

ДВНЗ «КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

РАВІНСЬКА ВІТА ОЛЕГІВНА

УДК 621.926.4-044.967:[622.765.5:622.34]

ДИСЕРТАЦІЯ

ОБґРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ДЕЗІНТЕГРАЦІЇ РУДНИХ
ФЛОКУЛОУТВОРЕНЬ І АГРЕГАТИВ ПРИ МАГНІТНО-ФЛОТАЦІЙНОМУ
ЗБАГАЧЕННІ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ

05.15.08 – збагачення корисних копалин

18 – Виробництво та технології

Подається на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук

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

_____В.О. Равінська

Науковий керівник Губін Георгій Вікторович, доктор технічних наук, професор

Кривий Ріг – 2019

АНОТАЦІЯ

Равінська В.О. Обґрунтування технології дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук за спеціальністю 05.15.08 «Збагачення корисних копалин» (18 – Виробництво та технології). – Виконана у ДВНЗ «Криворізький національний університет», захист у ДВНЗ «Криворізький національний університет» Міністерства освіти і науки України, Кривий Ріг, 2019.

Дисертація присвячена обґрунтуванню технології дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів.

Виконано аналіз робіт Г.В. Губіна, В.В. Кармазіна, П.П. Юрова, В.А. Павленко, Л.А. Захарової, Н.А. Гонтаренка, Б.М. Малого, П.І. Пілова, І.К. Младецького, Ю.Л. Гриця та інших, що дозволило встановити основну причину забруднення концентратів, а саме: погіршення контрастності технологічних властивостей мінералів відбувається за рахунок магнітної флокуляції частинок і утворення мікронних техногенних зростків. На підставі аналізу основних способів підвищення якості концентратів показано, що основний приріст масової частки заліза в залізорудних концентратах отримують за рахунок уведення в технологію довідних операцій (тонке грохочення, зворотна катіонна флотація), стадіального виділення концентратів, використання вдосконалених магнітних сепараторів. Довідні операції дозволяють підвищити масову частку заліза в концентратах до 67,5–70,8 % і знизити вміст у них кремнезему до 2 % і менше. Аналіз основних напрямів і підходів до інтенсифікації збагачення руди показав, що застосування високоенергетичного ультразвуку певної інтенсивності для попередньої обробки залізорудної пульпи перед флотацією дозволяє збільшити вихід високоякісного концентрату внаслідок

дезінтеграції рудних флокулоутворень.

Проведене дослідження з вивчення промпродуктів флотаційного доведення магнетитових концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК» і показало, що поверхні всіх мінералів покриті тонкодисперсними частинками, які залишаються в процесі магнітного та флотаційного збагачення руди. Доведено, що підвищення контрастності технологічних властивостей рудних і нерудних мінералів тонковкраплених і дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району та підвищення якості магнетитових концентратів обґрунтовуються формуванням чистої поверхні мінеральних частинок при дезінтеграції рудних флокул і мікронних техногенних зростків, що утворилися внаслідок адгезійних взаємодій у силових гідродинамічних, ультрозвукових і магнітних полях як результат взаємного неселективного покриття зерен магнетиту, кварцу й силікатів тонкодисперсними частинками мінералів руди розміром 0,001–0,005 мм.

Уперше встановлено, що, на відміну від наявних положень про утворення техногенних зростків в операціях тонкого подрібнення руд, застосування вертикальних млинів призводить до зворотного явища – часткового відтирання поверхні мінералів від сторонніх нашарувань унаслідок заміни в цих млинах ударних навантажень стиральними тангенціальними силами руйнування, що дозволяє розробити технологію переробки пінних продуктів, які отримуються в процесі флотаційного доведення магнетитових концентратів.

Установлено, що при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району, незважаючи на відтирання поверхні мінералів у вертикальних млинах, подальші підготовчі та збагачувальні операції призводять до повторного налипання тонкодисперсних частинок на мінеральні зерна й агрегати в результаті дії гідродинамічних і магнітних полів, що зумовлює підвищений вміст у концентратах кремнезему, оксидів натрію, калію, магнію та кальцію, які знижують металургійну цінність товарної продукції.

Доведено, що підвищення ефективності флотаційного доведення магнетитових концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК» забезпечується шляхом

динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки, що дозволяє підтримувати в залізорудній пульпі кавітаційні процеси та створює умови для дезінтеграції рудних флокулоутворень та агрегатів.

Показано, що для видалення з магнетитових концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК» шкідливих домішок (K_2O , Na_2O), які пов'язані із силікатами пустої породи, що потрапляють у концентрат, у результаті закріплення тонкодисперсних нерудних частинок розміром 0,001–0,005 мм на поверхні відносно крупних зерен рудних мінералів, необхідно застосувати ультразвукове оброблення інтенсивністю від 1,62 до 2,2 Вт/см², що дозволить зменшити вміст K_2O при з 0,19 до 0,035–0,04 %, а вміст Na_2O – з 0,14 до 0,027 %, і тим самим збільшити міцність котунів.

Для дезінтеграції рудних флокулоутворень перед флотаційним збагаченням магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району розроблено метод попереднього оброблення залізорудної пульпи, який засновано на виникненні кавітаційних процесів у повітряній бульбашці за допомогою динамічних ефектів низькочастотного високоенергетичного ультразвуку, що дозволяє збільшити ефективність очищення від шламових частинок поверхонь мінералів живлення флотації концентратів магнітної сепарації.

Розроблено метод просторового впливу енергій на залізорудну пульпу, який включає дію низькочастотного високоенергетичного ультразвуку, модульованого високочастотними імпульсами, для підтримання кавітаційних процесів та акустичних течій у пульпі та магнітного поля спадної напруженості, що дозволило збільшити вихід товарного концентрату на 2,37–4,0 % та вилучення заліза загального у концентрат 3,25–3,45 % за рахунок очищення поверхні рудних та нерудних частинок від налипань перед флотацією.

На підставі дослідження закономірностей протікання кавітаційних процесів розроблено метод визначення оптимальної частоти низькочастотного високоенергетичного ультразвуку, що дозволяє підтримувати в залізорудній пульпі кавітаційні процеси для дезінтеграції рудних флокулоутворень.

Удосконалено метод ультразвукової дезінтеграції рудних флокулоутворень (агрегацій) перед флотаційним збагаченням залізної руди, який відрізняється від відомих тим, що для зменшення енерговитрат низькочастотний високоенергетичний ультразвук модулюється високочастотними імпульсами, частота яких змінюється в процесі оброблення в діапазоні від 1 до 5 МГц шляхом динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки, що дозволяє обґрунтувати можливість підвищення контрастності технологічних властивостей рудних і нерудних мінералів тонковкраплених і дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Проведено експериментальні дослідження процесу ультразвукового оброблення продуктів розвантаження вертикальних млинів та живлення магнітної сепарації та флотації. Зі збільшенням інтенсивності оброблення якість відмитого продукту живлення флотації підвищується до досягнення максимуму, а при подальшому підвищенні інтенсивності впливу якісні показники знижуються. Вихід цього продукту після ультразвукового оброблення підвищується до досягнення інтенсивності $1,2\text{--}1,94 \text{ Вт/см}^2$ і часу оброблення 60 с і 120 с. При більш інтенсивному обробленні вихід знижується. У разі тривалого оброблення (240 с) відбувається зменшення виходу в усьому діапазоні інтенсивності. В інтервалі інтенсивності ультразвукового впливу від $1,62$ до $2,2 \text{ Вт/см}^2$ має місце значне зниження концентрації оксидів у продукті, що очищується. Найбільше зниження оксидів спостерігається при обробленні протягом 120–240 с. В очищеному продукті живлення флотації концентрація K_2O при інтенсивності впливу $1,94 \text{ Вт/см}^2$ знижується з 0,21 до 0,14 %. Концентрація Na_2O при цьому зменшується з 0,19 до 0,035–0,04 %. В очищеному концентраті флотації масова частка K_2O при інтенсивності впливу $2,75 \text{ Вт/см}^2$ знижується з 0,082 до 0,064 %. Концентрація Na_2O при цьому зменшується з 0,14 до 0,027 %.

Ураховуючи особливості технології отримання котунів на ПрАТ «Полтавський ГЗК» типу «решітка-трубчаста піч-кільцевий охолоджувач», встановлено емпіричний зв'язок між LTD, хімічним складом та фізико-

механічними властивостями. Зниження коефіцієнта кореляції між LTD та основним хімічним показником можна пояснити збільшенням неоднорідності концентрату, що залучається (суміш руд K_2^2 , K_2^5).

Показано, що високий показник міцності при низькотемпературному відновленні (LTD), що задовольняє експортні вимоги сучасного доменного виробництва, досягається утворенням у неофлюсованих та низькоосновних котунах висококременистого, рівномірно розвиненого в об'ємі котуна силікатного скла не менше 5 %, яке блокує рудні зерна від інтенсивного відновлення.

На підставі аналізу й синтезу результатів проведених теоретичних та практичних досліджень удосконалено технологію флотаційного доведення магнетитового концентрату ПрАТ «Полтавський ГЗК», що дозволяє збільшити вихід концентрату на 2,37 % та вилучення масової частки заліза у концентрат – на 3,25 % порівняно з базовою технологією.

Ідею дезінтеграції рудних флокулоутворень у потоці пульпи реалізовано в конструкції пристрою на основі ультразвукової фазованої решітки. Техніко-економічним розрахунком визначено позитивні результати запропонованих нововведень, а саме: розрахунок чистої поточної вартості NPV є позитивним та складає 298 503 тис. грн, що свідчить про достатню ефективність рішень щодо впровадження вдосконаленої технології флотаційного доведення магнетитових концентратів із застосуванням ультразвукового оброблення продуктів збагачення. Внутрішня норма прибутковості IRR складає 72 % та додатково підтверджує економічну ефективність розроблених технічних рішень. Термін окупності капітальних інвестицій за чистим дисконтованим прибутком складає 1,8 року.

Імовірність наукових положень підтверджена обґрунтованістю прийнятих вихідних передумов, що впливають із фундаментальних основ теорії рудопідготовки; задовільною збіжністю результатів теоретичних і експериментальних досліджень; великим обсягом лабораторних та промислових випробувань, що забезпечують достатню репрезентативність одержаних результатів; їх позитивними результатами в лабораторіях Криворізького

національного університету і впровадженнями ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Ключові слова: ультразвуковий вплив, флокули, очищення мінералів, магнетитові кварцити, кавітаційний режим, техногенні зростки, флотаційне збагачення.

ABSTRACT

Ravinska V.O. The disintegration technology justification of the ore flocculation units and aggregates under the magnetic-flotation enrichment of magnetite quartzites. Manuscript copyright.

The thesis for the Degree of Candidate of Technical sciences (doctor of philosophy) in specialty 05.15.08 «Mineral Enrichment» – SHEI «Kryvyi Rih National University», Ministry of Education and Science of Ukraine, Krivyi Rih, 2019.

The dissertation is devoted to the technology justification of the ore flocculation units and aggregates under the magnetic-flotation enrichment of magnetite quartzites.

The works analysis of G.V. Gubin, V.V. Karmazin, P.P. Yurov, V.A. Pavlenko, L.A. Zakharova, N.A. Gontarenko, B.M. Maly, P.I. Pilov, I.K. Mladeckiy, Yu.L. Gritsai and others allowed to establish the main cause of concentrates contamination, namely, the contrast deterioration of the technological properties of minerals is due to the magnetic flocculation of particles and the micron technogenic intergrowths formation. On the base of analysis of the concentrates quality improving main methods, it is shown that the main increase of the mass fraction of Fe in iron ore concentrates is obtained by introducing into the refining operations technology (fine screening, reverse cationic flotation) the staged distribution of concentrates, use of advanced magnetic separators. The refining operations allow to increase the mass fraction of Fe in concentrates up to 67,5–70,8 % and reduce the silica content to 2 % or less. Analysis of the main directions and approaches regarding the intensification of ore enrichment demonstrated that the use of high-energy ultrasonic of certain intensity for pretreatment of iron ore pulp prior to flotation can increase the yield of high-quality concentrate in consequence of disintegration of ore flocculent units.

The conducted research on studying the industrial products of magnetite concentrates flotation at «Ferrexpo Poltava Mining» (FPM) testifies to the fact that the surfaces of all minerals are covered with finely disseminated particles that remain in the process of magnetic and flotation ore beneficiation. It is proved that the contrast enhancement of technological properties of ore and non-metallic minerals of finely disseminated and very finely disseminated magnetite quartzite of the Kremenchug iron ore region, as well as the quality improvement of magnetite concentrate are validated through the formation of clean surfaces of mineral particles in the disintegration of ore floccules and micron technogenic intergrowths that formed because of adhesive interactions in force hydrodynamic, ultrasound and magnetic fields, as a result of mutual non-selective coating of grains of magnetite, quartz and silicates with finely dispersed ore minerals particles of 0,001–0,005 mm in size.

It was first established that, unlike the existing regulations on the technogenic intergrowths formation in the operations of fine crushing of ores, the application of vertical mills leads to a reverse phenomenon, i.e. a partial detachment of the minerals' surface from outside layers due to the fact that the impact loads in such mills are replaced by abrasive tangential forces of destruction that allows the froth products processing technology development that are obtained during the process of the magnetite concentrates flotation.

It was established that during magnetic and flotation beneficiation of magnetite quartzites of the Kremenchug iron ore region, despite the separation of the surface of minerals in vertical mills, subsequent preparatory and beneficiation operations lead to the re-sticking of finely disseminated particles to mineral grains and aggregates as a result of the action of hydrodynamic and magnetic fields, which leads to increased contents of silica, sodium oxides, potassium, magnesium and calcium in concentrates that reduce the metallurgical value of marketable products.

It is proved that increase in the efficiency of flotation of «FPM» magnetite concentrates is ensured through dynamic control of the amplitude-phase distribution of the excitation fields of the ultrasonic field-induced phase grating, thus allowing to maintain the cavitation processes in the iron-ore pulp and create conditions for ore

flocculates and aggregates disintegration.

It was shown that for removal of detrimental impurities (K_2O , Na_2O) from «FPM» magnetite concentrates which are related to the silicate of empty rock entering the concentrate as a result of the sticking of finely dispersed non-metallic particles in the size of 0,001–0,005 mm to the surface of relatively large grains of ore minerals, it is necessary to apply ultrasonic treatment with intensity from 1,62 to 2,2 W/cm², which will allow to reduce the K_2O content from 0.19 to 0.035–0.04 %, and the Na_2O content – from 0,14 to 0,027 % and, thereby increase the pellet strength.

To disintegrate ore flocculent formations prior to flotation upgrade of magnetite quartzites of the Kremenchug iron ore region, the method for preliminary processing of iron ore pulp was developed, which is based on the occurrence of cavitation processes in air bubble by means of dynamic effects of low frequency high-energy ultrasonic, which allows to increase the efficiency of removing sludge particles from flotation feed minerals of magnetic separation concentrates in 1,8 times.

A method for the spatial influence of energy on iron ore pulp was developed. It involves the mutual action of low-frequency high-energy ultrasound and a magnetic field of downward tension. Ultrasound is modulated by high-frequency pulses to maintain cavitation processes and acoustic flows in the pulp. This made it possible to increase the yield of marketable concentrate by 2,37–4,0 % and extracting total iron into concentrate 3,25–3,45 % by cleaning the surface of ore and nonmetallic particles from sticking before flotation.

On the basis of the regularities study of the of cavitation processes leaking, a method for determining the optimal frequency of low frequency high-energy ultrasonic is developed, which allows maintaining cavitation processes in the iron-ore pulp to disintegrate ore flocculent formations.

The method of ultrasonic disintegration of ore floccules (aggregations) before the flotation concentration of iron ore is improved. It differs from the known ones because of the low-frequency high-energy ultrasound is modulated by high-frequency pulses to reduce energy consumption. The frequency of the pulses varies during the processing in the range from 1 to 5 MHz due to the dynamic control of the amplitude-phase

distribution of the fields in the ultrasonic phased array. The method allows to increase the contrast of the technological properties of ore and nonmetallic minerals of finely disseminated and very finely dissemination of magnetite quartzite of PJSC «Poltava GOK».

The experimental researches of the process of ultrasonic treatment of vertical mills products unloading and magnetic separation and flotation have been carried out. With increasing the processing intensity, the quality of the washed product of flotation feed increases to reach the maximum and with the further increase of the intensity of influence, the quality indicators are reduced. The yield of this product after ultrasonic treatment goes up until it reaches the intensity of 1,2–1,94 W/cm² and the processing time of 60 s and 120 s. With more intensive processing the yield reduces. In the case of prolonged treatment (240 s), there is a decrease in the yield throughout the intensity range. In the interval of the intensity of ultrasonic influence from 1,62 to 2,2 W/cm², there is a significant decrease in the concentration of oxides in the product subjected to purification. The largest reduction of oxides is observed during processing for 120–240 s. In the purified flotation feed product, the concentration of K₂O at the intensity of 1,94 W/cm² drops from 0,21 to 0,14 %. Respectively, the concentration of Na₂O decreases from 0,19 to 0,035–0,04 %. In the purified flotation concentrate, the mass fraction of K₂O at 2,75 W/cm² intensity decreases from 0,082 to 0,064 %. The concentration of Na₂O decreases from 0,14 to 0,027 %.

Taking into account the peculiarities of the pellet production technology applied by «FPM», i.e. «Grate-Kiln-Cooler» technology, the empirical connection between the L.T.D. value, the chemical composition and physical and mechanical properties was established. The reduction of the correlation factor between LTD and the main chemical indicator can be explained by an increase in the heterogeneity of the concentrate involved (mix of ores).

It has been shown that a high strength index with low temperature reconditioning (LTD), which meets the export requirements of up-to-date blast furnace production is achieved through formation of silica glass of at least 5 % in non-fluxed and low-basicity pellets, thus, blocking the ore grains from intense recovery.

On the basis of the analysis and synthesis of the results of theoretical and practical researches, the technology of flotation of the magnetite concentrate of «Poltava GOK» was improved that allows to increase the concentrates' yield by 2,37 %, and the removal of the mass fraction of iron into the concentrate – by 3,25 % compared with the base technology.

The idea of disintegration of ore flocculates in a pulp stream has been realized in the design of a device based on an ultrasonic phase grating. The feasibility and economics determined the positive results of the proposed innovations, namely: the calculation of Net Present Value (NPV) is positive and makes up 298 503 thousand UAH, which indicates the sufficient efficiency of the decisions concerning the introduction of the advanced technology for magnetite concentrates flotation with application of ultrasonic treatment of beneficiation products. The Internal Rate of Return (IRR) is estimated at 72 % and in addition confirms the economic efficiency of the developed technical solutions. The payback period for the capital investment is 1,8 year sat net discounted profit.

The probability of scientific statements has been confirmed by the validity of the adopted initial conditions arising from the fundamentals of the ore beneficiation theory; the satisfactory convergence of the results of theoretical and experimental studies; considerable volume of laboratory and industrial tests that provide the sufficient representation of the obtained results; their positive outcomes in the laboratories of the «Kryvyi Rih National University» and the implementation at «Ferrexpo Poltava».

Keywords: ultrasonic impact, floccules, mineral purification, magnetite quartzites, cavitation mode, technogenic intergrowtn pieces, flotation enrichment.

СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ ПРАЦЬ ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Наукові праці, в яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

1. Ravinskaia V. High-energy ultrasound to improve the quality of purifying the particles of iron ore in the process of its enrichment / V. Morkun, G. Gubin, T. Oliinyk, V. Lotous, V. Ravinskaia, V. Tron, N. Morkun, M. Oliinyk // Eastern-European Journal

of Enterprise Technologies. – 2017. – Vol. 6, № 12(90). – P. 41–51. (*Видання включено до міжнародної наукометричної бази SCOPUS*).

2. Равинская В. О. Применение ультразвука для очистки поверхности измененных минеральных частиц перед флотацией / Г. В. Губин, В. В. Ткач, В. О. Равинская // Качество минерального сырья : сб. научн. трудов. – Кривой Рог, 2017. – Т. 1. – С. 341–349.

3. Равінська В. О. Моделювання впливу ультразвукового сигналу в середовищі для розробки нової технології рудопідготовки залізорудної сировини / В. С. Моркун, Г. В. Губін, Т. А. Олійник, В. В. Тронь, В. О. Равінська // Збагачення корисних копалин. – Дніпро, 2018. – Вип. 69(110). – С. 95–109.

4. Равинская В. О. Пути дальнейшего повышения качества железорудных концентратов на ЧАО «Полтавский ГОК» в современных условиях / Г. В. Губин, В. А. Хованец, В. В. Лотоус, В. О. Равинская // Вісник Житомирського державного технологічного університету. Технічні науки. – 2018. – № 1(81). – С. 232–239.

5. Равинская В. О. Анализ и обобщение результатов испытаний применения органических связок при производстве железорудных окатышей / А. А. Кириченко, В. В. Деметков, А. Е. Федотов, В. О. Равинская // Горный журнал Казахстана. – 2017. – № 12. – С. 28–33.

6. Равинская В. О. Современные высокоэффективные методы измельчения руды в слое и их влияние на топологию традиционных технологических схем // Г. В. Губин, В. О. Равинская, В. И. Головань // Горный журнал Казахстана. – 2018. – № 1. – С. 10–23.

Наукові праці, які додатково відображають наукові результати дисертації:

7. Равинская В. О. Оценка показателей качества железорудного сырья и их влияния на работу доменной печи / Г. В. Губин, С. Г. Савельев, В. О. Равинская // Качество минерального сырья : сб. научн. трудов. – Кривой Рог, 2017. – Т. 1. – С. 83–91.

8. Равинская В. О. К вопросу об образовании техногенных сростков / Г. В. Губин, В. В. Лотоус, В. О. Равинская // Процессы литья. – 2018. – № 3(129). – С. 3–8.

9. Ravinskaya V. O. Optimization of High-Energy Ultrasound Source Parameters for Cavitation Disintegration of Ore Floccules Before Floatation // V. Morkun, V. Tron, V. O. Ravinskaya // 2017 IEEE International young scientists forum on applied physics and engineering (YSF-2017). – Lviv, 2017. – P. 96–99.

10. Равинская В. О. Система контроля качества продукции на Полтавском ГОК // А. С. Красуля, В. С. Мартыненко, В. А. Зенин, В. О. Равинская // Горный журнал. – 2010. – № 1. – С. 25–27.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	18
РОЗДІЛ 1 ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОБЛЕМИ ПЕРЕРОБКИ ВАЖКОЗБАГАЧУВАНИХ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ І АНАЛІЗ МЕТОДІВ ЇЇ РОЗВ’ЯЗАННЯ.....	25
1.1. Характеристика тонкоподрібнених концентратів і причини зниження їх металургійної цінності.....	25
1.2. Флокулоутворення та якість залізорудного концентрату.....	27
1.3. Способи підвищення якості концентратів.....	33
1.3.1. Особливості застосування операцій розмагнічування промпродуктів збагачення	33
1.3.2. Практика застосування способів доведення магнітних продуктів з удосконаленням схем подрібнення та класифікації	34
1.3.3. Особливості флотаційного доведення магнетитових концентратів	39
1.4. Утворення техногенних зростків у процесах збагачення руд і методи їх руйнування.....	44
1.5. Основні напрями інтенсифікації процесів збагачення руди із застосуванням високоенергетичного ультразвуку	47
РОЗДІЛ 2 МЕХАНІЗМ УТВОРЕННЯ ТЕХНОГЕННИХ ЗРОСТКІВ ТА ВТОРИННИХ УТВОРЕНЬ У ПРОЦЕСАХ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ КРЕМЕНЧУЦЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО РАЙОНУ УКРАЇНИ	64
2.1. Особливості текстури та структури магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району України	64
2.2. Речовий склад руди Кременчуцької магнітної аномалії.....	70
2.3. Вивчення розподілення шламистих частинок на поверхні крупних зерен при флотаційному доведенні магнетитових концентратів	75

2.3.1. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних частинок у матеріалі проби продукту живлення вертикального млина ..	75
2.3.2. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних зерен у пробі продукту розвантаження вертикального млина.....	79
2.3.3. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхні крупних зерен у пробі продукту живлення магнітної сепарації	83
2.3.4. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних зерен у пробі продукту живлення флотації.....	88
2.3.5. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних зерен у пробі концентрату флотації.....	93
2.4. Дослідження механізму утворення техногенних зростків і вторинних утворень.....	98
Висновки до розділу 2	108
РОЗДІЛ 3 ТЕОРЕТИЧНЕ ОБГРУНТУВАННЯ ВИКОРИСТАННЯ ЕНЕРГО- ТЕХНОЛОГІЧНИХ ВПЛИВІВ НА ЗАЛІЗОВМІСНІ ПРОДУКТИ ДЛЯ ПОКРАЩЕННЯ ЯКОСТІ ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ	110
3.1. Динамічні ефекти високоенергетичного ультразвуку	110
3.2. Формування кавітаційних режимів оброблення залізорудної пульпи .	115
3.3. Моделювання впливу ефектів високоенергетичного ультразвуку та електромагнітного поля на потік пульпи.....	123
3.4. Розроблення конструкції пристрою дезінтеграції рудних флокулоутворень та очищення поверхні частинок.....	137
Висновки до розділу 3	143
РОЗДІЛ 4 ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ УЛЬТРАЗВУКОВОГО ОБРОБЛЕННЯ ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ КРЕМЕНЧУЦЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО РАЙОНУ	145
4.1. Методика проведення досліджень	145

4.2. Результати досліджень впливу ультразвукового оброблення продукту розвантаження вертикального млина.....	147
4.3. Результати досліджень впливу ультразвукового оброблення матеріалу проб живлення флотації.....	152
4.4. Вплив ультразвукового впливу на ступінь очищення від шкідливих домішок продуктів флотації.....	156
4.5. Вплив ультразвукового оброблення продуктів збагачення на ступінь очищення концентратів від нерудних оксидів	160
Висновки до розділу 4	167
РОЗДІЛ 5 РЕАЛІЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ ТА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ФЛОТАЦІЙНОГО ДОВЕДЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КОНЦЕНТРАТІВ НА ПрАТ «ПОЛТАВСЬКИЙ ГЗК».....	169
5.1. Технологічні рішення (рекомендації) щодо вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів.....	169
5.2. Металургійна цінність магнетитових концентратів.....	173
5.2.1. Випал котунів на установках «решітка-трубчаста піч» («Р-П»).....	174
5.2.2. Зміцнення та послаблення неофлюсованих і офлюсованих котунів.	177
5.2.2.1. Вплив вмісту SiO_2 та основності на міцність котунів.....	177
5.2.2.2. Вплив лугів, оксидів що містять магній та алюміній у шихті, при виробництві котунів.....	187
5.3. Експериментальні дослідження котунів із концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК».....	197
5.4. Техніко-економічний аналіз технології отримання високоякісних магнетитових концентратів	203
Висновки до розділу 5	206
ВИСНОВКИ.....	210
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ	213

ДОДАТКИ.....	226
--------------	-----

ВСТУП

Обґрунтування напрямку досліджень. Україна посідає одне з провідних місць у світі за запасами залізних руд і має потужну гірничорудну галузь, одним із актуальних завдань якої є виробництво високоякісного концентрату й залізородних котунів. Конкуренція сировини на світовому ринку вимагає негайних заходів із покращення якості залізородних концентратів і одночасного зниження їх собівартості на українських гірничо-збагачувальних комбінатах. Зберегти своє місце на світовому ринку залізородні гірничо-збагачувальні комбінати України можуть лише в разі вдосконалення виробництва концентрату, що містить 68–70 % заліза й не більше 2,5 % кремнезему. Підвищення якості магнетитових концентратів можливе за рахунок видалення з поверхні мінералів налиплих шламових частинок і руйнування так званих техногенних зростків. Аналіз основних напрямів і підходів до цього питання показав, що застосування високоенергетичного ультразвуку певної інтенсивності для попереднього оброблення залізородної пульпи перед флотацією дає змогу збільшити вихід високоякісного концентрату внаслідок дезінтеграції рудних флокулоутворень. Тому вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів унаслідок формування чистої поверхні мінеральних частинок за рахунок використання комбінації керованого впливу високоенергетичного ультразвуку для підтримки кавітаційних процесів і акустичних течій у пульпі та магнітного поля спадної напруженості є актуальним науково-практичним завданням.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами. Дисертацію виконано відповідно до пріоритетних програм розвитку гірничо-металургійної галузі, що були визначені постановами Кабінету Міністрів України та планами виконання науково-дослідних робіт у ДВНЗ «Криворізький національний університет», а також корпоративними планами розвитку ПрАТ «Полтавський ГЗК». Дисертація є частиною держбюджетних науково-дослідних робіт ДВНЗ «Криворізький національний університет», а саме: «Дослідження впливу динамічних ефектів високоенергетичного ультразвуку на

газові бульбашки у пульпі для управління параметрами її газової фази у процесі флотації» (держреєстрація № 0115U003053); «Визначення закономірностей поширення високоенергетичного ультразвуку у неоднорідних середовищах для оптимізації процесів збагачення залізної руди» (держреєстрація № 0118U000119) із вивчення структури мінералів і їх комплексів, закономірностей взаємодії фаз у процесах дроблення, подрібнення, сепарації, розроблення елементів підвищення якості товарної залізовмісної продукції.

Мета і завдання дослідження. *Метою* роботи є встановлення закономірностей дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів за рахунок використання комбінації керованого впливу високоенергетичного ультразвуку для підтримки кавітаційних процесів і акустичних течій у пульпі та магнітного поля спадної напруженості для вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів.

Ідея роботи полягає у використанні низькочастотного високоенергетичного ультразвуку, модульованого високочастотними імпульсами, і магнітного поля спадної напруженості для дезінтеграції рудних флокулоутворень та очищення поверхні мінеральних частинок для створення ефективних умов флотаційного збагачення сировини.

Досягнення поставленої мети передбачає виконання таких *завдань дослідження*:

- виконати аналіз сучасних методів підвищення технологічних показників збагачення;
- дослідити процеси зміцнення та знеміцнення обпалених котунів і вплив лужних металів концентратів на механізм цих процесів на ПрАТ «Полтавський ГЗК»;
- проаналізувати динамічні ефекти ультразвуку й умови формування кавітаційних режимів оброблення залізорудної пульпи;
- змодельовати вплив високоенергетичного ультразвуку на потік пульпи;

- розробити метод визначення оптимальної частоти високоенергетичного ультразвуку;
- вивчити промпродукти флотаційного доведення із закріплення тонкодисперсних мінеральних частинок на поверхні зерен;
- розробити пропозиції для видалення шламових покриттів із поверхні мінеральних зерен;
- розробити заходи для вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів на ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Об’єкт дослідження – процеси і технологія флотаційного доведення магнетитових концентратів на ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Предмет дослідження – залежності керованості й ефективності ультразвукового випромінювання від характеристик пульпи для створення умов формування чистої поверхні мінеральних частинок при дезінтеграції рудних флокулоутворень.

Методи дослідження. При виконанні дисертації використано комплекс методів досліджень, що включали: узагальнення наукової інформації; рентгенофазовий і мінеральний аналізи руди, продуктів збагачення сировини та котунів; вимірювання електрокінетичного потенціалу поверхні мінералів; гранулометричний аналіз; дослідження способів формування високоенергетичного ультразвуку, а також моделювання й аналіз його динамічних ефектів; технологічні випробування в лабораторних умовах; методи планування експериментів; методи статистичного оброблення результатів досліджень; регресійний і факторний аналіз для встановлення аналітичних закономірностей та обґрунтування раціональних параметрів процесу флотаційного доведення магнетитових концентратів.

Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків, рекомендацій підтверджуються коректністю поставлених завдань, використанням ефективних апробованих методів їх розв’язання та статистично значущим обсягом експериментальних досліджень, проведених у лабораторних умовах. Розбіжність між розрахунковими й експериментальними значеннями не перевищує 20 % при довірчому інтервалі 0,95.

Наукова новизна отриманих результатів.

Наукові положення, що виносяться на захист:

1. Підвищення контрастності технологічних властивостей рудних та нерудних мінералів тонковкраплених і дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району й підвищення якості магнетитових концентратів обґрунтовуються формуванням чистої поверхні мінеральних частинок при дезінтеграції рудних флокул та мікронних техногенних зростків, що утворилися внаслідок адгезійних взаємодій у силових гідродинамічних, ультразвукових і магнітних полях як результат взаємного неселективного покриття зерен магнетиту, кварцу й силікатів тонкодисперсними частинками мінералів руди розміром 0,001–0,005 мм.

2. Підвищення ефективності флотаційного доведення магнетитових концентратів забезпечується шляхом динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки, що дає змогу підтримувати в залізорудній пульпі кавітаційні процеси та створює умови для дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів.

Наукова новизна отриманих результатів полягає в тому, що:

– на відміну від наявних положень про утворення техногенних зростків в операціях тонкого подрібнення руд установлено, що застосування вертикальних млинів приводить до зворотного явища – часткового відтирання поверхні мінералів від сторонніх нашарувань унаслідок заміни в цих млинах ударних навантажень стиральними тангенціальними силами руйнування, і це дає можливість розробити технологію переробки пінних продуктів, які отримуються в процесі флотаційного доведення магнетитових концентратів;

– уперше показано, що для видалення з магнетитових концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК» шкідливих домішок (K_2O , Na_2O), які пов'язані із силікатами пустої породи, що потрапляють у концентрат у результаті закріплення тонкодисперсних нерудних частинок розміром 0,001–0,005 мм на поверхні відносно крупних зерен рудних мінералів, необхідно застосувати ультразвукове

оброблення інтенсивністю від 1,62 до 2,2 Вт/см², що забезпечить зменшення вмісту К₂О з 0,19 до 0,035–0,04 %, а вмісту Na₂O – з 0,14 до 0,027 %;

– удосконалено метод ультразвукового оброблення залізорудної пульпи, який полягає в підтриманні в ній кавітаційних процесів і акустичних течій під дією високоенергетичного ультразвуку з урахуванням характеристик пульпи, що дає змогу збільшити ефективність очищення від шламових частинок поверхонь мінералів живлення флотації концентратів магнітної сепарації в 1,4–1,8 разу;

– уперше розроблено метод просторового впливу енергій на залізорудну пульпу, який включає дію низькочастотного високоенергетичного ультразвуку, модульованого високочастотними імпульсами, для підтримання кавітаційних процесів і акустичних течій у пульпі та магнітного поля спадної напруженості, що сприяло збільшенню виходу товарного концентрату на 2,37–4,0 % та вилученню заліза загального в концентрат 3,25–3,45 % за рахунок очищення поверхні рудних і нерудних частинок від налипань перед флотацією;

– удосконалено метод ультразвукової дезінтеграції рудних флокулоутворень (агрегацій) перед флотаційним збагаченням залізної руди, який відрізняється від відомих тим, що для зменшення енерговитрат низькочастотний високоенергетичний ультразвук модулюється високочастотними імпульсами, частота яких змінюється в процесі оброблення в діапазоні від 1 до 5 МГц шляхом динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки, – у такий спосіб обґрунтовується можливість підвищення контрастності технологічних властивостей рудних і нерудних мінералів тонковкраплених та дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Наукове значення роботи полягає у встановленні закономірностей налипання тонкодисперсних частинок мінералів руди розміром 0,001–0,005 мм на зернах магнетиту, кварцу й силікатів та утворення техногенних зростків у процесі збагачення тонковкраплених і дуже тонковкраплених залізних руд, їх руйнування ультразвуковими впливами для підвищення ефективності магнітно-флотаційного розділення мінералів.

Практичне значення отриманих результатів.

Розроблено метод визначення оптимальної частоти високоенергетичного ультразвуку на підставі дослідження закономірностей протікання кавітаційних процесів, що дає змогу підтримувати в залізорудній пульпі кавітаційні процеси для дезінтеграції рудних флокулоутворень. Удосконалено технологію флотаційного доведення магнетитового концентрату ПрАТ «Полтавський ГЗК». Ідею дезінтеграції рудних флокулоутворень у потоці пульпи реалізовано в конструкції пристрою на основі ультразвукової фазованої решітки. Техніко-економічним розрахунком визначено позитивні результати запропонованих нововведень. Розрахунок чистої поточної вартості NPV є позитивним та становить 298 503 грн, що засвідчує достатньо ефективні рішення з упровадження вдосконаленої технології флотаційного доведення магнетитових концентратів із застосуванням ультразвукового оброблення продуктів збагачення.

Особистий внесок здобувача полягає в розробленні наукових результатів, винесених на захист, формулюванні мети, ідеї, наукових положень і завдань досліджень, теоретичному й експериментальному обґрунтуванні технології дезінтеграції техногенних зростків при збагачення тонковкраплених та дуже тонковкраплених залізних руд для вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитового концентрату ПрАТ «Полтавський ГЗК», перевірці результатів досліджень у лабораторних і промислових умовах.

Апробація результатів дисертації. Основні положення та результати дослідження були представлені й одержали схвалення на наукових семінарах кафедр металургії чорних металів та ливарного виробництва, збагачення корисних копалин і хімії ДВНЗ «Криворізький національний університет»; на міжнародних науково-технічних конференціях «Сталий розвиток промисловості і суспільства» (м. Кривий Ріг, 2016–2018 pp.), «Качество минерального сырья» (м. Кривий Ріг, 2017–2018 pp.), «IEEE International young scientists forum on applied physics and engineering» (м. Львів, 2017).

Публікації. Основний зміст дисертації опубліковано в 10 працях, зокрема: 7 статей – у фахових виданнях, 1 з яких — у вітчизняному фаховому виданні,

включеному до міжнародної наукометричної бази SCOPUS; 2 статті – в іноземних виданнях.

Структура та обсяг дисертації. Дисертація складається зі вступу, 5 розділів, висновків, списку використаних джерел зі 127 найменувань на 13 сторінках, 7 додатків на 23 сторінках. Загальний обсяг дисертації становить 248 сторінок, зокрема 186 – основного тексту. Дисертація містить 91 рисунок, 31 таблицю.

РОЗДІЛ 1

ЗАГАЛЬНА ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОБЛЕМИ ПЕРЕРОБКИ ВАЖКОЗБАГАЧУВАНИХ ЗАЛІЗИСТИХ КВАРЦИТІВ І АНАЛІЗ МЕТОДІВ ЇЇ РОЗВ'ЯЗАННЯ

Визнання України країною з ринковою економікою і передбачуваний вступ до Світової організації торгівлі мають свої позитивні й негативні сторони. Дотепер немає обґрунтованого прогнозу щодо наслідків цих кроків для гірничо-металургійного комплексу країни. Однак очевидно, що підприємства галузі будуть відчувати жорстку конкуренцію в умовах світового ринку.

Зберегти своє місце на світовому ринку залізорудні гірничо-збагачувальні комбінати України можуть, лише вдосконаливши виробництво концентрату, що містить 68–70 % заліза й не більше 2,5 % кремнезему. Для переходу на новий технологічний рівень виробництва, що забезпечує якісні показники залізорудної сировини на світовому рівні, необхідні нові підходи, оскільки стандартні рішення в сучасних умовах не дозволяють досягти високих техніко-економічних показників виробництва.

Позитивні зрушення можуть бути досягнуті за рахунок удосконалення наявних і впровадження нових технологій, зниження енерговитрат у процесах видобутку, подрібнення, збагачення руди, випалення котунів.

1.1. Характеристика тонкоподрібнених концентратів і причини зниження їх металургійної цінності

Підвищення якості концентрату й згрудкованого продукту, що направляється в металургійну переробку, є одним із основних завдань при збагаченні залізних руд. Конкуренція сировини на світовому ринку вимагає негайних заходів щодо поліпшення якості залізорудних концентратів і одночасного зниження їх собівартості на українських гірничо-збагачувальних комбінатах. На перший погляд, це протилежні за своєю суттю завдання, тому що

підвищення масової частки заліза в концентратах, як правило, веде до їх здорожчання. Вихід із цього становища знаходиться в зменшенні витрат електроенергії на всіх технологічних операціях, але головним чином при подрібненні, а також у збільшенні виходу концентрату за рахунок підвищення вилучення заліза не тільки магнітного, а й слабomagнітного. І для цього є наукові передумови.

Аналіз розподілення заліза в класах крупності магнетитових концентратів дозволяє зробити такі висновки:

1. Класи крупності понад 0,050 (0,074) мм зазвичай містять менше 60 % заліза, причому у фракціях крупніше 0,1 мм масова частка заліза становить 20–30 %, тобто менше, ніж у вихідній руді.

2. Значно бідніші класи розміром мінус 0,020 (0,030) мм. Мінералогічні дослідження показують, що ці класи засмічені значною кількістю нерудних зерен (фракція дрібніше 0,010 мм) і бідних зростків (фракція 0,010–0,030 мм). Незважаючи на високий ступінь розкриття (98 % класу мінус 10 мкм і 89 % класу 0,010–0,030 мм), масова частка заліза в найтонших фракціях зазвичай не перевищує 10–30 % і приблизно 50–60 % відповідно. Таке засмічення тонких фракцій концентратів є закономірним і пояснюється, в основному, значним зачепленням найтонших породних частинок, бідних зростків у флокули при магнітній сепарації.

3. Багата частина концентратів (фракція 0,020–0,050 мм) містить зазвичай 68–69 % заліза. Таке розподілення заліза в магнетитових продуктах є наслідком їх намагнічування, при якому тонкі розкриті рудні частинки переходять у більш крупні класи, підвищуючи в них концентрацію магнетиту. При намагнічуванні вихідний магнетитовий продукт зазнає низку змін (флокули, що утворилися, відрізняються від початкових частинок розмірами, формою, пористістю, об'ємною масою й магнітними властивостями).

Отримання високосортних концентратів на гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК) Кривбасу із застосуванням наявних технологій і магнітно-

збагачувального обладнання викликає певні труднощі [31, 32]. Основні причини цього полягають у тому, що:

- недостатнє розкриття мінеральних частинок, а спроби перейти на більш тонке подрібнення не тільки призводять до зниження продуктивності млинів, а й до зростання споживання енергії, також веде до додаткового спрацювання футерівки млинів і куль, збільшення шламоутворення й підвищення вологості кінцевого продукту;
- флокуляція магнітного матеріалу в неоднорідних магнітних полях, що супроводжується захопленням зростків і пустої породи;
- адгезійна взаємодія частинок магнетиту з пустою породою й навпаки;
- невелике розходження магнітних сил, що діють на менш дрібні частинки й крупні зростки;
- наявність дуже тонкої пилоподібної вкрапленості магнетиту в зернах пустої породи.

1.2. Флокулоутворення та якість залізорудного концентрату

Підвищення селективності розділення на сучасних сепараторах досягається введенням двох або трьох перемищень. У зв'язку з тим, що магнітна індукція вітчизняних магнітних сепараторів значно більша за силу тяжіння магнітних частинок, процес їх флокуляції та рух у бік максимальної напруженості магнітного поля відбуваються практично миттєво, а селективність виділення дрібнодисперсних нерудних частинок з потоку пульпи знижується.

Професор І.К. Младецький запропонував модель флокулоутворення в постійному магнітному полі, що дозволяє простежити весь процес від зародження агрегатів до формування флокули. За допомогою цієї моделі є можливість обчислювати розміри флокул у будь-якій частині ванни магнітного сепаратора. Оскільки розмір флокули є основною характеристикою, що визначає показники захоплення нерудної фази в магнітний продукт, то, на думку І.К. Младецького, розв'язання даного завдання є основою для вибору режимних параметрів процесу

збагачення й конструктивних параметрів магнітного сепаратора. Знайдено математичні співвідношення, які дозволяють визначити максимальні розміри флокул у магнітних полях. За допомогою цих співвідношень проведено дослідження з визначення можливості поділу без флокуляції сильномагнітних матеріалів і отримано висновок про необхідність створення високої турбулентності в зоні поділу сепаратора, що змушує відмовитися від перспективи використання постійних магнітних полів при створенні ефективних сепараторів. Установлено залежності, що дозволяють оцінити кількість захоплюваного нерудного компонента при флокуляції в суспензіях різної консистенції, з яких випливає, що при флокуляції завжди є відмінна від нуля ймовірність захоплення і вона тим вища, чим більший розмір флокул. Ці залежності дозволили промодельовати зміну якості магнітної маси в змінному магнітному полі спільно з протитечійним водним режимом і зробити висновок щодо перспективного використання змінних магнітних полів для виробництва чистих концентратів [66].

В.В. Кармазін [49], вивчаючи кінетику флокулоутворення, установив, що аналітична залежність ступеня флокуляції від величини зовнішнього магнітного поля має три яскраво виражені ділянки. На першій ділянці виділяється так звана квазірівноважна ділянка, коли магнітні заряди взаємодіють відповідно до закону Кулона, при цьому магнітні сили приблизно врівноважені механічними силами руйнування флокул. На другій ділянці переважають магнітні сили, і рівновага різко порушується. І, нарешті, на третій ділянці – локальне падіння концентрації частинок унаслідок флокулоутворення призводить до збільшення відстані між ними й ослаблення взаємодії. У цьому випадку частинки флокулюють менш інтенсивно за законом дії мас. Отже, друга і третя ділянки характеризуються значними захопленнями немагнітних зерен у флокули, а на першій ділянці флокуляція протікає селективно, флокулюючи тільки сильномагнітні частинки.

Можна припустити, що з цієї роботи впливають пропозиції П.П. Юрова, П.А. Усачова та інших про використання знешламлювальних магнітних гідроциклонів, магнітно-гравітаційних апаратів, магнітних сепараторів зі зниженою напруженістю поля для підвищення якості концентратів [102, 87].

Заслуговує на увагу багаторічна практика збагачувачів США та Канади, коли в технологічних схемах застосовуються сепаратори з різною напруженістю магнітного поля. Напруженість поля на поверхні барабанних сепараторів становить зазвичай 96–112 кА/м. Відомо, що в силових полях магнітна сприйнятливість зростків прямо пропорційна масовій частці в них магнетиту, а в слабких – цій масовій частці в деякому ступені « m ». Так як коефіцієнт « m » у слабких полях для зростків руд Кривбасу невідомий, то приймаємо, що вміст магнетиту в зростках, які слід додатково вивести з процесу, має бути таким, щоб він не перевищував його вмісту в руді. Виходячи з цього, для виведення багатших зростків із процесу, напруженість магнітного поля на останній стадії магнітної сепарації необхідно знизити не менше ніж у 4 рази. За літературними даними відомо, що найбільший приріст заліза в концентраті очікується при зниженні напруженості зовнішнього магнітного поля до 20 кА/м. При такому режимі сепарації в промпродукт видаляються зростки з масовою часткою заліза та вмістом магнетиту, близьким до їх вмісту у вихідній руді. При цьому одночасно збагачуються як плюсова, так і мінусова фракції концентрату, що призводить до підвищення якості концентрату за залізом до 68 % і зниження кремнезему до 4,80 % при гранулометричному складі 80 % класу мінус 0,045 мм. Це дозволить у перспективі у відкритому циклі в останній стадії збагачення отримувати високоякісні концентрати без класифікації магнітного продукту. Промпродукт магнітної сепарації, отриманий у даному режимі сепарації, що складається в основному зі зростків і має грубий гранулометричний склад, повинен до подрібнюватися й дозбагачуватися, як і в разі застосування тонкого грохочення.

Б.М. Малий, Т.Т. Гапич, П.І. Зеленов та ін. також вважають, що при поділі матеріалу в магнітному полі зі зниженою напруженістю можна отримувати концентрати з високою масовою часткою заліза. Однак сепаратори зі зниженою напруженістю поля, на їхню думку, не набули поширення в зв'язку з неможливістю одночасного виділення відвальних хвостів. Крім того, зниження напруженості до 36 кА/м і нижче призводить до погіршення поділу через недостатні магнітні сили тяжіння в зоні вилучення концентратів.

Промислова перевірка технології збагачення зі зниженою напруженістю магнітного поля в останній стадії збагачення мокрої магнітної сепарації була проведена на збагачувальній фабриці №2 гірничо-збагачувального комбінату ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» за участю співробітників ДВНЗ «Криворізький національний університет» [30].

На сепараторі ПБМ 90/250 між барабаном і днищем ванни був установлений зазор 70 мм. Напруженість магнітного поля на днищі ванни при цьому склала близько 20 кА/м. Випробування показало, що якість концентрату підвищувалась, і збільшувався вихід у немагнітну фракцію багатшого за залізом продукту. Приріст якості по залізу досягав 3,95 %. Магнітний продукт сепарації в низькому полі направлявся на дешламацію, після чого виводився у вигляді кінцевого концентрату. Промпродукт магнітної сепарації змушено виводився у відвальні хвости.

Дані промислових випробувань свідчать, що можна отримати концентрат з 67,3 % заліза і 6,0 % кремнезему, а після дешламації – відповідно 67,55 і 5,65 %. При цьому вміст розрахункового класу в кінцевому концентраті був на 10 % нижчий, ніж у проектному. Питома поверхня концентрату – 1531 см²/г, а його мінусової фракції – 1722 см²/г. Промпродукт магнітної сепарації за якістю близький до вихідної руди, масова частка заліза – 31,95 % і кремнезему – 44,51 %, вихід від операції – 8,3 %, а від вихідної руди – близько 4,0 %. Даний продукт не можна виводити у відвал, а слід направляти на першу стадію класифікації. При цьому може дещо погіршитися якість концентрату, але масова частка заліза в хвостах не зростає, а знизиться, тому що відбудеться більш повне розкриття зростків промпродукту, що додатково проходить через подрібнення. Тому можна очікувати підвищення вилучення заліза в концентрат.

Співробітники ПАТ «НДПІ «Механобрчермет» і ДВНЗ «Криворізький національний університет» [75] розробили технологію, в якій магнітна дешламація замінюється гідросепарацією, при цьому перед гідросепарацією намагнічений матеріал подрібнюють; гранична крупність матеріалу, що надходить на гідросепарацію, становить 0,3–0,9 від номінальної крупності

подрібненого продукту. Це виключає захоплення немагнітних частинок у магнітні флокули й призводить до значного підвищення якості концентрату.

Дану технологію випробувано на рудах ПАТ «Південний ГЗК» і ПрАТ «Північний ГЗК», на дослідній фабриці ПАТ «НДПІ «Механобрчермет». Результати випробувань наведено в табл. 1.1.

Таблиця 1.1

Результати випробувань руд ПАТ «Південний ГЗК» і ПрАТ «Північний ГЗК»

Метод збагачення	Масова частка заліза в концентраті, %	Вилучення заліза в концентрат, %	Ефективність збагачення за Годеном
ПАТ «Південний ГЗК»			
Стандартний	65	79,9	12,2
Із використанням гідросепарації	69,5	76,4	12, 8
ПрАТ «Північний ГЗК»			
Стандартний	65,04	73,6	10,8
Із використанням гідросепарації	69,1	79,9	12,5

Рекомендовану схему збагачення магнетитової руди ПАТ «Південний ГЗК» наведено на рис. 1.1.

Відповідно до даної технології демонтуються магнітні системи наявних дешламаторів, і вони стають гідросепараторами. Для підвищення продуктивності гідросепаратора їх обладнують похилими площинами. Необхідний ступінь подрібнення (94–98 % класу мінус 50 мкм) у третій стадії досягається за рахунок збільшення виходу хвостів у другій стадії збагачення на 4–6 %. Ця технологія дозволяє отримувати концентрати з масовою часткою заліза до 70 %, не вимагаючи великих інвестицій.

Однак є й опоненти використання апаратів зі зниженою напруженістю поля. Е.А. Султанович вважає, що залежності ступеня флокуляції від напруженості поля, які отримав В.В. Кармазін, характеризують процес наближено, так як умови експерименту недостатньо відображають явища в сепараційному просторі. За даними В.А. Солецького, уже при напруженості постійного поля 4 кА/м ступінь

флокуляції, внаслідок високої коерцитивної сили, досягає 50 % і підвищується до 90–95 % при напруженості магнітного поля 24 кА/м.

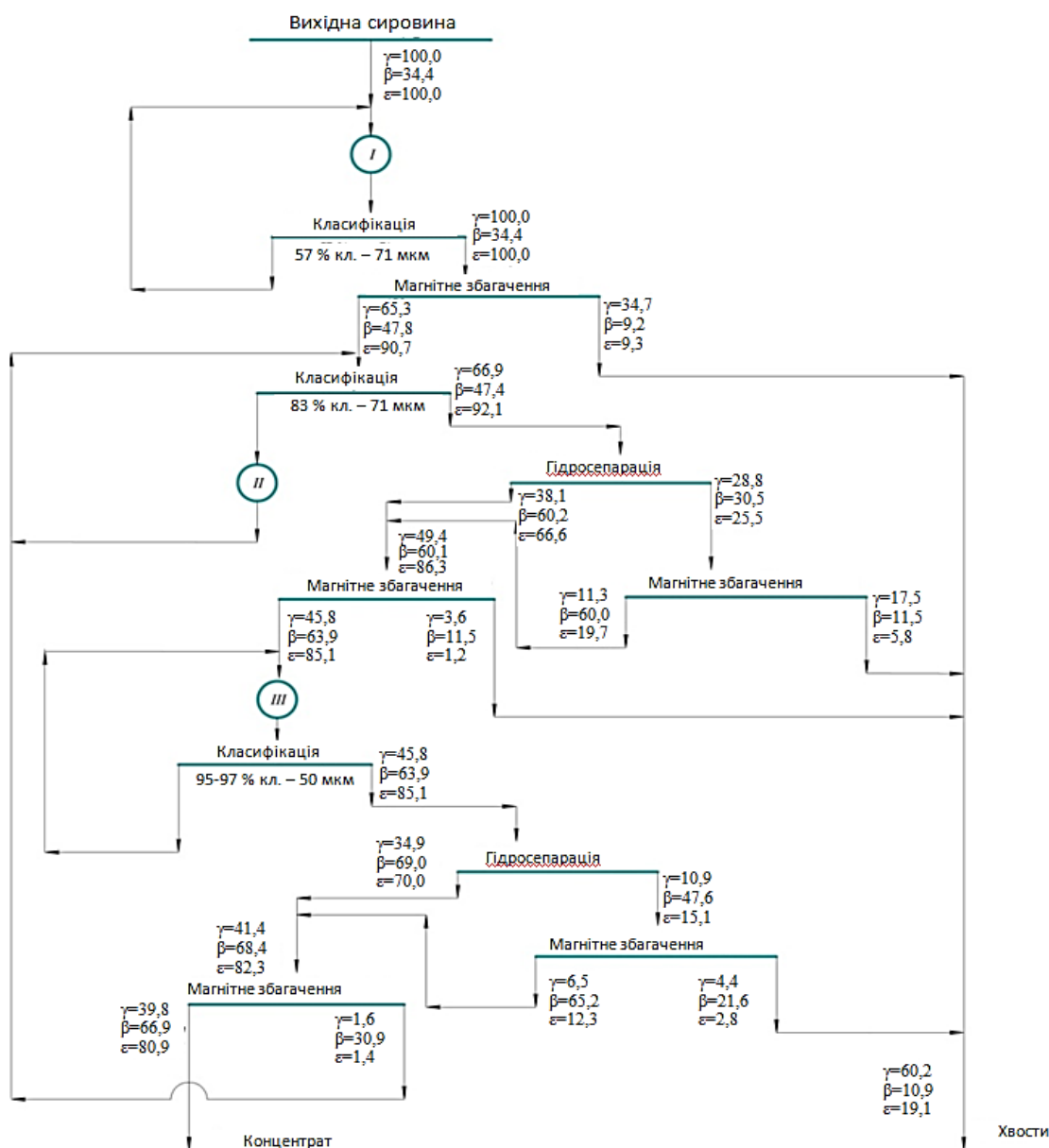


Рис. 1.1. Рекомендована схема збагачення магнетитової руди
ПАТ «Південний ГЗК»

А.Б. Ртищев використовував монополярну магнітну систему, порівнюючи зі стандартною системою зі змінною полярністю. У результаті лабораторних досліджень показано, що монополярна магнітна система з глибоким проникненням магнітного поля в зоні вилучення магнітної фракції сепаратора з протитечійним режимом роботи в порівнянні зі стандартною системою, яка

застосовується при збагаченні магнетитових кварцитів ПрАТ «Центральний ГЗК», забезпечувала підвищення якості продуктів поділу на 1,4–5,4 % за рахунок селективного флокулоутворення [81].

В.П. Ніколаєнко і Т.Т. Гапич, аналітично й експериментально дослідивши захоплення слабomagнітних і немагнітних мінералів у магнетитові концентрати, дійшли таких висновків:

- захоплення чистого кварцу і бідних зростків відбувається механічно, що дозволяє шукати методи та прийоми їх видалення з магнітної фракції;
- кількісно захоплення багатих зростків практично пропорційне їх масовій частці у вихідній суміші, що говорить про неможливість їх поділу в полях звичайних магнітних сепараторів стандартних конструкцій;
- гематит та інші слабomagнітні мінерали потрапляють до флокул унаслідок як механічного захоплення, так і магнітної взаємодії з магнетитом. З метою руйнування флокул пропонується їх розмагнічування.

1.3. Способи підвищення якості концентратів

1.3.1. Особливості застосування операцій розмагнічування промпродуктів збагачення

Одним із способів підвищення якості концентратів, поліпшення умов селективного поділу мінералів є розмагнічування продуктів у процесах збагачення. При високочастотному розмагнічуванні матеріалу найбільш важливими факторами є: величина напруженості змінного поля, що визначається магнітною жорсткістю матеріалу, час імпульсу й число циклів перемагнічування. При створенні розмагнічувальних апаратів необов'язково прагнути досягнення високої напруженості магнітного поля. Збільшення частоти поля дозволяє отримати хороші результати при більш низьких значеннях напруженості поля, що розмагнічує, а це є економічно доцільним.

Автори [44] показали можливість отримання суперконцентрату, використовуючи такі технологічні прийоми: дефлокуляцію в апаратах

розмагнічення або механічне пошкодження флокул шляхом розведення пульпи водою під тиском перед другим прийомом збагачення при зниженій напруженості поля магнітних сепараторів (31–40 кА/м) із подальшим переочищенням хвостів на сепараторах зі звичайною або підвищеною напруженістю поля; введення операції знешламлювання на початку технологічного процесу, причому найбільший ефект спостерігався для легкошламоутворювальних руд; доведення концентрату шляхом гідрокласифікації та глибокого знешламлювання. Цю технологію відпрацьовано в промислових умовах і отримано партію високоякісного концентрату з масовою часткою кремнезему менше 1 % [44].

1.3.2. Практика застосування способів доведення магнітних продуктів з удосконаленням схем подрібнення та класифікації

Важливе значення в забрудненні концентратів відіграє переподрібнення матеріалу, що приводить до шламоутворення. Це пов'язано з низькою ефективністю подрібнення та класифікації. Так, якщо у I стадії класифікації в спіральних класифікаторах ефективність становить 50–60 %, то в II стадії, в гідроциклонах діаметром 500–700 мм, вона знижується до 30–38 %, а в III стадії, в гідроциклонах діаметром 360–500 мм, приблизно до 25–30 %. Тобто, 70–75 % вже розкритого матеріалу знову прямує з пісками гідроциклону на останню стадію подрібнення. Це призводить до переподрібнення матеріалу, втрат магнетиту, підвищених витрат куль і футерівки, погіршення роботи фільтрів і підвищення вмісту води у концентратах. У зв'язку з цим П.Є. Остапенко і С.Ф. Шинкаренко свого часу запропонували й випробували в останніх стадіях безкласифікаційні схеми [74]. Безкласифікаційні схеми доробки магнітних продуктів супроводжуються більш інтенсивним розкриттям матеріалу, так як нерозкритий матеріал повністю потрапляє на подрібнення. У схемах з класифікацією частина бідних зростків виділяється в зливи класифікації, минаючи подрібнення. У результаті при однаковій крупності подрібнення ступінь розкриття в безкласифікаційних схемах завжди вищий, ніж у схемах, оснащених

класифікувальними пристроями. Безкласифікаційна схема виявилася найбільш простою й економічною для виробництва низькокремнеземистих концентратів із крупновкраплених руд. Однак така схема доведення концентратів не розв'язує повністю проблеми селективного подрібнення й тільки частково зменшує негативний вплив коефіцієнта рівнопадиння зерен при класифікації. Запропонована схема є вимушеним технічним рішенням у зв'язку з відсутністю економічних методів поділу подрібненої руди на розкритий матеріал і зростки.

Автори [27] у 2013 році провели технологічні випробування на секціях 10–11 збагачувальної фабрики ПрАТ «Центральний ГЗК», метою яких було поліпшення якісно-кількісних показників збагачення руд. Було встановлено, що млини II стадії подрібнення перевантажені. Основною причиною була незадовільна робота вузла класифікації. Значна частина готового за крупністю матеріалу поверталася назад у млин разом із пісками, у цьому випадку частина електроенергії та куль марно витрачалася на переподрібнення готового класу крупності. Результати випробування показали, що в млин повертається з пісками до 21,9 % класу мінус 0,056 мм. Щоб запобігти поверненню в млин готового за крупністю продукту (приблизно 100 т/год) і зменшенню навантаження на млини II стадії, необхідно оптимізувати роботу вузла класифікації. З цією метою було запропоновано технологічну схему з установленням грохота на місце батареї гідроциклонів (рис. 1.2).

Ефективність роботи грохота, наприклад типу Derrick, на матеріалі розміром 0,16 мм становить 76–85 %, що значно вище, ніж на будь-якому найефективнішому гідроциклоні. У результаті загрублення живлення млина II стадії підвищиться питома продуктивність, знизиться загальне навантаження на вузол подрібнення, готовий за крупністю матеріал не буде піддаватися переподрібненню.

А.І. Бровко та А.Ю. Красуля на ПрАТ «Полтавський ГЗК» розробили схему збагачення тонковкраплених і важкозбагачуваних магнетитових кварцитів із застосуванням тонкого грохочення [14]. Використовуючи тонке грохочення в стадії доведення концентрату, підвищували масову частку заліза в товарному

подальшою сепарацією підрешітного продукту в магнітних полях напруженістю 50–55 кА/м. Немагнітний продукт, з'єднуючись з надрешітним продуктом, направляється на згущення, а потім у млин. У цьому випадку в третій стадії подрібнення виключається можливість потрапляння бідних зростків у зливний продукт класифікації без їх додаткового подрібнення. Показано, що для тонковкраплених руд Горішньоплавнинського родовища при отриманні високосортного концентрату необхідно мати ступінь розкриття зерен залізорудних мінералів 96–99 %. Це досягається при подрібненні руди до крупності 99 % класу мінус 40 мкм, а розкриті зерна магнетиту розміром до 50 мкм слід виділяти тонким грохоченням, що дозволить уникнути їх переподрібнення. Тонке грохочення застосовують на Костомукшському Соколово-Сорбайському ГЗК.

Компанія Derrick (США) розробила й налагодила виробництво грохотів «Стек Сайзер», які вважаються однією з новітніх розробок у технології мокрого тонкого просівання. Цей грохот (рис. 1.3) має п'ять паралельних ситових дек. Лінійна вібрація, що генерується двома вібродвигунами, і кут нахилу дек 15–25 ° забезпечують високу ефективність класифікації й, у той же час, високу продуктивність щодо живлення при значному вмісті в ньому плюсового матеріалу. Для підвищення ефективності відмивання тонких класів на грохоті може встановлюватися система додаткового розпулювання матеріалу безпосередньо на деках грохоту. «Стек Сайзер» обладнуються зносостійкими поліуретановими панелями, а також стандартними дротяними. Дрібнопористі поліуретанові панелі забезпечують більш ніж у тричі більший «живий перетин», ніж інші панелі. Крім того, поліуретанові панелі мають тривалий термін служби. Те, що ці панелі незабиваються, дозволяє, на думку представників компанії, класифікувати матеріали, для яких раніше тонке грохочення вважалося неможливим.

Компанія Derrick успішно співпрацює з такими фірмами, як «Карельський окотиш», «Ковдорський ГЗК», «Соколовсько-Сарбайське гірничо-збагачувальне

виробниче об'єднання», «Поліметал», «Апатит», «Вишневогорський ГЗК», «ЕвразХолдінг» та ін.

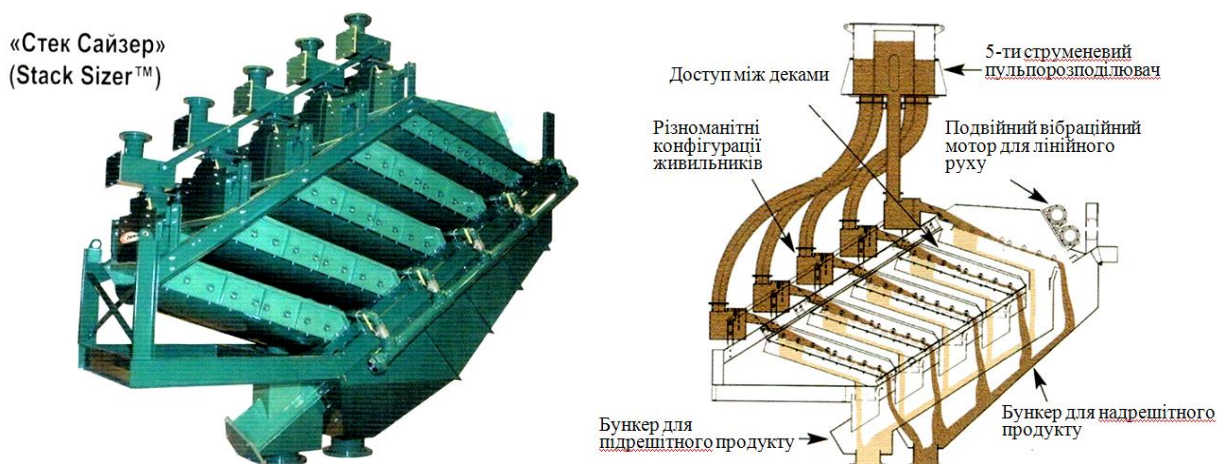


Рис. 1.3. Грохот «Стек Сайзер» компанії Derrick (США)

Останнім часом промислові випробування тонкого грохочення з використанням американських грохотів було проведено на підприємствах ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг» і ПАТ «Південний ГЗК». Так, у ході проведення випробувань на ПАТ «Південний ГЗК» на пробі руди з масовою часткою заліза 35,4 % були досліджені: базова тристадійна технологічна схема із застосуванням гідроциклонів; двох- і трьохстадійна технологічні схеми із застосуванням грохотів Derrick. У ході випробувань із застосуванням технології тонкого грохочення Derrick був отриманий концентрат із масовою часткою $Fe_{\text{заг}}$ понад 67 % як за трьохстадійною, так і за двохстадійною схемами, у той час як за базовою технологічною схемою виходить концентрат із масовою часткою заліза 66,2 %. Однак при випробуванні двохстадійної схеми відбувалося перевантаження технологічного процесу. При відпрацюванні трьохстадійної схеми з грохотами Derrick найкращі показники досягнуто при роботі млинів II і III стадії в замкнутому циклі з застосуванням сит із розміром отвору в II стадії 0,075 мм, в III стадії – 0,053 мм. Рекомендована трьохстадійна схема дозволяє отримати концентрат з масовою часткою заліза 67,1 % при виході концентрату 41,6 %. Продуктивність за вихідним живленням 3-стадійної схеми з грохотами на 10–

20 % вища в порівнянні з базовою схемою. Рекомендовано 10 п'ятидекових грохотів «Стек Сайзер» (4 грохоти для II стадії та 6 грохотів для III стадії подрібнення).

Необхідно відзначити, що практика тонкого грохочення так само, як і флотаційне доведення залізрудних концентратів, використовується на збагачувальних фабриках США та Канади багато десятиліть.

1.3.3. Особливості флотаційного доведення магнетитових концентратів

В Україні нині флотація, як операція доведення чорнових магнетитових концентратів, застосовується на Полтавському та Інгулецькому гірничо-збагачувальних комбінатах.

Флотаційне доведення концентратів є найбільш досконалим у розв'язанні проблеми видалення кремнезему й отримання чистих магнетитових концентратів, аж до мономінеральних фракцій. Попутно зменшується вміст лугів калію й натрію, що входять до складу мінералів породи. Приріст масової частки заліза при флотаційному доведенні чорнових магнітних концентратів коливається на фабриках від 2 до 9 %. У результаті зворотної флотації можна отримати надбагаті «суперконцентрати», які містять понад 70 % Fe. Вилучення заліза в концентрати залежить від масової частки його в рудах (13–35 %) і змінюється від 65 до 85 %. Якість флотаційних залізних концентратів залежить від складу руд.

На Полтавському гірничо-збагачувальному комбінаті переробляють руди Горішньоплавнинського й Лавриківського родовищ, представлені кумінгтоніто-магнетитовими кварцитами – пачки K_2^3 і магнетитовими кварцитами – пачки K_2^2 , і залізну руду пачки K_2^5 ТОВ «Єристівський гірничо-збагачувальний комбінат».

На восьми технологічних секціях переробляється руда пачки K_2^3 з масовою часткою $Fe_{\text{заг}}$ 29,93 % і отримують концентрат із масовою часткою $Fe_{\text{заг}}$ 62,2 %. За аналогічною технологічною схемою збагачується руда пачки K_2^5 . Руда пачки K_2^2

(масова частка $Fe_{\text{заг}}$ 34,95 %) переробляється на п'яти секціях з отриманням концентрату з масовою часткою заліза загального 65,5 %.

Для отримання флотаційного концентрату суміш концентратів магнітного збагачення піддається подальшому збагаченню методом зворотної катіонної флотації (рис. 1.4).

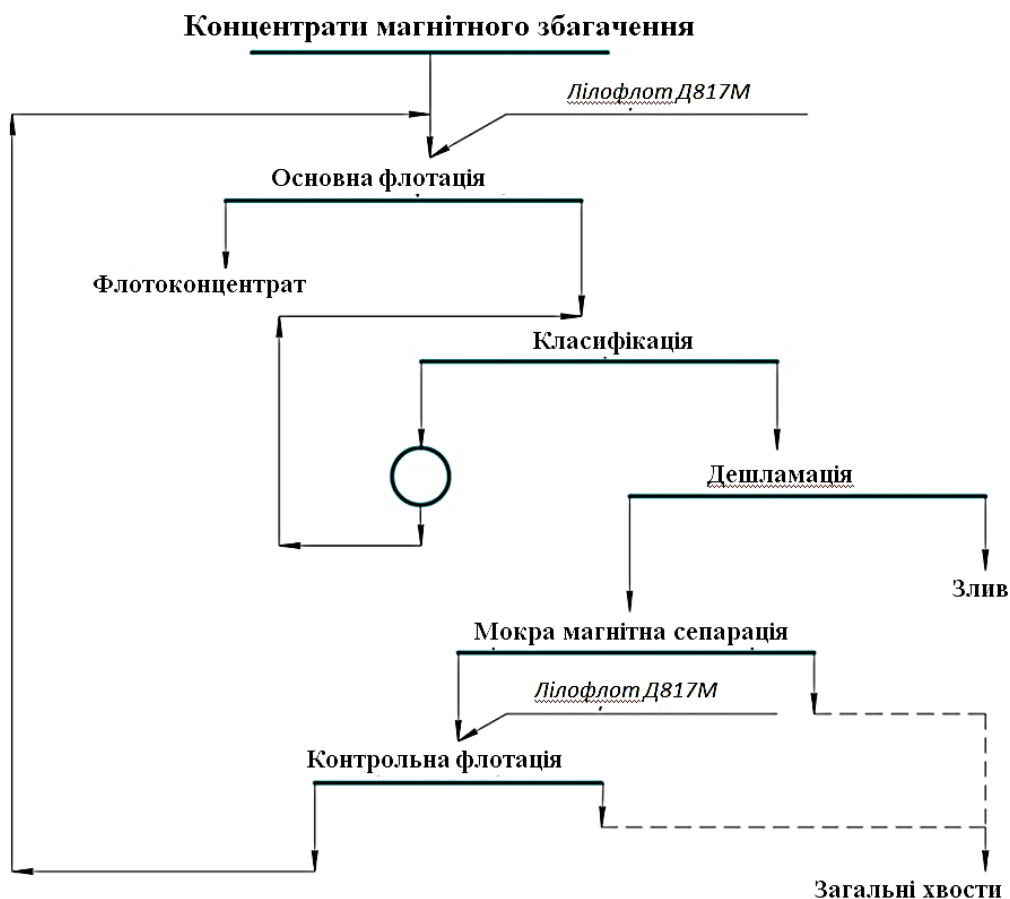


Рис. 1.4. Технологічна магнітно-флотаційна схема доведення концентрату

Комбінована магнітно-флотаційна схема включає такі операції: основна флотація концентратів магнітного збагачення, доподрібнення й класифікація пінного продукту основної флотації, магнітна сепарація з попереднім знешамлюванням зливу класифікації й контрольна флотація магнітного продукту мокрої магнітної сепарації (ММС). Живленням основної флотації є суміш концентратів магнітного збагачення й камерного продукту контрольної флотації концентрату магнітного збагачення.

Магнетитові концентрати надходять у контактний чан, перемішуються, контактують з реагентом, який подається в контактний чан дозувальним насосом, і самопливом надходять з контактного чану в першу камеру флотоустановки.

Процес флотації здійснюється в 6-камерній флотомашині RCS 130 об'ємом 130 м³ кожна. Камери встановлені каскадно по дві в кожному каскаді. Пульпа, що пройшла контактування з реагентом, надходить самопливом у першу камеру основної флотації разом із камерним продуктом контрольної флотації. Живлення подальшої камери є камерний продукт попередньої камери. Камерний продукт шостої камери є кінцевим концентратом флотації. Об'єднані пінні продукти шести камер основної флотації надходять на класифікацію в гідроциклони. У результаті класифікації утворюються піски, які йдуть на доподрібнення, а злив самопливом надходить на знешламлювання в магнітно-гідравлічні гідросепаратори (МГС). В результаті подальшої мокрої магнітної сепарації пісків МГС виходять магнітний продукт, що надходить на контрольну флотацію, і хвости, які направляються у хвостоканаву.

Процес контрольної флотації здійснюється в однокамерній флотомашині RCS 130. Вихідним продуктом є магнітний продукт мокрої магнітної сепарації, що пройшов попереднє контактування з реагентом у зумпфі. Пінний продукт контрольної флотації скидається в хвостоканаву, а камерний продукт повертається на доопрацювання в першу камеру основної флотації. Застосування флотаційного доведення магнетитового концентрату з масовою часткою заліза 64,0 % дозволило підвищити масову частку заліза в концентраті до 67,2 % і зменшити масову частку кремнезему до 5,4 %.

На ПАТ «Інгулецький ГЗК» (РЗФ-2) передбачено отримання концентрату мокрої магнітної сепарації та виробництво концентрату за технологічною схемою магнітно-флотаційного збагачення, яке дозволяє знизити вміст двоокису кремнію й отримати високоякісний концентрат. На збагачення надходить сировина, в якій рудні мінерали представлені магнетитом, гематитом, мартитом і гідроокислами – лимонітом і гетитом, нерудні мінерали представлені кварцом, силікатами, карбонатами, сульфідами. Силікати представлені кумінгтонітом, біотитом,

егірином; карбонати – сидероплезитом, доломітом, кальцитом; сульфіді – піритом і пирротином. Переважним силікатом майже всіх технологічних різновидів є кумінгтоніт, який характеризується довгопризматичною формою. При флотаційному процесі кумінгтоніт такої форми переходить у флотоконцентрат, збіднюючи його. При більш тонкому подрібненні (97–98 % класу мінус 0,05 мм) форма зерен кумінгтоніту стає близькою до ізометричної. Зерна кумінгтоніту такої форми при флотаційному процесі переходять у пінний продукт і в подальшій переробці скидаються у хвости. Технологічна схема магнітно-флотаційного збагачення включає такі технологічні операції: флотація концентрату, знешламлювання в дешламаторій мокра магнітна сепарація пінного продукту в два прийоми, згущення, фільтрування флотаційного концентрату й освітлення оборотної води.

На флотаційне збагачення концентрат мокрої магнітної сепарації РЗФ-2 перекачують насосами з двох перемішувачів на чотири шестикамерні машини РІФ-25, об'єм кожної камери – 25 м³. Флотомашини працюють у замкнутому циклі – на свіжому живленні (концентрат ММС РЗФ-2) і циркуляції (кінцевий магнітний продукт сепараторів вузла доведення пінного продукту). У флотомашині мінерали руди, оброблені реагентом, зіштовхуючись із повітряними бульбашками, утворюють шар піни, яка направляється на знешламлювання в магнітний дешламатор МД-12А. Камерний продукт флотомашин направляють на згущення в магнітні дешламатори МД-9А. Магнітно-флотаційне доведення концентрату ММС РЗФ-2 здійснюють із застосуванням реагенту-збирача LILAFLOT 811 М, також застосовують збирач Tomamine PA-14 5 % із додаванням оцтової кислоти для посилення спінювальних властивостей збирача. Пінний продукт чотирьох флотомашин направляється в дешламатор МД-12А №5. Піски магнітного дешламатора направляються на магнітну сепарацію на сепараторах ПБМ-ПП-120/300 №1, а злив – у відвальні хвости. Магнітний продукт сепараторів надходить в дешламатор МД-12А, піски якого надходять на магнітну сепарацію на сепараторах ПБМ-ПП-120/300, а злив – у відвальні хвости. Немагнітний продукт магнітних сепараторів направляють у відвальні хвости. На операцію

освітлення подається злив операції згущення флотаційного концентрату. Освітлення здійснюється в згущувачі СЦ-18А за допомогою розчину флокулянта Magnaflok 338 (Flopan AN 945). У результаті освітлення виділяються піски, що направляються у відвальні хвости, і освітлений злив, що направляється як оборотна вода в процес флотації.

Згущення камерного продукту флотомашин здійснюється на чотирьох дешламаторах МД-9А і МД-12А. У результаті згущення виділяються піски та злив. Злив дешламаторів направляється на освітлення, а піски є живленням вакуум-фільтрів. Для фільтрації флотаційного концентрату встановлено вакуум-фільтри ДОО-100. З пульпою, що надходить на операцію зневоднення, подається поверхнево-активна речовина FERRAWET 1 471 або FLODRI-470 у кількості 144–158 г/т. Оброблена реагентом пульпа надходить трубопроводами на вакуум-фільтри, де відбувається відділення рідкої фази й отримання кеку. Виробництво концентрату за технологічною схемою збагачення із застосуванням зворотної катіонної флотації дозволяє збільшити масову частку заліза в концентраті з 61,0 до 67,0 %.

Аналогічні результати отримав головний збагачувальник Михайлівського ГЗК С.Л. Губін при проведенні досліджень щодо підвищення якості залізорудних концентратів, одержуваних із магнетитових кварцитів Михайлівського родовища, що відрізняються тонкою вкрапленістю, складністю структурно-текстурних особливостей і речового складу. При флотаційному доведенні концентратів магнітної сепарації за технологічною схемою, яка включала основну флотацію в колонній машині, контрольну флотацію камерного продукту основної флотації й перечищення пінного продукту основної флотації, з вихідного продукту з масовою часткою заліза 66,0 % було отримано 73,7 % низькокремнеземистого концентрату з масовою часткою заліза в ньому 69,8 % і 2,8 % кремнезему, а також 12,0 % доменного концентрату з масовою часткою заліза 64,0 %. Вихід хвостів склав 14,3 % при масовій частці заліза в них – 48,0 %.

Наведені результати підтверджують ефективність застосування флотаційного доведення магнетитових концентратів для отримання

високоякісних кінцевих концентратів, однак привертає увагу висока масова частка заліза у хвостах. Співробітники ПрАТ «Полтавський ГЗК», ДВНЗ «Криворізький національний університет» та АГН України для зменшення втрат заліза розробили технологічну схему доведення промпродуктів флотаційного доведення із застосуванням ультразвукового впливу (УЗВ).

1.4. Утворення техногенних зростків у процесах збагачення руд і методи їх руйнування

Підвищенню якості концентратів заважає не тільки утворення й засмічення флокул, але й так звані штучні або техногенні зростки, механізм появи яких пов'язаний в основному з наявністю на поверхні частинок іонно-електричних і молекулярних полів. Найбільш простим, на перший погляд, вважається застосування механічного відтирання поверхонь мінеральних частинок [76], однак це не завжди призводить до очікуваних результатів [22]. Утворення техногенних зростків нівелює різницю у властивостях поверхні рудних і нерудних зерен, змінює їх магнітну сприйнятливість, а, отже, ефективність поділу різними методами.

Г.В. Губін, В.В. Ткач, В.В. Плотніков та ін. розглядали теоретичні передумови та проводили експерименти, які свідчать, що позбутися техногенних зростків або запобігти їх утворенню можна за допомогою електрооброблення залізородної пульпи [28, 29]. При мокрому подрібненні, наприклад, молекулярним силам зчеплення між мінералами протидіятиме сила електричної взаємодії подвійних електричних шарів. Розрахунок сили електричного розпірного тиску між частинками, що прилипли, показує, що її величина залежить від потенціалу поверхонь граней. Тому підвищення розпірного тиску можливе шляхом електричного впливу, що дозволяє змінювати потенціал поверхні у великих межах. Підвищення потенціалу з 0,18–0,2 до 0,9–1,0 В призводить до зростання тиску розклинювання з 8–10 до 320–420 Па, тобто в 30–40 разів. Це протидіє утворенню техногенних зростків або навіть призводить до їх

руйнування. Електричне оброблення може здійснюватись як у млинах, так і в збагачувальних апаратах.

У ДВНЗ «Криворізький національний університет» вивчалися промпродукти збагачення ПрАТ «Центральний ГЗК» та ПрАТ «Північний ГЗК» [29]. Зразки піддавали інтенсивному ультразвуковому впливу. Отримані результати дозволили зробити висновок про те, що в різних класах промпродуктів магнітного збагачення змінювалася масова частка загального заліза після УЗВ: у класах крупності, в яких концентрувалися розкриті зерна мінералів (мінус 0,071 мм), масова частка $Fe_{\text{заг}}$ підвищувалася на 2,7–4,1 %, а в шламових продуктах (мінус 0,02 мм) – знижувалася на 14,7 і 7,2 % для промпродуктів I і V стадій збагачення відповідно, що свідчило про превалювання очищення частинок від шламових покриттів. Видалення мікронних техногенних утворень відбувається як із частинок оксидів заліза, так і з частинок кварцу та силікатів, результатом чого є оновлення поверхні частинок і збільшення контрастності технологічних властивостей при магнітній сепарації та флотації.

Процес утворення так званих штучних або техногенних зростків пов'язаний із виникненням у подрібненні, збагачувальних і класифікувальних апаратах комбінації різних силових полів, що створюють умови для інтенсивної взаємодії поверхонь мінералів. Такі покриття поверхонь для крупних зерен (>10–20 мкм) слід віднести до класу «плівкових» покриттів, механізм утворення яких пов'язаний переважно з наявністю на поверхні частинок іонно-електростатичних і молекулярних полів. Про необхідність урахування при аналізі цього явища фізико-хімічних властивостей мінералів і рідкої фази суспензії свідчать результати досліджень щодо застосування механічного відтирання поверхонь мінеральних частинок магнетитових суспензій перед магнітною сепарацією. Найкращі результати поділу отримано при використанні поліелектролітів. Якість концентратів ГЗК Кривого Рогу підвищувалася на 2,6–3,8 % при одночасному зниженні масової частки заліза у хвостах сепарації з 17,1–28,6 до 10,8–19,2 %. Оброблення електролітами підвищувало вилучення на 0,22–0,34 % в порівнянні зі звичайною технологією [76].

У ДВНЗ «Криворізький національний університет» вивчили промпродукти збагачення ПрАТ «Центральний ГЗК» та ПрАТ «Північний ГЗК» (табл. 1.2) [29]. У таблиці наведено результати розподілення $Fe_{заг}$ за класами крупності продуктів I і V стадій магнітного збагачення ПрАТ «Центральний ГЗК».

Таблиця 1.2

Якісна характеристика магнітних продуктів
ПрАТ «Центральний ГЗК» за стадіями збагачення

Клас крупності, мм	I-а стадія			V-а стадія		
	Вихід, %	Масова частка $Fe_{заг}$, %	Вилучення $Fe_{заг}$, %	Вихід, %	Масова частка $Fe_{заг}$, %	Вилучення $Fe_{заг}$, %
+0,25	23,8/23,5	27,5/27,9	13,0/13,1	—	—	—
-0,25+0,10	14,6/14,0	47,3/48,5	13,5/13,7	1,7	37,9/38,2	0,96
-0,10+0,071	9,5/8,9	58,8/61,3	10,9/11,0	6,2/6,1	53,4/54,6	4,9/5,0
-0,071+0,05	7,9/7,4	61,5/64,2	9,5/9,6	5,8/5,6	62,8/63,3	5,4/5,3
-0,05+0,02	34,4/33,6	63,7/67,8	43,4/45,1	73,5/73,5	70,0/71,1	76,4/77,6
-0,02*	9,8/12,6	48,3/33,6	9,4/8,4	12,8/13,1	64,7/57,5	12,3/11,2
Разом	100	50,6	100	100	67,3	100

* – розрахункове значення з матеріального балансу; 23,8/23,5 – відповідно вихід, масова частка $Fe_{заг}$, вилучення $Fe_{заг}$ до і після ультразвукового впливу (УЗВ).

Наявність і міцність закріплення шламових покриттів на частинках оцінювалися за зміною масової частки $Fe_{заг}$ у класах крупності. Продукти піддавалися інтенсивному ультразвуковому впливу (УЗВ).

Досягнута якість залізорудних концентратів пов'язана з видаленням мікронних техногенних утворень як із частинок оксидів заліза, так і з частинок кварцу й силікатів. Так, ефективність ультразвукового оброблення пов'язана з оновленням поверхонь частинок, що призводить до збільшення контрастності магнітних і флотаційних властивостей мінералів. Тому розглянемо більш докладніше можливість використання ультразвукових коливань у практиці збагачення корисних копалин.

1.5. Основні напрями інтенсифікації процесів збагачення руди із застосуванням високоенергетичного ультразвуку

Під дією ультразвуку в рідкому середовищі відбуваються фізичні, хімічні й фізико-хімічні процеси. Це кавітація, радіаційний тиск і ультразвукові потоки [27]. Процес кавітації пов'язаний із тим, що всі рідини дуже чутливі до розтяжних зусиль. Під впливом потужних ультразвукових коливань у рідині виникають зони стиснення й розрідження. При проходженні фази хвилі, що створює розрідження, у рідині утворюється велика кількість розривів у вигляді кавітаційних бульбашок, які в наступній фазі стиснення різко закриваються.

Під дією кавітації у воді утворюються іони H^+ і OH^- , озон, перекис водню, а за наявності у воді розчиненого азоту – азотна й азотисті кислоти [72]. На поверхні кавітаційних бульбашок з'являються електричні заряди, усередині бульбашок відбуваються електричні пробої, що призводять до іонізації парів рідини та газів.

Використання ультразвуку для подрібнення й диспергування мінералів вважається особливо перспективним тоді, коли необхідно отримувати невеликі кількості матеріалу високої дисперсності або подрібнювати дорогі продукти. Процес ультразвукового подрібнення мінералів відбувається здебільшого за рахунок кавітаційної ерозії [3]. У мінералів з однаковою кавітаційною міцністю процес дезінтеграції відбувається внаслідок розклинювальної дії кавітаційних бульбашок, що потрапляють у тріщини мінералів. Ефективність руйнівного впливу ультразвуку на тверді частинки у водному середовищі залежить від низки чинників: властивості рідини, температури, зовнішнього тиску, інтенсивності та частоти ультразвуку, тривалості оброблення, твердості, однорідності й пористості частинок, їх хімічної стійкості тощо [1]. Диспергувальна дія ультразвуку найбільш ефективна при кілогерцових частотах, тому що в низькочастотному ультразвуковому полі кавітація виникає при значно меншій інтенсивності ультразвуку.

Різницю в дії ультразвуку на окремі мінерали було успішно використано в низці робіт. Наприклад, встановлено можливість подрібнення мінералів шаруватої структури (графіт, молібденіт) до високого ступеня дисперсності. Процес подрібнення молібденіту в умовах надлишкового статичного тиску дозволяє за один і той же час отримати продукт, дисперсність якого в 2–3 рази вища від дисперсності продукту, одержуваного при атмосферному тиску [19].

При переробці корисних копалин ультразвукові коливання використовують не тільки для руйнування мінеральної речовини й поверхневих плівок (при подрібненні та дезінтеграції мінералів), але й для інтенсифікації процесу магнітної сепарації, флотації, зневоднення та сушіння продуктів збагачення.

Своєрідність фізичних і фізико-механічних властивостей води, що обумовлюють її активну роль у багатьох збагачувальних процесах, пояснює інтерес учених до дослідження властивостей води. Ажурність води та її тетраедричну структуру вивчили Я.І. Френкель і Б.В. Дерягін.

При флотації мінералів у воді, попередньо обробленій ультразвуком, підвищується вилучення мінералів у пінний продукт порівняно з флотацією без попереднього оброблення води [4].

У роботі [5] досліджували вплив ультразвуку на мінерали титано-цирконієвих родовищ. Було встановлено, що оброблення протягом 1–3 хвилин при частоті коливань 20 кГц й інтенсивності 3,8 Вт/см² різко активує флотацію мінералів [5]. Вихід мінералів у пінний продукт збільшився: циркону – з 18,6 до 98,9 %, рутилу – з 3,0 до 97,5 %, ільменіту – з 0 до 94 %, ставроліту – з 0 до 90 %. Одночасно з цим витрата збирача знизилась у 3–15 разів. Після ультразвукового оброблення зближуються флотаційні властивості однойменних мінералів різних родовищ, а також різних ділянок одного й того ж родовища.

Вивчався процес ультразвукового кондиціонування повітряних бульбашок. Установлено, що під впливом ультразвуку невеликі бульбашки ростуть швидше, так як у звуковому полі внаслідок коливань бульбашок виникає акустичний ефект, який прискорює масопередавання. Збільшені бульбашки володіють більшою плавучістю, швидше піднімаються на поверхню. Застосування

ультразвукового кондиціонування повітряних бульбашок дозволяє збільшити вилучення мінералів і підвищити чистоту концентратів. Характерним є невисока інтенсивність ультразвуку й короткочасність ультразвукового оброблення, які забезпечують значний технологічний ефект.

У практиці флотаційного збагачення застосовуються нерозчинні й важкорозчинні у воді аполярні реагенти, ефективність використання яких залежить від їх підготовки до флотації. Дослідження з емульгування реагентів за допомогою ультразвукових коливань провели Р.В. Вуд, В. Петерсен, О.Д. Кирилов та інші вчені. Установлено, що при тривалій обробці емульсій ультразвуковими коливаннями їх стійкість знижується.

Вплив емульгованих аполярних реагентів на ефективність їх дії при флотації різних мінералів вивчав В.А. Глембоцький та А.А. Байшулаков [9]. Результати цікаві тим, що оброблення реагентів у акустичних, а потім у магнітних полях дозволяє скоротити витрату реагентів. Застосування емульгованих ультразвуком вуглеводневих масел було здійснено в промислових умовах при флотації мідних руд Джезказгану Балхаської збагачувальної фабрики [58].

У праці [105] досліджено процес впливу ультразвуковим випромінюванням на частинки кварцу в процесі флотації (рис. 1.5).

Вивчено вплив акустичних коливань на процес руйнування піни. На практиці флотаційного збагачення стійкі піни переливаються через борти жолобів флотомашин, погано перекачуються насосами та збільшують втрати металів у зливах згущувачів. Установлено, що ефективне руйнування флотаційної піни відбувається при використанні акустичних перетворювачів, що генерують високочастотні коливання в газовому середовищі. На Березовській збагачувальній фабриці з переробки поліметалічних руд було проведено промислові випробування й упроваджено акустичний метод руйнування флотаційної піни мідного й цинкового концентратів, що дозволило уникнути небажаного зневоднення мідного концентрату й перебудувати схему зневоднення.

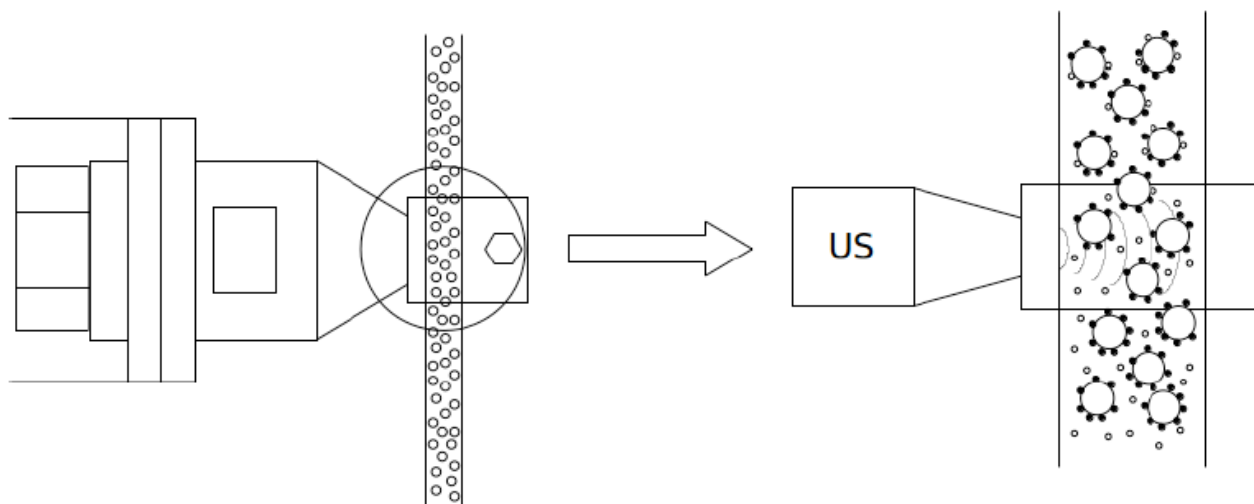


Рис. 1.5. Схема установки ультразвукового очищення від частинок кварцу зневоднення мідного концентрату й перебудувати схему зневоднення [8]

У роботі [124] досліджено застосування ультразвуку для поліпшення якості відновлення й кінетики процесу при флотації. Схему експериментальної установки показано на рис. 1.6.

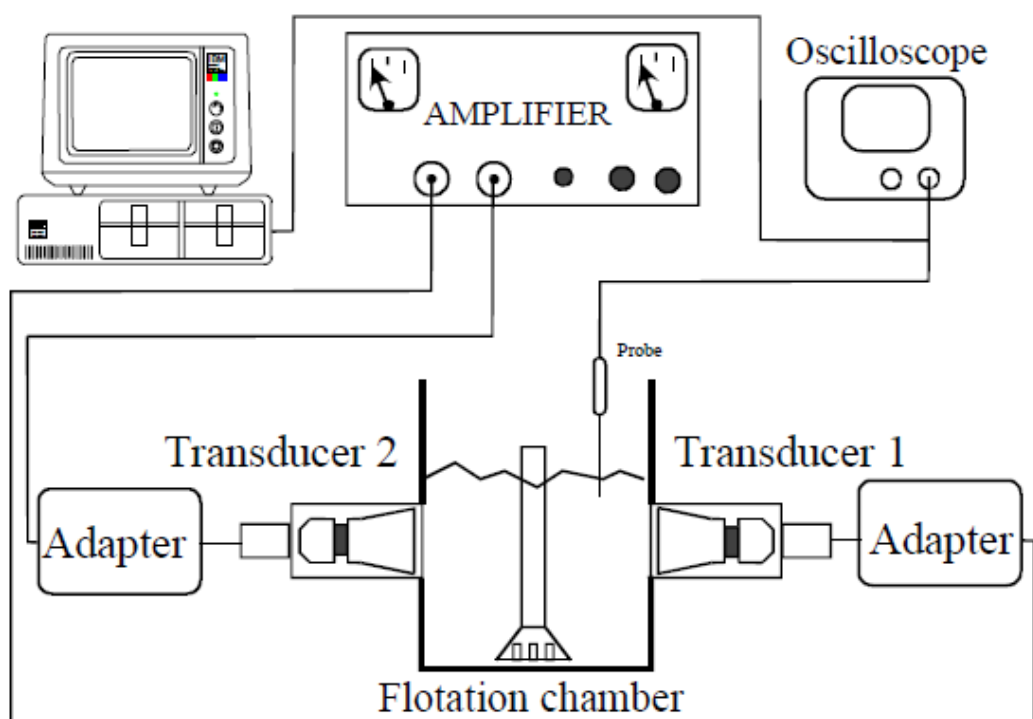


Рис. 1.6. Блок-схема експериментальної установки для ультразвукового оброблення

Перетворювачі монтуються в герметичній камері, заповненій дистильованою водою, що дозволяє одержати міцний зв'язок між перетворювачами та металургійною пульпою. Камера має плоску мембрану в стінці камери, щоб уникнути обурень у процесі кінетики, але дозволяючи ультразвуковому полю входити в неї. Частота перетворювача становить приблизно 18 кГц, а потужність – до 300 Вт. Результати, які очікують відновлення тонкодисперсних частинок (фракція мінус 0,044 мм), показано на рис. 1.7 [124].

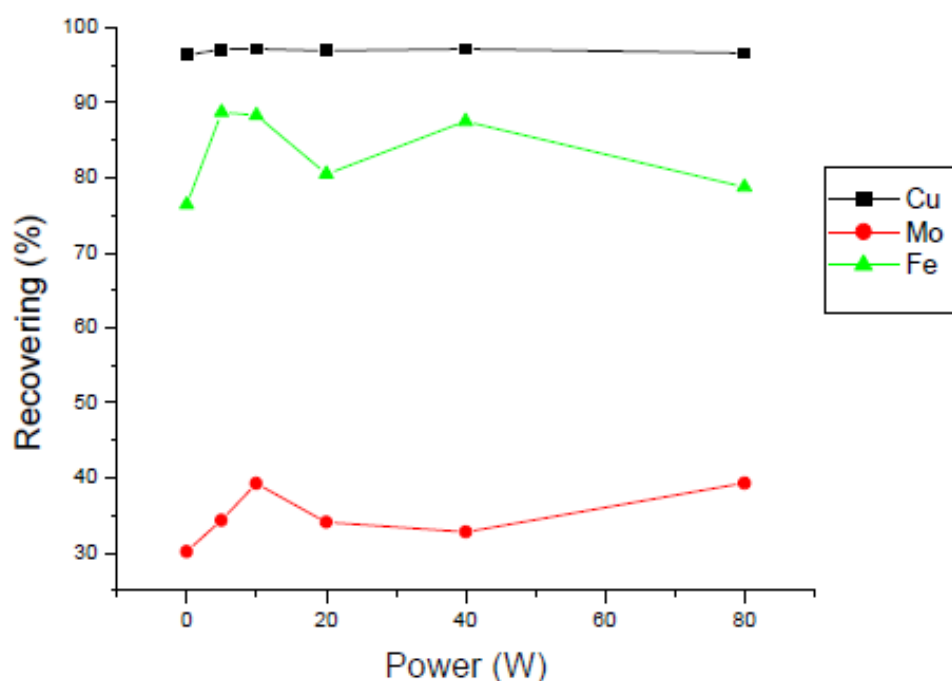


Рис. 1.7. Результати флотації при різній потужності ультразвукового впливу на пульпу (фракція мінус 0,044 мм)

При застосуванні ультразвуку зафіксовано збільшення виходу концентрату (з 19,1 % без впливу ультразвуку до 24,8 % при впливові ультразвуку з частотою 27 кГц) і вилучення халькопіриту в концентрат (рис. 1.8), що пояснено ультразвуковою кавітацією.

Для пояснення причин поліпшення кінетики запропоновано три гіпотези:

- 1) ультразвук дозволяє здійснити селективне відділення частинок [76];

2) ультразвукова кавітація може модифікувати поверхню мінеральних частинок шляхом утворення мікро- або нанобульбашок і сприяти закріпленню бульбашок-частинок [22];

3) ультразвук може впливати на ймовірність зштовхування частинок.

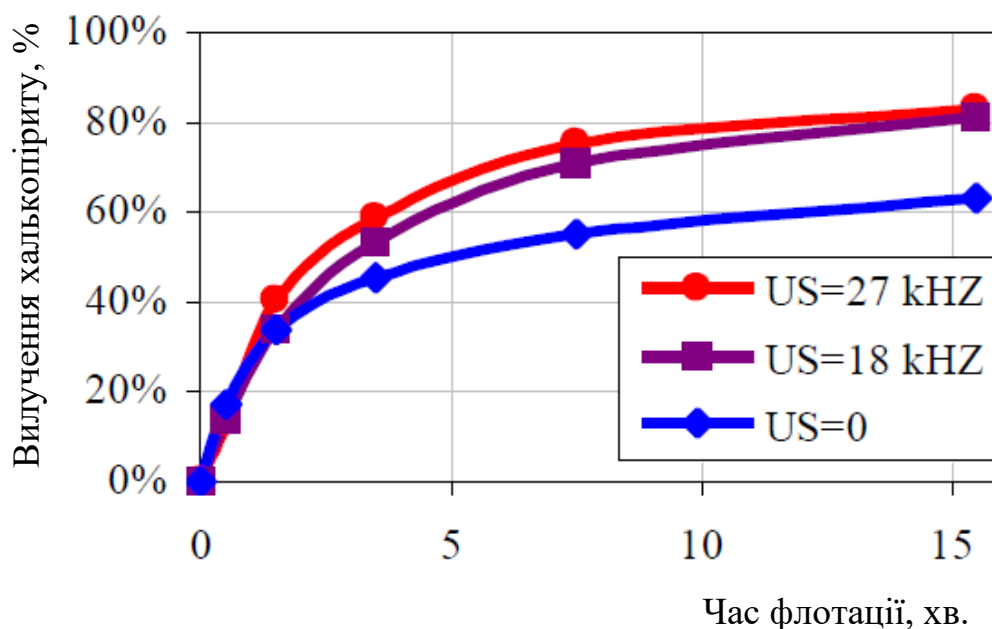


Рис. 1.8. Кінетика відновлення халькопіриту за допомогою ультразвуку

Слід зазначити, що при флотаційному доведенні залізних руд спостерігалось небажане зростання частки пустої породи в концентраті при ультразвуковому впливі.

З іншого боку, при розгляді глобального відновлення корисних компонентів (рис. 1.9) можна відзначити, що відновлення заліза знижується до найкращих значень відновлення молібдену й міді [124].

Слід зазначити, що умови даного експерименту не дозволяють розглядати кількість і якість кавітаційних бульбашок у процесі флотації, що є важливим аспектом даного процесу.

Ультразвукові коливання впливають також на процеси згущення мінеральних суспензій.

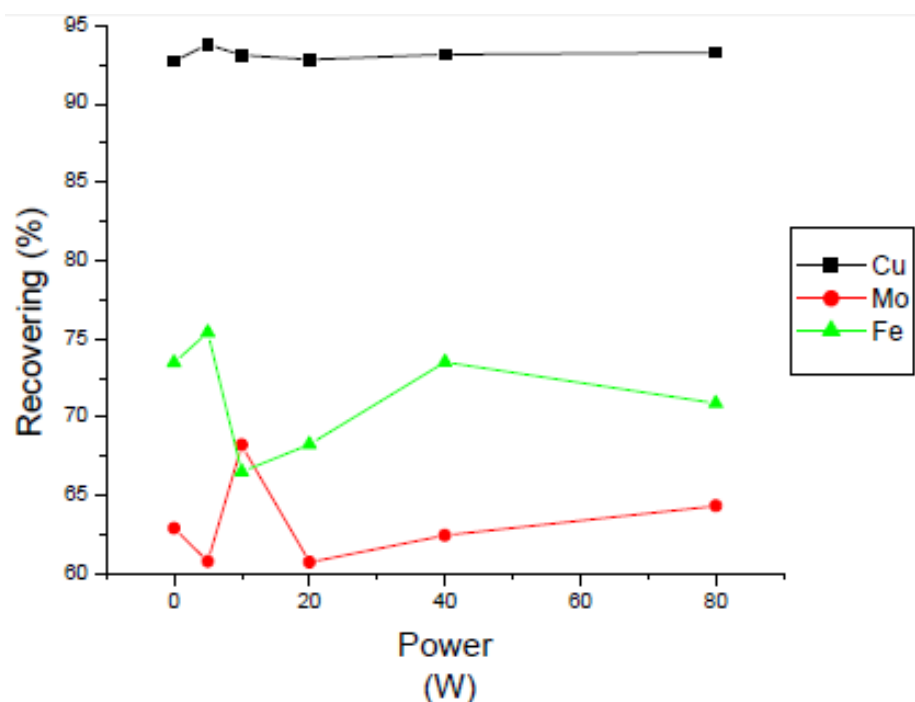


Рис. 1.9. Результати флотації при різній потужності ультразвукового впливу на пульпу (за всіма фракціями)

За наявності в суспензіях тонкодисперсних частинок (менше 20 мкм) процеси згущення протікають повільно. Прискорити їх можна шляхом агрегації частинок за допомогою реагентів – коагулянтів і флокулянтів. До числа перспективних методів слід віднести коагуляцію суспензій під впливом ультразвукових коливань. Коагулювальна дія ультразвуку на вугільних частинках описана в праці [46]. За допомогою ультразвукових коливань у рідині фільтрували тонкі фракції матеріалу [41]. У результаті досліджень на суспензіях кварцу, графіту, сфалериту для процесу коагуляції встановлено оптимальну область підвищених ультразвукових частот (1000–3000 кГц).

Ультразвукові коливання можуть використовуватися для дешламації мінеральних суспензій. Відомі конструкції ультразвукових центрифуг і гідроциклонів, у яких завдяки одночасній дії відцентрових сил і ультразвукового поля вдається повністю виділити з суспензії всі дрібнодисперсні частинки [93].

Механізм впливу акустичних коливань на процес фільтрування продуктів збагачення вивчено недостатньо. Є дані щодо застосування акустичного фільтрування для поділу дуже вузьких технічних суспензій.

На деяких флотаційних збагачувальних фабриках як заключну технологічну операцію використовують сушіння. Застосування енергії акустичних коливань для прискорення теплообміну дає можливість інтенсифікації цього процесу. При дослідженні кінетики сушіння було встановлено, що на процес видалення вологи з матеріалу впливає рівень звукового тиску. При максимальному рівні звукового тиску (170 дБ) вологість матеріалу знижується з 14,9 до 11,2 % після трихвилинного оброблення, до 9 % – після п'ятихвилинного й до 4 % – після десятихвилинного оброблення [19].

Одним із перспективних напрямків застосування ультразвуку в збагаченні корисних копалин є використання його для очищення одержуваних продуктів від поверхневих мінеральних покриттів у вигляді плівок або вторинних утворень, міцність зв'язку яких із поверхнею частинок буває такою, що звичайними методами видалити їх не вдається.

Дана проблема має місце й при виробництві залізорудних концентратів на гірничо-збагачувальних комбінатах Кривого Рогу [32].

Ю.Л. Грицай пояснює зниження вмісту заліза в магнетитових концентратах закріпленням частинок рудних мінералів на поверхні кварцу [22]. При цьому необхідно зазначити, що:

- у процесі подрібнення відбувається закріплення на поверхні зерен кварцу частинок гематиту, мартиту, гідроксидів заліза й магнетиту розміром не більше 0,8 мкм;
- міцність закріплення мінералів залежить від зусиль, що приводять їх у контакт, і типу мінералів;
- закріплені мінеральні частинки не видаляються повністю з поверхні кварцу ні інтенсивним промиванням, ні механічним відтиранням;
- видалити з поверхні кварцових зерен закріпилися частинки оксидів заліза вдалося тільки за допомогою обробки пульпи ультразвуком.

Л.Х. Ковальчук, вивчаючи під електронним мікроскопом поверхню частинок магнетиту до й після магнітної сепарації, дійшов висновку, що силікати та кварц налипають на магнетитові зерна. Поверхня магнетиту на 20–30 %

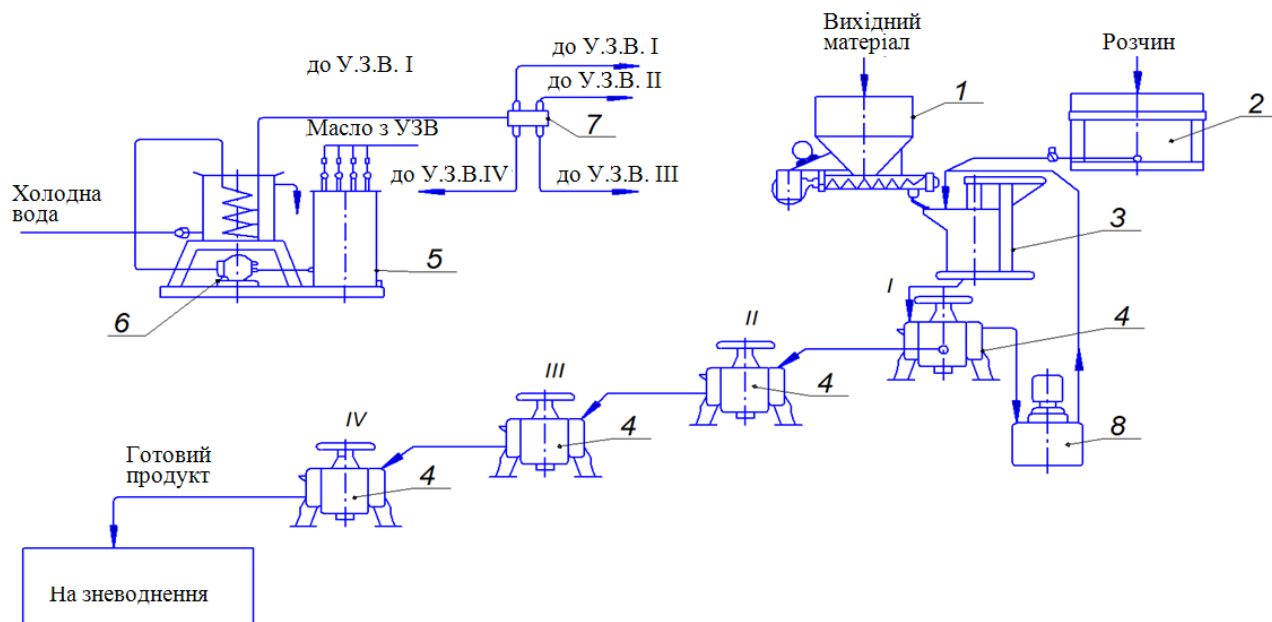
покрита частинками інших мінералів розміром 2–3 мкм. При видаленні таких частинок із поверхні зерен магнетиту за допомогою ультразвуку, навіть у високоякісних концентратів із масовою часткою заліза 67–68 %, якість підвищилася на 0,7–1 %.

У роботі [19] показано, що кавітаційні процеси інтенсифікують процеси очищення поверхні рудних частинок від плівок і налиплого забруднення. Також дані процеси підвищують швидкість дифузії рідкої частини пульпи в пори й тріщини, що утворюються на поверхні мінеральних плівок через їх кавітаційне руйнування, прискорюють процеси дезінтеграції та диспергування мінералів, емульгування флотореагентів і деструкції адсорбційних шарів реагентів, які перебувають на поверхні частинок концентратів.

Під впливом потужного ультразвуку в рідкому середовищі виникають ультразвукові потоки, які інтенсивно перемішують пульпу, зменшують товщину ламінарного шару біля межі з твердим тілом і сприяють усуненню дифузійних обмежень [2]. Цей процес відіграє велику роль при ультразвуковому очищенні поверхні рудних частинок від забруднення мінерального характеру. Інтенсивність ультразвукових коливань зазвичай становить 0,5–5 Вт/см². Підвищення статичного тиску при певних співвідношеннях з ультразвуковою потужністю значно підвищує ефективність очищення.

В інституті «Уралмеханобр» вивчали очищення пісків для виробництва скла, польового шпату, штучних абразивних матеріалів та інших продуктів від поверхневих покриттів і плівок вторинних мінеральних утворень. Оброблення поверхні мінералів в ультразвуковому полі здійснювали як у водному середовищі, так і з використанням активних домішок, здатних розчиняти з поверхні частинок, що видаляються, шкідливі домішки. Використовували ультразвук частотою 15–25 кГц та інтенсивністю не менше 2 Вт/см². Тривалість оброблення ультразвуком коливалася в межах 5–15 хв, а в деяких випадках знижувалася до 1–13 хв. У цьому ж інституті були сконструйовані напівпромислові установки для безперервного ультразвукового оброблення мінеральних суспензій, за допомогою

якого можна обробляти пульпу з розміром твердих частинок, що не перевищує 50 мкм (рис. 1.10) [79].



1 – бункер із живильником; 2 – бачок для розчинника; 3 – реактор;
4 – ультразвукові ванни (I, II, III, IV); 5 – теплообмінник; 6 – насос ШДП-12;
7 – колектор; 8 – насос

Рис. 1.10. Схема ланцюга апаратів для ультразвукового оброблення тонкоподрібнених матеріалів

Вихідний матеріал завантажували в бункер 1, звідки живильником він подавався в реактор. Туди ж заливали розчинник заданої концентрації в такій кількості, щоб щільність пульпи підтримувалася в межах $T:P=1:1$ або $2:1$. З реактора 3 пульпа прямувала у ванну первинної стадії ультразвукового оброблення. Ультразвукову ванну 4 змонтовано у вигляді циліндричної посудини з мішалкою, що слугує для підтримки пульпи в підвішеному стані, що створювало рівномірний розподіл твердих частинок в об'ємі пульпи й покращувало ультразвукове оброблення поверхні зерен. Магнітострикційний перетворювач типу ПМС-6 відділений від пульпи дном ванни й шаром мінерального масла, яке безперервно охолоджувалося в теплообміннику 5. Пульпа після її оброблення ультразвуком протягом певного часу надходила самопливом у другу, третю й

четверту ванни, а потім прямувала на промивання, дешламацію і, якщо необхідно, класифікацію.

Технічні характеристики установки представлено в табл. 1.3 [74].

Таблиця 1.3

Технічні характеристики установки ультразвукового оброблення
тонкоподрібнених матеріалів

Параметри	Значення
Продуктивність	200–240 кг/год
Крупність матеріалу	40 мкм
Співвідношення Т:Р	1:1–2:1
Кількість перетворювачів типу ПМС-6	4
Габарити установки	3650x2100x1850 мм
Загальна маса	2500 кг

За допомогою даної установки проводили ультразвукове очищення кварцових пісків для виробництва скла від гідроксидів заліза. Зазвичай залізовмісні плівки віддалялися механічним відтиранням, але цей спосіб не забезпечував необхідного видалення гідроксидів заліза. Крім того, механічне відтирання триває 30–60 хв. Ю.Г. Дмитрієв вивчав вплив ультразвуку різних частот та інтенсивності на якість очищення кварцових пісків від гідроксидів заліза й визначив, що найкращі результати (рис. 1.11 і 1.12) було отримано при частоті близько 20 кГц, причому з підвищенням інтенсивності ультразвуку якість очищення різко зростає.

Ультразвукове оброблення в поєднанні з додаванням в пульпу невеликих кількостей соди та рідкого скла дозволяли зменшити тривалість очищення до 2–5 хв і підвищити видалення гідроксидів [36].

У ПАТ «НДПІ «Механобрчермет» вивчали можливість використання ультразвукового оброблення пульпи для інтенсифікації процесу магнітної сепарації окислених кварцитів [13]. Дослідження виконувалися на вихідній

окисленій руді Валявкінського родовища Кривбасу, а також шламах і пісках знешламлиювального конуса. Для експериментів використовували ультразвуковий генератор типу УЗДН, частота генератора змінювалася східчато: 15, 22, 35 кГц, час оброблення ультразвуком – від 30 до 120 секунд.

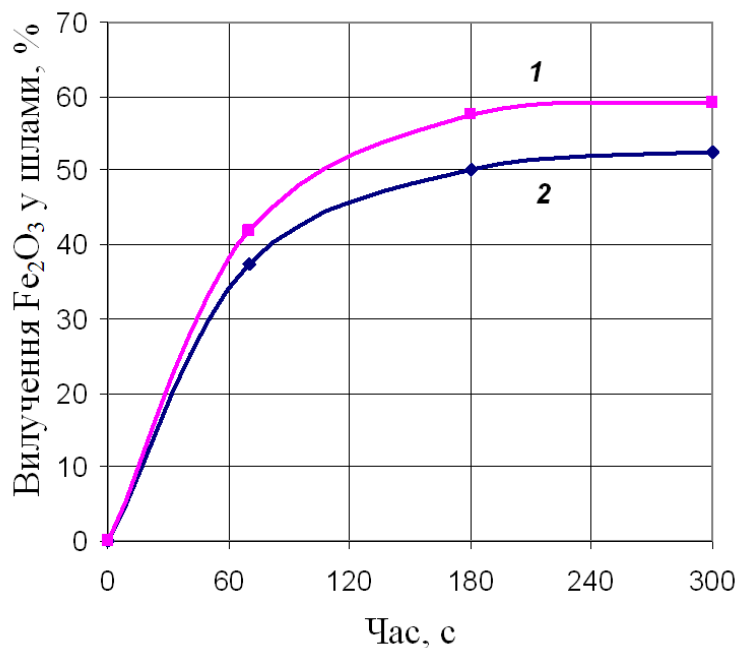


Рис. 1.11. Залежність вилучення Fe_2O_3 у шлами від частоти ультразвукового поля, кГц: 1 – 20; 2 – 800

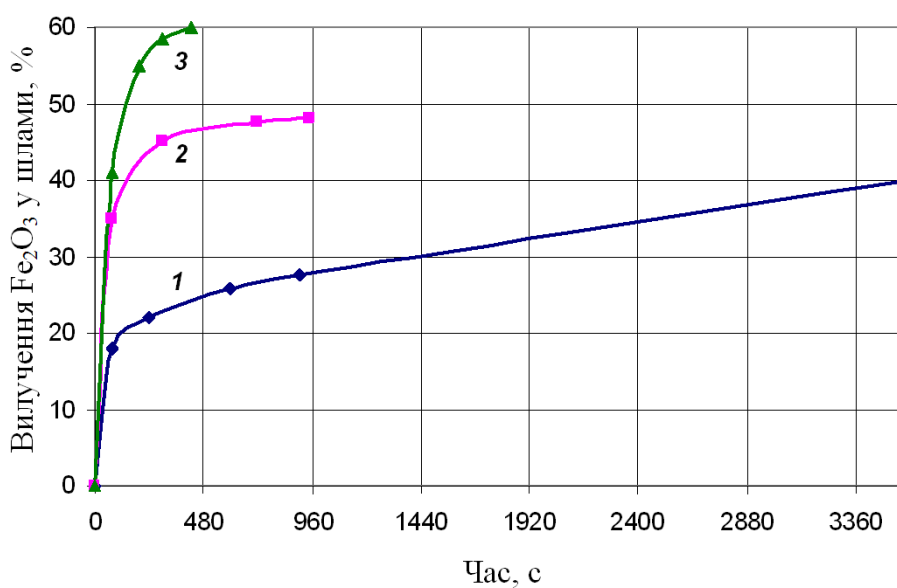


Рис. 1.12. Вплив інтенсивності ультразвукового поля частотою 20 кГц на тривалість оброблення, $\text{Вт}/\text{см}^2$: 1 – 0; 2 – 8; 3 – 18

Установлено, що в результаті ультразвукового оброблення вихідної руди крупністю 95 % класу мінус 0,05 мм масова частка заліза в концентраті магнітної сепарації підвищилася з 49,3 (без оброблення) до 54,5 %; при обробленні шламів ультразвуком цей показник підвищувався з 50,6 до 59,9 %, а при обробленні пісків – виріс з 45,8 до 50,1 %. У всіх випадках рівень вилучення залишався постійним або знижувався несуттєво. Збільшення частоти ультразвуку від 15 до 35 кГц сприяло деякому підвищенню ефективності поділу.

При подальших дослідженнях ультразвукове оброблення матеріалу здійснювали перед селективною флокуляцією, яка відбулася перед мокрою магнітною сепарацією в сильному магнітному полі. Флокуляцію проводили при додаванні поліакриламід (ПАА) 10 г/т. При обробленні ультразвуком вихідного живлення вилучення заліза в концентрат стало вище на 8,5 % і на 7 % – при обробленні шламів конуса при незмінній якості в обох випадках. Ефективність збагачення і в тому, і в іншому експериментах підвищувалася на 20 і 21 % відповідно порівняно з магнітною сепарацією без селективної флокуляції та оброблення пульпи ультразвуком (рис. 1.13).

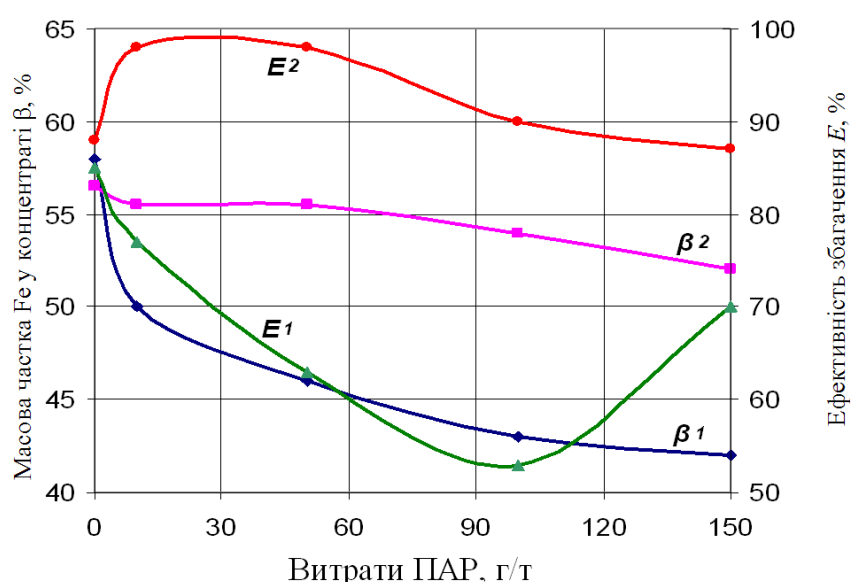


Рис. 1.13. Залежність показників збагачення шламів із руди Валявкінського родовища від витрати поліакриламід без оброблення (β_1 і E_1) й після оброблення ультразвуком (β_2 і E_2)

Після ультразвукового оброблення шламів конуса з масовою часткою заліза 39,7 % та їх селективної флокуляції отримували концентрат із масовою часткою цінного компонента 59,8 %. Повторне оброблення ультразвуком магнітного продукту перед другим прийомом магнітного збагачення приводило до отримання концентрату з 63,0 % Fe при виході 40 % і вилученні заліза 63,5 % від вихідного шламу (рис. 1.14).

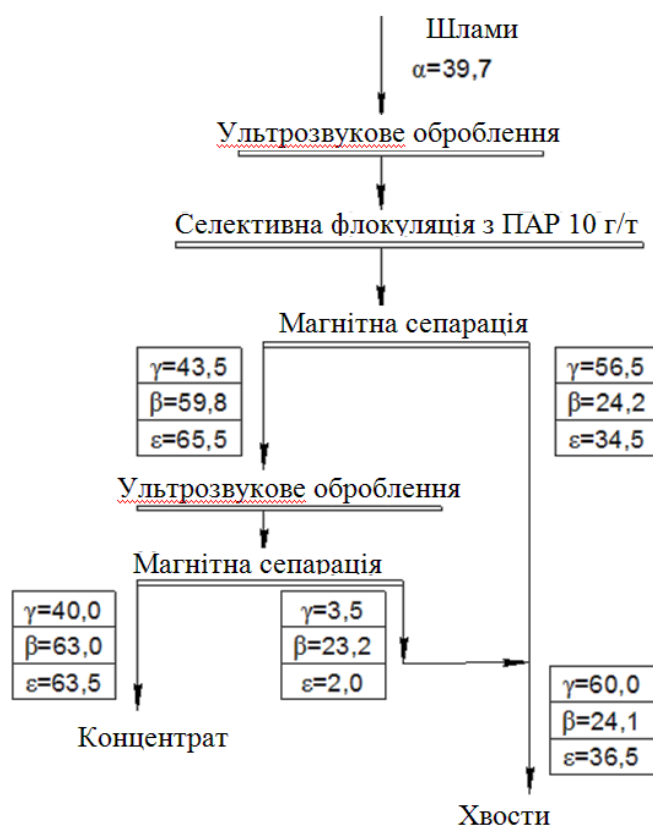


Рис. 1.14. Схема магнітного збагачення шламів конуса руди Валявкінського родовища із застосуванням попереднього оброблення їх ультразвуком

Автори дійшли висновку, що застосування ультразвуку перед магнітною сепарацією в сильному полі більш ефективне для тонкоподрібненої руди та шламів і недоцільне для пісків або руди грубого подрібнення.

Отже, аналіз літературних джерел показав ефективність застосування ультразвуку для інтенсифікації процесів та розв'язання окремих технологічних завдань у збагаченні корисних копалин. Діапазон використання високоенергетичного ультразвуку великий, і його можливості далеко не

реалізовані. Перспективність використання акустичних методів відкриває можливості ефективної модернізації технологій збагачення.

1.6. Обґрунтування наукового напрямку роботи

Виснаження запасів високоякісної сировини разом зі збільшенням тиску ринку, спрямованого на поліпшення якості товарної продукції, змушує виробників залізорудної продукції модернізувати свої технологічні схеми й шукати можливість їх удосконалення або введення додаткових способів оброблення.

Аналіз праць Г.В. Губіна, В.В. Кармазіна, П.П. Юрова, В.А. Павленка, Л.А. Захарової, Н.А. Гонтаренка, Б.М. Малога, П.І. Пілова, І.К. Младецького, Ю.Л. Гриця та інших дозволив установити основну причину забруднення концентратів, а саме: погіршення контрастності технологічних властивостей мінералів відбувається за рахунок магнітної флокуляції частинок і утворення мікронних техногенних зростків.

При аналізі основних способів підвищення якості концентратів показано, що основний приріст масової частки заліза в залізорудних концентратах отримують за рахунок уведення в технологію довідних операцій (тонке грохочення, зворотна катіонна флотація), стадіального виділення концентратів, використання вдосконалених магнітних сепараторів. Довідні операції дозволяють підвищити масову частку заліза в концентратах до 67,5–70,8 % і знизити вміст у них кремнезему до 2 % і менше.

Відзначено, що флотаційне доведення залізорудних концентратів з технологічного погляду є найбільш досконалим і кардинально розв'язує проблему виробництва чистих залізорудних концентратів, аж до отримання мономінеральних фракцій. Доведення має на меті знизити вміст кремнезему у формі кварцу й силікатів, попутно знижується вміст лугів, які в основному входять до складу силікатів, що дозволяє використовувати котуни для подальшої металізації.

Збільшення якості магнетитових концентратів можливе за рахунок видалення з поверхні мінералів шламових частинок, що закріпились на ній. Показано, що при переробці корисних копалин одним із перспективних способів, який дозволяє зруйнувати й видалити поверхневі плівки та вторинні утворення з мінеральної поверхні, є використання ультразвукових коливань.

Під дією ультразвуку в рідкому середовищі відбуваються фізичні, хімічні й фізико-хімічні процеси: кавітація, радіаційний тиск, акустичні потоки. Кавітація інтенсифікує процеси очищення поверхні частинок руди від плівок і налиплого забруднення, підвищує швидкість дифузії частинок пульпи в пори й тріщини, що утворюються на поверхні мінеральних плівок через їх кавітаційне руйнування, прискорює процеси дезінтеграції та диспергування мінералів, емульгування флотореагентів і деструкції адсорбованих шарів реагентів, які перебувають на поверхні частинок.

Аналіз основних напрямів і підходів до інтенсифікації збагачення руди показав, що застосування високоенергетичного ультразвуку певної інтенсивності для попереднього оброблення залізорудної пульпи перед флотацією дозволяє збільшити вихід високоякісного концентрату внаслідок дезінтеграції рудних флокулоутворень.

Для очищення ультразвуком поверхні рудних частинок зазвичай використовують частоту в межах 20–40 кГц, що є оптимальним для різних видів очищення. Інтенсивність ультразвукових коливань зазвичай становить 0,5–5 Вт/см².

У зв'язку з вищевикладеним, метою роботи є встановлення закономірностей формування чистої поверхні мінеральних частинок за рахунок використання комбінації імпульсного магнітного поля спадної напруженості та високоенергетичного ультразвуку в кавітаційному режимі для вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів на ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Для досягнення поставленої мети в дисертаційній роботі сформульовано такі завдання:

- виконати аналіз сучасних методів підвищення технологічних показників збагачення;
- дослідити процеси зміцнення й знеміцнення обпалених котунів і вплив лужних металів концентратів на механізм цих процесів на ПрАТ «Полтавський ГЗК»;
- вивчити динамічні ефекти ультразвуку й умови формування кавітаційних режимів оброблення залізорудної пульпи;
- змодельовати вплив високоенергетичного ультразвуку на потік пульпи;
- вивчити промпродукти флотаційного доведення на предмет закріплення тонкодисперсних мінеральних частинок на поверхні зерен;
- розробити пропозиції для видалення шламових покриттів з поверхні мінеральних зерен;
- розробити заходи для вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів на ПрАТ «Полтавський ГЗК».

РОЗДІЛ 2

МЕХАНІЗМ УТВОРЕННЯ ТЕХНОГЕННИХ ЗРОСТКІВ ТА ВТОРИННИХ УТВОРЕНЬ У ПРОЦЕСАХ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ КРЕМЕНЧУЦЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО РАЙОНУ УКРАЇНИ

2.1. Особливості текстури та структури магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району України

Кременчуцька магнітна аномалія розташована в Полтавській області України на лівому боці річки Дніпро. Загальна площа її складає приблизно 100 квадратних кілометрів [37]. Аномальні ділянки утворюють суцільну смугу, витягнуту в північно-східному напрямку завдовжки 45 км. За прогнозами, запаси залізистих кварцитів Кременчуцької аномалії понад 15 млрд т з масовою часткою заліза загального 25–40 % [10].

У південній частині аномалії знаходяться чотири родовища залізистих кварцитів придатних для відкритих гірських робіт: Горішньоплавнівське, Лавриківське, Єристівське й Біланівське. Їх сумарні розвідані запаси до глибини 700 м із середньою масовою часткою заліза загального 32 % складають 4,4 млрд т [55]. Ці родовища знаходяться в промисловій експлуатації.

Потужність покладів Горішньоплавнинського родовища коливається від 50 до 270 м, довжина – 3 км, максимальна глибина – 960 м. Запаси залізної руди становлять 1,167 млрд т [33].

Потужність покладів Лавриківського родовища коливається від 23 до 70 м, довжина – 4,5 км, максимальна глибина рудного покладу – 540 м. Запаси залізної руди становлять 0,48 млрд т [33]. Пласти залізистих кварцитів, що є об'єктом промислової розробки, залягають трьома паралельними шарами, пов'язаними з підсвітами $K_2^2 K_2^3 K_2^5$ Саксаганської світи.

Єристівське родовище має розвідані запаси залізистих кварцитів – 0,632 млрд т, а з урахуванням недорозвіданих частин родовища запаси складуть

понад 1 млрд т. З 2008 року на родовищі почалося будівництво кар'єру, який був уведений в експлуатацію в 2012 році. Руди й породи родовища в порівнянні з Горішньоплавнівським і Лавриківським родовищами відрізняються меншою міцністю [23].

Біланівське родовище, яке поки не експлуатується, має запаси руди в кількості понад 1 млрд т із глибиною залягання приблизно 100 м [23].

Основною сировинною базою ПрАТ «Полтавський ГЗК» є залізисті кварцити, які поділяються за текстурою та структурою на три типи. Руди Горішньоплавнинського й Лавриківського родовищ представлені кумінгтоніт-магнетитовими кварцитами пачки K_2^3 і магнетитовими кварцитами пачки K_2^2 , а руди Єристовського родовища – кварцитами пачки K_2^5 . Текстура руди пачки K_2^2 належить плейчато-смушковатій з пошаровим розподілом рудного й безрудного компонентів змінної потужності від 4 до 10 мм (рис. 2.1, а). Рудні шари мають різкі межі з безрудними. Шари характеризуються різним мінеральним складом з перевагою рудного або безрудного компонентів. В окремих підтипах руди потужність прошарків коливається від 0,7 до 6 мм (рис. 2.1, б).

У рудних шарах вміст магнетиту становить від 30–95 %, кварцу – від 4 до 55 %, а інших нерудних (амфібол, карбонат, біотит, кумінгтоніт) компонентів – 1–5 %. Крім того, у руді присутній гематит від 1 до 3 %. Магнетит як переважний мінерал у рудних шарах утворює тонкокристалічні скупчення окремих зерен розміром 0,002–0,12 мм. Розмір скупчень таких зерен становить від 0,05 мм до суцільних мас (рис. 2.1, в). Кварц у шарах розподілений нерівномірно, розмір його зерен складає від 0,008 до 0,1 (рис. 2.1, г). В окремих зернах кварцу присутні мікрівкраплення магнетиту, гематиту, амфіболу й інших мінералів. Залежно від підтипу, величина рудних і нерудних мінералів змінюється. Переважний розмір частинок кварцу становить 0,01–0,05 мм. У магнетиту форма зерен ізометрична, неправильна, ідіоморфна. Зерна кварцу ізометричні, неправильної форми, краї нерівні, хвилясті або дрібнозубчасті.

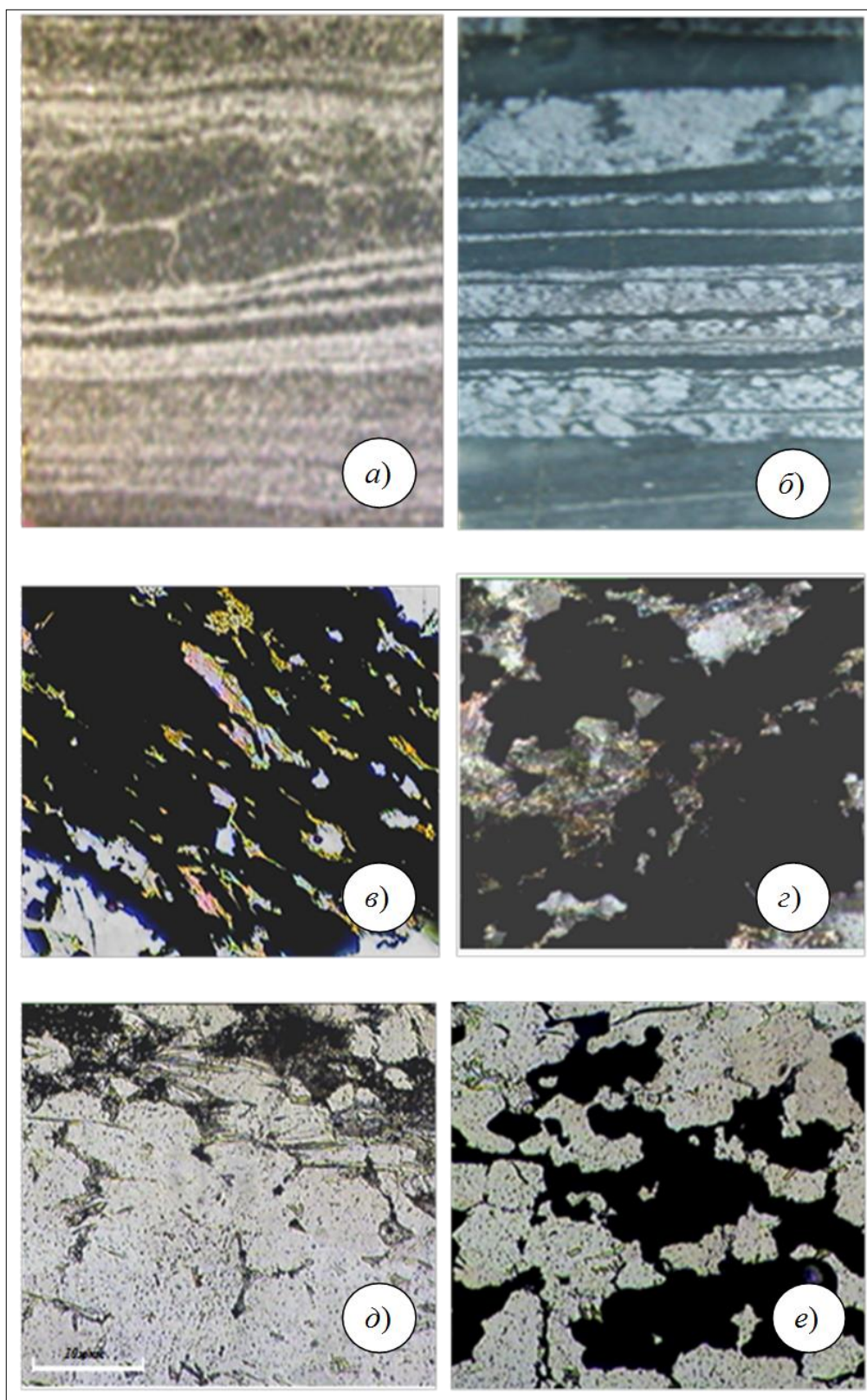


Рис. 2.1. Текстура та структура руди пачки K_2^2

Кумінгтоніт присутній у вигляді подовжених кристалів голчастої, тонкопластичної форми зерен розміром 0,007–1,5 мм і лускатої форми зерен

розміром 0,007–0,05 мм (рис. 2.1, д). Біотит знаходиться у вигляді листочків розміром 0,005–0,008 мм (рис. 2.1, е). Сидерит утворює кристали неправильної форми ромбоподібного перерізу з розмірами зерен 0,003–0,07 мм. Кристали розміщуються між рудними зернами та їх скупченнями.

Текстура пачки K_2^5 тонкошарувата, смужкувата. Для шарів характерне мікроперешарування з чіткими прямолінійними, заливоподібними та хвилястими межами. Потужність шарів неритмічно коливається від 0,1 до 14 мм (рис. 2.2, а і б).

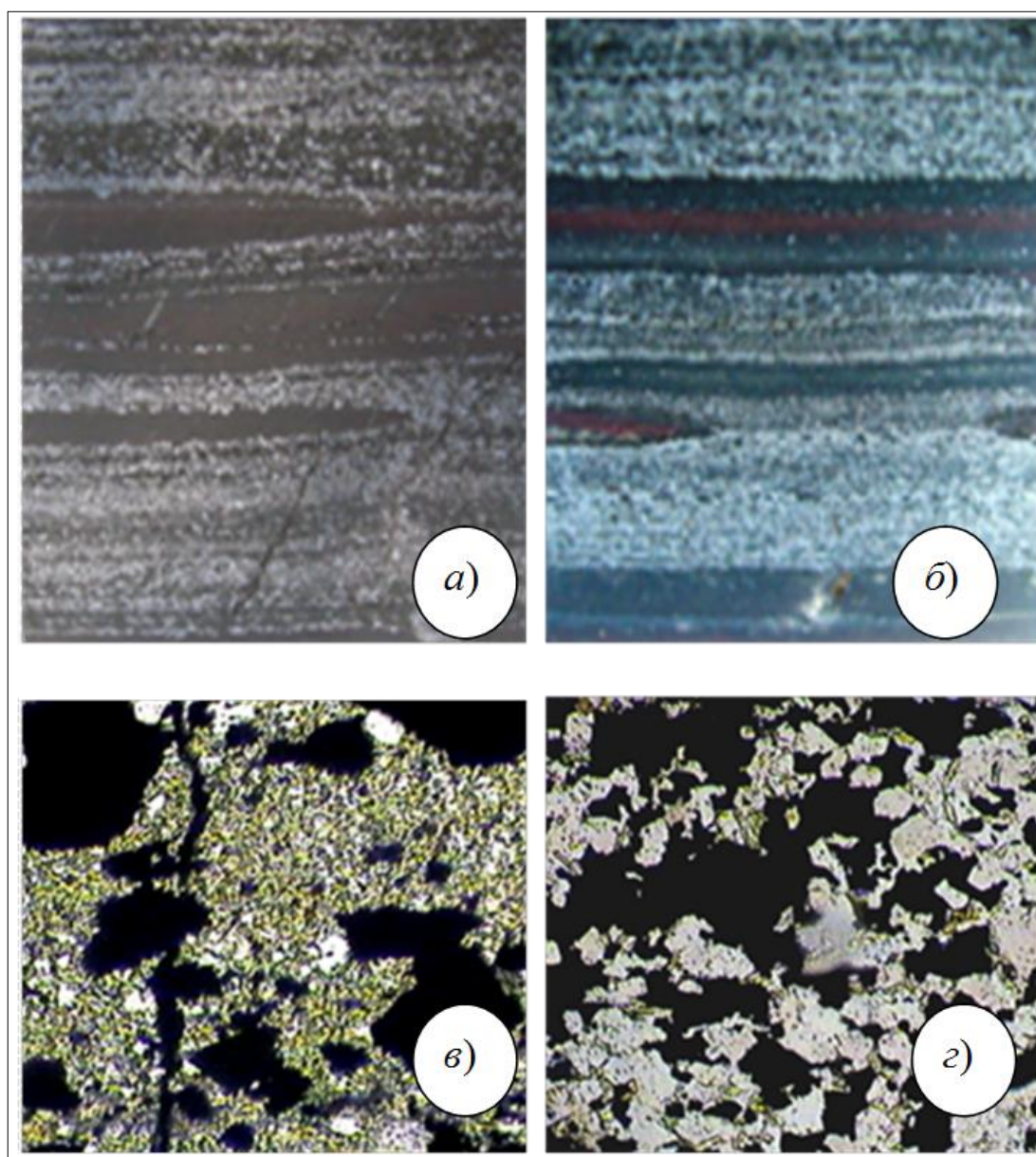


Рис. 2.2. Текстура та структура руди пачки K_2^5

Макроскопічні за потужністю рудні магнетит-кумінгтонітові, магнетит-біотит-хлоритові й магнетит-кварцові пакети займають 59–64 % від обсягу, кварцові з розсіяною рудною мінералізацією та без неї – 16–19 %, кварцові з магнетитом і гематитом – 12–16 %. Магнетит у шарах утворює тонкокристалічні скупчення розміром від 0,1 до 0,4 мм з розміром окремих зерен від 0,005 до 0,1 мм (рис. 2.2, в). Переважний розмір зерна магнетиту – 0,02–0,05 мм. Форма зерна ізометрична, ближче до ідіоморфної. У кварцу форма зерен неправильна, зубчаста, розмір зерен – 0,005–0,1 мм, переважаючий розмір – 0,01–0,03 (рис. 2.2, г). Зерна біотиту, кумінгтоніту та хлориту пластинчасті, розміром 0,003–0,05 мм.

Текстура пачки K_2^3 тонкошарувато-смушковата, сланцева із чергуванням безрудних і рудних шарів, збагачених магнетитом (рис. 2.3, а). Порода тріщинувата з різноспрямованими тріщинами, за якими розвиваються мінерали – кварц, хлорит, гідробіотит, сульфіді й карбонати. Магнетит утворює тонкокристалічні скупчення неправильної та кулястої форми між виділеннями кварцу й сульфідів. Розмір зерен магнетиту становиться менше 0,006 мм (рис. 2.3, б). Форма зерен кварцу ізометрична, рідше неправильна, краї зерен рівні, іноді зубчасті, залівоподібні. Розмір зерен – 0,005–0,1 мм (рис. 2.3 в). Переважний розмір зерен 0,01–0,04 мм. У кварці є пилоподібні вкраплення магнетиту, гематиту й карбонатів (рис. 2.3, г). Кумінгтоніт утворює подовжені призми до голчастих зерен, таблички розміром від 0,03 до 4 мм (рис. 2.3, д). Карбонат присутній у вигляді безформених окремих кристалів із розміром зерен 0,005–0,1 мм і розподілений між іншими мінералами (рис. 2.3, е). Біотит – лускатий, з розмірами листочків 0,008–0,05 мм, розвивається з карбонатом. Хлорит та інші породні мінерали трапляється рідко разом з біотитом по кумінгтоніту.

Отже, виходячи з текстурно-структурної характеристики руд розглянутих родовищ, апріорі можна констатувати, що найбільш сприятливою рудою для виробництва високоякісного концентрату є пачка K_2^2 і K_2^5 , а найбільш важкою за

збагаченням – пачка K_2^3 . Цей висновок впливає з того положення, що на якість і вихід концентрату визначальний вплив робить розмір вкрапленості та характер мінеральних частинок.

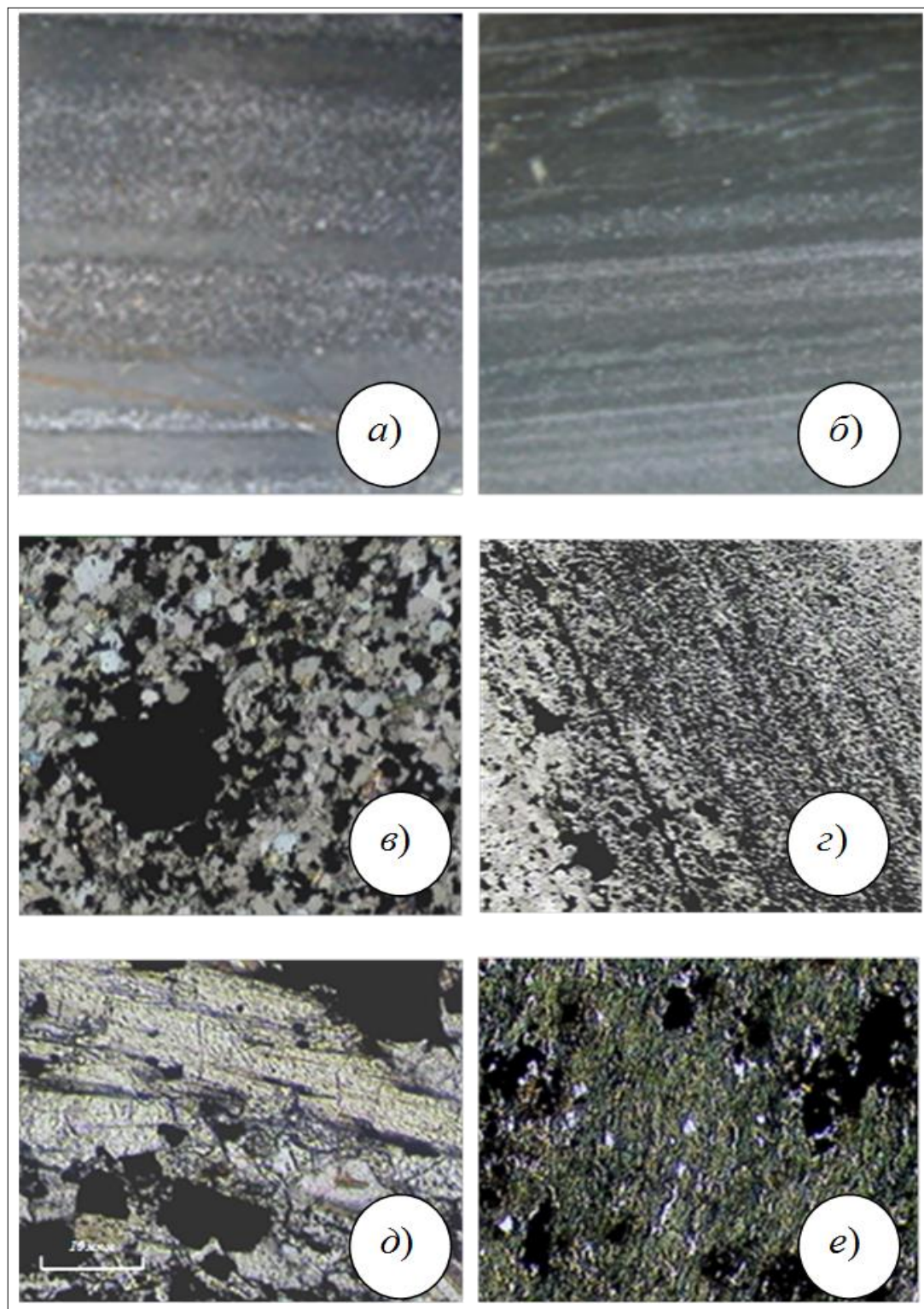


Рис. 2.3. Текстура та структура руди пачки K_2^3

2.2. Речовий склад руди Кременчуцької магнітної аномалії

Як впливає з розділу 2.1, руди Кременчуцької магнітної аномалії належать до тонковкраплених і дуже тонковкраплених, що створює значні труднощі при їх збагаченні. Мінералогічний склад наведено в табл. 2.1–2.3. Було досліджено руди K_2^2 , K_2^3 , K_2^5 на оптичному та електронному мікроскопах на присутність вмісту пустих порід.

На рис. 2.4 наведено знімок електронної мікроскопії руди K_2^2 й області, що піддавалися зондуванню, а в табл. 2.1 наведено хімічний склад руди K_2^2 згідно із зондовим аналізом.

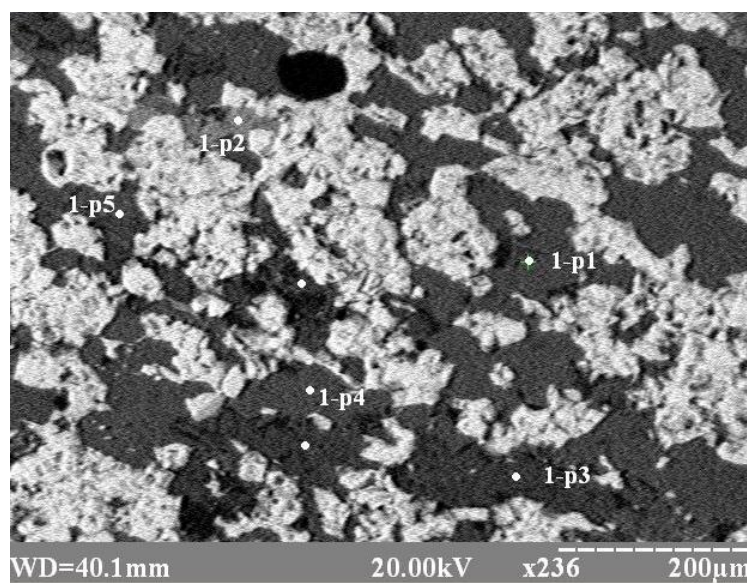


Рис. 2.4. Електронна мікроскопія руди K_2^2

Таблиця 2.1

Хімічний склад мінералів магнетитових прожилків руди K_2^2

Точка	Fe ₂ O ₃ + FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	P ₂ O ₅	Сума	Міне- рал*
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
K_2^2 -1-p1	2,06	71,06	--	8,29	--	--	0,37	--	--	81,78	Км+Кв
K_2^2 -1-p2	6,1	13,14	0,96	10	39,97	--	--	--	29,7	99,86	Хл+ Апатит

Продовження табл. 2.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
K_2^2 -1-p3	3,84	42,79	--	27,01	0,35	--	--	--	--	73,99	Км
K_2^2 -1-p4	1,23	82,17	--	--	--	--	--	--	--	83,4	Кв+Км
K_2^2 -1-p5	1,5	61,72	3,12	--	--	--	0,45	--	--	66,79	Кв+Б
K_2^2 -2-p1	0,26	--	--	--	54,9	--	--	--	36,49	91,65	Апатит
K_2^2 -2-p2	0,45	72,12	--	--	--	--	--	--	--	72,58	Кв+Ма- гнетит
K_2^2 -2-p3	3,38	52,43	--	36,07	--	--	--	0,4	--	92,29	Км
K_2^2 -2-p4	8,85	32,45	10,84	24,55	--	--	9,73	--	--	86,42	Б
K_2^2 -2-p5	--	56,04	--	--	11,64	--	--	--	11,73	79,41	Кв+ Апатит
K_2^2 -3-p1	1,12	73,9	--	--	--	--	--	--	--	75,02	Кв+Ма- гнетит
K_2^2 -3-p2	--	--	--	--	51,06	--	--	--	36,7	87,77	Апатит
K_2^2 -3-p3	30,85	27,02	9,68	16,83	1,77	--	0,48	--	--	86,63	Хл+Б
K_2^2 -3-p4	8,38	38,29	12,5	31,36	--	--	10,48	--	--	100	Б
K_2^2 -3-p5	62,34	12,84	--	2,38	3,92	--	--	--	2,74	84,22	Магне- тит+Кв+ Апатит

*Кварц – «Кв»; Кумінгтоніт – «Км»; Біотит – «Б»; Хлорит – «Хл»; Рибекіт – «Р»

Необхідно звернути увагу на великий вміст апатиту $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)(\text{OH})_2$ в руді K_2^2 , кальцій якого повністю переходить до складу силікатного розплаву при температурах випалу котунів. Виділяється високий вміст кварцу, який легко асимілюється при плавленні феритів.

Відносно силікатів, то зазначається вміст біотиту, який має температуру плавлення 1250 °С, що сприяє розвитку формування силікатного розплаву в котунів та який практично можна порівняти з кількістю тугоплавких силікатів, таких як кумінгтоніт і хлорит. Рибекіту виявлено не було. Карбонати присутні у вигляді домішок.

Дані досліджень руди K_2^3 наведено на рис. 2.5 і в табл. 2.2. Магнетитова руда K_2^3 містить здебільшого кварц, у якому рівномірно розподілений кумінгтоніт, трапляється в кварці й вкраплення біотиту, зеленої слюди та доломіту, але їх кількість незначна.

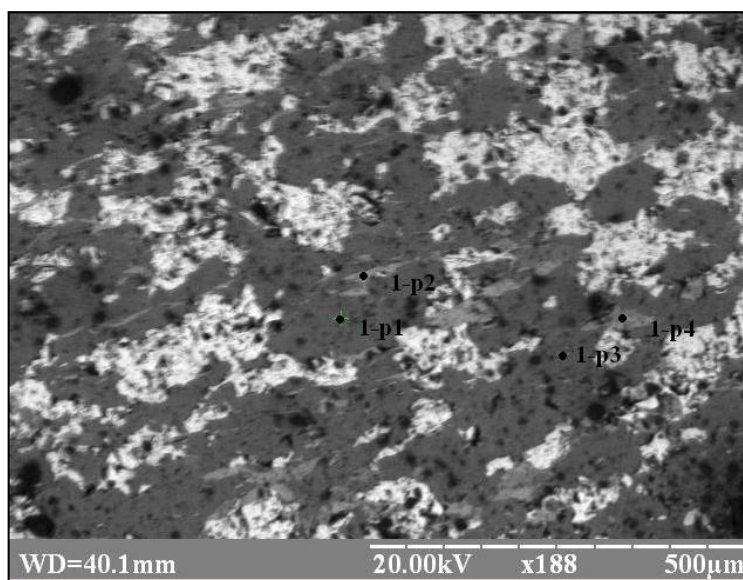


Рис. 2.5. Електронна мікроскопія руди K_2^3

Таблиця 2.2

Хімічний склад мінералів магнетитових прожилків руди K_2^3

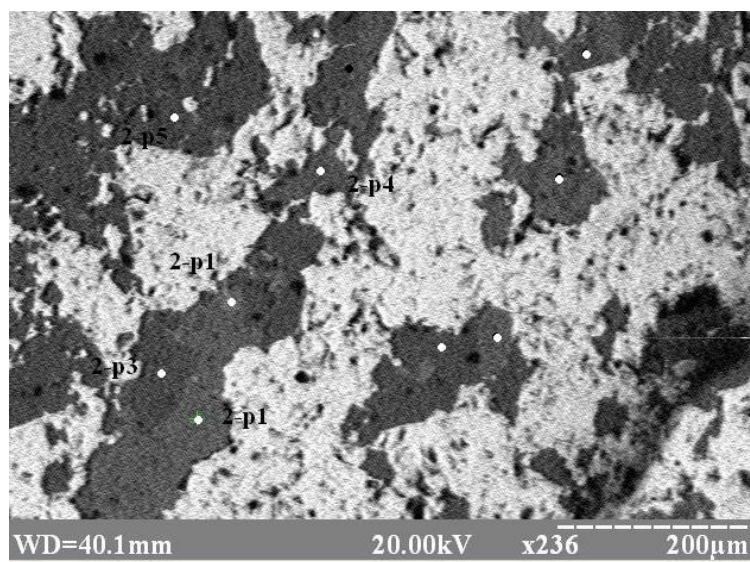
Точка	Fe ₂ O ₃ + FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	P ₂ O ₅	Сума	Мінерал*
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
K_2^3 -1-p1	0,53	75,24	--	--	--	--	--	--	--	75,77	Кв
K_2^3 -1-p2	34,22	30,41	--	5,05	--	--	--	--	--	69,69	Км
K_2^3 -1-p3	0,79	66,01	--	--	--	--	--	--	--	66,8	Кв
K_2^3 -1-p4	33,51	31,2	--	6,39	--	--	--	--	--	71,1	Км
K_2^3 -2-p1	0,9	66,62	--	--	--	--	--	--	--	67,52	Кв
K_2^3 -2-p2	42,18	0,72	0,33	7,5	2,03	--	--	--	--	52,75	СП+Д+Хл

Продовження табл. 2.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
K_2^3 -2-р3	16,53	7,48	--	6,09	19,31	--	--	--	--	49,4	СП+Д+КМ
K_2^3 -2-р4	23,5	46,1	--	4,64	--	--	--	--	--	74,24	КМ
K_2^3 -3-р1	1,3	70,14	--	--	--	--	--	--	--	71,44	КВ+КМ
K_2^3 -3-р2	60,14	34,51	--	3,62	--	--	--	--	--	98,27	КМ
K_2^3 -3-р3	48,07	22,96	4,43	--	--	--	5,57	--	--	81,32	Б
K_2^3 -3-р4	1,6	55,01	18,01	--	--	--	18,55	--	--	93,18	Зс

*Кварц – «Кв»; Кумінгтоніт – «Км»; Біотит – «Б»; Хлорит – «Хл»; Зелена слюда – «Зс»; Сидероплезит – «СП»; Доломіт – «Д»

Результати електронно-мікроскопічних досліджень руди K_2^5 наведено на рис. 2.6 і в табл. 2.3.

Рис. 2.6. Електронна мікроскопія руди K_2^5

Магнетитові руди K_2^5 найбільш різноманітні за вмістом нерудних мінералів, які практично рівномірно розподілені серед зерен магнетиту: кварц, біотит,

кумінгтоніт, зелена слюда, сидероплезит, доломіт, апатит. Відзначається значна кількість ділянок багатих на карбонати.

Таблиця 2.3

Хімічний склад мінералів магнетитових прожилків руди K_2^5

Точка	Fe ₂ O ₃ + FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	MnO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	P ₂ O ₅	Сума	Міне- рал*
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
K_2^5 -1-p1	0,72	53,26	28,12	--	--	--	--	17,79	0,12	--	100	Зс
K_2^5 -1-p2	26,28	1,69	0,47	16,35	19,66	0,23	--	--	--	--	65,53	Д+СП
K_2^5 -1-p3	6,2	--	--	24,46	31,47	0,44	--	--	--	--	62,57	Д+СП
K_2^5 -1-p4	0,5	79,23	--	--	--	--	--	--	--	--	80,23	Кв
K_2^5 -1-p5	5,23	0,55	--	25,57	31,88	--	--	--	--	--	63,24	Д+СП
K_2^5 -1-p6	0,77	72,86	--	0,92	2,32	--	--	--	--	--	76,87	Д+СП+ Кв
K_2^5 -1-p7	0,62	76,94	--	--	--	--	--	--	--	--	77,56	Кв
K_2^5 -2-p1	--	--	--	--	58	--	--	--	--	38,21	96,21	Апатит
K_2^5 -2-p2	0,67	57,17	29,55	0,5	--	--	--	18,03	--	--	105,92	Зс
K_2^5 -2-p3	0,7	83,94	--	--	--	--	--	--	--	--	84,64	Кв
K_2^5 -2-p4	5,55	--	--	23,48	31,58	--	--	--	--	--	60,61	Д+СП
K_2^5 -2-p5	2,21	63,33	1,59	2,24	--	--	--	1,16	--	--	70,53	Б+Кв
K_2^5 -3-p1	9,95	11,58	6,76	20,36	26,61	--	--	2,36	--	--	77,62	Д+Б
K_2^5 -3-p2	16,81	71,83	0,39	0,98	--	--	--	0,73	--	--	90,74	Кв+Км+ Б
K_2^5 -3-p3	13,89	2,41	--	12,78	28,83	0,58	--	--	--	--	58,49	Км+Д
K_2^5 -3-p4	1,12	76,33	--	--	--	--	--	--	--	--	77,45	Кв
K_2^5 -3-p5	61,76	22,28	--	--	--	--	--	--	--	--	84,04	Км

*Кварц – «Кв»; Кумінгтоніт – «Км»; Біотит – «Б»; Хлорит – «Хл»; Рибекіт – «Р»; Зелена слюда – «Зс»; Сидероплезит – «СП»; Доломіт – «Д»

Концентрат магнітного збагачення з руди K_2^2 містить 65 % $Fe_{заг}$ і 8–10 % SiO_2 . Кількість мінералів нерудної частини концентрату становить: кварцу – 25 %, силікатів (кумінгтоніт, біотит, хлорит, рибекіт) – 66 % і карбонатів (доломіт, сидероплезит) – 9 %. Концентрат з суміші руд K_2^2 і K_2^5 у співвідношенні 1:1 після флотаційного доведення містить 67 % $Fe_{заг}$ і приблизно 5,5 % SiO_2 . Кількість мінералів нерудної частини концентрату складає: фосфати (апатит) – 5 %, кварц – 20 %, силікати – 45 % і карбонати 30 %.

2.3. Вивчення розподілення шламистих частинок на поверхні крупних зерен при флотаційному доведенні магнетитових концентратів

2.3.1. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних частинок у матеріалі проби продукту живлення вертикального млина

На флотаційне доведення надходить пінний продукт основної флотації. Хімічний і мінеральний склад цього продукту наведено в табл. 2.4 і табл. 2.5.

Таблиця 2.4

Хімічний склад живлення вертикального млина

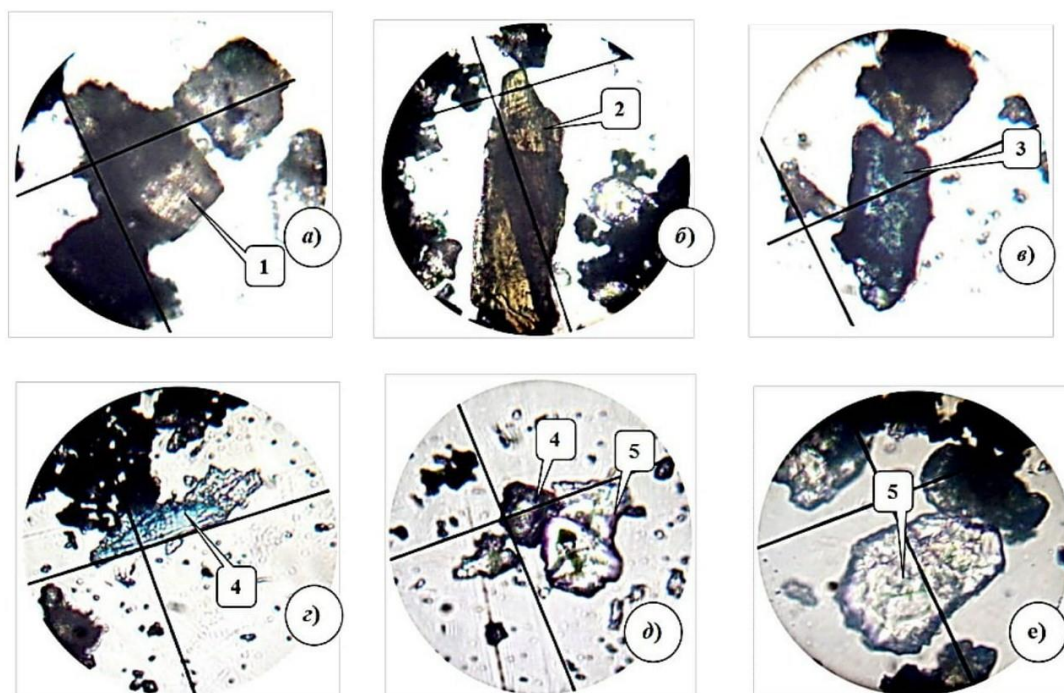
$Fe_{заг}$	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	P_2O_5	K_2O	Na_2O	TiO_2
41,18	39,39	0,67	2,15	0,90	0,038	0,27	0,11	0,31

Таблиця 2.5

Мінералогічний склад живлення вертикального млина

Мінерал	Кварц	Магнетит	Гематит	Карбонат	Кумінгтоніт	Егирін	Рибекіт	Гідрокси-ди	Апатит Біотит Хроміт
Масова частка, %	12,7	69,6	3,7	5,1	5,7	0,4	0,6	1,9	0,3

Продукт складається на 66 % із розкритих зерен мінералів. Рудна компонента мінерального складу представлена здебільшого магнетитом із незначною кількістю гематиту й гідрооксидів заліза. Нерудні зерна представлені здебільшого кварцом. Присутні в продукті карбонат, кумінгтоніт і рибекіт (рис. 2.7). Усі магнетитові частинки покриті тонкодисперсними рудними й нерудними утвореннями (рис. 2.8). Магнетитові частинки кількісно переважають над нерудними.

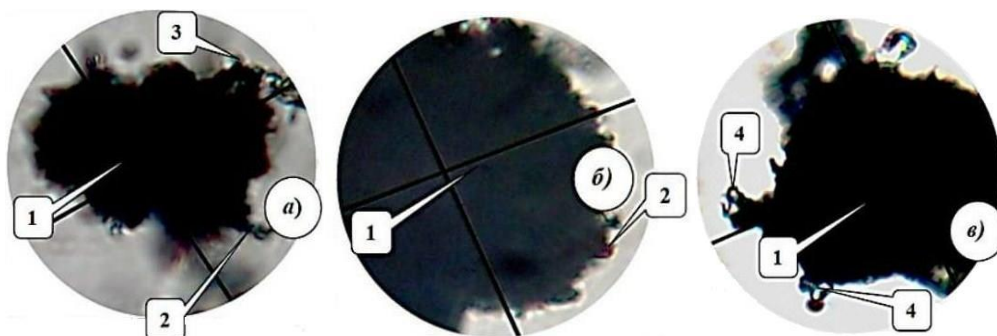


а – частинка кумінгтоніту (1); б – частинка егірину (2); в, г – частинки рибекіту (3); д – частинка карбонату (4), оточена мікрочастинками кварцу (5); е – частинка кварцу (5); а, в, г – діаметр поля зору мікроскопа 0,09 мм, збільшення 780^x; б, г, д – діаметр поля зору мікроскопа 0,14 мм, збільшення 500^x

Рис. 2.7. Нерудні мінерали в живленні млина «Вертиміл»

Розкриті зерна магнетиту утворюють флокули, тобто окремі рудні скупчення. Нерудні частинки з налиплими мікроскопічними утвореннями магнетиту захоплюють флокули, що знижує масову частку цінного компонента в них. Деяка частина нерудних зерен із магнетитовими мікроскопічними

покриттями утворює свої власні флокули. При цьому поверхні нерудних частинок із налиплим магнетитом орієнтовані всередину флокул (рис. 2.8).



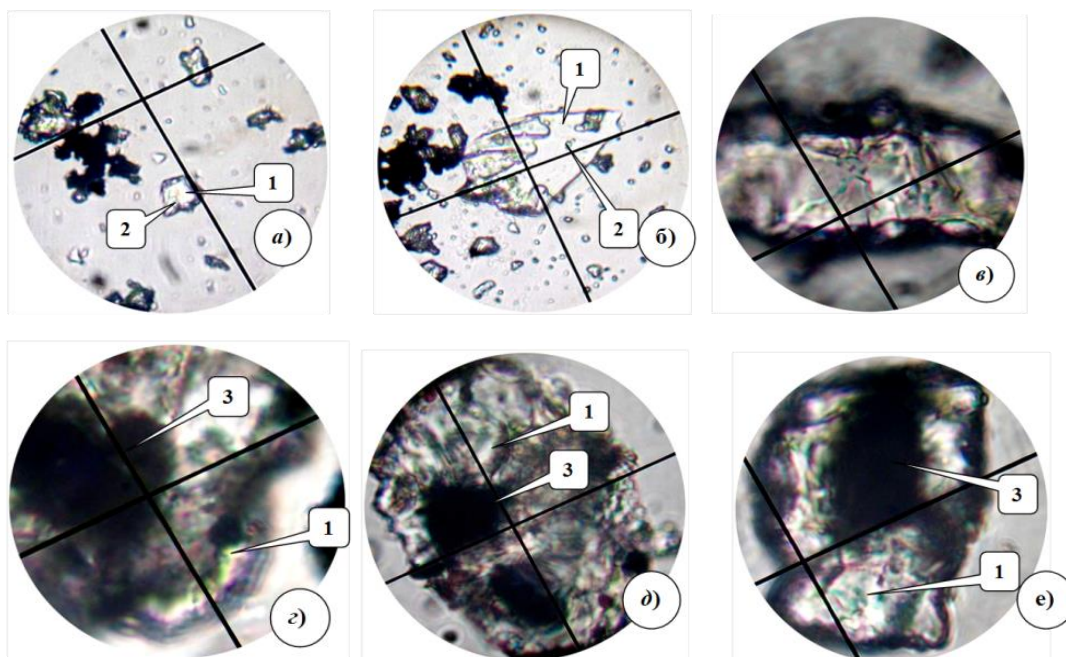
Діаметр поля зору мікроскопа – 0,05 мм, збільшення 1400^x: а – ізометрична частинка магнетиту (1) з налиплими по її периферії магнетитовими (2) і кварцовими частинками (3); б – фрагмент частинки магнетиту (1) з налиплим магнетитовим дріб'язком (2); в – фрагмент частинки магнетиту (1) з налиплим нерудним дріб'язком (3)

Рис. 2.8. Частинки магнетиту з налиплими рудними й нерудними частинками

Частина нерудних частинок мають на своїх поверхнях налиплі дуже дрібні мінеральні утворення. Найчастіше налипають магнетитові тонкодисперсні частинки (рис. 2.7, г–е і рис. 2.9–2.12) на поверхні нерудних мінералів. На частинках кумінгтоніту, егіринум, рибекіту налипають дрібнодисперсні частинки кварцу (рис. 2.7 а, б). Кварцові частинки майже всі покриті дисперсними утвореннями інших мінералів, зокрема дрібнодисперсним магнетитом. Це сильно зменшує контрастність частинок мінералів при їх поділу.

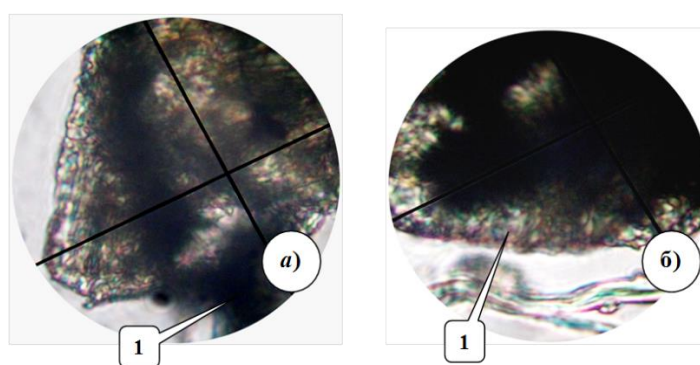
На рис. 2.13 наведено знімок електронної мікроскопії, на якому видно частинки кварцу й магнетиту розміром 0,033 мм і менше з налиплими мікрозернами (0,001–0,003 мм) інших рудних і нерудних мінералів.

Площа поверхні покриття зерен мікродисперсними частинками досягає до 80–90 %. Так, наприклад, крупні зерна магнетиту розміром 0,050–0,055 мм покриті дрібнодисперсними частинками силікатних мінералів розміром менше 0,001–0,002 мм. Площа покриття поверхні становить 80–90 %. Кварц покриває 40–50 % поверхні магнетитових частинок.



а, б – частинки кварцу (1) з налиплими дрібними кварцовими частинками (2); в – фрагмент кварцової частинки без налипання дрібних частинок; г – фрагмент кварцової частинки (1) з налиплим рудним дріб'язком (3); д, е – частинки кварцу (1) з налиплими рудними частинками (3); а – діаметр поля зору мікроскопа 0,09 мм, збільшення 780^х; б – діаметр поля зору мікроскопа 0,14 мм, збільшення 500^х; в-е – діаметр поля зору мікроскопа 0,05 мм, збільшення 1400^х

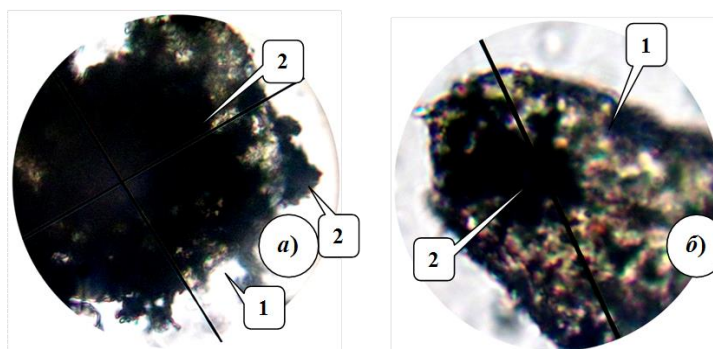
Рис. 2.9. Частинки кварцу з різним ступенем налипання рудного й нерудного дріб'язку



а – частинки магнетиту (1), налиплі по периферії частинки кумінгтоніту; б – частинки магнетиту (1), зосереджені в центральній частині частинки кумінгтоніту.

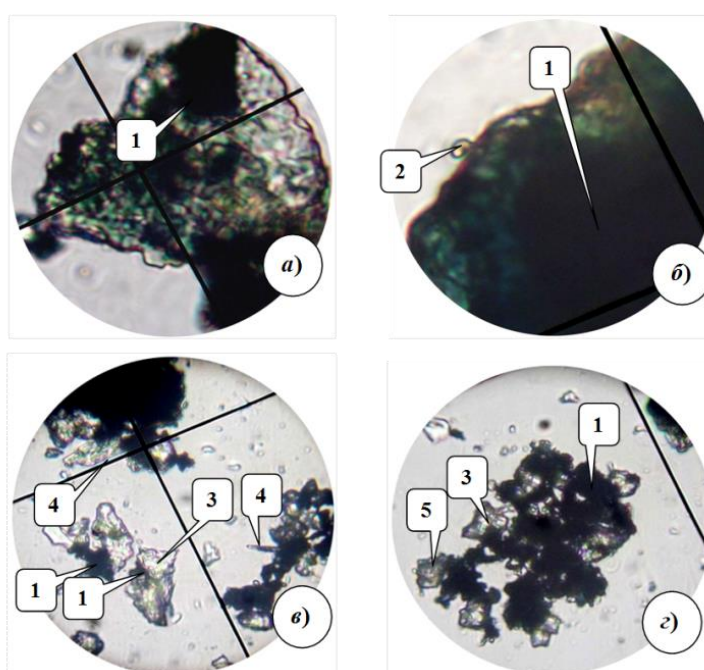
Діаметр поля зору мікроскопа – 0,05 мм, збільшення 1400^х

Рис. 2.10. Фрагменти частинок кумінгтоніту з налиплим рудним дріб'язком



Діаметр поля зору мікроскопа – 0,05 мм, збільшення 1400^x

Рис. 2.11. Фрагменти частинок карбонату (1) з налиплим рудним дріб'язком (2)



1 – рудні частинки; 2 – нерудні частинки; 3 – кварцова частинка;
4 – частинки кумінгтоніту; 5 – карбонат

Діаметр поля зору мікроскопа – 0,05 мм, збільшення 1400^x

Рис. 2.12. Фрагменти частинок егірину (а), рибекіту (б) і кварцу, кумінгтоніту й карбонату (б, в) з налиплим рудним і нерудним дріб'язком

2.3.2. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних зерен у пробі продукту розвантаження вертикального млина

Матеріал розвантаження вертикального млина складається в основному на 70 % із розкритих зерен магнетиту розміром мінус 33 мкм.

Хімічний і мінералогічний склад розвантаження млина наведено в табл. 2.6 і 2.7.

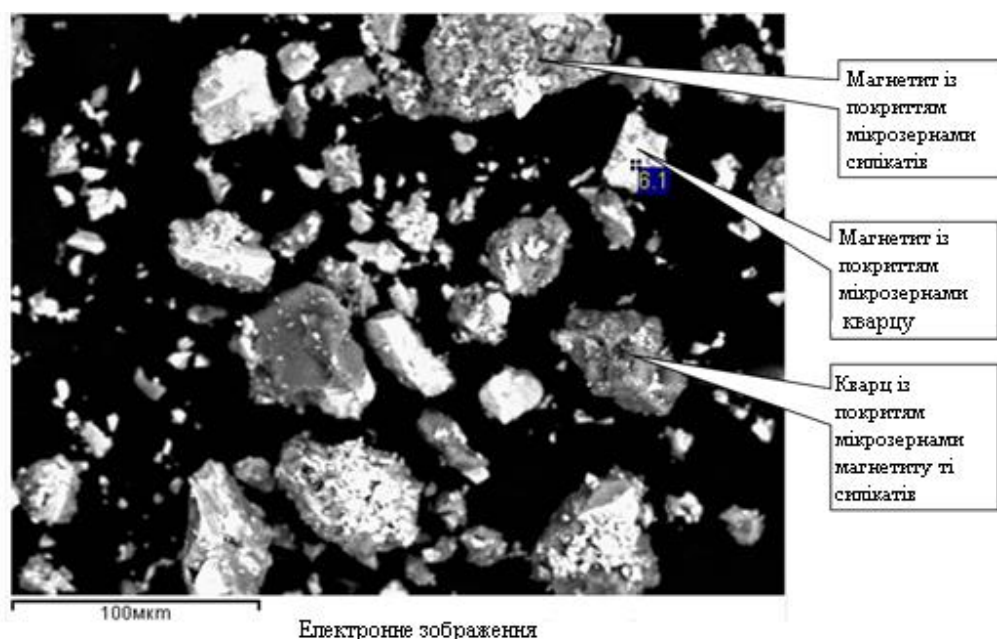


Рис. 2.13. Електронна фотографія частинок живлення вертикального млина

Таблиця 2.6

Хімічний склад проби продукту розвантаження вертикального млина

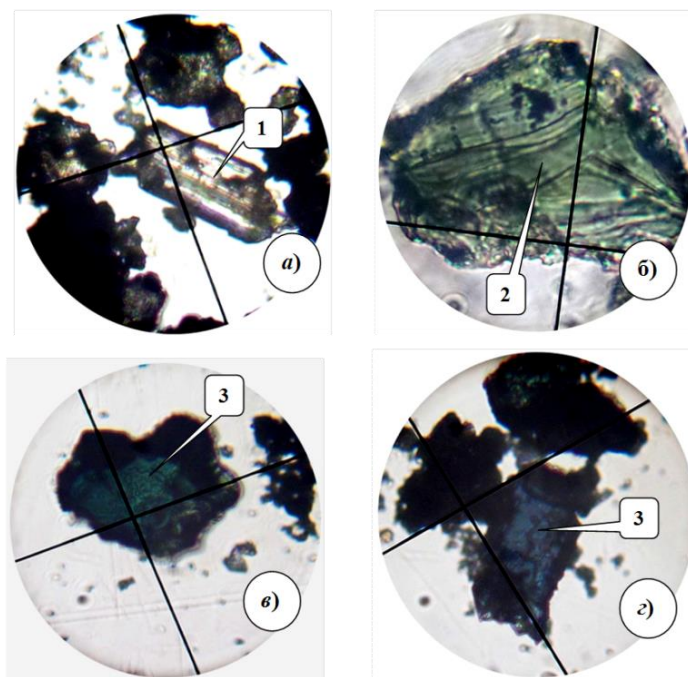
Fe _{заг}	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O	TiO ₂
41,73	42,86	0,65	2,15	0,90	0,038	0,28	0,12	0,21

Таблиця 2.7

Мінералогічний склад проби продукту розвантаження вертикального млина

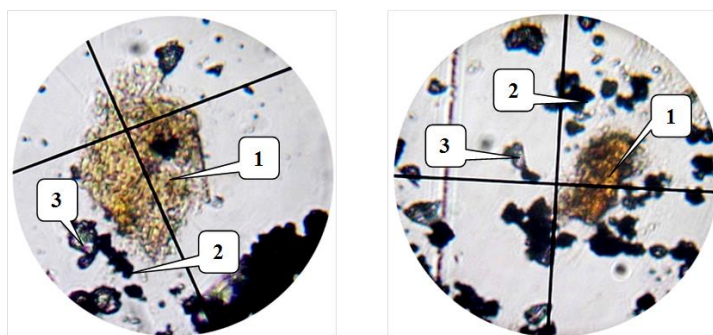
Мінерал	Кварц	Маг-не-тит	Ге-ма-тит	Кар-бонат	Ку-мінг-тоніт	Егі-рин	Ри-бе-кіт	Гідро-окси-ди	Апатит Біотит Хроміт
Масова частка, %	12,5	69,2	3,5	4,9	5,3	0,9	1,1	2,2	0,4

Продукт складається, в основному, з магнетиту та кварцу. Присутні кумінгтоніт, карбонати, гематит, гідроксид заліза, егіриніт та інші нерудні мінерали (рис. 2.14 і 2.15).



а – частинка кумінгтоніту (1); б – частинка у (2); в, г – частинка рибекіту (3);
чорне – магнетит. Діаметр поля зору – 0,07 мм, збільшення 1000^x

Рис. 2.14. Частинки нерудних мінералів у матеріалі проби продукту
розвантаження вертикального млина

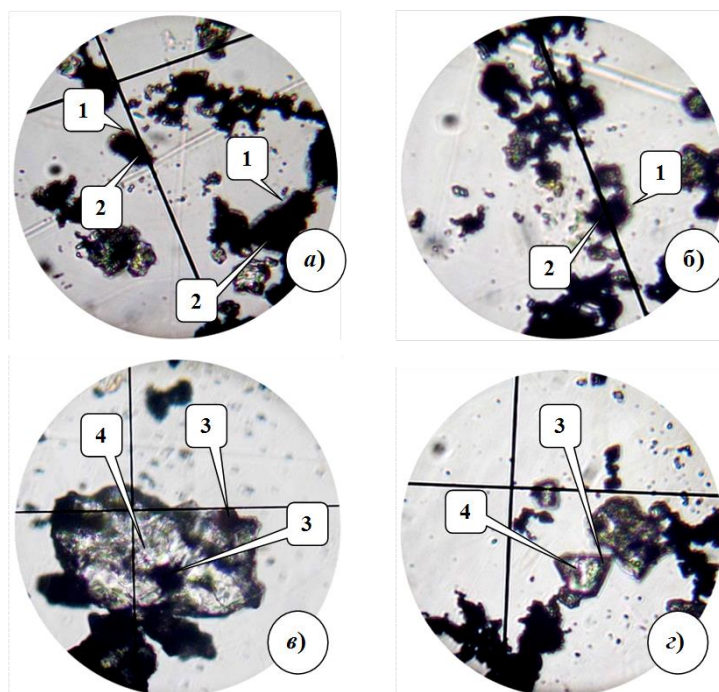


Діаметр поля зору – 0,14 мм, збільшення 500^x

Рис. 2.15. Частинки агрегатів гідроксидів заліза (1) серед частинок магнетиту (2) і
кварцу (3) у матеріалі проби продукту розвантаження млина «Вертиміл»

У зливі вертикального млина на відносно крупних зернах магнетиту по всій їх поверхні спостерігаються тонкодисперсні (0,001–0,003 мм) рудні частинки. Тонкодисперсні нерудні частинки концентруються на окремих ділянках зерна по його периферії (рис. 2.16). Нерудні дрібні частинки практично не налипають на нерудні зерна. Гідрооксиди заліза закріплюються як на поверхні магнетитових зерен, так і на поверхні власних зерен (рис. 2.15). У продукті подрібнення

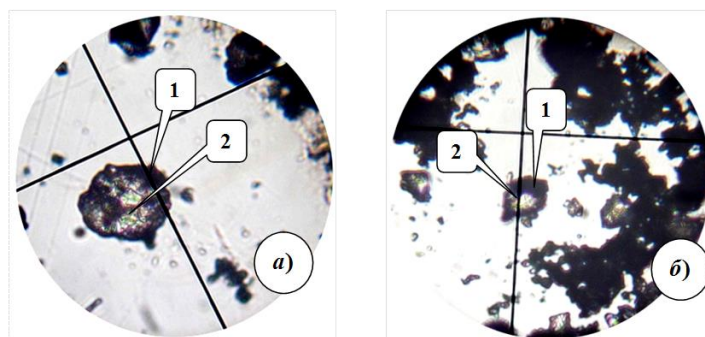
здебільшого відбувається налипання рудних дрібних частинок на нерудні крупні зерна. Загалом, магнетит налипає на кварцові частинки й зерна карбонату (рис. 2.16 і 2.17).



1 – нерудні дрібнодисперсні частинки; 2 – крупні частинки магнетиту; 3 – дрібнодисперсні частинки магнетиту; 4 – крупні частинки кварцу.

Діаметр поля зору – 0,14 мм, збільшення 500^x

Рис. 2.16. Налипання нерудного дріб'язку на магнетитових частинках (а, б) і магнетитових частинок на крупних частинках кварцу (в, г) у матеріалі проби продукту розвантаження вертикального млина



Діаметр поля зору – 0,12 мм, збільшення 580^x

Рис. 2.17. Різний ступінь налипання рудних дрібнодис-персних частинок (1) на крупних частинках карбонату (2) у матеріалі проби продукту розвантаження млина «Вертиміл»

На рис. 2.18 наведено електронне зображення частинок у розвантаженні млина.

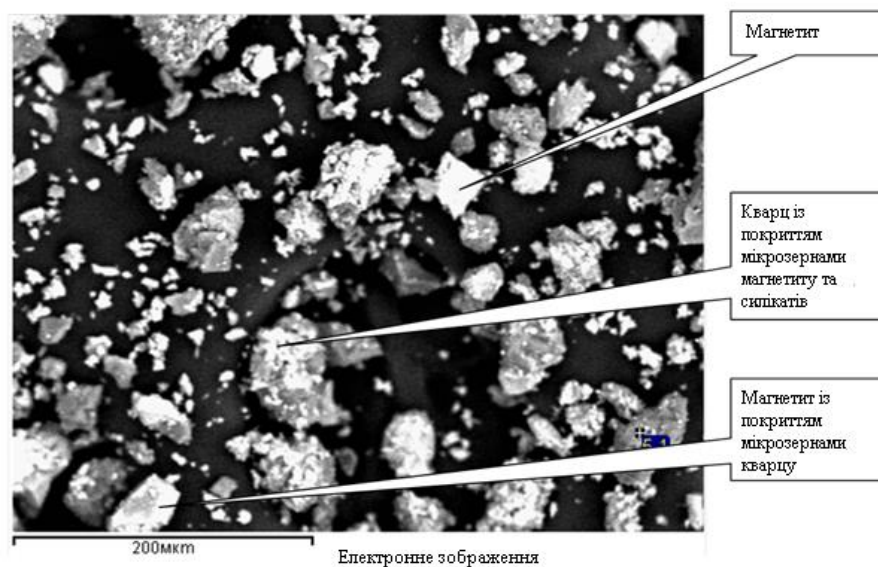


Рис. 2.18. Електронна фотографія частинок у пробі продукту зливу вертикального млина

Звідси випливає, що відбувається взаємне налипання частинок. На відміну від матеріалу подрібнення в звичайних кульових млинах, у вертикальних млинах ударне навантаження замінено стиранням. Це призводить до того, що матеріал у млині піддається відтиранню, що приводить до зменшення взаємного налипання частинок одна на одну.

2.3.3. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхні крупних зерен у пробі продукту живлення магнітної сепарації

Хімічний і мінералогічний склад проби продукту живлення магнітної сепарації представлено в табл. 2.8 і 2.9.

Живлення магнітної сепарації містить 90,8 % частинки розміром менше 0,033 мм. Рудні мінерали в матеріалі проби представлені магнетитом, гематитом і гідроксидами заліза. Частинки нерудних мінералів представлені переважно кварцом. Присутні також карбонати, кумінгтоніт, егіриніт, рибекіт та інші (табл. 2.9).

Таблиця 2.8

Хімічний склад живлення проби продукту магнітної сепарації

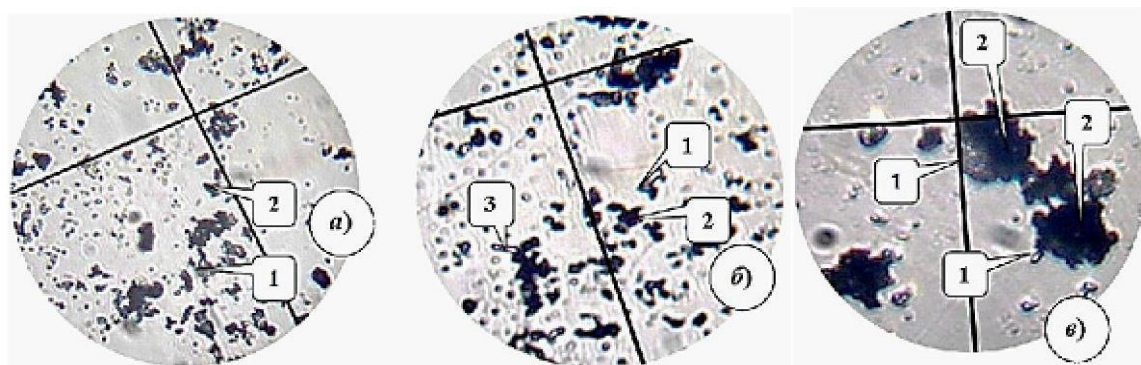
Fe _{заг}	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O	TiO ₂
41,18	39,39	0,67	2,15	0,90	0,038	0,27	0,11	0,31

Таблиця 2.9

Мінералогічний склад живлення проби продукту магнітної сепарації

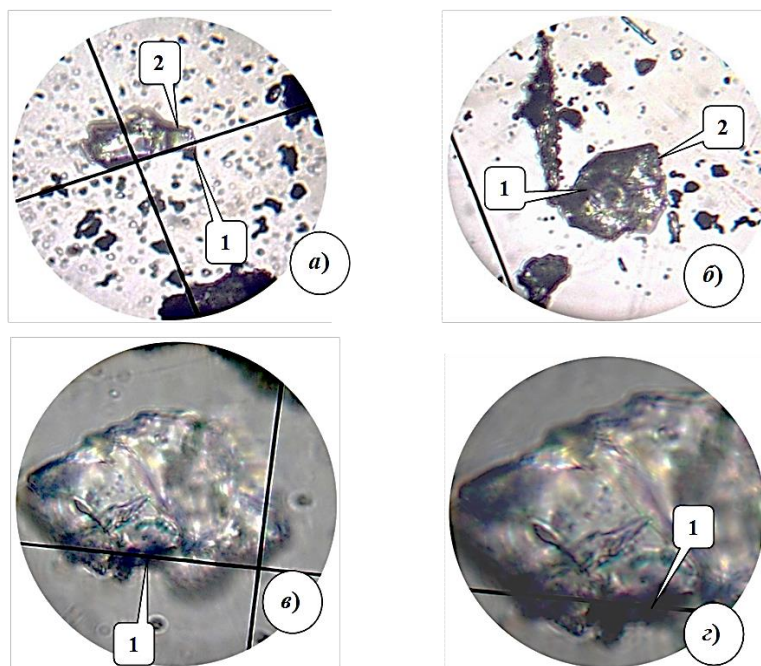
Мінерал	Кварц	Магнетит	Гематит	Карбонат	Кумінг-тоніт	Егірін	Рибекіт	Гідроксиди	Апатит Біотит Хроміт
Масова частка, %	11,3	70,2	3,9	4,9	5,3	0,8	0,9	2,4	0,3

Частинки магнетиту мають схильність до флокуляції – відокремлення від нерудних частинок, проте частина їх захоплюється у флокули (рис. 2.19). Частинки кварцу на своїй поверхні в живленні магнітної сепарації містять налипли дрібні частинки рудних і нерудних мінералів (рис. 2.20). Частина кварцових частинок не містить налиплих рудних і нерудних дріб'язків.



1 – кварц; 2 – магнетит; 3 – кумінгтоніт; а – діаметр поля зору мікроскопа – 0,2 мм, збільшення 350^x; б – діаметр поля зору мікроскопа – 0,14 мм, збільшення 500^x; в – діаметр поля зору мікроскопа – 0,09 мм, збільшення 780^x

Рис. 2.19. Флокуляція частинок рудного дріб'язку (а, б) і налипання дрібних частинок на більш крупні магнетитові частинки (в)



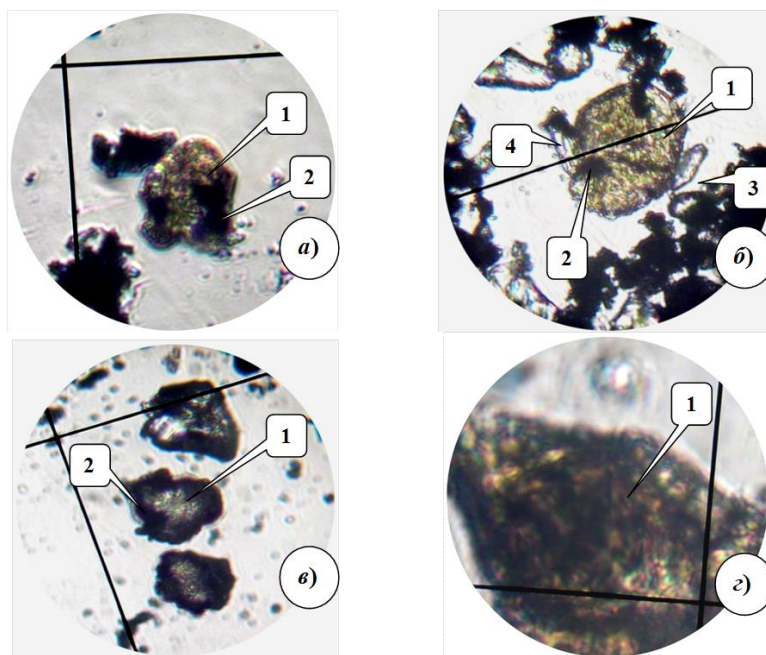
а–г – частинки кварцу з налиплими на їх поверхні частинками рудного (1) і нерудного дріб'язку (2); а – діаметр поля зору мікроскопа 0,2 мм, збільшення $350^{\times}$; б – діаметр поля зору мікроскопа 0,14 мм, збільшення $500^{\times}$; в – діаметр поля зору мікроскопа 0,08 мм, збільшення $875^{\times}$; г – діаметр поля зору мікроскопа 0,05 мм, збільшення $1400^{\times}$

Рис. 2.20. Частинки кварцу в пробі живлення магнітної сепарації

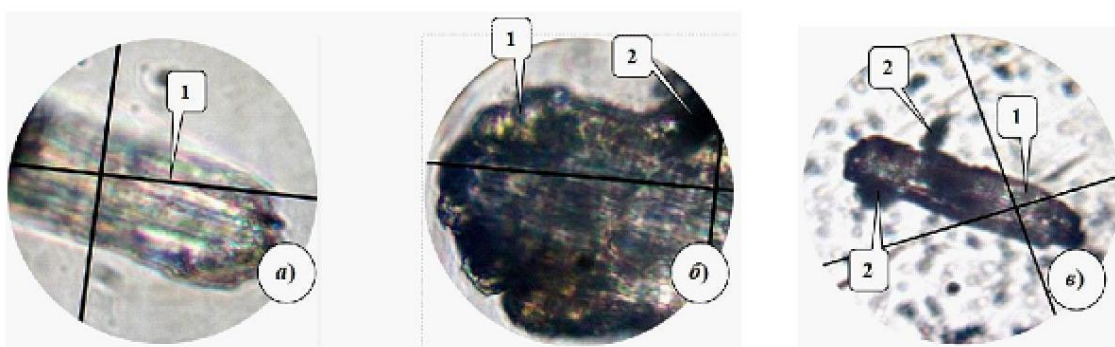
Для частинок карбонату характерним є високий ступінь покриття їх поверхні рудними й нерудними частинками, при цьому кількість рудних дріб'язків серед налиплого матеріалу вища, ніж нерудних (рис. 2.21). Деякі частинки карбонату мають бурий відтінок, що свідчить про більш високу масову частку в його складі заліза (сидерит).

Поверхня частинок кумінгтоніту здебільшого покрита дрібними магнетитовими частинками. Вони розташовуються як по периферії, так і в центрі уламків кумінгтоніту (рис. 2.22).

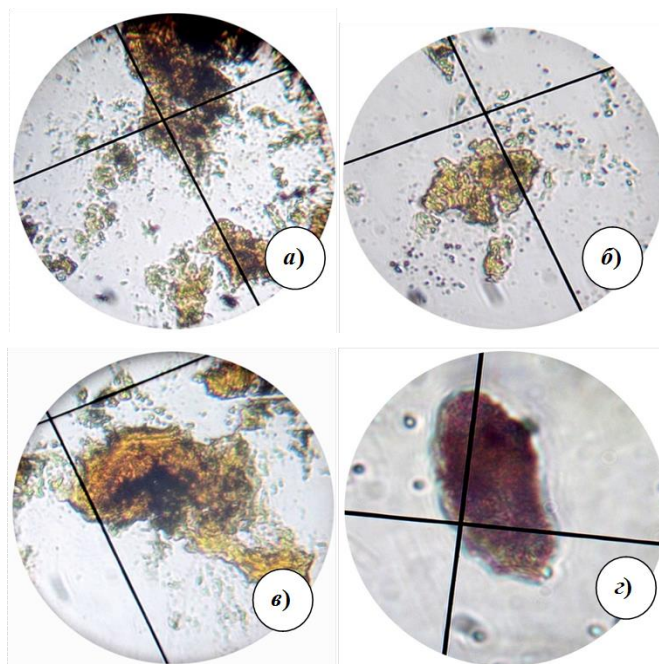
Гідроксиди заліза в живленні магнітної сепарації представлені гідрогетитом і гідрогематитом. Останній характеризується більш червоним відтінком (рис. 2.23, г). Зазначені мінерали утворюють тонкодисперсні агрегати у вихідній руді як типово вторинні (гіпергенні) утворення. У вигляді частинок таких агрегатів їх виявлено в досліджуваному продукті.



а – частинка карбонату (1) з налиплими по периферії дрібними частинками магнетиту (2); б – частинка карбонату (1) з налиплими по периферії дрібними частинками магнетиту (2), кварцу (3) і кумінгтоніту (4); в – частинки карбонату (1) з незначною кількістю налиплих рудних частинок (2); г – фрагмент частинки карбонату (1) без налипання дрібних частинок; а – діаметр поля зору мікроскопа 0,09 мм, збільшення 780^X; б, в – діаметр поля зору мікроскопа 0,14 мм, збільшення 500^X; г – діаметр поля зору мікроскопа 0,05 мм, збільшення 1400^X
Рис. 2.21. Частинки карбонату в матеріалі проби живлення магнітної сепарації



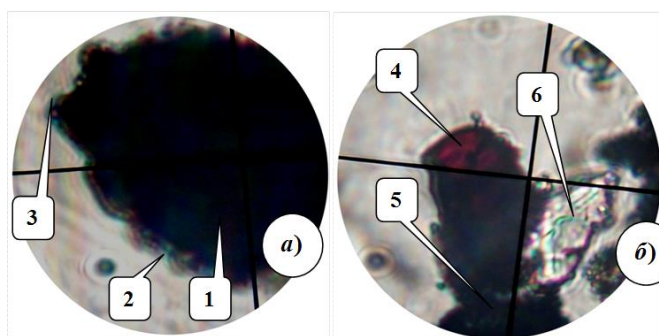
а – частинки кумінгтоніту (1) без налиплого рудного й нерудного дріб'язку; б, в – частинки кумінгтоніту (1) з налиплими рудними частинками (2); г – частинки карбонату (1) без налиплих дрібних частинок; а – діаметр поля зору мікроскопа 0,05 мм, збільшення 1400^X; б – діаметр поля зору мікроскопа 0,062 мм, збільшення 1130^X; в – діаметр поля зору мікроскопа 0,14 мм, збільшення 500^X
Рис. 2.22. Частинки кумінгтоніту в живленні магнітної сепарації



а–в – частинки агрегатів гідрогетиту; г – частинка гідрогематиту; а, б – діаметр поля зору мікроскопа – 0,05 мм, збільшення $1400^{\times}$; в – діаметр поля зору мікроскопа – 0,07 мм, збільшення $1000^{\times}$; г – діаметр поля зору мікроскопа – 0,05 мм, збільшення $1400^{\times}$

Рис. 2.23. Частинки гідроксидів заліза в матеріалі проби живлення магнітної сепарації

Магнетитові (рис. 2.24, а) і гематитові (рис. 2.24, б) частинки характеризуються налипанням рудних і нерудних частинок. Рудні частинки кількісно переважають над нерудними.



а – фрагмент частинки магнетиту (1) з налиплим рудним (2) і нерудним дріб'язком (3); б – частинки гематиту (4), магнетиту (5) і карбонату (6).

Діаметр поля зору мікроскопа – 0,05 мм, збільшення $1400^{\times}$

Рис. 2.24. Частинки магнетиту й гематиту в матеріалі проби живлення магнітної сепарації

На рис. 2.25 наведено електронну мікрофотографію частинок у матеріалі проби живлення магнітної сепарації, на якій видно крупні зерна рудних і нерудних мінералів із налиплими на них мікрозернами (0,001–0,003 мм) інших рудних і нерудних мінералів.

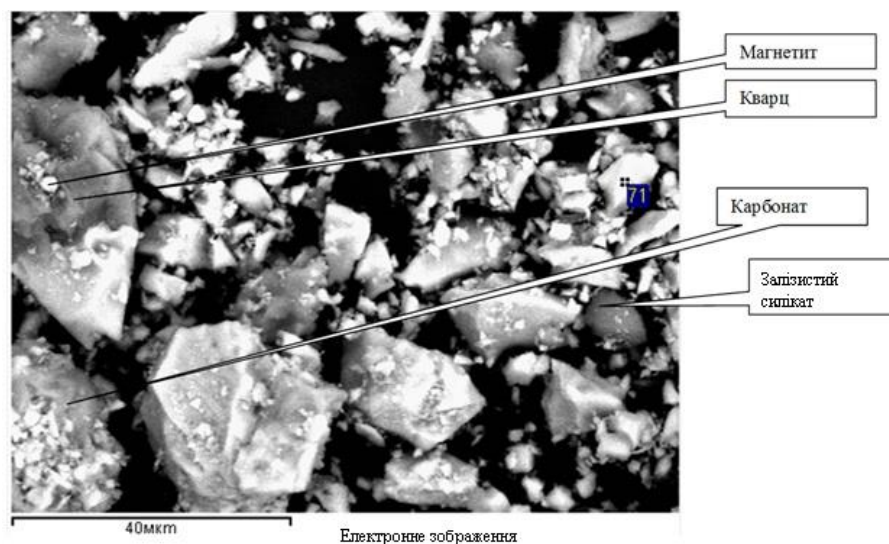


Рис. 2.25. Електронна фотографія частинок у матеріалі проби живлення магнітної сепарації

З наведених даних випливає, що після деякого очищення мінеральних зерен від шламових частинок у млині «Вертиміл» відбувається відновлення поверхневих дрібнодисперсних покриттів.

2.3.4. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних зерен у пробі продукту живлення флотації

На флотацію надходить магнітний продукт сепараторів, хімічний і мінералогічний склад якого наведено в табл. 2.10 і 2.11.

Вихідний продукт живлення флотації представлений частинками мінералів розміром мінус 0,033 мм (понад 92,4 %). Продукт складається, в основному, магнетитом, а також гематитом і гідроксидами заліза. Нерудні частинки

представлені кварцом. Присутні також карбонат і кумінгтоніт. Мінерали – носії натрію – егіриніт і рибекіт присутні в незначній кількості (рис. 2.26).

Таблиця 2.10

Хімічний склад матеріалу проби живлення флотації

Fe _{заг}	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O	TiO ₂
51,92	24,05	0,54	1,85	0,69	0,028	0,21	0,19	0,23

Таблиця 2.11

Мінералогічний склад матеріалу проби живлення флотації

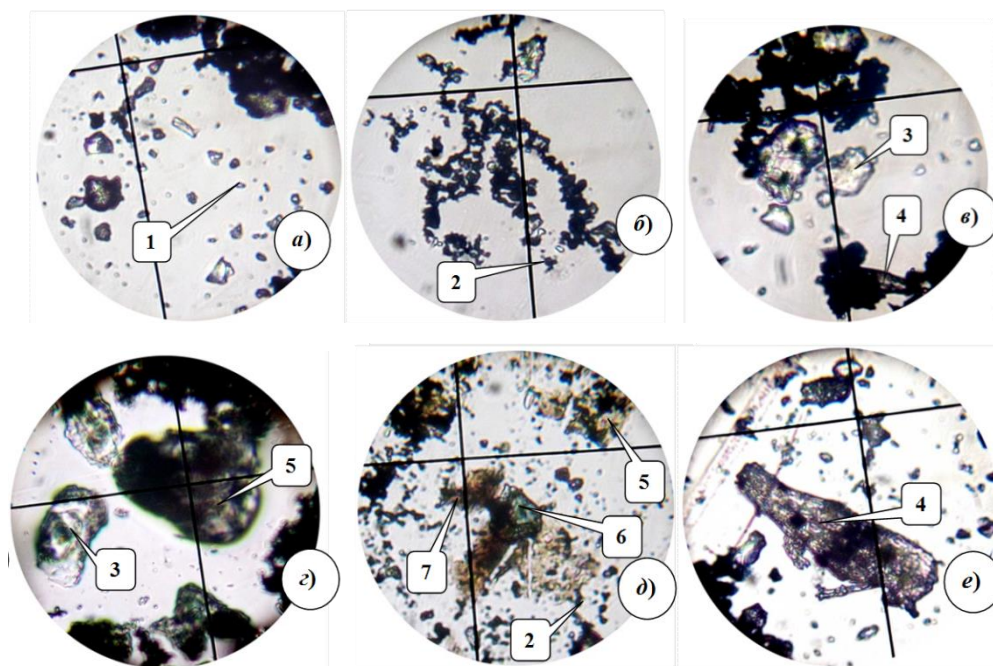
Мінерал	Кварц	Магнетит	Гематит	Карбонат	Кумінг-тоніт	Егірин	Рибекіт	Гідроксиди	Апатит Біотит Хроміт
Масова частка, %	11,2	73,8	2,3	4,6	4,7	0,3	0,7	2,1	0,3

Комплексні частинки амфіболів (рибекітизованого кумінгтоніту) здебільшого обліплені дрібними частинками магнетиту з боку кумінгтоніту й у меншій мірі з боку рибекіту (рис. 2.27).

Розмір частинок мінералів у продукті різний, в основному, від 0,001–0,003 мм. Трапляються уламки розміром понад 0,033 мм. Найчастіше це характерно для частинок нерудних мінералів – кумінгтоніту, рибекіту й особливо кварцу. Але зустрічаються кварцові частинки розміром близько 0,180 мм за подовженням (рис. 2.28).

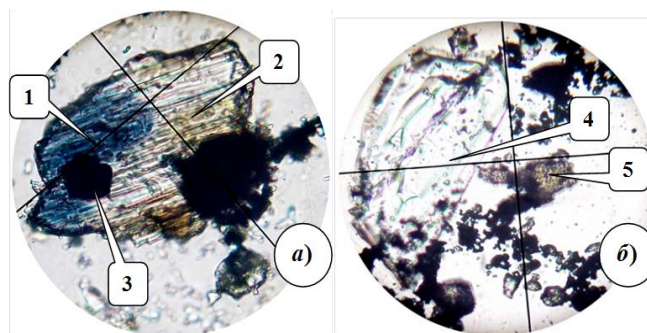
Деякі частинки в досліджуваному матеріалі не містять налиплих дрібнодисперсних частинок, найчастіше відзначаються «чисті» крупні частинки карбонату й апатитів (рис. 2.28). Деякі частинки нерудних мінералів мають налипання рудного дріб'язку (рис. 2.29). Нерудні дрібні частинки разом із рудними налипають частіше на крупні частинки магнетиту.

Більш крупні частинки гідроксидів заліза покриті частіше за все своїми ж налиплими на них дрібними частинками (рис. 2.30, 2.31).



а, б – зернистий матеріал у живленні флотації; а – мікрочастинки нерудних мінералів розміром 1–3 мкм (1); б – мікрочастинки магнетиту розміром 1–3 мкм (2); в–е – частинки нерудних мінералів; в – частинки кварцу (3) й кумінгтоніту (4); г – частинки кварцу (3) і карбонату (5); д – частинки егірину (6) і карбонату (5); е – крупні частинки кумінгтоніту (4); чорне – магнетит; руде – гідроксиди заліза (7). Діаметр поля зору – 0,14 мм, збільшення 500^x

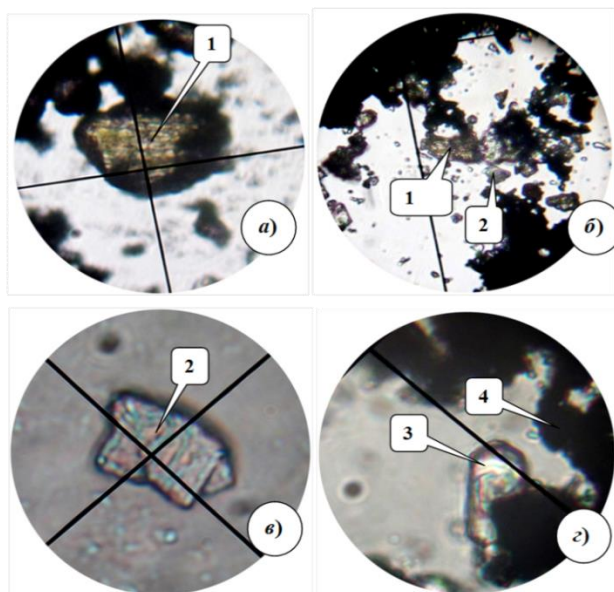
Рис. 2.26. Частинки різної крупності в матеріалі проби живлення флотації



а – рибекітизована частинка кумінгтоніту (синьо-коричнева, 1–2) з налиплими магнетитовими дрібнодисперсними частинками (чорна, 3); б – крупна частинка кварцу (4); 5 – карбонат; а – діаметр поля зору мікроскопа – 0,12 мм, збільшення 580^x; б – діаметр поля зору мікроскопа – 0,2 мм, збільшення 350^x

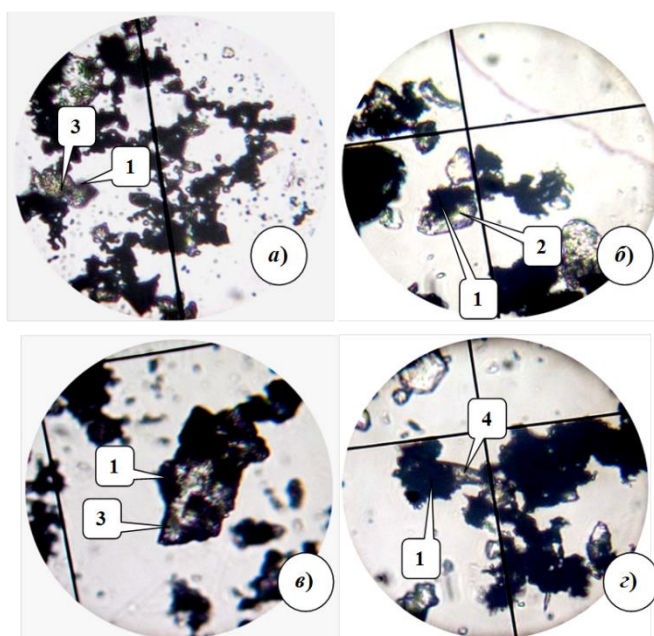
Рис. 2.27. Крупні частинки нерудних мінералів у матеріалі проби живлення флотації

На рис. 2.32 наведено електронну мікрофотографію живлення флотації, з якої випливає, що нерудні дрібні частинки покривають поверхню зерен магнетиту та кварцу. Поверхня кварцу покрита мікрочастинками магнетиту й карбонатів.



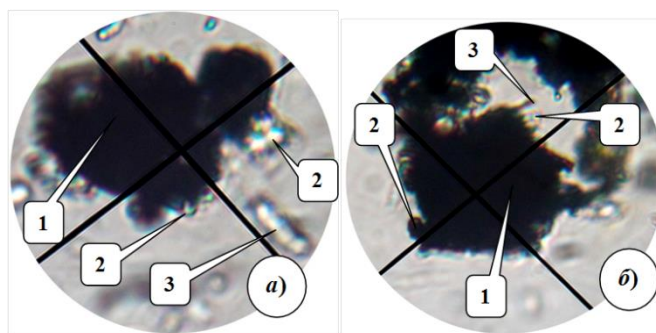
а – частинка кумінгтоніту (1); б – частинки кумінгтоніту (1) і карбонату (2);
в – «чиста» частинка карбонату (2); г – частинка апатиту (3) серед частинок
магнетиту (4); а – діаметр поля зору 0,09 мм, збільшення 780^х; б – діаметр поля
зору мікроскопа 0,12 мм, збільшення 580^х; в, г – діаметр поля зору 0,05 мм,
збільшення 1400^х

Рис. 2.28. Частинки нерудних мінералів без налиплих рудних і нерудних
дріб'язків у матеріалі проби живлення флотації



1 – магнетит; 2 – кварц; 3 – карбонат; 4 – кумінгтоніт; а – діаметр поля зору –
0,14 мм, збільшення 500^х; б, г – діаметр поля зору – 0,12 мм, збільшення 580^х;
в – діаметр поля зору – 0,09 мм, збільшення 780^х

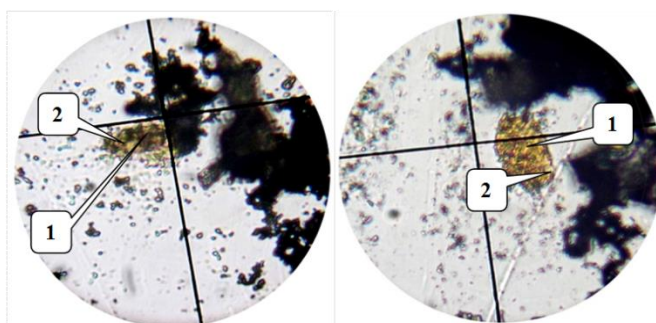
Рис. 2.29. Частинки нерудних мінералів із налиплими рудними дріб'язками в
матеріалі проби живлення флотації



а – частинки магнетиту (1) з налиплими дрібними частинками кварцу (2);
3 – «чистий» уламок апатиту; б – уламок магнетиту (1) з налиплими дрібними частинками кварцу (2) і магнетиту (3).

Діаметр поля зору – 0,05 мм, збільшення 1400^x

Рис. 2.30. Магнетитові частинки з налиплими рудними й нерудними дріб'язками в матеріалі проби живлення флотації



Діаметр поля зору – 0,14 мм, збільшення 500^x

Рис. 2.31. Крупні частинки агрегатів гідроксидів заліза (1) з налиплими на них дрібними частинками цих же мінералів (2) у матеріалі проби живлення флотації

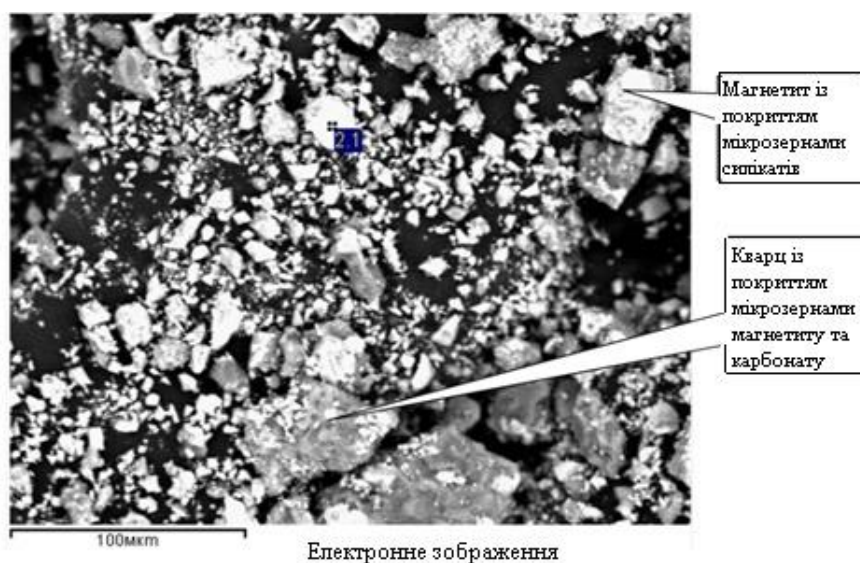


Рис. 2.32. Електронна фотографія частинок у матеріалі проби живлення флотації

2.3.5. Розподілення тонкодисперсних частинок мінералів на поверхнях крупних зерен у пробі концентрату флотації

Кінцевим продуктом доведення є концентрат флотації, хімічний і мінеральний склад яких наведено в табл. 2.12 і 2.13.

Таблиця 2.12

Хімічний склад концентрату флотації

Fe _{заг}	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O	TiO ₂
67,5	5,5	0,31	0,75	0,28	0,008	0,077	0,142	0,038

Таблиця 2.13

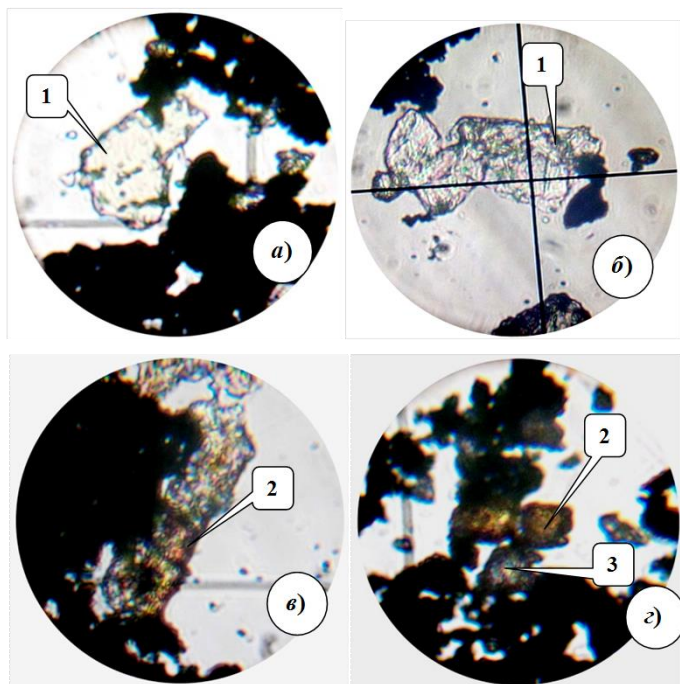
Мінералогічний склад концентрату флотації

Мінерал	Кварц	Магнетит	Гематит	Карбонат	Кумінгтоніт	Егірин	Рибекіт	Гідроксиди
Масова частка, %	3,7	90,7	1,1	0,7	3,4	0,1	0,2	0,1

Концентратом флотації є її камерний продукт, який представлений, в основному (90,7 %), «розкритими» зернами магнетиту. У незначній кількості трапляються кварц, кумінгтоніт і карбонат (рис. 2.33). Присутні також гематит, егіриніт, рибекіт і гідроксиди заліза.

Розмір частинок, що входять до продукту, коливається від перших одиниць до 33 мкм. Невелика кількість частинок має крупність понад зазначений розмір. Рудний дріб'язок частково закріплюється на більших частинках магнетиту (рис. 2.34, а–г). Частинки нерудних мінералів також закріплюються на поверхні магнетитових частинок (рис. 2.34, в, г). Деякі нерудні частинки з налиплим на їх поверхні магнетитом утворюють флокули (рис. 2.34, г). Частинки кварцу й кумінгтоніту частково або повністю покриті мікродисперсними частинками

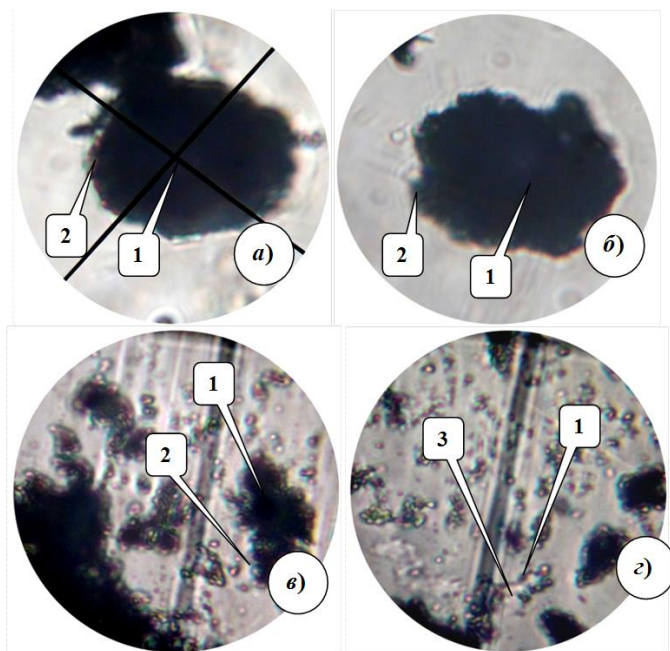
рудних мінералів (рис. 2.33, а–г, 2.35). Частинки магнетиту з налиплими на них дрібними рудними й нерудними частинками утворюють флокули (рис. 2.36).



а, б – частинки кварцу (1);
в – частинка карбонату (2); г –
частинки карбонату (2) і
кумінгтоніту (3); чорне –
магнетит.

Діаметр поля зору –
0,09 мм, збільшення 780^х

Рис. 2.33. Нерудні
мінерали, присутні в
магнетитовому концентраті
флотації



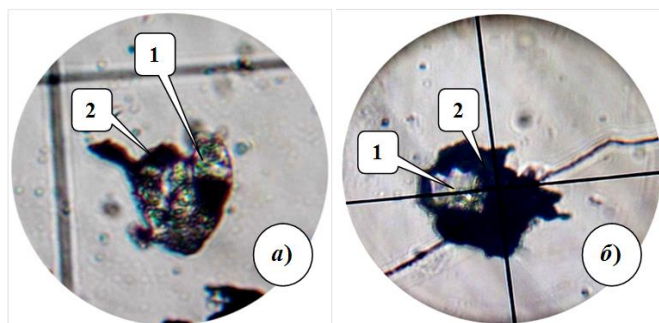
а, б – ізометричні частинки
магнетиту (1) з налиплими на них
дрібними рудними частинками
(2); в – частинки магнетиту (1) з
налиплими на них дрібними
нерудними частинками (3); г –
флокули нерудних частинок (3) із
налипим дрібнодисперсним
магнетитом (1).

Діаметр поля зору – 0,05 мм,
збільшення 1400^х

Рис. 2.34. Налипання
дрібних частинок рудних і
нерудних мінералів на більших
частинках магнетиту

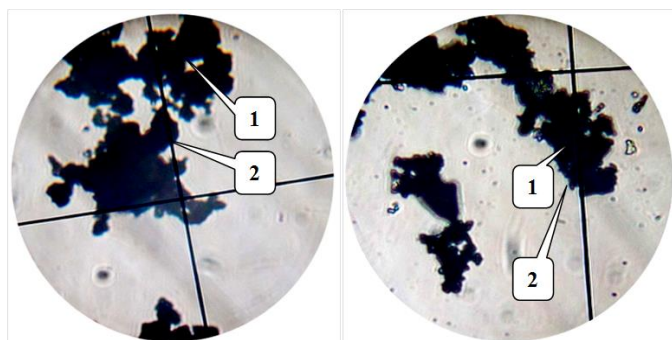
Електронноскопічну фотографію флотаційного концентрату наведено на рис. 2.37. Відбувається значне очищення концентрату флотації. Продукт

складається переважно з магнетиту, спостерігаються як окремі його частинки, так і скупчення магнетиту у флокули. Однак поверхня крупних рудних і нерудних зерен покрита тонкодисперсними мінеральними утвореннями, що знижує якість отриманого концентрату.



а – діаметр поля зору – 0,05 мм, збільшення 1400^x; б – діаметр поля зору – 0,09 мм, збільшення 780^x

Рис. 2.35. Рідкісні частково (а) і майже повністю (б) обліплені частинки кварцу (1) дрібними частинками магнетиту (2)



1 – крупна частинка магнетиту; 2 – дрібні частинки магнетиту.

Діаметр поля зору – 0,14 мм, збільшення 500^x

Рис. 2.36. Флокули з декількох крупних частинок магнетиту з налиплими на них дрібними частинками

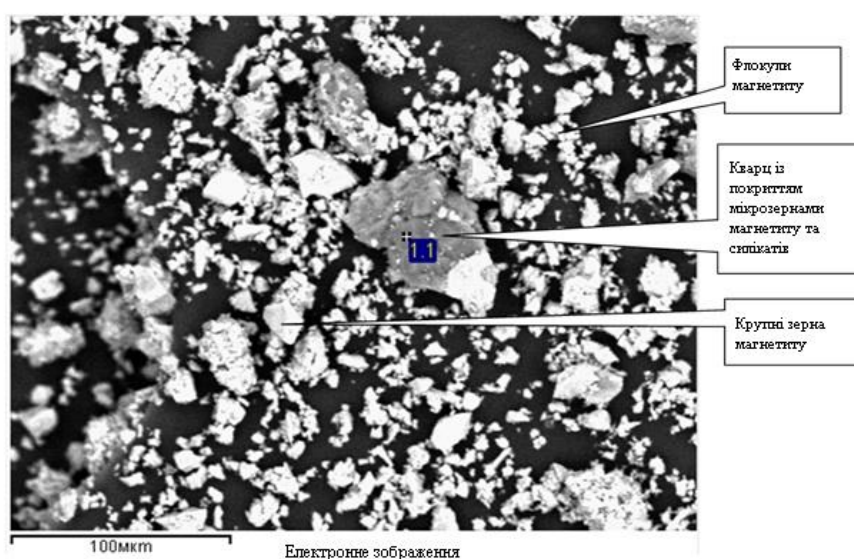


Рис. 2.37. Електронна фотографія частинок у матеріалі проби концентрату флотації

Отже, мінералогічне дослідження продуктів флотаційного доведення магнетитового концентрату, отриманого з магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району України, показало, що відбувається інтенсивне налипання на поверхню рудних і нерудних мінералів як власних дрібнодисперсних частинок, так і частинок інших мінералів. Так, наприклад, на поверхні магнетиту закріплюються нерудні частинки й мікрочастинки самого магнетиту. Аналогічно на поверхнях частинок кумінгтоніту й карбонатів закріплюються не тільки власні частинки, але й дрібнодисперсний магнетит. При проходженні продуктів збагачення технологічних операцій спостерігається флокуляція як рудних, так і нерудних частинок. Останні флокуюються завдяки тому, що їх поверхня покрита тонкодисперсними рудними частинками.

Утворення поверхневих покриттів мінеральних частинок відбувається в різних силових полях. Особливо інтенсивне утворення таких покриттів спостерігається в барабанних млинах з кульовим подрібненням [76]. На ПрАТ «Полтавський ГЗК» у циклі флотаційного доведення застосовуються вертикальні млини, у яких ударні впливи на руду замінено стиранням. Останнє призводить до того, що в млині відбувається відтирання шламових частинок з поверхні мінеральних зерен [62].

Основна мета флотаційного доведення – підвищення якості концентрату та зниження шкідливих для його подальшого згрудкування таких домішок, як K_2O і Na_2O . На рис. 2.38 показано динаміку зміни вмісту оксидів і мінералів в основних операціях флотаційного доведення. Із наведених даних випливає, що операція магнітного збагачення в циклі флотаційного доведення незначно змінює якісні показники продукту, що підлягає доведенню. Тільки в операції флотації відбувається істотне підвищення якісних показників. Так, наприклад, вміст магнетит + гематит підвищується з 76,1 % до 91,8 %, $Fe_{заг}$ збільшується з 51,9 % до 67,8 %. Кількість силікатів і карбонатів знижується з 4,6 % до 0,7 % і з 8,1 % до 3,8 % відповідно.

Рудні мінерали у флотаційному концентраті практично повністю розкриті, проте й при цьому залишаються зерна магнетиту, покриті мікрочастинками

нерудних мінералів, і зерна нерудних мінералів із налиплими на них мікрочастинками магнетиту, що призводить до зниження якості концентрату. Нерудні мінерали несуть із собою, крім SiO_2 (приблизно 5,5%), оксиди лужних металів K_2O і Na_2O , які погіршують металургійні властивості котунів.

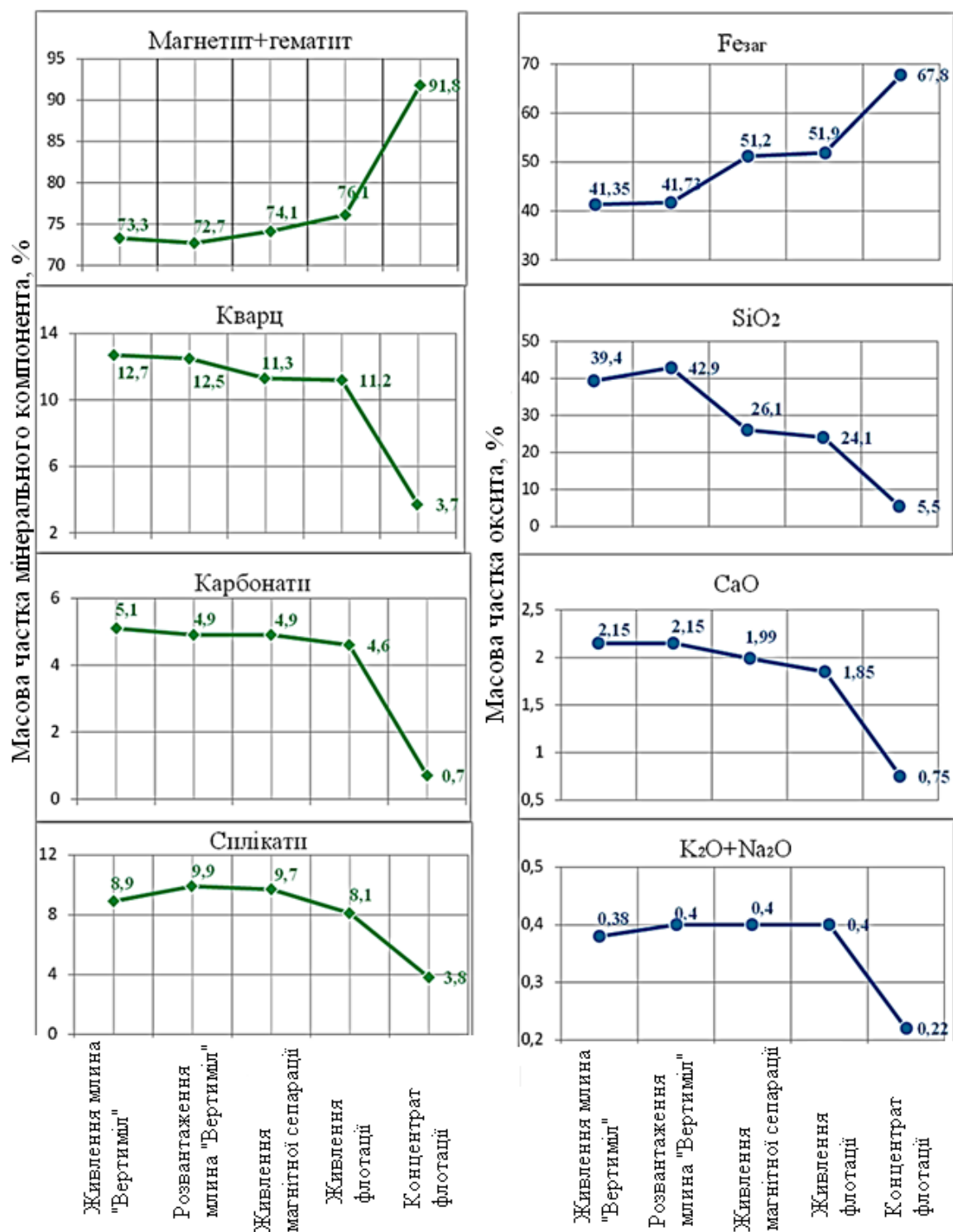


Рис. 2.38. Динаміка зміни масової частинки основних мінералів та оксидів у продуктах флотаційного доведення

Прийнята на сьогодні норма вмісту цих оксидів становить для доменної шихти не перевищує 0,25 %. Флотаційне доведення отримає такий продукт на ПрАТ «Полтавський ГЗК», але вимагає подальшого зниження суми оксидів.

2.4. Дослідження механізму утворення техногенних зростків і вторинних утворень

Дослідження промпродуктів і кінцевих концентратів показало, що після подрібнення в барабанних млинах і поділу в магнітних сепараторах не вдається отримувати чисті зерна залізовмісних мінералів і пустої породи. Основною причиною вважалися наявність тонкої вкрапленості в мінералах, механічне захоплення пустої породи в магнітні флокули, зниження ефективності збагачення зі збільшенням тонкості помелу. Однак навіть при тонкому подрібненні крупнозернистих руд не виділяються вільні зерна мінералів. Однією з причин цього є забруднення поверхні розкритих мінералів шламовими частинками, тобто утворення техногенних зростків [62; 53; 22].

У низці наукових досліджень показано, що поверхня крупних частинок покрита дрібними частинками інших мінералів розміром 0,1–8 мкм, які утворюються в процесі подрібнення в магнітних полях сепараторів, у гідродинамічних потоках класифікувальних та збагачувальних апаратах. Мікроскопічний аналіз продуктів подрібнення показує, що поверхня крупних зерен покрита частинками розміром менше 1 мкм, в основному (0,2–0,4) мкм. Продукти поділу пульпи в гідроциклонах містять техногенні зростки розміром 5–8 мкм, концентрати магнітного збагачення розміром 2–5 мкм.

Процес утворення техногенних зростків пов'язаний із виникненням у подрібненні збагачувальних і класифікувальних апаратів комбінації різних силових полів, що створюють умови для інтенсивної взаємодії поверхонь мінералів. Такі покриття належать до класу «плівкових», механізм утворення яких пов'язаний, в основному, з наявністю на поверхні частинок іонно-електростатичних і молекулярних силових полів. Про необхідність обліку при

аналізі цього явища фізико-хімічних властивостей мінералів і рідкої фази пульпи відзначається в [76].

Одним з параметрів, які визначають характер і ступінь взаємодії дисперсних частинок у рідині (пульпа збагачувальних фабрик), є величина та знак заряду поверхні мінералів (дзета-потенціалу) [52]. Цей параметр залежний від електрохімічної характеристики пульпи, наявності та концентрації в ній іонів, фізико-хімічного стану й текстури поверхні мінералів, характеру руйнування мономінеральних фракцій у процесі подрібнення тощо. Електрофізичний вплив на пульпу, що змінює її електрохімічні параметри, сприяє очищенню поверхонь мінеральних частинок від гідроксидних плівок і шламових покриттів [101; 99; 17].

Гідроксидні плівки на поверхні мінералів відновлюються з тривалентного заліза до двовалентного та з'являються мікроскопічні поверхневі шари з підвищеними магнітними властивостями. Є дані про позитивний вплив електрохімічного оброблення пульпи перед подрібненням. Попереднє катодне оброблення перед подрібненням у барабанному млині позитивно впливає на показники подальшої магнітної сепарації [101, 18].

Дослідження налипання тонкодисперсних частинок на поверхні крупних зерен проводилися з використанням кульового лабораторного млина з електродами для електрохімічного оброблення. Крупними зернами вважали клас $-0,1+0,04$ мм, а шламовими частинками – мінус $0,02$ мм.

Чистота мономінеральних фракцій склала: кварцу – $98,2\pm0,04$ %, магнетиту – $98,1\pm0,05$ %, гематиту – $97,9\pm0,03$ %. Вміст домішок не перевищував $1,8-2,1$ %.

Експериментальні дослідження показали, що поверхня кварцу забруднюється оксидами заліза після спільного подрібнення. Масова частка $Fe_{заг}$ у кварцовому продукті підвищується з $0,13$ % до $0,67$ % після подрібнення з магнетитом і до $0,9$ % після подрібнення з гематитом (табл. 2.14). Катодне оброблення в млині зменшує ступінь забруднення кварцу на $31,1-37,3$ %, а також знижує міцність закріплення магнетитових і гематитових частинок на кварцових зернах. Ультразвукове оброблення продуктів подрібнення дозволяє отримати

чистіші зерна кварцу, подрібнені в млині з ЕХО. Масова частка $\text{Fe}_{\text{заг}}$ на кварці знижувалася при цьому до 0,22–0,52 %.

Таблиця 2.14

Масова частка SiO_2 і $\text{Fe}_{\text{заг}}$ на крупних зернах до та після спільного подрібнення, %

Мінерал	До оброблення УЗО*	Після оброблення УЗО
Кварц – 0,1+0,04 мм, масова частка Fe _{заг}	0,11±0,03	
Магнетит – 0,1+0,04 мм, масова частка SiO ₂	0,52±0,1	
Гематит – 0,1+0,04 мм, масова частка SiO ₂	0,75±0,1	
Подрібнення в млинах без електровпливу		
Подрібнення кварцу з магнетитом (Fe _{заг})	0,67±0,04	0,41±0,03
Подрібнення кварцу з гематитом (Fe _{заг})	0,90±0,05	0,67±0,06
Подрібнення магнетиту з кварцом (SiO ₂)	8,64±0,4	6,43±0,35
Подрібнення гематиту з кварцом (SiO ₂)	13,44±0,5	10,68±0,1
Подрібнення з електровпливом		
Подрібнення кварцу з магнетитом (Fe _{заг})	0,42±0,08	0,22±0,05
Подрібнення кварцу з гематитом (Fe _{заг})	0,62±0,07	0,52±0,05
Подрібнення магнетиту з кварцом (SiO ₂)	3,28±0,4	2,72±0,35
Подрібнення гематиту з кварцом (SiO ₂)	7,72±0,1	4,72±0,1

УЗО* – ультразвукове оброблення

Аналогічні результати отримано при подрібненні зерен магнетиту й гематиту з кварцом, масова частка SiO_2 в магнетитових і гематитових продуктах зростає після спільного подрібнення з кварцом з 0,54 % і 0,72 % до 8,64 % і 13,44 % відповідно. Забруднення мінералів заліза шламовими кварцовими частинками при подрібненні відбувається значно інтенсивніше, ніж при зворотному процесі. Крім того, ступінь забруднення гематиту вище, ніж магнетиту. Електровплив значно знижує ступінь налипання кварцових шламових частинок на поверхні крупних зерен магнетиту й гематиту. Масова частка SiO_2 на поверхні магнетитових і гематитових частинок знижується в 2,64 і 1,74 рази

відповідно. Міцність закріплення кварцу після подрібнення в млині з електровпливом нижча, ніж після подрібнення в звичайному млині.

Різниця в силі закріплення дисперсних частинок магнетиту й гематиту на кварці та їх кількість із використанням ЕХО пояснюється наступним чином. Значення молекулярних сил тяжіння при зіткненні кристалічних решіток кварцу й гематиту вище внаслідок подібності геометрії та періодів їх кристалічних ґраток і утворення при подрібненні ряду площин з одновимірною та двовимірною геометричною подібністю [60]. Магнетит за геометрією та параметрами кристалічної решітки менш подібний до кварцу. Тому, у цьому випадку електричні сили відштовхування при взаємодії частинок виявляються більш істотними й міцність закріплення нижча.

Електронно-мікроскопічні дослідження поверхні мінералів показали, що крупність шламових частинок, що закріплюються на поверхні мінералів після подрібнення, не перевищує 0,005–0,001 мм. Масова частка цих частинок на поверхні крупних зерен достатня, щоб істотно погіршити якість продуктів поділу, а також змінити їх технологічні властивості.

У даному дослідженні робиться спроба пояснити явища, які призводять до результатів, розглянутих у попередніх розділах дисертації. Зерна мінералів, що пройшли подрібнення у вертикальних млинах, на відміну від кульового подрібнення, не мають значної кількості шламових покриттів. У вертикальному млині переважають зусилля стирання, які призводять до запобігання налипанню й відтиранню налиплих тонкодисперсних частинок, тоді як у кульовому млині ударні навантаження сприяють їх утворенню.

В умовах флотаційного доведення після процесу подрібнення у вертикальному млині й магнітної сепарації відбувається інтенсивне утворення техногенних зростків і міцне їх закріплення на крупних частинках. Це пов'язано з проходженням матеріалу через апарати з інтенсивними гідродинамічними зусиллями й магнітними полями. У цих умовах мають перевагу поверхневі електрокінетичні властивості частинок, роль яких зростає зі зменшенням їх крупності.

На рис. 2.39 наведено значення електрокінетичних потенціалів (дзета-потенціал) рудних і нерудних зерен. В умовах рН аналогічної води ПрАТ «Полтавський ГЗК» (рН 6,7–7,0) значення дзета-потенціалу частинок має негативну величину, що породжує думки про те, що в статичних умовах це не повинно призводити до їх коагуляції та взаємного налипання. Однак, як показали наші дослідження частинки матеріалу в циклі флотаційного доведення після проходження насосів, сепараторів, гідроциклонів забруднюються шламовими покриттями.

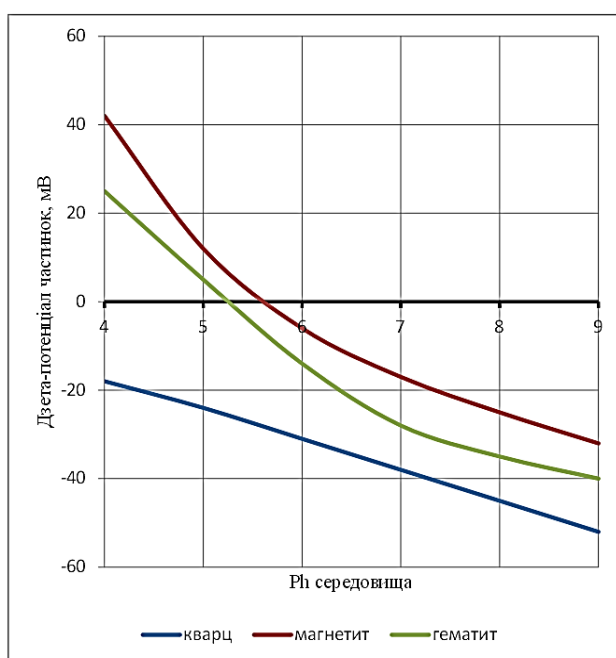


Рис. 2.39. Залежність значення дзета-потенціалу мінералів від рН пульпи

Пояснити те, що відбувається, можна з погляду фізичних процесів, що протікають у магнітних полях. Потрапляючи в магнітне поле, частинки рухаються в напрямку одна до одної, утворюючи флокули.

При зіштовхуванні частинок відбувається взаємодія їх поверхонь. Енергія взаємодії поверхонь залежить від швидкостей руху частинок, які, своєю чергою, є функцією градієнта напруженості поля й магнітних властивостей матеріалу. Однак при взаємодії частинок, крім зазначених причин, необхідно враховувати електростатичні й молекулярні сили [35, 45].

Отже, загальна питома енергія взаємодії частинок під дією електростатичних і молекулярних сил W_T визначається як сума взаємодії подвійних електричних шарів W_R і Ван-дер-Ваальсових сил W_A

$$W_T = W_R + W_A. \quad (2.1)$$

Для розрахунку W_R застосовується вираз

$$W_R = \frac{\varepsilon d_1(\varphi_1^2 + \varphi_2^2)}{8kT(d_1 + d_2)} \left\{ \frac{2\varphi_1\varphi_2}{\varphi_1 + \varphi_2} \ln \frac{1 + \exp(-\kappa h)}{1 - \exp(-\kappa h)} + \ln[1 + \exp(-2\kappa h)] \right\}, \quad (2.2)$$

де ε – абсолютна діелектрична проникність середовища, Ф/м;

d_1, d_2 – діаметри взаємодіючих частинок, м;

φ_1, φ_2 – дзета-потенціали взаємодіючих частинок, В;

h – відстань між частинками, м;

κ – параметр, що має значення, протилежне розміру ПЕШ,

kT – термічна енергія, Дж.

Друга складова загальної питомої енергії взаємодії частинок обчислюється за формулою

$$W_A = \frac{Ad_1d_2}{12kTh(d_1 + d_2)} \quad (2.3)$$

де A – стала Ван-дер-Ваальса, яка для феромагнітних суспензій дорівнює $3,4 \times 10^{-20}$ Дж [125].

Аналізуючи вирази (2.2) і (2.3), слід зазначити, що для двох взаємодіючих частинок величина питомої енергії взаємодії сил Ван-дер-Ваальсова стала при фіксованій відстані, а питома енергія W_R залежить від значень електрокінетичних потенціалів поверхонь.

Для розрахунку W_T визначено електрокінетичні потенціали основних мінералів залізистих кварцитів (магнетит і кварц), значення яких при рН пульпи від 6,7 до 7,0 склали відповідно мінус 20 – мінус 22 мВ і мінус 20 – мінус 25 мВ. Крупність частинок магнетиту d_1 прийнято 0,003 мм, а кварцу d_2 змінювалася від 0,001 мм до 0,005 мм.

Розрахунки показали, що між частинками на відстані 0,01–0,04 мкм існує максимальне значення енергетичного бар'єру відштовхування, величина якого $(\frac{W_T}{kT})$ змінюється від 20–30 од. для частинок 0,001–0,030 мм до 50–150 од. для частинок розміром 0,005–0,030 мм.

Для подолання енергетичного бар'єру відштовхування витрачається кінетична енергія, величину якої можна визначити з розрахунку втрати кінетичної енергії зіштовхування тіл при непружному ударі

$$\Delta W = \frac{m_1 m_2 (V_1 - V_2)^2}{2kT(m_1 + m_2)}, \quad (2.4)$$

де m_1, m_2 – відповідно маси магнітної і немагнітної частинок, кг;

V_1, V_2 – відповідно швидкості рудних і нерудних частинок відносно рідини, м/с.

Немагнітні частинки досліджуваної крупності при русі в пульпі мають дифузний механізм і переміщаються разом із потоками рідкої фази пульпи [83], отже, $V_2=0$. На взаємодію тонкодисперсних частинок у рідині істотно впливають електрокінетичні властивості поверхні частинок, іонний склад рідкої фази, фізичні параметри силових полів зони взаємодії. При зближенні частинок між ними утворюється тонкий шар рідини. Фізико-хімічні характеристики цього шару мають вирішальний вплив на результати взаємодії частинок у рідині. У цих тонких шарах рідини на частинках, товщина яких не перевищує 0,001 мм, виникає тиск розклинення.

Тиск розклинювання $P(h)$ виникає через різні причини: молекулярний вплив твердої фази на граничний шар рідини – молекулярна складова ($P_m(h)$) й утворення подвійного електричного шару – електрокінетична складова ($P_e(h)$)

$$P(h) = P_m(h) + P_e(h). \quad (2.5)$$

У робочій зоні магнітних сепараторів під дією зовнішнього магнітного поля сепаратора (H_c) феромагнітні частинки утворюють навколо себе магнітне поле H_r . Ця напруженість визначається намагніченістю частинки та її формою. Для кулястої частинки вона становить

$$H_q = H_c \left(1 + \left(\frac{xd^3}{12 \left(\frac{d}{r} + r \right)^3} \right) \right) \cos \theta, \quad (2.6)$$

де x, d – об’ємна магнітна сприйнятливість і крупність частинки;

θ – кут між вектором H_c і напрямком на точку, у якій розраховується напруженість;

r – відстань від поверхні до точки.

Під дією виникає магнітної сили (F_m) відбувається зближення феромагнітних частинок

$$F_m = \mu_0 \chi_q v_c H \operatorname{grad} H. \quad (2.7)$$

де μ_0 – абсолютна магнітна стала, А/м;

χ_q – питома магнітна сприйнятливість $\chi_q = \kappa_q / \delta_q$.

Руху частинок протидіє в’язкісний опір середовища F_c

$$F_c = \Psi \Delta v_q^2 d_q^2, \quad (2.8)$$

де Ψ – коефіцієнт гідродинамічного опору середовища, який визначається за методом П.В. Лященка;

v_q – кінцева швидкість руху частинки;

d_q – діаметр частинки;

Δ – щільність рідкої фази пульпи, кг/м³.

$$F_\Sigma = F_\mu - F_c = 0. \quad (2.9)$$

Час флокуляції залежить від v_q і відстані між феромагнітними частинками. Максимальна швидкість руху частинок визначається з (2.7) із урахуванням (2.5) і (2.6). Звідси відповідно до [48]

$$V_q = \frac{(\mu_0 \chi_q v_q \pi d_q H \text{grad} H)^{0,5}}{(6 \psi \Delta)^{0,5}} \quad (2.10)$$

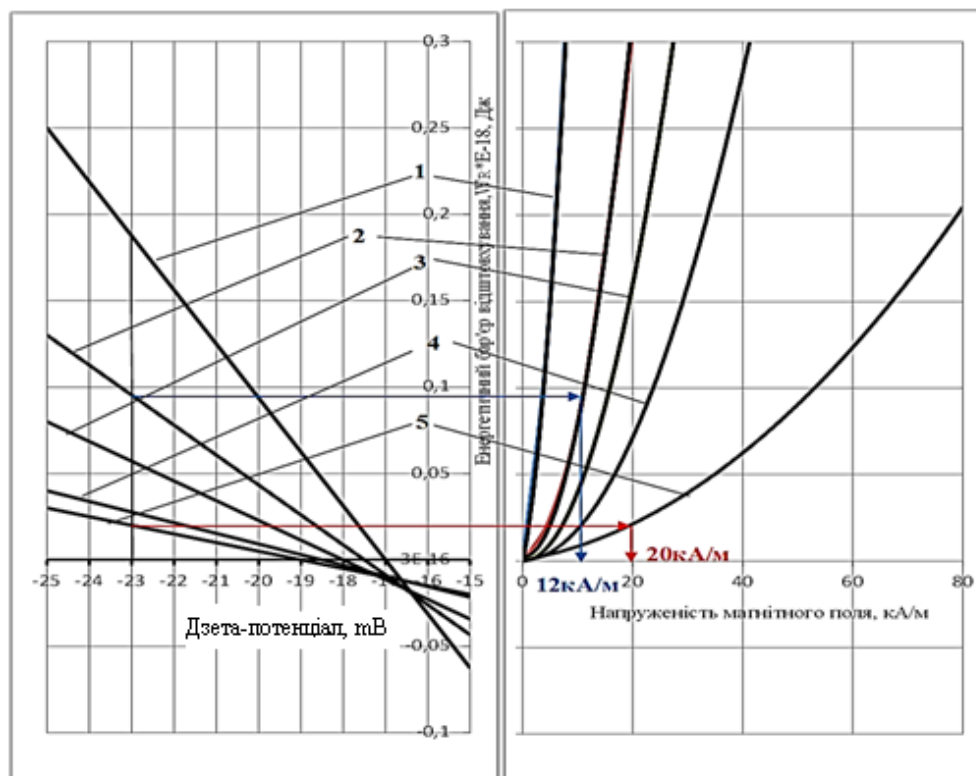
де μ_0 – абсолютна магнітна стала, А/м;

χ_q – питома магнітна сприйнятливність частинок, кг/м³.

Після підстановки (2.4) і (2.10) розраховується значення параметра $H \text{grad} H$ магнітного поля сепаратора, при якому долається енергетичний бар'єр відштовхування між частинками. А потім з урахуванням [69; 70] визначається значення H .

На рис. 2.40 наведено результати розрахунку енергій зіштовхування частинок магнетиту розміром 0,0030 мкм у магнітному полі сепаратора з мікродисперсними частинками кварцу 0,001–0,005 мм. Розрахунок проведено при різних значеннях дзета-потенціалу поверхні мінеральних частинок. Як показали результати розрахунку, енергетичний бар'єр відштовхування між мінеральними частинками в поле магнітного сепаратора долається при напруженості магнітного

поля 5–20 кА/м. При напруженості магнітного поля вище цих граничних значень створюються умови для подолання енергетичного бар'єру відштовхування й міцного закріплення нерудних дрібнодисперсних частинок на поверхні крупних рудних зерен молекулярними силами тяжіння, що сприяють утворенню техногенних зростків. Тобто в процесах магнітного поділу в барабанних сепараторах, у зоні магнітної системи магнітно-гравітаційного сепаратора створюються умови для гарантованого закріплення дрібнодисперсних нерудних частинок на поверхні крупних частинок магнетиту. Ці шламові покриття міцно закріплюються на поверхнях рудних мінералів молекулярними силами взаємного тяжіння частинок. Для руйнування цих техногенних утворень необхідно докладати значні енергетичні зусилля, так як молекулярні сили тяжіння між частинками в десятки разів перевищують величину бар'єру відштовхування.



1 – 1 мкм; 2 – 2 мкм; 3 – 3 мкм; 4 – 4 мкм; 5 – 5 мкм від дзета-потенціалу поверхні й напруженості магнітного поля

Рис. 2.40. Залежність енергії зіткнення частинок магнетиту (крупність частинки магнетиту – 30 мкм) і кварцу (крупність частинок кварцу

Тому звичайні технологічні прийоми для руйнування шламових покриттів не дають результатів, і тільки такі методи, як відтирання та ультразвуковий вплив, дозволяють подолати сили молекулярного тяжіння.

Ультразвуковий вплив на пульпу призводить до виникнення вихрових мікротечій рідини в поверхневому шарі відносно крупних частинок [80], з'являються тангенціальні гідродинамічні сили, що сприяють відриву шламових частинок із поверхні мінералів.

Отже, у процесах подрібнення та збагачення тонковкраплених і дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцької магнітної аномалії відбувається взаємне неселективне покриття зерен магнетиту, кварцу й силікатів тонкодисперсними частинками розміром 0,001–0,005 мм мінералами руди.

Висновки до розділу 2

1. У результаті дослідження умов утворення техногенних зростків і вторинних утворень доведено, що при магнітному збагаченні та подрібненні в млинах тонковкраплених і дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району України й подальшому магнітно-флотаційному доведенню продуктів до високоякісної товарної продукції внаслідок адгезійних взаємодій у силових гідродинамічних, фізичних і магнітних полях має місце взаємне неселективне покриття зерен магнетиту, кварцу й силікатів тонкодисперсними частинками мінералів руди розміром 0,001–0,005 мм, що призводить до утворення вторинних мікронних техногенних зростків та флокул, із вкрапленням мінерудних зерен із налиплим на їх поверхні тонкодисперсним магнетитом, що погіршує контрастність технологічних властивостей рудних та нерудних мінералів і призводить до зниження якості концентрату.

2. На відміну від наявних положень про утворення техногенних зростків у операціях тонкого подрібнення руд, установлено, що застосування вертикальних млинів призводить до зворотного явища – часткового відтирання поверхні мінералів від сторонніх нашарувань унаслідок заміни в цих млинах ударних

навантажень стиральними тангенціальними силами руйнування, що дозволяє розробити технологію переробки пінних продуктів, які отримуються в процесі флотаційного доведення магнетитових концентратів.

3. Уперше встановлено, що при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району, незважаючи на відтирання поверхні мінералів у вертикальних млинах, подальші підготовчі та збагачувальні операції призводять до повторного налипання тонкодисперсних частинок на мінеральні зерна й агрегати в результаті дії гідродинамічних і магнітних полів, що зумовлює підвищений вміст у концентратах кремнезему, оксидів натрію, калію, магнію та кальцію, які знижують металургійну цінність товарної продукції.

РОЗДІЛ 3

ТЕОРЕТИЧНЕ ОБГРУНТУВАННЯ ВИКОРИСТАННЯ ЕНЕРГО-ТЕХНОЛОГІЧНИХ ВПЛИВІВ НА ЗАЛІЗОВМІСНІ ПРОДУКТИ ДЛЯ ПОКРАЩЕННЯ ЯКОСТІ ТОВАРНОЇ ПРОДУКЦІЇ

У результаті аналізу виконаних вище досліджень показано, що якість залізовмісних концентратів пов'язана з руйнуванням і видаленням із поверхонь магнетиту, кварцу та силікатів мікронних техногенних зростків і дезінтеграцією вторинних збіднених рудних флокул. Для підвищення якості залізорудних концентратів необхідно вирішити задачу збільшення контрастності магнітних і флотаційних властивостей мінералів шляхом дезінтеграції рудних флокул і видалення техногенних зростків із застосуванням керованих впливів магнітного поля та високоенергетичного ультразвуку.

3.1. Динамічні ефекти високоенергетичного ультразвуку

У полі високоенергетичного ультразвуку суттєво зростають прояви нелінійних ефектів [86]. До таких ефектів відносять: порушення принципу суперпозиції та виникнення ефекту взаємодії хвиль, змінення форми хвилі, зростання амплітуд вищих гармонік. Особливо слід відзначити такі ефекти як: зростання величини сталих сил – поява радіаційного тиску ультразвукового випромінювання; виникнення сталих потоків речовини – акустичних течій; виникнення кавітації при досягненні певного порогового значення інтенсивності ультразвуку.

У високоенергетичному ультразвуковому полі на зважені частинки у воді діє декілька сил [90]. Розглянемо основні з них.

Сили Б'єркнеса. Ці сили виникають в ультразвуковому полі при коливанні в ньому зважених часток і бульбашок із різними швидкостями й фазами відносно одна одної. Аналіз сил Б'єркнеса показує, що якщо дві сферичні частинки радіусом R_1 і R_2 , центри яких розташовані на відстані L , здійснюють пульсуючі

коливання з однаковою частотою, але різними швидкостями v_1 і v_2 , то між ними виникає постійна сила [86]

$$F_{BS} = 4\pi\rho R_1^2 R_2^2 \omega \left(\frac{v_1 v_2}{L^2} \right) \cos \beta, \quad (3.1)$$

де β – різниця фаз між коливальними швидкостями поверхонь сфер, що залежить від співвідношення відстані між сферами й довжини ультразвукової хвилі;

R_1 і R_2 – радіуси сферичних частинок, мкм;

v_1 і v_2 – швидкості сферичних частинок, м/с;

L – відстань між сферичними частинками, мкм.

Сили Бернуллі. Аналогічні постійні сили виникають між твердими частинками, якщо вони внаслідок своєї інерційності не встигають за рухом рідини й оминаються нею. З теорії гідродинаміки відомо, що якщо дві нерухомі сфери знаходяться в потоці рідини, яка протікає зі швидкістю v_p перпендикулярно лінії, що з'єднує їх центри, то внаслідок зниженого тиску між сферами на них діє «притягання» сила

$$F_{BI} = \left(\frac{3}{2} \right) \pi \rho \left(\frac{R_1^2 R_2^2}{L^4} \right) v_p^2. \quad (3.2)$$

де R_1 і R_2 – радіуси сферичних часток, мкм;

L – відстань між сферичними частинками, мкм;

v_p – швидкість потоку рідини, м/с;

ρ – густина рідини, кг/м³.

Сили Стокса. На сферичне тіло радіусом R , що рухається зі швидкістю v_T у в'язкому середовищі, діє сила тертя, яка визначається відомою формулою Стокса

$$F_S = 6\pi\eta_c R v_T, \quad (3.3)$$

де η_c – коефіцієнт зсувної в'язкості;

R – радіус сферичного тіла, мкм;

v_T – швидкість руху сферичного тіла, м/с.

Під дією цієї сили частинка буде здійснювати односпрямований рух із постійною швидкістю

$$v_0 = \frac{\beta v_{\max}^2}{2c_0} \left(-1 + 2 \frac{d\eta_c}{dT} \frac{\alpha_T c_0^2 T_0}{c_p} \right). \quad (3.4)$$

де v – швидкість руху частинки, м/с;

η_c – коефіцієнт зсувної в'язкості.

Помітний рух частинок під дією сил Стокса може відбуватися тільки в газах.

Сили радіаційного тиску. Сила радіаційного тиску на частку в плоскій хвилі визначається за формулою

$$\Phi = \bar{E}(\sigma_s + \sigma_p) - \bar{E} \int I_v \cos v dS, \quad (3.5)$$

де $\bar{E}$ – середня за часом густина енергії в спадній хвилі, Дж/м³;

σ_s і σ_p – ефективні перерізи розсіювання та поглинання;

v – кут між напрямками спадної та розсіяної хвиль;

I_v – величина інтенсивності розсіяної хвилі під кутом v , Вт/м².

Формулу (3.5) отримав Вестервельт [11], вона є загальним виразом для сили радіаційного тиску.

У праці [68] отримано аналогічний вираз для сили радіаційного тиску, представлений через повні і диференціальні перерізи розсіювання та поглинання ультразвукової хвилі на частинках

$$\Phi = \frac{I}{c} (\sigma_p + \sigma_s \mu), \quad (3.6)$$

де I – інтенсивність спадної хвилі, Вт/м²;

c – швидкість її поширення, м/с;

$$\mu = \frac{2\pi}{\sigma_s} \int_{-1}^1 d \cos v \frac{d\sigma}{d\Omega}(\cos v)(1 - \cos v).$$

Сферичний радіус r диференціального ефективного перерізу розсіювання має вигляд

$$\frac{d\sigma}{d\Omega}(\cos v) = \frac{r^2}{9} (kr)^4 \left(a_1 - \frac{3}{2} a_2 \cos v \right)^2, \quad (3.7)$$

$$\text{де } a_1 = 1 - rc^2 (\rho_T c_T^2)^{-1}, \quad a_2 = (2\rho_T - \rho)(2\rho_T + \rho)^{-1},$$

ρ_T, c_T – густина частинки (кг/м³) та швидкість ультразвуку в матеріалі частинки (м/с);

ρ, c – густина середовища (кг/м³) та швидкість ультразвуку в ній (м/с).

На високих частотах $\sigma_p \ll \sigma_s$, тому, підставляючи (3.7) в (3.6), отримаємо

$$\Phi = 0,44\pi^2 (kr)^4 \left(a_1^2 + a_1 a_2 + 0,75 a_2^2 \right) \frac{I}{c}. \quad (3.8)$$

У сталому режимі, коли швидкість переміщення частинки в ультразвуковому полі не змінюється, має місце умова

$$\Phi - F_S = 0, \quad (3.9)$$

де F_S – сила опору, яка визначається за формулою Стокса, Н.

При впливі ультразвукового поля на залізорудну пульпу виникають акустичні течії. Градієнти швидкості, пов'язані з таким рухом середовища, можуть бути досить великими особливо в околиці границь розділення, що потрапляють до поля. Якщо відомі миттєві значення тиску, густини і швидкості у певній точці однорідного ізотропного середовища $p(x, y, z)$, $Q(x, y, z, t)$ та $v(x, y, z, t)$ відповідно, то рівняння руху записується так

$$\frac{\delta v}{\delta t} + (v \nabla) v = -\frac{1}{Q} \nabla p \quad (3.10)$$

або

$$F = q \left[\frac{\delta v}{\delta t} + (v \nabla) v \right],$$

де F – сумарна сила, що діє на одиничний об'єм внаслідок напружень у середовищі. Для текучого середовища з об'ємною в'язкістю η' можна показати [57], що

$$F = -\nabla p = \left[\eta' + \frac{4}{3} \eta \right] \nabla \nabla v - \eta \nabla \nabla v. \quad (3.11)$$

У праці [115] рівняння (3.11) використано для одержання загального рівняння течій, що має вид

$$\begin{aligned} \eta \Delta^2 v_2 &= \nabla p^2 - F, \\ -F &= Q_0 \langle v_1 \cdot \nabla \rangle v_1 \cdot \langle \nabla \cdot v_1 \rangle \end{aligned} \quad (3.12)$$

де v_1 – швидкість у першому порядку наближення;

v_2, p_2 – відповідно швидкість і тиск у другому порядку наближення.

Можна показати [115], що середній у часі крутний момент, що діє на елемент середовища внаслідок в'язких напружень, пов'язаних з v_2 , дорівнює $I\eta\nabla^2(\nabla \times v_2)$ – момент інерції сферичного елемента об'єму.

Таким чином, елемент середовища у нелінійному звуковому полі піддається дії двох сил: переміщення та крутного моменту. Крутний момент максимальний в області поля, у якій максимальним є градієнт швидкості, наприклад на границі двох різних середовищ [111].

Отже, для підвищення ефективності флотаційного доведення магнетитових концентратів шляхом дезінтеграції рудних флокулоутворень та очищення поверхні частинок доцільно застосовувати нелінійні ефекти поля високоенергетичного ультразвуку для формування і підтримання у залізорудній пульпі кавітаційних процесів. Тому необхідно дослідити особливості формування кавітаційних режимів у залізорудній пульпі за допомогою високоенергетичного ультразвуку.

3.2. Формування кавітаційних режимів оброблення залізорудної пульпи

Розглянемо математичний опис кавітаційних процесів у неоднорідному гетерогенному середовищі. Узагальнену модель динаміки руху бульбашок (у разі залежного від часу тиску й розміру бульбашок) представлено у вигляді рівняння Релея-Плессета (Rayleigh-Plesset), яке розглянуто в праці [112]

$$\frac{p_{vap}(t) - p_{\infty}(t)}{\rho_1} R_b \frac{d^2 R_b}{dt^2} + \frac{3}{2} \left(\frac{dR_b}{dt} \right)^2 + \frac{4v_1}{R} \frac{dR_b}{dt} + \frac{2S}{\rho_1 R_b}. \quad (3.13)$$

де R_b – радіус бульбашки, м;

p_{∞} – значення тиску у середовищі при нескінченності, Па;

p_{vap} – тиск пари, Па.

Розв'язання рівняння (3.13) для певного значення тиску $p_{\infty}(t)$ дозволяє отримати величину радіуса бульбашок $dR_b(t)$

$$\frac{dR_b}{dt} = \sqrt{\frac{2}{3} \frac{p_{vap}(t) - p_{\infty}(t)}{\rho_1}}. \quad (3.14)$$

де ρ_1 – густина рідини, кг/м³.

У праці [122] запропоновано кавітаційну модель, що базується на повній моделі кавітації. Вираз швидкості зміни чистої фази одержують на основі рівнянь двофазної неперервності:

для рідкої фази

$$\frac{\partial}{\partial t}((1-\alpha)\rho_1) + \frac{\partial}{\partial x_j}((1-\alpha)\rho_1 \bar{u}_j) = -R, \quad (3.15)$$

для парової фази

$$\frac{\partial}{\partial t}(\alpha\rho_{vap}) + \frac{\partial}{\partial x_j}(\alpha\rho_{vap} \bar{u}_j) = R, \quad (3.16)$$

для суміші

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho) + \frac{\partial}{\partial x_j}(\rho \bar{u}_j) = 0, \quad (3.17)$$

де R – швидкість зміни фази $R=R_e-R_c$, кг/год;

ρ, ρ_1, ρ_{vap} – густина суміші, рідини, пари, кг/м³;

α – об'ємна частка пари;

$\bar{u}_j$ – швидкість.

Густина суміші визначається як

$$\rho = \alpha \rho_{vap} + (1 - \alpha) \rho_1. \quad (3.18)$$

де α – об’ємна частка пари.

Об’єднання рівнянь (3.15), (3.16) і (3.17) дає співвідношення між густиною суміші та об’ємною часткою пари α

$$\frac{\partial}{\partial t}(\rho) = -(\rho_1 - \rho_{vap}) \frac{\partial}{\partial t}(\alpha) \quad (3.19)$$

де ρ – густина суміші, кг/м³.

Об’ємна частка пари α визначається з f як

$$\alpha = f \frac{\rho}{\rho_{vap}}. \quad (3.20)$$

Швидкості масообміну задаються такими рівняннями:

якщо $\rho \leq \rho_{vap}$

$$R_e = C_e \frac{v_{ch}}{\sigma} \rho_1 \rho_{vap} \sqrt{\frac{2(p_{vap} - p)}{3\rho_1}} (1 - f), \quad (3.21)$$

якщо $\rho \geq \rho_{vap}$

$$R_c = C_c \frac{v_{ch}}{\sigma} \rho_1 \rho_{vap} \sqrt{\frac{2(p - p_{vap})}{3\rho_1}} f, \quad (3.22)$$

де v_{ch} – характеристична швидкість, яка є наближенням до локальної турбулентної геометрії (наприклад, $v_{ch} = \sqrt{k}$);

C_e і C_c – емпіричні константи.

Ґрунтуючись на припущенні про однакові розміри всіх бульбашок в системі, у праці [127] запропоновано модель кавітації, яка дозволяє обчислювати загальну швидкість міжфазного масоперенесення на одиницю об'єму з використанням густини бульбашок

$$R = \frac{3\alpha\rho_{vap}}{R_b} \sqrt{\frac{2(p_{vap} - p)}{3\rho_1}}. \quad (3.23)$$

де R_b – радіус бульбашки, м.

У рівнянні (3.23) швидкість масообміну одиничного об'єму пов'язана тільки із щільністю парової фази ρ_{vap} . Це рівняння виходить за умови зростання бульбашок (випаровування). Щоб застосувати його до процесу схлопування бульбашок (конденсації), використовується такий узагальнений вираз

$$R_e = F \frac{3\alpha\rho_{vap}}{R_b} \sqrt{\frac{2(p_{vap} - p)}{3\rho_1}} \text{sign}(p_{vap} - p), \quad (3.24)$$

де F – емпіричний калібрувальний коефіцієнт.

Швидкість зміни маси однієї бульбашки отримано з виразу

$$\frac{dm_b}{dt} = 4\pi R_b^2 \rho_{vap} \sqrt{\frac{2(p_{vap} - p)}{3\rho_1}}. \quad (3.25)$$

де m_b – маса бульбашки, кг.

Якщо на одиницю об'єму припадає n_b бульбашок, об'ємна частка пари може бути виражена таким чином

$$\alpha = V_b n_b = \frac{4}{3} \pi R_b^3 n_b. \quad (3.26)$$

де n_b – кількість бульбашок у об'ємі.

У міру збільшення об'ємної частки пари густина ділянки утворення бульбашок повинна відповідно зменшуватися. Для моделювання цього процесу у праці [127] запропоновано замінити α на $\alpha_{nuc}(1-\alpha)$ у рівнянні (3.24). Тоді остаточна форма цієї моделі кавітації запишеться в такий спосіб:

якщо $p \leq p_{vap}$

$$R_e = F_{vap} \frac{3\alpha_{nuc}(1-\alpha)\rho_{vap}}{R_b} \sqrt{\frac{2(p_{vap} - p)}{3\rho_1}}, \quad (3.27)$$

якщо $p \geq p_{vap}$

$$R_c = F_{cond} \frac{3\alpha\rho_{vap}}{R_b} \sqrt{\frac{2(p - p_{vap})}{3\rho_1}}. \quad (3.28)$$

Згідно з моделлю кавітації, запропонованої у праці [119], Рівняння для об'ємної частки пари α отримують із виразу

$$R = \frac{\partial}{\partial t}(\rho_{vap}\alpha) + \frac{\partial}{\partial x_j}(\rho_{vap}\alpha \bar{u}_j), \quad (3.29)$$

де R – швидкість випаровування, кг/год.

$$R = \frac{\rho_{vap}\rho_1}{\rho} \left(\frac{\partial \alpha}{\partial t} + \frac{\partial (u_j \alpha)}{\partial x_j} \right). \quad (3.30)$$

При підставленні рівняння (3.29) в рівняння (3.30) отримаємо

$$R = \frac{\rho_{vap}\rho_1}{\rho} \alpha(1-\alpha) \frac{3}{R_b} \sqrt{\frac{2(p_{vap} - p)}{3\rho_1}}. \quad (3.31)$$

Радіус бульбашки визначено з виразу

$$R_b = \left(\frac{\alpha}{1-\alpha} \frac{3}{4\pi} \frac{1}{n_b} \right)^{\frac{1}{3}}. \quad (3.32)$$

Також у цій моделі єдиним параметром, який необхідно визначити, є кількість сферичних бульбашок у об'ємі рідини n_b .

Рівняння (3.31) також використовується для моделювання процесу конденсації. Кінцева форма моделі виглядає таким чином:

якщо $p \leq p_{vap}$

$$R_e = \frac{\rho_v \rho_1}{\rho} \alpha (1-\alpha) \frac{3}{R_b} \sqrt{\frac{2}{3} \frac{(p_{vap} - p)}{\rho_1}}, \quad (3.33)$$

якщо $p \geq p_{vap}$

$$R_c = \frac{\rho_v \rho_1}{\rho} \alpha (1-\alpha) \frac{3}{R_b} \sqrt{\frac{2}{3} \frac{(p - p_{vap})}{\rho_1}}. \quad (3.34)$$

У праці [109] показано, що в разі, коли ультразвукова частота невелика (<1 МГц) й амплітуда тиску набагато менша від атмосферного статичного тиску (101 кПа), бульбашка буде перебувати в стані стійкої кавітації – коливатися навколо свого початкового радіуса в періодичному режимі. Опис даного процесу запропоновано здійснювати за допомогою емпіричного рівняння на основі спрощеної моделі Келлера-Херрінга [104]

$$R_0 \cong 3 \{M\Gamma\mu\} \frac{\mu m}{f_0^{lin}}, \quad (3.35)$$

де R_0 – радіус бульбашки, м;

μ – коефіцієнт зсувної в'язкості;

f_0^{lin} – ультразвукова частота, МГц.

Слід зазначити, що при більш високому рівні тиску реакція бульбашок також багато в чому залежить від амплітуди тиску ультразвукового поля і, отже, рівняння (3.35) вже неможливе в цьому сценарії «інерційної кавітації».

У праці [104] отримано вирази, що дозволяють обчислити оптимальний початковий радіус бульбашки для максимального розширення залежно від ультразвукової частоти й амплітуди тиску

$$R_{optimal} = \frac{1}{\sqrt{0,0327F^2 + 0,0679F + 16,5P^2}}, \quad (3.36)$$

де P – амплітуда тиску для ультразвукової синусоїдальної хвилі, МПа;

f – частота, МГц;

$R_{optimal}$ – початковий оптимальний радіус бульбашки, мкм.

Наприклад, якщо $f=1$ МГц, $P=1$ МПа, то оптимальний радіус бульбашок дорівнює 0,2454 мкм.

Таблиця 3.1 [109] охоплює діапазон частот, МГц, амплітуди тиску, МПа і радіусів, мкм, що використовуються в моделюванні. Слід відзначити, що при $f=0,5$ МГц і тиску $P=8,0$ МПа початковий радіус $R=30,75$ нм.

Таблиця 3.1

Параметри ультразвукових кавітаційних режимів

f, МГц	P, МПа								
	0,01	0,1	0,3	0,5	0,7	1,0	3,0	5,0	8,0
0,5	4,7795	2,19727	0,8092	0,4899	0,3508	0,2459	0,0820	0,0492	0,03078
1,0	3,1273	1,9404	0,7942	0,4865	0,3495	0,2454	0,0820	0,0492	0,03077
3,0	1,4147	1,2281	0,7101	0,4651	0,3413	0,2425	0,0819	0,0492	0,03076
5,0	0,9290	0,8697	0,6152	0,4351	0,3289	0,2380	0,0817	0,0492	0,03075

Виконавши перетворення залежності (3.36), отримаємо квадратне рівняння, що включає функцію оптимальної частоти для певного розміру бульбашок

$$0,0327F^2 + 0,0679F + 16,5P^2 - \frac{1}{R_{optimal}} = 0, \quad (3.37)$$

звідки $F(R)$ при відомій величині тиску P можна визначити з виразу

$$F(R) = \frac{-0,0679 \pm \sqrt{0,0679^2 - 4 \cdot 0,0327 \cdot \left(6,5P^2 - \frac{1}{R}\right)}}{2 \cdot 0,0327}. \quad (3.38)$$

де $R_{optimal}$ – оптимальний розмір газових бульбашок, мкм;

$F(R)$ – частота високоенергетичного ультразвуку, МГц.

Отже, формування кавітаційного режиму при відомому розмірі газових бульбашок $R_{optimal}$ досягається впливом на пульпу високоенергетичного ультразвуку з частотою $F(R_{optimal})$.

Позначимо через $f(R)$ функцію розподілення бульбашок за розмірами, тоді величина $f(R) dR$ визначає частку бульбашок, розміри яких знаходяться в межах від R до $R + dR$.

У табл. 3.2 наведено значення функції $f(R)$, які використовувалися в розрахунках.

Таблиця 3.2

Значення функції розподілення газових бульбашок за розмірами

$R, \text{ м} \times 10^{-6}$	3	5	10	20	50	100
$f(R), \text{ м}^{-1}$	0,0054	0,0273	0,0545	0,330	0,545	0,108
$R, \text{ м} \times 10^{-4}$	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0
$f(R), \text{ м}^{-1} \times 10^{-3}$	49	21,2	10,9	6,5	4,1	2,1

Графік функції $f(R)$ наведено на рис. 3.1.

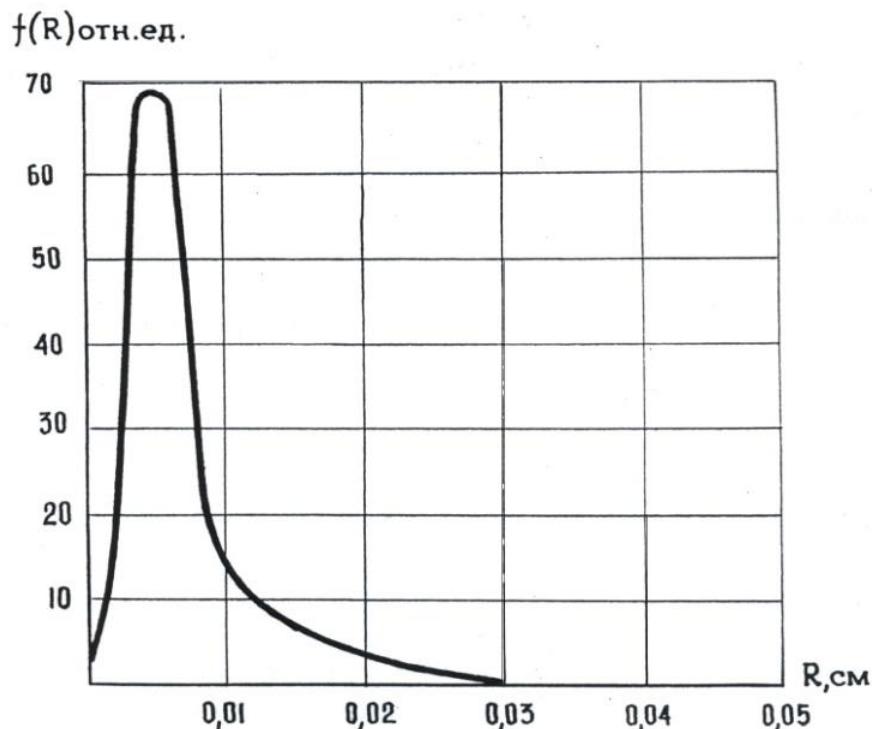


Рис. 3.1. Графік функції розподілення повітряних бульбашок за розмірами

Одержані залежності дозволяють визначити оптимальну частоту високоенергетичного ультразвуку для підтримання кавітаційних процесів у залізорудній пульпі в залежності від параметрів її складових.

Отже для формування керованих кавітаційних процесів та акустичних течій у залізорудній пульпі необхідно виконати моделювання динамічних ефектів високоенергетичного ультразвуку у гетерогенному середовищі.

3.3. Моделювання впливу ефектів високоенергетичного ультразвуку та електромагнітного поля на потік пульпи

Моделювання поведінки повітряних бульбашок під дією ультразвукового випромінювання виконано з використанням спеціалізованого програмного пакету «Bubblesim» у середовищі MATLAB [108].

Динаміка розміру повітряних бульбашок у процесі моделювання визначалась на основі модифікованого рівняння Релея-Плессета [107]

$$\ddot{a}a + \frac{3}{2}\dot{a}^2 + \frac{p_0 + p_i(t)p_L}{\rho} - \frac{a}{\rho c}\dot{p}_L = 0 \quad (3.39)$$

де a – радіус бульбашки, м;

p_0 – гідростатичний тиск, Па;

p_i – акустичний тиск, Па;

p_L – тиск на поверхні бульбашки, Па;

ρ – густина рідини, кг/м³;

c – швидкість звуку, м/с.

Для визначення величини поверхневого тиску бульбашки p_L використано залежність

$$p_L = -4\eta_L \frac{\dot{a}}{a} - (T_2 - T_1) + p_g \left(\frac{a_e}{a} \right)^{3k} \quad (3.40)$$

де η_L – коефіцієнт внутрішнього тертя;

T_1, T_2 – натяг відповідно внутрішньої і зовнішньої стінок бульбашки;

p_g – внутрішній тиск газу бульбашки, Па;

k – газова константа політропного процесу.

Результати моделювання у врахуванням нелінійних ефектів високоенергетичного ультразвуку представлено на рис. 3.2: початковий імпульс (рис. 3.2, а, б, в), розсіяний імпульс: (рис. 3.2, г, д, є); змінення радіусу бульбашки (рис. 3.2, ж, з, к), спектр сигналу (рис. 3.2, л, м, н). У процесі дослідження значення амплітуди радіаційного тиску ультразвуку становило 0,3 МПа, водночас частота ультразвуку змінювалась: 1 МГц (рис. 3.2, а, г, ж, л); 3 МГц (рис. 3.2, б, д, з, м); 5 МГц (рис. 3.2, в, є, к, н).

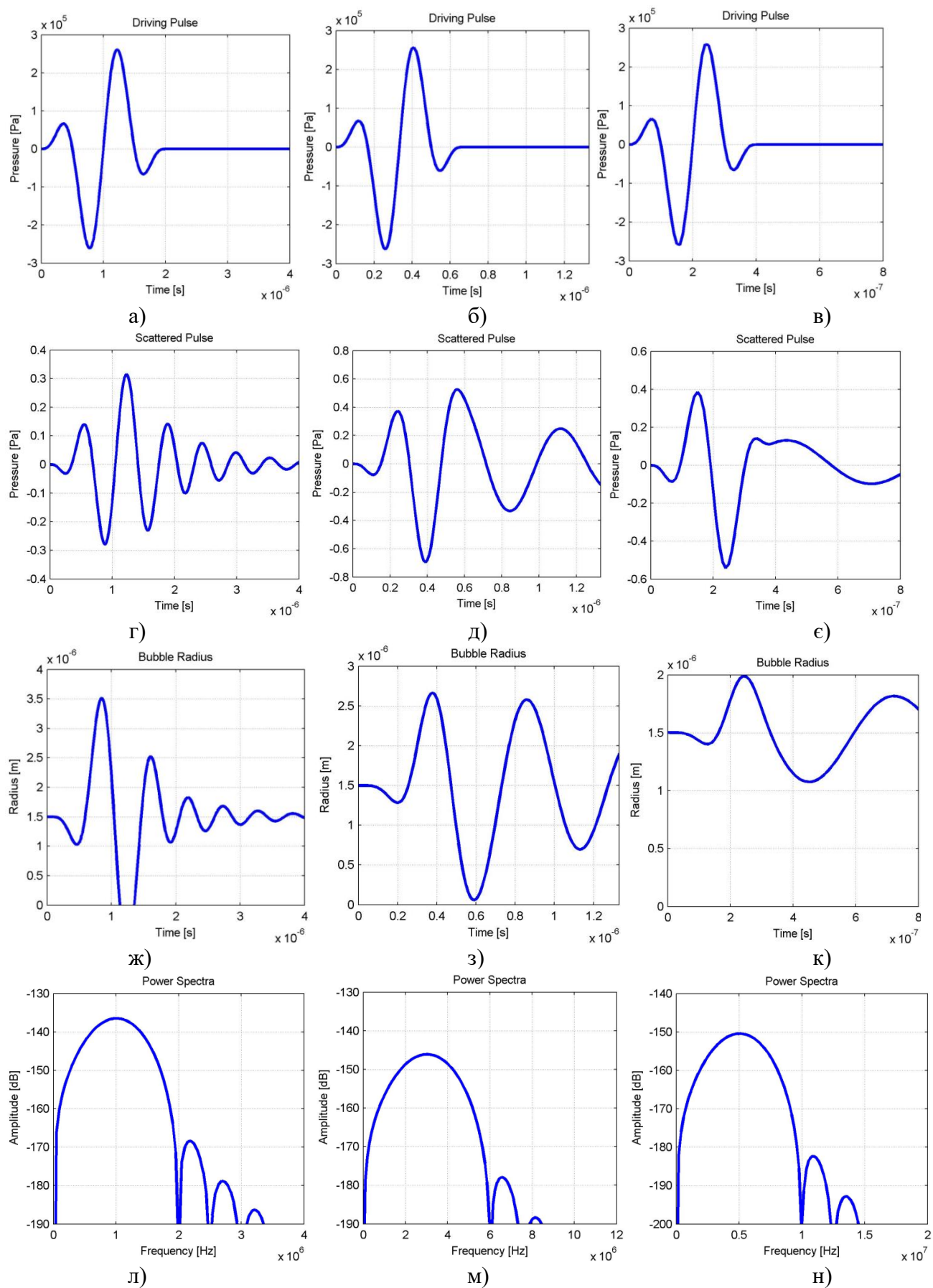


Рис. 3.2. Результати моделювання кавітаційних процесів при впливі високоенергетичного ультразвуку

Для моделювання процесу поширення ультразвукового сигналу в рідкому середовищі в умовах зміни швидкості поширення звуку та зміни щільності використовують метод k -space першого й другого порядку, заснований на системі лінійних рівнянь першого порядку [113]. Для двовимірного середовища без втрат ці рівняння мають такий вигляд [113, 116].

$$\begin{aligned}\rho(r) \frac{\partial u(r,t)}{\partial t} &= -\nabla p(r,t), \\ \frac{1}{\rho(r)c(r)^2} \frac{\partial p(r,t)}{\partial t} &= -\nabla u(r,t),\end{aligned}\tag{3.41}$$

де u – вектор коливання швидкості ультразвукової частинки з компонентами u_x та u_y , p – флуктуації ультразвукового тиску;

$\rho(r)$ – густина середовища;

$c(r)$ – швидкість звуку в середовищі;

r – вектор координат (x, y) .

Розглянемо процедуру чисельного розв’язання наведених вище рівнянь методом k -space. Для спрощення міркувань приймемо, що швидкість звуку й густина є сталими, тобто $\rho(r) = \rho_0$, $c(r) = c_0$. Загальні принципи, які покладено в основу методу k -space, надано в праці [116]. При цьому метод, який розглядається, може бути розширений до випадку гетерогенного середовища.

Для вузькосмужкуватих сигналів, таких як ультразвукові імпульси, можуть бути отримані дуже точні просторові похідні, одержані за допомогою перетворення Фур’є поля тиску [106].

Цей принцип покладено в основу псевдоспектральних методів, описаних зокрема в [126], у яких просторові похідні з рівняння (3.41) обчислюються з використанням дискретного перетворення Фур’є й часової ітерації, що реалізуються з використанням методів Адамса-Башфорта та Адамса-Мультона четвертого порядку. Для випадку однорідної швидкості звуку і щільності рівняння (3.42) можна записати в просторово-частотній області таким чином

$$\frac{\partial^2 \hat{p}(k, t)}{\partial t^2} = -c_0^2 k^2 \hat{p}(k, t), \quad (3.42)$$

де $\hat{p}(k, t)$ – двовимірне просторове перетворення Фур'є флуктуації ультразвукового тиску $p(r, t)$.

Дискретне уявлення лівої частини рівняння (3.42) отримано з використанням методу кінцевих різниць другого порядку. Отже, наближений псевдоспектральний метод описується виразом

$$\frac{p(r, t + \Delta t) - 2p(r, t) + p(r, t - \Delta t)}{(\Delta t)^2} = c_0^2 F^{-1} \left(k^2 F(p(r, t)) \right), \quad (3.43)$$

де F – оператор двовимірного просторового перетворення Фур'є. У численних реалізаціях рівняння (3.43) просторові похідні від правої частини рівняння (3.42) точно представлено з використанням дискретного перетворення Фур'є.

Але розглянуті псевдоспектральні методи [113, 106, 126], як правило, використовують методи часового інтегрування вищого порядку, щоб зменшити помилки дисперсії. Проте, для однорідного середовища часову ітерацію може бути виконано точно, тобто без будь-якої дисперсії з використанням методу $k - t$ простору [114]

$$\frac{\hat{p}(k, t + \Delta t) - 2\hat{p}(k, t) + \hat{p}(k, t - \Delta t)}{(\Delta t)^2 \sin(c_0 \Delta t k / 2)^2 / (c_0 \Delta t k / 2)^2} = -(c_0 k)^2 \hat{p}(k, t). \quad (3.44)$$

Метод часової ітерації (3.44) математично еквівалентний методу, представленому на початку праці [113].

Як показано в праці [114], часова точність даного методу впливає з точного дискретного подання диференціального рівняння гармонійного осцилятора, описаного в праці [118]. Часову ітерацію може бути виконано в просторово-частотній області, як показано в праці [114], з використанням

узагальненої форми рівняння (3.44). Еквівалентний ітераційний метод може бути отримано за допомогою зворотного просторового перетворення Фур'є рівняння (3.44). Отримана ітераційна формула має вигляд [113]

$$\frac{p(r, t + \Delta t) - 2p(r, t) + p(r, t - \Delta t)}{(\Delta t)^2} = c_0^2 F^{-1} \left(k^2 \frac{\sin(c_0 \Delta t k / 2)}{c_0 \Delta t k / 2} F(p(r, t)) \right). \quad (3.45)$$

До правої частини рівняння (3.45) застосовується k -space оператор другого порядку, який має вигляд

$$\left(\nabla^{(c_0 \Delta t)} \right)^2 p(r, t) \equiv -F^{-1} \left(k^2 \frac{\sin(c_0 \Delta t k / 2)^2}{(c_0 \Delta t k / 2)^2} F(p(r, t)) \right), \quad (3.46)$$

де $(c_0 \Delta t)$ – верхній індекс, який позначає, що використовуються оператори є стандартним оператором градієнта, але при цьому є функціями параметра $(c_0 \Delta t)$.

Форма рівняння (3.45) говорить про те, що метод k -space другого порядку можна розглядати як модифікований метод кінцевих різниць, у якому просторовий лапласіан замінюється k -space оператором. Водночас k -space оператор у рівнянні (3.45) включає елемент часової корекції, пов'язаний із k - t просторовим ітератором рівняння (3.44).

Для застосування k -space методу до системи рівнянь першого порядку, що описують поширення хвиль, може бути використаний k -space оператор другого порядку шляхом його розділення на частини, які пов'язані з кожним просторовим напрямком. Для двовимірного випадку ця процедура виконується в такий спосіб

$$\begin{aligned} \frac{\partial p(r, t)}{\partial (c_0 \Delta t)^+}_x} &\equiv F^{-1} \left(i k_x e^{i k_x \Delta x / 2} \frac{\sin(c_0 \Delta t k / 2)}{c_0 \Delta t k / 2} F(p(r, t)) \right); \\ \frac{\partial p(r, t)}{\partial (c_0 \Delta t)^+}_y} &\equiv F^{-1} \left(i k_y e^{i k_y \Delta y / 2} \frac{\sin(c_0 \Delta t k / 2)}{c_0 \Delta t k / 2} F(p(r, t)) \right); \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^-}_x} &\equiv F^{-1} \left(ik_x e^{ik_x \Delta x / 2} \frac{\sin(c_0 \Delta t k / 2)}{c_0 \Delta t k / 2} F(p(r,t)) \right); \\ \frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^-}_y} &\equiv F^{-1} \left(ik_y e^{ik_y \Delta y / 2} \frac{\sin(c_0 \Delta t k / 2)}{c_0 \Delta t k / 2} F(p(r,t)) \right),\end{aligned}\quad (3.47)$$

так що

$$\left(\frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^+}_x} \frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^-}_x} + \frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^+}_y} \frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^-}_y} \right) p(r,t) = \left(\nabla(c_0 \Delta t) \right)^2 p(r,t). \quad (3.48)$$

Просторово-частотні компоненти k_x і k_y визначено так, що $k^2 = k_x^2 + k_y^2$.

Використання операторів рівняння (3.47) у рівнянні (3.41) дозволяє сформулювати k -space метод першого порядку, еквівалентний рівнянням (3.45). Застосування експоненціальних коефіцієнтів із рівняння (3.47) вимагає оцінювання швидкостей ультразвукової хвилі u_x і u_y по точках сітки з інтервалами $\Delta x / 2$ і $\Delta y / 2$ відповідно. Отриманий алгоритм має вигляд

$$\begin{aligned}\frac{u_x(r_1, t^+) - u_x(r_1, t^-)}{\Delta t} &= \frac{1}{\rho(r_1)} \frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^+}_x}; \\ \frac{u_y(r_2, t^+) - u_y(r_2, t^-)}{\Delta t} &= \frac{1}{\rho(r_2)} \frac{\partial p(r,t)}{\partial (c_0 \Delta t)^+}_y}; \\ \frac{p(r, t + \Delta t) - p(r, t)}{\Delta t} &= -\rho(r) c(r)^2 \left(\frac{\partial u_x(r_1, t^+)}{\partial (c_0 \Delta t)^-}_x} + \frac{\partial u_y(r_2, t^+)}{\partial (c_0 \Delta t)^-}_y} \right),\end{aligned}\quad (3.49)$$

де

$$\begin{aligned}r_1 &\equiv (x + \Delta x / 2, y), \quad r_2 \equiv (x, y + \Delta y / 2), \\ t^+ &\equiv t + \Delta t / 2, \quad t^- \equiv t - \Delta t / 2.\end{aligned}\quad (3.50)$$

У рівнянні (3.49) коефіцієнти c_0 і ρ_0 , замінені просторово, змінюються значеннями швидкості звуку й щільності $c(r)$ і $\rho(r)$. Просторове розподілення в рівнянні (3.49) неявно вводиться в просторові похідні розглянутих операторів. Наприклад, оператори $\partial/\partial(c_0\Delta t)^+_x$ і $\partial/\partial(c_0\Delta t)^-_x$, що визначаються за формулою (3.47), відповідають за властивістю зсуву перетворення Фур'є похідним, розрахованим після просторових зрушень $\Delta x/2$ і $-\Delta x/2$ відповідно.

Розрахунок потужності високоенергетичного ультразвуку, що дозволяє підтримувати кавітаційні режими у залізорудній пульпі, здійснювався на основі отриманих вище результатів дослідження поширення фронту ультразвукового імпульсу за допомогою пакета HIFUSimulator v1.2 [123]. Результати розрахунку наведено на рис. 3.3–3.8.

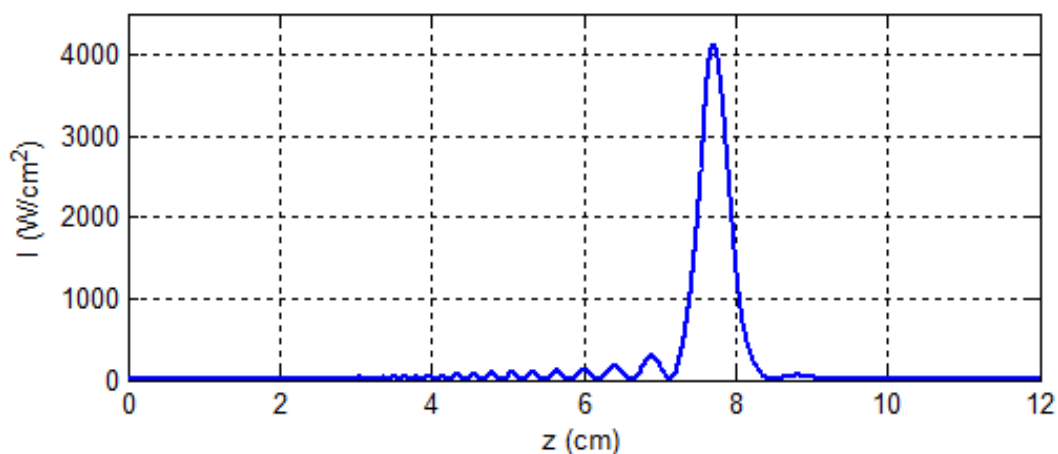


Рис. 3.3. Радіальна інтенсивність у фокусі ультразвукового випромінювання

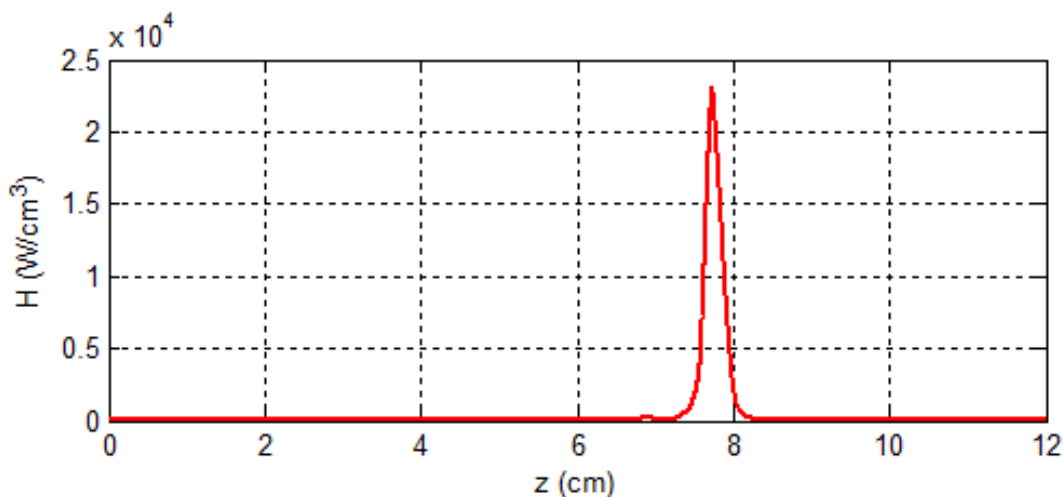


Рис. 3.4. Інтенсивність у фокусі ультразвукового випромінювання

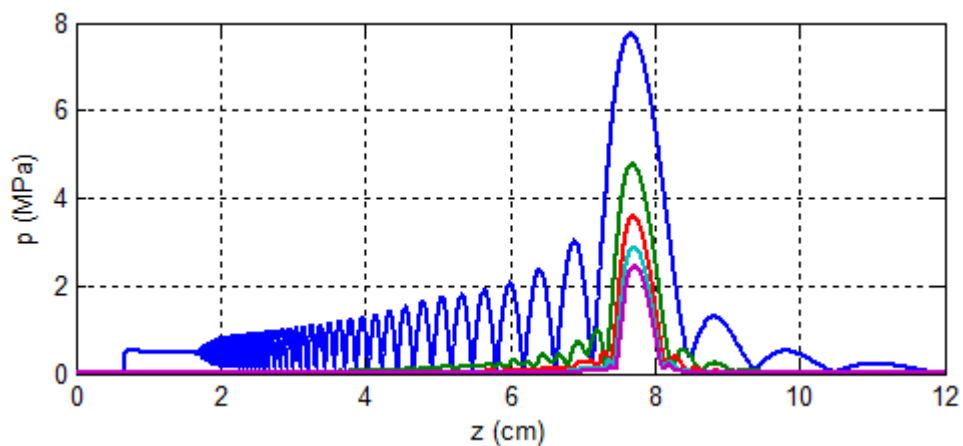


Рис. 3.5. Осьове розподілення тиску п'яти перших гармонік ультразвукового випромінювання

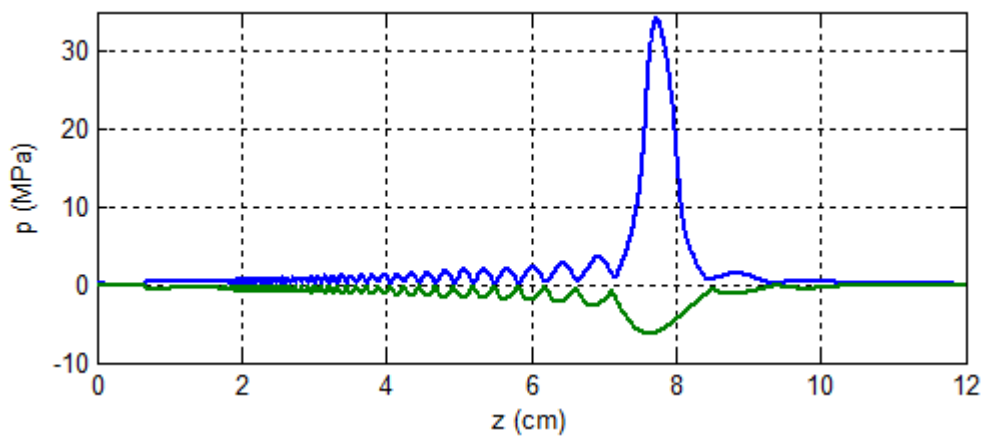


Рис. 3.6. Осьові піки тиску в ультразвуковому випромінюванні

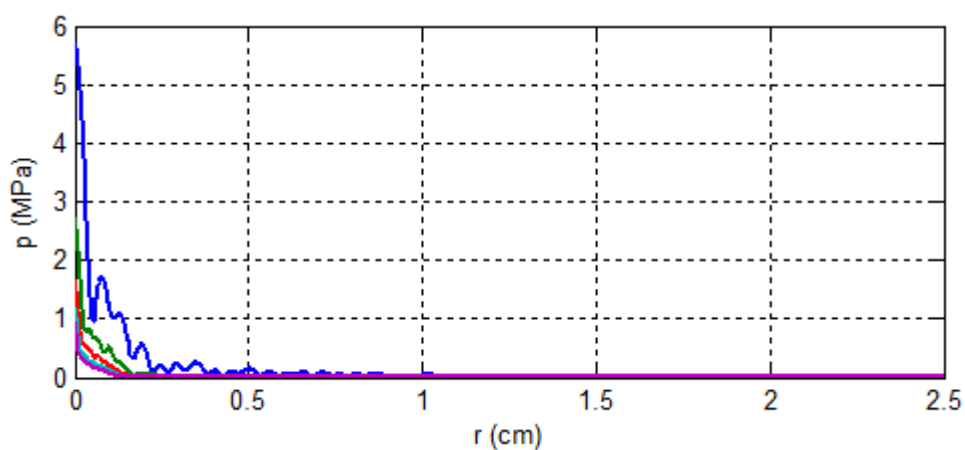


Рис. 3.7. Розподілення радіального тиску п'яти перших гармонік у фокусі ультразвукового випромінювання

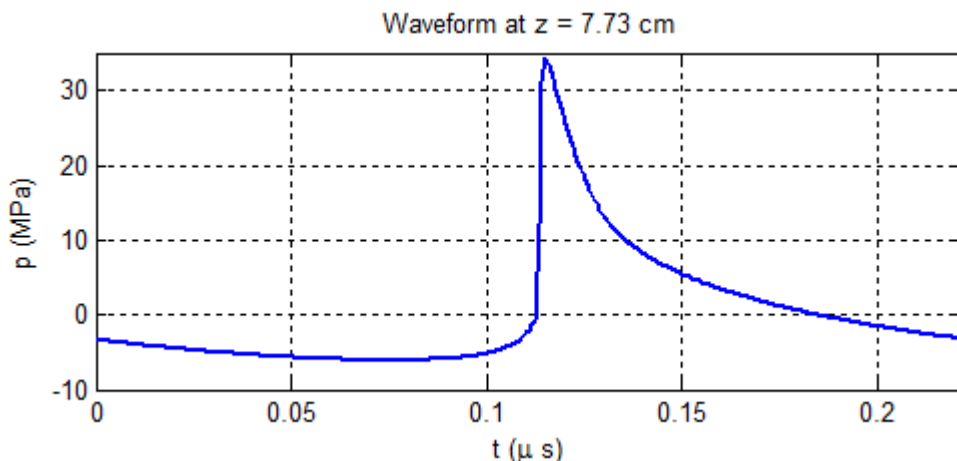


Рис. 3.8. Форма ультразвукової хвилі по осі випромінювання на відстані ($z=7,73$ см), що відповідає піковій інтенсивності

Результати моделювання дозволяють зробити висновок про те, що для підвищення якості очищення частинок руди перед флотацією доцільно здійснювати просторовий вплив на залізорудну пульпу високоенергетичного ультразвуку з частотою 20 кГц в кавітаційному режимі, модульованого високочастотними імпульсами з частотою від 1 до 5 МГц [117].

Водночас, до причин утворення флокул з частинок магнетиту залізорудної пульпи, які у процесі збагачення переміщуються відносно один одного і взаємодіють своїми полюсами, відносять рух феромагнітних частинок в магнітному полі в напрямку зменшення загальної магнітостатичної енергії (енергії вільних полюсів) [48, 47, 85]. Дане явище є невід'ємною складовою процесу збагачення тонкоподрібнених матеріалів з суттєвими магнітними властивостями і безпосередньо впливає на ефективність їх збагачення. Розміри флокул можуть варіюватись у діапазоні від 2 до 1000 діаметрів частинок, що їх утворюють.

У праці [16] досліджено вимушені коливання монополярних доменних меж під дією ультразвукових хвиль, що поширюються вздовж них. Дане явище пояснюється тим, що ультразвук викликає в частинках заліза змінні механічні напруження, що призводить до збільшення величини магнітопружної енергії U_d , яка загалом визначається з виразу [50]

$$U_d = -\sigma \cdot \lambda, \quad (3.51)$$

де λ – магніострикція;

σ – напруження.

Відповідно до закону анізотропії М.С. Акулова, вираз для U_d має такий вигляд [6]

$$U_d = -\sigma \cdot \left(a_1 \sum_{i=1,2,3} \left(s_i^2 \beta_i^2 - \frac{1}{3} \right) + a_2 \sum_{i \neq j} (s_i s_j \beta_i \beta_j) \right). \quad (3.52)$$

Для збереження умови

$$\frac{\partial(U_k + U_d + U_H)}{\partial \alpha} = 0, \quad (3.53)$$

де U_k – енергія магнітної анізотропії кристала;

U_H – енергія зовнішнього магнітного поля.

Відповідно до виразів (3.51)–(3.53) якщо зміниться енергія U_H , то й намагніченість частинок збільшиться.

Взаємодія магнітних мас у процесі флокуляції описується відповідно до закону Кулона, що дозволяє визначити силу флокулоутворення $F_{\text{фл}}$ [48]

$$F_{\text{фл}} = \sigma_{\text{фл}} S = k \chi^2 H^2 s^2 / (\mu_0 r^2) \quad (3.54)$$

де $\sigma_{\text{фл}}$ – міцність флокул;

S – площа поперечного перерізу флокули;

k – коефіцієнт, уточнений координату точки «зосередження магнітної маси»;

χ – магнітна сприйнятливність;

H – напруженість магнітного поля;

r – відстань взаємодії.

Міцність флокул визначається виразом [48]

$$\sigma_{\phi n} = kJ^2 / (1 - \chi N)^2 \quad (3.55)$$

де k – коефіцієнт пропорційності;

J – намагніченість флокули;

N – коефіцієнт розмагнічування флокули. Дану характеристику також оцінюють на основі виразу енергії феромагнетика

$$F_{\phi n} = -\frac{dU}{dx} = -\frac{d(BHV)}{dx} = -0,5BHS = -0,5\mu H^2 s \quad (3.56)$$

$$\sigma_{\phi n} = 0,5\mu H^2$$

При дослідженні процесу флокулоутворення та дефлокуляції необхідно враховувати залежність величини магнітної сприйнятливості χ_c від тривалості намагнічування t . Графічне представлення залежності для водної суспензії суміші магнетиту з кварцом представлено на рис. 3.9 [85].

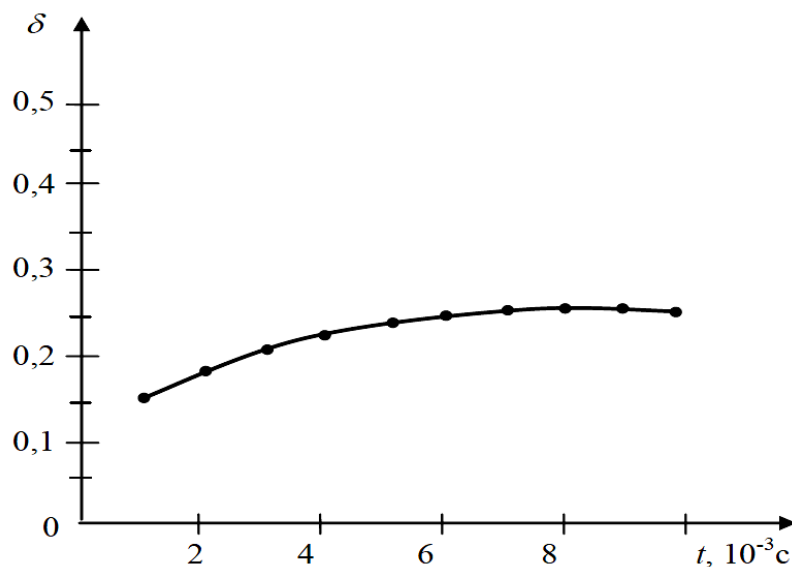


Рис. 3.9. Залежність магнітної сприйнятливості водної суспензії суміші магнетиту з кварцом від тривалості намагнічування

Залежність між ступенем флокуляції ψ та напруженістю поля H має такий вигляд [48, 47]

$$\psi = k_1 H_0^2 + \Delta\psi \delta (H - H_{кр}) + (1 + \psi_2) \left(1 - \exp(-k_2 (H - H_{кр})) \right) \quad (3.57)$$

де H_0 – початкова напруженість магнітного поля, що викликає рівноважну оборотну флокуляцію;

$\Delta\psi = \psi_1 - \psi_2$ – приріст ступеня флокуляції за рахунок лавинного процесу;

$\psi_1 - \psi_2$ – ступеня флокуляції на початку і кінці лавинного процесу відповідно, які є функціями концентрації, формфактору, розміру та магнітної сприйнятливості флокулюючих частинок;

$H_{кр}$ – критична напруженість поля, що викликає лавинну флокуляцію ($H_0 < H_{кр}$);

k_1, k_2 – коефіцієнти інтенсивності процесу, які представлені як функції концентрації, магнітної сприйнятливості, форм-фактора, параметра Рейнольдса для гідромеханічного режиму руху середовища, розміру частинок від часу $[k_2 = f(C, N, \aleph, R_e, d, t)]$;

$\delta(H - H_{кр})$ – функція Дірака від напруженості; $\int_{H_{кр}-\Delta}^{H_{кр}+\Delta} \delta(H - H_{кр}) dH = 1$, де Δ – мале число.

Графічне представлення даної залежності подано на рис. 3.10 [85].

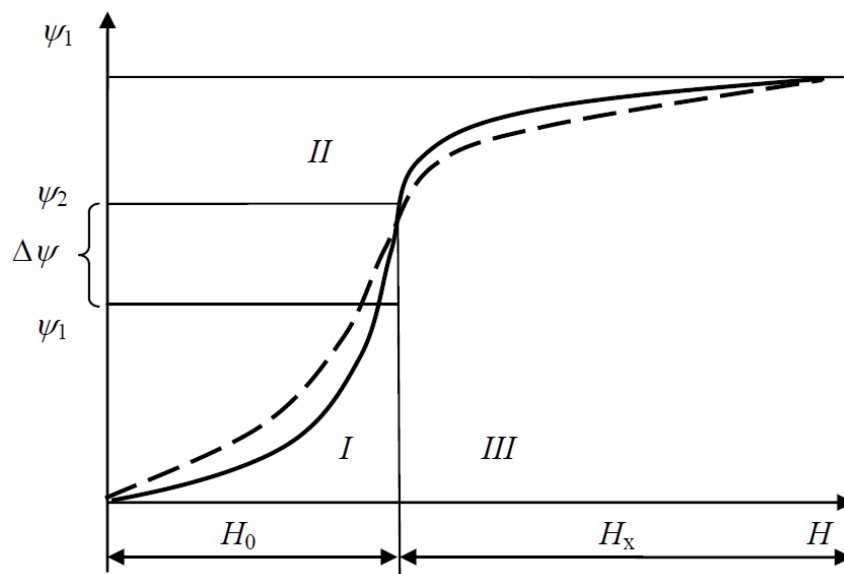


Рис. 3.10. Залежність ступеня флокуляції частинок феромагнітного мінералу від напруженості магнітного поля:

————— – швидке намагнічування; ----- – повільне намагнічування

Залежність величини частинки матеріалу вузької фракції, вилученого у флокули (ступінь флокуляції) E , одержана у праці [47], показує істотну залежність ступеня флокуляції від вмісту феромагнітного компонента в залізорудній пульпі

$$E = 1 - \exp \left(- \frac{r_0 v_0 t}{\int_{r_0}^{R_\phi} \exp \left(-k \chi d (r_0^{-1} - r^{-1}) / (3\pi \mu D_t) \right) r dr} \right), \quad (3.58)$$

де r_0 – радіус флокули;

v_0 – швидкість частинок вузької фракції біля поверхні флокули;

t – час флокуляції;

D_t – коефіцієнт турбулентної дифузії. Слід відзначити, що зі зменшенням крупності магнітна сприйнятливість магнетика різко знижується, а коерцитивної сила також різко зростає, що пояснюється наближенням до монодоменного розміру магнетиту, і ускладнює умови протікання флокуляції.

Аналіз результатів виконаних досліджень дозволив зробити висновок про те, що для підвищення ефективності процесу флотації шляхом дезінтеграції рудних флокулоутворень доцільно здійснювати просторовий вплив на залізорудну пульпу, який включає комбінацію високоенергетичного ультразвуку та імпульсного магнітного поля спадної напруженості.

На рис. 3.11 представлено результати експериментальних досліджень використання пристрою розмагнічування частинок залізорудної пульпи (додаток Б), одержані із застосуванням ультразвукового гранулометра «Пульсар». Результати вимірювання на інтервалі 0–150 с одержано при вимкненому пристрої, результати вимірювання на інтервалі 151–300 – при увімкненому пристрої розмагнічування пульпи.

Результати моделювання дозволяють зробити висновок про те, що для підвищення якості очищення частинок руди перед флотацією доцільно здійснювати просторовий вплив на залізорудну пульпу, який включає комбінацію високоенергетичного ультразвуку з частотою 20 кГц в кавітаційному режимі,

модульованого високочастотними імпульсами з частотою від 1 до 5 МГц та імпульсного магнітного поля спадної напруженості. Наступним етапом є розрахунок характеристик зазначених впливів та визначення параметрів пристрою для дезінтеграції рудних флокулоутворень у потоці пульпи на основі ультразвукової фазованої решітки.

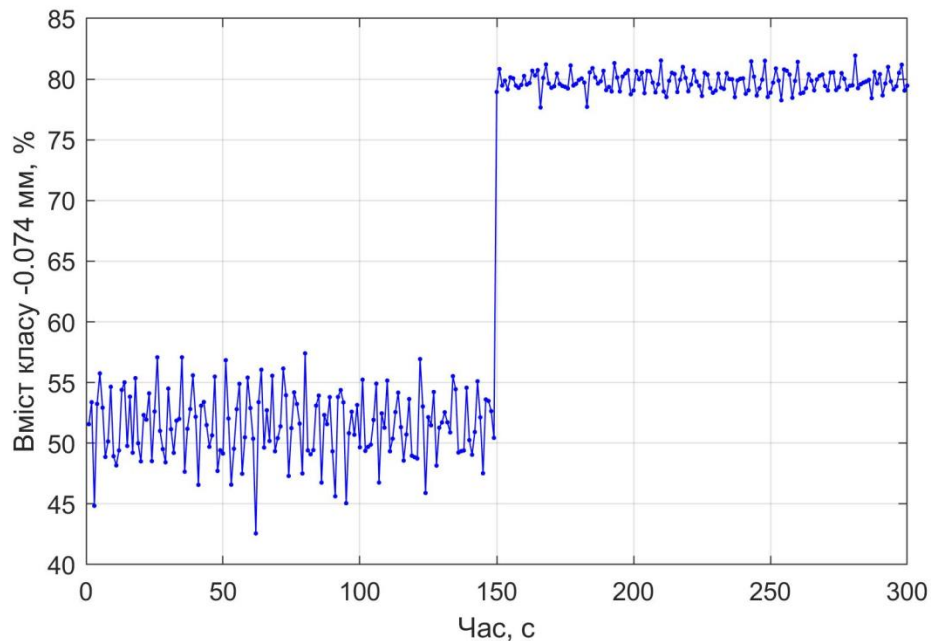


Рис. 3.11. Результати експериментальних досліджень використання пристрою розмагнічування частинок залізорудної пульпи

3.4. Розроблення конструкції пристрою дезінтеграції рудних флокулоутворень та очищення поверхні частинок

Нижче розглянуто конструкцію каналу впливу високоенергетичних ультразвукових коливань на потік пульпи, виконану за технологією ультразвукової фазованої решітки.

Ультразвукова фазована решітка розглядається як безліч точкових джерел ультразвуку, розташованих на однаковій відстані (d) одне від одного. При розробленні конструкції досліджено вплив відстані між елементами, довжини хвилі й кількості елементів на керованість і ефективність ультразвукового випромінювання.

Тиск ультразвукового поля визначено з урахуванням результатів моделювання поля високоенергетичного ультразвуку з використанням принципу Гюйгенса, визначеного з виразу [120]

$$p(r, \theta, t) = \frac{p_0 r_0}{r} \frac{\sin(\chi N)}{\sin(\chi)} e^{-j\chi(N-1)} e^{j(\omega t - kr)}, \chi = \frac{\omega \Delta \tau - kd \sin \theta}{2}, \quad (3.59)$$

де r_0 – нескінченно малий радіус пульсуючих точкових джерел ультразвукового випромінювання;

p_0 – амплітуда тиску точкових джерел ультразвукового випромінювання;

k – хвильове число;

ω – кутова частота;

N – кількість точкових джерел ультразвукового випромінювання;

j – уявна одиниця.

Діаграму спрямованості точкового елемента ультразвукової фазованої решітки представлено на рис. 3.12.

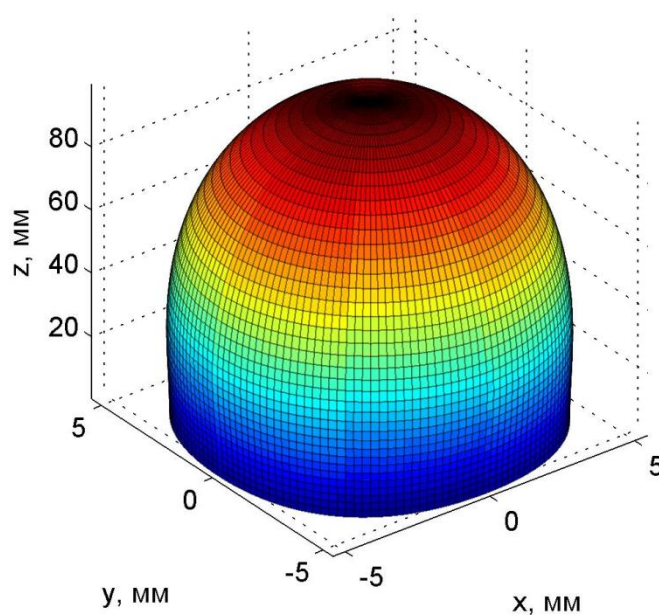


Рис. 3.12. Діаграма спрямованості точкового елемента ультразвукової фазованої решітки

Необхідний час затримки між сусідніми джерелами визначається направленням ультразвукового випромінювання під кутом θ_s та задається співвідношенням [121]

$$\Delta\tau = \frac{d \sin\theta_s}{c}, \quad (3.60)$$

де c – швидкість звуку в середовищі поширення, м/с.

Спрямованість ультразвукового випромінювання, виходячи з виразу (3.59), тоді буде визначена у вигляді

$$H(\theta) = \frac{\left| \sin\left(\frac{\pi d(\sin\theta_s - \sin\theta)}{\lambda}\right) \right|}{N \sin\left(\frac{\pi d(\sin\theta_s - \sin\theta)}{\lambda}\right)}. \quad (3.61)$$

Оптимальні параметри ультразвукової фазованої решітки обрано на основі показників, що характеризують діаграму спрямованості ультразвукової фазованої решітки (рис. 3.13).

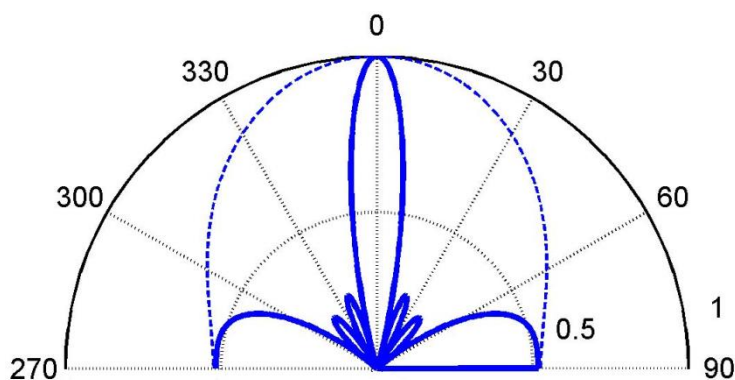


Рис. 3.13. Діаграма спрямованості ультразвукової фазованої решітки:
 — сумарна; --- — окремого елемента

Показник ширини (загостреності) головного пелюстка діаграми з урахуванням (3.61) визначається за формулою

$$q = \frac{1}{\pi} \left(\sin^{-1} \left(\sin \theta_s + \frac{\lambda}{Nd} \right) - \sin^{-1} \left(\sin \theta_s - \frac{\lambda}{Nd} \right) \right). \quad (3.62)$$

У даному випадку кращій спрямованості відповідає менше значення показника q . Слід зазначити, що в разі, коли значення виразу λ/Nd наближається до нуля, тоді значення q також прагне до нуля. Отже, кращу спрямованість можна досягти, застосовуючи більшу кількість точкових випромінювальних елементів або збільшуючи відстань між цими елементами.

Виходячи з виразу (3.62), що описує показник ширини головної пелюстки діаграми спрямованості, можна зробити висновок, що збільшення кількості елементів ультразвукової фазованої решітки покращує її ефективність. Однак, результати дослідження [120] показують, що значення показника q різко зменшується при варіюванні кількості п'єзоелементів у фазованій решітці до 8 штук. А при кількості елементів, що перевищує 32, збільшення їх числа не приносить істотного поліпшення показника q . З урахуванням цієї обставини, оптимальною кількістю елементів, з погляду покращення показника направленості фазованої решітки та вартості її виготовлення, є 16.

Відстань між елементами також є істотним показником, який впливає на показник спрямованості q випромінювання ультразвукової фазованої решітки. У праці [120] показано, що значенням показника спрямованості краще відповідає більша відстань між елементами фазованої решітки. Однак слід зазначити, що поряд зі змінням показника спрямованості q , також збільшуються бічні пелюстки діаграми спрямованості. Це підтверджують представлені на рис. 3.14 результати розрахунку діаграм спрямованості ультразвукової фазованої решітки з 16 елементами (4×4).

Отже, необхідно знайти компромісне значення відстані між елементами фазованої решітки, яке, з одного боку, забезпечує оптимальний рівень спрямованості випромінювання, а з іншого – забезпечує зменшення бічних пелюсток діаграми спрямованості. З рівняння (3.61) за умови $H(\pi/2)=1$ визначається відстань між елементами фазованої решітки

$$d_{cr} = \frac{1}{1 + \sin \theta_s} \cdot \quad (3.63)$$

У результаті моделювання та розрахунку отримано оптимальне значення відстані між елементами ультразвукової фазованої решітки, яке дорівнює $d_{cr}=0,1$ мм

Схему розташування елементів ультразвукової фазованої решітки наведено на рис. 3.14.

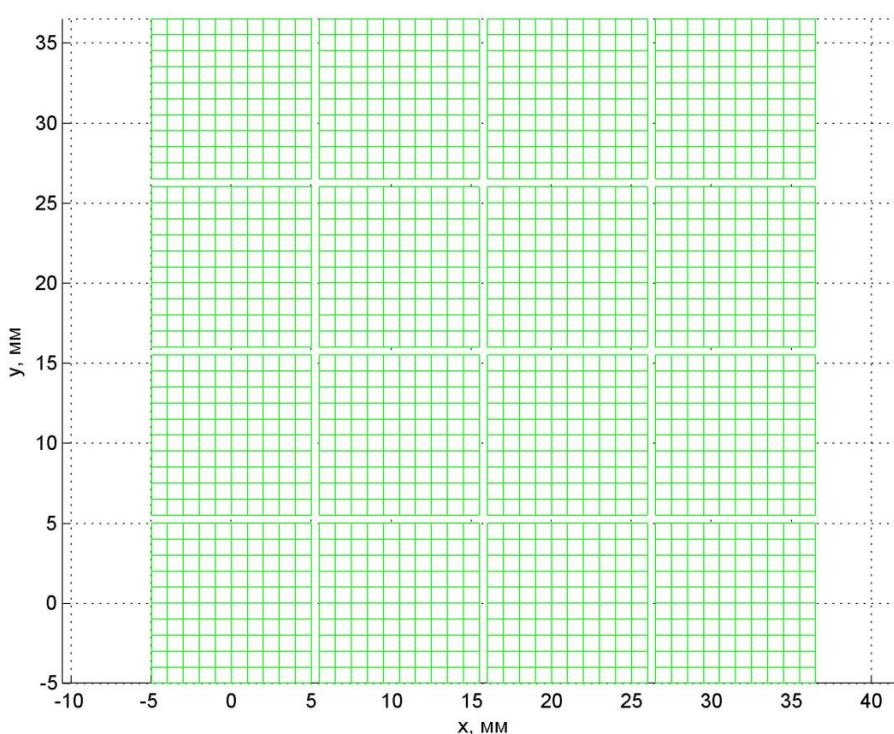


Рис. 3.14. Схема розташування елементів ультразвукової фазованої решітки

Тривимірне подання діаграми спрямованості даної ультразвукової фазованої решітки наведено на рис. 3.15.

Отже, застосування попереднього оброблення залізорудної пульпи за допомогою високоенергетичного ультразвуку є перспективним напрямком підвищення ефективності процесу флотаційного доведення залізорудного концентрату шляхом очищення частинок корисного компонента від шламу.

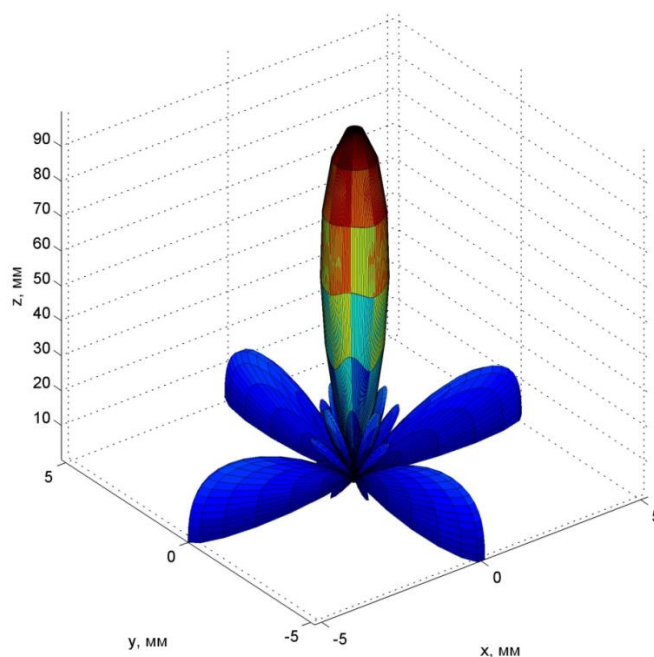
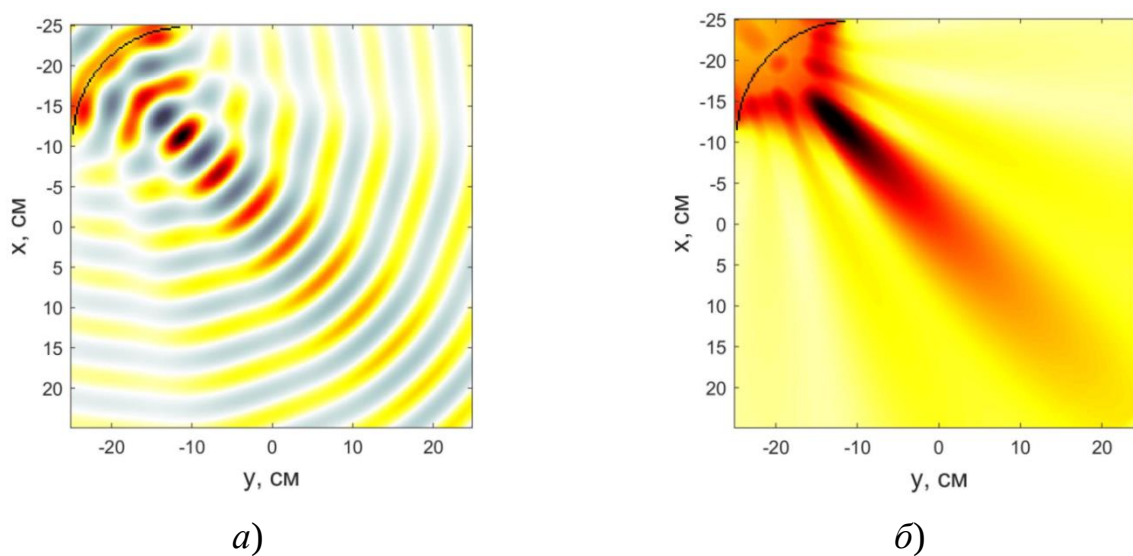


Рис. 3.15. Діаграма спрямованості ультразвукової фазованої решітки

Для зменшення енерговитрат частоту високоенергетичного ультразвуку доцільно змінювати у процесі обробки в діапазоні від 1 до 5 МГц шляхом динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки з 16 елементів.

Результати моделювання впливу високоенергетичного ультразвукового випромінювання на пульпу представлено на рисунках 3.16 і 3.17.



а) ультразвукове поле; б) максимальний тиск

Рис. 3.16. Результати моделювання фокусування високоенергетичного ультразвуку в залізорудній пульпі

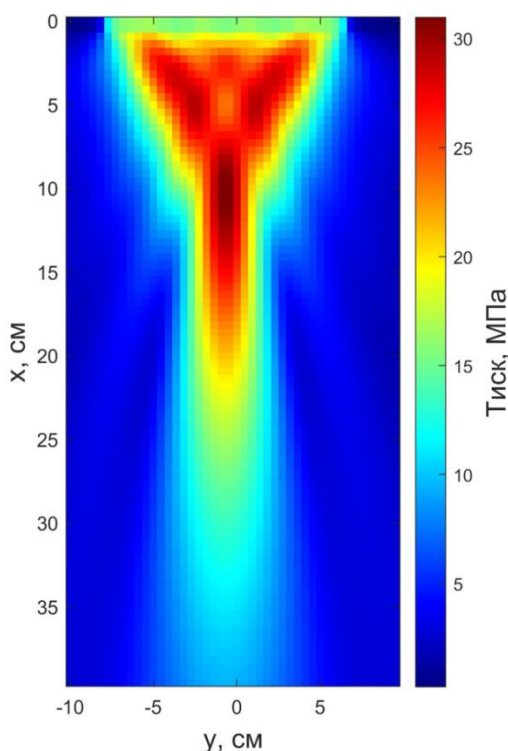


Рис. 3.17. Результати моделювання тиску високоенергетичного ультразвуку в залізорудній пульпі (густина – 1350 кг/м^3)

Висновки до розділу 3

1. Для підвищення ефективності флотаційного доведення магнетитових концентратів шляхом дезінтеграції рудних флокулоутворень та очищення поверхні частинок доцільно застосовувати нелінійні ефекти поля високоенергетичного ультразвуку для формування і підтримання у залізорудній пульпі кавітаційних процесів і акустичних течій.

2. На підставі дослідження закономірностей протікання кавітаційних процесів одержано залежності, які дозволяють визначити оптимальну частоту високоенергетичного ультразвуку для підтримання кавітаційних процесів у залізорудній пульпі в залежності від параметрів її складових.

3. На основі результатів моделювання встановлено, що для підвищення якості очищення частинок руди перед флотацією доцільно здійснювати просторовий вплив на залізорудну пульпу, який включає комбінацію високоенергетичного ультразвуку з частотою 20 кГц в кавітаційному режимі,

модульованого високочастотними імпульсами з частотою від 1 до 5 МГц та імпульсного магнітного поля спадної напруженості.

4. Для зменшення енерговитрат частоту високоенергетичного ультразвуку доцільно змінювати у процесі обробки в діапазоні від 1 до 5 МГц шляхом динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки з 16 елементів.

РОЗДІЛ 4

ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ УЛЬТРАЗВУКОВОГО ОБРОБЛЕННЯ ПРОДУКТІВ ЗБАГАЧЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ КРЕМЕНЧУЦЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО РАЙОНУ

4.1. Методика проведення досліджень

Експериментальні дослідження проводили з використанням спеціально розробленого лабораторного комплексу, до складу якого увійшло таке обладнання: ультразвуковий диспрегатор серії УЗДН-А (рис. 4.1) потужністю 130 Вт, із регульованою інтенсивністю; випромінювач із грибоподібним робочим закінченням, діаметром 18 мм і площею випромінювання 254 мм²; мікроскопи «Nu» та «Vertival» і предметні скельця; секундомір; термометр. Як досліджувані дисперсні середовища, що використовувалися в експериментах, були проби, які відібрано при опробуванні технологічної схеми збагачення дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів в умовах ПрАТ «Полтавський ГЗК», а саме живлення та розвантаження вертикального млина, живлення магнітної сепарації, концентрати й відходи флотації магнітних продуктів.



Рис. 4.1. Ультразвуковий диспрегатор серії УЗДН-А

Експериментальні дослідження продуктів проводилися за наведеною схемою (рис. 4.2), яку було застосовано в [67].



Рис. 4.2. Загальна схема проведення досліджень із ультразвукового оброблення проб

Навішування проб продуктів піддавалися ультразвуковому обробленню, далі проводилося промивання обробленого зразка в слабкому магнітному полі. Для порівняння результатів у слабкому магнітному полі промивали зразок продукту, який не оброблено ультразвуком. Далі проводилися оптико-мінералогічні дослідження продуктів.

Вимірювання акустичної потужності полягало в іонізації за ступенем підвищення температури $\Delta T = T_2 - T_1$ рідкого середовища в об'ємі V за час впливу ультразвуку на рідину (t), з відомою теплоємністю C і щільністю ρ за такою формулою [96]

$$P = \frac{C\rho V\Delta T}{t}. \quad (4.1)$$

Оскільки практично вся акустична енергія перетворюється на теплову, вимір кінцевої температури t_2 , дозволяє за наведеною формулою обчислити величину акустичної потужності.

Використовуючи можливості скануючого електронного мікроскопа, можна визначити наявність або відсутність адгезійних забруднень породними частинками на поверхні розкритих рудних зерен. За допомогою спектроскопії та програмних засобів можна визначити мінеральний склад забруднень, розміри нерудних вкраплень, тощо. Усі зображення растрового електронного мікроскопа виконано у відтінках сірого кольору та для ефекту візуалізації мало підходять, оскільки при зниженні крупності досліджуваних частинок контрастність зображення зростає, а в деяких випадках зображення рудних і породних зерен виглядають однаково, а розрізнити їх можна тільки за результатами спектроскопії [96, 78]. Тому в дослідженнях пріоритетними показниками ступеня очищення стали хімічний аналіз оброблених продуктів і тести на збагачуваність за допомогою трубки Девіса.

Результати досліджень наведено на рисунках 4.3–4.15 та в додатку Б.

4.2. Результати досліджень впливу ультразвукового оброблення продукту розвантаження вертикального млина

Тверді частинки в зливі вертикального млина внаслідок виникнення стираючих, а не ударних навантажень між кулями та рудою характеризуються найбільш чистими поверхнями мінералів. Знаковість подрібненого продукту, який надходить на операцію класифікації, становить приблизно 70 % мінус 0,033 мм. До вертикального млина надходить пінний продукт зворотної флотації магнітного концентрату з двох технологічних ділянок. У цих млинах відбувається відтирання, часткова дефлокуляція (руйнування флокул) за допомогою механічного впливу. Тонкоподрібнений продукт після відтирання в наступних

операціях піддається впливу гідромеханічних і магнітних полів, що призводить до повторного налипання тонкодисперсних частинок на крупних мінеральних зернах [19, 22].

На рис. 4.3 наведено результати ультразвукового оброблення матеріалу проб розвантаження вертикального млина. Зі збільшенням інтенсивності ультразвукового впливу якість відмитого продукту підвищується на 0,4–0,5 % до досягнення максимуму, а при подальшому підвищенні інтенсивності впливу якісні показники істотно знижуються.

Подрібнення у вертикальному млині розкриває зростки нерудних мінералів із магнетитом у вигляді частинок різної крупності. Матеріал розвантаження млина характеризується великим вмістом нерудних мінералів: кварц – 12,5 %, кумінгтоніт – 5,3 %, карбонат – 4,9 %, егірин і рибекіт – 2 %, гідроксиди заліза – 2,2 %. Нерудні мінерали представлені мікродисперсними мінеральними утвореннями. Їх вміст у матеріалі складає 24–26 %. Щільність цих нерудних мінералів у порівнянні з магнетитом або гематитом менша в 1,5–2 рази. Тобто, продукт розвантаження млина є сумішшю мінеральних рудних і нерудних зерен з об'ємним співвідношенням їх приблизно 2:1. Такий продукт є складним і за крупністю, і за співвідношенням рудних і нерудних мінералів для процесів розділення в магнітних полях і вимагає застосування багатостадійного збагачення [97]. Як показав мінералогічний аналіз, поверхні мінеральних частинок у розвантаженні млина найменш забруднені шлаками порівняно з іншими продуктами. Однак, розділення в лабораторній експериментальній установці продукту без попереднього ультразвукового оброблення не дозволило значно поліпшити якість матеріалу – масова частка $Fe_{заг}$ в очищеному продукті підвищилася на 0,41 %, а після ультразвукової обробки протягом 60 с та інтенсивності впливу $1,62 \text{ Вт/см}^2$ якість очищеного продукту підвищилася додатково на 0,4–0,5 % при одночасному підвищенні вилучення магнетиту на 1,1 %. Ультразвуковий вплив створив сприятливі умови для розділення навіть порівняно «чистих» за поверхневим забрудненням тонкодисперсних частинок. Одночасно з підвищенням якості очищеного продукту збільшився його вихід за

рахунок селективної магнітної є флокуляції тонкодисперсних, очищених від нерудних шламів частинок магнетиту. Ефективність очищення продукту, а саме зливу вертикального млина від нерудних мінералів, розрахована за критерієм Хенкока-Луйкена, при застосуванні ультразвукового оброблення підвищилася на 2,2–2,5 % або в 1,8–2,1 разу (рис. 4.3).

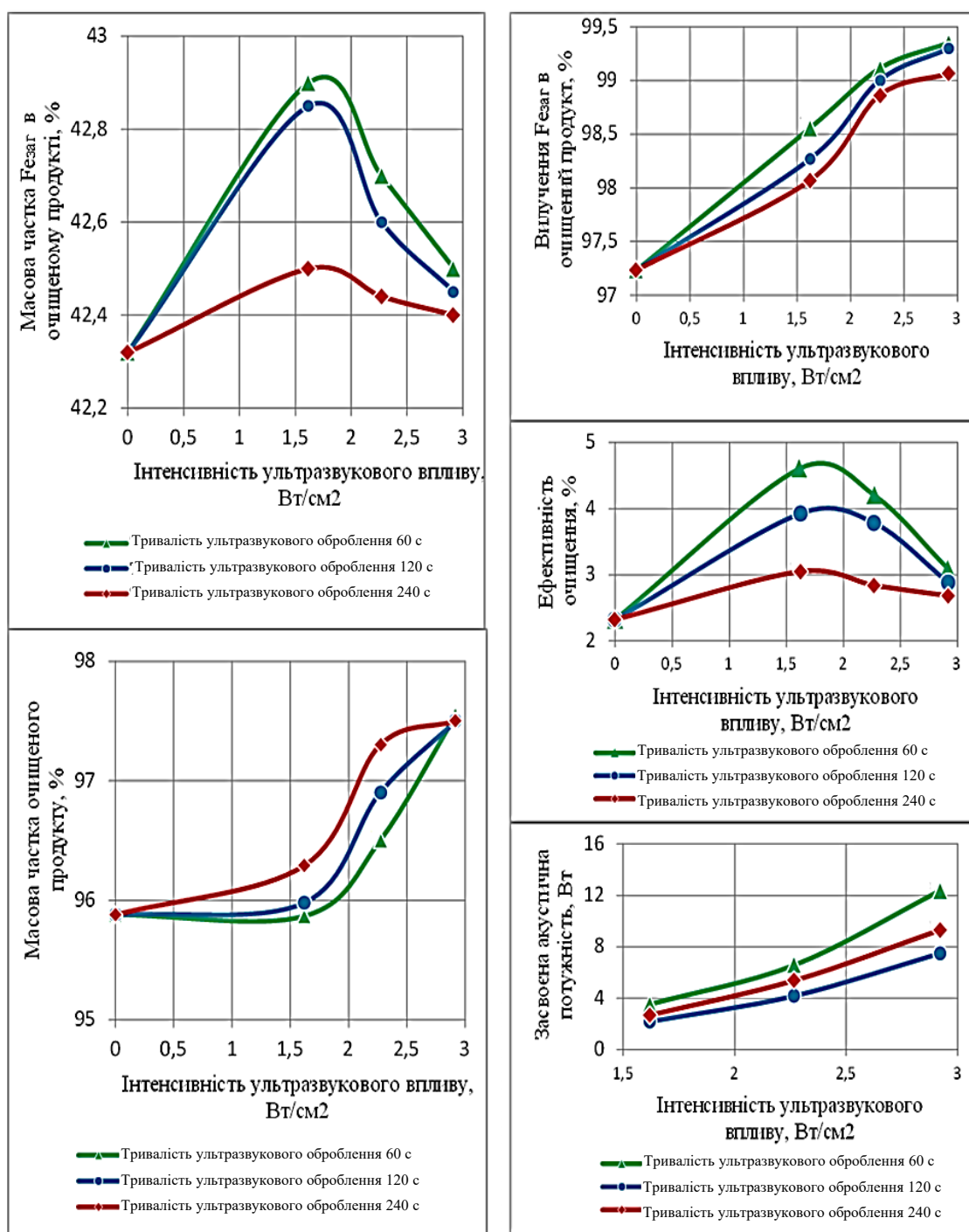
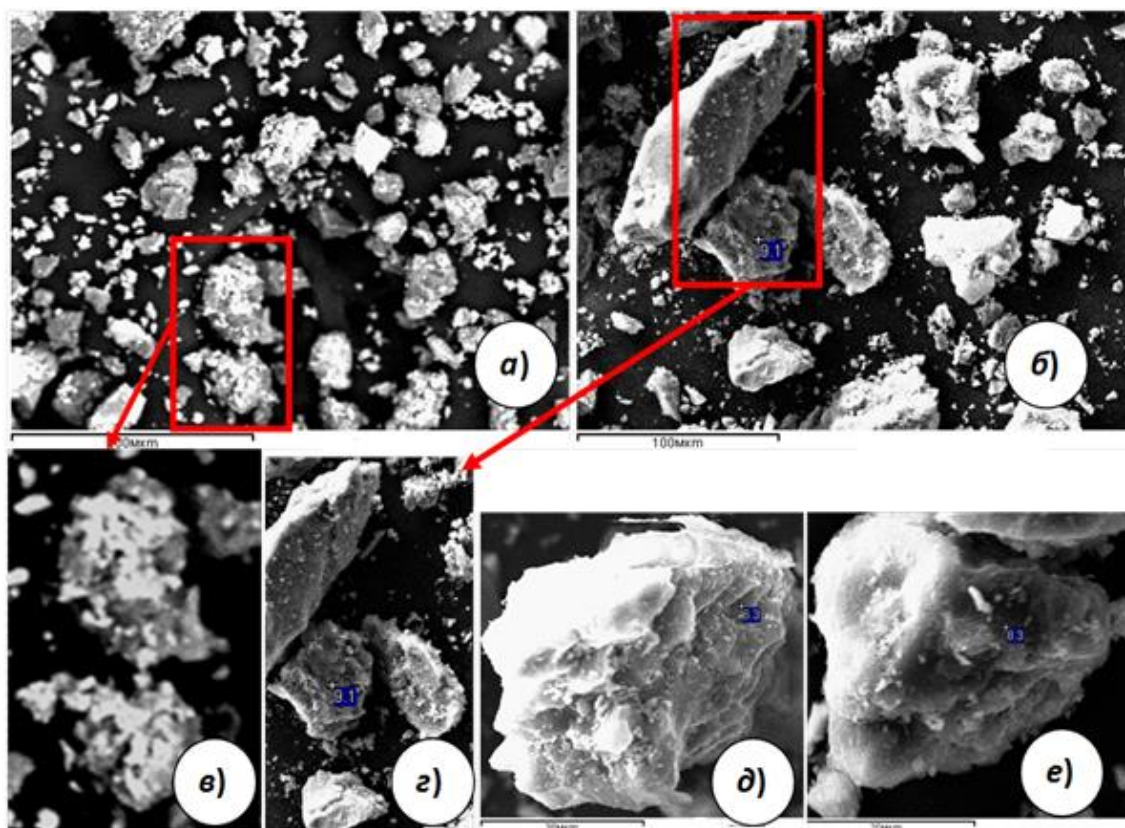


Рис. 4.3. Залежність якісних показників очищення продукту проби зливу вертикального млина, від інтенсивності ультразвукового впливу

На рис. 4.4 показано продукти проби зливу вертикального млина «Вертиміл» до та після ультразвукового оброблення. Ультразвукове оброблення матеріалу з інтенсивністю впливу $<1,6 \text{ Вт/см}^2$ і тривалістю до 60 с дозволило отримати диспергований матеріал із незначною кількістю шламового покриття мінеральних зерен (рис. 4.4, а, б). Промивання матеріалу, не обробленого ультразвуком, не дозволяє отримати «чисті» мінеральні частинки без шламового покриття. Наприклад, магнетит має шламові покриття нерудними мінералами (рис. 4.4, в), а у частинок магнетиту після ультразвукового оброблення на поверхні знаходяться поодинокі дрібнодисперсні частинки (рис. 4.4, г). Поверхні інших мінералів також «чисті» або з одиничними мікрочастинками розміром 0,005–0,003 мм (рис. 4.4, г–е).



а – електронна фотографія проби продукту без УЗО; б – електронна фотографія проби продукту після УЗО; в – частинка магнетиту в матеріалі після УЗО; г – частинка карбонату в матеріалі після УЗО; д, е – частинка кварцу після УЗО

Рис. 4.4. Електронні фотографії проб продукту розвантаження млина «Вертиміл»

Надалі досліджувався вплив інтенсивності ультразвуку на показники очищення мінеральної поверхні.

Ультразвукове оброблення матеріалу з інтенсивністю впливу $1,6 \text{ Вт/см}^2$ і тривалістю до 60 с дозволило отримати диспергований матеріал із незначною кількістю шламових покриттів мінеральних зерен. Із підвищенням інтенсивності ультразвукового впливу до $2,2\text{--}2,95 \text{ Вт/см}^2$ показники очищення продуктів різко знижуються. Ультразвукове оброблення дозволяє очищати поверхню рудних частинок від усіляких мінеральних покриттів. У праці [19] було показано можливість ультразвукового очищення мінералів від оксидів заліза.

Фізичною основою застосування ультразвуку є його диспергуюча дія на дисперсійне середовище [94]. Однак, ультразвукове оброблення, особливо системи «рідина-тверде», може призвести й до коагуляції частинок, злипання (коалесценції) [19, 22]. Початковий етап цього процесу полягає в зближенні частинок дисперсної фази та взаємної їх фіксації на невеликих відстанях одна від одної. Між частинками залишаються прошарки середовища: подвійні електричні шари й гідратні оболонки частинок. Тривалий та інтенсивний ультразвуковий вплив на пульпу може призвести не тільки до кавітаційного диспергування дрібнодисперсних частинок, але істотно до зміни властивостей як рідкої фази, так і поверхонь твердих зерен. Зменшення товщини гідратних оболонок на частинках, насичення рідкого середовища енергетично активними газовими бульбашками, коливальні рухи цих матеріальних об'єктів під тривалим впливом ультразвукових хвиль сприяє їх зіткненню й коагуляції. Тому при ультразвуковому впливі на пульпу повинен існувати оптимальний режим диспергування за інтенсивністю впливу на пульпу ультразвукової хвилі і тривалістю процесу [110].

Насичення пульпи кавітаційними парогазовими бульбашками підвищує її хвильовий опір. Підвищення хвильового опору рідкого середовища призводить до підвищення виведення з нього акустичної енергії, тобто збільшуються активні втрати, пов'язані з випромінюванням ультразвукової енергії в середовище. Парогазові бульбашки поглинають енергію ультразвукових хвиль і екранують тверді частинки від їх впливу. Акустична потужність, яка вводиться в

середовище, підвищується, а ефективність її впливу на тверді частинки знижується.

Високі значення ультразвукових впливів змінюють кінематику коливального руху мінеральних частинок, збільшується ймовірність їх зштовхування між собою й газовими бульбашками [89]. Відбувається зниження поверхневої енергії частинок і їх коагуляція. Як показали результати експериментів, при високій інтенсивності ультразвукового впливу або при тривалому впливі на пульпу вихід очищеного продукту зростає за рахунок збільшення вмісту в ньому сфлукуюваних нерудних і рудних мінералів, а якість його знижується. Так, наприклад, зі збільшенням ультразвукового оброблення з 60 до 240 с кількість засвоєної пульпою ультразвукової потужності підвищується з 3,5 Вт до 11,5–12 Вт, а якість продукту, який очищується, знижується. Відбувається дисипація ультразвукової енергії в рідкій фазі пульпи, що є причиною різкого зниження ефективності оброблення (рис. 4.3).

Отже, на відміну від сучасних положень про утворення техногенних зростків в операціях тонкого подрібнення руд, установлено, що застосування вертикальних млинів призводить до зворотного явища – часткового відтирання поверхні мінералів від сторонніх нашарувань унаслідок заміни в цих млинах ударних навантажень стиральними тангенціальними силами руйнування, що дозволяє розробити технологію переробки пінних продуктів, які отримуються в процесі флотаційного доведення магнетитових концентратів.

4.3. Результати досліджень впливу ультразвукового оброблення матеріалу проб живлення флотації

У всіх проміжних технологічних операціях розподілення циклу флотаційного доведення (після подрібнення у вертикальних млинах) створюються сприятливі фізико-хімічні та фізико-механічні умови для взаємного налипання тонкодисперсних частинок на поверхні більших мінеральних утворень. При проходженні магнітних полів барабанних сепараторів і магнітно-гравітаційного

апарату на поверхню крупних зерен налипають шламові частинки (0,5–3 мкм). Нерудні та рудні тонкодисперсні частинки при русі пульпи переміщуються з потоком рідкої фази. Великі рудні частинки рухаються з великими швидкостями в магнітному полі, утворюючи флокули. Зустрічаючись із тонкодисперсними нерудними частинками, відбувається їх механічне та коагуляційне захоплення поверхнею (налипання). Аналогічний механізм налипання властивий для великих нерудних частинок.

На живлення флотації подається промпродукт магнітної сепарації, у якому міститься 92,4 % класу мінус 0,033 мм. Продукт характеризується наявністю нерудних мінералів кварцу, кумінгтоніту та інших силікатів, а також карбонатів. Поверхня цих мінеральних утворень у класі крупності плюс 0,033 мкм покрита тонкодисперсним магнетитом, масова частка заліза загального в цьому класі становить 28,3 %. Частинки мінусового класу, що складається переважно з магнетиту, покриті дрібнодисперсними нерудними й рудними мінералами.

На рис. 4.5 наведено результати ультразвукового оброблення продукту живлення флотації. Аналіз результатів ультразвукового оброблення продукту живлення зворотної флотації магнетиту показав, що зі збільшенням інтенсивності ультразвукового впливу якість відмитого продукту підвищується на 0,3–0,48 % до досягнення максимуму, а при подальшому підвищенні інтенсивності якісні показники знижуються незначною, мірою на відміну від попереднього експерименту, де спостерігалось різке зниження якості. Це пояснюється тим, що продукт характеризується значно меншим вмістом крупних нерудних зерен. Вихід продукту після ультразвукового оброблення підвищується при інтенсивності 1,2–1,9 Вт/см² і часі оброблення 60–120 с. При більшій інтенсивності оброблення вихід знижується. Тривалість оброблення 240 с призводить до зменшення виходу відмитого продукту в усьому інтервалі інтенсивності впливу.

Оптимальними параметрами оброблення за показником вилучення Fe_{заг} у відмитому продукті при очищенні мінеральних частинок є інтенсивність 1,2 Вт/см² і час оброблення не більше 60 с. Причому вихід відмитого продукту

підвищується на 0,8 %, а його якість – на 0,9 %. Ефективність відмивання за показником Хенкока-Луїкіна підвищується із застосуванням ультразвукової оброблення з 1,7 % до 3,1 %, тобто в 1,8 разу.

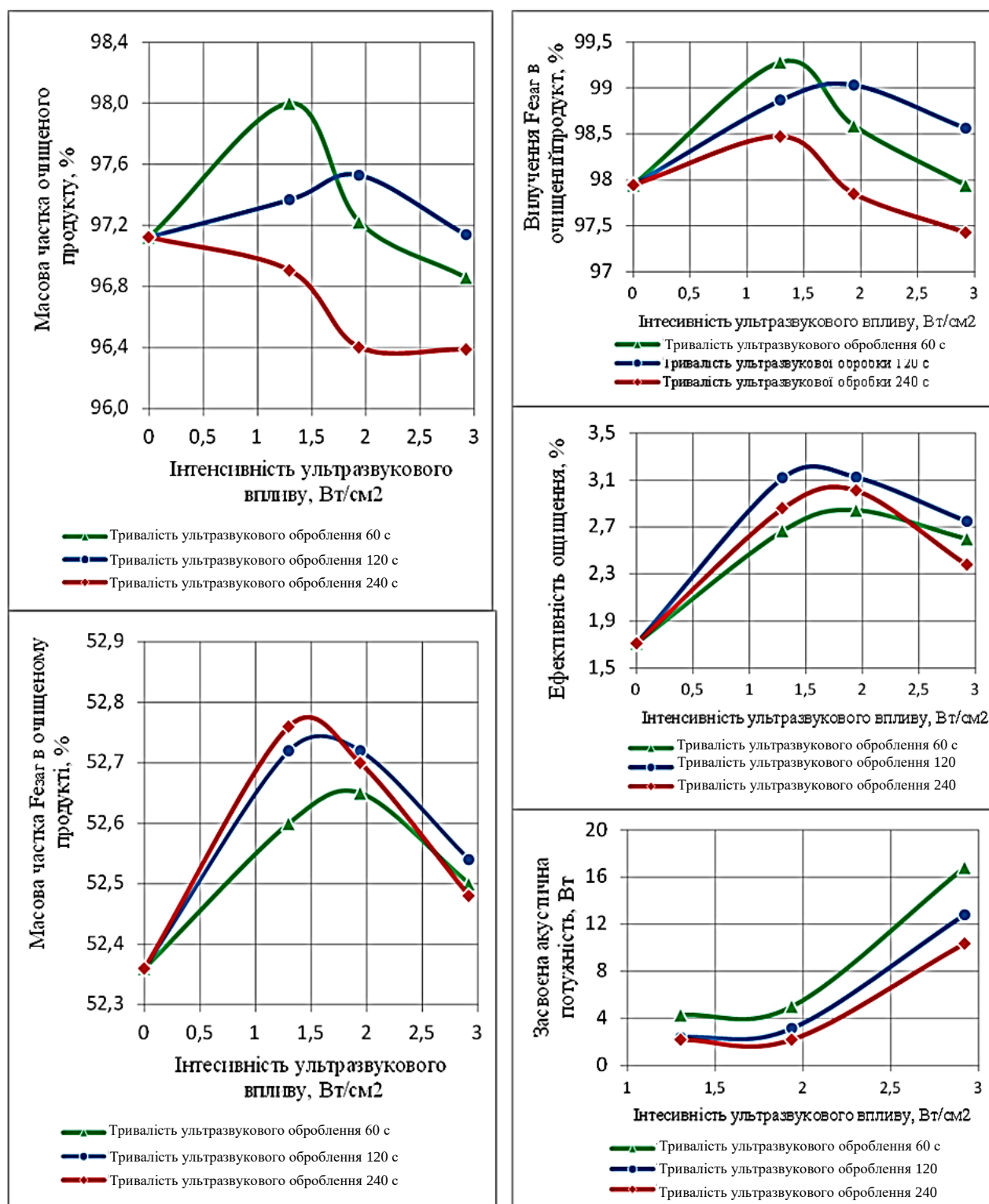
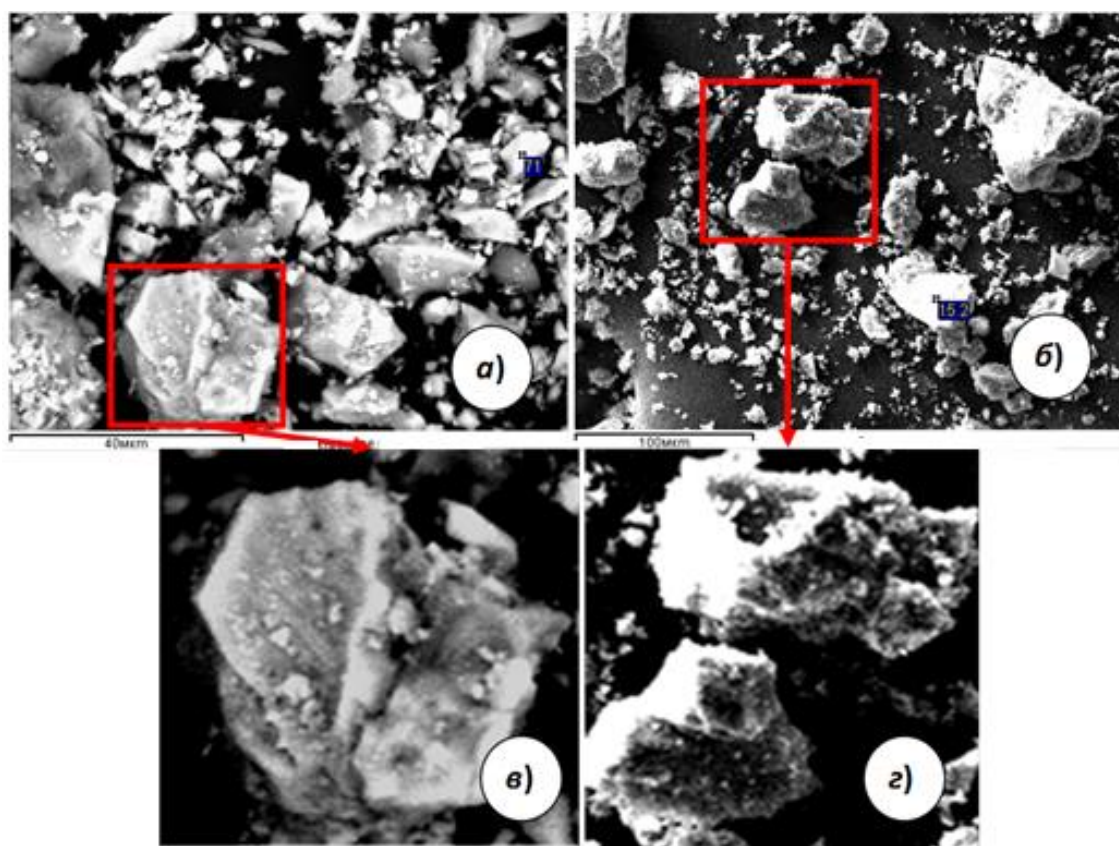


Рис. 4.5. Залежність якісних показників очищення продукту проби живлення флотації від інтенсивності ультразвукового впливу

Із підвищенням інтенсивності впливу ультразвуку кількість акустичної потужності, що поглинається від випромінювача, підвищується. Однак, зі збільшенням часу оброблення поглинання акустичної потужності, як і при оброблення проби зливу млина, знижується. Ефективність впливу теж зменшується.

На рис. 4.6 показано порівняльні електронні фотографії матеріалу проб живлення флотації відмитого після ультразвукового оброблення (УЗО) і без нього.



- а – електронна фотографія проби продукту живлення флотації без УЗО;
 б – електронна фотографія проби продукту живлення флотації після УЗО;
 в, г – частинка кварцу в матеріалі до та після ультразвукового оброблення

Рис. 4.6. Електронні фотографії проб продукту живлення флотації

Частинки, які не оброблені ультразвуком, не виходять «чистими» без шламових покриттів. Наприклад, частинки кварцу мають шламові покриття (рис. 4.6, в). Частинки кварцу після ультразвукового оброблення мають на поверхні поодинокі дрібнодисперсні частинки (рис. 4.6, г). Поверхні інших

мінералів після УЗО також «чисті» або з одиничними мікрочастинками розміром 0,0008–0,003 мм.

Отже, для дезінтеграції рудних флокулоутворень перед флотаційним збагаченням необхідно застосовувати розроблений вище метод попереднього оброблення залізорудної пульпи, який засновано на виникненні кавітаційних процесів у повітряній бульбашці за допомогою динамічних ефектів високоенергетичного ультразвуку, що дозволяє збільшити ефективність очищення від шламових частинок поверхонь мінералів живлення флотації концентратів магнітної сепарації в 1,8 разу.

4.4. Вплив ультразвукового впливу на ступінь очищення від шкідливих домішок продуктів флотації

Для оцінювання втрат рудного мінералу з відходами та ступеня засмічення флотоконцентрату нерудними дрібнодисперсними частинками проведено дослідження з ультразвукового оброблення концентрату й відходів флотації. Результати експериментів наведено на рисунках 4.7–4.9.

Після ультразвукового оброблення якість флотоконцентрату практично не змінюється, а при тривалому обробленні навіть незначною мірою знижується. Це пов'язано з тим, що всі мінеральні зерна інтенсивно очистилися в процесі ультразвукового оброблення, проте потрапляючи в слабомагнітне поле експериментальної установки, у рідкій фазі ці зерна утворюють магнітні флокули, до складу яких входять бідні залізовмісні силікати. У цьому випадку якість кінцевого концентрату не зростає, але вихід збільшується (рис. 4.7).

На рис. 4.8 показано порівняльні електронні фотографії матеріалу проб концентрату флотації відмитого після ультразвукового оброблення та без нього. Ультразвукове оброблення концентрату флотації дозволяє додатково підвищити якість продукту за рахунок очищення поверхонь частинок.

Результати очищення пінного продукту, тобто відходів збагачення флотаційного доведення, наведено на рис. 4.9. Ультразвуковий вплив, очищає

поверхні мінералів від шламових частинок і диспергує загалом тверду фазу та створює сприятливі умови для видалення нерудних мінералів у експериментальних умовах. Вихід відмитого продукту знижується на 1,8–2 %, а з підвищенням інтенсивності впливу понад 1,62 Вт/см² зростає. Якість цього продукту зростає на 2,2–2,3 %, при цьому ефективність очищення підвищується в 1,4 рази.

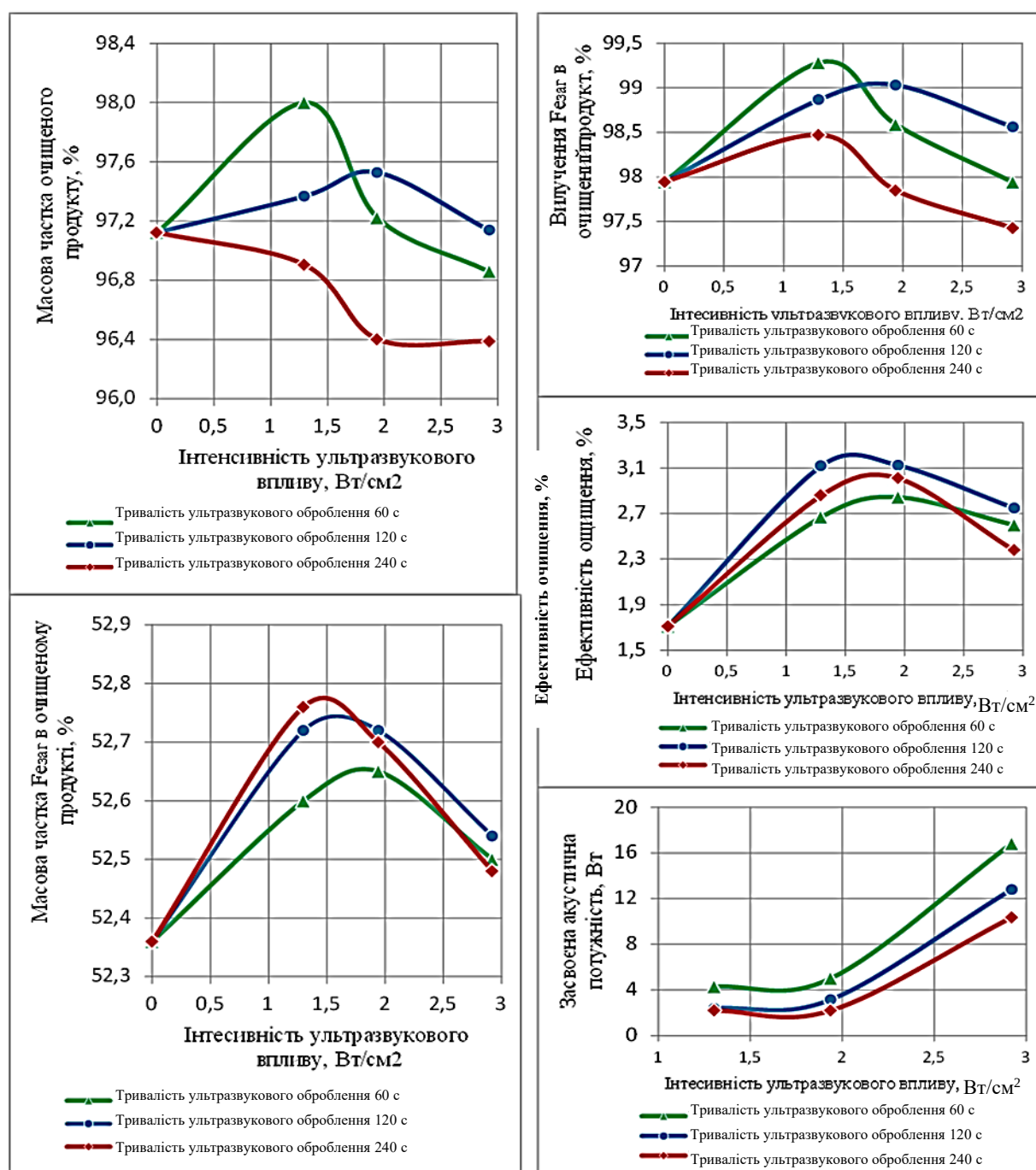
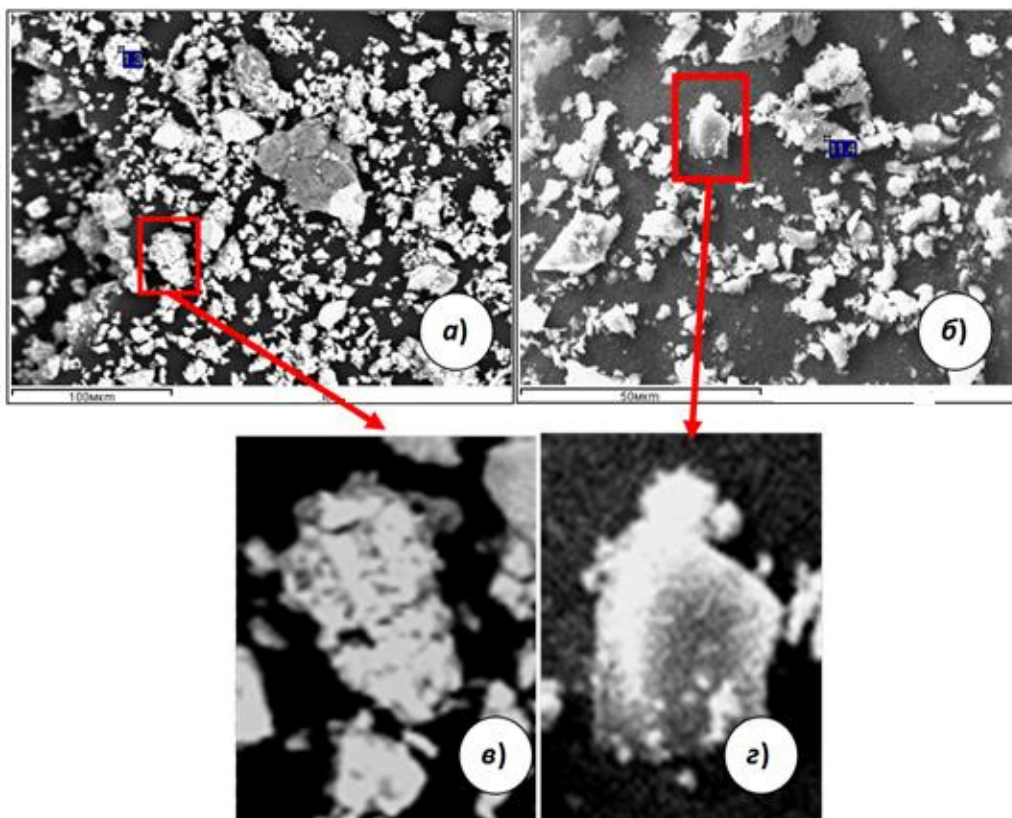


Рис. 4.7. Залежність якісних показників очищення продукту проби концентрату флотації від інтенсивності ультразвукового впливу



а – електронна фотографія проби продукту концентрату флотації без УЗО; б – те саме після УЗО; в, г – частинки магнетиту в матеріалі до та після УЗО

Рис. 4.8. Електронні фотографії проб продукту концентрату флотації без УЗО (а) і після УЗО (б)

Слід відзначити, що в умовах флотаційного доведення після процесу подрібнення у вертикальному млині й магнітної сепарації відбувається інтенсивне утворення техногенних зростків і міцне їх закріплення на крупних частинках. Це пов'язано з проходженням матеріалу через апарати з інтенсивними гідродинамічними зусиллями та магнітними полями. У цих умовах переважають поверхневі електрокінетичні властивості частинок, роль яких зростає зі зменшенням їх крупності. Аналіз значень електрокінетичних потенціалів (дзета-потенціалів) рудних і нерудних зерен в умовах рН аналогічної воді ПрАТ «Полтавський ГЗК» (рН 6,7–7,0) показав, що значення дзета-потенціалу частинок має негативну величину, це призводить до думки, що в статичних умовах не повинно бути їх коагуляції та взаємного налипання. Однак, як показали наші дослідження, частинки матеріалу в циклі флотаційного доведення після

проходження насосів, сепараторів гідроциклонів забруднюються шламовими покриттями. Ультразвукові коливання призводять до виникнення вихрових мікротечій рідини в поверхневому шарі відносно крупних частинок, з'являються тангенціальні гідродинамічні сили, які сприяють відриву шламових частинок із поверхні мінералів [95].

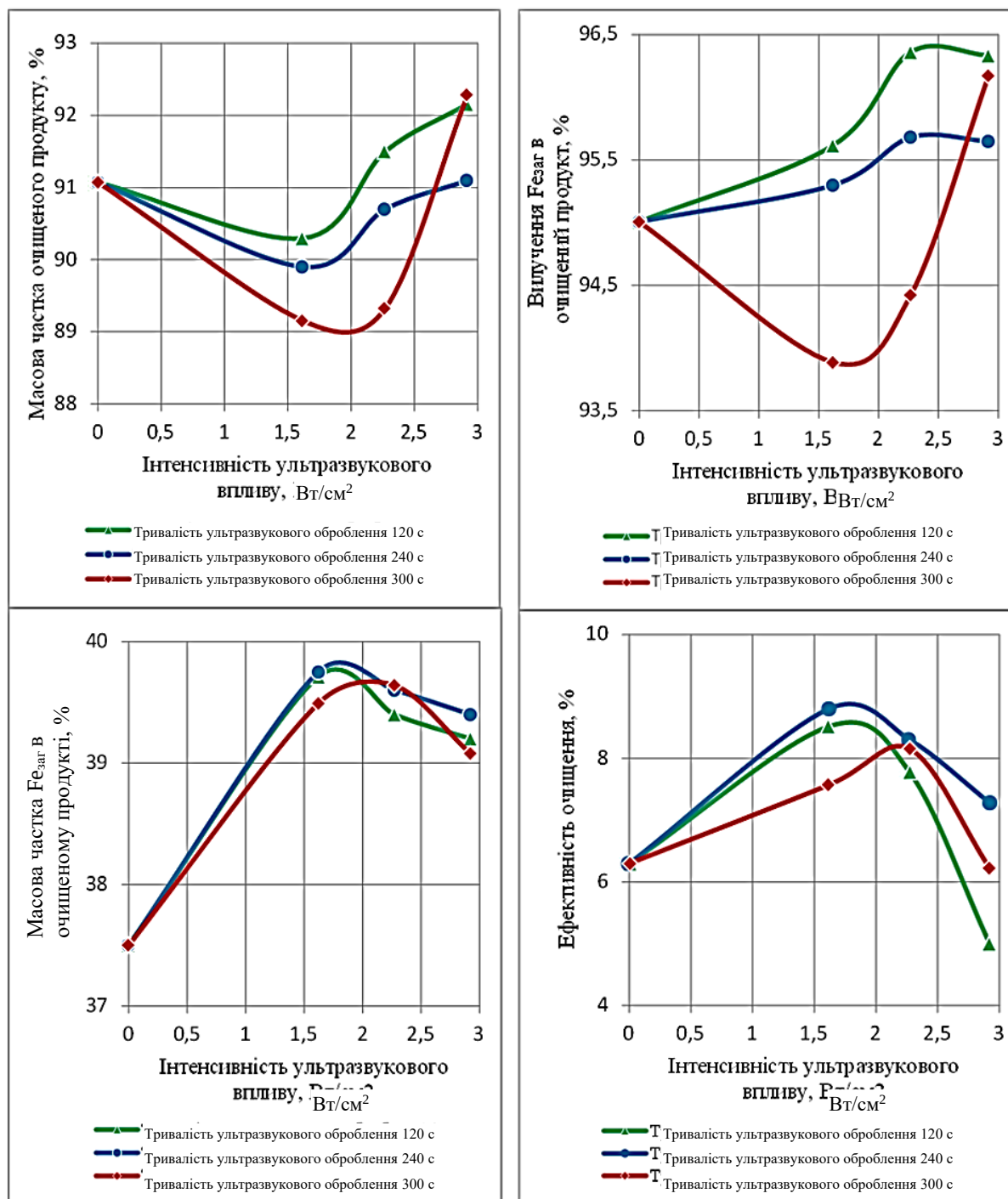


Рис. 4.9. Залежність якісних показників очищення продукту проби пінного продукту флотації від інтенсивності ультразвукового впливу

Отже, перевірка застосування в лабораторних умовах методу просторового впливу енергій на залізорудну пульпу, який включає комбінацію імпульсного магнітного поля спадної напруженості та високоенергетичного ультразвуку в кавітаційному режимі, модульованого високочастотними імпульсами, показала можливість підвищення якості очищення частинок руди перед флотацією, а саме: у результаті ультразвукового оброблення живлення флотації якість товарного продукту підвищилася на 0,48–0,52 %, вихід – на 2,37–4,0% і вилучення заліза – на 3,25–3,45 %. Ефективність очищення в результаті застосування ультразвуку збільшилася в 1,4–1,8 рази.

4.5. Вплив ультразвукового оброблення продуктів збагачення на ступінь очищення концентратів від нерудних оксидів

Для оцінювання втрат рудного мінералу з відходами та ступеня засмічення флотоконцентрату нерудними дрібнодисперсними частинками проведено дослідження з ультразвукового оброблення концентрату й відходів флотації.

Ультразвук впливає на вміст нерудних оксидів у очищених продуктах проб флотаційного доведення. В інтервалі інтенсивності ультразвукового впливу від 1,2 до 2,2 Вт/см² має місце значне зниження концентрації оксидів у очищеному продукті. Подальше підвищення інтенсивності призводить до зниження ефективності ультразвукового впливу. Однак оксид кальцію не вписується в цю схему, що пов'язано з часом відбору проб і різним речовим складом цих проб. Вміст СаО після ультразвукового оброблення змінюється в межах 3–4 % відносних. Концентрація оксидів K₂O, Na₂O, MgO, Al₂O₃ в очищеному продукті знижується в 1,2–3 рази.

В очищеному продукті зливу млина (рис. 4.10) концентрація K₂O при інтенсивності впливу 1,62 Вт/см² знижується з 0,37 до 0,2 %, тобто в 1,2 разу. Концентрація Na₂O при цьому зменшується з 0,12 до 0,04 %. Концентрація MgO

знижується з 2,15 до 2 %, а Al_2O_3 з 0,9 до 0,75 %. Найбільше зниження концентрації перелічених оксидів спостерігається при терміні оброблення 60 с.

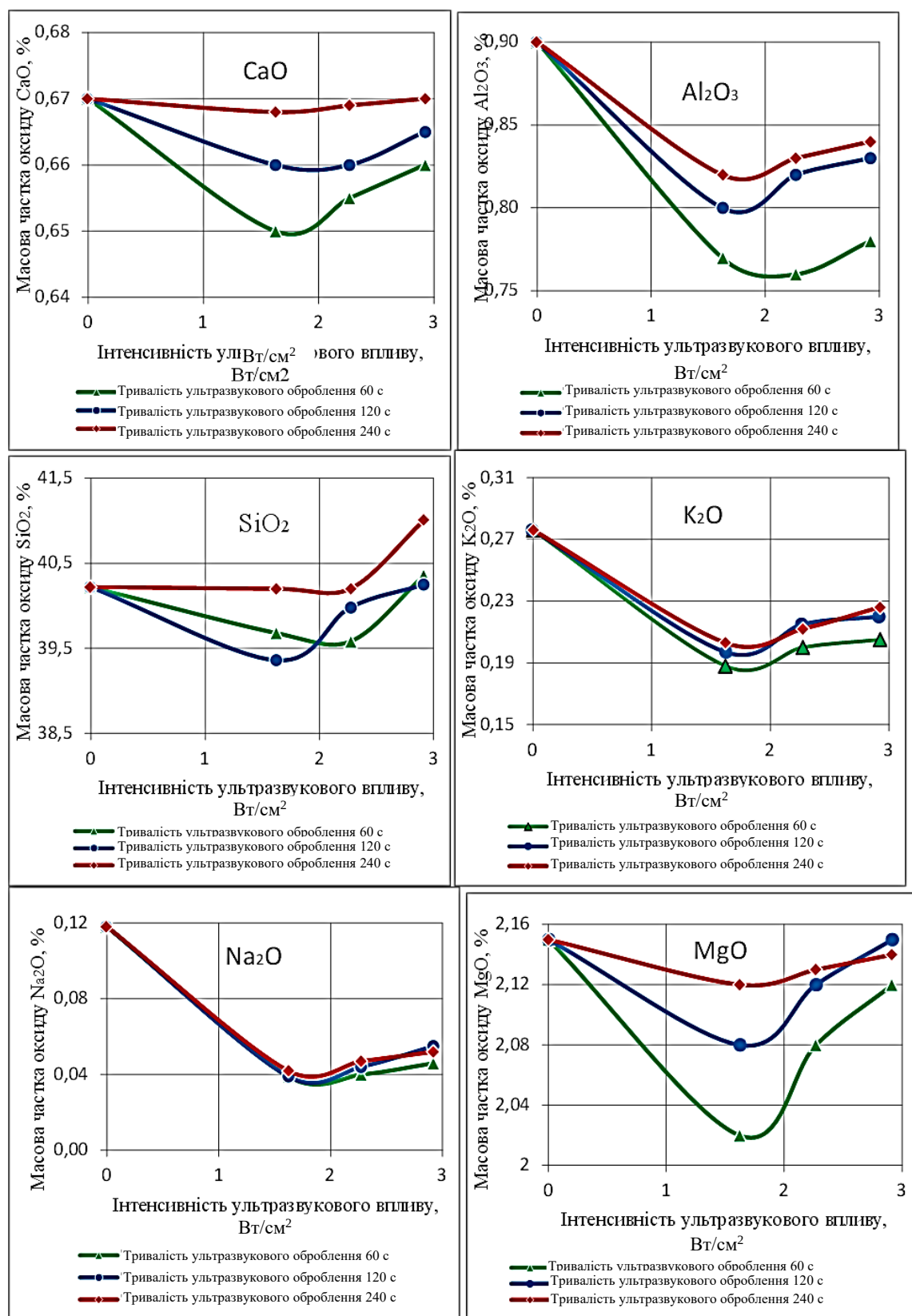


Рис. 4.10. Залежність масової частки оксидів нерудних мінералів в очищеному продукті проби зливу вертикального млина від інтенсивності ультразвукового оброблення

В очищеному продукті живлення магнітної сепарації (рис. 4.11) концентрація K_2O при інтенсивності впливу $1,92\text{--}2,2\text{ Вт/см}^2$ знижується з $0,21\%$ до $0,14\text{--}0,15\%$, тобто в $1,22\text{--}1,25$ разу. Концентрація Na_2O при цьому зменшується з $0,18\%$ до $0,041\text{--}0,045\%$. Концентрація MgO знижується з $1,99\%$ до $1,84\text{--}1,88\%$, а Al_2O_3 з $0,57\%$ до $0,50\text{--}0,51\%$. Найбільше зниження концентрації перелічених оксидів спостерігається при терміні оброблення $160\text{--}120\text{ с}$. В очищеному продукті живлення флотації (рис. 4.12) концентрація K_2O при інтенсивності впливу $1,92\text{--}2,2\text{ Вт/см}^2$ знижується з $0,21$ до $0,14\%$.

Концентрація Na_2O при цьому зменшується з $0,19\%$ до $0,035\text{--}0,04\%$. Концентрація MgO знижується з $1,85\%$ до $1,74\text{--}1,75\%$, а Al_2O_3 з $0,69\%$ до $0,6\text{--}0,63\%$. Найбільше зниження концентрації оксидів спостерігається при часу оброблення $120\text{--}240\text{ с}$.

В очищеному концентраті флотації (рис. 4.13) масова частка K_2O при інтенсивності впливу $1,62\text{ Вт/см}^2$ знижується з $0,082\%$ до $0,064\%$. Концентрація Na_2O при цьому зменшується з $0,14$ до $0,027\%$. Концентрація MgO знижується з $1,8$ до $0,25\%$. Найбільше зниження концентрації оксидів спостерігається при терміні оброблення 240 с .

Отже, слід зазначити, що на якість очищення впливає інтенсивність і тривалість ультразвукового впливу. Найбільші продукти, наприклад, злив вертикального млина (вміст класу мінус 33 мкм – 70%), ефективно очищуються від частинок оксидів нерудних мінералів при інтенсивності ультразвукового впливу $1,2\text{--}1,62\text{ Вт/см}^2$ і тривалості оброблення 60 с .

Для продуктів із вмістом класу мінус 33 мкм у живленні флотації – 92% , в концентраті флотації – $98,8\%$ інтенсивність ультразвукового впливу становить $1,62\text{--}1,94\text{ Вт/см}^2$, а тривалість оброблення зростає до $180\text{--}240\text{ с}$. В працях [1; 25; 5] вивчався вплив тривалості оброблювання ультразвуком на залізорудні матеріали з метою установлення оптимальних режимів обробки.

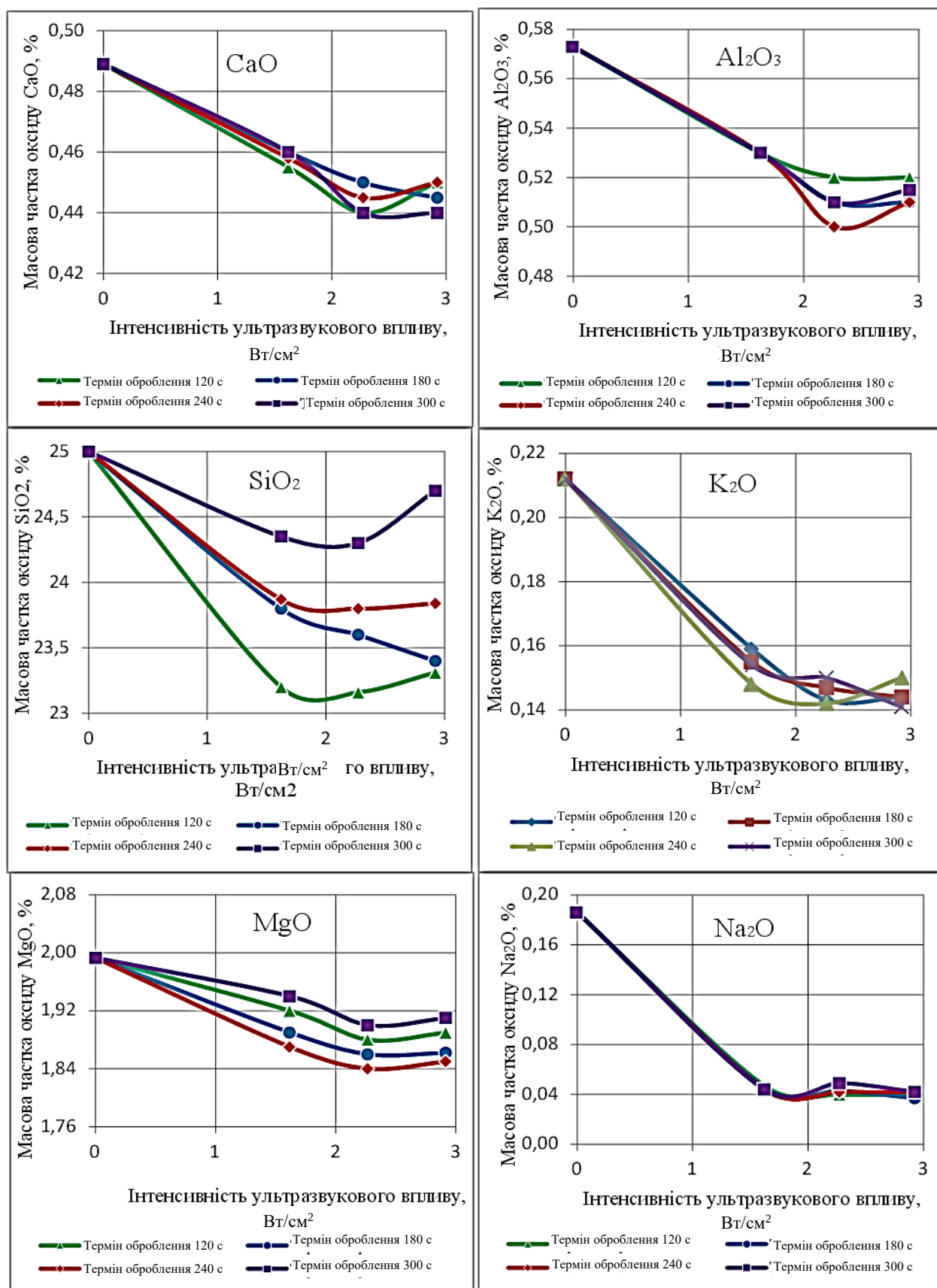


Рис. 4.11. Залежність масової частки оксидів нерудних мінералів в очищеному продукті проби живлення магнітної сепарації від інтенсивності ультразвукового оброблення

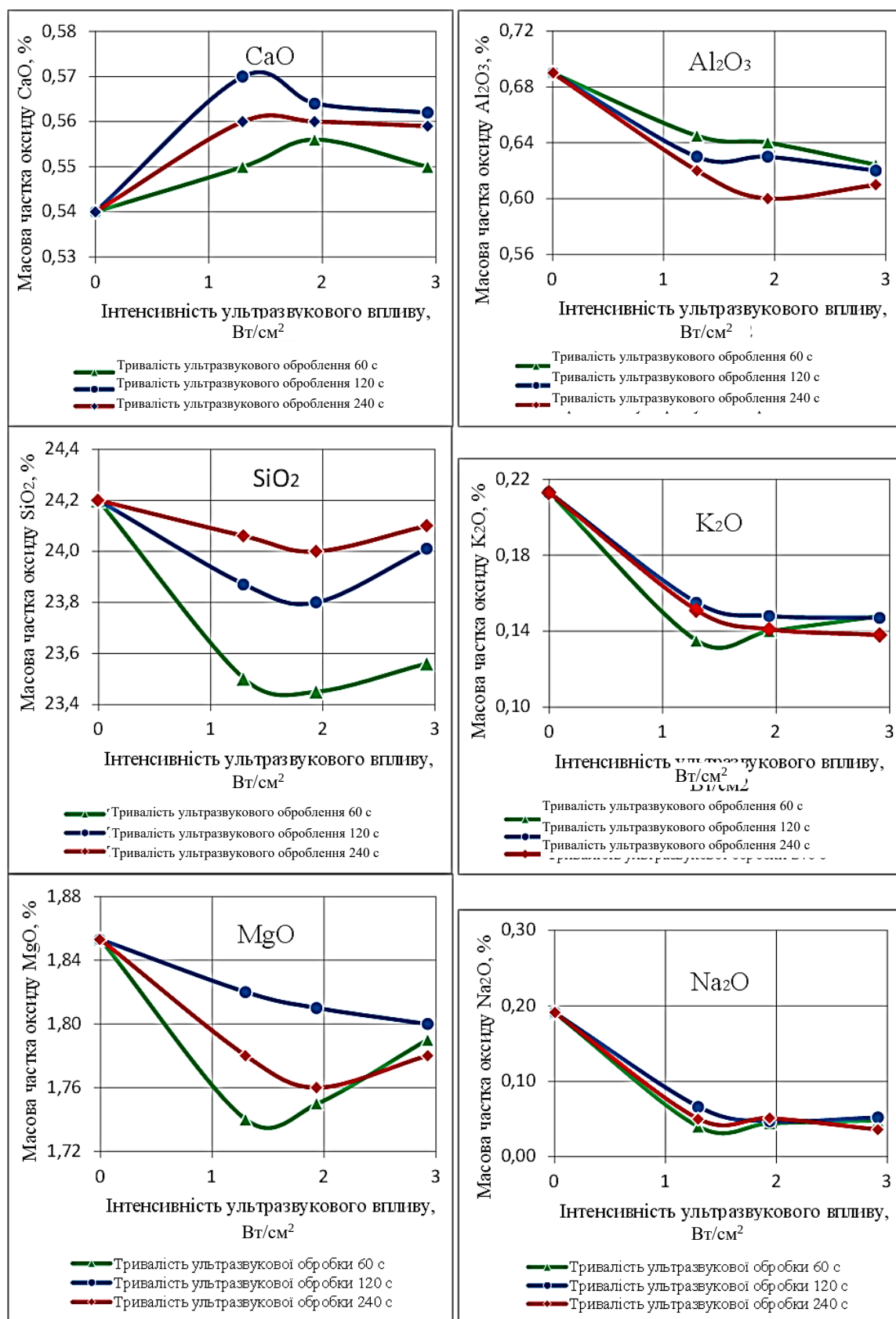


Рис. 4.12. Залежність масової частки нерудних оксидів нерудних мінералів в очищеному продукті проби живлення флотації від інтенсивності ультразвукового оброблення

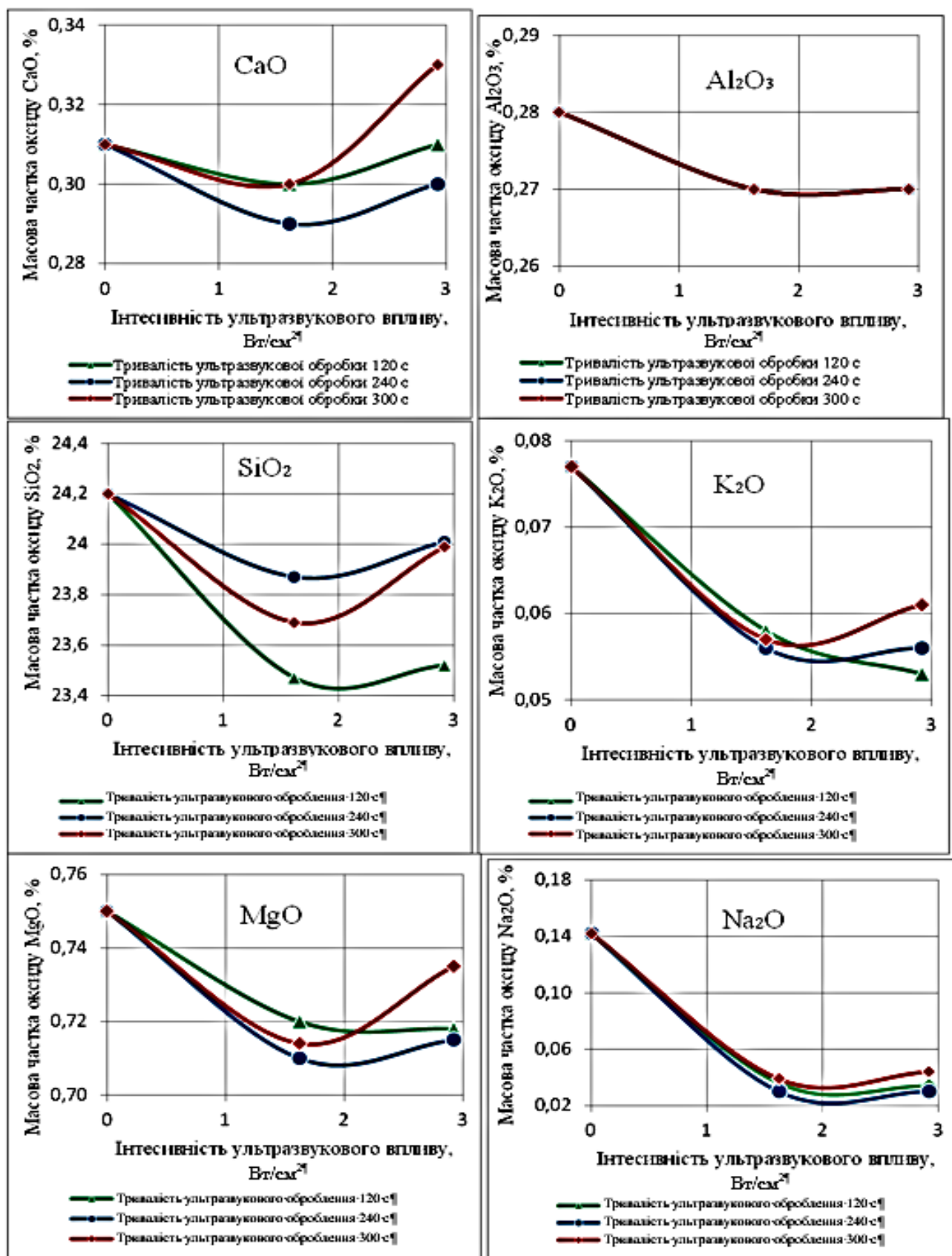


Рис. 4.13. Залежність масової частки оксидів нерудних мінералів в очищеному продукті проби концентрату флотації від інтенсивності ультразвукового оброблення

На рис. 4.14 наведено гістограми зміни масової частки нерудних оксидів у продуктах збагачення флотаційного доведення до та після ультразвукового оброблення.

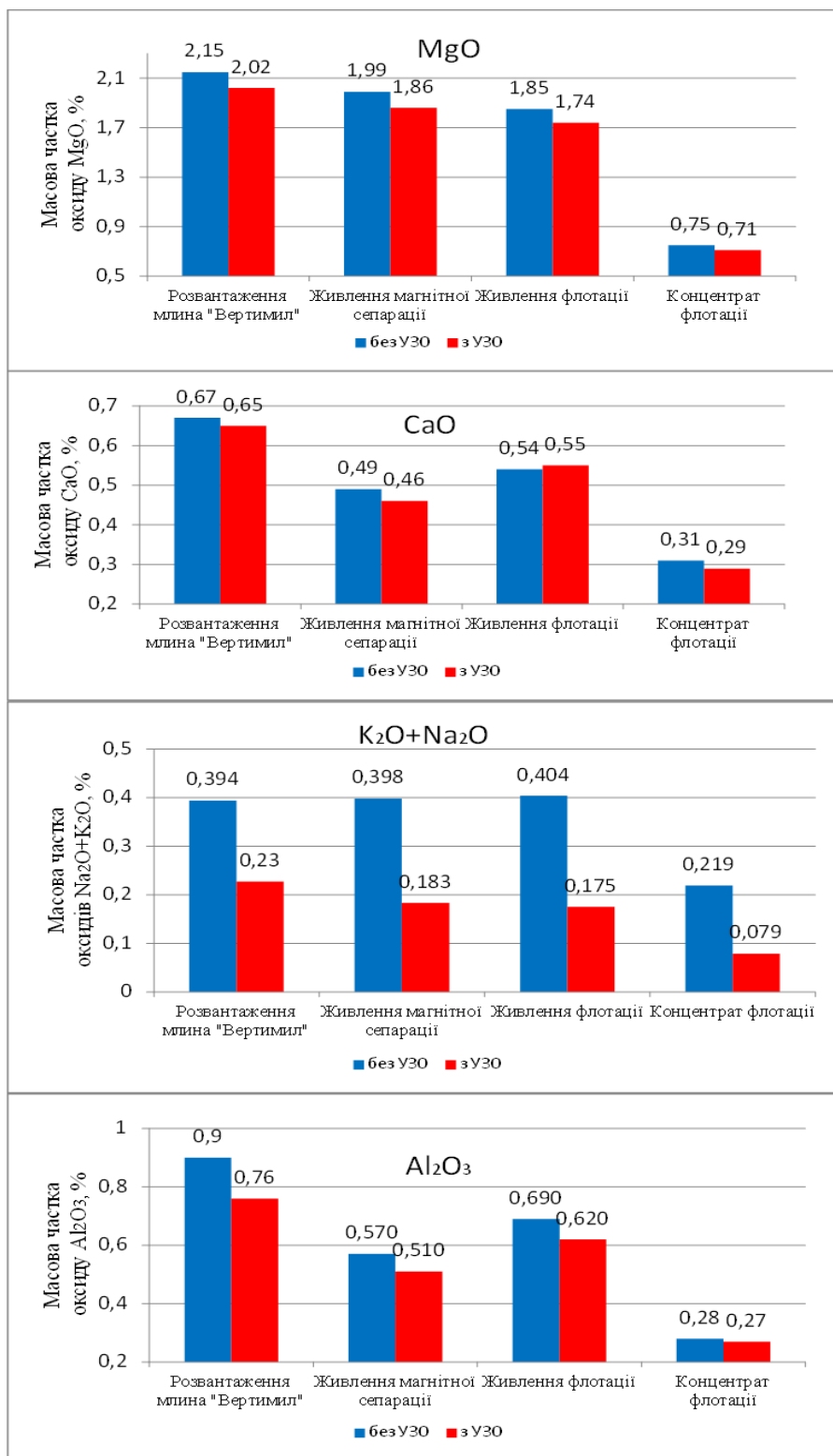


Рис. 4.14. Гістограма зміни масової частки нерудних оксидів у продуктах збагачення до та після ультразвукового оброблення

Як видно з гістограм, у всіх операціях відбувається поопераційне зменшення вмісту оксидів. Після ультразвукового оброблення спостерігається додаткове зниження деяких оксидів. Найбільше зменшення вмісту відбувається в лужних оксидів K_2O+Na_2O . Ультразвуковий вплив призводить до нормативного показника вмісту суми цих оксидів уже на зливі вертикального млина, а ультразвукове оброблення концентрату флотації знижує цей показник до значення (0,079 %) майже втричі нижче від нормативного.

Отже, ультразвук істотно впливає на очищення тонкоподрібнених рудних мінеральних утворень від тонкодисперсних частинок силікатів, основними носіями яких є K_2O і Na_2O . Дана обставина позитивно позначиться на металургійних властивостях котунів за показником міцності котунів за вимогами ДСТУ ISO 13930:2006(LTD) [40].

Вивчення питань утворення техногенних зростків у флотаційних концентратах та шляхи подальшого підвищення якості залізорудних концентратів на ПрАТ «Полтавський ГЗК» представлені в роботах [23; 33].

В працях [24; 63; 59; 51; 82; 61; 56; 21] авторам вивчалось питання впливу хімічного складу шихтуючи матеріалів та шкідливих домішок на показники якості залізорудних котунів.

Вперше показано, що для видалення шкідливих домішок (K_2O , Na_2O) з магнетитових концентратів роботах [33], що отримуються з дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району України, необхідно застосувати їх ультразвукове оброблення інтенсивністю від 1,62 до 2,2 Вт/см², що дозволить зменшити вміст K_2O з 0,19 до 0,035–0,04 %, а вміст Na_2O – з 0,14 до 0,027 % і тим самим збільшити міцність котунів.

Висновки до розділу 4

1. Установлено, що, усупереч сформованій думці про утворення техногенних зростків в операції подрібнення, у разі флотаційного доведення застосування вертикальних млинів призводить до зворотного явища – часткового

відтирання поверхні мінералів від сторонніх нашарувань. Це пов'язано з тим, що в таких млинах ударні навантаження, як у барабанних кульових млинах, замінено тангенціальними руйнуючими силами, які стирають.

2. Незважаючи на відтирання поверхні мінералів у вертикальному млині, подальші підготовчі та збагачувальні операції призводять до повторного налипання тонкодисперсних частинок на мінеральні зерна та агрегати в результаті дії гідродинамічних і магнітних полів.

3. У результаті ультразвукового оброблення живлення флотації якість товарного продукту підвищилася на 0,48–0,52 %, вихід – на 2,37–4,0% і вилучення заліза – на 3,25–3,45 %. Ефективність очищення в результаті застосування ультразвуку збільшилася в 1,4–1,8 раз.

4. Зі збільшенням інтенсивності оброблення якість відмитого продукту живлення флотації підвищується до досягнення максимуму, а при подальшому підвищенні інтенсивності впливу якісні показники знижуються. Вихід цього продукту після ультразвукового оброблення підвищується до досягнення інтенсивності 1,2–1,94 Вт/см² і часу оброблення 60 с і 120 с. При більш інтенсивному обробленні вихід знижується. У разі тривалого оброблення (240 с) відбувається зменшення виходу в усьому діапазоні інтенсивності.

5. В інтервалі інтенсивності ультразвукового впливу від 1,62 до 2,2 Вт/см² має місце значне зниження концентрації оксидів у продукті, що очищується. Найбільше зниження оксидів спостерігається при обробленні протягом 120–240 с.

6. В очищеному продукті живлення флотації концентрація K₂O при інтенсивності впливу 1,94 Вт/см² знижується з 0,21 до 0,14 %. Концентрація Na₂O при цьому зменшується з 0,19 до 0,035–0,04 %. В очищеному концентраті флотації масова частка K₂O при інтенсивності впливу 2,75 Вт/см² знижується з 0,082 до 0,064 %. Концентрація Na₂O при цьому зменшується з 0,14 до 0,027 %. Зменшення шкідливих домішок дозволить виробництво нових марок котунів більш високої якості.

РОЗДІЛ 5

РЕАЛІЗАЦІЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ ТА РЕКОМЕНДАЦІЙ ЩОДО ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ФЛОТАЦІЙНОГО ДОВЕДЕННЯ МАГНЕТИТОВИХ КОНЦЕНТРАТІВ НА ПрАТ «ПОЛТАВСЬКИЙ ГЗК»

Завданнями досліджень на цьому етапі було розроблення схем та режимів удосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів за рахунок застосування попередньої обробки залізорудної пульпи високоенергетичним ультразвуком.

Підставою для такого підходу є встановлений факт виникнення кавітаційних процесів у повітряній бульбашці за допомогою динамічних ефектів при застосуванні ультразвуку перед флотаційним збагаченням пульпи, що дозволяє зруйнувати рудні флокулоутворення й очистити від шламових частинок поверхню мінералів живлення флотації. Тому завданням подальших досліджень була перевірка та коректування розроблених схем та режимів в промислових умовах.

5.1. Технологічні рішення (рекомендації) щодо вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів

Результати експериментів, надані у розділах 2–4, показали, що при магнітному збагаченні та подрібненні в млинах тонковкраплених і дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району України та подальшому магнітно-флотаційному доведенні продуктів до високоякісної товарної продукції має місце взаємне неселективне покриття зерен магнетиту, кварцу й силікатів тонкодисперсними частинками мінералів руди розміром 0,001–0,005 мм. Це призводить до утворення вторинних мікронних техногенних зростків та флокул із вкрапленнями нерудних зерен із налиплим на їх поверхні тонкодисперсним магнетитом, що погіршує контрастність технологічних властивостей рудних та нерудних мінералів і призводить до зниження якості

концентрату. Незважаючи на відтирання поверхні мінералів у вертикальних млинах, подальші підготовчі та збагачувальні операції призводять до повторного налипання тонкодисперсних частинок на мінеральні зерна й агрегати в результаті дії гідродинамічних і магнітних полів, що зумовлює підвищений вміст у концентратах кремнезему, оксидів натрію, калію, магнію та кальцію, які знижують металургійну цінність товарної продукції.

Так за базовою технологією на ПрАТ «Полтавський ГЗК» отримують на ділянках флотації 1–2 магнетитовий концентрат 84,6 % за виходом (від живлення дільниць) з масовою часткою заліза загального 68,2 %. Вилучення заліза загального складає 92,32 % від живлення флотаційного доведення магнетитових концентратів (рис. 5.1). При цьому масова частка діоксиду кремнію у флотаційних концентратах складає 5,14 %, оксиду кальцію 0,18 %, сума оксидів натрію та калію – 0,35 % (додаток Ж) [77].

Підвищення ефективності флотаційного доведення магнетитових концентратів пропонується забезпечити за рахунок застосування ультразвукового оброблення пульпи шляхом динамічного керування ультразвукових полів, що дозволяє підтримувати в залізорудній пульпі кавітаційні процеси для дезінтеграції рудних та породних адгезійних забруднень. Отримані результати (розділи 2–4) дозволили запропонувати технічні рішення з вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитового концентрату (рис. 5.2). Ультразвуковому обробленню піддавалися продукти: живлення мокрої магнітної сепарації на ділянках флотації 1-2-3 (рис. 5.2).

За удосконаленою технологією флотаційного доведення (рис. 5.2) магнетитових концентратів отримано флотаційні концентрати з масовою часткою заліза загального 68,4–68,72 %, що на 0,48–0,52 % більше ніж у концентратах, отриманих за базовою технологією. При цьому збільшився вихід концентрату на 2,37 %. Відповідно збільшено вилучення заліза загального у концентрат на 3,25 % порівняно з базовою технологією (рис. 5.1, 5.2). При цьому зниження шкідливих домішок у концентратах становило: діоксиду кремнію з 4,3 % до 3,9 %, оксиду кальцію з 0,18 % до 0,14 %, суми оксидів натрію та калію з 0,35 % до 0,25 %.

оксидів натрію з 0,14 % до 0,027 % та оксиду калію з 0,19 % до 0,035 %, оксиду алюмінію з 0,9 % до 0,76 %.

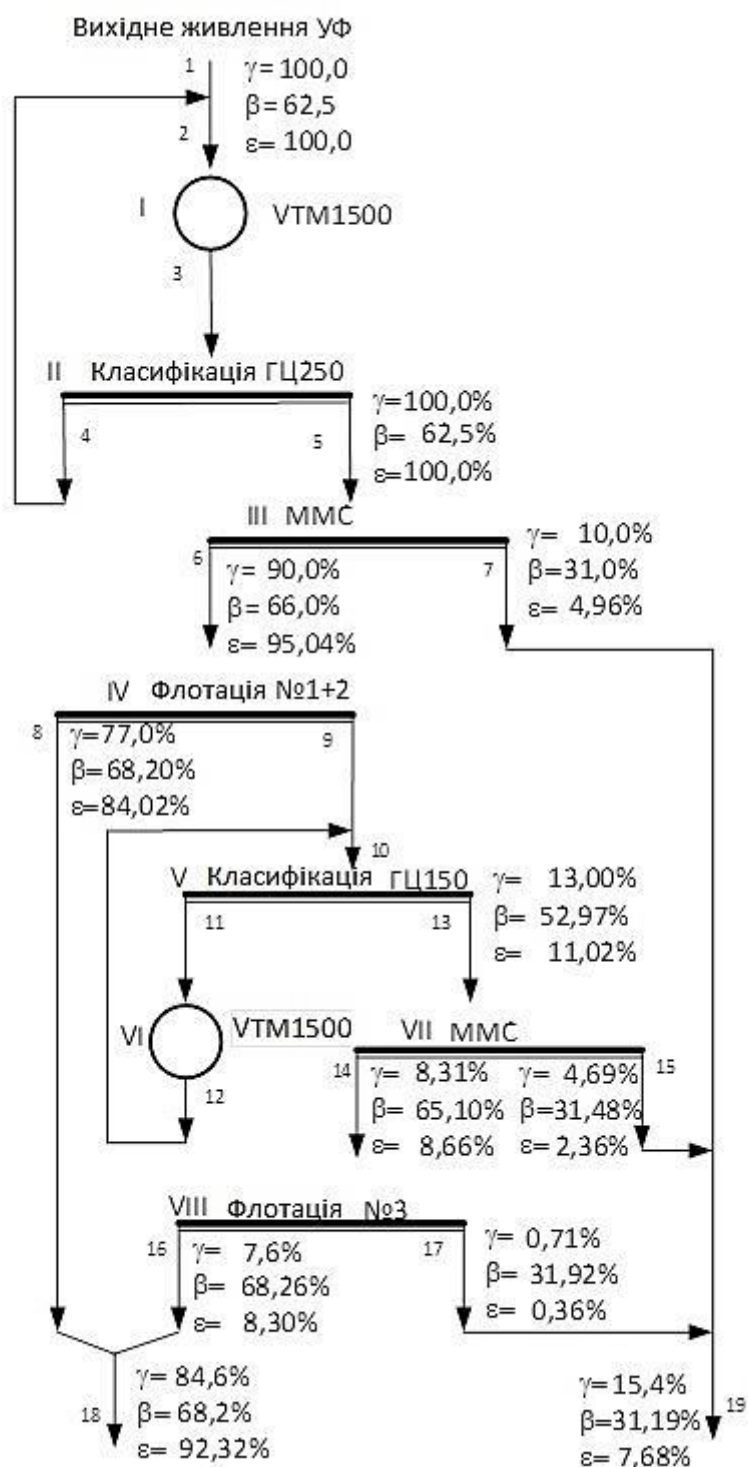


Рис. 5.1. Базова технологія флотаційного доведення магнетитового концентрату на ПрАТ «Полтавський ГЗК». Шихтова суміш представлена такими різновидами руди K_2^2 (715 т/год; 61,8 %) + руда K_2^3 (265,2 т/год; 22,9 %) + руда K_2^5 (176,8 т/год; 15,2 %)=1157 т/год=100 %

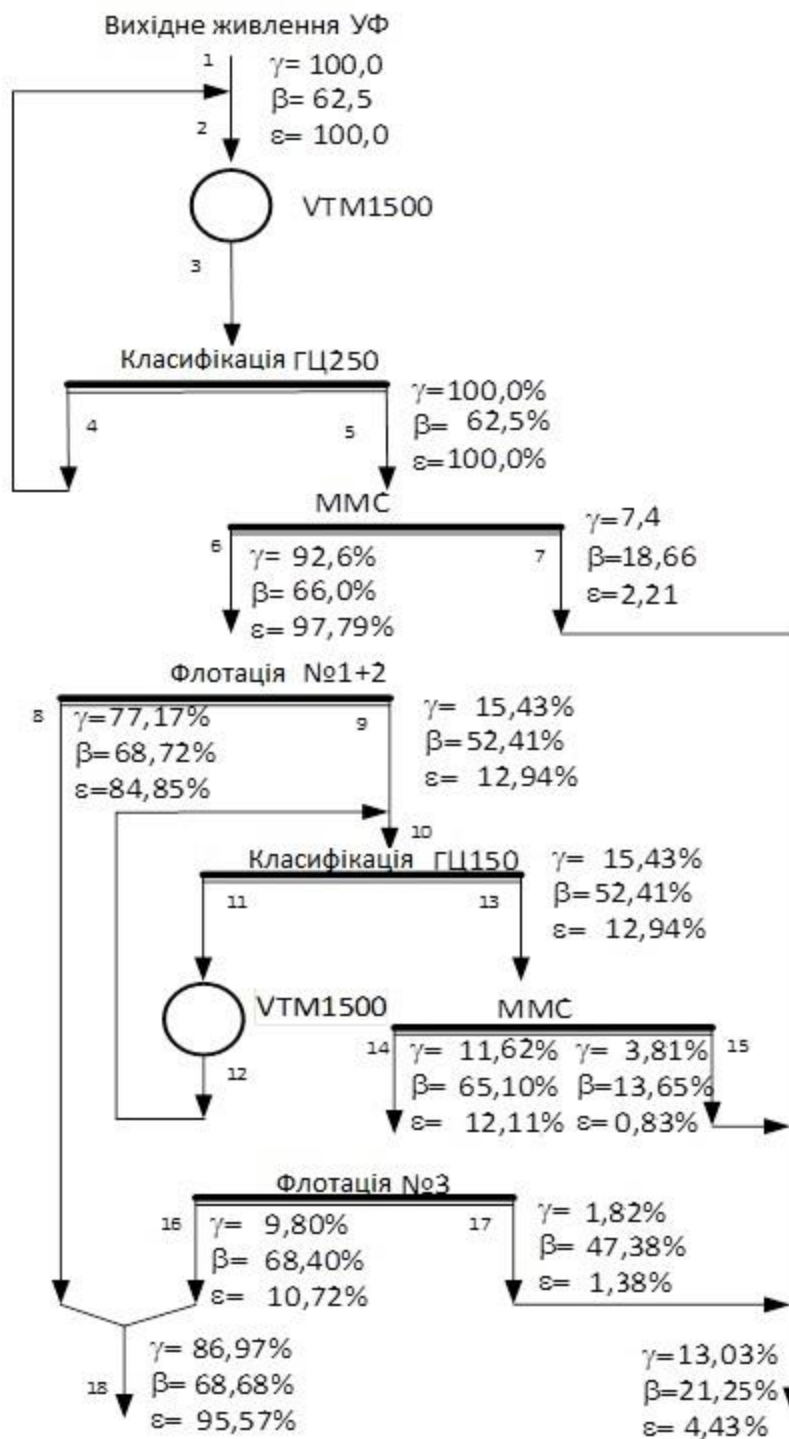


Рис. 5.2. Удосконалена технологія флотаційного доведення концентрату за рахунок застосування ультразвукового оброблення продуктів живлення мокрої магнітної сепарації та живлення флотації 1; 2; 3 на прикладі переробки шихтової суміші різних руд рис. 5.1

Підвищення технологічних показників досягнуто за рахунок покращення технологічних властивостей продуктів розділення, таких як підняття контрастних властивостей поверхонь розкритих рудних і нерудних частинок, після очищення

від взаємних адгезійних забруднень та створення сприятливих умов у середовищі розділення. До сприятливих умов треба віднести зменшення в'язкості пульпи, що сприяє підвищенню швидкості процесів розділення, та зниження крупності поділюваних мінералів. Також при озвучуванні пульпи ультразвуком – реагенти, навіть такі, які погано розчиняються у технічній воді при низьких температурах, диспергують і більш рівномірно розподіляються у рідкій фазі та на поверхнях частинок, що флотуються.

Для доведення доцільності запропонованих технологічних рішень розглянемо вплив якості концентратів на металургійну цінність магнетитових концентратів.

5.2. Металургійна цінність магнетитових концентратів

Металургійна цінність залізних руд і концентратів визначається масовою часткою в них корисного компонента (Fe), а також корисних (Mn, Ni, Cr, V, Ti), шкідливих (S, P, As, Zn, Pb, Cu, K, Na) і шлакоутворювальних (Si, Ca, Mg, Al) домішок. Корисні домішки є природними легуючими елементами сталі, що поліпшують її властивості. Шкідливі домішки або погіршують властивості металу (сірка та мідь надають металу червоноламкість, фосфор – холодноламкість, миш'як та мідь знижують зварюваність металів), або ускладнюють процес виплавлення чавуну (цинк руйнує вогнетривке мурування печі, калій та натрій викликають утворення настилів у газоходах).

Масова частка сірки в товарній руді не повинна перевищувати 0,15 %. У рудах та концентратах, які використовуються для виробництва агломерату та котунів, допустима масова частка сірки може бути до 0,6 %, так як при агломерації й випалюванні котунів ступінь видалення сірки досягає 60–90 %. Граничний вміст фосфору в руді, агломераті та котунах – 0,07–0,15 %. При виплавленні звичайних переробних чавунів допускається наявність у залізорудній частині доменної шихти (не більше) As 0,05–0,1 %, Zn 0,1–0,2 %, Cu до 0,2 %. Шлакоутворювальні домішки поділяються на основні (Ca, Mg) та кислі (Si, Al).

Слід надавати перевагу руді та концентратам із більш високим відношенням основних оксидів до кислих, так як скорочується введення сирих флюсів при подальшій металургійній переробці.

Великий збиток при виплавленні чавуну та феромарганцю завдає надлишок кремнезему. При виплавленні чавуну підвищення вмісту кремнезему на 1 % збільшує витрати коксу приблизно на 3 %, флюсів – на 4 % та зменшує продуктивність доменної печі на 2–7 %.

Не видобута з концентрату нерудна компонента впливає на показники доменної плавки подвійно: при співвідношенні $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 < 0,5$ (кремнієвий модуль) – позитивно, а при збільшенні цього модуля до 1,5 – негативно. Це пов'язано зі значним підвищенням в'язкості шлаків.

5.2.1. Випал котунів на установках «решітка-трубчаста піч» («Р-П»)

На ПрАТ «Полтавський ГЗК» випал котунів застосовується на установках типу «решітка-трубчаста піч-кільцевий охолоджувач» («Р-П-К»), що забезпечує високу якість випалу та однорідність металургійних властивостей котунів комбінованого агрегату. Це досягається завдяки високотемпературній завершальній стадії випалу в рухомому шарі та збільшенню приблизно втричі часу оброблення при максимальному рівні температур випалу в обертовій печі.

Наявні дані свідчать про високу міцність на удар, незначне стирання при перевантаженні, менше утворенням дрібних фракцій при відновленні котунів, отриманих на цих установках. Міцність котунів на деяких фабриках, що мають установки «Р-П», наведено в табл. 5.1. Переваги цього способу випалу полягають не тільки в хорошій якості котунів. Особливості теплотехнічної схеми дозволяють знизити енергетичні витрати. Унаслідок більш низьких температур нагрівання колосникових ґрат, значно знижується витрата легованої сталі.

У розумінні використання тепла найбільш досконалою можна вважати схему газопотоків комбінованих установок, застосовану на фабриці згрудкування Тілден компанії «Клівленд-Кліффсайро», США [12]. За цією схемою вироблено

поділ на три зони кільцевого охолоджувача, виділено додаткову зону підігріву та здійснено сушіння дуттям гарячого повітря з другої зони охолодження (рекуперація). Істотний недолік схеми – збільшене число тягодуттьових вентиляторів (рис. 5.3).

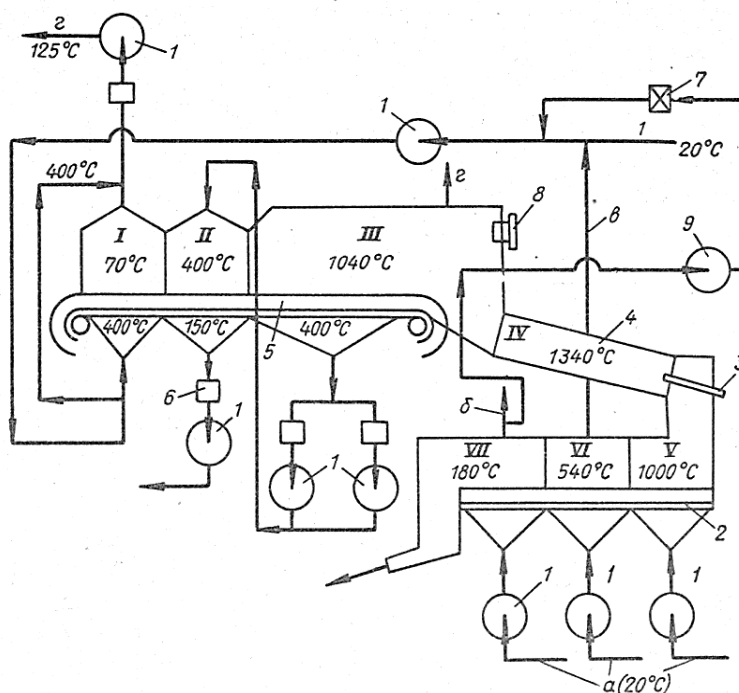
Таблиця 5.1

Показники міцності котунів, отриманих на установках «Р-П»

Фабрика, компанія	Барабанна проба, %		Поведінка при відновленні, %		
	В<05	В>5	В<05	В>05	φ , %
ПрАТ «Полтавський ГЗК»	2,5	97,0	2,0	78,2	-
НЕШНЛ, США	2,9	96,7	4,0	70,2	39
Мінтак, США	-	-	9,6	58,5	58,5
Евелет, США	2,5	97,3	3,5	63,6	60,9
ЛКАБ, Швеція	2,0	98,2	-	-	-

Застосування описуваної схеми газопотоків було обумовлено тим, що на згрудкування прямував флотаційний концентрат окислених таконітів, що мають високу температуру розм'якшення та містять підвищену кількість зв'язаної води. Через те що кількості газів, які виходять із трубчастої печі, недостатньо, для сушіння котунів, застосовують повітря з другої зони охолодження. При отриманні в трубчастій печі достатньої для зони сушіння кількості теплоносія необхідно збільшити діаметр печі. Для підвищення температури котунів, що завантажуються в піч, у зоні підігріву колосникових ґрат установлюють спеціальні пальники. Питома витрата палива (200 тис. ккал/т) є доволі низькою для такої вихідної сировини.

Фабрики згрудкування для виробництва котунів з різних видів залізорудної сировини на комбінованих установках розрізняються не тільки схемами газопотоків, але й застосовуваним обладнанням.



1 – вентилятор; 2 – кільцевий охолоджувач; 3 – пальник для опалення трубчастої печі 4; 4 – трубчаста піч; 5 – решітка; 6 – газоочищення; 7 – топка для подачі теплоносія в період запуску установки; 8 – пальники для підвищення температури котунів; 9 – вентилятор топки; потоки газів: а – холодне повітря; б – нагріте повітря з третьої зони охолодження; в – гаряче повітря з другої зони охолодження; г – гази; технологічні зони; I – сушарки I з продувом; II-III – сушарки; IV – з випалу; V, VI і VII – відповідно перша, друга і третя зони охолодження

Рис. 5.3. Схема комбінованої установки на фабриці згрудкування Тілден:

Отже, схеми газопотоків установок «Р-П» удосконалені з погляду рекуперації тепла шляхом подання його із зони охолодження на колосникові грати, минаючи трубчасту піч. Застосування рекуперації дозволило знизити питомі витрати тепла до 100–150 тис. ккал/т котунів із магнетитових та до 200 тис. ккал/т котунів із гематитових концентратів і руд. Найбільш досконалою схемою установок «Р-П» можна вважати схему з сушінням на решітці продувом котунів, із сушінням та підігрівом просмоктуванням і рекуперацією тепла, минаючи трубчасту піч, з другої зони охолодження в зону сушіння продувом.

Недоліком установок «Р-П» є можливість настилоутворювання. Тому для таких установок висувуються особливо високі вимоги до однорідності шихти, якості сирих котунів, які потребують у високотемпературних умовах випалу

(отримання неофлюсованих та офлюсованих котунів із багатих концентратів), необхідності транспортування котунів із великою кількістю перевантажень.

5.2.2. Зміцнення та послаблення неофлюсованих і офлюсованих котунів

5.2.2.1. Вплив вмісту SiO_2 та основності на міцність котунів

Виробництво чавуну в доменних печах висуває все більш високі вимоги до якості котунів (табл. 5.2). Особливо ця ж проблема актуальна для сучасної України, яка бореться за ринки збуту своєї продукції в умовах жорсткої конкуренції та періодичних економічних криз.

Нижче наводяться деякі якісні показники котунів зарубіжних фабрик згрудкування та ПрАТ «Полтавський ГЗК».

Є резерви подальшого підвищення якості котунів, вироблених в Україні. Важливим для технології отримання котунів є дотримання вимог до якості залізорудних концентратів і домішок, що направляються на згрудкування. Якість котунів залежить від абсолютних значень і сталості фізико-хімічних компонентів шихти. При коливаннях властивостей процес виробництва сирих котунів і режим їх термообробки порушуються. Тому стабілізація основних характеристик концентрату й домішок (хімічний склад, крупність і вологість) шляхом їх усереднення повинні бути предметом особливої уваги гірників і збагачувальників.

Через те, що якість котунів залежить від продуктивності випалювальних агрегатів, то форсування режимів їх роботи понад норму, не підкріплену вдосконаленням технології, призводить до зниження якості продукції.

У виробництві котунів основними перевагами вважаються рівномірна крупність, хороша відновлюваність, висока міцність на удар та стирання, необхідні для транспортування, перевантажень і зберігання в умовах буферних або сезонних складів.

Застосування котунів поліпшило показники доменної плавки чавуну, хоча це було забезпечено тільки більш високою масовою часткою заліза в котунах, ніж в агломераті. Однак у деяких випадках спостерігалось погіршення роботи печей

при використанні котунів, а позитивний ефект від застосування котунів виявлявся меншим за очікуваний від підвищеної масової частки заліза в них. Збільшення продуктивності доменної печі іноді супроводжувалося зростанням питомих витрат коксу, що суперечило уявленням про високу відновлюваність котунів.

Таблиця 5.2

Якісні показники котунів

Найменування показників	CVRD Tubarao, Бразилія	CVPD Fabrica, Бразилія	LKAB, Швеція	ПрАТ «Полтавський ГЗК» Україна
Fe _{аг} %	64,1	64,6	66,5	64,5
SiO ₂	4,8	3,3	2,1	5,4
MgO	0,45	0,06	1,5	0,5
Основний, ч.од.	0,27	0,75	0,24	0,15
Випробування в барабані, %				
>6,3 мм	94,9	93,5	96,0	96,5
<0,5 мм	4,6	6,0	3,2	4,2

Значне розбухання й руйнування при відновленні обпалених котунів фабрики Маркона (Перу), незважаючи на високі показники міцності в початковому стані, викликало необхідність додавання до шихти подрібненого кварцового піску та зміни режиму випалу.

Багато дослідників вважають, що з підвищенням температури відновлення збільшується розбухання котунів [42].

В роботі [88] розглянуто причини «катастрофічного розбухання» котунів на стадії відновлення вюстита до металургійного заліза.

Електронно-мікроскопічне дослідження показало, що це явище пов'язане з появою при відновленні волокон металевого заліза, які надають катунам губчастої, механічно слабкої структури. Як найбільш вірогідна причина

вказується наявність у деяких котунах перед випалюванням кальцієвого магнетиту $\text{Fe}_{1-x}\text{Ca}_x\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, де частину іонів заліза заміщено іонами кальцію в октаедричній координації. При відновленні на поверхні окремих частинок вюстита утворюється багата кальцієва фаза. Іони кальцію перешкоджають росту зерен металевго заліза та утворенню нормальної топохімічної оболонки металевго заліза. Установлено, що домішка оксиду магнію та марганцю не викликала катастрофічного розбухання.

На сьогодні до якості котунів висунуті додаткові вимоги, що враховують умови відновлювально-теплового оброблення в доменній печі (табл. 5.3).

Таблиця 5.3

Досягнуті (а) та необхідні (б) показники якості залізорудних котунів

Показники	а	б
I. Фізико-механічні властивості:		
Міцність на удар при випробуванні в стандартному барабані за виходом класу крупніше 5 мм, %	92–94	≥ 95
Стирання при випробуванні в стандартному барабані за виходом класу 0,5–0 мм, %	5–7	$\leq 3–5$
Вміст дріб'язку 5–0 мм у котунах, що відвантажуються, %	3–5	≤ 3
Вміст котунів крупністю 18–8 мм у котунах, що відвантажуються, %	90	95
II. Показники стабільності складу:		
Коливання масової частки заліза, %	$\pm 0,5$	$\leq \pm 0,25$
Коливання основності (CaO/SiO_2)	$\pm (0,05–0,1)$	$\leq \pm 0,025$
III. Характер поведінки при відновленні:		
Міцність при відновленні за виходом фракції крупніше 5 мм ($B > 5$), %	70	≥ 80
Стирання при відновленні за виходом класу 0,5–0 мм ($B < 0,5$), %	10	≤ 5
Перепад тиску газу при відновленні шару під навантаженням, мм. вод. ст.	50	≤ 20
Розбухання, %	7–20	≤ 12

З метою ефективного використання в доменній плавці котунів, крім високої механічної міцності в початковому стані, повинні мати й інші властивості:

- стійкість проти руйнування при відновленні в області низьких та помірних температур, мінімальне утворення при цьому пилу (0,5–0 мм) і дріб'язку (5–0 мм) з метою зменшення виносу колошникового пилу, спрацювання засипного апарату, підвищення газопроникності матеріалу у верхній та середній частині шахти;

- висока температура та вузький інтервал розм'якшення для забезпечення хорошої газопроникності та підвищення стійкості футеровки в нижній частині шахти, запобігання потраплянню в горн недостатньо підготовленого матеріалу;

- хороша відновлюваність не тільки на початковій стадії відновлення, але й при високих температурах процесу в нижній частині шахти;

- мінімальні коливання масової частки заліза, основності та інших металургійних властивостей для забезпечення рівного ходу печі, стабільного теплового стану горна, поліпшення стійкості пічного обладнання та технічних показників доменної плавки.

Уважається, що знеміцнення залізородних матеріалів при відновленні обумовлене головним чином структурними змінами, що відбуваються в котуні з оксидами заліза, а також у зв'язці між рудними зернами.

Однією з перших фундаментальних праць у цій галузі була монографія Ю.С. Юсфіна та Т.Н. Базилевича, у якій розглянуто механізм зміцнення неофлюсованих та офлюсованих котунів у процесі випалу [103].

В роботі [100] розглянуто механізм зміцнення неофлюсованих та офлюсованих котунів у процесі випалу. Було встановлено, що котуни руйнувалися в той момент, коли відбувалося перетворення $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$. Найменш міцні офлюсовані котуни мали найбільше відновлення. А ось у дослідях І.А. Копіріна та ін., навпаки найменшому руйнуванню при відновленні піддавалися офлюсовані котуни. Дослідження шведської компанії ЛКАБ показали, що котуни основністю 2,5 мають більш високу міцність при відновленні, а розбухання нижче, ніж у неофлюсованих. Неофлюсовані котуни

при відновленні бувають міцними, якщо вміст пустої породи в них досить високий (6 % і більше).

Міцність офлюсованих котунів, отриманих на напівпромисловій установці ПрАТ «Центральний ГЗК», визначали при плавці їх у дослідній доменній печі НТМК. Котуни містили 57,44 % Fe, 2,24 % FeO, 8,12 % SiO₂, 8,5 % CaO, 0,65 % MgO, 0,57 % Al₂O₃. Візуальний огляд аншлафа котунів, відібраних на чотирьох горизонтах по висоті печі та в трьох точках її по перетину, показав, що якщо у вихідних котунах протяжність тріщинами не перевищувала 20 %, то в котунах, відібраних із середини шахти, тріщини спостерігалися вже в 50 % зразків, причому, крім кільцевих тріщин, які були у вихідних котунах, утворювалися радіальні тріщини розмірами 2–8 мм.

У багатьох дослідженнях знаходить підтвердження той факт, що ступінь розбухання при відновленні залежить від умов випалу котунів.

У більш пізній праці Ф.М. Журавльова та Т.Я. Малишевої узагальнено дані досліджень фазового складу та металургійних властивостей котунів здебільшого з концентратів залізистих кварцитів. Показано, як ступінь офлюсування та режим термообробки впливають на металургійні властивості котунів [43]. Ці автори довели, що взаємозв'язок між пористістю та металургійними властивостями не є однозначним. А ось тріщини (концентричні), які утворюються на контакті гематитової й магнетитової зон, негативно впливають на фізико-механічні властивості котунів.

На зменшення міцності котунів впливає й залишкова напруга. На стадії твердофазного спікання (1150–1200 °C) з'єднання із твердофазних феритів кальцію не забезпечує необхідної міцності та стійкості до тертя офлюсованих котунів при відновленні, при цьому ступінь їх відновлення високий. При температурі випалу, що забезпечує утворення силікатного розплаву (1250 °C і вище), міцність котунів при відновленні досягає свого максимального значення (90–95 %), а стирання – мінімального (2–3 %). Необхідну міцність при відновленні забезпечує котунам скляний силікатний зв'язок, що утворює структуру з мінімальною загальною та відкритою пористістю. При цьому ступінь

відновлення таких котунів також мінімальна (10–25 %). У неофлюсованих котунів, що мають тугоплавку нерудну частину, розплав практично не утворюється ні за яких температурах випалу, і, маючи високі фізико-механічні властивості, вони майже повністю руйнуються в процесі відновлення. Ступінь відновлення при цьому значно вище (50–70 %) офлюсованих котунів. Автори [43] дійшли висновку, що на ступінь відновлення котунів впливає величина їх відкритої пористості. Чим вища температура випалу котунів, тим кращими є їх властивості при високотемпературному відновленні.

Поряд із температурно-тепловим режимом зміцнювального випалу котунів на їх транспортабельність і поведінку при відновленні істотно впливає кількість пустої породи та ступінь її офлюсування. В інституті ПАТ «НДПІ «Механобрчермет» досліджували вплив глибини збагачення концентратів і ступеня офлюсування пустої породи (природною 0,5; 1,0; 1,5 і 2,0 відносно CaO/SiO_2) і температури випалу на фізико-механічні та металургійні властивості котунів [38, 39].

Концентрати K_1 – K_5 , вапняк (В) і бентоніт (Б) мали хімічний склад, який наведено у табл. 5.4.

Таблиця 5.4

Хімічний склад матеріалів шихти, %

Найменування складової шихти	Fe	FeO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	K ₂ O+Na ₂ O
K ₁	71,2	28,9	0,8	0,15	0,26	0,1	0,24
K ₂	69,8	28,6	2,4	0,10	0,15	0,21	0,26
K ₃	67,7	27,6	4,7	0,10	0,24	0,22	0,23
K ₄	66,9	27,8	5,5	0,10	0,25	0,21	0,26
K ₅	65,3	26,8	7,7	0,10	0,15	0,20	0,23
В	0,5	0,13	1,26	54,3	0,27	1,05	0,13
Б	4,7	0,32	58,5	4,85	14,9	2,95	2,27

Гранулометричний склад шихтових матеріалів для котунів характеризувався даними, наведено в табл. 5.5.

Таблиця 5.5

Гранулометричний склад шихтових матеріалів для котунів

Найменування складової шихти	>100 мкм	100–74 мкм	74–50 мкм	50–0 мкм	S, см ² /г
K ₁	0,8	0,1	6,1	93,0	1800
K ₂	1,6	0,2	7,1	91,1	1750
K ₃	2,0	0,4	6,8	90,8	1800
K ₄	1,8	1,2	7,9	89,1	1700
K ₅	0,6	0,1	6,9	93,4	1800
B	0,1	1,1	5,1	93,7	4900
B	0,2	0,8	4,6	94,4	5700

Примітка: > 100 і т.д. – вміст (%) відповідних фракцій (мкм); S – питома поверхня]

Котуни обпалювали в режимі, що забезпечує повне окислення магнетиту, розкладання вапняку й формування рівномірної структури за всім об'ємом. Максимальну температуру випалу змінювали в межах 1200–1300 °С. Міцність котунів оцінювали стандартними методами.

Міцність при стисненні неофлюсованих котунів зростає зі збільшенням вмісту кремнезему до 5,5 % (мається на увазі вміст у вихідному концентраті тут і далі) і з підвищенням температури. При більшому вмісті кремнезему (7,7 % – K₅) їхня міцність знижується.

Збільшення температури випалу та підвищення вмісту кремнезему до 4,7–5,5 % інтенсифікує процес спікання внаслідок збільшення частки розплаву, який у невеликих кількостях утворюється вже при 1200 °С. Подальше збільшення вмісту кремнезему призводить до роз'єднання рудних зерен зернами кварцу, що не прореагували при низьких температурах випалу (1200–1250 °С), та збільшення кількості крихкого силікатного скла при високих температурах (> 1300 °С). Те й

інше зменшує міцність котунів. Міцність котунів при стисканні має екстремальну залежність від основності; при будь-якому вмісті кремнезему максимум міцності спостерігається при основності 0,5.

Уведення невеликої кількості флюсу (до основності 0,5) сприяє інтенсифікації процесів спікання, що підвищує міцність котунів на стиск при температурі випалу 1200 °C у всьому діапазоні дослідження вмісту кремнезему, а при 1250 °C – до 5,5 % SiO₂. У котунів з 7,7 % SiO₂ при температурі випалу 1200 °C і з 2,4–7,7 % SiO₂ при 1300 °C міцність починає зменшуватися в зв'язку з появою підвищеної кількості силікатного розплаву.

Подальше збільшення основності (понад 0,5) котунів призводить до зменшення їх міцності. Чим більше флюсу вводиться, тим більше знижується міцність. При низькому вмісті кремнезему (0,8 %) у вигляді невеликої кількості введеного флюсу ця закономірність проявляється лише при більш високих основностях.

Випробування міцності котунів у барабані показує, що при температурі випалу 1200 °C характер зміни міцності на удар від основності та вмісту кремнезему аналогічний характеру зміни міцності при стисканні. При збільшенні температури випалу до 1250 і 1300 °C міцність котунів на удар збільшується зі зростанням основності та вмісту кремнезему. Однак, чим вища температура випалу, тим менш помітним є вплив цих факторів.

Крім типу зв'язки рудних зерен, на механічну міцність котунів впливає і їх пористість. При температурі 1200 °C (твердофазне спікання) зі збільшенням основності та вмісту кремнезему пористість котунів збільшується, що є можливою причиною погіршення їх механічної міцності.

При більш високих температурах, що забезпечують значне формування рідких фаз, у процесі випалу пористість котунів зменшується тим інтенсивніше, чим вищими є основність та вміст кремнезему, але пористість офлюсованих котунів все ж виходить вищою, ніж у неофлюсованих.

Як зазначалося раніше, відсутність однозначної залежності між показниками механічної міцності котунів та їх пористістю свідчить про значний вплив речового складу на їх міцність.

Відомо, що в процесі відновлення всі залізорудні матеріали втрачають міцність [103, 43, 38, 39]. Дослідження ступеня руйнування котунів в обертовому барабані в процесі відновлення показало, що для досліджених температур випалу, вмісту кремнезему й основностей, зі збільшенням температури випалу їх міцність зростає. Далі ми розглядаємо поведінку котунів при відновленні, обпалених при максимально допустимій температурі, що виключає їх інтенсивне спікання. Вміст кремнезему в неофлюсованих котунах не робить істотного впливу на показник стирання за виходом фракції 0,5–0 мм. Проте, зі збільшенням вмісту кремнезему знижується показник їх руйнування за виходом фракції 5–0,5 мм і зростає показник міцності за виходом фракції крупніше 10 мм.

Додавання вапняку неоднаково впливає на знеміцнення котунів при відновленні. При основності 0,5 зі збільшенням вмісту кремнезему збільшується якість силікатного зв'язку, у складі якого переважає крем'янисте скло. Це позначається й на ступені їх відновлення (рис. 5.4), і на ступені руйнування (рис. 5.5).

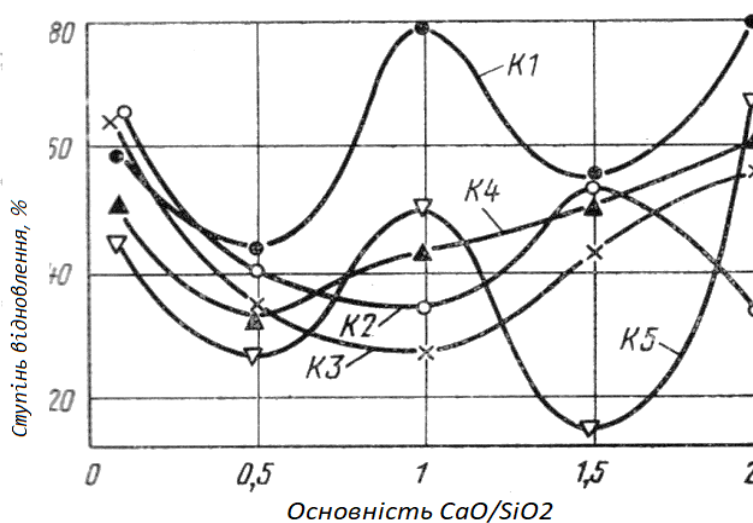


Рис. 5.4. Вплив основності та вмісту кремнезему (K_1 – K_5 – у тексті) на ступінь відновлення котунів в обертовому барабані

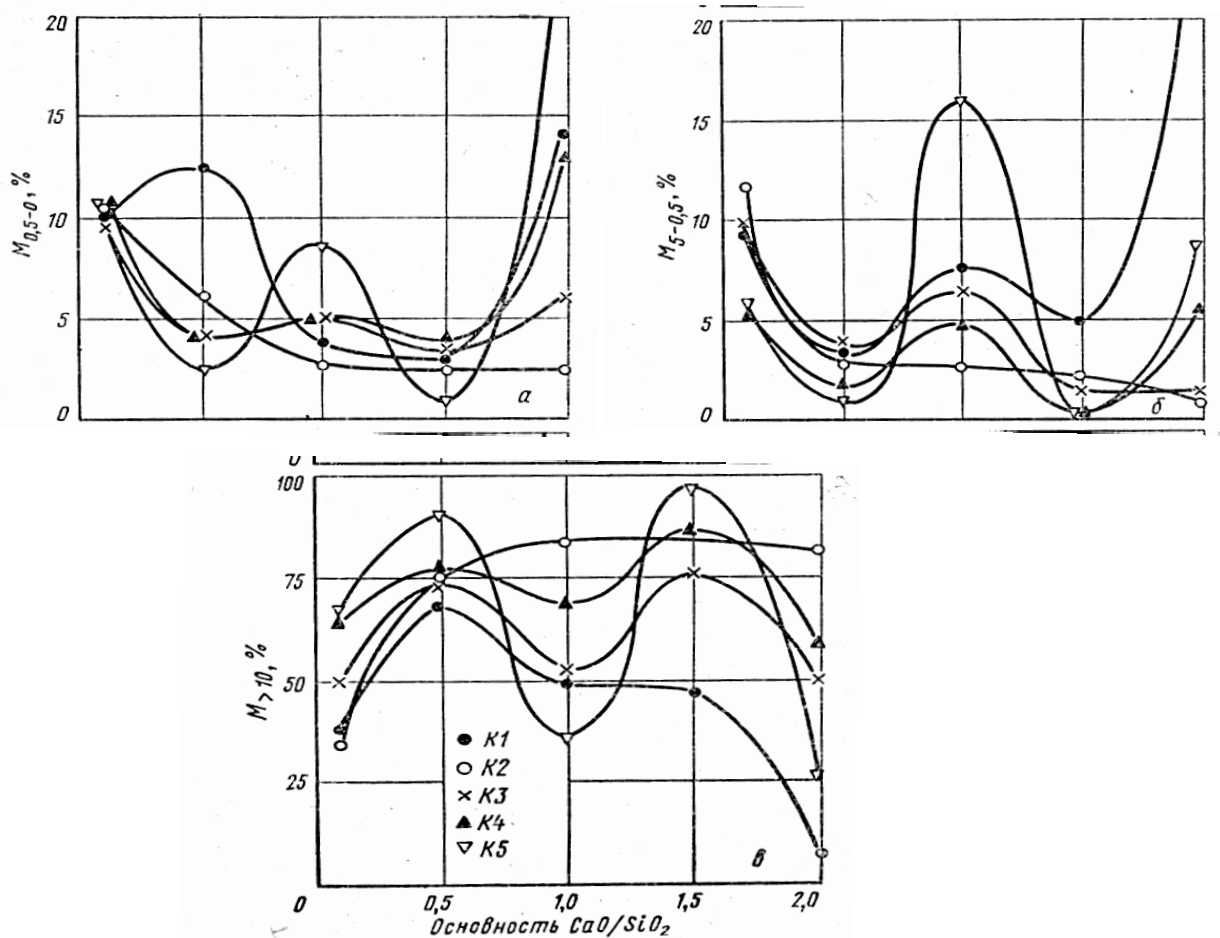


Рис. 5.5. Вплив основності CaO/SiO_2 та вмісту кремнезему (K_1 – K_5) на ступінь знеміцнення котунів при відновленні в обертовому барабані ($M_{>10}$ і т.д. – вихід відповідних фракцій)

Між ступенем відновлення й руйнування котунів різного складу немає прямої залежності (рис. 5.4 і 5.5). На відміну від висококременистих котунів, у низькокременистих з основністю 0,5 спостерігається збільшення виходу класу 0,5–0 мм при відновленні. За даними досліджень Г. Кортмана, Г. Енде, К. Гребе, Р.Л. Блейфуса та ін., підвищення знеміцнення низькокременистих котунів із низьким ступенем офлюсування є результатом аномального розбухання, пов'язаного з утворенням багатокальцієвої фази на поверхні частинок вюстити. Це перешкоджає зростанню зерен заліза на вюститі й утворенню нормальної топомічної оболонки металевого заліза.

При подальшому збільшенні основності до 1,0 зростає кількість шлакової зв'язки в котунах і зменшується кількість зв'язки внаслідок спікання рудних

зерен. Якість шлакової зв'язки також змінюється. У склі викристалізуються залізокальцій, ферити, гематит. Така велика кількість мінеральних фаз із різними теплофізичними властивостями призводить до посиленого знеміцнення котунів у процесі нагрівання й відновлення. При основності 1,5 зростає частка нерудних фаз, зменшується кількість різновидів мінералів, що викристалізувалися з розплаву, і знижується пористість. Це зменшує знеміцнення котунів.

При малому вмісті кремнезему (0,8 і 2,4 % – K_1 і K_2) при основності 1,0 і 1,5 розплав утворюється здебільшого у вигляді тонких плівок на поверхні рудних зерен та при охолодженні котунів перетворюється в цементувальне скло. Кристалізація розплаву незначна. У зв'язку з цим показники міцності при відновленні покращується з ростом основності.

При утворенні великої кількості легкоплавких феритів кальцію на стадії твердофазного спікання (основність 2,0), особливо при збільшенні вмісту кремнезему, випал котунів можливий тільки при низьких температурах, щоб уникнути їх сплаву. Тому котуни виходять високопористими, легковідновлюваними та з низькою міцністю при відновленні. Чим вищий вміст кремнезему, тим нижчою повинна бути температура випалу і тим вищими є показники стирання та руйнування при відновленні. Установлено, що незалежно від вмісту кремнезему й основності найкращими властивостями володіють котуни з однорідною по перетину дрібнопористою структурою, у яких з'єднання рудних зерен є комбінованим (рудношлаковим) і представлений спеченими перекристалізованими рудними зернами та шлаком у вигляді скла, рівномірно розподіленого по всьому об'єму тонкими плівками й мікрооб'ємами між рудними зернами.

5.2.2.2. Вплив лугів, оксидів що містять магній та алюміній у шихті, при виробництві котунів

Відомий вплив домішок, що містять магній, на роботу доменних печей. Установлено, що якщо в'язкість шлаку при введенні магнезії знижується, то

десульфуратія чавуну покращується при незмінному відношенні величини $\text{CaO}:\text{SiO}_2$. Досвід показав, що вміст в основних шлаках до 6 % MgO позитивно впливає на десульфуратію в доменній печі [63].

І.Ю. Кожевников писав, що при додаванні з'єднань лужних і лужноземельних металів значно збільшується швидкість відновлення руд газами, прискорюється процес газифікації вугілля.

З метою полегшення відновлення заліза з хімічних сполук і розчинів оксидів рекомендується використовувати домішки лужних і лужноземельних металів, що утворюють більш міцні продукти-силікати, алюмосилікати тощо.

У низці праць відзначається позитивний вплив домішок CaO , K_2O , Na_2CO_3 , CaCO_3 (до 6–10 %) на швидкість відновлення оксидів заліза монооксидом вуглецю. Домішки глинозему, навпаки, гальмують процес, а кремнезем і магнєзія не впливають [59].

Г. Енде та ін. [51] відзначають, що присутність у обпалених котунах навіть незначних домішок лужних металів (до 0,1 %) різко посилює процес розбухання котунів. Без додавання лугів об'єм котунів зростає:

на стадії $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$;

на стадії $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}_{1-y}$;

на стадії $\text{FeO}_{1-y} \rightarrow \text{Fe}$ через спікання частинок металевого заліза об'єм котунів знижувався на 3–6 %.

За наявності лугів об'єм котунів на стадії $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ збільшувався на 20–30 %, на стадії $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}_{1-y}$ змінювався мало й на стадії $\text{FeO}_{1-y} \rightarrow \text{Fe}$ зростає на 150–350 %.

На думку цих же авторів, присутність атомів лужних металів у решітці оксидів заліза змінює швидкість дифузії продуктів відновлення, сприяючи появі напружень, що перевищують межу міцності матриці.

Змінюючи склад і в'язкість силікатного розплаву, можна змінювати цілеспрямовано фазовий склад зв'язки й металургійні властивості котунів. Автори [59] вводили оксид алюмінію в котуни у вигляді глиноземоутримувального концентрату.

Було встановлено, що введення цієї домішки в котуни основністю 0,1–0,5 призвело до зниження їх міцності при відновленні, причому, чим нижча основність, тим більше руйнуються котуни.

Актуальним є вивчення впливу лужних металів на властивості котунів. Є публікації про результати досліджень впливу NaCl , Na_2CO_3 , NaKCO_3 на розбухання котунів. Так домішка 0,2 % NaCl (у перерахунку на Na_2O) показує наявність аномального розбухання магнетитових котунів, яке не виникає при додаванні NaCl до гематитових котунів. Разом з тим додавання NaCO_3 до гематитових котунів показало ступінь їх розбухання понад 300 % [59].

Зі збільшенням вмісту лужних металів розбухання котунів також збільшується. Через 1–6 хв. відновлення ступінь розбухання досягає близько 100 %, а в кінці зростає понад 400 %.

Випробування цих же котунів на розбухання в ущільненому шарі в процесі відновлення під навантаженням показали, що з ростом вмісту лужних оксидів втрати тиску газів значно збільшуються. Після відновлення ущільнений шар котунів сильно руйнується.

Проводилися дослідження розбухання котунів на етапах магнетит $\rightarrow$ вюстит $\rightarrow$ металеве залізо в процесі відновлення CO/CO_2 у співвідношенні 10/90, 60/40 та 100/0 при 1000 °C.

Котуни, що містять лужні метали, відчують порівняно велике збільшення об'єму на етапі «гематит $\rightarrow$ магнетит». Деяке збільшення спостерігається на етапі «магнетит $\rightarrow$ вюстит», і знову велике збільшення об'єму відповідає етапу «вюстит $\rightarrow$ металеве залізо». Якщо на етапі «гематит $\rightarrow$ магнетит» зупинити відновлення та охолодити котуни в азоті, то котуни набувають значної крихкості і майже повністю руйнуються. При відновленні до металевого заліза в результаті його утворення та спікання міцність збільшується. Навпаки, збільшення об'єму котунів, що не містять лужних металів, невелике. На етапі «вюстит $\rightarrow$ металеве залізо» збільшення об'єму майже не спостерігається, часто відбувається усадка. Великий вплив на розбухання надає швидкість газу. Лужні метали, що міцно

пов'язані з кремнеземом в бентоніті, не роблять великого впливу на аномальне розбухання.

Зі збільшенням температури випалу ступінь розбухання котунів зменшується, а котунів, обпалені при 1220 °С і вище, практично не розбухають і не руйнуються. Японські дослідники вивчали вплив домішки вапна на розбухання. При основності $\text{CaO/SiO}_2 = 0,5$ спостерігається сильне розбухання котунів, а при збільшенні основності розбухання зменшується. За іншими даними, найбільше розбухання котунів зазначалося при основності 0,7.

Зменшення розбухання котунів Мальберчет (Швеція) спостерігалось при додаванні до шихти повернення або попередньо відновленої руди. Багато дослідників вважають, що з підвищенням температури відновлення збільшується розбухання котунів. Для котунів Маркона максимальний ступінь розбухання був при температурі відновлення 1000 °С. Для котунів із гематитової руди (Венесуела) при ізотермічному відновленні при 800–900 °С ступінь розбухання складала 100–140 %, а при 1100 °С котунів не розбухали [103, 7].

Наріта Кіічі та ін. відзначають, що присутність у обпалених котунах навіть незначних домішок лужних котунів і навіть незначних домішок лужних металів (до 0,1 %) різко посилює процес збільшення котунів. Без додавання лужних металів об'єм котунів зростає:

на стадії $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ на 4–4,5 %;

на стадії $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}_{1-y}$ до 9–13 %;

на стадії $\text{FeO}_{1-y} \rightarrow \text{Fe}$ через спікання металевого заліза об'єм котунів знижувався до 3–6 %.

Наявність лугів приводила до збільшення об'єму котунів на стадії $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ на 20–80 %, на стадії $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}_{1-y}$ об'єм змінювався незначною мірою, а на стадії FeO_{1-y} зростає на 150–350 %.

На думку Г. Енде та ін., присутність атомів лужних металів у решітці заліза змінює швидкість дифузії продуктів відновлення та сприяє появі напружень, що перевищують межу міцності матриці. Б.В. Когуль вивчав об'ємні зміни та руйнування котунів із титаномagnetитового концентрату Качканарського ГЗК

[54]. У процесі відновлення качканарські котуни збільшуються в об'ємі, значно знеміцнюються та розтріскуються. Причому найбільшого формування ці явища набували в інтервалі температур 500–750 °С та, як уважає автор, це пов'язано з відновленням гематиту до магнетиту та утворенням в об'ємі котунів транс- та інтеркристалічних мікротріщин. Ферити кальцію в котунах інтенсивно відновлюються при 800–900 °С і вище. Качканарські котуни, на відміну від офлюсованих котуни ССГЗК(Соколовсько-Сорбайського гірничо-збагачувального комбінату), володіють меншою міцністю після відновлення при низьких температурах і більшою при високих, що обумовлено, на думку дослідника, відносно великим утворенням у них шлакової зв'язки зі зниженою масовою часткою заліза.

Автор [54] стверджує: розбухання обумовлене збільшенням об'єму, що супроводжує відновлення гематиту до вюститу в області підвищених температур (750–1100 °С), видиме розбухання складається з істинного розбухання (збільшення об'єму) матеріалу, приросту об'єму пор та мікротріщин, що з'явилися. Запропоновано показник якості котунів – тріщинуватість при відновленні. Величина цього показника пов'язана здебільшого з топокінетикою відновлення; вона залежить від уявного розбухання, яке є сумою істинного розбухання та об'єму мікротріщин, що з'явилися.

Уявне розбухання котунів залежить від кількості гематиту, складу й фізичних властивостей шлакової зв'язки та рудних зерен, а також топокінетики процесу відновлення. Котуни знеміцнюються в процесі відновлення, головним чином, під впливом їх розбухання. Міцність знижується в результаті утворення мікротріщин у рудних зернах і шлаковій зв'язці, виникнення напруження між окремими шарами по перетину зразка і в його мікрооб'ємах. Міцність після відновлення залежить від вихідної міцності котунів та оскільки вона знаходиться у великій залежності від ступеня розбухання, то зміна вихідної й кінцевої міцності може бути не однозначною. Для забезпечення міцності відновлених котунів 35–40 кг/ок. (при початковій 160–200 кг/ок.) значення об'ємного розбухання не повинна перевищувати 4 %. Зі зниженням температури

відновлення в інтервалі 500–1100 °С збільшується ступінь розбухання котунів (від 2 до 23 %) та знеміцнення (від 35 до 95–100 %). Критична температура, нижче якої ці явища набувають найбільшого розвитку, знаходяться в межах 600–700 °С. У разі оплавлення котунів при випалюванні критична температура знижується до 600 °С. У процесі відновлення при 500–600 °С із появою металевого заліза розбухання та знеміцнення котунів, як і агломерату, сприяє виділенню сажистого вуглецю, під дією якого поверхневі ділянки зразка поступово руйнуються, перетворюючись на пил. При низьких температурах відновлення збільшення кількості шлакової зв'язки в котунах сприяє їх знеміцненню, із підвищенням відновлюваності котунів розбухання посилюється. За міцністю при відновленні офлюсовані котуни поступаються неофлюсованим. Підвищення масової частки заліза в концентраті дозволяє отримати більш високоосновні котуни з підвищеною залишковою міцністю (20–30 кг/ок.) після відновлення. При низьких температурах відновлення окислені котуни з гематитовою зв'язкою знеміцнюються меншою мірою, ніж з розвиненою шлаковою зв'язкою. Вплив гематитової зв'язки на збереження міцності більш ефективний за наявності в котунах оптимальної кількості шлакової складової.

Дослідження кінетичних закономірностей окислення котунів із Качканарського концентрату показали, що при швидкостях нагрівання ≥ 30 °С/хв. від 500 до 1350 °С спостерігається зональний характер окислення [61].

На міцність обпалених котунів впливають і умови їх охолодження в інтервалі 1350–900 °С [103]. Показано, що міцність зональних котунів визначається вмістом кисню в газовій фазі при охолодженні котунів у діапазоні 1300–900 °С. Знеміцнення обпалених зональних котунів при охолодженні на повітрі пов'язане з окисненням у них залишкового магнетиту, у результаті якого рудні зерна зменшуються й відшаровуються від шлакової зв'язки.

У праці [7] показано, що заміна магнетиту на гематит не призводить до помітних змін розмірів частинок. Їх структура залишається досить щільною до та після окисного випалу, це свідчить, що кристалохімічні перетворення

«магнетит → гематит» не призводять до зменшення рудних зерен розміром 0,1–0,3 мм.

Однак при нагріванні зразків із розміром частинок 50–74 мкм при тих же умовах термообробки значно зменшилися розміри зразків у ході високотемпературного випалу й охолодження, що можливо тільки в результаті рідкофазного спікання [61].

На думку авторів [56, 20], знеміцнення гематито-магнетитових котунів при охолодженні пов'язане з виникненням у них термічних напружень у результаті зміни закону розподілу температур після переходу котунів із пластичного стану в пружний, який залежно від їх складу спостерігається при температурі менше 1000 °С, а термічні напруження в котунах виникають при збільшенні швидкості їх охолодження.

Отримані С.Г. Меломудом та Б.П. Юр'євим результати досліджень впливу технологічних факторів на міцність обпалених котунів КачГЗК та ССГЗК показали: низьку міцність мають, як правило, частково окислені зональні котунів, охолоджені на повітрі. Невисока міцність таких котунів пов'язана з наявністю в них тріщин на межі магнетитового ядра та гематитової оболонки. Ці автори вважають, що котуни руйнуються при охолодженні, тому що в них виникає напружений стан на межі зон із неокисленого магнетитового ядра та окисленої гематитової оболонки, що характеризуються різними усадками та температурами кристалізації шлакових вкраплень.

У [15] відзначається досить тісний зв'язок між міцністю котунів і ступенем їх відновлення. При температурі 500 °С мінімум міцності спостерігається при ступені відновлення близько 15 %, що автори пов'язують з переходом гематиту в магнетит. З підвищенням температури відновлення мінімум міцності не спостерігається.

Характеристики міцності котунів залежать від багатьох факторів, зокрема режиму їх випалу, умов відновлення, ступеня офлюсування, наявності домішок, наприклад, лугів тощо.

Багато дослідників дійшли висновку, що аномальне розбухання котунів обумовлене роз'єднанням та руйнуванням зерен при переході гематиту в магнетит на початку відновлення й утворенням волокнистого заліза на наступному етапі відновлення вюстита в металеве залізо.

Інший механізм розбухання котунів пропонується в праці [26]. Автор цієї праці вивчав відновлення карбонізованих, обпалених котунів, а також не зміцнених зв'язкою сирих брикетів із магнетитових концентратів, з хімічно чистого оксиду заліза, бурого залізняку. Усі зразки збільшувалися в об'ємі, крім брикетів з чистого оксиду заліза, бурого залізняку та добре обпалених котунів із магнетитового криворізького концентрату.

У результаті цих досліджень Г.В. Губін запропонував такий механізм аномального збільшення об'єму котунів. У процесі відновлення щільних магнетитових частинок монооксидом вуглецю з'являється деяка кількість металевого заліза. Монооксид вуглецю адсорбується на активних центрах поверхні відновленого заліза, при цьому відбувається його розклад, десорбція вуглекислоти та міграція атомарного вуглецю в решітку металевого заліза. Потім відбувається дифузія вуглецю в бік більш низьких концентрацій, тобто до поверхні розділу металевого заліза й вюститу, де він з'єднується з киснем, утворюючи монооксид і діоксид вуглецю. Поява газової фази всередині зерна призводить до виникнення високого тиску, що досягає декількох десятків атмосфер. Цей газ буде виходити через наявні пори та новоутворені тріщини, розштовхуючи прилеглі частинки, що призводить до збільшення об'єму всього зразка і, врешті-решт, до руйнування в «реальних умовах». Але добре обпалені в оптимальних умовах котунів з комбінованою зв'язкою можуть зберегти міцність, достатню для ведення доменного процесу або при прямому отриманні заліза з них.

Плавки в експериментальній доменній печі показали, що при ступені розбухання менше 20 % робота печі проходила нормально, поки частка котунів в шихті не перевищувала 65 %. При частці котунів 90–100 % виникла необхідність зменшити інтенсивність плавки. При завантаженні 65 % котунів у шихті при

ступені розбухання >40 % необхідно було знижувати інтенсивність плавки, тому що робота печі була нестабільною [15].

Цікаві результати досліджень неофлюсованих котунів представлено в праці К. Гребе та Г. Кеддайніс [21]. Хімічний склад котунів наведено в табл. 5.7, де показано, що відмінність відзначається тільки в сорті А через більш високу масову частку Al_2O_3 . Проте поведінка цих котунів при відновленні була різною. Котуни А сильно руйнувалися (вміст класу мінус 0,5 мм досягав 30 %) при температурі відновлення 420 °С. І навпаки при температурі 800 °С руйнування було невеликим і становило в 4 % класу мінус 0,5 мм (табл. 5.6).

Таблиця 5.6

Хімічний склад котунів

Сорт котунів	Масова частка компонентів, %													
	FeO	Fe ₂ O ₃	Mn	P	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	CO ₂	H ₂ O
А	0,22	88,75	0,06	0,040	0,01	5,68	3,22	0,15	0,52	0,07	0,15	0,04	0,19	0,94
В	0,83	91,40	0,09	0,013	0,01	5,53	0,44	0,06	0,53	0,42	0,15	0,03	0,11	0,51
С	0,64	92,66	0,14	0,020	0,002	5,24	0,10	0,04	0,80	0,52	0,03	0,02	-	-

Котуни сорту В при низьких температурах взагалі не руйнувалися, а при високих температурах було виявлено тільки деяка схильність до руйнування. Було припущено, що наявність у котунах сорту А підвищеного вмісту глинозему впливає на структуру котунів, що призводить до сильного руйнування при низькій температурі. Дійсно, котунів сорту А мали щільну структуру, а основною зв'язкою була силікатна склоподібна фаза. Зерна руди мали округлу форму й перебували майже повністю в склоподібній фазі та проросли в ній. Цим була обумовлена жорсткість структури. У котунів сорту В зерна гематиту мали кутасту форму. Зростання зерен та їх округлення не відбулося. Численні зерна гематиту пов'язані між собою містками з оксидів заліза. Кількість склоподібної фази набагато менше, ніж у котунів сорту А. Вона лише частково виконує роль зв'язки і у вигляді тонкої плівки була розташована між зернами руди. Структура цих

котунів, незважаючи на їх звичайну механічну міцність, була менш жорсткою, тому зв'язкою між зернами була не тільки склоподібна фаза.

Автори вважають, що відмінності в структурі котунів сортів А і В призвели до відмінностей при відновленні. Так котунів сорту А, структура яких нагадує структуру агломерату, поведуться аналогічно агломерату: розпад зерен при відновленні відбувається в області низьких температур (нижче 550 °С). Відновлення починається в момент утворення кристалографічно неорієнтованих червоподібних пластинок магнетиту всередині зерен гематиту, що призводить до утворення тріщин і дефектів структури. Структура котунів сорту В після відновлення при низькій температурі не має слідів руйнування.

Деякі руйнування при високих температурах обумовлені частковим розпадом безпосереднього зв'язку між зернами гематиту й напруженнями в структурі. Котуни сорту С мають майже такий же хімічний і мінералогічний склад, як і котуни сорту В. Але ведуть вони себе при відновленні інакше, ніж котуни В, так як у них чітко виражений розпад при низьких температурах, що вилився в появі червоподібних пластинок магнетиту. Це явище пов'язане з утворенням тріщин, як і у котунів сорту А.

Хоча мінералогічний склад фаз котунів сорту С аналогічний котунам сорту В, проте в структурі є істотні відмінності. Зерна кварцу дуже тісно й на великій поверхні зрослися із зернами руди. Зерна гематиту рекристалізувалися сильніше. Дрібні зерна руди майже зникли.

Ці особливості свідчать про те, що котуни сорту С піддавали випалу при дуже високих температурах. Наведені результати було перевірено й підтверджено потім у лабораторних умовах. Автори [21] дійшли висновку, що тільки за хімічним складом котунів можна судити про їх поведінку при відновленні. Поведінка неофлюсованих котунів при низькотемпературному відновленні (нижче 550 °С) визначається більшою мірою їх структурою, що залежить як від хіміко-мінералогічного складу вихідних матеріалів, так і від технології виробництва котунів. Авторами [51] виконано аналіз та узагальнення результатів застосування органічних зв'язок при виробництві залізрудних котунів, що

дозволить зменшити вміст хімічних компонентів (SiO_2 , Al_2O_3) за рахунок зменшення введення в технологічний процес бентонітових глин.

5.3. Експериментальні дослідження котунів із концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК»

Як впливає з попереднього матеріалу цього розділу, висока якість котунів пов'язана зі створенням між гематитовими зернами міцної зв'язки та отриманням у результаті теплового оброблення оптимальних структур і речового складу котунів.

Дослідження впливу складу шихти й температурного режиму випалу котунів із концентратів з різним вмістом пустої породи на їх якість показало, що властивості котунів залежать здебільшого від матеріального складу та структури, які визначаються температурно-атмосферними умовами випалу, складом і фізико-хімічними властивостями шихти для згрудкування. Своєю чергою, склад і властивості шихти зумовлюють оптимальний температурний режим випалу.

Найбільш високими показникам міцності відповідає однорідна структура, що складається з рекристалізованих гематитових зерен і рівномірно розподіленої між ними невеликої кількості силікатів у вигляді тонких плівок скла, які утворюють при спіканні між собою гематитових зерен комбіновану зв'язку.

Велике значення для формування металургійних властивостей котунів має рівень максимальної температури випалу. Оптимальна її величина залежить від складу шихти та пустої породи концентратів. При температурі випалу менше 1150–1200 °C ще не утворюється мінімально необхідна кількість розплаву, і офлюсовані котунів зміцнюються тільки частковим спіканням на контактах рудних зерен і в результаті утворення в твердій фазі феритів кальцію.

Петрографічні дослідження окислених котунів різних стадій випалу показали, що розплав у офлюсованих котунах починається з утворення феритів у мікрооб'ємах, де зосереджені найбільш тонкі частинки гематиту, оксиду кальцію, тонкоподрібнених силікатів та кварцу. Наявність легкоплавких силікатів у пустій

породі концентрату значно полегшує утворення рідкорухливого розплаву, який добре насичує капіляри між рудними зернами і значно прискорює рекристалізацію та спікання гематиту.

Найбільш важко рідкорухливий розплав і комбінована зв'язка утворюються в неофлюсованих котунів із концентрату, пуста порода якого представлена вільним кварцом та тугоплавкими силікатами. У даному випадку корисним є тонке подрібнення й домішка подрібненого вапняку, так як у результаті утворення феритів кальцію та на їх основі залізо-кальцієвих силікатів значно знижується температура утворення та в'язкість розплаву й інтенсифікується спікання рудних зерен.

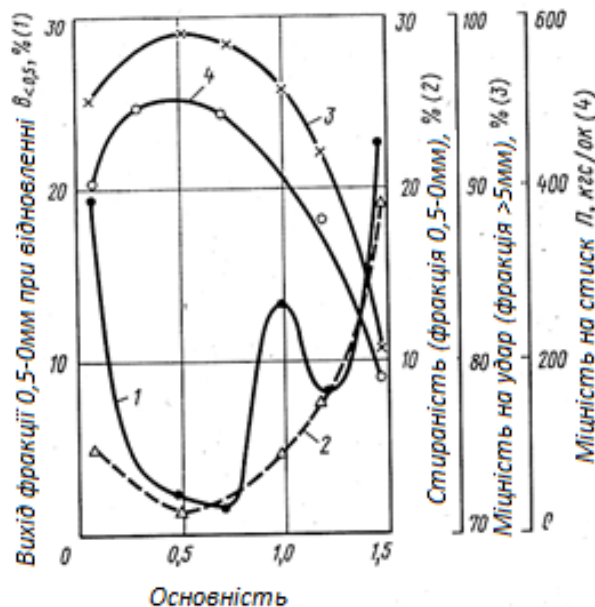
Найбільш міцними та стійкими при відновленні є низькоосновні залізисті силікати (з відношенням CaO/SiO_2 не більше 0,5–0,7), що кристалізуються при охолодженні у вигляді гомогенного скла. Подальше збільшення основності приводить до підвищення кількості шлакової зв'язки в котунах із 7–9 % кремнезему, вона стає менш однорідною: у склі викристалізуються силікати та рудні мінерали. Тому зростання внутрішніх напружень, відновлення найтонших виділень гематиту у зв'язці та збільшення пористості значно знижують міцність при відновленні повністю офлюсованих котунів із пересічних концентратів.

Сприятлива структура офлюсованих котунів основністю 1,0–1,3 спостерігається тільки при обмеженому вмісті кремнезему в концентраті (менше 4 %). Для пересічних магнетитових концентратів найбільш високі показники міцності котунів відповідають інтервалу основності 0,3–0,7 (рис. 5.6) [39].

Вихідна та металургійна міцність котунів із концентратів із вмістом кремнезему 2,4–4,7 % задовольняють сучасні вимоги при основності 1,0–1,5.

Завдяки офлюсуванню можливе отримання міцних котунів при значно меншому вмісту пустої породи в концентраті (1,5–3,5 %). Такі котуни можуть з успіхом використовуватися для прямого відновлення заліза й мати більш високу додану вартість. Застосування агрегатів «Р-П», у яких досягаються найбільш рівномірні умови формування однорідної структури, є передумовою високої

якості котунів. Тому подальше підвищення масової частки заліза в концентратах та котунах є актуальним.



- 1 – вихід фракції 0,5–0 мм при відновленні; 2 – стираність; 3 – міцність на удар;
4 – міцність на стиск

Рис. 5.6. Вплив ступеня офлюсування на показники якості котунів із концентрату
ПрАТ «Північного ГЗК»

З 2012 р. на ПрАТ «Полтавський ГЗК» було розпочато промислові випробування виробництва котунів з основністю 0,25 одиниць модуля по формулі CaO/SiO_2 . На підставі статистичних даних по відвантаженим партіям в термін з 2014 по 2017 рр., де тоннаж склав більш 3000000 тонн котунів, був проведений моніторинг факторів впливу на якість котунів, що відповідає вимогам по LTD 80 % по класу плюс 6,3 мм.

Для встановлення рівнянь зв'язку між хімічним складом залізородних котунів, їх фізико-механічними, металургійними властивостями, значеннями LTD зібрані дані обчислено методом найменших квадратів. Тісноту зв'язку цих величин оцінювали з допомогою коефіцієнта парної лінійної кореляції r .

Рівняння зв'язку представлено в вигляді

$$y = a + bx,$$

де y – значення LTD;

a, b – коефіцієнти;

x – вміст компонентів.

Визначені також: r – коефіцієнт кореляції, s – середнє квадратичне відхилення.

Результати приведені у таблицях (5.7–5.9).

Таблиця 5.7

Зведені дані значень a, b, s, r (проби за період 2011–2013 рр.) по впливу на LTD хімічного складу, основності (основа-руда K_2^2)

Найменування компонента, показника	Інтервал значень, мас. частка, %	Значення коефіцієнта a	Значення кутового коефіцієнта b	Середньо-квадратичне відхилення s	Значення коефіцієнта кореляції r
SiO ₂	4,8–5,59	354,02	-52,90	14,55	0,66
CaO	0,1–1,6	20,39	41,88	4,82	0,97
Al ₂ O ₃	0,3–0,4	58,92	24,89	19,42	0,02
MgO	0,5–0,65	135,47	-118,56	19,1	0,21
K ₂ O	5,1	57,70	134,55	19,39	0,06
Na ₂ O	5,1	93,69	-526,49	18,51	0,30
Fe _{заг}	64,65	5190,17	-79,33	10,41	0,84
FeO	0,3–1,5	49,37	27,66	17,14	0,47
Модуль основності CaO/SiO ₂ , од. мод.	0,3–0,4	23,21	212,09	5,13	0,96
Відновлюваність, %	0,4–0,6	182,88	-220,76	17,57	0,43
Стирання, %	2,0–3,5	144,07	-26,35	17,52	0,43

Зведені дані значень a , b , s , r (проби за період 2014–2015 рр.) по впливу на LTD хімічного складу, основності (основа-суміш руд K_2^2 і K_2^5) приведений в табл. 5.8.

Таблиця 5.8

Зведені дані значень a , b , s , r (проби за період 2014–2015 рр.) по впливу на LTD хімічного складу, основності (основа-суміш руд K_2^2 і K_2^5)

Найменування компонента, показника	Інтервал значень, мас. частка, %	Значення коефіцієнта a	Значення кутового коефіцієнта b	Середньо-квадратичне відхилення s	Значення коефіцієнта кореляції r
SiO ₂	4,5 – 5,4	268,19	-38,54	7,94	0,66
CaO	0,1 – 1,5	-25,03	82,03	5,99	0,83
Al ₂ O ₃	0,3 – 0,4	-	-	-	-
MgO	0,5 – 0,7	134,88	-95,32	9,16	0,51
K ₂ O *)	5,1	-	-	-	-
Na ₂ O *)	5,1	-	-	-	-
Fe _{заг} *)	64,65	-	-	-	-
FeO *)	0,3–1,5	-	-	-	-
Модуль основності CaO/SiO ₂ , од. мод.	0,2–0,3	11,12	262,27	7,07	0,75
Відновлюваність, %	0,4–0,6	57,97	38,92	10,53	0,13
Стирання, %	2,0–3,5	-	-	-	-

*) значення не вказані із-за відсутності кореляції ($r=0,0n$)

Високий показник міцності при низькотемпературному відновленні (LTD), що задовольняє експортні вимоги сучасного доменного виробництва, досягається утворенням у неофлюсованих та низькоосновних котунах висококременистого, рівномірно розвиненого в об'ємі котуна силікатного скла , яке блокує рудні зерна від інтенсивного відновлення. Так у таблиці для руд пачки K_2^2 найбільша

кореляція досягається між основністю CaO/SiO_2 та LTD (0,96); CaO та LTD (0,97). При додаванні в склад шихти концентрата з руди пачки K_2^5 відмічено зниження кореляції між основністю CaO/SiO_2 та LTD (0,75), CaO та LTD (0,83) табл. 5.9 CaO/SiO_2 та LTD (0,55), CaO та LTD (0,39) та з'явилась кореляція між Na_2O та LTD (0,78) табл. 5.9.

Таблиця 5.9

Зведені дані значень a , b , s , r (проби за період 2016–2017 рр.) по впливу на LTD хімічного складу, основності (основа-суміш руд K_2^2 і K_2^5)

Найменування компонента, показника	Інтервал значень, мас. частка, %	Значення коефіцієнта a	Значення кутового коефіцієнта b	Середньо-квадратичне відхилення s	Значення коефіцієнта кореляції r
SiO_2	4,5–5,2	129,97	-10,00	7,78	0,25
CaO	1,2–1,4	12,65	52,73	7,38	0,39
Al_2O_3	0,3–0,45	103,56	-56,78	7,76	0,25
MgO	0,5–0,7	146,40	-111,98	6,95	0,49
K_2O	0,05–0,1	61,34	302,69	7,53	0,35
Na_2O	0,05–0,1	-13,98	1472,18	5,02	0,78
$\text{Fe}_{\text{заг}}$	64,5–65,2	-999,40	16,67	7,50	0,36
FeO	0,3–1,7	72,46	8,73	7,38	0,40
Модуль основності CaO/SiO_2 , од. мод	0,2–0,3	6,14	283,91	670	0,55
Відновлюваність, %	0,4–0,6	151,92	-143,96	5,80	0,69
Стирання, %	2,0–3,5	-	-	-	-

*) значення не вказані із-за відсутності кореляції ($r=0,0n$)

Аналіз емпіричного зв'язку між LTD, хімічним складом та фізико-механічними властивостями доводить, що зниження коефіцієнта кореляції між

LTD та основними хімічними показниками можна пояснити збільшенням неоднорідності шихтуючих матеріалів по гранулометричному та хімічному складу, що залучається (суміш руд K_2^2 і K_2^5) у технологічний процес.

5.4. Техніко-економічний аналіз технології отримання високоякісних магнетитових концентратів

Розрахунок очікуваного ефекту визначався за допомогою таких показників:

- чистої поточної вартості (англійською NetPresentValue, NPV)

$$NPV = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+R)^t}, \quad (5.1)$$

де CF_t – грошовий потік у період t ;

R – ставка дисконту;

n – сумарне число періодів;

- внутрішньої норми прибутку (англ. Internal Rate of Return, IRR):

$$0 = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+IRR)^t} - I_0, \quad (5.2)$$

де I_0 – інвестиції у проект;

- динамічний (дисконтований) термін окупності капітальних інвестицій за чистим прибутком:

$$DDP = \sum_{t=1}^n \frac{CF_t}{(1+R)^t} \geq I_0. \quad (5.3)$$

Розрахунок економічного ефекту від упровадження технології ультразвукового оброблення концентрату флотацій визначається відповідно до «Методики (основних положень) визначення економічної ефективності

використання у народному господарстві нової техніки, винаходів та раціоналізаторських пропозицій» [64]. Використовуються також розробки норм технологічного проектування дробильно-збагачувальних фабрик [65]. Капітальні інвестиції й експлуатаційні витрати розраховані на підставі нормативів за операціями збагачення [71, 84].

Вихідні дані для розрахунку економічного ефекту представлено в табл. 5.10.

Таблиця 5.10

Вихідні дані для розрахунку очікуваного економічного ефекту

Найменування показника	Позначення	Величина показника	
		Базовий варіант	Новий варіант
Річна продуктивність підприємства, тис. т:			
- з видобутку сирової руди	Ар	27616	27616
- з випуску концентрату для подальшої переробки або реалізації	Ак	11670	12136
- з випуску залізорудних котунів	Ао	10595	11018
Масова частка оксиду кремнію (SiO ₂) у концентраті товарному	SiO ₂	5,8	4,1
Ціна 1 т товарного концентрату за ринковими цінами:			
- екв. дол. США		80	80
- грн (за курсом 27,6 грн)	Цтк	2208	2208

Додаткові капітальні інвестиції визначаються за нормативами для збагачення руди [23] і включають кошти на будівництво додаткових виробничих потужностей дробильно-збагачувального комплексу з обробки залізної руди.

Для оцінювання капітальних інвестицій запропонованого проекту є достатня нормативно-інформаційна основа [98]. Оцінювання інвестицій зроблено на основі аналізу питомих капітальних витрат на 1 тонну збагаченої руди.

Розрахунок капітальних інвестицій для реалізації запропонованого проекту представлено в табл. 5.11.

Таблиця 5.11

Інвестиційне оцінювання запропонованого проекту

Найменування робіт	Сума капітальних інвестицій у цінах на 2018 р., тис. грн
Реалізація проекту дисертаційної праці, тис. грн	2 300
Додаткові капітальні інвестиції в цех дроблення, тис. грн	75 900
Додаткові капітальні інвестиції в цех збагачення, тис. грн	214 360
Разом, тис. грн	292 560

Збільшення обсягів видобутку залізної руди можна збільшити без залучення капітальних інвестицій завдяки виведенню з консервації додаткового обладнання.

За результатами розрахунків, капітальні інвестиції в умовах поточного року визначено в розмірі 292,56 млн грн.

Зведені техніко-економічні показники оцінювання характеризуються даними табл. 5.12.

Таблиця 5.12

Зведені техніко-економічні показники оцінювання

Найменування операцій, процесів	Величина показника
Собівартість випуску додаткового концентрату, тис. грн	423 000
Вартість продажу додаткового концентрату за ринковими цінами, тис. грн	933 984
Додаткові капітальні інвестиції, тис. грн	292 560
Додатковий валовий прибуток, тис. грн	218 424
Додатковий чистий прибуток, тис. грн	179 107
Ставка податку на прибуток, %	18
Ставка дисконту, %	14

Продовження табл. 5.12

Дисконтовані капінвестиції, тис. грн	221 217
Дисконтовані витрати на товарну продукцію, тис. грн	319 848
Дисконтований чистий прибуток, тис. грн	135 431
Дисконтований чистий грошовий потік (DCF), тис. грн	28 796
NPV, тис. грн	298 503
IRR, %	72

Отже, розрахунок NPV є позитивним та складає 298 503 тис. грн, що свідчить про достатню ефективність рішень щодо впровадження вдосконаленої технології флотаційного доведення магнетитових концентратів із застосуванням ультразвукового оброблення продуктів збагачення.

Внутрішня норма прибутковості, тобто IRR, складає 72 % та додатково підтверджує економічну ефективність розроблених технічних рішень.

Термін окупності капітальних інвестицій за чистим дисконтованим прибутком складає 1,8 року.

За результатами розрахунків визначено техніко-економічну доцільність застосування ультразвукового оброблення концентрату флотації з метою зменшення вмісту шкідливих домішок та підвищення масової частки заліза загального.

Висновки до розділу 5

1. Запропонувати два варіанти вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитового концентрату. За першим варіантом ультразвуковому обробленню піддавалися продукти розвантаження вертикальних млинів. За другим варіантом ультразвуковій обробці піддавалися такі продукти: живлення мокрої магнітної сепарації на ділянках флотації 1-2 та живлення флотації 3.

2. Виробництво концентрату за рекомендованою технологією: вихід концентрату склав 87,37 %, що дорівнює 1010,9 т/год з масовою часткою Fe_{заг.} 68,4 %. Збільшення виходу концентрату на 3,2 %, збільшення масової частки заліза на 0,2 %.

Розрахунок виходу концентрату за рік, виробництво концентрату з обробкою ультразвуком (прогнозні показники) по базовій схемі 7969935,6 т.

Додатковий вихід концентрату з більш високим вмістом масової частки заліза, після обробки ультразвуком 253076,4 т на рік.

3. Ураховуючи особливості технології отримання котунів на ПрАТ «Полтавський ГЗК» типу «решітка-трубчаста піч-кільцевий охолоджувач», встановлено емпіричний зв'язок між LTD, хімічним складом та фізико-механічними властивостями. Зниження коефіцієнта кореляції між LTD (визначеного згідно ДСТУ ISO 13930:2006) та основним хімічним показником можна пояснити збільшенням неоднорідності концентрату, що залучається (суміш руд K_2^2 і K_2^5).

4. Показано, що високий показник міцності при низькотемпературному відновленні за ДСТУ ISO 13930:2006, що задовольняє експортні вимоги сучасного доменного виробництва, досягається утворенням у неофлюсованих та низькоосновних котунах висококременистого, рівномірно розвиненого в об'ємі котуна силікатного скла не менше 5 %, яке блокує рудні зерна від інтенсивного відновлення. При цьому:

- чим вища температура випалу, тим більша рудна частка розчиняється в силікатному розплаві, тим менш в'язкий і більш рідкорухливий розплав;
- високі швидкості охолодження котунів і велика в'язкість висококременистих розплавів є причиною утворення склоподібної залізосилікатної зв'язки;
- зменшення в'язкості розплаву сприяє підвищенню спікання твердих частинок, але при цьому, чим вища в'язкість розплаву та більш плавний характер її зміни від температури, тим більшу схильність має розплав до склоутворення;
- котуни з кристалічною силікатною зв'язкою відновлюються одночасно вусьому об'ємі й руйнуються при більш низьких температурах, ніж котуни із заскленою силікатною зв'язкою того ж складу;

- силікатні розплави основністю до 0,5 є склоутворювальними. При підвищенні в них масової частки заліза їх в'язкість істотно знижується. З підвищенням основності розплавів з 0,5 до 1,2 вони більше схильні до розкристалізації й утворення метастабільних структур, які руйнуються мимовільно з часом;

- присутність оксидів MgO та Al_2O_3 у силікатних зв'язках впливає на здатність до склоутворення, так масова частка MgO до 5 % розширює інтервал затвердіння розплаву й підвищує схильність до склоутворення. А при його кількості понад 5 % різко збільшує схильність розплаву до розкристалізації. Так само залежно від умов випалу, основності котунів і кількості оксидів алюмінію по-різному впливає на скло утворення та розкристалізацію розплаву, а отже і на міцність котунів.

- при відновлювальному обробленні обпалених котунів усі мінеральні фази з оксидами заліза в них відновлюються. Чим більше оксидів заліза в склуватих силікатних зв'язках, тим краще їх відновити. Скло з однаковою кількістю заліза тим сильніше відновлюється, чим вища її основність. Скло із закисом заліза гірше відновлюється, ніж з Fe_2O_3 ;

- краща міцність при відновленні в котунів основністю 0,5 при величині силікатної зв'язки понад 5 %, а кількість зв'язки мало впливає на ступінь відновлення;

- збільшення вмісту скляної зв'язки в котунах основністю до 0,5 призводить до зменшення показника стирання при відновленні;

- абсолютна величина пористості в котунах тим більша, чим вища основність (в інтервалі 0–0,5). При зростанні основності збільшується частка великих пор (понад 0,1 мм) і знижується частка дрібних. Зі збільшенням загальної пористості котунів основністю до 0,5 підвищується їх стирання при відновленні;

- на ранньому етапі виробництва котунів знеміцнення при відновленні дослідники пов'язували з виникненням явища аномального розбухання. Воно зазвичай виникало в тому випадку, якщо котуни обпікалися при порівняно низьких температурах, коли ще не утворився силікатний зв'язок. Установлено, що

аномальному розбухання сприяють лужні домішки (K_2O , Na_2O). Уважається, що оксиди калію й натрію інтенсифікують процес відновлення, який і є причиною знеміцнення. Висловлено багато й інших механізмів руйнування при відновленні, наприклад, утворення «вусів» металевого заліза, виникнення напружень при переході гематиту в магнетит, виникнення тиску газів (CO , CO_2) й котунах та брикетах, що досягає десятків атмосфер тощо;

- міцність котунів при відновленні різна й визначається складом зв'язки; за ступенем збільшення міцності зв'язки розташовують у такій послідовності: гематитова, феритна, силікатна;

- правильно підбираючи домішки в шихту для виготовлення котунів, режим термічного оброблення та охолодження, вдається мінімізувати їх руйнування при відновленні.

5. За результатами техніко-економічних розрахунків визначено доцільність застосування ультразвукового оброблення концентрату флотації з метою зменшення вмісту шкідливих домішок і підвищення масової частки заліза загального. Розрахунок чистої поточної вартості NPV є позитивним та складає 298 503 тис. грн, що свідчить про достатню ефективність рішень щодо впровадження вдосконаленої технології флотаційного доведення магнетитових концентратів із застосуванням ультразвукового оброблення продуктів збагачення. Внутрішня норма прибутковості IRR складає 72 % та додатково підтверджує економічну ефективність розроблених технічних рішень. Термін окупності капітальних інвестицій за чистим дисконтованим прибутком складає 1,8 року.

ВИСНОВКИ

Дисертація є закінченою науково-дослідною роботою, у якій розв'язано актуальне науково-практичне завдання наукового обґрунтування закономірностей дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів за рахунок використання комбінації низькочастотного високоенергетичного ультразвуку, модульованого високочастотними імпульсами, для підтримання кавітаційних процесів і акустичних течій у пульпі та магнітного поля спадної напруженості для вдосконалення технології флотаційного доведення магнетитових концентратів.

1. Доведено, що підвищення контрастності технологічних властивостей рудних і нерудних мінералів тонковкраплених та дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району та підвищення якості магнетитових концентратів обґрунтовуються формуванням чистої поверхні мінеральних частинок при дезінтеграції рудних флокул і мікронних техногенних зростків, що утворилися внаслідок адгезійних взаємодій у силових гідродинамічних, фізичних і магнітних полях як результат взаємного неселективного покриття зерен магнетиту, кварцу й силікатів тонкодисперсними частинками мінералів руди розміром 0,001–0,005 мм.

2. На відміну від сучасних положень про утворення техногенних зростків в операціях тонкого подрібнення руд доведено, що застосування вертикальних млинів приводить до зворотного явища – часткового відтирання поверхні мінералів від сторонніх нашарувань унаслідок заміни в цих млинах ударних навантажень стиральними тангенціальними силами руйнування, що дає змогу розробити технологію переробки пінних продуктів, які отримуються в процесі флотаційного доведення магнетитових концентратів.

3. Установлено, що при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів Кременчуцького залізорудного району, незважаючи на відтирання поверхні мінералів у вертикальних млинах, подальші підготовчі та збагачувальні операції призводять до повторного налипання тонкодисперсних частинок на мінеральні зерна й агрегати в результаті дії гідродинамічних і магнітних полів, що

зумовлює підвищений вміст у концентратах кремнезему, оксидів натрію, калію, магнію та кальцію, які знижують металургійну цінність товарної продукції.

4. Доведено, що підвищення ефективності флотаційного доведення магнетитових концентратів забезпечується шляхом динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки, що дає змогу підтримувати в залізорудній пульпі кавітаційні процеси та створює умови для дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів.

5. Показано, що для видалення з магнетитових концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК» шкідливих домішок (K_2O , Na_2O), пов'язаних із силікатами пустої породи, що потрапляють у концентрат у результаті закріплення тонкодисперсних нерудних частинок розміром 0,001–0,005 мм на поверхні відносно крупних зерен рудних мінералів, необхідно застосувати ультразвукове оброблення інтенсивністю від 1,62 до 2,2 Вт/см², це сприятиме зменшенню вмісту K_2O з 0,19 до 0,035–0,04 %, а вмісту Na_2O – з 0,14 до 0,027 % і тим самим збільшенню міцності котунів.

6. Для дезінтеграції рудних флокулоутворень та очищення поверхні рудних частинок перед флотаційним збагаченням розроблено метод ультразвукового оброблення залізорудної пульпи, який полягає в підтриманні в ній кавітаційних процесів і акустичних течій під дією високоенергетичного ультразвуку з урахуванням характеристик пульпи, що дає змогу збільшити ефективність очищення від шламових частинок поверхонь мінералів живлення флотації концентратів магнітної сепарації в 1,4–1,8 разу.

7. Розроблено метод просторового впливу енергій на залізорудну пульпу, який включає дію низькочастотного високоенергетичного ультразвуку, модульованого високочастотними імпульсами, для підтримання кавітаційних процесів і акустичних течій у пульпі та магнітного поля спадної напруженості, що збільшило вихід товарного концентрату на 2,37–4,0 % та вилучення заліза загального в концентрат 3,25–3,45 % за рахунок очищення поверхні рудних і нерудних частинок від налипань перед флотацією.

8. На підставі дослідження закономірностей протікання кавітаційних процесів розроблено метод визначення оптимальної частоти високоенергетичного ультразвуку, що дає змогу підтримувати в залізорудній пульпі кавітаційні процеси для дезінтеграції рудних флокулоутворень.

9. Удосконалено метод ультразвукової дезінтеграції рудних флокулоутворень (агрегацій) перед флотаційним збагаченням залізної руди, який відрізняється від відомих тим, що для зменшення енерговитрат низькочастотний високоенергетичний ультразвук модулюється високочастотними імпульсами, частота яких змінюється в процесі оброблення в діапазоні від 1 до 5 МГц шляхом динамічного керування амплітудно-фазовим розподіленням полів збудження ультразвукової фазованої решітки, у такий спосіб обґрунтована можливість підвищення контрастності технологічних властивостей рудних і нерудних мінералів тонковкраплених та дуже тонковкраплених магнетитових кварцитів ПрАТ «Полтавський ГЗК».

10. Ідею дезінтеграції рудних флокулоутворень у потоці пульпи реалізовано в конструкції пристрою на основі ультразвукової фазованої решітки. Техніко-економічним розрахунком визначено позитивні результати запропонованих нововведень. Розрахунок чистої поточної вартості NPV є позитивним і становить 298 503 грн, що свідчить про достатню ефективність рішень щодо впровадження вдосконаленої технології флотаційного доведення магнетитових концентратів із застосуванням ультразвукового оброблення продуктів збагачення. Внутрішня норма прибутковості IRR становить 72 % та додатково підтверджує економічну ефективність розроблених технічних рішень. Термін окупності капітальних інвестицій за чистим дисконтованим прибутком – 1 рік 8 місяців.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Агранат Б.А. Приближенные методы вычислений критерия эрозионной активности и выбор оптимальных режимов ультразвуковой технологии / Б.А. Агранат, В.И. Башкиров, Ф.А. Бронин // Научные труды. Московский институт стали и сплавов. Интенсификация процессов извлечения металлов из руд в ультразвуковом поле. – 1969. – Вып. 53. – С. 42-49.
2. Агранат Б.А. Ультразвук в гидрометаллургии / Б.А. Агранат, О.Д. Кириллов, Н.А. Преображенский и др. – М.: Metallurgia, 1969. – 304 с.
3. Агранат Б.А. Критерий оценки интенсивности ультразвуковой кавитации / Б.А. Агранат, В.И. Башкиров // Доклады АН СССР. – 1968. – №4. – С. 179.
4. Агранат Б.А. Флотация в воде, обработанной ультразвуком / Б.А. Агранат, Н.Н. Хавский, Г.А. Хан, Н.Ф. Пантелеева., А.В. Эльберт // Интенсификация процессов извлечения металлов из руд в ультразвуковом поле. – М.: Metallurgia, 1969. – С. 18–25.
5. Акопова К.С. Изменение флотационных свойств минералов россыпей с помощью ультразвука / К.С. Акопова, И.Д. Докшина, Н.Д. Тютюнник и др. // Ультразвуковые методы интенсификации технологических процессов. – М.: Metallurgia, 1970. – С. 6–10.
6. Акулов Н.С. Ферромагнетизм. – М.; Л.: Гостехтеоретиздат, 1939. – 188 с.
7. Архаров В.И. Термическое расширение магнетита / В.И. Архаров, В.Н. Богословский, Э.Н. Кузнецов // Изв. АН СССР. Неорганические материалы. – 1972. – № 11. – С. 1982–1984.
8. Байшулаков А.А. Ультразвуковое пеногашение на обогатительных фабриках / А.А. Байшулаков, М.А. Соколов, Ю.В. Малахов. – М.: Цветметинформация. – 1967. – 33 с.
9. Байшулаков А.А. Эмульгирование реагентов ультразвуком в присутствии стабилизаторов / А.А. Байшулаков, В.А. Глембоцкий, М.А. Соколов // Вестник АН КазССР. – 1962. – №2. – С. 47–57.
10. Белевцев Я.Н. Железорудные месторождения докембрия Украины и их прогнозная оценка / Я.Н. Белевцев, Ю.М. Епатко, М.И. Веритин и др. – К.: Наукова

думка, 1981. – 230 с.

11. Бергман Л. Ультразвук і його застосування в науці і техніці / Л. Бергман. – М: Изд-во иностран. лит., 1957. – 726 с.

12. Бережной Н.Н. Развитие наиболее распространенных способов обжига железорудных окатышей /Н.Н. Бережной, Г.В. Губин //Минчермет СССР Центральный научно-исследовательский институт информации и технико-экономический исследований чёрной металлургии. Обзорная информация. – Серия 3. – Выпуск №2. – 1977. – 16 с.

13. Богданова И.П. Применение ультразвуковой обработки пульпы для интенсификации процесса магнитной сепарации окисленных кварцитов / И.П. Богданова, Ю.Л. Грицай, Р.Г. Удовенко // Минчермет СССР. Центральный научно-исследовательский институт информации и технико-экономических исследований черной металлургии. Экспресс-информация. Серия 2. – 1977. – Вып. №4. – С. 18–22.

14. Бровко А.И. Промышленные испытания тонкого грохочения концентрата на Днепровском ГОКе / А.И. Бровко, С.Г. Евсевич, И.Н. Токталова и др. // Обогащение руд. – 1974. – №4. – С. 8–11.

15. Вегман Е.Ф. Металлургия чугуна. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с.

16. Власко-Власов В.К. Коливання монополярних доменних стінок в поле ультразвукової хвилі / В. К. Власко-Власов, О. А. Тихомиров // Фізика твердого тіла. –1991. –Том 33. – №. 12. – С. 3498–3501.

17. Гзгоян Т.Н. К вопросу применения физических полей для руд Михайловского ГОКа / Т.Н. Гзгоян // Развитие идей И.Н. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии: тез. докл. юбил. Плакс. чтений / Т. Н. Гзгоян. – М., 2000. – С. 111–112.

18. Гзгоян Т.Н. Опыт применения энергетических воздействий при рудоподготовке и обогащения железистых кварцитов / Т.Н. Гзгоян // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2002. – №2. – С. 98 – 113.

19. Глембоцкий В.А. Ультразвук в обогащении полезных ископаемых / В.А. Глембоцкий, М.А. Соколов, И.А. Якубович и др. – Алма-Ата: Наука Каз. ССР, 1972. – 229 с.

20. Горбачёв В.А. О механизме возникновения напряжений первого рода в окатишах / В.А. Горбачёв, Г.М. Майзель, С.В. Шаврин // Изв. АН СССР Металлы. – 1978. – №2. – С. 84–85.

21. Гребе К. Влияние состава и технологии производства на свойства обожжённых неофлюсованных окатышей / К. Гребе, Г. Кеддайнис // Чёрные металлы. – № 8. – 1975. – С. 12–15.

22. Грицай Ю.Л. Исследование по закреплению дисперсных рудных минералов на поверхности кварца при измельчении железистых кварцитов / Ю.Л. Грицай, М.В. Педан, З.Д. Герасимова, И.П. Безверхняя // Обогащение руд черных металлов. – М.: Недра, 1980. – Вып. 9. – С. 3–9.

23. Губин Г.В. К вопросу об образовании техногенных сростков / Г. В. Губин, В. В. Лотоус, В. О. Равинская // Процессы литья. – 2018. – № 3(129). – С. 3–8.

24. Губин Г.В. Оценка показателей качества железорудного сырья и их влияния на работу доменной печи / Г. В. Губин, С. Г. Савельев, В. О. Равинская // Качество минерального сырья: сб. научн. трудов. – Кривой Рог, 2017. – Т. 1. – С. 83–91.

25. Губин Г.В. Применение ультразвука для очистки измененных минеральных частиц перед флотацией / Г.В. Губин, В.В. Ткач // Качество минерального сырья: сб. научн. трудов. – Кривой Рог : ФЛП Чернявский Д. А., 2017. – С. 341-349.

26. Губин Г.В. Увеличение объёма магнетитовых гранул и брикетов при восстановлении / Г.В. Губин // Известия АН СССР. – 1957. – №12. – С.76–77.

27. Губин Г.Г. Обобщение и анализ возможности использования ультразвуковых колебаний при переработке полезных ископаемых / Г.Г. Губин, Т.П. Ярош, Л.В. Скляр // Збагачення корисних копалин. – 2016. – №62 (103). – С. 132–144.

28. Губин Г.В. Интенсификация процесса магнитной сепарации железных

руд с использованием электровоздействий / Г.В. Губин, Г.М. Курочкин, П.В. Бушуев // Обогащение полезных ископаемых. – 1989. – Вып. 39. – С. 95–99.

29. Губин Г.В. Особенности загрязнения поверхностей минералов в процессе измельчения / Г.В. Губин, В.В. Ткач, Т.В. Орел, В.В. Плотников // Вісник Криворізького технічного університету. – 2005. – №7. – С. 77–82.

30. Губин Г.В. Повышение качества концентрата с применением сепараторов с пониженной напряженностью магнитного поля / Г.В. Губин, В.В. Ткач, Г.Г. Губин и др. // Вісник Криворізького технічного університету. – 2007. – Вип. 16. – С. 78–81.

31. Губин Г.В. Повышение качества концентратов на горнообогатительных комбинатах / Г.В. Губин, Г.Г. Губин // Производство чугуна на рубеже столетий : тр. V Международного конгресса доменщиков, 7-12 июня 1999 г. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – С. 95–98.

32. Губин Г.Г. Возможности улучшения качества железорудных концентратов на ГОКах Кривбасса / Г.Г. Губин, В.Г. Губина // Горный журнал. – 2001. – №1. – С. 45–47.

33. Губін Г.В. Пути дальнейшего повышения качества железорудных концентратов на ЧАО «Полтавский ГОК» в современных условиях / Г.В. Губин, В.А. Хованец, В.В. Лотоус, В.О. Равинская // Вісник Житомирського державного технологічного університету. Технічні науки. – 2018. – № 1(81). – С. 232–239.

34. Губін Г.В. Сучасні промислові способи безкоксової металургії заліза : [монографія] / Г. В. Губін, В. О. Півень; КТУ, ВАТ «Інгuleцький гірничо-збагачувальний комбінат». – Кривий Ріг, 2010. – 336 с.

35. Дерягин В.В. Устойчивость коллоидных систем / В.В. Дерягин // Успехи химии. – 1979. – №4. – С. 675–721.

36. Дмитриев Ю.Г. Изучение некоторых закономерностей процесса ультразвуковой очистки минералов : автореф. дис. на соискание науч. степени канд. техн. наук / Дмитриев Ю. Г. – Свердловск, 1967. – 16 с.

37. Доброхотов М.Н. Геология и железорудные месторождения Кременчугского района / М.Н. Доброхотов. – М: Надра, 1964. – 221 с.

38. Дрожилов Л.А. Влияние основности окатышей из железорудных концентратов с разным количеством пустой породы на их металлургические свойства / Л.А. Дрожилов, Ф.М. Журавлев, А.В. Мерлин, Г.В. Губин, В.С. Ляшенко // Сталь. – 1975. – № 8. – С. 676–679.

39. Дрожилов Л.А. Тенденции развития производства высококачественных окатышей / Л.А. Дрожилов, Г.В. Губин, Ф.М. Журавлёв // Сталь. – 1978. – №2. – С. 102–107.

40. ДСТУ ISO 13930:2006 Руди залізні. Динамічні випробування на руйнування під час відновлення за низької температури. (ISO 13930:1998, IDT). [Чинний від 2008-01-01].

41. Ермилов А.С. Фильтрация тонких суспензий с помощью акустических колебаний / А.С. Ермилов, Н.К. Волобуев // Применение ультразвука к исследованию вещества. – М., 1961. – Вып. 19. – С. 53–60.

42. Журавлев Ф.М. Окатыши из концентратов железистых кварцитов / Ф.М. Журавлев, Т.Я. Малышева. – М.: Металлургия, 1991. – 127 с.

43. Журавлёв Ф.М. Окатыши из концентратов железных кварцитов / Ф.М. Журавлёв, Т.Я. Малышева. – М: Металлургия, 1997. – 127 с.

44. Захарова Л.А. Промышленные испытания технологии получения высококачественных концентратов на РУ им. Ф.Э. Дзержинского / Л.А. Захарова, Н.А. Гонтаренко, Б.М. Малый и др. // Особенности обогащения тонковкрапленных руд черных металлов. – М.: Надра, 1985. – С. 6–10.

45. Зонтаг Г. Коагуляция и устойчивость дисперсных систем / Г. Зонтаг, К. Штрэнге. – Л.: Химия, 1973. – 152 с.

46. Каменев Н.И. Исследование интенсификации процесса флотации угля ультразвуком и эмульгирование реагентов : автореф. дис. на соискание науч. степени канд. техн. наук / Н.И. Каменев. – М., 1964. – 15 с.

47. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых / В.В. Кармазин, В.И. Кармазин. – М.: Издательство МГТУ, 2005. – 426 с.

48. Кармазин В.И. Магнитные методы обогащения / В.И. Кармазин,

В.В. Кармазин. – М: Надра, 1984. – 416 с.

49. Кармазин В.В. Некоторые закономерности магнитной флокуляции тонкодисперсных сильномагнитных материалов // Электрические и магнитные методы сепарации: сб. статей под ред. И.Н. Плаксина. – М.: Наука, 1965. – С. 79–95.

50. Киренский Л.В. Влияние ультразвука на магнитные свойства ферромагнетиков при различных температурах [Электронный ресурс] / Л.В. Киренский, А.И. Дрокин, В.С. Черкашин // Магнитная структура ферромагнетиков. – 1960. – С. 165–173. – Режим доступа: <http://kirensky.ru/ru/history/l-v-kirenskii/klvarticle/klvarticle008.pdf>. – Заголовок с экрана.

51. Кириченко А.А. Анализ и обобщение результатов испытаний применения органических связок при производстве железорудных окатышей / А.А. Кириченко, В.В. Деметков, А.Е. Федотов, В.О. Равинская // Горный журнал Казахстана. – 2017. – № 12. – С. 28–33.

52. Классен В.И. Шламы во флотационном процессе / В.И. Классен, Д.И. Недоговоров, И. Х. Дебердеев. – М: Надра, 1969. – 245 с.

53. Ковальчук Х.У. Влияние минерального состава нерудной среды железистых кварцитов и степени минерализации технологической воды на качество концентратов / Х.У. Ковальчук, М.В. Педан, А.Я. Гоц, Л.В. Свердлова // Обогащение руд чёрных металлов. – 1981. – №10. – С. 55–66.

54. Когуль Б.В. Исследование объёмных изменений и прочностных свойств окатышей из титаномагнетитовых концентратов в процессе восстановления : дис. ... канд. техн. наук / Б. В. Когуль. – Свердловск, 1973. – 250 с.

55. Козловский Е.А. Российская геологическая энциклопедия / Е.А. Козловский, А.А. Ледовский. – М., 2010. – 600 с.

56. Копырин И.А. Производство окатышей разной основности / И.А. Копырин, Ю.А. Борц, И.Ф. Граур. – М.: Металлургия, 1975. – 192 с.

57. Ландау Л.Д. Гидродинамика. Теоретическая физика/ Л.Д. Ландау, Е.М. Лифшиц. – М.: Наука. Гл. ред. физ-мат. лит., 1986. – Т.VI. – 736 с.

58. Лифшиц А.К. Усовершенствование режима и схемы флотации Джезгаганской медной сульфидной руды с применением углеводородных масел / А.К. Лифшиц, А.С. Кузькин // Сб. науч. Тр. Ин-та Гипроцвет. – 1962. – С. 48–50.

59. Лядова В.Я. Механизм влияния и возможности использования глинозёма в железорудных окатышах / В.Я. Лядова, Т.Я. Малышева, Л.З. Ходак и др. // Комплексное использование минерального сырья. – 1978. – №6. – С. 18–25.

60. Мейер К. Физико-химическая кристаллография / К. Мейер. – М: Надра, 1981. – 161 с.

61. Меламуд С.Г. Изменение прочности железорудных окатышей в процессе термической обработки и способы её повышения / С.Г. Меламуд, Б.П. Юрьев // Сталь. – 2014. – №3. – С. 6–11.

62. Мельников Г.С. Использование ультразвука при обогащении полезных ископаемых // Обогащение и брикетирование углей. – 1958. – Вып. 8. – С. 24–26.

63. Металлургия чугуна: уч. для вузов / Под. ред. Ю.С. Юсфина. – М.: ИКУ «Академкнига», 2004. – 774 с.

64. Методика (основные положения) определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.alppp.ru/law/osnovy-gosudarstvennogo-upravlenija/obschie-voprosy-upravlenija-v-sfere-ekonomiki-socialno-kulturnogo-stroitelstva/4/metodika-osnovnye-polozhenija-opredelenija-ekonomicheskoy-effektivnosti-ispolzovaniya-v-na.html>. –

Заголовок с экрана.

65. Методика пооперационной оценки технологических схем обогащения железных руд и нормативы затрат // НИПИ «Механобрчермет». – Кривой Рог, 1987. – 47 с.

66. Младецкий И.К. Оценка флокуляции сильномагнитного материала в полях магнитных сепараторов / И.К. Младецкий // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – №6. – С. 101–106.

67. Моркун В.С. Моделювання впливу ультразвукового сигналу в середовищі для розробки нової технології рудопідготовки залізорудної сировини /

В. С. Моркун, Г. В. Губін, Т. А. Олійник, В. В. Тронь, В. О. Равінська // Збагачення корисних копалин. – Дніпро, 2018. – Вип. 69(110). – С. 95–109.

68. Моркун В.С. Ультразвуковий контроль характеристик подрібнених матеріалів і адаптивне управління процесами подрібнення-класифікації руд на його базі / В.С. Моркун. – Дисс. ... докт. техн. наук: 05.13.07. – Кривий Ріг, 1999. – 401 с.

69. Нестеренко И. А. Корректирующая функция для расчета градиента напряженности магнитного поля барабанного сепаратора / И. А. Нестеренко // Електромеханічні і енергозберігаючі системи. – 2011. – №1. – С. 113–116.

70. Нестеренко И.А. Аналитический расчет напряженности магнитного поля блока магнитной системы барабанного сепаратора / И.А. Нестеренко, А.П. Нестеренко, А.А. Середя // Вісник СХУ. – 2008. – №8. – С. 36–39.

71. Нормативы капитальных вложений. Справочное пособие. – М.: Экономика, 1990. – 314 с.

72. Носов В.А. Ультразвук в химической промышленности / В.А. Носов. – К.: Гостехиздат УССР, 1963. – 243 с.

73. Окомкование: анализ и управление / И. Е. Чернецкая, Е. А. Исаев ; под ред. Е. А. Исаева ; Минобрнауки России, Юго-Зап. гос. ун-т. – Курск : ЮЗГУ, 2016. – 271 с.

74. Остапенко П.Е. Схема обогащения магнетитовых кварцитов без предварительной классификации в III стадии измельчения / П.Е. Остапенко, С.Ф. Шинкаренко, Н.Н. Фишеленко // Черная металлургия. Бюл. науч.-техн. информации. – 1979. – №18. – С. 78–79.

75. Пат. 2022654 РФ, МПК ВОЗ 1/00(1990.01). Способ магнитного обогащения руд / Белых Ю.В., Губин Г.В., Максимов А. В., Учитель С.А.; заявители и патентообладатели Белых Ю.В., Губин Г.В., Максимов А.В., Учитель С.А. – № 5017993/03; заявл.23.12.91; опубл. 15.11.94.

76. Пилов П.И. Повышение качества магнетитовых концентратов путем их механической обработки / П.И. Пилов // Горный журнал. – 1999. – №6. – С. 30–32.

77. Равинская В. О. Система контроля качества продукции на Полтавском ГОК // А. С. Красуля, В. С. Мартыненко, В. А. Зенин, В. О. Равинская

// Горный журнал. – 2010. – № 1. – С. 25–27.

78. Ревнивцев В.И. Ультразвуковое обогащение минералов, покрытых поверхностными загрязняющими примесями / В.И. Ревнивцев, Ю.Г. Дмитриев // Применение ультразвука в машиностроении: сб. докл. на 4-й ежегод. науч.-техн. конф. – 1963. – С. 86–87.

79. Ревнивцев В.И. Обогащение полевых шпатов и кварца / В.И. Ревнивцев. – М.: Надра, 1970. – 129 с.

80. Розенберг Л. Д. Физические основы ультразвуковой технологии / Л.Д. Розенберг. – М: Наука, 1970. – 689 с.

81. Ртищев А.Б. Влияние конфигурации магнитного поля сепаратора на эффективность разделения минералов / А.Б. Ртищев, Е.Н. Пивень // Разработка рудных месторождений. – 2003. – Вып. 82. – С. 82–86.

82. Рябоконь Ф.А. Изменение влияния режима охлаждения офлюсованных окатышей на их прочность/ Ф.А. Рябоконь, И.А. Копырин, Ю.А. Борц и др. // Metallurg. – 1970. – № 9. – С.8–10.

83. Самытин В. Д. О механизме взаимной флокуляции частиц различной крупности / В. Д. Самытин, Л. А. Барский, С. М. Ангелова // Коллоидный журнал. – 1968. – №4. – С. 573–581.

84. Совершенствование методов экономической оценки месторождений руд черных металлов //НИПИ «Механобрчермет». Обозначение 2384. – 1989. – 112 с.

85. Сотнікова Т.Г. Оптимальне керування процесом подрібнення залізних руд в умовах невизначеності : дис. ... канд. техн. наук : 05.13.07 / Т.Г. Сотнікова. – Сєверодонецьк, 2016. – 190 с.

86. Ультразвук: Маленька енциклопедія. – М.: Радянська енциклопедія, 1979. – 400 с.

87. Усачев П.А. Совершенствование техники и технологии обогащения магнетитовых руд / П.А. Усачев // Горный журнал. – 1993. – №12. – С. 22–26.

88. Физико-химические и теплотехнические основы производства железорудных окатышей / В.М. Абзалов, В.А. Горбачев, С.Н. Евстюгин [и др.] ; под ред. Л. И. Леонтьева ; Науч.-произв. внедренч. предприятие ТОРЭКС, Урал.

федер. ун-т им. Б. Н. Ельцина. – Екатеринбург : Международный издательский центр, 2015. – 333 с.

89. Филиппов Л.О. Влияние ультразвукового воздействия на флотацию в реакторе-сепараторе руд различной степени контрастности / Л.О. Филиппов, В.Д. Самыгин, В.В. Северов, А.С. Матинин // Цветные металлы. – 2012. – № 6. – С. 15–20.

90. Фізика і техніка потужного ультразвуку: Джерела потужного ультразвуку; під ред. Л.Д. Розенберга: В 3 т. – М.: Наука, 1967. – Т.1. – 349 с.

91. Фізика і техніка потужного ультразвуку: Потужні ультразвукові поля; під ред. Л.Д. Розенберга: В 3 т. – М.: Наука, 1968. – Т.2. – 267 с.

92. Фізика і техніка потужного ультразвуку: Фізичні основи ультразвукової технології; під ред. Л.Д. Розенберга: В 3 т. – М.: Наука, 1970. – Т.3. – 638 с.

93. Фридман В.М. Ультразвуковой гидроциклон: Авт. свид-во №182112. – Бюлл. изобр. – 1966. – №11.

94. Хинт Н.А. Об основных проблемах механической активации / Н.А. Хинт // Матер. V Всесоюзного симпозиума по механоэмиссии и механохимии твердых тел. – Таллин, 1975. – С. 12–23.

95. Хмелев В.Н. Повышение эффективности ультразвуковой кавитационной обработки вязких и дисперсных жидких сред/ В.Н. Хмелев, С.С. Хмелев, Р.Н. Голых, Р.В. Барсуков // Ползуновский вестник. – 2010. – №3. – С. 321–325.

96. Хмелев В.Н. Применение ультразвука высокой интенсивности в промышленности: курс лекций / В.Н. Хмелев, А.Н. Сливин, Р.В. Барсуков и др. – Бийск: Алтайский гос. техн. ун-т, 2010. – 203 с.

97. Ходаков Г.С. Физика измельчения: [монографія] / Г.С. Ходаков. – М.: Наука, 1972. – 307 с.

98. Ценообразование в строительстве. Сборник официальных документов и разъяснений. – №4, 5. – 2015. – К.: «ИНПРОЕКТ». – 160 с.

99. Чантурия В.А. Интенсификация обогащения руд сложного вещественного состава / В.А. Чантурия, Г.М. Дмитриева, Э.А. Трофимова. – М: Наука, 1988. – 185 с.

100. Чантурия В.А. Электрохимическая технология в обогачительно-гидрометаллургических процессах / В.А. Чантурия, Г.И. Назарова. – М: Наука, 1977. – 160 с.
101. Чантурия В.А. Электрохимическая технология в процессах первичной переработки минерального сырья / В.А. Чантурия // Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых – М: Наука, Тр. ИПКОН, 1989. – С. 119–127.
102. Юров В.А. Применение магнитных гидроциклонов в схемах обогащения железных руд / П.П. Юров, В.А. Павленко, Г.В. Губин и др. // Горный журнал. – 1986. – №4. – С. 34–36.
103. Юсфин Ю.С. Обжиг железорудных окатышей / Ю.С. Юсфин, Т.Н. Базилевич. – М: Металлургия, 1973. – 272 с.
104. Carvell K.J. Dependence of optimal seed bubble size on pressure amplitude at therapeutic pressure levels / Carvell Kelsey J., Timothy A. Bigelow // Ultrasonics. – 51.2 (2011). – P. 115-122.
105. Filippov L.O. Effect of ultrasound on flotation kinetics in the reactor-separator/ L.O. Filippov, A.S. Matinin, V.D. Samiguin, I.V. Filippova // Journal of Physics: Conference Series. – 2013. – Vol. 416 – Issue 1. ArticleId. 012016 (2013). – P. 1–6.
106. Fornberg B. A Practical Guide to Pseudospectral Methods / B. Fornberg. – Cambridge: Cambridge University Press, 1996. – 231 pp.
107. Hoff L. Acoustic characterization of contrast agents for medical ultrasound imaging// L. Hoff. – Dordrecht; London: Kluwer Academic Publishers, 2001. – Available at: [http:// www.springer.com/gp/book/9781402001444](http://www.springer.com/gp/book/9781402001444).
108. Hoff L. Oscillations of polymeric microbubbles: Effect of the encapsulating shell / L. Hoff, P.C. Sontum, J.M. Hovem // The Journal of the Acoustical Society of America. – 2000. – Available at: [http:// www.ncbi.nlm.nih.gov/pubmed/10790053](http://www.ncbi.nlm.nih.gov/pubmed/10790053).
109. HuZhong. Comparison of Gilmore-Akulicheve quation and Rayleigh-Plesset equation on the rapeutic ultrasound bubble cavitation / HuZhong // Graduate Theses and Dissertation. – Paper 13458. – 44 p.

110. Innovative flotation routs in an iron ore concentrator / XXIV International mineral processing congress. – Vol. 3. – 4205 p.
111. Jackson F.J. Small scale acoustic streaming near a locally excited membrane / F.J. Jackson, W.L. Nyborg// The Journal of the Acoustical Society of America. –1958. – Vol. 30. – P. 614—619.
112. Kozubková M. Mathematical Model of Cavitation and Modelling of Fluid Flow in Cone/ M. Kozubková, J. Rautová, Marian Bojko M. // Procedia Engineering. – 2012. – Vol 39. – P. 9–18.
113. Makoto Tabei. A k-space method for coupled first-order acoustic propagation equations / Makoto Tabei, T. Douglas Mast, Robert C. Waag // Acoustical Society of America. – 2002. – 111 (1). – Pt. 1. – P. 53-63.
114. Mast T.D. A k-space method for large-scale models of wave propagation in tissue / T.D. Mast, L.P. Souriau, D.-L. Liu, M. Tabei, A.I. Nachman, R.C. Waag // IEEE Trans. Ultrason. Ferroelectr. Freq. Control. – 2001. – 48. – P. 341–354.
115. Ниборг В. Акустические течения / В.Ниборг // Физическая акустика: под ред. У. Мэзона. – М.: Мир, 1966. – 520 с.
116. Pierce D. Acoustics: An Introduction to its Physical Principles and Applications/ Allan D. Pierce. – Acoustical Society of America, 1989. – 678 p.
117. Ravinskaya V. O. Optimization of High-Energy Ultrasound Source Parameters for Cavitation Disintegration of Ore Floccules Before Floatation // V. Morkun, V. Tron, V. O. Ravinskaya // 2017 IEEE International young scientists forum on applied physics and engineering (YSF-2017). – Lviv, 2017. – P. 96–99.
118. Ronald E. Mickens, Nonstandard Finite Difference Models of Differential Equations// Ronald E. Mickens. – World Scientific, Singapore, 1994. – 249 p.
119. Schnerr G. H., Sauer J. Physical and Numerical Modeling of Unsteady Cavitation Dynamics / G.H. Schnerr, J. Sauer// ICMF-2001, 4th International Conference on Multiphase Flow, New Orleans, USA, May 27 – June 1, 2001. – Available at: https://www.researchgate.net/publication/296196752_Physical_and_Numerical_Modeling_of_Unsteady_Cavitation_Dynamics.
120. Shi-Chang Wooh. Optimization of ultrasonic phased arrays / Shi-Chang

Wooh, Yijun Shi // Review of Progress in Quantitative Nondestructive Evaluation. – 1998. – Vol. 17. – P. 883-890.

121. Silk M.G. Ultrasonic Transducers for Nondestructive Testing / M.G. Silk// Bristol: CRC Press. – 1984. – 176 p.

122. Singhal, A. K.; Li, H. Y.; Athavale, M. M.; Jiang Y. Mathematical Basis and Validation of the Full Cavitation Model / A.K. Singhal, H.Y. Li, M.M. Athavale, Y. Jiang – Available at: <http://citeseerx.ist.psu.edu/viewdoc/download?doi=10.1.1.461.6205&rep=rep1&type=pdf>.

123. Soneson J. HIFU Simulator v1.2. – Available at: <http://www.mathworks.com/matlabcentral/fileexchange/30886-high-intensity-focused-ultrasound-simulator>.

124. Vargas-Hernández Y. High Power Ultrasound to Recover Fine Particles in Flotation Process/ Y. Vargas-Hernández, L. Gaete-Garretóna, L. Magne-Ortegab // Forum AcusticumSevilla 2002. Ultrasonics. ULT-02-001-IP. – Available at: http://www.sea-acustica.es/fileadmin/publicaciones/Sevilla02_ult02001.pdf

125. Vissr J. On HamakerconstansA comparison between Hamakerconstans and Lifshits-Van-der-Waals constants / J. Vissr // Adv. Coll: Int. Sci. – 1972. – №3. – C. 331–363.

126. Wojcik G. Pseudospectral methods for large-scale bioacoustic models / G. Wojcik, B. Fornberg, R. Waag, L. Carcione, J. Mould, L. Nikodym, and T. Driscoll // Proc. IEEE Ultrason. Symp. – 1997. – No2. – P. 1501–1506.

127. Zwart P. Two-Phase Flow Model for Predicting Cavitation Dynamics / P. Zwart, Gerber A., T. Belamr // In Fifth International Conference on Multiphase Flow, Yokohama, Japan, 2004. – Available at: <https://www.tib.eu/en/search/id/BLCP%3ACN077339909/A-Two-Phase-Flow-Model-for-Predicting-Cavitation/>.

ДОДАТКИ

Додаток А

СПИСОК ОПУБЛІКОВАНИХ ПРАЦЬ ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ

Наукові праці, в яких опубліковані основні наукові результати дисертації:

1. Ravinskaia V. High-energy ultrasound to improve the quality of purifying the particles of iron ore in the process of its enrichment / V. Morkun, G. Gubin, T. Oliinyk, V. Lotous, V. Ravinskaia, V. Tron, N. Morkun, M. Oliinyk // Eastern-European Journal of Enterprise Technologies. – 2017. – Vol. 6, № 12(90). – P. 41–51. *(Видання включено до міжнародної наукометричної бази SCOPUS).*

2. Равинская В. О. Применение ультразвука для очистки поверхности измененных минеральных частиц перед флотацией / Г. В. Губин, В. В. Ткач, В. О. Равинская // Качество минерального сырья : сб. научн. трудов. – Кривой Рог, 2017. – Т. 1. – С. 341–349.

3. Равінська В. О. Моделювання впливу ультразвукового сигналу в середовищі для розробки нової технології рудопідготовки залізорудної сировини / В. С. Моркун, Г. В. Губін, Т. А. Олійник, В. В. Тронь, В. О. Равінська // Збагачення корисних копалин. – Дніпро, 2018. – Вип. 69(110). – С. 95–109.

4. Равинская В. О. Пути дальнейшего повышения качества железорудных концентратов на ЧАО «Полтавский ГОК» в современных условиях / Г. В. Губин, В. А. Хованец, В. В. Лотоус, В. О. Равинская // Вісник Житомирського державного технологічного університету. Технічні науки. – 2018. – № 1(81). – С. 232–239.

5. Равинская В. О. Анализ и обобщение результатов испытаний применения органических связок при производстве железорудных окатышей / А. А. Кириченко, В. В. Деметков, А. Е. Федотов, В. О. Равинская // Горный журнал Казахстана. – 2017. – № 12. – С. 28–33.

6. Равинская В. О. Современные высокоэффективные методы измельчения руды в слое и их влияние на топологию традиционных технологических схем //

Г. В. Губин, В. О. Равинская, В. И. Головань // Горный журнал Казахстана. – 2018. – № 1. – С. 10–23.

Наукові праці, які додатково відображають наукові результати дисертації:

7. Равинская В. О. Оценка показателей качества железорудного сырья и их влияния на работу доменной печи / Г. В. Губин, С. Г. Савельев, В. О. Равинская // Качество минерального сырья : сб. научн. трудов. – Кривой Рог, 2017. – Т. 1. – С. 83–91.

8. Равинская В. О. К вопросу об образовании техногенных сростков / Г. В. Губин, В. В. Лотоус, В. О. Равинская // Процессы литья. – 2018. – № 3(129). – С. 3–8.

9. Ravinskaya V. O. Optimization of High-Energy Ultrasound Source Parameters for Cavitation Disintegration of Ore Floccules Before Floatation // V. Morkun, V. Tron, V. O. Ravinskaya // 2017 IEEE International young scientists forum on applied physics and engineering (YSF-2017). – Lviv, 2017. – P. 96–99.

10. Равинская В. О. Система контроля качества продукции на Полтавском ГОК // А. С. Красуля, В. С. Мартыненко, В. А. Зенин, В. О. Равинская // Горный журнал. – 2010. – № 1. – С. 25–27.

Додаток Б

Схема пристрою для розмагнічування часток залізорудної пульпи

В основу роботи розмагнічуючого пристрою покладений принцип розмагнічування пульпи всередині котушки і просторово-часового – поза нею [85]. Розмагнічування феромагнітних часток відбувається в коливальному контурі ударного збудження, власна частота коливань якого може змінюватися в широких межах (до декількох кілогерц). Частота збуджуючих імпульсів визначається блоком керування або частотою мережі. Для забезпечення розмагнічування феромагнітної пульпи, що знаходиться в зоні дії розмагнічуючої котушки, досить одного збудливого імпульсу, що викликає в коливальному контурі коливання з частотою в декілька кілогерц і плавним (експоненціальним) зниженням напруженості поля в часі.

Принципова схема розмагнічуючого пристрою представлено на рис. А.1 [85].

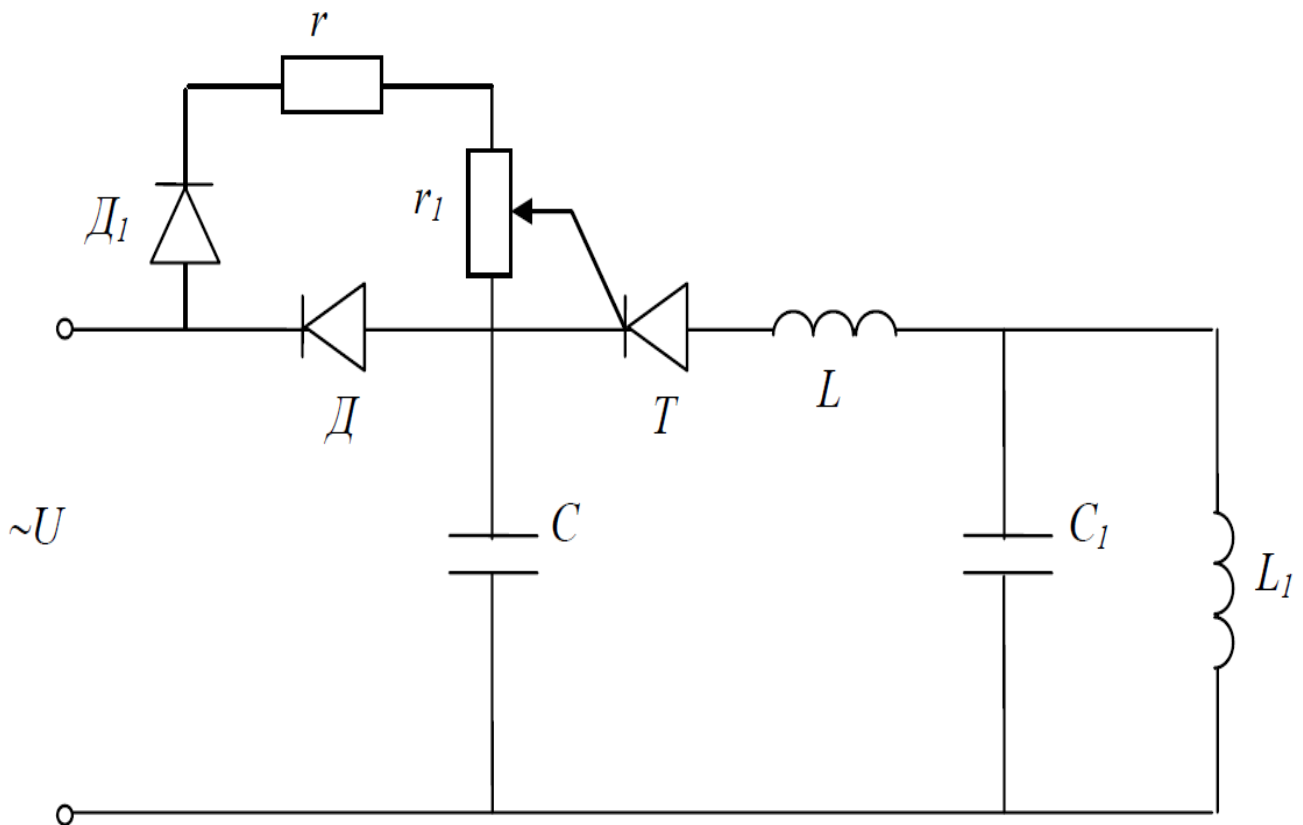


Рис. А.1. Принципова схема розмагнічуючого пристрою

Розрахунок розмагнічуювального пристрою з максимальною напруженістю розмагнічуючого поля по осі котушки на виході з неї 750 е здійснювався за методикою, що наведена в [85].

Приймемо зовнішній діаметр пульпопроводів рівним 60 мм.

У табл. А.1 прийняті наступні позначення: $K_1 = C/C_1$, $K_2 = L/L_2$ – максимальне значення струму коливального контуру.

Таблиця А.1.

Вихідні дані для розрахунку

U , В	H , кА/м	V_n , м/с	ω_0 , рад/с	J , А/мм ²	K_1	K_2	i_{2m}^* , А
380	60	5	10^4	3,5-5	2,0	0,5	1,3739

Середній діаметр котушки, м

$$d = d_1 + 0,01 = 0,07.$$

Довжина котушки, м

$$l = 0,02V_n = 0,1$$

Величина ємності конденсатора коливального контуру, мкФ

$$C_1 = \frac{\mu\pi}{4} \left(\frac{H_m d}{U_0 i_{2m}^*} \right) \sqrt{d^2 + J^2} = 3,92$$

Ємність накопичувального конденсатора, мкФ

$$C = 7,84.$$

Сумарна ємність конденсаторів розмагнічуючого пристрою, мкФ

$$\Sigma C = 11,76.$$

Кількість витків розмагнічуючої котушки

$$W = \frac{4U_0 i_{2m}^*}{\mu \pi \omega_0 H_m d^2} = 254$$

Чинне значення струму в контурі

$$J_2 = \frac{U_0 \omega_0 C_1 l_{im}^*}{2\sqrt{3}} = 8,31 \text{ A}$$

Перетин дроту розмагнічуючої обмотки при допустимій щільності струму $J=3,5 \text{ A/мм}^2$.

$$S_1 = 2,38 \text{ мм.}$$

Дійсний внутрішній діаметр котушки, м

$$d' = d - \frac{S_1 W}{l K_j} = 0,061$$

де K_j - коефіцієнт заповнення обмотки.

Індуктивність розмагнічуючої котушки, мГн

$$L_1 = \frac{\mu \pi d'^2 W_1^2}{4\sqrt{d'^2 + l^2}} = 2,55$$

Довжина проводу, необхідного для виготовлення котушки L_1 , м

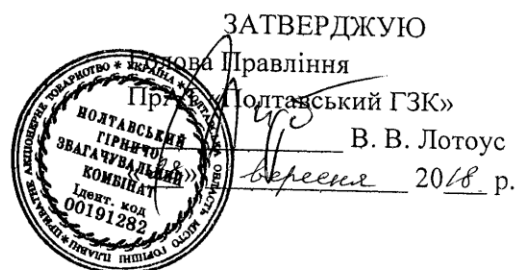
$$Z = \pi d W = 55,8$$

Індуктивність струмообмежуючих котушки, мГн

$$L = K_0 L_1 = 1,27.$$

Результати лабораторних випробувань показали, що при зміні щільності пульпи від 30 до 50% і швидкості її течії від 0,5 до 5 м / с ступінь розмагнічування коливалася від 97,5 до 100%.

Додаток В



ДОВІДКА

про використання результатів науково-дослідних робіт,
 виконаних ВНЗ «Криворізький національний університет»

Міністерства освіти і науки України

м. Кривий Ріг

Ми, що нижче підписалися, представники ПрАТ «Полтавський ГЗК»: замісник директора по виробництву по переробному комплексу – Канарський С.Р., начальник планово – економічного відділу Зотов І.В. та представники ВНЗ «Криворізький національний університет»: проректор з наукової роботи, проф. Моркун В.С., начальник науково-дослідної частини, доц. Бровко Д. В. склали довідку про використання при проектуванні й освоєнні технологій видобутку і збагачення магнетитових кварцитів, технічного та алгоритмічного забезпечення систем автоматичного керування технологічними процесами результатів таких науково-дослідних робіт:

– «Децентралізоване оптимальне керування взаємопов'язаними процесами гірничого виробництва на основі динамічної просторово-часової моделі» (держреєстрація №0116U001519);

– «Дослідження впливу динамічних ефектів високоенергетичного ультразвуку на газові бульбашки у пульпі для управління параметрами її газової фази у процесі флотації» (держреєстрація №0115U003053);

– «Ідентифікація нелінійних динамічних технологічних об'єктів збагачувального виробництва на основі ядерних операторів» (держреєстрація №0116U001518);

– «Визначення закономірностей поширення високоенергетичного



ультразвуку у неоднорідних середовищах для оптимізації процесів збагачення залізної руди» (держреєстрація №0118U000119);

– «Розробка пристрою неруйнівного контролю фізико-хімічних властивостей гірських порід в експлуатаційних свердловинах» (держреєстрація №0118U000120);

– «Оптимізація процесу буріння свердловин на основі визначення фізико-механічних і хіміко-мінералогічних характеристик гірської породи» (держреєстрація №0117U007193).

Зазначені науково-дослідні роботи виконані ВНЗ «Криворізький національний університет» відповідно до планів, затверджених Міністерством освіти і науки України. При проектуванні й освоєнні технологій видобутку і збагачення магнетитових кварцитів, технічного та алгоритмічного забезпечення систем керування технологічними процесами використано такі результати науково-дослідних робіт:

- метод представлення взаємопов'язаних технологічних процесів переробки мінералого-технологічних різновидів залізорудної сировини як структури, побудованої на основі ядерних операторів;

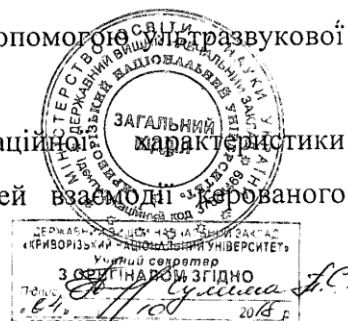
- метод структурної та параметричної ідентифікації динамічної просторово-часової моделі взаємопов'язаних процесів збагачувального виробництва;

- методу децентралізованого оптимального керування взаємопов'язаними процесами збагачувального виробництва;

- метод автоматичного управління параметрами газової фази пульпи шляхом впливу на неї динамічними ефектами високоенергетичного ультразвуку для формування заданого розподілу газових бульбашок за розмірами;

- метод адаптивного управління інтенсивністю і частотою високоенергетичного ультразвуку, формованого за допомогою ультразвукової фазованої решітки.

– методи формування оптимальної сепараційної характеристики збагачувальних агрегатів на основі закономірностей взаємодії керуваного



високоенергетичного ультразвукового випромінювання з частками твердої фази пульпи у технологічних потоках збагачувальної фабрики;

- методика оцінки якості залізорудної сировини в масиві з застосуванням ядерно-фізичних та інших геофізичних методів;

- удосконалена технологія безперервного контролю глибини, просторового положення експлуатаційних свердловин в масиві та якості руди;

- метод ідентифікації моделі геологічної структури породи, що буриться, на основі непрямої інформації про змінення у процесі буріння свердловин параметрів сформованих відповідним чином магнітних, радіаційних та ультразвукових полів у комплексі з параметрами бурової установки;

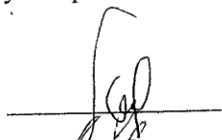
- метод оптимізації технології та керування бурінням свердловин у процесі видобутку залізорудної сировини на основі моделі геологічної структури.

Використання результатів наукових досліджень дозволяє:

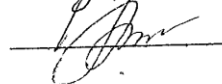
1. Зменшити на 2,78% коливання речовинного складу продуктів збагачення, які надходять на металургійний переділ.
2. Збільшити на 0,03% вміст корисного компонента в концентраті.
3. Максимізувати продуктивність технологічних агрегатів на гірничих підприємствах в умовах змінності статичних і динамічних характеристик об'єкта керування.
4. Зменшити енерговитрати на 0,29%.

Очікуваний економічний ефект від використання результатів науково-дослідних робіт становить близько 5 млн. грн.

Від ВНЗ «Криворізький національний університет»

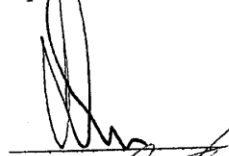


В. С. Моркун

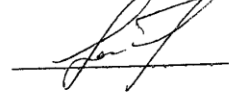


Д. В. Бровко

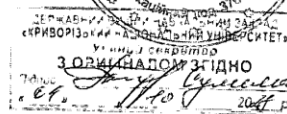
ПРАТ «Полтавський ГЗК»



С.Р. Канарський



І.В. Золотов



Додаток Д

ПрАТ «Полтавський ГЗК»
Ferrexpo
 вул. Будівників, м. Горішні Плавні, Україна



FERREXPO
 Poltava Mining

Приложение 3

К отчету по ДОГОВОРУ №6 ГПД ОТ 03.07.2017 «Разработка рекомендаций и предложений для улучшения процесса обогащения на ОПУ1 ПрАТ Полтавский ГОК».

FERREXPO®
 Poltava Mining
 БАТ «Полтавський гірничо-збагачувальний комбінат»

УКРАЇНА
 Ukraine

Стр 1 из 1

Система управління якістю

#-SQR-011P-01

ДСТУ 31
 ИСПЫТАТЕЛЬНЫЙ ЦЕНТР

4-SQR-011P-01

Система управління
 ДСТУ ISO/IEC 17025:2006
 Аттестат акредитації
 зареєстрований в Реєстрі
 14 декабря 2013 года под № 2 T406
 действителен до 13 декабря 2018 г.



T406
 ДСТУ ISO/IEC 17025

Протокол №94 от 22.08.17 г.
 испытання продукції

По заявке ЦПО
 Предмет исследования Концентрат железорудный для окатышей Германского направления
 Цель испытания Определить массовую долю железа (общего), серы и фосфора, оксида кремния, оксида алюминия, оксида кальция и магния, оксида марганца и титана
 I Результаты испытаний
 I.1 НД на методы испытаний
 МВИ МЭ 137 2008 «Методика выполнения измерений массовой доли железа общего в рудах железных, концентратах, агломератах и окатышах»
 ISO 11535:2006 «Руды железные. Определение содержания различных элементов. Метод атомно-эмиссионной спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой»
 МВБ № 361-13 «Методика выполнения измерений массовой доли серы в окатышах железорудных атомно-эмиссионным методом с возбуждением и индуктивно связанной плазмой для контроля продукции»

Таблица 1

Таблиця 1		Результати вимірювань масової частки компонентів, %									
Найменування зразка											
	Fe общ.	FeO	Al ₂ O ₃	CaO	K ₂ O	MgO	MnO	Na ₂ O	P	TiO ₂	SO ₂
1	2		3	4		6	7		8	9	10
7020 бсек иск. руда кл.+20 31.07.17	6,02	8,16	0,94	1,27	0,280	2,50	0,081	0,085	0,042	0,030	38,3
7021 бсек иск. руда кл.+15 31.07.17	5,08	7,33	1,12	1,22	0,310	2,50	0,071	0,090	0,042	0,063	44,2
7022 бсек иск. руда кл.+10 31.07.17	5,62	8,16	1,23	1,39	0,314	2,79	0,081	0,092	0,042	0,041	42,5
7023 бсек иск. руда кл.+5 31.07.17	5,95	7,98	1,13	1,37	0,317	2,64	0,080	0,088	0,043	0,039	1,0
7024 бсек иск. руда кл.+3 31.07.17			1,17	1,35	0,307	2,61	0,078	0,089	0,045	0,039	3,1
7025 бсек иск. руда кл.+2 31.07.17	6,31	7,39	0,98	1,43	0,291	2,39	0,082	0,086	0,039	0,031	3,1
7026 бсек иск. руда кл.+1 31.07.17	5,38	8,30	1,31	1,42	0,318	2,87	0,087	0,093	0,044	0,044	2,8
7027 бсек иск. руда кл.+0,5 31.07.17	4,16	6,89	1,26	1,44	0,340	2,69	0,084	0,095	0,042	0,042	2,7
7028 бсек иск. руда кл.+0,315 31.07.17	3,60	6,94	1,36	1,49	0,358		0,092	0,101	0,043	0,043	3,5
7029 бсек иск. руда кл.+0,14 31.07.17	2,87	7,00	1,38	1,49	0,368			0,105	0,045	0,041	5,0
7030 бсек иск. руда кл.+0,071 31.07.17	1,48	0,34	1,24	1,49	0,398	2,62	0,088	0,107	0,040	0,043	2,9

Головань Владимир Иванович,
 независимый консультант,
 старший научный сотрудник Академии горных наук Украины.
 e-mail: vilyb@yahoo.com

Сентябрь 2017
 Договор №6 ГПД от 03.07.2017

3.07.2017
 2.18.17

ПрАТ «Полтавський ГЗК»
Феррехро
 вул. Будівників, м. Горішні Плавні, Україна



FERREXPO
 Poltava Mining

7031 6сек иск.руда кл.+0,056 31.07.17	5,31	1,53	1,16	1,34	0,285	2,32	0,086	0,136	0,034	0,043	8,7
7032 6сек иск.руда кл.+0,044 31.07.17	7,87	2,02	1,12	1,25	0,275	2,25	0,078	0,139	0,032	0,042	6,9
7033 6сек иск.руда кл.-0,044 31.07.17	8,87	0,92	2,06	1,88	0,395	4,20	0,102	0,231	0,058	0,077	3,3
7034 6 сек слив кл-ра кл.+0,5 31.07.17	4,67	0,51	1,13	1,11	0,370	1,85	0,070	0,117	0,028	0,043	7,4
7035 6 сек слив кл-ра кл.+0,315 31.07.17	8,91	1,17	1,18	1,29	0,362	2,16	0,081	0,099	0,033	0,040	7,4
7036 6 сек слив кл-ра кл.+0,14 31.07.17	6,39	4,03	1,27	1,37	0,394	2,43	0,089	0,106	0,045	0,052	7,1
7037 6 сек слив кл-ра кл.+0,071 31.07.17	1,42	0,18	1,11	1,24	0,326	2,31	0,079	0,102	0,036	0,036	5,9
7038 6 сек слив кл-ра кл.+0,056 31.07.17	8,18	2,24	0,95	1,03	0,272	1,97	0,073	0,113	0,036	0,036	7,7
7039 6 сек слив кл-ра кл.+0,044 31.07.17	4,69	0,19	0,83	0,87	0,229	1,74	0,066	0,119	0,030	0,034	8,6
7040 6 сек слив кл-ра кл.-0,044 31.07.17	9,44	9,49	1,46	1,40	0,367	3,15	0,085	0,183	0,050	0,049	8,2
7041 6сек раз-ка 61м кл.+0,5 31.07.17	3,83	7,00	1,23	1,24	0,326	2,60	0,083	0,085	0,046	0,089	8,1
7042 6сек раз-ка 61м кл.+0,315 31.07.17	3,79	7,21	1,26	1,21	0,332	2,59	0,082	0,087	0,045	0,039	3,5
7043 6сек раз-ка 61м кл.+0,14 31.07.17	2,98	7,00	1,28	1,21	0,341	2,61	0,081	0,097	0,044	0,040	8,6
7044 6сек раз-ка 61м кл.+0,071 31.07.17	1,58	9,83	1,20	1,21	0,309	2,50	0,085	0,120	0,041	0,046	1,6
7045 6сек раз-ка 61м кл.+0,056 31.07.17	3,47	0,62	1,13	1,11	0,287	2,25	0,083	0,129	0,040	0,039	7,7
7046 6сек раз-ка 61м кл.+0,044 31.07.17	7,17	2,03	1,00	0,96	0,247	1,99	0,070	0,128	0,032	0,040	0,0
7047 6сек раз-ка 61м кл.-0,044 31.07.17	7,90	0,22	1,91	1,48	0,414	3,93	0,096	0,282	0,060	0,060	5,4
7048 6сек раз-ка 61м кл.+5 31.07.17	3,24	7,39	1,36	1,25	0,368	2,81	0,080	0,113	0,035	0,044	9,4
7049 6сек раз-ка 61м кл.+3 31.07.17	4,00	7,86	1,47	1,15	0,405	2,88	0,079	0,106	0,050	0,049	6,3
7050 6сек раз-ка 61м кл.+2 31.07.17	3,86	8,22	1,39	2,10	0,395	2,74	0,080	0,096	0,046	0,047	7,2
7052 6сек раз-ка 61м кл.+1 31.07.17	3,98	7,99	1,31	1,20	0,340	2,73	0,080	0,103	0,047	0,042	6,7
7054 6 сек пески кл-ра кл.+3 31.07.17	1,68	6,54	1,40	1,39	0,431	2,61	0,078	0,089	0,040	0,048	9,0
7055 6 сек пески кл-ра кл.+2 31.07.17	3,96	8,07	1,43	1,21	0,437	2,64	0,087	0,105	0,043	0,043	4,1
7056 6 сек пески кл-ра кл.+1 31.07.17	3,04	7,67	1,30	1,18	0,385	2,53	0,092	0,102	0,043	0,045	6,0
7057 6 сек пески кл-ра кл.+0,5 31.07.17	3,70	7,40	1,26	1,76	0,389	2,51	0,089	0,104	0,045	0,042	4,8
7058 6 сек пески кл-ра кл.+0,315 31.07.17	7,08	8,80	1,24	1,39	0,372	2,52	0,102	0,099	0,048	0,042	9,5
7059 6 сек пески кл-ра кл.+0,16 31.07.17	0,13	0,47	1,12	1,12	0,344	2,34	0,093	0,094	0,046	0,050	3,5
7060 6 сек пески кл-ра кл.+0,071 31.07.17	0,35	2,49	0,87	0,72	0,246	1,72	0,066	0,108	0,030	0,036	4,4
7061 6 сек пески кл-ра кл.+0,056 31.07.17	1,40	2,83	0,79	0,68	0,221	1,52	0,059	0,137	0,031	0,035	2,6
7062 6 сек пески кл-ра кл.+0,044 31.07.17	6,15	3,73	Мало материала								
7063 6 сек пески кл-ра кл.-0,044 31.07.17	7,84	1,56	1,13	0,94	0,300	0,076	0,191	0,042	0,045	2,6	
7064 6 сек раз-ка 62м кл.+3 31.07.17	2,33	8,35	1,27	1,37	0,360	0,086	0,138	0,049	0,053	1,1	
7065 6 сек раз-ка 62м кл.+2 31.07.17	5,34	7,65	1,26	1,20	0,425	0,098	0,098	0,046	0,047	0,6	

Голованю Володимир Іванович,
 незалежний консультант,
 старший науковий співробітник Академії горних наук України.
 e-mail: villy8@yahoo.com

ОБІГІ
 ЗАДАВНИЙ
 ВІДДІЛ
 20/8

Сентябрь 2017
 Договор №6 ГПД от 03.07.2017

ПрАТ «Полтавський ГЗК»
Феррехро
 вул. Будівників, м. Горішні Плавні, Україна



FERREXPO
 Poltava Mining

7066 6 сек раз-ка 62м кл.+1 31.07.17	5,63	9,03	1,32	1,15	0,405	2,53	0,107	0,120	0,043	0,042	9,2
7067 6 сек раз-ка 62м кл.+0,5 31.07.17	4,44	7,88	1,26	1,21	0,385	2,48	0,085	0,120	0,046	0,044	8,4
7068 6 сек раз-ка 62м кл.+0,3 31.07.17	6,15	8,50	1,20	1,19	0,370	2,48	0,092	0,104	0,045	0,040	7,4
7069 6 сек раз-ка 62м кл.+0,16 31.07.17	9,13	9,89	1,13	1,10	0,342	2,33	0,088	0,116	0,044	0,046	7,5
7070 6 сек раз-ка 62м кл.+0,071 31.07.17	7,18	2,13	0,96	0,86	0,273	1,91	0,069	0,099	0,035	0,036	6,7
7071 6 сек раз-ка 62м кл.+0,056 31.07.17	7,53	2,21	0,83	0,80	0,252	1,74	0,064	0,150	0,029	0,038	9,5
7072 6 сек раз-ка 62м кл.+0,044 31.07.17	2,10	3,32	0,74	0,66	0,219	1,45	0,055	0,144	0,028	0,032	9,5
7073 6 сек раз-ка 62м кл.-0,044 31.07.17	3,16	1,15	1,22	1,11	0,362	2,53	0,076	0,239	0,044	0,041	7,8
7074 6 сек раз-ка 63м кл.+1 31.07.17	Нет материала										
7075 6 сек раз-ка 63м кл.+0,5 31.07.17	5,09	6,51	1,06	0,80	0,294	1,71	0,210	0,150	0,030	0,037	7,5
7076 6 сек раз-ка 63м кл.+0,3 31.07.17	8,64	4,86	1,24	0,97	0,354	1,94	0,168	0,133	0,032	0,038	5,0
7077 6 сек раз-ка 63м кл.+0,16 31.07.17	9,22	5,49	1,32	1,22	0,401	2,48	0,126	0,114	0,043	0,041	1,1
7078 6 сек раз-ка 63м кл.+0,071 31.07.17	0,00	3,06	1,02	0,86	0,277	2,08	0,086	0,096	0,037	0,042	0,4
7079 6 сек раз-ка 63м кл.+0,056 31.07.17	0,06	6,56	Мало материала								
7080 6 сек раз-ка 63м кл.+0,044 31.07.17	3,06	7,55	0,48	0,26	0,104	0,80	0,036	0,063	0,015	0,032	9,4
7081 6 сек раз-ка 63м кл.-0,044 31.07.17	0,32	2,16	0,95	0,76	0,241	1,76	0,076	0,181	0,031	0,045	6,1
7082 6сек Пески г/ц I пр кл.+1 31.07.17	0,82	Мало материала									
7083 6сек Пески г/ц I пр кл.+0,5 31.07.17	3,00	0,61	1,34	1,08	0,40	1,87	0,116	0,194	0,027	0,060	8,66
7084 6сек Пески г/ц I пр кл.+0,3 31.07.17	5,42	0,74	1,29	1,23	0,433	2,30	0,188	0,149	0,034	0,041	3,34
7085 6сек Пески г/ц I пр кл.+0,14 31.07.17	9,38	0,86	1,44	1,38	0,47	2,70	0,118	0,148	0,043	0,054	1,63
7086 6сек Пески г/ц I пр кл.+0,071 31.07.17	0,90	1,20	1,16	1,01	0,332	2,31	0,092	0,144	0,040	0,041	3,31
7087 6сек Пески г/ц I пр кл.+0,056 31.07.17	9,84	1,38	0,77	0,56	0,193	1,42	0,052	0,113	0,024	0,040	7,92
7088 6сек Пески г/ц I пр кл.+0,044 31.07.17	4,91	1,46	0,49	0,28	0,112	0,79	0,037	0,111	0,014	0,037	7,9
7089 6сек Пески г/ц I пр кл.-0,044 31.07.17	5,87	1,28	0,83	0,66	0,239	1,51	0,070	0,219	0,039	0,036	6,32
7090 6сек Пески г/ц I пр кл.+1 31.07.17	Нет материала										
7091 6сек пит г/ц I пр кл.+0,5 31.07.17	4,51	0,63	1,03	1,0	0,386	1,72	0,257	0,175	0,023	0,032	5,92
7092 6сек пит г/ц I пр кл.+0,315 31.07.17	0,45	0,82	1,30	1,17	0,429	2,11	0,206	0,191	0,033	0,043	3,98
7093 6сек пит г/ц I пр кл.+0,14 31.07.17	8,83	0,78	1,39	1,44	0,496	2,64	0,125	0,170	0,040	0,039	4,65
7094 6сек пит г/ц I пр кл.+0,071 31.07.17	0,30	1,19	1,07	1,03	0,334	2,18	0,074	0,147	0,036	0,039	2,60
7095 6сек пит г/ц I пр кл.+0,056 31.07.17	0,63	1,37	0,64	0,47	0,175	1,15	0,040	0,116	0,020	0,033	5,12
7096 6сек пит г/ц I пр кл.+0,044 31.07.17	1,05	1,39	0,55	0,38	0,294	1,78	0,038	0,116	0,015	0,031	3,72
7097 6сек пит г/ц I пр кл.-0,044 31.07.17	2,84	1,20	1,01	0,86	0,245	1,96	0,063	0,257	0,028	0,052	3,52
7098 6сек Пески г/ц II пр кл.+0,14 31.07.17	2,99	5,45	0,83	1,03	0,245	1,96	0,118	0,081	0,028	0,031	4,14

Головань Владимир Иванович,
 независимый консультант,
 старший научный сотрудник Академии горных наук Украины.
 e-mail: villy8@yahoo.com

Сентябрь 2017
 Договор №6 ГПД от 03.07.2017
 ЗАКЛЮЧЕНО
 20.08.17

ПрАТ «Полтавський ГЗК»
Ferrexpo
 вул. Будівників, м. Горішні Плавні, Україна



FERREXPO
 Poltava Mining

Головний вхідний контрольний пункт (ГВКП) на території підприємства

7099 бсек Пески г/ц ІІпр кл.+0,071 31.07.17	6,37	8,10	0,93	1,24	0,269	2,63	0,092	0,090	0,040	0,055	9,95
7100 бсек Пески г/ц ІІпр кл.+0,056 31.07.17	1,41	3,71	0,69	0,72	0,174	1,91	0,073	0,072	0,030	0,044	2,05
7101 бсек Пески г/ц ІІпр кл.+0,044 31.07.17	0,15	8,68	0,49	0,43	0,106	1,22	0,046	0,052	0,019	0,034	3,42
7102 бсек Пески г/ц ІІпр кл.-0,044 31.07.17	4,27	6,26	0,36	0,27	0,075	0,80	0,038	0,064	0,011	0,031	5,3
7103 бсек раз-ка 64 м кл.+0,14 31.07.17	9,88	6,88	0,78	0,89	0,244	1,82	0,106	0,110	0,027	0,032	1,44
7104 бсек раз-ка 64 м кл.+0,071 31.07.17	4,92	7,65	1,06	1,29	0,234	2,93	0,096	0,104	0,043	0,043	4,92
7105 бсек раз-ка 64 м кл.+0,056 31.07.17	9,29	3,26	0,81	0,85	0,224	2,25	0,078	0,084	0,035	0,045	8,40
7106 бсек раз-ка 64 м кл.+0,044 31.07.17	9,63	6,54	0,49	0,44	0,119	1,20	0,048	0,061	0,019	0,033	4,13
7107 бсек раз-ка 64 м кл.-0,044 31.07.17	2,91	6,02	0,39	0,34	0,095	0,91	0,046	0,084	0,013	0,031	0,64
7112 бсек Пит. г/ц ІІпр. кл.+0,14 31.07.17	0,15	8,26	0,73	0,83	0,237	1,70	0,122	0,121	0,025	0,031	9,39
7108 бсек Пит. г/ц ІІпр. кл.+0,071 31.07.17	3,87	7,52	1,03	1,33	0,348	2,81	0,102	0,096	0,039	0,037	6,63
7109 бсек Пит. г/ц ІІпр. кл.+0,056 31.07.17	7,87	2,76	0,78	0,90	0,225	2,18	0,079	0,093	0,034	0,043	8,99
7110 бсек Пит. г/ц ІІпр. кл.+0,044 31.07.17	6,78	5,42	0,55	0,53	0,143	1,41	0,050	0,055	0,022	0,042	7,91
7111 бсек Пит. г/ц ІІпр. кл.-0,044 31.07.17	2,68	5,81	0,47	0,43	0,119	1,14	0,051	0,068	0,022	0,032	5,30
7113 бсек Пит. ІІст. ММС кл.+0,14 31.07.17	2,86	7,01	1,18	1,40	0,411	2,23	0,077	0,112	0,029	0,034	4,60
7114 бсек Пит. ІІст. ММС кл.+0,071 31.07.17	5,56	3,03	1,06	1,37	0,361	2,56	0,080	0,095	0,035	0,038	4,35
7115 бсек Пит. ІІст. ММС кл.+0,056 31.07.17	9,88	9,16	0,97	1,12	0,304	2,47	0,078	0,099	0,038	0,040	8,98
7116 бсек Пит. ІІст. ММС кл.+0,044 31.07.17	1,85	3,57	0,70	0,75	0,206	1,78	0,059	0,078	0,027	0,050	4,28
7117 бсек Пит. ІІст. ММС кл.-0,044 31.07.17	6,37	4,73	0,72	0,69	0,209	1,80	0,056	0,128	0,029	0,039	1,45
7118 бсек Пит. ІІст. ММС кл.+0,071 31.07.17	6,52	9,00	1,09	1,41	0,426	2,71	0,083	0,143	0,036	0,029	2,98
7119 бсек Пит. ІІст. ММС кл.+0,056 31.07.17	4,37	3,08	1,36	1,66	0,492	3,60	0,107	0,151	0,054	0,045	7,15
7120 бсек Пит. ІІст. ММС кл.+0,044 31.07.17	2,24	2,85	0,97	1,10	0,327	2,77	0,085	0,113	0,042	0,039	7,74
7121 бсек Пит. ІІст. ММС кл.-0,044 31.07.17	4,32	6,54	0,41	0,28	0,115	0,95	0,035	0,139	0,012	0,046	0,24
7122 бсек Пр. ІІст. ММС кл.+0,14 31.07.17	7,70	9,43	1,11	1,32	0,395	2,41	0,079	0,113	0,033	0,030	1,49
7121а бсек Пр. ІІст. ММС кл.+0,071 31.07.17	1,84	5,94	0,99	1,28	0,345	2,66	0,084	0,102	0,040	0,048	8,41
7123 бсек Пр. ІІст. ММС кл.+0,056 31.07.17	6,36	1,50	0,89	0,95	0,295	2,37	0,074	0,104	0,039	0,045	3,68
7124 бсек Пр. ІІст. ММС кл.+0,044 31.07.17	3,65	3,94	0,54	0,51	0,128	1,14	0,038	0,061	0,017	0,037	7,39
7125 бсек Пр. ІІст. ММС кл.-0,044 31.07.17	3,88	7,26	0,45	0,30	0,116	1,03	0,036	0,096	0,013	0,050	0,64
7126 бсек Пит. ІІст. МГС. кл.+0,071 31.07.17	5,95	8,78	1,18	1,50	0,464	2,94	0,088	0,158	0,039	0,086	6,75
7127 бсек Пит. ІІст. МГС. кл.+0,056 31.07.17	1,91	1,91	1,30	1,66	0,493	3,57	0,102	0,149	0,052	0,039	3,73
7128 бсек Пит. ІІст. МГС. кл.+0,044 31.07.17	0,44	8,99	1,05	1,14	0,365	2,93	0,089	0,133	0,042	0,043	0,84
7129 бсек Пит. ІІст. МГС. кл.-0,044 31.07.17	3,30	7,00	0,46	0,35	0,128	1,04	0,039	0,118	0,015	0,032	0,96
7130 бсек ХВ ІІст ММС кл.+0,16 31.08.17	4,96	3,12	1,14	1,18	0,568	1,54	0,062	0,090	0,013	0,032	6,14
7131 бсек ХВ ІІст ММС кл.+0,071 31.08.17	6,75	4,96	1,43	2,09	0,568	1,54	0,102	0,112	0,028	0,038	0,38

Головань Владимир Ізюмович,
 независимый консультант,
 старший научный сотрудник Академии горных наук Украины.
 e-mail: villye@yahoo.com

Сентябрь 2017
 Договор №6 ГПД от 03.07.2017

З ОРИГІНАЛОМ ГІДНО
 30.09.2017
 15.09.2017

ПрАТ «Полтавський ГЗК»
Гетехро
 вул. Будівників, м. Горішні Плавні, Україна



FERREXPO
 Poltava Mining

7176 6 сек XB 3 ст ЗММС кл. +0,056 31.07.17	0,39	8,47	1,86	2,35	0,630	5,07	0,163	0,259	0,056	0,050	6,86
7177а 6 сек XB 3 ст ЗММСкл. -0,044 31.07.17	5,97	0,70	3,02	2,60	0,902	8,36	0,221	0,510	0,089	0,085	1,06
7178 бсек слив д II прММСкл.+0,071 31.07.17	8,30	4,79	1,30	1,62	0,516	2,82	0,135	0,205	0,030	0,051	7,60
7179 бсек слив д II прММСкл.+0,056 31.07.17	7,24	5,35	1,19	1,66	0,483	2,82	0,098	0,153	0,031	0,031	9,30
7180 бсек слив д II прММСкл.+0,044 31.07.17	7,93	5,97	1,40	2,02	0,562	3,53	0,116	0,189	0,037	0,034	1,39
7181 бсек слив д II прММСкл. 0,044 31.07.17	8,59	6,65	1,76	2,31	0,627	4,65	0,148	0,188	0,067	0,045	8,25
7182 6 сек слив 65 д МГС кл. +0,056 31.07.17	9,08	6,29	Мало материала								
7183 6 сек слив 65 д МГС кл. +0,044 31.07.17	0,54	7,41	1,56	1,76	0,623	4,44	0,120	0,198	0,056	0,038	1,62
7184 6 сек слив 65 д МГС кл. -0,044 31.07.17	2,94	9,18	1,74	1,86	0,588	5,21	0,161	0,215	0,071	0,047	3,65

Начальник ІЦ

В.О. Равинская

Головань Владимир Иванович,
 независимый консультант,
 старший научный сотрудник Академии горных наук Украины.
 e-mail: yillye@yahoo.com



Сентябрь 2017
 Договор №6 ГПД от 03.07.2017

Додаток Е



Registered Trade Mark
 Registration Certificate #675504
 Registered in the International Office of
 Worldwide Organization of Intellectual Property

www.ferrexpo.com

Product: Ferrexpo Pellets Feed (FPF)

Quality:

Chemical analysis, %:

Typical

Base Fe content (ISO 2597)	67.2
FeO (ISO 2597.1)	29.7
SiO ₂ (ISO 11535)	5.14
Al ₂ O ₃ (ISO 11535)	0.27
CaO (ISO 11535)	0.18
MgO (ISO 11535)	0.79
P ₂ O ₅ (ISO 11535)	0.019
SO ₂ (ISO 11535)	0.160
MnO (ISO 11535)	0.036
TiO ₂ (ISO 11535)	0.034
LOI (ISO 11536)	0.60

Physical, Metallurgical Properties

Moisture 10.5%

Size, % (at load port)

- 0.044 mm 91 - 95%

June 2015



Додаток Ж

Пр АТ «Полтавський ГЗК»
м.Горішні Плавні, вул. Будівельників, 16

ЗАТВЕРДЖУЮ

Замісник директора по виробництву
переробно-збагачувального комплексу
КАНАРСЬКИЙ С.Р.
01» 10 2018 р.



Довідка про економічний ефект

щодо впровадження результатів дисертаційної роботи Равінської В.О.
« ОБҐРУНТУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ДЕЗІНТЕГРАЦІЇ РУДНИХ ФЛОКУЛОУТВОРЕНЬ І АГРЕГАТИВ ПРИ
МАГНІТНО-ФЛОТАЦІЙНОМУ ЗБАГАЧЕННІ МАГНЕТИТОВИХ КВАРЦИТІВ »

Розрахунок очікуваного ефекту визначався за допомогою наступних показників:

1. Чистої поточної вартості (англ. Net Present Value, NPV)

$$NPV = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+R)^t}$$

де:

 CF_t – грошовий потік у період t ; R – ставка дисконту; n – сумарне число періодів.

2. Внутрішньої норми прибутку (англ. Internal Rate of Return, IRR).

$$0 = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+IRR)^t} - I_0$$

де:

 CF_t – грошовий потік у період t ; I_0 – інвестиції у проект; n – сумарне число періодів.

3. Динамічний (дискontований) термін окупності капітальних інвестицій за чистим прибутком.



$$DDP = \sum_{t=1}^n \frac{CF_t}{(1+R)^t} \geq I_0,$$

де:

CF_t – грошовий потік у період t ;

I_0 – інвестиції у проект;

R – ставка дисконту;

n – сумарне число періодів.

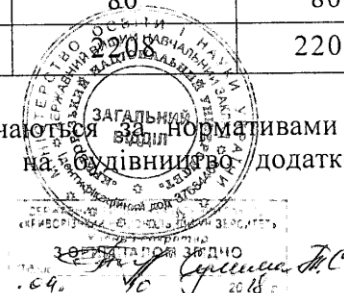
Розрахунок економічного ефекту від впровадження технології ультразвукової обробки концентрату флотацій визначається згідно до «Методики (основних положень) визначення економічної ефективності використання у народному господарстві нової техніки, винаходів та раціоналізаторських пропозицій» [1]. Використовуються також розробки норм технологічного проектування дробильно-збагачувальних фабрик [2]. Капітальні інвестиції й експлуатаційні витрати розраховані на підставі нормативів за операціями збагачення [3,4,5].

Вихідні дані для розрахунку економічного ефекту представлено у таблиці 1.

Таблиця 1 – Вихідні дані для розрахунку очікуваного економічного ефекту

Найменування показника	Позначення	Величина показника	
		Базовий варіант	Новий варіант
Річна продуктивність підприємства, тис т:			
з видобутку сирової руди	Ар	27616	27616
з випуску концентрату для подальшої переробки або реалізації	Ак	11670	12136
з випуску залізородних окатків	Ао	10595	11018
Масова частка оксиду кремнію (SiO ₂) в концентраті товарному	SiO ₂	5,8	4,1
Ціна 1 т товарного концентрату за ринковими цінами:			
екв. дол. США	Цтк _{долл}	80	80
грн. (за курсом 27,6 грн)	Цтк		2208

Додаткові капітальні інвестиції визначаються за нормативами для збагачення руди [3,4] і включають кошти на будівництво додаткових



виробничих потужностей дробильно-збагачувального комплексу з обробки залізної руди.

Для оцінки капітальних інвестицій запропонованого проекту є достатня нормативно-інформаційна основа [6]. Оцінка інвестицій зроблена на основі аналізу питомих капітальних витрат на 1 тону збагаченої руди.

Розрахунок капітальних інвестицій для реалізації запропонованого проекту представлено у таблиці 2.

Таблиця 2 – Інвестиційна оцінка запропонованого проекту

Найменування робіт	Сума капітальних інвестицій у цінах на 2018 р., тис. грн
Реалізація проекту дисертаційної роботи, тис. грн	2 300
Додаткові капітальні інвестиції у цех дроблення, тис. грн	75 900
Додаткові капітальні інвестиції у цех збагачення, тис. грн	214 360
Усього, тис. грн	292 560

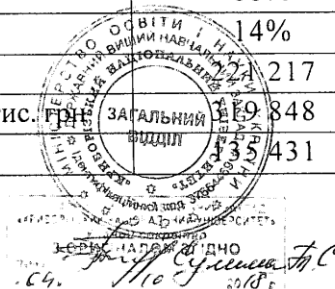
Збільшення обсягів видобутку залізної руди можливо збільшити без залучення капітальних інвестицій завдяки виводу з консервації додаткового обладнання.

За результатами розрахунків капітальні інвестиції в умовах поточного року визначені у розмірі 292,56 млн грн.

Зведені техніко-економічні показники оцінки характеризуються даними таблиці 3.

Таблиця 3 – Зведені техніко-економічні показники оцінки

Найменування операцій, процесів	Величина показника
Собівартість випуску додаткового концентрату, тис. грн	423 000
Вартість продажу додаткового концентрату за ринковими цінами, тис. грн	933 984
Додаткові капітальні інвестиції, тис. грн	292 560
Додатковий валовий прибуток, тис. грн	218 424
Додатковий чистий прибуток, тис. грн	179 107
Ставка податку на прибуток, %	18%
Ставка дисконту %	14%
Дисконтовані кап інвестиції, тис. грн	217 431
Дисконтовані витрати на товарну продукцію, тис. грн	119 848
Дисконтований чистий прибуток, тис. грн	135 431



Дисконтований чистий грошовий потік (DCF), тис грн	28 796
NPV, тис. грн	298 503
IRR	72%

1. Розрахунок NPV є позитивним та складає 298 503 тис. грн, що свідчить про достатню ефективність рішень, щодо впровадження технології, яку розроблено та запропоновано у дисертаційній роботі.

2. Внутрішня норма прибутковості, а тобто IRR складає 72% та додатково підтверджує економічну ефективність розроблених технічних рішень.

3. Термін окупності капітальних інвестицій за чистим дисконтованим прибутком складає 1,8 років.

За результатом розрахунків визначено безумовну доцільність застосування ультразвукової обробки концентрату флотації з метою зменшення вмісту пустої породи (шкідливих домішок) та зростання вмісту масової частки заліза загального.

Розрахунок економічного ефекту виконано у поточних цінах 2018р.

Бібліографічний список

1. Методика (основные положения) определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений. //М. – 1978.

2. Грицина А.Е., Драгун Б.Т., Гук А.Ю., Самохина С.А., Нестерук Н.И. Систематизация экономических показателей в нормах технологического проектирования дробильно-обогатительных фабрик. //Вісник Криворізького національного університету. Збірник наукових праць. – 2013. Вип. 34.

3. Методика пооперационной оценки технологических схем обогащения железных руд и нормативы затрат. //НИПИ «Механобрчермет». 1984.

4. Нормативы капитальных вложений. Справочное пособие. М. Экономика. – 1990.

5. Совершенствование методов экономической оценки месторождений руд черных металлов. //НИПИ «Механобрчермет». Обозначение 2384. – 1989.

Ценообразование в строительстве. Сборник официальных документов и разъяснений. – №4, 5 – 2015 // К. «ИНПРОЕКТ».

Начальник планово-економічного відділу

Начальник відділу цін



Додаток К

Пр АТ «Полтавський ГЗК»

М.Горішні Плавні, вул. Будівельників, 16

ЗАТВЕРДЖУЮ



...ник директора по виробництву

...робного комплексу

КАНАРСЬКИЙ С.Р.

« 01 » 10 2018 р.

Довідка щодо впровадження результатів дисертаційної роботи
«Обґрунтування технології дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів
при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів»

На ПрАТ «Полтавський ГЗК» виконані роботи по техніко-економічному
обґрунтуванню розробки технології та методів підвищення технологічних
показників якості кінцевих продуктів збагачення для промпродуктів флотації
№3 на підставі результатів дисертаційної роботи Равінської В.О.

«Обґрунтування технології дезінтеграції рудних флокулоутворень і агрегатів
при магнітно-флотаційному збагаченні магнетитових кварцитів»

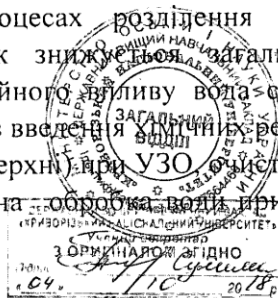
У зв'язку зі зниженням крупності частинок збільшується в'язкість
дисперсної системи(пульпи), так як зростає загальна поверхня подрібненого
матеріалу через підвищення в'язкості у магнітних флокулах та здійснюється
механічний захват породних часток, оскільки останні не встигають вийти із
зони дії магнітного поля.

В результаті взаємодії поверхні розкритих рудних зерен, в кінцевих
стадіях збагачувального переділу, вкриваються уламками породних
мінералів, що знижує їх розділову контрастність, нівелюючи їх поверхневі
властивості, в операціях подальшого розділу, таких як сепарація та
флотація.

Запропонована ультразвукова обробка (УЗО) матеріалу яка дозволить
очистити до «фонового значення» магнетит, подрібнений з кварцем.

Під час ультразвукової обробки відбувається турбулізація мікропотоків,
що позитивно відображається на процесах розділення у магнітних
сепараторах та флотомашинах, так як знижується загальна в'язкість
оброблюваної пульпи. Під час кавітаційного впливу вода стає активним
розчинником важкорозчинних речовин без введення хімічних реагентів.

Ерозія твердого тіла (руйнування поверхні) при УЗО очистка поверхонь,
диспергування твердих часток, кавітаційна обробка води при мінімальних



енергетичних затратах на УЗО змінює її фізико-хімічні властивості, збільшує рН води, сприяє її активації

Всі промпродукти флотації №3 для проведення тестів були відібрані на діючій технологічній схемі, спеціалістами Полтавського ГЗК. У відповідності з програмою випробувань були відібрані такі зразки промпродуктів флотації №3 :

1. Живлення млина;
2. Розвантаження млина;
3. Живлення мокрої магнітної сепарации (ММС);
4. Хвости мокрої магнітної сепарації (ММС);
5. Живлення флотації;
6. Концентрат флотації.

Обробка проводилась в технологічному об'ємі малих лабораторних проб при нормальних умовах.

Всі дослідження виконані в тісній співпраці з представниками лабораторій ПрАТ «Полтавський ГЗК», з представниками Академії гірничих наук України та Криворізького Національного університету - кафедра геології і прикладної мінералогії, кафедра металургії чорних металів і ливарного виробництва та іншими організаціями. Хімічний розгорнутий аналіз відібраних проб та аналіз проб після ультразвукової обробки виконаний у Випробувальному центрі Полтавського ГЗК.

Ультразвукова обробка дозволила очистити до «фоновому значення» магнетит, подрібнений з кварцем. У всіх проведених тестах по ультразвуковій обробці промпродуктов флотації (час обробки від 60с до 300 с; на частоті 22 кГц, в режимі кавітації потужністю до 130 Вт з регулюємою інтенсивністю) існують оптимальні діапазони режимів ультразвукової обробки, які дозволяють підвищити технологічні властивості промпродуктів.

Експериментально встановлено, що застосування УЗО обробки промпродуктів підвищує ефективність розділення мінералів в послідовних збагачуючих операціях підвищуючи, таким чином технологічні властивості промпродуктів і концентратів флотації №3. Позитивний ефект проявляється для всіх промпродуктів відібраних відповідно до «Программа отбора проб на участках флотации №3 ОФ «Полтавский ГОК» і призначених для тестування. Позитивний ефект підтверджується на основі вивчення результатів хімічних аналізів, отриманих в Випробувальному центрі Полтавського ГЗК.

Основні результати:

Злив млина

Максимальна ступінь очистки досягається в діапазоні середніх значень «акустичної дози».



(Масова доля $Fe_{\text{заг}}$: до УЗО- 41,2%, після УЗО- 43,1 %, Масова доля SiO_2 до УЗО- 40,2% , після УЗО- 23,8 %)

Живлення ММС

Підвищення ступеня очистки при зниженні «акустичної дози». Спостерігається тенденція росту ступеня очистки, при збільшенні інтенсивності обробки.

(Масова доля $Fe_{\text{заг}}$: до УЗО- 51,6%, після УЗО- 52,2%, масова доля SiO_2 : до УЗО -45,4% , після УЗО- 23,8%)

Хвости ММС. Існує тенденція росту виходу очищеного продукту при загальному зниженні «акустичної дози» що отримується.

(Вміст заліза $Fe_{\text{заг}}$ від до мас дол. %, Масова доля SiO_2 до УЗО - 41.5%, після УЗО- 66,9 %)

Живлення флотації.

Відбувається підвищення виходу очищеного продукту при зниженні «акустичної дози».

(Масова доля $Fe_{\text{заг}}$: до УЗО -51,6%, після УЗО - 52,6 %; Масова доля SiO_2 до УЗО - 36,7%, після УЗО - 23,8 %)

Концентрат флотації.

Оптимальна ступінь очистки при інтенсивності «5», стабільна якість очистки в широкому інтервалі експозиції. При підвищенні інтенсивності обробки до «9» спостерігається зниження якості продукту очистки при збільшенні часу експозиції.

(Масова доля $Fe_{\text{заг}}$: до УЗО -68% , після УЗО- 68,14 %, Масова доля SiO_2 : до УЗО -5,8% , після УЗО -4,1 %)

Дані розгорнутого хімічного аналізу, які одержані після ультразвукового тестування показують, що у всіх випадках без виключення, після ультразвукової обробки спостерігається перехід в хвости магнітної сепарації і в хвости флотації значної кількості присутніх в промпродуктах оксидів.

Згідно даних світового агентства Platts, станом на лютий 2018 року для концентрата $Fe = 67\%$ мають місце наступні співвідношення по ціні:

За кожний $\pm 1\% Fe = \pm 1,5\%$ до ціни концентрата,

За кожний $\pm 1\% SiO_2 = \pm 3,1\%$ до ціни концентрата

Якщо взяти за основу замість окатків з базовим вмістом заліза 67 % окатки із вмістом заліза 65 %, то:

1) По залізу- прямопропорційна залежність, а саме $67,65 = \pm 3,08\%$ проценту роста ціни окатків



2) По SiO_2 . На даний момент: в діапазоні 4,5 – 6,5 % за кожний 1 % відхилю – 3 % від ціни окатків(менше SiO_2 - більша ціна і навпаки), в діапазоні 6,5 – 9 % за кожний 1 % відхилю – 7 % від ціни окатків.

Розрахунок на прикладі концентрату флотації:

По SiO_2 . До обробки УЗО – 5,8 % (в ціновому діапазоні 4,5 – 6,5 %)

Після обробки УЗО – 4,1% (відхил 4,5 – 4,1 = 0,4 %), тобто

додаток до ціни концентрату складає $-0,4 \times 3,1 = +1,24$ %

По $\text{Fe}_{\text{заг}}$: додаток до ціни концентрата від застосування УЗО складає $(68,14 - 68) \times 1,5 = 0,21$ %

Крім того можливе додаткове збільшення вартості концентрату у зв'язку з вимогами окремих Замовників щодо зменшення загальної суми домішок.

Начальник планово-економічного відділу  Д.В.Зотов

Начальник відділу цін 

Є.В.Пастарєв

