліза	%	0	21	24	29,2	65,95	66,5	67,1	64,94

Мінералогічні дослідження показують, що ці класи засмічені значною кількістю нерудних зерен (фракція дрібніша за 10 мкм) та бідних зростків (фракція 10-30 мкм). Незважаючи на високий ступінь розкриття (98% класу мінус 10 мкм і 89% класу 10-30 мкм), вміст заліза в найтонших фракціях зазвичай не перевищує 10-30% і ~50-60% відповідно. Таке засмічення тонких фракцій концентратів є закономірним і пояснюється значним захопленням найтонших породних частинок, бідних зростків у флокули при магнітній сепарації.

3. Багата частина концентратів (фракція 20-50 мкм) містить зазвичай 68-69% заліза. Таке розділення заліза в магнетитових продуктах є наслідком їх намагнічування, при якому тонкі розкриті рудні частинки переходять у більші класи, підвищуючи концентрацію магнетиту. При намагнічуванні вихідний магнетитовий продукт зазнає ряд змін (флокули, що утворилися, відрізняються від вихідних частинок розмірами, формою, пористістю, об'ємною масою і магнітними властивостями).

Отримання високосортних концентратів на ГЗК Кривбасу із застосуванням існуючого магнітно-збагачувального обладнання та технології становить певні труднощі.

Основні причини цього полягають у наступному:

- Недостатнє розкриття мінеральних частинок, а спроби перейти на більш тонке подрібнення не тільки призводить до зниження продуктивності млинів, але і підвищує витрату енергії, веде до додаткового зносу футерування млинів і куль, а також збільшення шламоутворення та підвищення вологості кінцевого продукту;
- флокуляція магнітного матеріалу в неоднорідних магнітних полях, що супроводжується захопленням зростків та порожньої породи;
- Адгезійна взаємодія частинок магнетиту з порожньою породою і навпаки; - Невелика відмінність магнітних сил, що діють на менш дрібні частинки і великі зростки;
- Наявність дуже тонкої вкрапленості магнетиту в зернах порожньої породи[3.9].

Важливе значення у збідненні концентратів грає переподрібнення матеріалу, що призводить до шламоутворення. Це з низькою ефективністю подрібнення і класифікації. Так, якщо у I стадії класифікації у спіральних класифікаторах ефективність становить 50-60%, то у II стадії у гідроциклонах діаметром 500-700 мм вона знижується до 30-38%, а у III стадії у гідроциклонах діаметром 360-500 мм – приблизно до 25-30%. Інакше висловлюючись, 70-75% вже розкритого матеріалу знову прямує з пісками гідроциклону на останню стадію подрібнення. Це призводить до переподрібнення матеріалу, втрати магнетиту, зносу куль і футерування, до погіршення роботи фільтрів та вищої вологості концентратів.

На рисунку 3.2 приклад переподрібнення магнетиту та його флокуляції, а також присутність розкритого кварцу в концентраті ЦГЗК, який є живленням дільниці тонкого грохочення.

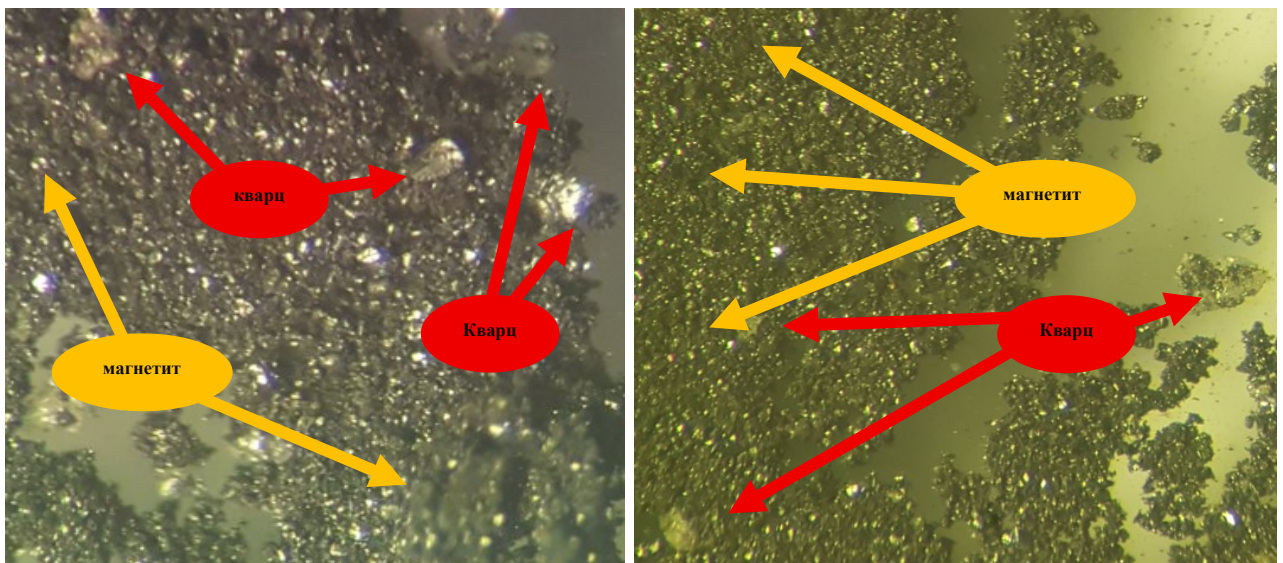


Рис. 3.2 Розкриття магнетиту та кварцу в живленні тонкого грохочення (ЦГЗК).

Отже технології переробки залізорудної сировини, що застосовуються в даний час в Україні, потребують удосконалення, що обумовлено складною рудною базою родовищ, що розробляються, і невисокою конкурентоспроможністю одержуваних концентратів. [65].

Одним із засобів, який дозволяє з найменшими витратами відносно повної модернізації технологічних схем є тонке грохочення.

В результаті успішної обробки магнетитові концентрати можуть досягати високого вмісту Fe (наприклад, ~67–70% Fe), що робить їх придатними для подальшої металургійної переробки [67].

3.3. Дослідження умов розділення частинок магнетитових руд при грохоченні.

Ключовими умовами розділення за крупністю:

Співвідношення розмірів частинок та отворів сита

Головною умовою ефективного розділення є співвідношення розмірів частинок та отворів сита.

$d < 0,75a$ - частинки вільно проходять через отвір;

$0,75a \leq d \leq a$ — утруднене проходження (прикордонна зона);

$d > a$ — частки залишаються у надрешітному продукті.

де:

d - Розмір частинки;

a - розмір отвору сита.

Ефективність розділення залежить від ймовірності контакту частки з отвором і часу її перебування лежить на поверхні грохоту.

Товщина шару матеріалу на ситі

Для тонкого грохочення важливо забезпечити тонкий та розпушений шар матеріалу:

- оптимальна товщина шару - приблизно 1-3 максимальні розміри частинок;

зі збільшенням товщини шару зменшується ймовірність проходження дрібних частинок;

- зростає вміст дрібних частинок у надрешітному продукті.

Вологість матеріалу

Вологість значно впливає на ефективність процесу:

підвищена вологість викликає злипання частинок та закупорювання отворів;

погіршується контакт частинок із ситовою поверхнею;

тому під час переробки тонких класів залізних руд часто застосовується мокре грохочення [68].

Ефективність тонкого грохочення визначається параметрами вібрації обладнання:

- частота коливань - до кількох тисяч коливань за хвилину;
- амплітуда коливань - невелика (зазвичай кілька міліметрів);
- кут нахилу ситової поверхні - зазвичай 0-25 °.

Високочастотні грохоти дозволяють ефективно розділяти частинки розміром до 200 мкм, що важливо для залізних руд дрібного подрібнення.

При вібрації відбувається стратифікація матеріалу:

великі частинки піднімаються вгору шару;

дрібні концентруються на поверхні сита;

це збільшує ймовірність їх проходження через отвори.

Даний механізм є основним для розділення тонкоподрібнених рудних матеріалів.

Тому тонке грохочення застосовується у технологічних схемах перед подальшими процесами збагачення.

3.4 Механізм проходження частинок магнетиту та кварцу через отвори ситової поверхні.

Тонке грохочення є одним із ефективних методів класифікації подрібненої мінеральної сировини у водному середовищі. Процес базується на проходженні частинок крізь отвори сита під дією вібрації та гідродинамічних сил, що виникають під час руху пульпи по поверхні сита. Ефективність розділення матеріалу при грохоченні визначається ймовірністю проходження частинок через отвори сита, яка залежить від гранулометричного складу матеріалу, товщини шару на ситі та гідродинамічних умов руху пульпи [69].

Процес розділення матеріалу під час просіювання відбувається у кілька етапів [70, 71].

1 етап — стратифікація (розшарування)

Під дією вібрації відбувається перерозділення частинок по висоті шару матеріалу, де:

- великі частинки переміщуються вгору
- дрібні — вниз до поверхні сита

Цей процес називається стратифікацією шару матеріалу і є визначальним для ефективного просіювання [70, 72].

2 етап — транспорт частинок до отворів

Дрібні частинки, що досягли поверхні сита, переміщуються вздовж нього і потрапляють в область отворів.

Імовірність потрапляння частинки до отвору залежить від:

- швидкості руху матеріалу
- товщини шару
- частоти коливань грохоту

Даний етап має імовірнісний характер і детально розглядається в теорії просіювання [70, 73].

3 етап — проходження через отвір

Частинка проходить через отвір, якщо виконується умова:

$$d < a, \quad (3.1)$$

де:

d — розмір частинки

a — розмір отвору

Однак для тонкого грохочення ця умова не є достатньою, оскільки істотну роль відіграють:

- орієнтація частинки
- форма зерна
- гідродинамічні умови процесу

Це підтверджується дослідженнями процесів класифікації та розділення частинок [71, 73].

При грохоченні пульпи важливу роль відіграють умови руху частинок у шарі матеріалу. При низькій концентрації твердої фази частинки переміщуються відносно незалежно одна від одної, що відповідає вільним умовам розділення. У цьому випадку ймовірність проходження частинок через отвори сита зростає, оскільки частинки не перешкоджають руху одна одній і мають можливість вільно орієнтуватися відносно отворів сита [72, 74].

Зі збільшенням вмісту твердої речовини в пульпі формується щільний шар частинок, у якому виникають інтенсивні взаємодії між частинками. Такі умови характеризуються як обмежені умови розділення, за яких рух частинок обмежується сусідніми зернами. В результаті зменшується швидкість переміщення частинок у шарі матеріалу та знижується ймовірність їх проходження через отвори сита [75].

Рух частинок у вільних умовах розглядається як переміщення окремої частинки в рідині (або газі) без взаємодії з іншими частинками. Такий режим характерний для розбавлених пульп і лежить в основі теорії осадження в збагаченні корисних копалин [70, 71].

Під час руху частинки в рідині на неї діють три основні сили:

- сила тяжіння

$$G = \rho_p * V * g, \quad (3.2)$$

- сила, що виштовхує (закон Архімеда)

$$F_A = \rho_f * V * g, \quad (3.3)$$

- сила опору середовища

$$F_d, \quad (3.4)$$

де:

ρ_p - щільність частинки

ρ_f - щільність рідини

V — об'єм частинки.

Згідно з класичними уявленнями гідромеханіки, рух частинки починається під дією різниці сили тяжіння та сил, що виштовхують [76].

Рух, що встановився

При досягненні стаціонарної швидкості виконується умова рівноваги сил:

$$G = F_A + F_d, \quad (3.5)$$

Або

$$(\rho_p - \rho_f) * V_g = F_d, \quad (3.6)$$

Цей стан називається граничною (стаціонарною) швидкістю осадження [3.13].

Характер руху визначається числом Рейнольдса:

$$Re = \frac{\rho_f v d}{\mu} \quad (3.7)$$

Залежно від значення Re розрізняють такі режими [76]:

- ламінарний ($Re < 0,5-1$)
- перехідний
- турбулентний

Ламінарний режим (закон Стокса)

Для дрібних частинок магнетиту характерний ламінарний режим руху, при якому сила опору визначається законом Стокса:

$$F_d = 6\pi\mu r v, \quad (3.8)$$

Звідси швидкість осадження:

$$v = \frac{2}{9} \frac{r^2 (\rho_p - \rho_f) g}{\mu}, \quad (3.9)$$

Закон Стокса застосовується за умови:

- малих розмірів частинок
- сферичної форми
- відсутності турбулентності [69, 76]

Для опису руху частинок у густих суспензіях часто використовується залежність Річардсона–Закі

$$\vartheta = \vartheta_0(1 - \phi)^n, \quad (3.10)$$

де

ϑ — швидкість осідання частинки в пульпі;

ϑ_0 — швидкість вільного осідання;

ϕ — об'ємна концентрація твердої фази;

n — емпіричний коефіцієнт [77].

Дана залежність показує, що при збільшенні концентрації твердої фази швидкість руху частинок істотно зменшується, що призводить до погіршення умов розділення матеріалу.

Особливо значний вплив обмежені умови мають на процеси тонкого грохочення, що застосовуються для класифікації матеріалу розміром менше 0,1 мм. У таких умовах навіть невелике збільшення щільності пульпи може призвести до утворення щільного шару частинок на поверхні сита, що перешкоджає проходженню дрібних фракцій і знижує ефективність процесу [78].

Згідно з експериментальними та теоретичними дослідженнями [73, 79] умови розділення поділяються:

- до ~30 % твердої речовини — вільне осадження
- 30–40 % — перехідний режим
- понад 40 % — обмежені умови

Перед початком проведення експериментів були визначені відповідності між вмістом твердого та густиною пульпи для залізорудного концентрату з вмістом заліза 65,0% з питомою вагою 4,8 г/см³. В лабораторних умовах були виконані

дослідження, та визначенні відповідності між густиною пульпи (г/л) та вмісту твердої фази (%), які наведені в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2

Відповідність вмісту твердого до густини пульпи

Густина пульпи, г/л	Вміст твердої фази, %
1190	≈20
1230	≈25
1280	≈30
1330	≈35
1390	≈40
1450	≈45
1520	≈50
1580	≈55

Для магнетитових концентратів встановлено, що

- при вмісті твердої фази до 30 % рух частинок наближається до вільного, оскільки суспензія зберігає ньютонівські властивості [80].
- У діапазоні 30–40 % спостерігається перехідний режим, що супроводжується різким зниженням швидкості осадження внаслідок взаємодій між частинками [81].
- При концентраціях вище 40% реалізується обмежене осадження, що характеризується зростанням в'язкості та агрегацією частинок [80].
- При подальшому збільшенні вмісту твердої фази (понад 50%) система переходить у висококонцентрований стан з вираженими структурними властивостями [82].

З метою оцінки впливу зазначених параметрів на ефективність грохочення, була проведена низка лабораторних та напівпромислових випробувань.

3.5 Дослідження впливу розміру отвору ситової панелі на тонке грохочення.

Методика виконання лабораторних випробувань.

Для виконання лабораторних випробувань були відібрані проби концентратів РЗФ-1 ПРАТ «ІНГЗК» у відповідності до ДСТУ 3195-95, ДСТУ 4574:2006, ДСТУ 3196:2015.

Проби були висушені та розділені на рівні частини для виконання хімічних та гранулометричних аналізів.

Лабораторні випробування виконувались у відповідності з державними стандартами України ДСТУ 3196-95, ДСТУ 3210-95, ДСТУ 4577:2006, ДСТУ 23581.0:2008, ДСТУ 23581.18:2008, ДСТУ 4573-1:2006 та ін. [3.26-3.31].

Гранулометричний аналіз [82-85, 87] відібраних проб виконувався комбінацією сухого розсіву на ситах до 0,044 мм та мокрого розсіву на ситах та седиментаційний аналіз для визначення класів крупності менше 0,044 мм. Кожний клас крупності окремо зважується та фіксується вміст класу у відсотках. В кожному класі було визначено вміст заліза загального. Дані наведені в Таблиці 3.3. Із даних видно, що максимальне значення по вмісту заліза знаходиться в класах менше 0,053 мм.

Для оцінки впливу розміру отворів сита на показники грохочення в лабораторних умовах вихідна проба була усереднена та розділена на 3 частини. Проби були розсіяні окремо на ситах 0,073 мм, 0,063 мм та 0,053 мм. Після чого було визначено вміст заліза в надрешітному та підрешітному продуктах, дані яких наведені в таблиці 3.4. Із наведених даних видно, що найбільше значення вмісту заліза загального при розсіві на різних ситах отримано на ситі з розміром отворів 0,053 мм.

Для проведення досліджень використовувався механічний ситовий аналізатор типу 236Б-ГР, повірених електронних лабораторних ваг типу PR-5002/A/P.

Таблиця 3.3

**Гранулометричний та хімічний склад вихідної проби залізорудного
концентрату РЗФ-1**

Клас крупності, мм	+0,071	-0,071+0,06	-0,06+0,05	-0,05+0,04	-0,04+0,02	-0,02	Усього
Вихід по класам, %	2,10	0,70	1,6	10,60	26,90	58,10	100,00
Вміст заліза загального Fe заг., %	21,00	24,00	29,20	65,95	66,50	67,10	65,0

Таблиця 3.4

**Результати розсіву вихідної проби залізорудного концентрату РЗФ-1 за
класами 0,053, 0,063, 0,073 мм**

№ дослідю	Розмір сітки, мм	Надрешітний продукт		Підрешітний продукт		Вихідна проба	
		Вихід, %	Вміст заліза загального Fe заг., %	Вихід, %	Вміст заліза загального Fe заг., %	Вихід, %	Вміст заліза загального Fe заг., %
1	0,053	4,4	24,46	95,6	66,80	100	65,00
2	0,063	2,8	21,75	97,2	66,18	100	65,00
3	0,073	2,1	21,00	97,9	65,88	100	65,00

На підставі отриманих результатів розсіву на різних ситах, отримані залежності показників тонкого грохочення від розміру отворів ситової панелі (Рисунки 3.3-3.4).

На рисунку 3.3 видно, що при збільшенні розміру отвору ситової панелі з 0,053 мм до 0,073 мм вихід надрешітного продукту зменшується з 4,4% до 2,1%. Зворотня залежність представлена на рисунку 3.4

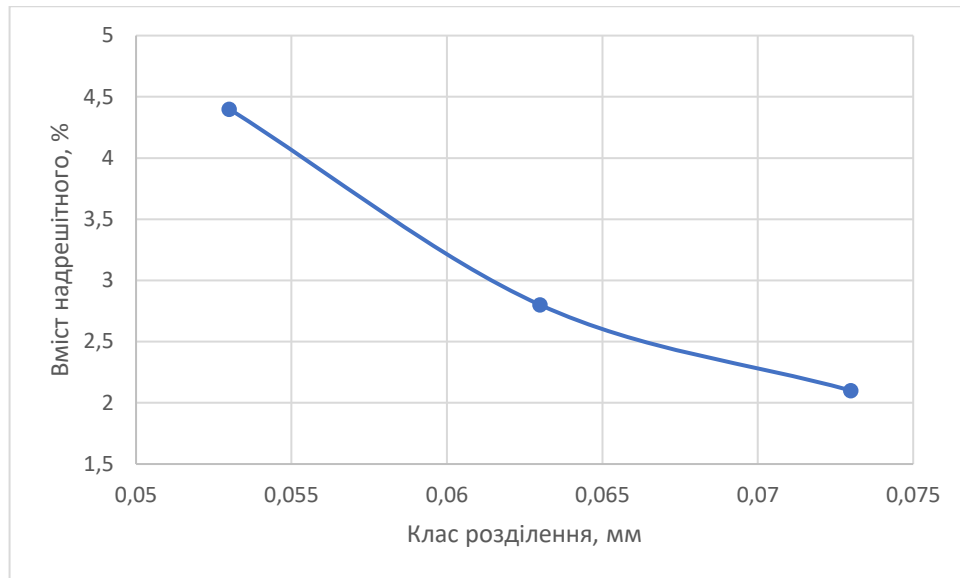


Рисунок 3.3. Залежність виходу надрешітного продукту від розміру отвору просіювальної панелі

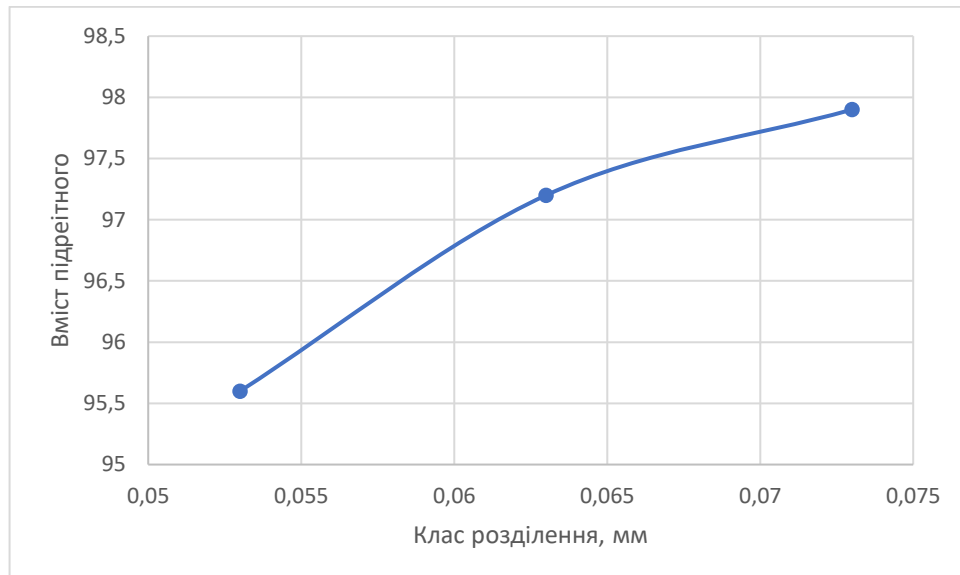


Рисунок 3.4 Залежність виходу підрешітного продукту від розміру отвору просіювальної панелі

3.6 Дослідження руху частинок магнетитових руд у вільних та стиснених умовах.

Методика виконання напівпромислових випробувань.

Метою випробувань було визначення продуктивності та ефективності грохоту Stack Sizer™ (див. рисунок 3.5) за різних робочих параметрів.

Для випробувань використовувались однодечний грохот Stack Sizer™ (Рисунок 3.6), дека якого відповідає одній декі 5-ти дечного промислового грохоту Stack Sizer™



Рисунок 3.5. Однодечний грохот Stack Sizer™

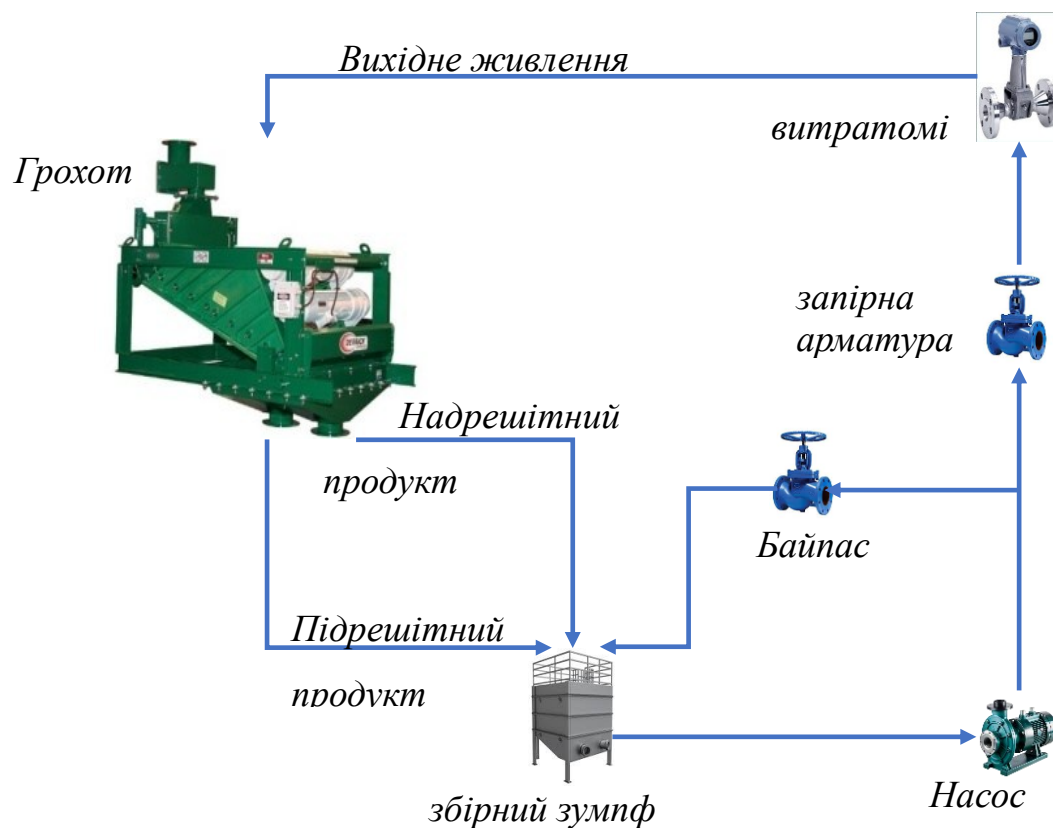


Рисунок 3.6. Схема проведення напівпромислових випробувань

Під час проведення кожного випробування відбираються проби надрешітного та підрешітного продуктів. Для кожного ситового класу розраховується вихід цього класу в надрешітному та підрешітному продуктах, що відповідає ефективності грохочення по даному класу. Загальний вихід з надрешітного та підрешітного продуктів розраховується з приватних виходів по кожному класу.

Розрахунок ефективності грохочення (методика Derrick Corporation)

Грохит розділяє вихідний матеріал на надрешітний і підрешітний продукти. Зручним спосіб визначення якості розділення – це розрахунок його ефективності. У практичному сенсі, ефективність грохочення, може розумітися як частка частини харчування правильно відсіяної грохотом.

За заданим класом можуть бути розраховані три показники ефективності: вихідного живлення, підрешітного та надрешітного продуктів. Надрешітна ефективність - це частка плюсового, щодо розміру розділення, класу в вихідному живленні, отримана в надрешітний продукт. Аналогічно, підрешітна ефективність – це частка мінусового, щодо розміру розділення, класу вихідного живлення, отриманого в підрешітний продукт. Загальна ефективність - це загальна частка частинок, правильно розсіяних щодо їх кількості у вихідному живленні.

Для розрахунку ефективності за заданим розміром розділення необхідні такі дані:

A – % плюсового класу в вихідному живленні;

B – % мінусового класу в вихідному живленні (100 – A);

C - % плюсового класу в надрешітному;

D - % мінусового класу в підрешітному.

Розділення за масою та значення ефективності розраховуються наступним чином.

$$U = \text{маса підрешітного (\%)} = \frac{100 (C-A)}{C+D-100}, \quad (3.11)$$

$$O = \text{маса надрешітного (\%)} = 100 - U, \quad (3.12)$$

$$E_u = \text{підрешітна ефективність} = \frac{UD}{B}, \quad (3.13)$$

$$E_o = \text{надрешітна ефективність} = \frac{OC}{A}, \quad (3.14)$$

$$E = \text{загальна ефективність} = \frac{UD+OC}{100}, \quad (3.15)$$

Вплив вмісту твердого на ефективність тонкого грохочення

Результати випробувань с оцінкою впливу вмісту твердого в живленні на ефективність тонкого грохочення надані в таблиці 3.5. У відповідності до таблиці 3.5 було виконано 8 дослідів, при постійному значенні частоти коливань, постійному навантаженні на деку 10,0 т/год. Змінним показником було вміст твердого в живленні грохота.

Використовуючи методику розрахунку ефективності компанії Derrick Corporation (див. сторінку) буди розраховані маса підрешітного (U), маса надрешітного (O), ефективність надрешітна (E_o), ефективність підрешітна (E_u) та загальна ефективність (E). Дані наведені в таблиці 3.6. Зі збільшенням вмісту твердого в живленні грохота ефективності грохочення по надрешітному по підрешітному продуктах та загальна ефективність зменшується.

На підставі отриманих даних експериментів, були побудовані графіки залежностей показників тонкого грохочення від вмісту твердого в пульпі (рисунки 3.6-3.9). На рисунках визначені залежності виходу та ефективності по підрешітному продукту від вмісту твердого в живленні

Результати експериментів тонкого грохочення при різному вмісту твердого в пульпі

№ дослідю	Тв, %	Частота	живлення			надрешітний			підрешітний		
			Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05	Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05	Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05
1	20	50	65	4,40	95,60	50,58	38,31	61,69	66,69	0,27	99,73
2	25	50	65	4,40	95,60	54,73	28,53	71,47	66,64	0,37	99,63
3	30	50	65	4,40	95,60	56,96	23,21	76,79	66,58	0,53	99,47
4	35	50	65	4,40	95,60	57,31	20,98	79,02	66,49	0,76	99,24
5	40	50	65	4,40	95,60	59,42	17,47	82,53	66,39	0,96	99,04
6	45	50	65	4,40	95,60	60,90	13,94	86,06	66,33	1,13	98,87
7	50	50	65	4,40	95,60	61,88	11,64	88,36	66,28	1,24	98,76
8	55	50	65	4,40	95,60	63,01	8,96	91,04	66,17	1,50	98,50

Результати розрахунку ефективності

U	O	Eu	Ео	Е
89,14	10,86	92,99	94,55	93,06
85,70	14,30	89,31	92,73	89,46
82,94	17,06	86,30	90,00	86,46
81,98	18,02	85,10	85,91	85,14
79,16	20,84	82,01	82,73	82,04
74,46	25,54	77,01	80,91	77,18
69,60	30,40	71,90	80,45	72,28
61,14	38,86	62,99	79,09	63,70

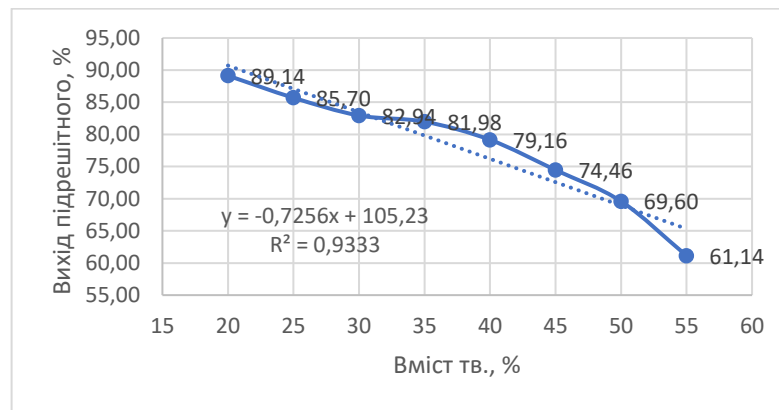


Рисунок 3.6 Залежність виходу підрешітного продукту від змін вмісту твердого

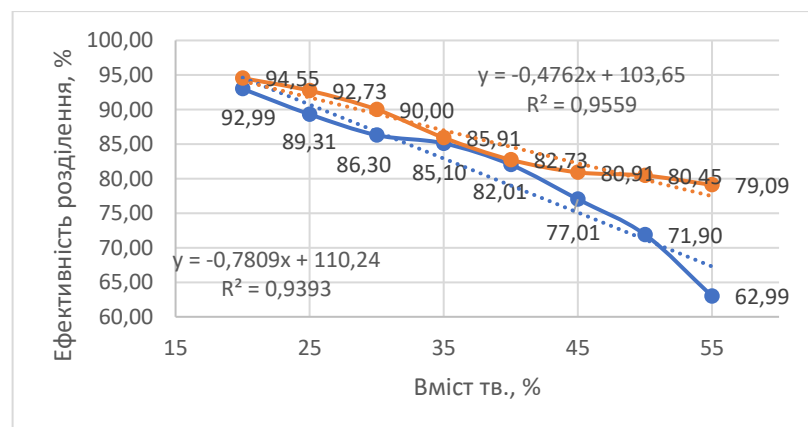


Рисунок 3.7 Залежність ефективності підрешітного продукту від змін вмісту твердого.

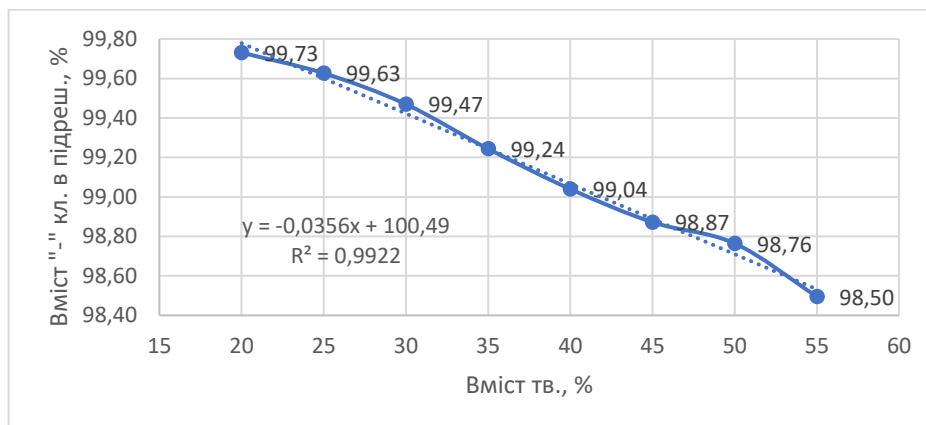


Рисунок 3.8 Залежність вмісту «-» класу в підрешітному продукті від змін вмісту твердого

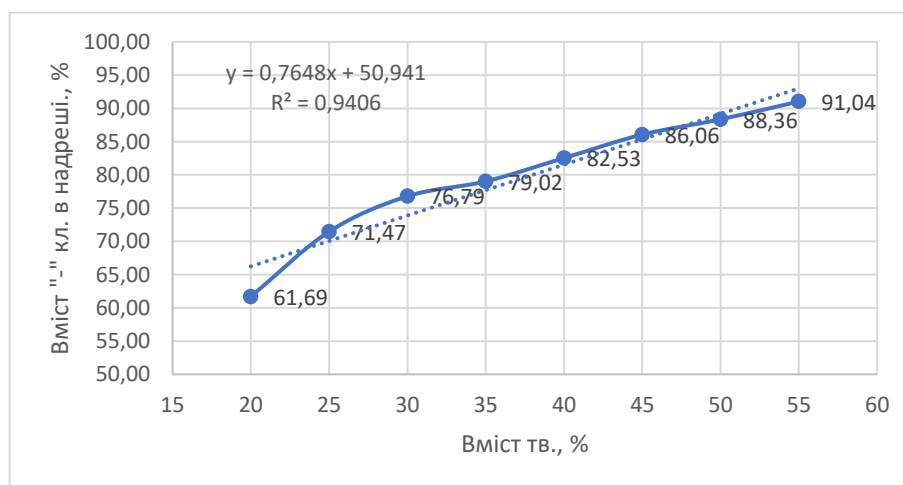


Рисунок 3.9 Залежність вмісту «-» класу в надрешітному продукті від змін вмісту твердого

За даними таблиць 3.5-3.6, та рисунків 3.6-3.9 видно, що при низькому вмісту твердого на рівні 20-30% вихід підрешітного продукту зменшується з 89,14% до 82,94%, при вмісту твердого на рівні 30-45% зменшення виходу надрешітного продукту уповільнюється з 82,94% до 79,12%. При подальшому збільшенні вмісту твердого більше 45% відбувається різке зниження з 79,12 до 61,14%. Відповідно змінюється і ефективність грохочення по підрешітному продукту з 92,99% до 62,99%.

Результати випробувань с оцінкою впливу навантаження грохоту на ефективність тонкого грохочення.

Результати випробувань надані в таблиці 3.7. У відповідності до таблиці 3.7 було виконано 8 досліджень, при постійному значенні частоти коливань, та вмісту твердого в живленні грохота, змінним був показник навантаження на деку, яке змінювалося з 5 до 10,0 т/год.

Використовуючи методику розрахунку ефективності компанії Derrick Corporation (див. сторінку) буди розраховані маса підрешітного (U), маса надрешітного (O), ефективність надрешітна (E_o), ефективність підрешітна (E_u) та загальна ефективність (E). Дані наведені в таблиці 3.8. Зі збільшенням навантаження на деку грохота ефективності грохочення по підрешітному продукту та вихід підрешітного зменшується.

На підставі отриманих даних експериментів, були побудовані графіки залежностей показників тонкого грохочення від навантаження (рисунки 3.10-3.13). На рисунках визначенні залежності вмісту «-» класу в підрешітному продукті від навантаження, виходу підрешітного продукту та ефективності грохочення від навантаження на деку грохота.

Таблиця 3.7

Результати експериментів тонкого грохочення при різному навантаженні на грохіт

№ п/п	Q, т/ч на деку	Частота	Живлення			надрешітний			підрешітний		
			Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05	Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05	Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05
1	5	50	65	4,40	95,60	53,85	30,56	69,44	66,67	0,32	99,68
2	8	50	65	4,40	95,60	55,80	26,00	74,00	66,63	0,41	99,59
3	10	50	65	4,40	95,60	57,28	22,45	77,55	66,58	0,53	99,47
4	12	50	65	4,40	95,60	60,55	14,77	85,23	66,52	0,68	99,32
5	15	50	65	4,40	95,60	62,21	10,52	89,48	66,38	1,00	99,00

Таблиця 3.8

Результати розрахунку ефективності

U	O	Eu	Eo	E
86,52	13,48	90,21	93,64	90,36
84,43	15,58	87,94	92,05	88,13
82,36	17,64	85,69	90,00	85,88
73,60	26,40	76,46	88,64	77,00
64,29	35,71	66,58	85,42	67,41

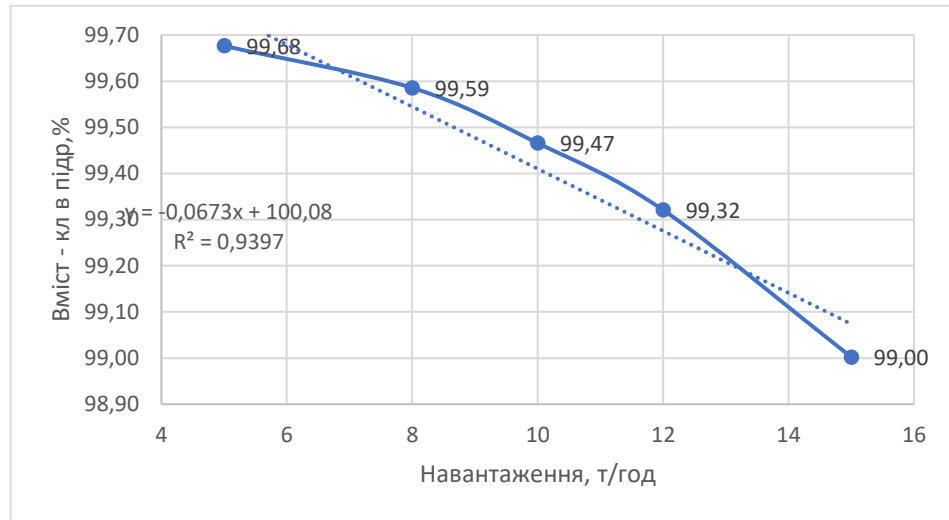


Рисунок 3.10 Залежність вмісту «-» класу в підрешітному продукті від навантаження

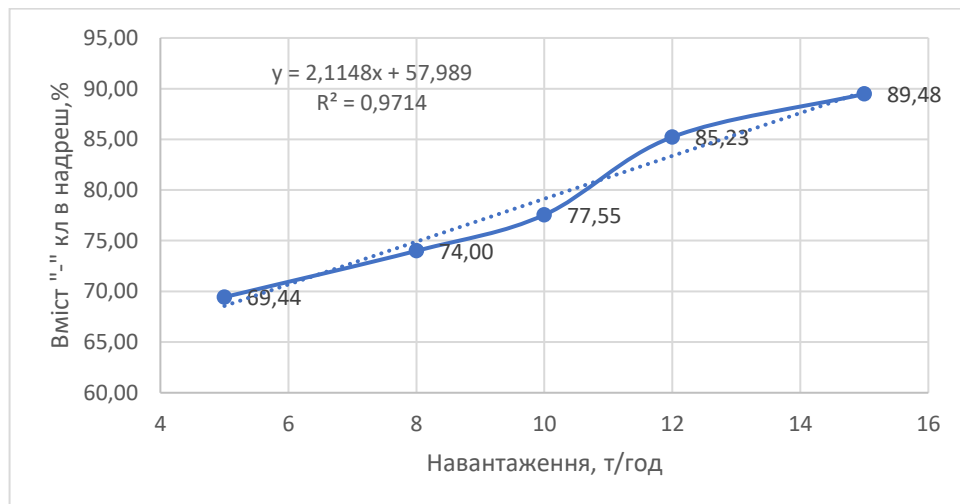


Рисунок 3.11 Залежність вмісту «-» класу в надрешітному продукті від навантаження

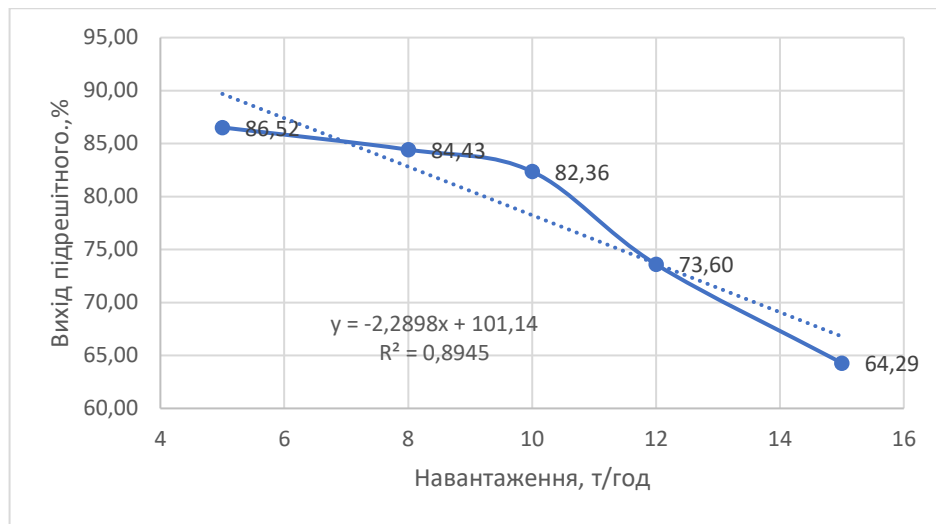


Рисунок 3.12 Залежність виходу підрешітного від навантаження

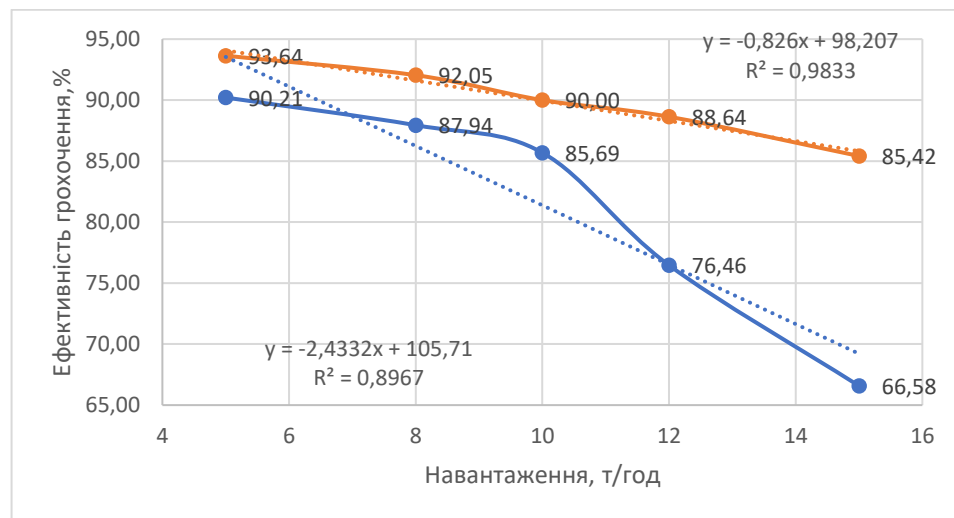


Рисунок 3.13 Залежність ефективності грохочення від навантаження

За даними наведеними в таблицях 3.7-3.8, та на рисунках 3.10-3.13 видно, що при збільшенні навантаження з 5 т/ч до 10 т/ч на деку, вихід підрешітного продукту зменшується з 86,52% до 82,36%, при збільшенні навантаження більше 10 т/ч вихід підрешітного продукту зменшується з 83,36% до 64,29%.

Відповідно змінюється і ефективність грохочення по підрешітному продукту з 90,21% до 66,58%.

Результати випробувань с оцінкою впливу частоти коливань деки грохоту на ефективність тонкого грохочення надані в таблиці 3.9

Результати випробувань надані в таблиці 3.9 У відповідності до таблиці було виконано 5 досліджень, при постійному значенні вмісту твердого в живленні грохота, навантаження на деку. частоти коливань, була змінним показником, яке змінювалося з 35 до 55 Гц.

Використовуючи методику розрахунку ефективності компанії Derrick Corporation (див. сторінку) буди розраховані маса підрешітного (U), маса надрешітного (O), ефективність надрешітна (E_o), ефективність підрешітна (E_u) та загальна ефективність (E). Дані наведені в таблиці 3.10. Слід зазначити, що при збільшенні частоти коливань вихід підрешітного продукту та ефективність по підрешітному продукту збільшується, а що стосується надрешітного продукту то вихід надрешітного зменшується відповідно до збільшення частоти коливань, а ефективність грохочення по надрешітному продукту спочатку зростає, а потім різко знижується, що обумовлене «відскоком частинок», розмір яких дорівнює $d - 0,75d$.

На підставі отриманих даних експериментів, були побудовані графіки залежностей показників тонкого грохочення від частоти коливань (рисунки 3.14-3.17).

Таблиця 3.9

Результати експериментів тонкого грохочення при різній частоті коливань деки грохота

№ п/п	Частота	Живлення			надRESHITний			пiдRESHITний		
		Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05	Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05	Вміст заліза загального Fe заг., %	+0,05	-0,05
1	35	65	4,40	95,60	62,18	10,92	89,08	66,56	0,57	99,43
2	40	65	4,40	95,60	60,03	16,02	83,98	66,69	0,27	99,73
3	45	65	4,40	95,60	57,53	21,88	78,12	66,74	0,15	99,85
4	50	65	4,40	95,60	55,38	26,98	73,02	66,73	0,18	99,82
5	55	65	4,40	95,60	52,87	32,94	67,06	66,64	0,38	99,62

Таблиця 3.10

Результати розрахунку ефективності

U	O	E _u	E _o	E
63,00	37,00	65,52	91,82	66,68
73,78	26,23	76,96	95,45	77,78
80,44	19,56	84,02	97,27	84,60
84,25	15,75	87,97	96,59	88,35
87,65	12,35	91,34	92,42	91,39

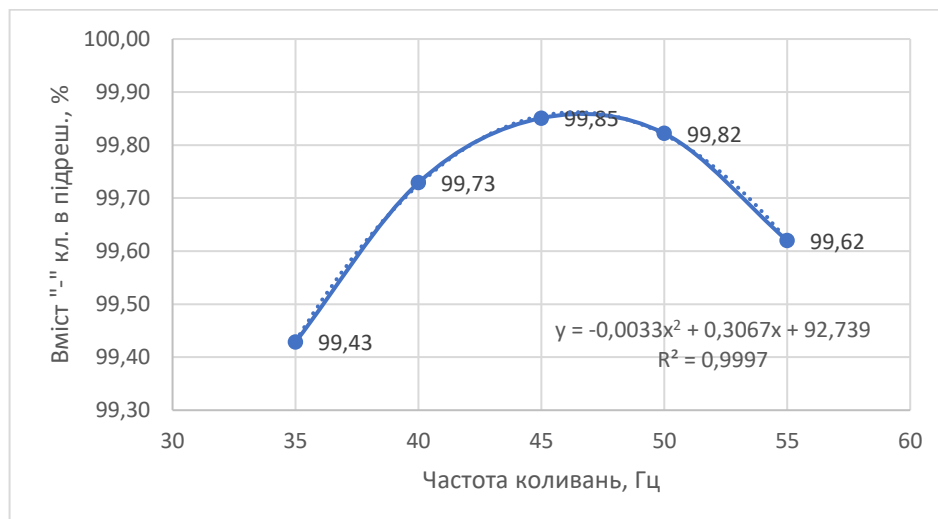


Рисунок 3.14 Залежність вмісту «-» класу в підрешітному продукті від частоти коливань

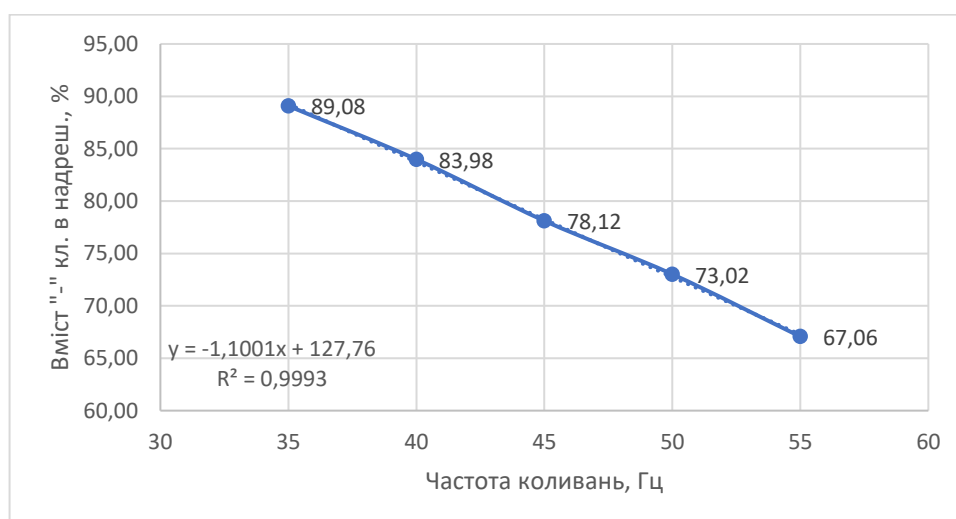


Рисунок 3.15 Залежність вмісту «-» класу в надрешітному продукті від частоти коливань

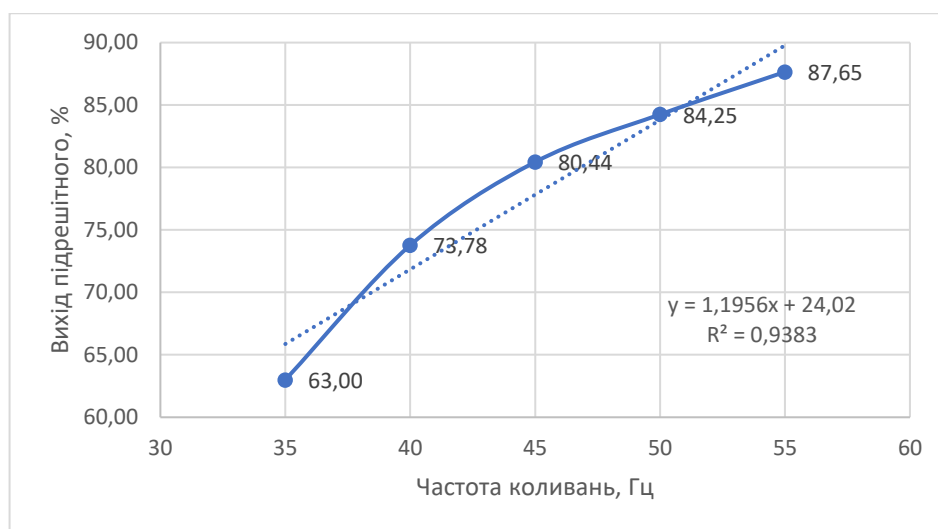


Рисунок 3.16 Залежність виходу надрешітного продукту від частоти коливань

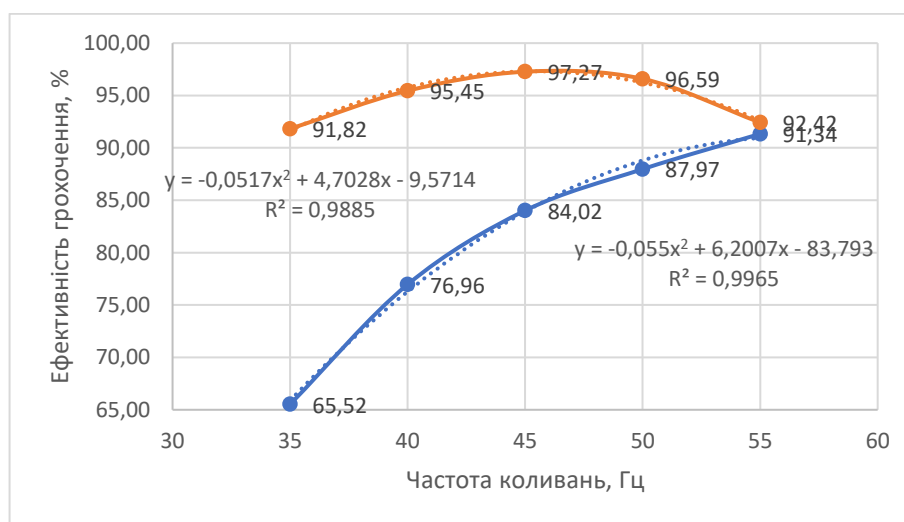


Рисунок 3.17 Залежність ефективності грохочення від частоти коливань

За даними наведеними в таблицях 3.9-3.10, та рисунках 3.14-3.17 видно, що при підвищенні частоти коливань з 35 Гц до 45 Гц вихід підрешітного продукту збільшується з 63,0% до 80,44%, при цьому ефективність по підрешітному продукту збільшується відповідно з 91,82% до 97,27%. Однак при подальшому збільшенні частоти коливань більш 45 Гц, вихід підрешітного продукту збільшується з 80,44% до 87,65%, при цьому ефективність по підрешітному продукту починає зменшуватися з 97,27% до 92,42%, та вміст мінусового класу в підрешітному продукті починає також зменшуватися. Це в більшій мірі пов'язане

«відскоками» від поверхні та неможливістю при такій частоті мінусових класів пройти скрізь отвори просіювальної поверхні.

3.7 Визначення параметрів оптимального технологічного режиму розділення частинок.

На підставі виконаних лабораторних та напівпромислових випробувань оптимальні показники грохочення наведені в таблиці 3.11. Слід зазначити, що одним із важливих критеріїв для вибору оптимальних режимів є вміст заліза загального в залізорудному концентраті при обґрунтованому виходу підрешітного продукту.

Таблиця 3.11

Оптимальні режими тонкого грохочення.

Показник впливу на грохочення	Оптимальний значення	вихід підрешітного продукту, %	Ефективність по підреш.,%	Ефективність по надреш.,%	Вміст заліза загального Fe заг., %
Розмір отворів ситової панелі, мм	0,053	100	-	-	66,8
Вміст твердого в живленні грохота, %	35-45	75-82	77-85	80-85	66,48-66,53
Навантаження, т/год	50	82	85	90	66,48
Частота коливань, Гц	40-50	74-84	77-88	95,5-97,3	66,69-66,74

Висновки до розділу 3.

1. Ефективність тонкого грохочення значною мірою визначається гідродинамічними умовами руху суспензії на поверхні сита грохоту. Підтримання оптимальної густини суспензії та товщини шару матеріалу забезпечує вільніший рух частинок і підвищує ефективність процесу класифікації.

2. При грохоченні матеріалу на ситових поверхнях з різним розміром отворів (0,053 мм, 0,063 мм та 0,075 мм), вихід підрешітного продукту збільшується та досягає максимального значення при використанні ситової панелі з розміром отворів 0,075 мм на рівні 97,9%. Однак слід зазначити, що при цьому відбувається

зниження ефективності по підрешітному продукту і як наслідок зменшується вміст заліза до рівня 65,88%.

3. При вмісті твердого на рівні 20 % рух частинок можливо оцінювати, як рух у «вільних умовах», що підтверджується високими показниками ефективності більш ніж 90%, як по надрешітному так і по підрешітному продукту. З підвищенням вмісту твердого до 35-40% відбувається формування оптимального прошарку пульпи на поверхні ситової панелі, частинки інтенсивно контактують з нею та переміщуються в підрешітний продукт. При подальшому збільшенні вмісту твердого до 45-55% рухливість частинок зменшується, за рахунок зменшення сегрегації частинок. Розділення при таких умовах оцінюється, як розділення в обмеженому просторі. Частинки, які мають розмір менший за розмір отвору ситової панелі частіше затримуються в прошарку пульпи над ситовою поверхнею, як наслідки, погіршується розділення, зменшується вихід підрешітного та ефективність по підрешітному продукту до 62,99%.

4. При збільшенні навантаження з 5 т/ч до 15 т/ч відбувається загальне зниження ефективності по підрешітному, надрешітному. В цілому загальна ефективність знижується з більш ніж 90,0% до 70-80%. Це обумовлено порушенням балансу між пропускною спроможністю прошарку матеріалу на поверхні та вірогідністю проходження частинки через отвори ситової панелі, а саме за рахунок збільшення швидкості руху прошарку пульпи на поверхні ситової панелі та зменшенню часу знаходження частинки над ситовою панеллю. При низькому навантаженні досить високі показники ефективності, але грохіт працює в недовантаженому режимі. При високому навантаженні суттєво зменшується ефективність розділення. При оптимально вибраному режимі (10 т/ч на деку) існує баланс між потужністю, кількістю грохотів та ефективністю розділення матеріалу.

5. Збільшення частоти коливань з 35 Гц до 55 Гц призводить до зростання ефективності по підрешітному продукту з 65 до 90%, а ефективність по надрешітному продукту спочатку зростає з 92,0% до 97,0% відповідно зростанню частоти з 35 Гц до 45 Гц, а в подальшому при збільшенні частоти з 45 Гц до 55 Гц відбувається різке зниження ефективності до 92,0%. Такий ефект зумовлений тим,

що при низькій частоті коливань, прошарок пульпи більш стратифікований, та час знаходження частинок біля поверхні ситової панелі високий. При збільшені частоти коливань збільшуються коливання часток, що призводить до зменшення часу знаходження біля ситової панелі, та подальшому проходженню частинки крізь отвір. Тому надрешітний продукт є «перенасиченим» мінусовим класом, який не встиг пройти скрізь отвори ситової панелі.

РОЗРОБКА ТА ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ
НОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ
ІЗ ВИКОРИСТАННЯМ ОПЕРАЦІЇ ТОНКОГО ГРОХОЧЕННЯ.

4.1 Обґрунтування технологічної схеми збагачення магнетитових кварцитів з урахуванням операції тонкого грохочення.

Існуюча схема ПРАТ «ПГЗК» включає:

- секції №№1-8 переробляють руду марки К 2-5 та по магнітній схемі виробляють концентрат з $Fe_{заг.}$ 61,5-61,7 %;
- концентрат секцій №№1-8 є живленням для секції №9 на якій магнетитовий концентрат також по магнітній схемі доводять до якості 63,0 %;
- концентрат секції №9 є живленням флотації № 1 де за допомогою флотаційного збагачення отримують концентрат з $Fe_{заг.}$ 67,2% (камерний продукт флотації);
- секції №№10-15 переробляють руду марки К 2-2 та по магнітній схемі та виробляють концентрат з $Fe_{заг.}$ 65,5-65,6 %;
- концентрат секцій №№10-15 є живленням флотації № 2 де за допомогою флотаційного збагачення отримують концентрат з $Fe_{заг.}$ 67,5% (камерний продукт флотації);
- пінні продукти флотацій №№1,2 з $Fe_{заг.}$ 47,0% об'єднуються та направляються на попередню підготовку поверхні від залишків реагентів з подальшою переробкою на флотації №3 з отриманням концентрату з $Fe_{заг.}$ 64,5 %.

Обґрунтування удосконаленої схеми переробки магнетитових кварцитів ПРАТ «ПГЗК» базується на:

- аналізі стану існуючої схеми;
- можливості виділення товарного концентрату за допомогою тонкого грохочення без залучення флотаційного доведення;
- залучення тонкого грохочення для доведення концентрату ММС перед флотацією замість секції №9;

- переведення секції №9 на переробку вихідної сировини.

Аналіз гранулометричного складу вихідної сировини ПРАТ «ПГЗК» з оцінкою $Fe_{заг.}$ за класами крупності дозволив визначити доцільність застосування операції тонкого грохочення для виділення концентрату товарної якості без застосування флотаційного збагачення або з його застосуванням в залежності від вихідної сировини.

Для підтвердження попередніх даних проведеного аналізу та розробки технологічних рішень було виконано низку досліджень, що дозволило підвищити кількісно-якісні показники товарних концентратів.

Удосконалена технологічна схема буде включати:

Секції №№1-8,9 (Рисунок 4.1)

- концентрат секцій №№1-8 з $Fe_{заг.}$ 61,7 % подається на тонке грохочення 1, замість подачі його на секцію №9. Це дозволяє отримати підрешітний продукт з $Fe_{заг.}$ 64,5 %, який направляється на флотації №№ 1,2 де виробляється концентрат з $Fe_{заг.}$ 68,5%.

- секція №9 переводиться на переробку вихідної сировини, концентрат, якої з $Fe_{заг.}$ 61,7%, об'єднується с концентратом секцій №1-8 та подається на тонке грохочення 1. Перед направленням підрешітного продукту на флотацію він попередньо розмагнічується для розбиття флокул та забезпечення кращого розділення.

- надрешітний продукт тонкого грохочення 1 з $Fe_{заг.}$ 56,53 % направляють на доводочну дільницю перед флотацією 3.

Секції №№10-15 (Рисунок 4.2)

- концентрат секцій №№10-15 $Fe_{заг.}$ 64,5 % направляється на операцію тонкого грохочення після попереднього розмагнічування для розбиття флокул та забезпечення кращого розділення. Операція тонкого грохочення дозволяє отримати товарний концентрат (підрешітний продукт) з $Fe_{заг.}$ 67,5 %;

- надрешітний продукт тонкого грохочення 2 з $Fe_{заг.}$ 59,86% направляють на доводочну дільницю перед флотацією 3.

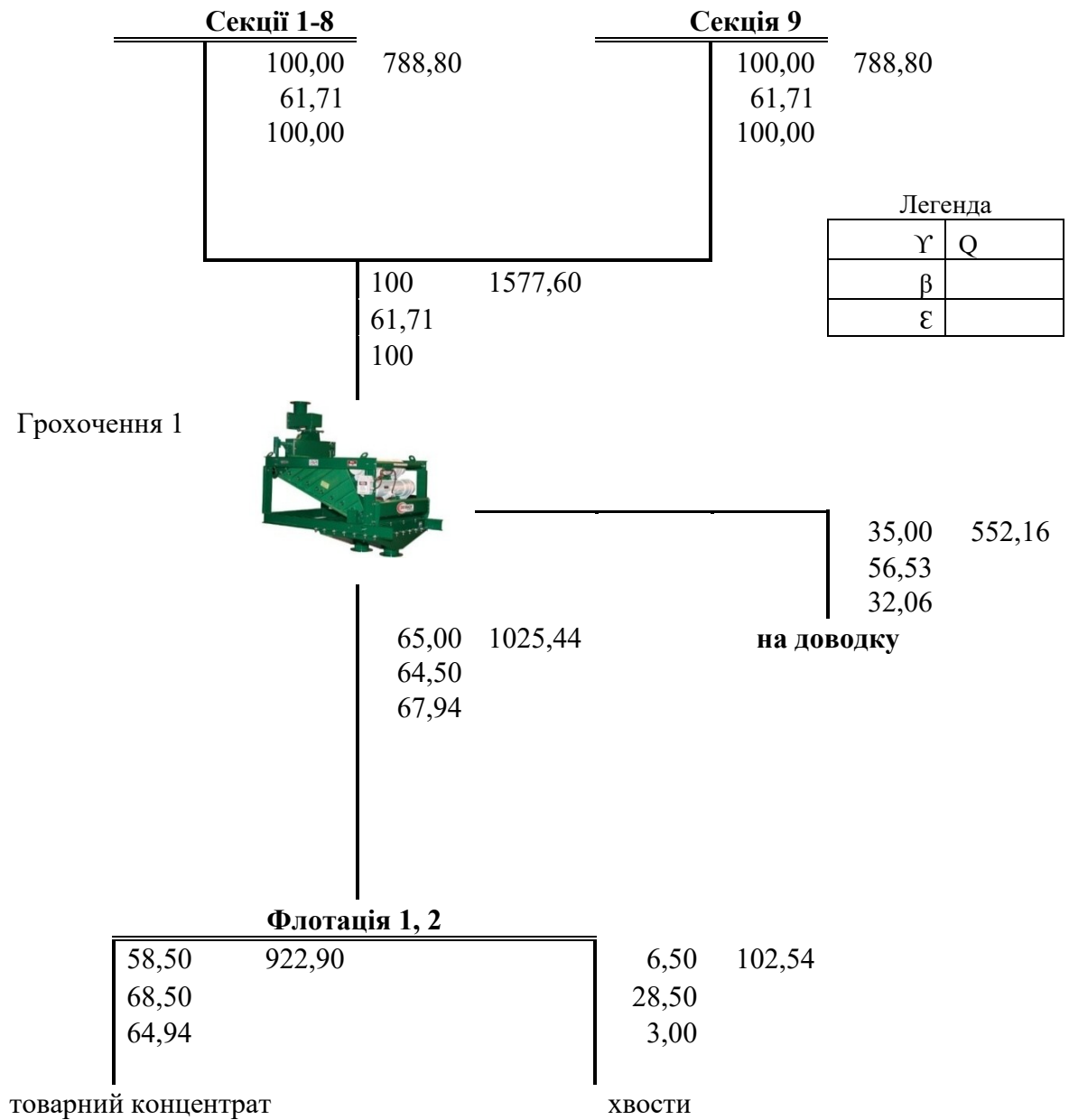


Рисунок 4.1 Пропонуєма технологічна схема для секцій 1-8,9

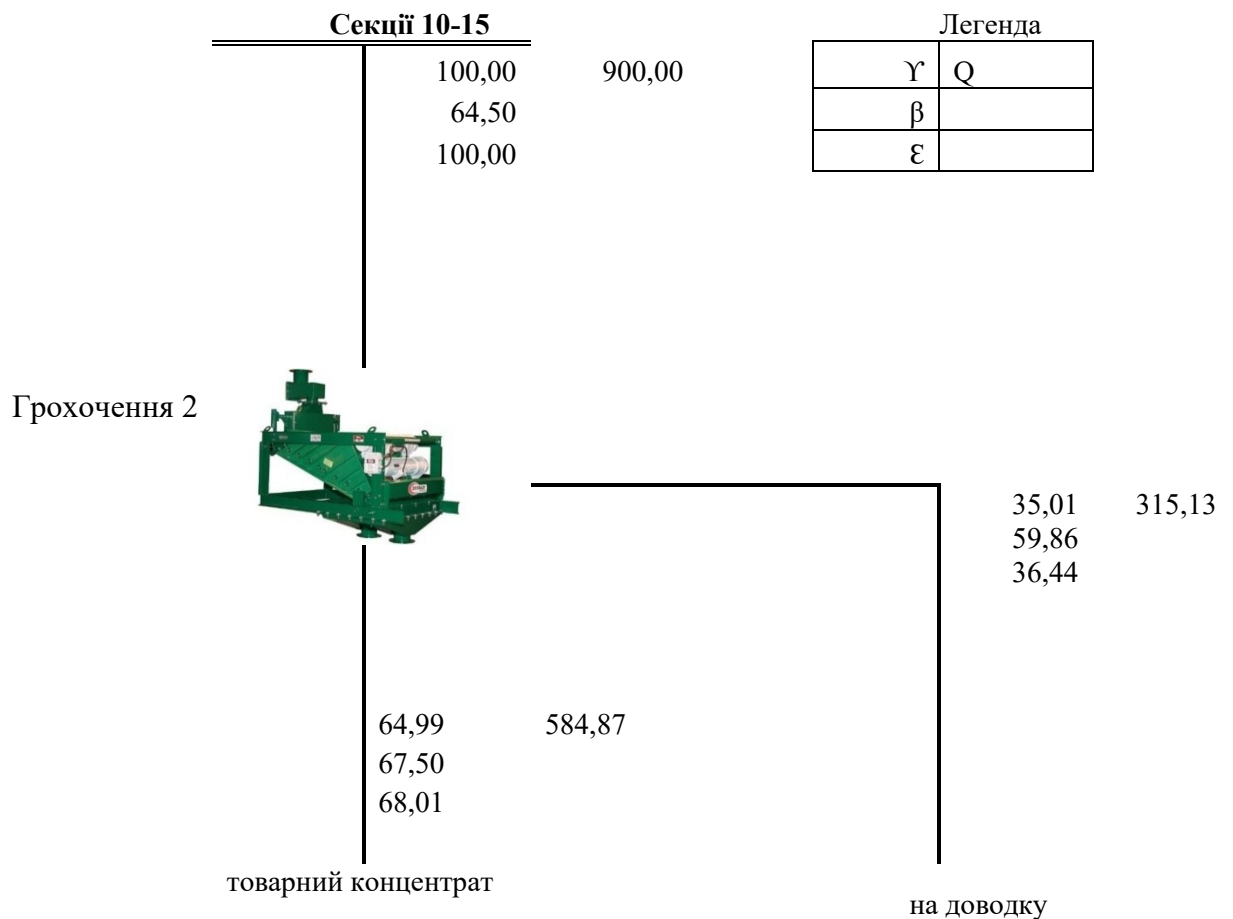


Рисунок 4.2. Пропонуєма технологічна схема для секцій 10-15

Доводочний комплекс. (Рисунок 4.3)

Приймає надрешітні продукту грохочення №№1,2 та пінний продукт (циркуляційне навантаження) флотації 3. До складу доводочного комплексу входять вертикальні млини, батареї гідроциклонів, сепаратори та дешламатори.

Живленням флотації 3 є концентрат з $Fe_{\text{заг.}}$ 66,1%.

Використання тонкого грохочення 1,2 дозволяє підвищити вміст заліза загального в живленні доводочний комплексу на 13,4% (з 43,7% до 57,12%), та підняти вміст заліза загального в живленні флотації 3 на 10,5% (з 55,6% до 66,1).

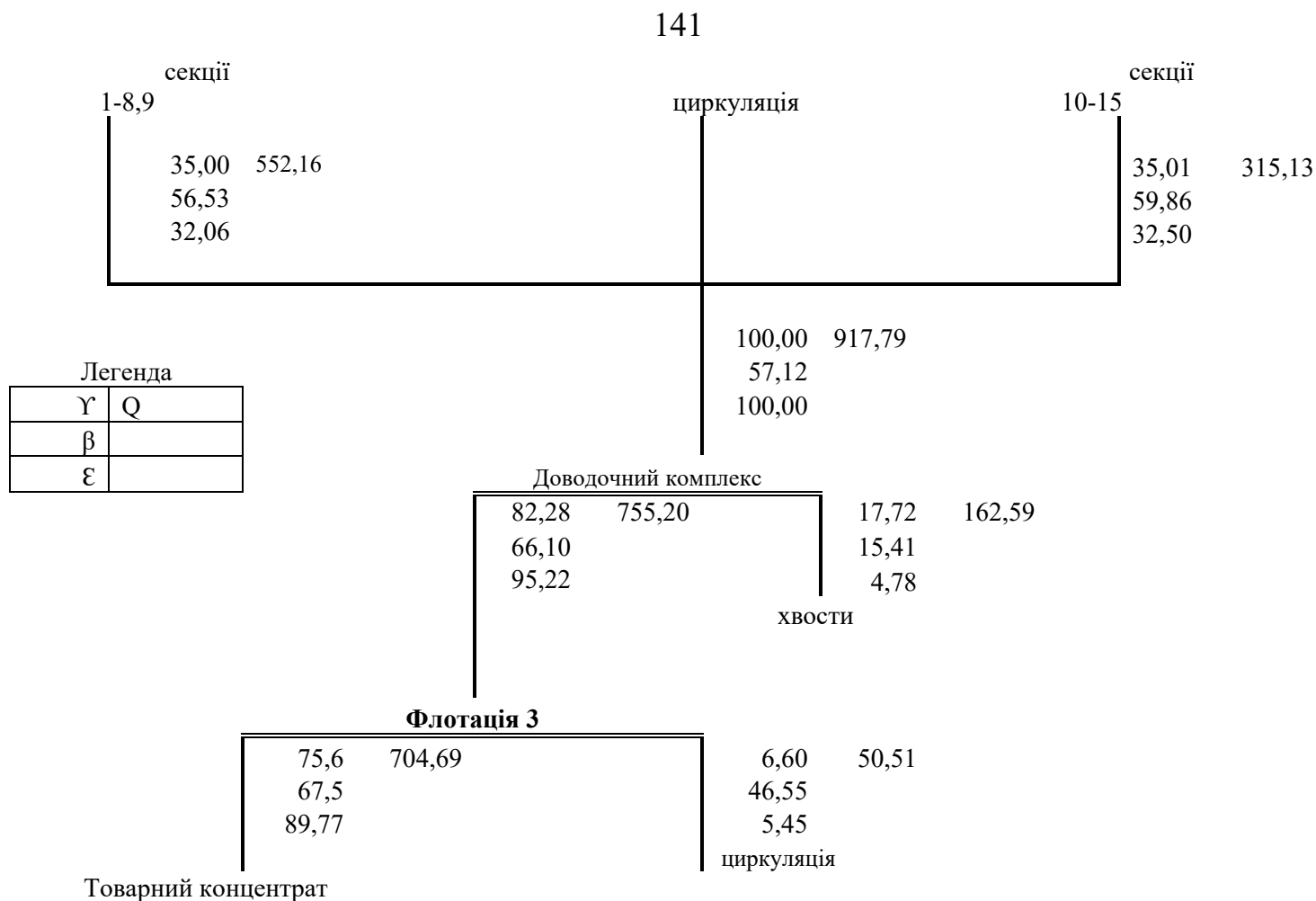


Рисунок 4.3 Пропонуєма технологічна схема переробки надрешітних продуктів секцій 1-8,9, 10-15.

Тонке грохочення вихідного живлення:

- живлення операції тонкого грохочення – магнетитовий концентрат секцій №№1-8, 9 містить 89,74% класу крупності -0,053 мм, що дозволяє, враховуючи ефективність грохочення на рівні 70 % отримати оптимізований по крупності продукт для подальшого більш селективного вилучення магнетиту при флотаційному збагаченні для отримання товарної продукції;

- живлення операції тонкого грохочення з секцій №№10-15 містить в класі крупності -0,053 мм 67,9 % заліза загального та його вихід становить 86,8 %, що дозволяє отримати концентрат з $Fe_{\text{заг.}}$ 67,5 % при ефективності грохочення 70 % без застосування операції флотації;

- виведення готового концентрату в голові технологічного процесу дозволяє зменшити навантаження на флотації №№ 1,2 та підвищити селективність флотаційного розділення, а для флотації № 3 підвищити якість вихідного живлення.

4.2 Результати досліджень за новою схемою з застосуванням тонкого грохочення у комплексі з магнітно флотаційною схемою збагачення магнетитових концентратів.

Для проведення напівпромислових випробувань були відібрані проби концентратів секцій №№1-8, 9 та 10-15. З кожної із проб було відібрано зразки для проведення оцінки хімічного, мінералогічного та гранулометричного складу.

Результати проведених досліджень наведені в таблицях 4.1-4.6.

Оцінка даних таблиці 4.1 показала, що концентрат секцій № 1-8, 9 містить переважну більшість класу $-0,053$ мм $-89,7$ % при цьому в даному $Fe_{\text{заг.}}$ складає $64,93\%$. Даний факт підтверджує доцільність застосування операції тонкого грохочення з метою підвищення в живленні флотації. В таблиці 4.3 наведений хімічний склад концентрату згідно якого $Fe_{\text{заг.}}$ складає $61,7\%$, що підтверджується результатами мінералогічного аналізу (табл. 4.4). Аналіз мінералогічних досліджень наведений в таблиці 4.4 показав, що концентрат переважно складаються з магнетиту ($85,2\%$), нерудна частина представлена кварцем ($6,2\%$). В пробах також присутні рудні гідроокисли заліза, силікати та карбонати, сульфіди та апатит.

Таблиця 4.1

Результати гранулометричного аналізу концентрату секцій №№1-8,9
з оцінкою $Fe_{\text{заг.}}$ та SiO_2 за класами крупності

Класи крупності, мм	Вихід класу, %	$Fe_{\text{заг.}}$, %	SiO_2 , %	Дані з накопичуванням		
				Вихід класу, %	$Fe_{\text{заг.}}$, %	SiO_2 , %
+1,0	3,60	24,8	56,76	100,00	61,71	11,07
-0,1 +0,071	2,48	30,6	46,82	96,3	62,31	9,38
-0,071 +0,063	2,74	41,5	33,90	93,9	63,38	8,39
-0,063 +0,050	1,37	48,2	26,58	91,1	64,09	7,62

продовження таблиці 4.1						
-0,050 + 0,040	8,81	55,4	18,06	89,7	64,93	7,33
-0,040 + 0,032	12,70	62,0	8,59	80,9	65,96	7,56
- 0,032	68,23	66,7	5,71	68,2	66,7	5,71
РАЗОМ	100,00	61,71	11,07	-	-	-

Дані таблиць 4.2 свідчать, що у концентраті секцій № 10-15 клас -0,053 мм становить 86,8 % при $Fe_{\text{заг.}}$ 67,9% Даний факт підтверджує доцільність застосування операції тонкого грохочення з метою відділення готового товарного концентрату перед операцією флотації.

Таблиця 4.2

Результати гранулометричного аналізу концентрату секцій №№10-15
з оцінкою $Fe_{\text{заг.}}$ та SiO_2 за класами крупності

Класи крупності, мм	Вихід класу, %	$Fe_{\text{заг.}}$ %	SiO_2 , %	Дані з накопичуванням		
				Вихід класу, %	$Fe_{\text{заг.}}$, %	SiO_2 , %
+1,0	2,25	18,7	68,0	100,00	64,53	8,59
-0,1 + 0,071	3,35	32,1	49,4	97,75	65,59	7,23
-0,071 + 0,063	2,45	47,1	29,5	94,40	66,77	5,73
-0,063 + 0,050	5,15	57,12	17,5	91,95	67,30	5,10
-0,050 + 0,040	8,05	62,2	8,9	86,80	67,90	5,58
-0,040 + 0,032	11,25	66	7,3	78,75	68,49	4,49
- 0,032	67,5	68,9	3,3	67,50	68,90	3,34
РАЗОМ	100	64,53	8,6	-	-	-

В таблиці 4.5 наведений хімічний склад концентрату згідно якого $Fe_{\text{заг.}}$ складає 64,5%, що підтверджується результатами мінералогічного аналізу (табл. 4.6). Аналіз мінералогічних досліджень наведений в таблиці 4.6 показав, що концентрат переважно складаються з магнетиту (89,12%), нерудна частина представлена

кварцем (3,1%). В пробах також присутні рудні гідроокисли заліза, силікати та карбонати, сульфіді та апатит.

На вищезазначених пробах виконано 6 тестів грохочення магнетитового концентрату (3 для секцій №№ 1-8,9 та 3 для секцій №№ 10-15) з використанням напівпромислового грохоту Derrick моделі 2SG48-60W-1STK з ситовою поверхнею з розмірами отворів 0,053 мм. В рамках експерименту частота коливань декі грохоту підтримувалась на рівні 40-50 Гц (оптимальне значення визначене в розділі 3). Амплітуда коливань грохоту не регулюється та дорівнює 0,7 мм.

Дані проведених експериментів наведені в таблиці 4.7, 4.8.

Оцінка результатів показала, що існує технологічна можливість вилучення з продуктів товарний концентрат, або забезпечити підвищення якості проміжних продуктів для подальшої переробки на флотації. Узагальнені результати були використанні при розробці пропонуємої схеми (Рисунки 4.1-4.3)

На отриманих надрешітних та підрешітних продуктах тонкого грохочення проведено флотаційні тести результати яких наведено в таблиці 4.9-4.12.

Аналіз хімічного складу концентратів флотації в середньому за показав (табл.4.9), що вміст заліза загального складає 68,2-69,13% при цьому , заліза діоксид кремнію – 3,27-4,57%.

Аналіз мінералогічних досліджень наведений в таблиці 4.10 показав, що концентрат основної флотації (флотація №1,2) переважно складаються з магнетиту (91,6-94,8%). В пробах також присутні рудні гідроокисли заліза, силікати та карбонати (в сумі 2,73-3,73%). Нерудна частина представлена кварцем, вміст якого складає 0,5-1,3 %. Шкідливі домішки - сульфіді та апатит – не перевищують 0,07 %вміст яких коливається в межах 0,07 %.

Таблиця 4.3

Хімічний аналіз проби концентрату секцій №№1-8,9

Вміст компонентів, %																
Fe _{заг}	Fe _{магн}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S _{заг}	CO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	n.n.n	Всього
61,70	60,02	28,10	59,84	11,07	0,03	0,17	0,03	0,04	0,19	0,01	0,03	0,09	0,03	0,06	0,44	100

Таблиця 4.4

Мінеральний склад проби концентрату секцій №№1-8,9

Вміст мінералів і пов'язаного з ним заліза загального, %																	
Магнетит		Гематит, мартит		Гідрооксиди заліза		Карбонати		Силікати		Сульфіди		Кварц		Апатит		Всього	
М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe
85,2	57,4	4	2,8	1,2	0,7	0,28	0,11	0,04	0,01	3	0,7	6,2	—	0,06	—	100	61,7

Таблиця 4.5

Хімічний аналіз проби концентрату секцій №№10-15

Вміст компонентів, %																
Fe _{заг}	Fe _{магн}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S _{заг}	CO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	n.n.n	Всього
64,50	61,18	27,22	63,07	8,60	0,03	0,21	0,03	0,05	0,21	0,01	0,03	0,09	0,03	0,06	0,48	100

Таблиця 4.6

Мінеральний склад проби концентрату секцій №№10-15

Вміст мінералів і пов'язаного з ним заліза загального, %																	
Магнетит		Гематит, мартит		Гідрооксиди заліза		Карбонати		Силікати		Сульфіди		Кварц		Апатит		Всього	
М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe
89,12	62,63	3,61	1,2	1,11	0,31	0,26	0,047	0,03	0,005	2,7	0,31	3,1	—	0,05	—	100	64,5

Результати експериментів тонкого грохочення

№ з/п	Q, т/ч	Тв, %	Частот а	Живлення				надрешітний				підрешітний			
				Разом живленн я	+0,05	-0,05	Вміст заліза, %	усього надрешіт ний	+0,05	-0,05	Вміст заліза, %	усього підрешіт ний	+0,05	-0,05	Вміст заліза, %
Концентрат секцій №№1-8,9															
1	10	35	50	100	10,26	89,74	61,70	100	25,54	74,46	58,31	100	1,61	98,39	64,51
2	10	40	50	100	13,63	86,37	61,70	100	32,10	67,90	56,60	100	2,20	97,80	64,35
3	10	45	50	100	11,00	89,00	61,70	100	27,05	72,95	57,92	100	1,72	98,28	64,48
середн є	10	40	50	100	11,63	88,37	61,70	100	28,23	71,77	57,61	100	1,84	98,16	64,45
Концентрат секцій №№10-15															
4	10	35	50	100	13,20	86,80	64,50	100	27,87	72,13	60,78	100	1,43	98,57	67,54
5	10	40	50	100	11,00	89,00	64,50	100	23,90	76,10	61,80	100	1,16	98,84	67,61
6	10	45	50	100	14,60	85,40	64,50	100	30,28	69,72	60,17	100	1,60	98,40	67,49
середн є	10	40	50	100	12,93	87,07	64,50	100	27,35	72,65	60,92	100	1,40	98,60	67,55

Таблиця 4.8

Результати розрахунку ефективності

U	O	E _u	E _o	E
Концентрат секцій №№1-8,9				
63,85	36,15	70,01	89,98	72,06
61,77	38,23	69,95	90,03	72,68
63,36	36,64	69,97	90,09	72,18
Концентрат секцій №№10-15				
55,48	44,52	63,01	93,99	67,10
56,73	43,27	63,00	94,02	66,41
54,67	45,33	62,99	94,01	67,52

Таблиця 4.9

Хімічний склад концентратів основної флотації (доведення підрешітного продукту секцій №№1-8,9)

№ тесту	Вміст компонентів, %																
	Fe _{заг}	Fe _{магн}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S _{заг}	CO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	n.n.n.	Всього
1	68,20	64,69	28,78	65,47	4,57	0,027	0,22	0,029	0,05	0,22	0,015	0,032	0,10	0,032	0,066	0,51	100
2	68,93	65,38	29,09	66,17	3,56	0,028	0,23	0,030	0,05	0,23	0,015	0,033	0,10	0,033	0,067	0,51	100
3	69,13	65,57	29,18	66,36	3,27	0,028	0,23	0,030	0,05	0,23	0,015	0,033	0,10	0,033	0,067	0,51	100

Таблиця 4.10

Мінеральний склад концентратів основної флотації (доведення підрешітного продукту секцій №№1-8,9)

№ тесту	Вміст мінералів (М) і пов'язаного з ним заліза загального (Fe), %																
	Магнетит		Гематит, мартит		Гідрооксиди заліза		Карбонати		Сульфіді		Силікати		Кварц	Апат ит	Всього		
	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	М	М	Fe	
1	91,6	64,68	3,3	2,24	1	0,59	0,23	0,09	0,03	0,01	2,5	0,59	1,3	0,04	100	68,2	
2	93,9	66,77	1,9	1,28	0,6	0,39	0,23	0,09	0,03	0,01	2,3	0,39	1	0,04	100	68,93	
4	94,8	67,15	1,9	1,27	0,5	0,29	0,23	0,09	0,04	0,01	2	0,32	0,5	0,03	100	69,13	

У таблиці 4.11 представлений гранулометричний склад концентратів основної флотації.

Таблиця 4.11

Гранулометричний склад концентрату основної флотації

№ тесту	Клас крупності, мм	Вихід класу. %
	+0,071	2,5
1	-0,071+0,063	1,2
	-0,063+0,050	1,8
	-0,050+0,040	8,7
	-0,040+0,032	13,1
	-0,032	72,7
	Всього	100
2	+0,071	0,7
	-0,071+0,063	1,1
	-0,063+0,050	1,9
	-0,050+0,040	8,9
	-0,040+0,032	13,1
	-0,032	74,3
	Всього	100
3	+0,071	-
	-0,071+0,063	1,4
	-0,063+0,050	1,5
	-0,050+0,040	8,9
	-0,040+0,032	12,9
	-0,032	75,3
	+0,071	+0,071

Надрешітний продукт тонкого грохочення секцій №№1-8,9 та 10-доподрібнювався з використанням шарового млина МШР 60 м³. Дані досліджень з кінетики доподрібнення надрешітних продуктів отриманих з концентратів секцій 1-8,9 та 0-15 з масовою часткою заліза 61,7-64,5% наведені в таблиці в таблиці 4.12.

Кінетика доподрібнення надрешітних продуктів

Класи крупності, мм	Вихід класів крупності, %											
	t=0 хв		t=30 хв		t=40 хв		t=50 хв		t=70 хв		t=90 хв	
	γ	$\Sigma\gamma$	γ	$\Sigma\gamma$	γ	$\Sigma\gamma$	γ	$\Sigma\gamma$	γ	$\Sigma\gamma$	γ	$\Sigma\gamma$
-0,1 +0,071	11,1	100	3,1	100	2,4	100	2,02	100	2	100	1,5	100
-0,071 +0,063	16,6	88,9	7,8	96,9	8,1	97,6	4,48	97,98	4,9	98	4,2	98,5
-0,063 +0,050	13	72,3	3,6	89,1	4,6	89,5	2,38	93,5	1,7	93,1	3	94,3
-0,050 +0,044	3,2	59,3	8,8	85,5	7,6	84,9	2,12	91,12	2,3	91,4	2,1	91,3
-0,044 + 0,032	5,2	56,1	6,2	76,7	6,4	77,3	7,72	89	7,3	89,1	7	89,2
- 0,032+0	50,9	50,9	70,5	70,5	70,9	70,9	81,28	81,28	81,8	81,8	82,2	82,2
РАЗОМ:	100,00		100,00		100,00		100,00		100,00		100,00	

Кульовий млин типу МШЛ 60 дм³, Ж: Т=1:1,85, діаметр куль 20-40 мм, маса кульової загрузки 56 кг, маса проби 10 кг.

Аналіз результатів таблиці 4.12 показав, що при збільшенні часу подрібнення в кульовому горизонтальному млині з 50 хвилин до 90 хвилин вміст фракції -0,05 мм залишається практично на рівні 91,1-91,4%. Однак при подальшому проведенню досліджень з використанням магнітної сепарації (табл. 4.13) при порівнянні цих двох точок відмічається зниження вилучення заліза в концентрат на 4,72-4,79 % та $Fe_{заг.}$ в концентраті становить 66,1 (65,8) проти 64,6 (64,3) %. Це свідчить про необхідність доподрібнення надрешітного продукту в вертикальних млинах, які забезпечують необхідну крупність доподрібнення при мінімальному шламуванні.

Таблиця 4.13

Результати магнітної сепарації доподрібнених
надрешітних продуктів секцій №№1-8,9 та 10-15

Час доподрібнення	Продукт	Вихід, %	$Fe_{заг.}$, %	Вилучення, %
<i>Надрешітний продукт секцій №№1-8,9</i>				
50 хвилин	магнітний	82,32	66,1	96,26
	немагнітний	17,68	11,97	3,74
	живлення	100	56,53	100,0
90 хвилин	магнітний	75,33	64,6	91,47
	немагнітний	24,67	18,4	8,53
	живлення	100	53,2	100,00
<i>Надрешітний продукт секцій №№10-15</i>				
50 хвилин	магнітний	83,75	65,8	96,44
	немагнітний	16,25	12,5	3,56
	живлення	100	57,14	100,00
90 хвилин	магнітний	76,76	64,3	91,72
	немагнітний	23,24	19,16	8,28
	живлення	100	53,81	100,00

Після магнітної сепарації усереднені продукти було направлено на флотаційне збагачення результати якого представлені в таблиці 4.14.

Таблиця 4.14

Результати флотаційного збагачення доведеного надрешітного продукту
з масовою часткою заліза 66,1%

Продукт	Вихід, %	Вміст заліза, %	Вилучення заліза, %	Витрати реагенту, г/т
пінний	5	47,1	3,6	150
камерний	95	67,1	96,4	
живлення	100	66,1	100	
пінний	6	45,7	4,2	170
камерний	94	67,4	95,8	
живлення	100	66,1	100	
пінний	9	46,9	6,4	190
камерний	91	68,0	93,6	
живлення	100	66,1	100	

В результаті обробки та аналізу результатів виконаних теоретичних та практичних досліджень розроблено нову технологію доведення концентратів з введенням в технологічну схему тонкого грохочення, яка дозволяє виключити виробництво низькосортного концентрату з вмістом заліза 64,5% та отримати нову товарну продукцію з вмістом заліза 68,5%. По рекомендованій схемі досягнуті основні показники:

- без флотації (підрешітний продукт) - вміст заліза загального 67,5% при вилученні від операції 68,01%;

- по флотації 1, 2 - вміст заліза загального 68,5% при вилученні від операції 64,94%;

- по флотації 3 - вміст заліза загального 67,5% при вилученні від операції 89,77%.

При цьому досягнуто збільшенням вмісту заліза у загальному обсязі товарного концентрату на 0,74% від існуючої схеми.

4.3. Техніко-економічні показники пропонуємої схеми

З метою розрахунку техніко-економічних показників привабливості рекомендованої схеми були враховані наступні вихідні дані:

- аналіз сировини;
- аналіз проблем, пов'язаних з виробництвом високоякісних концентратів;
- стан існуючої схеми;
- пропозиції, щодо підвищення якості концентратів.

Для оцінки ефективності інвестиційної привабливості запропонованої схеми були використані наступні показники (таблиця 4.15):

- чиста поточна вартість проекту (Net Present Value, NPV);
- внутрішня норма дохідності (Internal Rate of Return, IRR);
- індекс прибутковості (Profitability Index, PI)
- дисконтований період окупності (Discounted Payback Period, DPP)
- недисконтований термін окупності (Payback Period PP);
- дисконтовані інвестиційні витрати (Positive Volume Index, PVI).

Таблиця 4.15

Показники інвестиційної привабливості проекту

Чиста приведена вартість (NPV), тис.US\$	210 354,9
Внутрішня норма дохідності (IRR), %	55,6%
Індекс прибутковості (PI)	2,47
Дисконтований термін окупності (DPP), міс.	46
Недисконтований термін окупності (PB), міс.	38
Дисконтовані інвестиційні витрати (PVI), тис.US\$	143 075,7
Ставка дисконтування	18,7%.

Чиста поточна вартість (NPV, Net Present Value) – це показник економічної ефективності інвестиційного проекту, який розраховується шляхом дисконтування (приведення до поточної вартості, тобто на момент інвестування) очікуваних грошових потоків (як доходів, так і витрат) [88].

$$NPV = \sum_{i=0}^n \frac{CF_i}{(1+r)^i}, \quad (4.1)$$

де

NPV (Net Present Value) – чиста поточна вартість інвестиційного проекту;

CF (Cash Flow) – грошовий потік;

r – ставка дисконтування;

n – загальна кількість періодів (інтервалів, кроків) $i = 0, 1, 2, \dots, n$ за весь термін інвестування.

Враховуючи, що інвестиції у проєкт розподілені не одномоментно, а протягом низки періодів, тому вони повинні бути продисконтовані. Тоді формула NPV проєкту набуде вигляду:

$$NPV = \sum_{i=1}^n \frac{CF_i}{(1+r)^i} - \sum_{i=0}^n \frac{IC_i}{(1+r)^i} \quad (4.2)$$

$NPV < 0$. Якщо чиста поточна вартість - негативне значення, то інвестиція не окупається, а інвестор у разі отримує збиток. Від вкладення коштів у такий проєкт слід відмовитись.

$NPV = 0$. Якщо чиста поточна вартість дорівнює нульове значення, це свідчить про окупності інвестицій, але інвестор не отримає прибутку. В такому випадку потрібно пошукати альтернативні варіанти вкладення коштів.

$NPV > 0$. Якщо чиста поточна вартість має позитивне значення, це свідчить про повну окупність інвестицій, а значення NPV показує підсумковий обсяг прибутку інвестора. Інвестиції є доцільними.

Якщо чиста поточна вартість проєкту набуває позитивного чи нульового значення, то даний проєкт можна вважати прийнятним при даному розрахунковому періоді. Це означає, що інвестор не тільки поверне вкладені кошти, а й може розраховувати і прибуток. З кількох варіантів слід набувати значення, NPV якого більше.

Internal Return of Rate (IRR, внутрішня норма прибутковості) - показник, що показує прибутковість майбутніх інвестицій. Фактично є ставкою дисконтування, застосування якої перетворює NPV в нуль .[89].

$$0 = NPV = \sum_{t=1}^T \frac{C_t}{(1+IRR)^t} - C_0 \quad (4.3)$$

де,

C_t — чистий приплив грошових коштів за період t

C_0 — загальна вартість початкових інвестицій

IRR — внутрішня норма прибутку

t — кількість часових періодів.

Чим вища внутрішня норма прибутку, тим більш доцільними є інвестиції. або тим привабливішим є бізнес для інвестора. IRR є однорідною для інвестицій різних типів і, як така, може використовуватися для ранжування кількох перспективних інвестицій або проєктів на відносно рівномірній основі. Загалом при порівнянні варіантів інвестування з іншими подібними характеристиками, інвестиції з найвищою IRR, ймовірно, будуть вважатися найкращими.

(Profitability Index, PI) Індекс прибутковості використовується в оцінці відносної прибутковості інвестицій, який позначається PI і розраховується як [90].

$$PI = 1 + \frac{NPV}{I} \quad (4.4)$$

де:

NPV (Net Present Value) – чиста поточна вартість інвестицій;

I – дисконтована сума інвестицій в проект;

(Discounted Payback Period, DPP) Дисконтований період окупності - це термін, за який окупляться первинні витрати на реалізацію проекту за рахунок доходів, дисконтованих за заданою відсотковою ставкою (нормою прибутку).

$$DPP = y + \frac{|NCF_{cum,y}|}{DCF_{y+1}} \quad (4.5)$$

де:

y – кількість місяців, що передує місяцю повного повернення інвестицій (накопичений дисконтований потік ще від’ємний)

$NCF_{cum,y}$ – абсолютна величина (модуль) сумарного дисконтованого грошового потоку на кінець місяця y.

DCF_{y+1} – дисконтований грошовий потік у наступному місяці ((y+1), у якому наступить повна окупність.

(PB - Payback Period) Недисконтований термін окупності - це період (кількість років, місяців), який потрібен для того, щоб початкові інвестиційні витрати (IC) покрилися чистими грошовими надходженнями (CF), отриманими від реалізації проекту.

$$PB = \frac{IC}{CF} \quad (4.6)$$

де

IC – сума початкових вкладень

CF – чистий грошовий потік за період.

(PVI Present Value of Investments) Дисконтовані інвестиційні витрати - це показник, який дозволяє довести майбутні інвестиційні витрати (зроблені в різні періоди часу) до їх теперішньої вартості на момент початку проекту.

$$PVI = \sum_{i=1}^n \frac{IC_t}{(1+i)^t} \quad (4.7)$$

де

IC_t — інвестиційні витрати (грошовий потік) у періоді

i — ставка дисконтування (ставка прибутковості, коефіцієнт);

t — номер періоду (рік, квартал тощо);

n — загальна кількість періодів.

Ставка дисконтування для розрахунку економічної привабливості проекту прийнята на рівні 18,7%.

По суті ставка - це показник показує граничну норму вартості капіталу інвестора. Іншими словами, якщо для реалізації цього проекту будуть залучені кредитні кошти (позики) банків/фондів, то ставкою дисконтування буде ефективна відсоткова ставка за кредитом. За використанням власних коштів інвестора, ставка дисконтування може бути порівняна з відсотковою ставкою за банківським депозитом. Тому прийнята ставка дисконтування, яка враховує облікову ставку НБУ станом на 2026 рік, ризики по довгостроковому кредиту та стан війну у державі.

Економічний ефект проекту полягає в отриманні прибутку за рахунок збільшення якості товарної продукції на 0,74% та в виробництві додатково 5,5 млн. тон/рік високоякісного концентрату за рахунок змін рудопотоків та впровадження тонкого грохочення (таблиці 4.16).

Таблиця 4.16

Ключові показники, за рахунок яких досягнутий економічний ефект

Пропоновані КПЕ	Од. вим.	До	Після	Відх.
Обсяг товарного концентрату	тис.т/рік	12 470,4	18 024,8	5 554,4
Вміст Fe в товарному концентраті	%	67,18	67,92	0,74

Бюджет проекту (капітальні інвестиції) наведений в таблиці 4.17

Таблиця 4.17

Капітальні інвестиції

№ п/п	Найменування	Кількість, шт.	Сума, \$тис.
1	Грохит	25	23 905,3
2	Першочергові пульпорозділювачі	9	794,5
3	Другочергові пульпорозділювачі	25	2 206,9
4	Панелі п/у 53	32	123,6
5	Вертикальні млини	4	20 021,0
6	Розмагнічуючі котушки	2	31,2
7	Батареї гідроциклонів	4	4 369,2
	Обладнання		51 451,8
8	Будівельно монтажні роботи		15 435,5
9	Наладка		1 543,6
	Всього		68 430,9
10	Додаткове обладнання у кар'єр		101 400,0
	РАЗОМ		169 830,9

В тому числі вартість обладнання для додаткового видобутку руди наведено в таблиці 4.18

Таблиця 4.18

Вартість обладнання для додаткового видобутку руди

№ п/п	Найменування	Кількість, шт.	Вартість, \$тис.
1	Буровий верстат	10	13 000
2	Екскаватор	5	32 500
3	Самоскид	20	52 000
4	Бульдозер	3	3 900
	Всього		101 400

Розрахунок додаткового обладнання кар'єру.

Вихідні дані:

- Додатковий видобуток руди: 18 755 тис. т/рік
- Додатковий розкрив: 9 884 тис. м³/рік
- Питома вага руди: 3,2 т/м³ → руда в м³: $18\,755 / 3,2 = 5\,861$ тис. м³/рік
- Режим роботи: 355 днів × 3 зміни × 8 год = 8 520 год/рік

Екскаватори

- Руда (ЕКГ-12К, скельна міцна порода)
 - Річна продуктивність 1 екскаватора: ~3 500 тис. м³/рік (базовий сценарій)
 - Потрібно: $5\,861 / 3\,500 = 1,7 \rightarrow 2$ екскаватори
- Розкрив (ЕКГ-10/12, змішані породи)
 - Річна продуктивність 1 екскаватора: ~3 200 тис. м³/рік
 - Потрібно: $9\,884 / 3\,200 = 3,1 \rightarrow 3$ екскаватори
 - Разом екскаваторів: 5 од. (2 рудних + 3 розкривних)

Автосамоскиди (Cat 793d / Komatsu 930E, 220–240 т)

Загальна методологія

Кількість = (час рейсу / час навантаження) × кількість екскаваторів
+ резерв 15%

Параметри одного рейсу (орієнтовно для глибини >400 м):

Операція Час, хв Навантаження (4–5 ковшів ЕКГ-12) 4–5 Рух
навантаженим (відстань ~3–5 км) 12–18 Розвантаження 2–3 Рух
порожнім 8–12 Разом цикл 26–38 хв

- Руда → ДКК / збагачувальна фабрика

Вантажопідйомність: 220 т = ~69 м³ руди

Рейсів/рік на 1 думпер: $8\,520 \text{ год} \times 60 / 32 \text{ хв} \times 0,70 \text{ (КВЧ)} = \sim 11\,200$ рейсів

Обсяг/рік на 1 думпер: $11\,200 \times 69 = \sim 773$ тис. м³ = ~2 470 тис. т

Потрібно: $18\,755 / 2\,470 = 7,6 \rightarrow 8$ самоскидів

- Розкрив → зовнішній відвал

Рейсів/рік на 1 самоскид (відстань до відвалу ~2–4 км): ~12 500 рейсів

Обсяг/рік на 1 самоскид (насипна ~1,8 т/м³): $12\,500 \times 69\text{ м}^3 = \sim 863$ тис. м³

Потрібно: $9\,884 / 863 = 11,5 \rightarrow 12$ самоскидів

Бурові верстати (СБШ-250МН або аналог)

- Питома витрата буріння для скельних порід (~XIV–XVI категорія):

- Сітка свердловин: 6×6 м або 7×7 м

- Глибина свердловини: 15–18 м

- Вихід гірничої маси з 1 пог. м: ~55–65 м³

Руда:

Обсяг буріння: $5\,861\text{ тис. м}^3 / 60\text{ м}^3/\text{пог. м} = \sim 97\,700$ пог. м/рік

Продуктивність 1 верстата: ~25 000–30 000 пог. м/рік

Потрібно: $97\,700 / 27\,000 = 3,6 \rightarrow 4$ верстати

Розкрив:

Обсяг буріння: $9\,884\text{ тис. м}^3 / 60 = \sim 165\,000$ пог. м/рік

Потрібно: $165\,000 / 27\,000 = 6,1 \rightarrow 6$ верстатів

Разом бурових верстатів: 10 од.

Бульдозери - 1 на 2 екскаватори - 3 од.

Додаткові експлуатаційні витрати наведені в таблиці 4.19

Таблиця 4.19

Експлуатаційні витрати

№ п/п	Найменування	Од. вим.	Базова схема	Пропонована
11	Додаткові витрати ел. енергії	кВт*год/т		1,91
12	Ціна на ел. енергію	грн./кВт*год		4
13	Питомі витрати реагенту			
	Товарний концентрат 64,5%	г/т	225	-
	Товарний концентрат 67,2%	г/т	194	
	Товарний концентрат 67,5%	г/т	141	225*
	Товарний концентрат 68,5%	г/т	-	150
14	Ціна Лілафлот 817	\$/т	2	2

*- витрати реагенту на об'єм лише флотаційного концентрату

Вихідні дані для розрахунку наведені в таблиці 4.20

Вихідні дані для розрахунку

№ п/п	Найменування	Од. вим.	Базова схема	Пропонована
1	Собівартість виробництва концентрату			
	Концентрат ММС	\$/т	10,0	10,0
	Товарний концентрат 64,5%	\$/т	12,0	12,0
	Товарний концентрат 67,2%	\$/т	12,4	12,4
	Товарний концентрат 67,5%	\$/т	12,6	12,6
	Товарний концентрат 67,5%*	\$/т	13,0	13,0
	Товарний концентрат 68,5%	\$/т	13,2	13,2
2	Ціна товарного концентрату			
	Товарний концентрат 64,5%	\$/т	53,0	53,0
	Товарний концентрат 67,2%	\$/т	62,0	62,0
	Товарний концентрат 67,5%	\$/т	63,0	63,0
	Товарний концентрат 67,5%*	\$/т	64,0	64,0
	Товарний концентрат 68,5%	\$/т	68,0	68,0
3	Продуктивність			
	Концентрат ММС	т/годину	1 688,8	2 477,6
	Товарний концентрат 64,5%	т/годину	106,2	-
	Товарний концентрат 67,2%	т/годину	594,3	-
	Товарний концентрат 67,5%	т/годину	830,2	1 289,60
	Товарний концентрат 67,5%*	т/годину	-	-
	Товарний концентрат 68,5%	т/годину	-	922,9
	Товарний концентрат всього	т/годину	1 530,7	2 212,5
4	Кількість секцій			
	дільниця 1	од.	8	9
	дільниця 2	од.	6	6
5	КВО РЗФ	коєф.	0,95	0,95
6	КВО Флотація	коєф.	0,93	0,93
7	Собівартість видобутку руди	\$/т		8,0
8	Собівартість розкриву	\$/м3		2,0
9	Вихід концентрату з руди	коєф.		0,35
10	Коеф. розкриву	коєф.		0,527

*-концентрат вироблений за допомогою флотації

Основні техніко-економічні показники існуючої та запропонованої схем наведені в таблиці 4.21

Сумарний дисконтований економічний ефект для гірничо-збагачувального підприємства дорівнює 210 354,9 US\$. Щоб забезпечити термін окупності проєкту на рівні 3,8 років внутрішня норма прибутку IRR повинна бути близько 55,6% річних.

Основні техніко-економічні показники

РОЗРАХУНОК NPV		2026	2027	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036	Усього
Інвестиції	\$ тыс.	-	169 831										169 831
Амортизація	\$ тыс.	-	-	3 397	3 397	3 397	3 397	3 397	3 397	3 397	3 397	3 397	30 570
CF до сплати податків	\$ тыс.	-	48 673	85 824	85 824	85 824	85 824	85 824	85 824	85 824	85 824	85 824	821 090
Податок на прибуток	\$ тыс.	-	8 761	14 837	14 837	14 837	14 837	14 837	14 837	14 837	14 837	14 837	142 294
CF після сплати податків	\$ тыс.	-	39 912	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	678 796
NCF	\$ тыс.	-	-129 919	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	70 987	508 965
DCF	\$ тыс.	-	-109 452	50 382	42 445	35 758	30 125	25 379	21 381	18 012	15 175	12 784	141 990
NPV	\$тыс.	141 990											
PI		2,0											
IRR	%	53,5%											
PB	мес	38											
DPP	мес	46											
NPV (з урахуванням залишкової вартості)	\$тыс.	210 355											
PI (з урахуванням залишкової вартості)		2,5											
IRR (з урахуванням залишкової вартості)	%	55,6%											
Інвестиції	\$тыс.	169 831											
Інвестиції (дисконтовані) PVI	\$тыс.	143 076											
PB	мес	38											
DPP	мес	46											
NCF накопиченим підсумком	\$ тыс.	-	-129 919	-58 932	12 055	83 042	154 029	225 017	296 004	366 991	437 978	508 965	
PB	мес	4	12	12	10	-	-	-	-	-	-	-	
DCF накопиченим підсумком	\$ тыс.	-	-109 452	-59 069	-16 624	19 134	49 259	74 638	96 019	114 031	129 206	141 990	
DPP	мес	4	12	12	12	6	-	-	-	-	-	-	
Податок на прибуток	%	18%	18%	18%	18%	18%	18%	18%	18%	18%	18%	18%	
Ставка та коефіцієнт дисконтування	18,70%	100%	84%	71%	60%	50%	42%	36%	30%	25%	21%	18%	

Висновки до розділу 4

1. На підставі проведеного аналізу існуючої технології переробки магнетитових кварцитів та хімічного, мінералогічного, гранулометричного складів вихідної сировини розроблено нову технологію з впровадженням тонкого грохочення.

2. Така технологія дозволяє виключити з лінійки виробництва низькоякісний концентрат з $Fe_{\text{заг.}}$ 64,5% з обсягом 106,2 т/год, отримати високоякісний концентрат з вмістом $Fe_{\text{заг.}}$ 68,5% та обсягом 922,9 тон/год, та збільшити обсяг товарного концентрату з вмістом $Fe_{\text{заг.}}$ 67,5% на 460,0 тон/год.

3. Впровадження такої схеми дозволить збільшити виробництва товарного концентрату на 44,6%; збільшення масової частки заліза загального у концентраті на 0,74%.

4. Техніко-економічним розрахунок має позитивні значення запропонованих змін в технологічній схемі. Чиста поточна вартість (NPV) – позитивна і складає 210 354,9 US\$. Термін окупності (DPP) складає 3,8 років. Внутрішню норму прибутку (IRR) - 55,6% річних.

Дисертація є закінченою науково-дослідною роботою, у якій розв'язано актуальне науково-практичне завдання, що полягає у обґрунтуванні технологічних параметрів тонкого грохочення при збагаченні магнетитових кварцитів на підставі встановлення узагальнених закономірностей процесу тонкого грохочення магнетитових руд на високочастотному грохоті з урахуванням фізико-механічних властивостей вихідного матеріалу та конструктивно механічних факторів грохоту.

1. На підставі виконаного аналізу технологій переробки магнетитових кварцитів, з метою підвищення їх якості визначено, що тонке грохочення є альтернатива класифікації у гідроциклонах в технологічних схемах збагачення багатьох типів корисних копалин в сучасних умовах. Це стає все більш привабливим та економічно обґрунтованим. Ефективність розділення при застосуванні тонкого грохочення становить більше 70-80%. При правильному підході воно дозволяє значно підвищити економічну ефективність підприємства, знизити енерговитрати та покращити екологічні показники за рахунок більш раціонального використання мінеральної сировини.

2. Математично сформульовано та вирішено задачу моделювання процесу тонкого грохочення з використанням методів теорії ймовірностей та математичної статистики, оскільки процес тонкого грохочення є стохастичним, зважаючи на наявність будь-яких несподіванок, які зручніше розглядати як випадкові фактори і трактувати їх як зашумленість, ніж розумітися на механізмі другорядних процесів, що протікають у процесі тонкого грохочення. Отримано формули для розрахунку сепараційної характеристики підRESHITного продукту тонкого грохочення в залежності від характеристик вхідної рудної шихти і параметрів процесу грохочення.

3. Вперше для процесів збагачення магнетитових кварцитів розроблено узагальнену математичну модель тонкого гідрогрохочення, яка враховує ймовірнісну природу розділення частинок за крупністю, кінетику процесу та вплив властивостей пульпи шляхом побудови регресійної моделі коефіцієнта пульпи, що

встановлює кількісний взаємозв'язок між: вмістом твердого, розрідженням, щільністю пульпи, та дозволяє враховувати їх комплексний і взаємозалежний вплив на ефективність тонкого грохочення за рахунок чого підвищено ефективність розділення мінеральної сировини за крупністю на 4,9-12,86%.

4. Вперше встановлено узагальнені закономірності процесу тонкого грохочення магнетитових руд на високочастотному грохоті на основі введення безрозмірних параметрів, що комплексно враховують вплив часу просіювання (запас матеріалу на грохоті та вхідна продуктивність), вплив частоти та амплітуди коливань, товщини шару матеріалу та його гранулометричного складу (зокрема, критеріїв, аналогічних числам Фруда та Рейнольдса для вібраційних систем). Показано, що ефективність класифікації визначається узагальненим критерієм процесу, при оптимальних значеннях якого досягається зниження вмісту дрібних класів у надрешітному продукті на 7,68–11,93 %.

5. Вперше встановлено аналітичні залежності для переходу від розділення крупності вхідної сировини до розділення сепараційної характеристики тонкого грохочення, що дозволяє: підвищити селективність розділення та стабілізувати гранулометричний склад продуктів грохочення, тим самим підвищити вміст заліза у підрешітному продукті на 1,45–2,87 % Fe та знизити засміченість дрібного класу пустою породою на 1,36–4,58 %.

6. Вперше встановлено, що оптимізація режимних параметрів роботи високочастотного грохота (частота коливань у межах 40–50 Гц, амплітуда 0,7мм, питоме навантаження 26,9 т/ч*м²) забезпечує інтенсифікацію процесу тонкого грохочення, що проявляється у зменшенні втрат корисного компонента з надрешітним продуктом на 4,49–11,75 % та підвищенні вилучення магнетиту у підрешітний продукт на 6,91–18,10 %.

7. Запропонована технологічна схема дозволяє виключити з лінійки виробництва низькоякісний концентрат з $Fe_{заг.}$ 64,5% з обсягом 106,2 т/год, отримати високоякісний концентрат з вмістом $Fe_{заг.}$ 68,5% та обсягом 922,9 тон/год, та збільшити обсяг товарного концентрату з вмістом $Fe_{заг.}$ 67,5% на 460,0 тон/год. Виробництва товарного концентрату за пропонованою схемою збільшиться на

44,6%; а масова частка заліза загального у товарному концентраті збільшення на 0,74%.

8. Техніко-економічним розрахунок має позитивні значення запропонованих змін в технологічній схемі. Чиста поточна вартість (NPV) – позитивна і складає 210 354,9 US\$. Термін окупності (DPP) складає 3,8 років. Внутрішню норму прибутку (IRR) - 55,6% річних.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Олійник Т.А. Перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд. *Збагачення корисних копалин*. 2018. Вип. 69(110). С. 32-44.
2. Сокур М.І., Аргат Р.Г., Білецький В.С., Равінська В.О.. Вибір раціональної принципової схеми збагачення залізистих кварцитів. *Вісник КрНУ ім. Михайла Остроградського*. 2022. Вип. 1/2022 (132). С. 149–156. DOI: <https://doi.org/10.32782/1995-0519.2022.1.20>.
3. Олійник Т.А., Скляр Л.В., Олійник М.О., Кушнірук Н.В, Скляр А.Ю., Коржан І.А. Використання тонкого грохочення в умовах ПРАТ ПІВНЧОГО ГЗК. *Збагачення корисних копалин*. 2018. Вип. 69(110). С. 69-77.
4. Олійник Т.А., Невзоров В.В. Тонке грохочення як спосіб вирішення технологічних питань при виробництві високоякісних залізрудних концентратів. *Вісник Криворізького національного університету*. 2023. Вип. 57. С. 80-88. DOI: [10.31721/2306-5451-2023-1-57-80-88](https://doi.org/10.31721/2306-5451-2023-1-57-80-88).
5. Yu Chi, Wang X., Pang K., Zhao G., Wenpeng L. Dynamic characteristics of a vibrating flip-flow screen and analysis for screening 3 mm iron ore // *Shock and Vibration*. 2020. Article ID 1031659. 12 p. <https://doi.org/10.1155/2020/1031659>.
6. Wills B.A., Napier-Munn T.J. *Mineral Processing Technology*. 7th ed. Oxford: Elsevier Science & Technology Books, 2006. 450 p.
7. Shanmugam B. K., Vardhan H., Raj M. G., Kaza M., Sah R., Harish H. Evaluation of a new vibrating screen for dry screening fine coal with different moisture contents // *International Journal of Coal Preparation and Utilization*. 2022. Vol. 42, no. 3. P. 752–761. <https://doi.org/10.1080/19392699.2019.1652170>.
8. Shanmugam B. K., Vardhan H., Raj M. G., Kaza M., Sah R., Harish H. Screening performance of coal of different size fractions with variation in design and operational flexibilities of the new screening machine // *Energy Sources, Part A: Recovery, Utilization, and Environmental Effects*. 2023. Vol. 45, no. 2. P. 4361–4369. <https://doi.org/10.1080/15567036.2019.1670291>.
9. Моркун В.С., Моркун Н.В., Грищенко С.М., Грищенко Я.О. Моделювання комбінованого електромагнітного та електромеханічного приводу грохота для

підвищення його ефективності. *Вісник Східноукраїнського національного університету імені Володимира Даля*. 2025. № 1 (287). С.46-56. <https://doi.org/10.33216/1998-7927-2025-287-1-46-56>.

10. Jokovic V., Morrison R., Alexander D. Can the performance of semi-inverted hydrocyclones be similar to fine screening? // *Minerals Engineering*. 2020. Vol. 146. Article 106147. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.106147>.

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

12. Булах О.В., Хміль І.В., Костючик О.Л. Виробництво залізорудного концентрату в умовах РЗФ-1 ПАТ ПівнігЗК з впровадженням у технологію збагачення операції тонкого грохочення. *Гірничий вісник Криворізького національного університету*. № 97. 2014. – С. 226 – 231.

13. Олійник Т.А., Вільгельм М.М. Дослідження умов формування оптимального живлення оберненої флотації магнетиту. *Гірничий вісник Криворізького національного університету*. Вип. 112. 2024. – С. 95-101. [doi: 10.31721/2306-5435-2024-1-112-95-101](https://doi.org/10.31721/2306-5435-2024-1-112-95-101).

14. Ступнік М.І., Перегудов В.В., Моркун В.С., Олійник Т.А., Короленко М.К. Розробка технологій збагачення середньовкраплених гематитових кварцитів Кривбасу. *Наука та інновації*, Том 16. №6. 2020. С.56-72. <https://doi.org/10.15407/scin16.06.056>.

15. Albuquerque L.G., Valine S.B., Wheeler J.E. Improvements of Efficient Classification with High Frequency Screens on Closed Circuit Grinding – Case Studies // *Proceedings of the XXIV ENTMME*. – Salvador, Brazil, 2011. – P. 416–423.

16. Albuquerque L.G., Wheeler J.E., Valine S.B. High frequency vibrating screens in closed grinding circuits // *XXV Encontro Nacional de Tratamento de Minérios e Metalurgia Extrativa: Proceedings*. Goiânia, Brazil, 2013. P. 417–424.

17. Євсіович С.Г., Кізевальтер Б.В., Дмитрієв Л.А. та ін. Промислові випробування тонкого грохочення концентрату на Дніпровському гірничо-збагачувальному комбінаті. *Збагачення руд*. 1975 . С.23-28.

Олійник Т.А. Перспективи розвитку технологій збагачення залізних руд. *Збагачення корисних копалин*. 2018. Вип. 69(110). С. 32-44.

18. Ширяєв А.А., Нескоромний Є.М., Мироненко А.І., Самохіна С.А., Старих С.С. Застосування тонкого грохочення для підвищення якості залізорудного концентрату на збагачувальній фабриці Гірничо-збагачувального комплексу «АрселорМіттал Кривий Ріг». *Вісник Криворізького національного університету*. 2013. Вип. 34. С. 120-123.

19. Губін Г.В., Скляр Л.В., Ярош Т.П., Губін Г.Г. Аналітичний огляд напрямів покращення якості магнетитових концентратів. *Збагачення корисних копалин*. 2016. – Вип. 64(105). С. 42-59.

20. Бровко А.І., Евсіович С.Г., Токталова І.Н. та ін. Промислові випробування тонкого грохочення концентрату на Дніпровському ГЗК. *Збагачення руд*. 1974. – №4.

21. Fuerstenau M. C., Han K. N. Principles of Mineral Processing : монографія. – Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2003. – 573 с.

22. Assessment of Reconfigurable Vibrating Screen Technology for the Mining Industries [Електронний ресурс] // Academia.edu. – Режим доступу: https://www.academia.edu/101435911/Assessment_of_Reconfigurable_Vibrating_Screen_Technology_for_the_Mining_Industries. – Дата звернення: 01.05.2026.

23. Техніка і технологія збагачення корисних копалин : навч. посіб. для студ. спеціальності 184 «Гірництво» / В. Г. Кравець, В. С. Білецький, В. О. Смирнов ; КПІ ім. Ігоря Сікорського. – Електрон. текст. дані. – Київ : КПІ ім. Ігоря Сікорського, 2019. – 286 с.

24. Моркун В.С., Поркуян О.В., Грищенко Я.О. Моделювання методів підвищення ефективності процесів видобутку та перероблення залізної руди // VII Міжнародна конференція «Інноваційні технології в науці та освіті. Європейський досвід», 23 - 25 грудня 2024 р.: матеріали конференції / Дніпровський металургійний інститут УДУНТ. – Дніпро. – 2024. – С.167-169.

25. Nguyen Van Xo. Study on the effect of deck inclination angle on the screening efficiency of banana-shaped vibrating screens applying discrete element method (DEM) // IOSR Journal of Engineering (IOSRJEN). – 2020. – Т. 10, № 4. – С. 58–62.

26. Cleary P. W., Sinnott M. D., Morrison R. D. Separation performance of double deck banana screens – Part 2: Quantitative predictions // Minerals Engineering. – 2009. – Vol. 22, No. 14. – P. 1230–1244. – DOI: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2009.07.001>

27. Shi W., Wang W., Mao P., Hou X., Zhang S., Duan C. Research on the dry deep flip-flow screening of ilmenite and its pre-throwing tail processing technology // Minerals. – 2025. – Vol. 15, No. 3. – P. 308. – DOI: <https://doi.org/10.3390/min15030308>

28. Technological tests of fine hydraulic screening of ground ore on multifrequency screen developed by Kroosh Technologies company [Электронный ресурс] // Academia.edu. – Режим доступа: https://www.academia.edu/51054812/Technological_tests_of_fine_hydraulic_screening_of_ground_ore_on_multifrequency_screen_developed_by_Kroosh_Technologies_company. – Дата звернения: 01.05.2026.

29. Derrick Corporation [Электронный ресурс] // Environmental Expert. – Режим доступа: <https://www.environmental-expert.com/companies/derrick-corporation-7221>. – Дата звернения: 01.05.2026.

30. Stack Sizer [Электронный ресурс] // Mining Life Online. – Режим доступа: <https://mininglifeonline.net/equipment/wet-screening/stack-sizer/2955>. – Дата звернения: 01.05.2026.

31. Stack Sizer [Электронный ресурс] // Arachem (M) Sdn Bhd. – Режим доступа: <https://www.arachem.com.my/stack-sizer>. – Дата звернения: 01.05.2026.

32. The Derrick Stack Sizer™: Revolutionary Advancements in Wet Screening Technology [Электронный ресурс] // OneMine. – Режим доступа: <https://www.onemine.org/documents/the-derrick-stack-sizer-revolutionary-advancements-in-wet-screening-technology>. – Дата звернения: 01.05.2026.

33. Assessment of imaging dose from the kilovoltage cone beam computed tomography system on board the Varian Halcyon linear accelerator [Электронный ресурс] // OpenUCT. – Режим доступа:

<https://open.uct.ac.za/server/api/core/bitstreams/a96344ab-ea1e-4b79-a8d52a2595a8d5a2/content>. – Дата звернення: 01.05.2026.

34. Mwale A. N., Mainza A. N., Bepswa P. A., Simukanga S., Masinja J. Model for fine wet screening [Електронний ресурс] // Proceedings of the XXVIII International Mineral Processing Congress (IMPC 2016). – 2016. – Режим доступу: https://www.researchgate.net/publication/315586805_MODEL_FOR_FINE_WET_SCREENING. – Дата звернення: 01.05.2026.

35. Fine sizing with the Derrick® Stack Sizer™ screen [Електронний ресурс] // CEEC (Coalition for Eco Efficient Comminution). – Режим доступу: <https://www.ceecthefuture.org/wp-content/uploads/2013/05/Fine-Sizing-with-the-Derrick-Stack-Sizer-Screen.pdf>. – Дата звернення: 01.05.2026.

36. SuperStack® [Електронний ресурс] // Derrick Corporation. – Режим доступу: <https://derrick.com/superstack/>. – Дата звернення: 01.05.2026.

37. Derrick Corporation [Електронний ресурс] // Mining Technology. – Режим доступу: <https://www.mining-technology.com/contractors/separation/derrick/>. – Дата звернення: 01.05.2026.

38. Derrick Case Study 246 [Електронний ресурс] // Derrick Corporation. – Режим доступу: https://derrick.com/wp-content/uploads/2024/03/Derrick-Case-Study-246_LR.pdf. – Дата звернення: 01.05.2026.

39. Derrick Case Study 248 [Електронний ресурс] // Derrick Corporation. – Режим доступу: https://derrick.com/wp-content/uploads/2024/03/Derrick-Case-Study-248_LR.pdf. – Дата звернення: 01.05.2026.

40. Білецький В.С., Олійник Т.А., Смирнов В.О., Скляр Л.В. Техніка та технологія збагачення корисних копалин. Частина І. Підготовчі процеси. Монографія. – Кривий Ріг: ФОП Чернявський Д.О., 2019 – 200 с. – ISBN 978-617-7553-73-0.

41. Бегагоєн І.А., Бегагоєн, А.Д., Вчитель С.О. та ін. Про внутрішньосфери процеси при грохоченні агломератних концентратів. *Збагачення корисних копалин*. 1982. Вип. 31. С. 83-88.

42. Житецький Л.С., Скуріхін В.І. Адаптивні системи керування з параметричними та непараметричними невизначеностями: монографія. – Київ : Наукова думка, 2010. – 304 с. – ISBN 978-966-00-0824-4.
43. Білецький В.С., Смирнов В.О. Підготовчі процеси збагачення корисних копалин: навчальний посібник. Донецьк: Східний видавничий дім. 2012. 284 с.
44. Weisberg L. A., Korovnikov O. M. Fine screening as an alternative to hydraulic size classification // Ore Beneficiation (Zbahachennia rud). – 2004. – No. 3. – P. 23–34
45. Gaudin A. M. Principles of Mineral Dressing. – New York : McGraw-Hill Book Company, 1939. – 554 p.
46. Білецький В. С., Олійник Т. А., Смирнов В. О., Скляр Л. В. Закономірності ефективного поділу мінералів у процесах збагачення корисних копалин. – Київ, 2020. – 618 с.
47. Веніков В. А. Теорія подібності і моделювання : навч. посіб. / В. А. Веніков. – Київ : Вища школа, 1976. – 288 с.
48. Грицюк П. М., Джоші О. І., Гладка О. М. Основи теорії систем і управління : навч. посіб. – Рівне : НУВГП, 2021. – 272 с.
49. Найко Д.А., Шевчук О.Ф. Теорія ймовірностей та математична статистика: навч. посіб. – Вінниця, 2020. – 383 с.
50. Смирнов В. О., Білецький В. С. Підготовчі процеси збагачення корисних копалин : навч. посіб. – Донецьк : Східний видавничий дім ; Донецьке відділення НТШ, 2012. – 284 с.
51. Самойленко А. М., Перестюк М. О., Парасюк І. О. Диференціальні рівняння: підручник. – Київ : Либідь, 2003. – 600 с.
52. Макаров Є. Г. Mathcad: навчальний курс. – Київ : Діалектика, 2004.- 608 с.
53. Електронні таблиці Ехсел: методичні вказівки до лабораторних робіт з дисципліни «Інформатика» для студентів інженерного спрямування навчання / уклад. О. А. Медведєва. – Краматорськ : ДДМА, 2007. – 60 с.
54. Лук'яненко І. Г., Краснікова Л. І. Економетрика : підручник. – Київ : Знання, 1998. – 494 с.

55. Овчинников П. П. Вища математика : підручник : у 2 ч. Ч. 1–2 / П. П. Овчинников, Ф. П. Яремчук, В. М. Михайленко. – Київ : Техніка, 2003–2004.
56. Гіхман І. І., Скороход А. В., Ядренко М. В. Теорія ймовірностей та математична статистика / І. І. Гіхман, А. В. Скороход, М. В. Ядренко. — Київ : Вища школа, 1988. – 436 с.
57. Карташов М. В. Імовірність, процеси, статистика / М. В. Карташов. – Київ : ВПЦ «Київський університет», 2007. – 504 с.
58. Сергєєв П. В., Білецький В. С. Комп'ютерне моделювання технологічних процесів переробки корисних копалин : практикум. – Маріуполь : Східний видавничий дім, 2016. – 119 с. – ISBN 978-966-317-258-3.
59. Ружевич Н. А. Математична статистика : навч. посіб. для студ. баз. напрямку «Прикладна математика» / Н. А. Ружевич ; Нац. ун-т «Львівська політехніка». – Львів, 2001. – 167 с.
60. Бібліотека кафедри геофізики Київського національного університету імені Тараса Шевченка: [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://geophys.univ.kiev.ua/docs/library/2023>. Дата звернення: 01.05.2026.
61. Корисні копалини України : [Електронний ресурс] / Google Sites. – Режим доступу: <https://sites.google.com/view/korisnikopalynyua/>. – Дата звернення: 11.05.2026.
62. Корисні копалини України: [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://sites.google.com/view/korisnikopalynyua/>. – Дата звернення: 01.05.2026.
63. Звіт за результатами дорозвідки південної частини Інгулецького родовища в межах ліцензійної ділянки ПАТ «ІнГЗК» (2013-14 pp.)
64. MINEX Forum: [Електронний ресурс]. – Режим доступу: <https://minexforum.com/2024/04/02/>. – Дата звернення: 01.05.2026.
65. Zhu Z., Wang H., Peng D., Dou J. Modeling the hindered settling velocity of a particle–fluid mixture // Entropy. – 2019. Vol. 21, no. 1. – P. 55.
66. Spearman J., Manning A. J. Hindered settling of sand–mud suspensions // Ocean Dynamics. – 2017. – Vol. 67, no. 3–4. – P. 465–483. – DOI: 10.1007/s10236-017-1034-

67. Збагачення корисних копалин : наук.-техн. зб. — Дніпропетровськ : НГУ, 2013. — Вип. 54(95). — [Електронний ресурс]. — Режим доступу: <https://zzkk.nmu.org.ua/pdf/2013-54-95/02.pdf>. Дата звернення: 01.05.2026.
68. Інституційний репозитарій НТУ «Дніпровська політехніка»: [Електронний ресурс]. — Режим доступу: <https://ir.nmu.org.ua/>. — Дата звернення: 01.05.2026.
69. MINEX Forum: [Електронний ресурс]. — Режим доступу: <https://minexforum.com/2024/04/02/>. — Дата звернення: 01.05.2026.
70. ScienceDirect: [Електронний ресурс]. — Режим доступу: <https://www.sciencedirect.com/>. — Дата звернення: 01.05.2026.
71. Wills B. A., Finch J. Wills' Mineral Processing Technology : An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. — 8th ed. — Oxford : Butterworth-Heinemann, 2016. — 498 p.
73. Wills B. A. Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. — 8th ed. — Oxford: Butterworth-Heinemann, 2006. — 444 p.
74. Kelly, E.G., and Spottiswood, D. J. Introduction to Mineral Processing. New York: John Wiley & Sons, 1982. 491 p.
75. Wills B.A., Finch J. Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. — 9th ed. — Oxford : Butterworth-Heinemann, 2019. — 500 p.
76. Gupta A., Yan D. Mineral Processing Design and Operation. — Amsterdam: Elsevier, 2006. — 718 p.
77. Корчевський А. М., Назіменко Є. І., Науменко В. Г., Серафімова Л. І. Підготовчі процеси при збагаченні корисних копалин: дроблення, подрібнення,
78. Fuerstenau M. C., Han K. N. Principles of Mineral Processing. — Littleton : Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2003. — 573 p.
79. Bird R.B., Stewart W.E., Lightfoot E.N. Transport Phenomena. — 2nd ed. — New York: John Wiley & Sons, 2002. — 895 p.
80. Richardson J.F., Zaki W.N. Sedimentation and fluidisation: Part I // Transactions of the Institution of Chemical Engineers. — 1954. — Vol. 32. — P. 35–53.

81. Oreskes N., Shrader-Frechette K., Belitz K. Verification, validation, and confirmation of numerical models in the earth sciences // *Science*. – 1994. – Vol. 263. – P. 641–646.

82. Svarovsky, L. *Solid-Liquid Separation*. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2000. – 554 pp.

83. Mukhtar M., et al. Influence of particle concentration on rheological behavior of iron ore slurry // *ACS Omega*. – 2022. – Vol. 7. – P. 28708–28722.

84. Dash R., et al. Effect of anionic flocculant on settling rate of iron ore ultra-fines // *Materials Today: Proceedings*. – 2020. – Vol. 32. – P. 2744–2750.

85. Mishra S., Kaushal D.R. Highly concentrated iron ore slurry flow through pipeline // *Journal of Hydrology and Hydromechanics*. – 2025. – Vol. 73(2). – P. 143–154.

86. Руди залізні і марганцеві, концентрати, агломерати і окатки. Визначення гранулометричного складу методом ситового аналізу: ДСТУ 3210-95. [Чинний від 2020-07-01]. К.: Держстандарт України, 2000. 21 с.

87. Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Загальні вимоги до методів хімічного аналізування : ДСТУ 8811.0:2019. [Чинний від 2020-07-01]. К.: Держстандарт України, 2020. 14 с. (Національні стандарти України).

88. Що таке чиста поточна вартість (NPV)? : [Електронний ресурс] / *Finances.in.ua*. Режим доступу: <https://finances.in.ua/shcho-take-chysta-potochna-vartist-npv/>. – Дата звернення: 01.05.2026.

89. NPV, IRR, ROI та не тільки – як оцінити ефективність інвестицій? : [Електронний ресурс] / *MSP Partners*. – Режим доступу: <https://msp-partners.com.ua/npv-irr-roi-ta-ne-tilky-yak-otsinyty-efektyvnist-investytsij/>. – Дата звернення: 01.05.2026.

90. Рентабельність інвестицій: [Електронний ресурс] / *Про інвестиції*. – Режим доступу: <https://pro-invest.com.ua/rentabelnist-investytsij/>. – Дата звернення: 01.05.2026.



ПРИВАТНЕ АКЦІОНЕРНЕ ТОВАРИСТВО
«ЦЕНТРАЛЬНИЙ ГІРНИЧО-ЗБАГАЧУВАЛЬНИЙ КОМБІНАТ»

ПРАТ «ЦГЗК», м. Кривий Ріг
Дніпропетровська область, 50066, Україна
Тел.: +38(056) 410-53-01
Тел.: +38(056) 410-75-01
e-mail: cgok@metinvestholding.com
http://cgok.metinvestholding.com
ЄДРПОУ: 00190977

ДОВІДКА

про впровадження результатів дисертаційного дослідження
Невзорова Віталія Валерійовича на тему:
«ОБГРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПАРАМЕТРІВ ТОНКОГО
ГРОХОЧЕННЯ ПРИ ЗБАГАЧЕННІ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ».

В період 2025-2026 років на дільниці тонкого грохочення Рудо-збагачувальної фабрики ПРАТ «Центральний гірничо-збагачувальний комбінат» були випробувані результати дисертаційного дослідження Невзорова Віталія Валерійовича, в частини визначення оптимальних технологічних параметрів роботи грохотів Derrick Stack Sizer.

Під час апробації були оцінені і підтверджені закономірності впливу вмісту твердого в живленні, навантаження на грохоти, частота коливань, розмір отворів ситових поверхонь, гранулометричний склад вихідного живлення дільниці грохочення на показники роботи (ефективність грохочення, вихід підрешітного, та вміст заліза загального в підрешітному продукті).

При апробації та оцінці впливу гранулометричного складу встановлено підвищення ефективності по підрешітному продукті з 70-75% до 80-85% при збільшенні вмісту класу - 0,056 мм з 90,0 до 95%, що забезпечило збільшення вмісту заліза на 0,34-0,64%.

Підтверджено оптимальні параметри вмісту твердого в живленні дільниці тонкого грохочення на рівні 38-42%, що забезпечує виробництво концентрату з вмістом заліза на рівні планових показників – 69,0 – 69,6%.

Експериментально підтверджено, що оптимальною частотою коливань є 45 Гц, при цьому вихід підрешітного продукту становить 65% і забезпечується максимальний вміст заліза в підрешітному продукті на рівні 69,7%.

Оцінка експерименту з навантаженням вихідного живлення на деку грохоту показала, що оптимальне значення становить 8-10 т/год при збереженні технологічних показників по концентрату на рівні планових.

В процесі апробації відмічено, що оптимізація режимних параметрів грохоту забезпечує інтенсифікацію процесу грохочення при цьому зменшуються втрати корисного компонента з надрешітним продуктом та підвищується вилучення магнетиту у підрешітний продукт.

Для забезпечення оптимального виходу підрешітного продукту з урахуванням максимальної якості, результати апробації дисертаційного дослідження Невзорова Віталія Валерійовича рекомендується враховувати при подальшій експлуатації дільниці тонкого грохочення, для отримання товарного концентрату відповідної якості для виробництва DR обкотишів.

Генеральний директор
ПРАТ «ЦГЗК»



І.М. Тонсв