

**Рис. 7.** Сходимость алгоритмов кластеризации при заданном количестве кластеров

Оперативное распознавание технологических разновидностей рудной породы на основе кластеризации косвенных признаков, полученных в результате мониторинга процесса бурения, позволит повысить точность автоматизированного управления бурением за счет использования расширенной геологической информации об определенных разновидностях.

**Выводы и направления дальнейших исследований.** Таким образом, при обработке и анализе текущей информации об оперативных характеристиках процесса бурения целесообразно с целью формирования модели геологической структуры рудной породы использовать результаты кластеризации таких характеристик процесса, как крутящий момент и скорость бурения, что позволит распознать разновидность породы в ходе технологического процесса.

#### Список литературы

1. Храменков В. Г. Автоматизация производственных процессов / В. Г. Храменков. – Томск: Томск. политех. университет, 2011. – 343 с.
2. Козловский Е.А. Оптимизация процесса разведочного бурения / Е.А. Козловский. - М.: Недра, 1975.-280 с.
3. Козловский Е.А. Механизация и оптимизация процессов бурения разведочных скважин / Е. А. Козловский, А. Д. Дьяков, П. А. Петров. - М.: Недра, 1980. - 349 с.
4. Scoble M. J. Correlation between Rotary Drill Performance Parameters and Borehole Geophysical Logging. Mining Science and Technology / M. J. Scoble, J. Peck, C. Hendricks. – 1989. – 8. – pp. 301-312.
5. Segui, J. B. Blast Design Using Measurement While Drilling Parameters. Fragblast /, J. B. Segui, , M. Higgins - 2002. - Vol. 6, No. 3 – 4. - pp. 287 – 299
6. Штовба С.Д. Введение в теорию нечетких множеств и нечеткую логику / С.Д. Штовба. – Режим доступа: <http://matlab/exponenta.ru/fuzzylogic/book1>.
7. Balasko B. Fuzzy Clustering and Data Analysis Toolbox / Balasko B., Abonyi J., Feil B. – 74 p.
8. Нечеткие множества в моделях управления и искусственного интеллекта / Под. ред. Д. А. Поспелова. – М.: Наука, 1986. – 312 с.
9. Bezdek J. C. Pattern Recognition with Fuzzy Objective Function Algorithms. Plenum Press, 1981.

Рукопис подано до редакції 16.03.15

УДК 622.73: 622.74

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф.,

І.В. ХМЕЛЬ, аспірант, І.А. КОРЖАН, магістр, М.О. ОЛІЙНИК, аспірант

Криворізький національний університет

### ОСОБЛИВОСТІ ПРОЦЕСУ РУДОПІДГОТОВКИ НА ПАТ «ПівніГЗК»

Розглянуто проблему надлишкових енерговитрат при рудопідготовці магнетитових кварцитів публічному акціонерному товаристві «Північний гірничо-збагачувальний комбінат». Для детального вивчення цього питання на публічному акціонерному товаристві «Північний гірничо-збагачувальний комбінат» було проведено генеральне опробування технологічної схеми та виконано детальне дослідження всіх продуктів на предмет розкриття мінеральних зерен. За результатами дослідження були встановлені коефіцієнти розкриття рудних та нерудних мінералів за всією технологічною схемою збагачення магнетитових кварцитів на гірничо-збагачувальному комбінаті, зроблено аналіз та синтез отриманої інформації для розробки рекомендацій з вдосконалення процесу подрібнення та класифікації руди на комбінаті. Виявлено те, що розкриття є одним з головних факторів, що впливає на процесу рудопідготовки магнетитових кварцитів на публічному акціонерному товаристві «Північний гірничо-збагачувальний комбінат». Доведено, що при збагаченні корисних копалин основна роль подрібнення полягає в повному розкритті мінеральних зростків з утворенням вільних зерен компонентів для подальшого їх поділу за фізико-хімічними характеристиками.

**Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями.** Збагачення залізних руд за масштабами виробництва концентратів займає одне з перших місць у використанні і переробці мінеральної сировини. У даний час 86 % видобутих руд піддається збагаченню.

Його розвиток характеризується, з одного боку, безперервною інтенсифікацією основних підготовчих процесів у зв'язку з тим, що якість видобуваємих руд постійно знижується, а з іншого - все зростаючими вимогами до залізорудних концентратів.

Тому основні витрати на збагачувальних фабриках пов'язані з процесами дроблення і подрібнення. Недотримання принципів раціональної рудопідготовки: «Не дробити і не збагачувати нічого зайвого» у процесах переробки мінеральної сировини приводить до надлишкових енерговитрат, які далеко непропорційні розкритій поверхні мінералів.

При збагаченні корисних копалин основна роль подрібнення полягає в повному розкритті мінеральних зростків з утворенням вільних зерен компонентів для подальшого їх поділу за фізико-хімічними характеристиками. Фізичний сенс переходу до селективного подрібнення полягає в організації процесу таким чином, щоб руйнування відбувалося не за випадковим напрямками стискаючих зусиль, а переважно по межах мінеральних зерен в результаті розвитку на їхніх кордонах зсувних і розтягуючих навантажень.

Особливістю ПАТ «ПВГЗК», що відрізняє його від інших гірничо-збагачувальних комбінатів Криворізького басейну та інших регіонів планети, є крайня неоднорідність руд по мінералогічним, хімічним, структурним, текстурованим показникам і, як наслідок, за параметрами їх як подрібнюваності, так і збагачуваності.

Тому розкриття особливостей процесу рудопідготовки магнетитових кварцитів на ПАТ «ПВГЗК», зміна яких дозволить удосконалити процес подрібнення та класифікації руд, є актуальною науково-практичною задачею.

**Аналіз досліджень і публікацій.** Методологічною основою теорії і практики процесів подрібнення є фундаментальні дослідження таких учених, як: Л.А. Вайсберга, С.Ф. Шинкаренко, Е.Е. Андреев, П.В. Маляров, Е.Е. Серго, І.М. Плаксін, В.І. Ревнівцева, В.А. Чантурія, В.В. Адушкін, Г.Р. Бочкарьова, Ю.В. Гуляєва, В.А. Черепеніна, В.А. Вдовина, А.Т. Ковальова, В.С. Вігдергауз, С.Д. Вікторова, С.А. Гончарова, М.Г. Зільбершмідта, Г.Д. Краснова, В.Г. Кулебакина, В.І. Ростовцева, Е.А. Хопунова, Т.С. Юсупова, В.П. Бруева, Ф.Ф. Боріскова, Ю.П. Вейгельта, Г.С. Крилової, А.Ф. Усова, U. Andres, E. Forssberg, K.E. Naque, S.W. Kingman та ін. [1-12]

Сьогодні на збагачувальних фабриках Криворізького залізорудного басейну збагачення магнетитових кварцитів здійснюється за технологією, що включає 3-4 стадії дроблення, 3 стадії кульового подрібнення і класифікації, 3-4 стадії магнітної сепарації, 1-2 стадії знешламлення, фільтрування концентрату.

Для всіх ГЗК Кривбасу подрібнення в I стадії ведеться до 50-75 % класу  $-0,05$  мм і до подрібнюються в останній стадії до 85-98 % класу  $-0,05$  мм. За кордоном - до 95 %  $-0,044$  мм.

На ПАТ «ПівнГЗК» подрібнення здійснюється до крупності 65% класу мінус  $0,056$  мм - в першій стадії, 85 % класу мінус  $0,056$  мм - у другій стадії, 98% класу мінус  $0,056$  мм - в третій стадії. Саме для отримання концентрату з вмістом заліза до 65,3 % в зливні гідроциклонів готового класу мінус  $0,056$  мм має бути не менше 95,5 %.

Подрібнення здійснюється в кульових млинах в три стадії.

Перша стадія здійснюється в млинах МШР 3600×4000 (I черга) та млинах МШР 4000×5000 (II черга). На 1 і 2 чергах фабрики у другій і третій стадіях подрібнення встановлені млини одного типу - МШЦ 3600×5500 мм.

Гранулометричний склад куль, використовуваних для млинів першої стадії подрібнення наступний: діаметр 120 мм - 15 %, діаметр 100 мм - 30 %, 80 мм - 35 %. У другій стадії застосовуються шари діаметром 60-80 мм, у третій - діаметром 40 мм.

Розрахунок витрати куль на 1 тону подрібненої руди проводиться за питомою роботі руйнування. Завантаження млинів кулями становить 40 % плюс-мінус 5 % від обсягу млина.

Обмеження кількості великих куль (крупніше 80 мм), що завантажуються в млин, і застосування суміші куль різного діаметру може істотно підвищити ефективність роботи вузла подрібнення.

Характер крупності куль в млині визначається згідно відомим теоріям зносу куль. При використанні тільки великих куль вони залишаються переважаючими протягом усього часу роботи млина.

Оскільки подрібнення рудної сировини в млині проводиться за рахунок ударів і стирання, то в тому й іншому випадку перевагу мають дрібні кулі, так як в одиницю часу вони виконують

значно більшу кількість ударів, а велику роботу виконують стиранням за рахунок переважаючої поверхні.

У витратах на подрібнення енергія і кулі становлять близько 70 %, а в цілому в собівартості збагачення - до 50-60 %.

На подрібнення 1 т руди на I стадії витрачається електроенергія в кількості 7,7–13,6 кВт·год, а в цілому на подрібнення - 17,3-30 кВт·год. Якщо на I і II стадіях подрібнення загальні витрати електроенергії на одержання 1 т готового класу складають 22,5-43,6 кВт·год, то на кінцевій - 68,2-129,5 кВт·год.

Максимальні енерговитрати відповідають вельми тонкому подрібненню до 0,04-0,05 мм.

В цілому слід зазначити, що технології, застосовувані на сучасних залізородних комбінатах далекі від досконалості: якість залізородної сировини за вмістом заліза і кремнезему не відповідає сучасним вимогам металургів; витрата електроенергії на 1 т концентрату в 1,4-1,5 рази вище, ніж на аналогічних підприємствах за кордоном.

Витрати за операціями технологічної схеми розподіляються приблизно таким чином:

51,0-51,5 % - подрібнення; 22,0-24,0 % - перекачування хвостів; 10,0-11,0 % - магнітна сепарація; 6,5-8,0 % - зневоднення концентрату.

Оскільки з подрібненням пов'язані основні витрати (85–87 %) на електроенергію [11], основним напрямком підвищення рентабельності діючих гірничо-збагачувальних комбінатів є підвищення ефективності роботи вузла подрібнення і класифікації, що дозволить зменшити витрати електроенергії, подрібнюючих тіл і оборотної води.

**Постановка завдання.** Значний вплив на розкриття руд і економіку процесу рудопідготовки має характер і міцність контактів зрощення рудних і нерудних мінералів.

Селективність руйнування по контактам зрощення прямо впливає на кінцеву крупність подрібнення. При безпосередньому зростанні мінералів міцність контактів не поступається, а іноді і перевершує міцність мінералів, що контактують.

Разом з тим, ослаблення приконтактної зони попереджує інтенсивне утворення зростків в процесі руйнування приконтактних областей і практично повне розкриття іншого матеріалу при подрібненні.

Враховуючи багатофакторність і багатоваріантність процесу подрібнення, очевидно, що кількісні показники розподілу енергії, які залежать від розкриття мінералів, можуть бути визначені тільки емпіричним шляхом, а також шляхом обробки статистичного матеріалу, накопиченого в процесі експлуатації млина.

Тому основною метою роботи є встановлення коефіцієнтів розкриття рудних та нерудних мінералів за всією технологічною схемою збагачення магнетитових кварцитів на ПАТ «ПІВНГЗК», аналіз та синтез отриманої інформації для розробки рекомендацій з вдосконалення процесу подрібнення та класифікації руди на комбінаті.

**Викладення матеріалу та результати.** Для досягнення поставленої мети на ГЗК було проведено генеральне опробування технологічної схеми та виконано детальне дослідження продуктів на предмет розкриття мінеральних зерен.

Аналіз результатів досліджень петрологічного складу крупно-і середньо-уламкового матеріалу вихідної руди показав, що вихідна руда, що подається на збагачення, представлена наступними мінеральними різновидами: кальцит-магнетитовими кварцитами - 41,04%; кальцит-магнетитовими і магнетитовими кварцитами зміненими - 14,15%; кальцит-гематит-магнетитовими кварцитами - 18,47%; магнетитовими кварцитами - 17,47%; кальцит-кумінгтоніт-магнетитовими кварцитами - 5,08%; кальцит-магнетит-кумінгтонітовими кварцитосланцями - 1,14%; кальцит-магнетит-рибекітовими метасоматитами - 1,39% ; кальцит-магнетит-егіріновими метасоматитами - 0,93%; малорудними і безрудними кварцитами - 0,33%.

Аналіз розкриття зростків мінералів вихідної руди (рис. 1), подрібненої до крупності -20 + 0 мм показав, що кварц починає розкриватися з 2 мм (ступінь розкриття в класі -2 + 1 мм - 2,2%) і майже повністю розкривається при крупності менше 0,044 мм (ступінь розкриття в класі -0,044 + 0 мм - 99,47%).

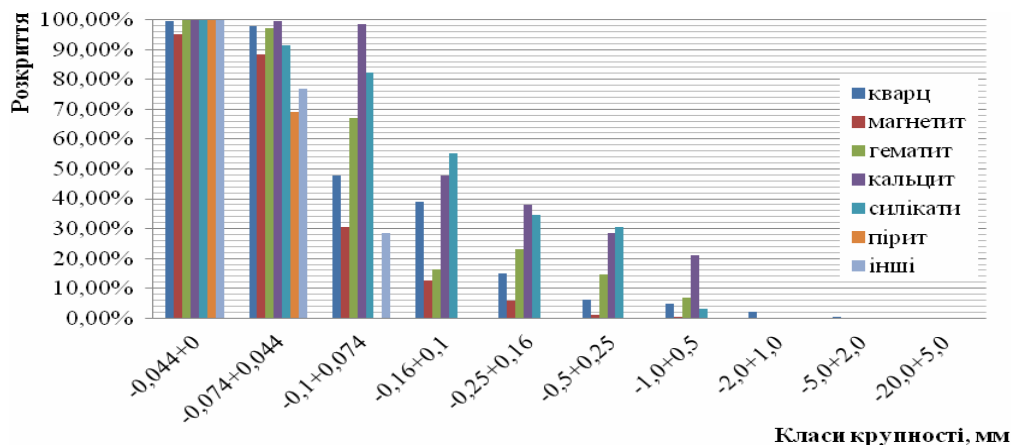


Рис. 1. Порівняння розкриття мінералів у вихідній руді по класам крупності

В середньому по пробі в крупності  $-20 + 0$  мм кварц розкритий на 6,44%. Що стосується інших нерудних компонентів, то карбонати і силікати починають розкриватися з крупності  $-1$  мм і повністю розкриті у фракції  $-0,044$  мм  $+ 0$  мм.

Рудні мінерали характеризуються тим, що верхні класи крупності (більше  $0,1$  мм) представлені на 99-88% зростками. Основне розкриття магнетиту і гематиту відбувається в крупності  $-0,074 + 0$  мм. В середньому по пробі розкриття мінералів становить близько 6,23% мм.

*Розвантаження млина першої стадії* за кількісним мінеральним складом близька до вихідної руди. Матеріал характеризується більшим розкриттям зростків - в середньому на 39,2%. Так, наприклад, вільні уламки кварцу відзначені в класі крупності  $-20,0 \div +0,5$  мм, чого не виявлено в матеріалі вихідної руди. Аналіз результатів розкриття мінералів показує, що кварц розкривається швидше, ніж магнетит і гематит. Так, уже в класі крупності  $-2 \div +1$  мм розкритого кварцу більше 10%, а розкриті рудні зерна відсутні і досягають такого коефіцієнта розкриття тільки в класі крупності  $-0,16 \div +0,1$  мм. У класі мінус  $0,04$  мм зростки мінералів практично відсутні. В цілому по пробі коефіцієнт розкриття кварцу в зливні млині становить 42,6%, коефіцієнт розкриття магнетиту - 32,5%, гематиту - 36,85%. Слід зазначити, що сульфідні починають розкриватися тільки з класу  $-0,074$  мм.

*Злив класифікатора 1 стадії* в порівнянні з розвантаженням млина характеризується більшим середнім ступенем розкриття мінералів 66,7% проти 39,2%. Що стосується мінералів, то кварц розкритий на 66,38%, магнетит - на 60%, гематит - на 61%, карбонати і силікати - на 75 і 79%. Розкриття сульфідів становить 43,4%. Тому, можна констатувати той факт, що сировина до 1 стадії магнітної сепарації для скидання основної частини нерудної компоненти сировини добре підготовлено. Аналіз результатів подальшого розділення показує, що магнітна сепарація дозволяє видалити 40 % хвостів, з 60 % розкритого матеріалу, що пов'язано з явищем флокуляції магнетиту.

Аналіз результатів розкриття мінералів проби пісків класифікатора показує, що в млин ми повертаємо розкритих зерен: 19,58 % кварцу, 11,42% магнетиту, 11,03 % гематиту, 20,5 % карбонатів, 28,19 % силікатів, що пояснюється особливостями роботи класифікатора: в піски класифікатора потрапляють тонкі зерна мінералів, згідно швидкостей рівнопадання зерен. Ефективність роботи класифікатора по класу мінус 1 плюс 0 мм становить 52,51 %, по класу  $-0,074 \div +0$  мм - 81,66 %, а по класу  $-0,044 \div +0$  мм - 89,6 %.

*Магнітний промпродукт магнітної сепарації першої стадії* характеризується збільшенням вмісту головного рудного мінералу - магнетиту і зниженням, у порівнянні з вихідним матеріалом кількості гематиту, силікатів, карбонату і кварцу. Останнього, все ж, залишається значна кількість - понад 30,0 об.%. Особливо, це характерно, для верхніх класів крупності ( $+0,5$  і  $-0,5 + 0,25$  мм), де вміст кварцу перевищує 50,0 об.%. Також слід зазначити, що «засмічують» концентрат мінерали (кварц, силікати, карбонат) зустрічаються частіше у вигляді зростків з магнетитом. Однак, також зафіксовані «вільні» («чисті») уламки нерудних мінералів, що пояснюється утворенням магнітних флокул.

Ступінь розкриття мінералів в магнітному промпродукті 1 стадії збагачення становить: кварцу - 48,68%, магнетиту - 59,92%, гематиту - 53,07%, карбонату - 23,04%, силікатів - 47,21%. При попаданні їх в млин 2 стадії збільшиться кількість переподрібненого матеріалу і міцність флокул зросте в десятки разів.

«Хвости» магнітної сепарації першої стадії характеризуються досить низьким вмістом магнетиту - 2,45 об%. Для гематиту і нерудних мінералів зазначається їх концентрація. Крім розкритого кварцу (ступінь розкриття 77,6%), в хвості видалені його зростки з рудними і нерудними компонентами. Гематит, кальцит, силікати і сульфідиди видаляються з процесу збагачення з хвостами в основному у вільному стані (ступінь розкриття цих мінералів 76,03%, 76,7%, 83,9%, 76,79% відповідно). Також, в хвостах порівняно з вихідною рудою зафіксовано зниження кількості сульфідидів, що обумовлено тісним просторовим зв'язком їх зерен з індивідами магнетиту.

Піски гідроциклону другої стадії класифікації складені, переважно, магнетитом, основна частина якого зосереджена в нижніх класах крупності (-0,1 мм). Головним компонентом, що засмічує, є кварц (до 30,0 об.%). Решта домішкових мінералів, містяться в кількості до 5,0 об.%. Аналіз результатів розкриття мінералів проби пісків гідроциклону другої стадії класифікації показує, що в млин ми повертаємо розкритих зерен: 29,1% кварцу, 35,62% магнетиту, 28,4% гематиту, 64,3% кальциту, 42,28% силікатів, що пояснюється низькою ефективністю роботи гідроциклону як класифікуючого апарату: в піски класифікатора потрапляють тонкі зерна розкритих рудних мінералів, згідно швидкостей рівнопадаємості зерен. Ефективність роботи гідроциклону по класу мінус 0,5 плюс 0 мм становить 36,22%, по класу -0,074÷+0 мм - 43,91%, а по класу -0,044÷+0 мм - 67,2%.

Зливи гідроциклону другої стадії представлені, в основному, магнетитом більше (60,0 об.%) Розподіл по класах крупності носить складних характер: високий вміст відзначений у верхніх (+5,0, -0,5 + 0,25 мм) і нижніх (-0,074 + 0,044, -0,044 мм); в середніх класах значення вмісту мінералу значно нижче - коливається в межах 22,0-48,0 об.%. Високий вмісту магнетиту у верхніх класах обумовлений, тим, що основна частина уламків в них представлена спресованими, гострокутними грудочками, що складаються, переважно, з дрібнообломкового магнетитового матеріалу

Разгузка млина 2 стадії подрібнення - живлення магнітної сепарації другої стадії в цілому продукт мінералогічно близький до пісків гідроциклону 2-ї стадії. Середній коефіцієнт розкриття мінеральних зростків знаходиться на рівні 56,06%.

Промпродукт магнітної сепарації другої стадії містить магнетиту більш 65,0 об.%. Істотно кількість кварцу - трохи менше 25,0 об.%. Також спостерігається, в порівнянні з попереднім продуктом, зниження вмісту гематиту, кальциту, силікатів і інших. Коефіцієнт розкриття мінеральних в середньому становить 60,58%.

«Хвости» магнітної сепарації другої стадії складаються в основному з кварцу і кальциту. Істотна також частка гематиту і силікатів (значення їх вмісту перевищує 5,0 об.%). Присутність магнетиту спостерігається, однак вона незначна (близько 2,0 об.%). Мінерал представлений тонко-уламковим матеріалом, що обумовлює скупчення його основної частини в дрібних класах (-0,074 + 0,044 і -0,044 мм). Коефіцієнт розкриття мінеральних зростків в середньому становить 72,71%. Магнетит втрачається з хвостами за рахунок бідних зростків і з тонкими класами.

Піски класифікатора третьої стадії складені, переважно, магнетитом - близько 80,0 об.%. Другорядним мінералом є кварц (близько 10,0 об.%). Силікати, представлені в основному, рібекитом, містяться до кількості 3,0 об.%. Вміст гематиту і кальциту не перевищує 2,0 об.%, Сульфідидів та інших - до 1,0 об.%. Вміст магнетиту поступово зростає до нижніх класів крупності, що пояснюється низькою ефективністю класифікації. Примітним для продукту, що описується є присутність дрібнообломкового магнетитового матеріалу у верхніх класах, що обумовлено залишковою намагніченістю після магнітної сепарації ранніх стадій. Коефіцієнт розкриття мінеральних зростків в середньому становить 70,03%.

Зливи гідроциклонів третьої стадії класифікації характеризуються трохи меншим вмістом магнетиту, порівняно з пісками - до 80,0 об.%.

Відповідно, відзначено більшу кількість кварцу, гематиту, кальциту, силікатів і інших. Вміст магнетиту має тенденцію до збільшення від верхніх класів до нижніх.

На відміну від пісків, де «вільні» уламки кварцу відзначаються в крупності -0,16 мм, в зливах вони присутні вже в матеріалі крупністю -0,5 мм.

*Розвантаження млина третьої стадії* по мінеральному складу близьке до пісків класифікатора третьої стадії.

Відмінною рисою є те, що істотна частина матеріалу верхніх класів (близько 65%) представлена округлими грудочками, переважно, магнетитового складу. Їх руйнування показує, що грудочки складаються з дрібнообломкового матеріалу магнетиту і захоплених ними більш крупних уламків кварцу.

*Концентрат магнітної сепарації четвертої стадії* складається, в основному, з магнетиту - близько 85,0 об.% (рис. 2). Кварцу міститься до 9,0 об.%.

Зосереджений він, переважно, у верхніх класах - мінімальне значення його вмісту зафіксовано в класі -0,044 мм - до 5,0 об.%. У цьому ж класі крупності відзначається найвищий вміст магнетиту - більш 90,0 об.%.

Коефіцієнт розкриття мінеральних зростків в середньому становить 66,85%, чим і пояснюється низький вміст заліза в концентраті.

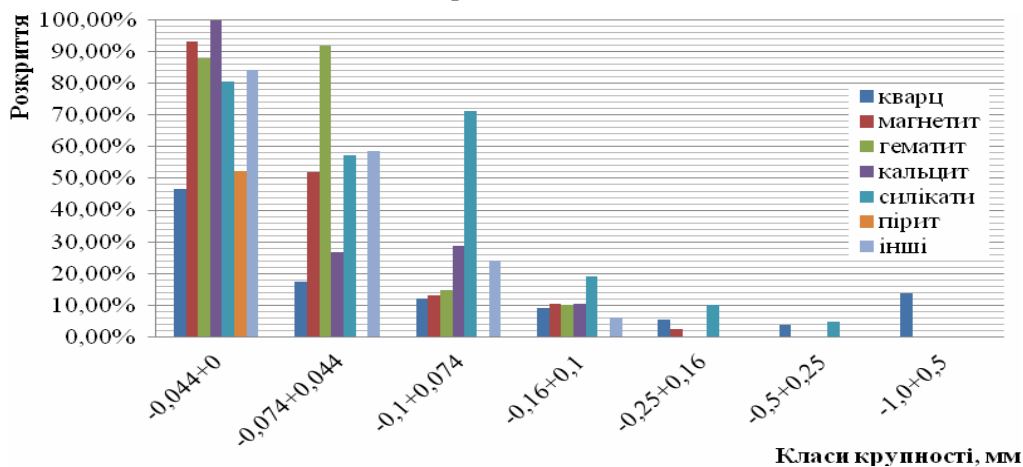


Рис. 2. Порівняння розкриття мінералів у концентраті по класам крупності

*«Хвости»* - відвальні представлені, переважно, кварцом близько 65,0 об.% (рис. 3). Другорядними є кальцит і силікати - близько 15,0 і 10,0 об.%, відповідно.

Значення вмісту гематита та інших - становить близько 5,0 об.%.

Кількість магнетиту незначно не перевищує 2,5 об.%, основна частина якого зосереджена в матеріалі крупністю -0,074 мм.

Піриту в описуваному продукті міститься не більше 1,0 об.%. Коефіцієнт розкриття мінеральних зростків в середньому становить 71,82%.

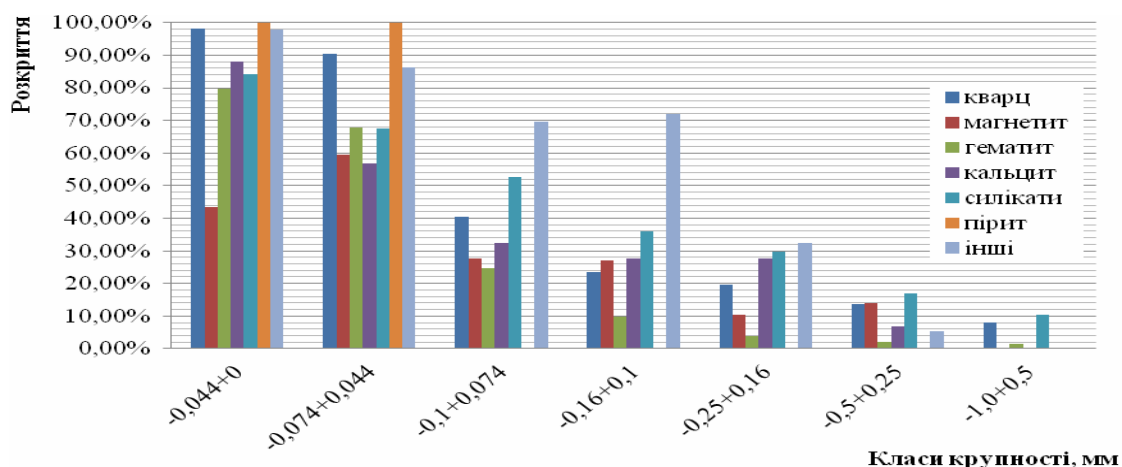


Рис. 3. Порівняння розкриття мінералів у відвальних хвостах по класам крупності

**Висновки та напрямок подальших досліджень.** У роботі доведено, що розкриття нерудної фази у вихідній руді, починаючи з першої стадії подрібнення, значно випереджає розкриття магнетиту, так при крупності 65,3 % класу -0,071 мм розкриття рудних мінералів становить 27,0 %, а нерудних 40,4 %.

Встановлено, що основною проблемою при подрібненні магнетитових кварцитів ПАТ «ПВНГЗК» є виведення з циклів подрібнення не тільки відвальних продуктів, але і високоякісних магнетитових концентратів по мірі їх розкриття, що дозволить скоротити кількості стадій магнітної сепарації, підвищити вилучення заліза і рентабельність збагачувального переділу (магнітного збагачення).

Характер розподілу заліза за класами крупності в кінцевому концентраті, свідчать про необхідність мінімізації вмісту класу плюс 0,045 мм в концентраті. З цією метою руду необхідно подрібнювати до крупності 98-99% класу мінус 0,045 мм і у II та III стадії подрібнення повинна бути введена операція контрольного просівання по класу 0,045 мм.

#### *Список літератури*

1. Пивняк Г.Г., Вайсберг Л.А., Кириченко В.И., Пилов П.И., Кириченко В.В. Учебное пособие для ВУЗов. - М.: Изд. дом "Руда и металлы", 2007. - 296с
  2. Шинкаренко С.Ф. Технология измельчения руд черных металлов. М.: Недра, 1982.-211 с.
  3. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1980. - 415 с.
  4. Маляров, П. В. К вопросу об оценке эффективности процесса измельчения руд и распределения потребляемой энергии между стадиями / П. В. Маляров, В. Ф. Степурин, Г. М. Солдатов, Н. Д. Конник // Обогащение руд. 2006. № 2. С. 3–6.
  5. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых., Высшее образование, Москва "Недра", 1985, СПГТИ(ТУ), для специальностей обогащение полезных ископаемых, 282 стр., книга.
  6. Ревнивцев Р.И. Селективное разрушение минералов /Ревнивцев В.И., Талонов Г.В., Зарогатский Л.П. и др./ Под ред. Ревнивцева В.И. М.: Недра, 1988.-286 с. 73.
  7. Karmazin V.V. Bikbov M.A., Bikbov A.A., An approach to energy saving technology of beneficiation of iron ore. MES, V.3, OPA, 2002. -P. 257
  8. Вайсберг Л.А., Зарогатский Л.П. Новое оборудование для дробления и измельчения материалов. // Горный журнал. - 2000. - №3. - с. 49-52.
  9. Баранов В.Ф. Диаметр барабана и производительность мельниц. // Цветные металлы. - 1978. - № 10. - с. 107-109.
  10. Андреев С.Е. О внутреннем трении в шаровой мельнице. //Горный журнал. - 1961. - № 2. - с. 62-68.
  11. Андреев С.Е., Товаров В.В., Перов В.А. Закономерности измельчения и исчисления характеристик гранулометрического состава. - М.: Металлургиздат, 1959.- 437 с.
  12. Кузнецов Г.В., Куваев Г.Н., Куваев Я.Г. Энергосберегающее управление процессом измельчения руды на основе компьютерной стохастической модели. // Материалы международной конференции «Форум горняков 2005» // том 3. – Д.: НГУ, 2005
- Рукопис подано до редакції 18.04.15

УДК 622.026: 622.271.33

М.В. ШОЛОХ, канд. техн. наук, доц., В.В. КАПУСТА, аспірант,  
А.А. СЕРГЄЄВА, асистент, Криворізький національний університет»

### **ГЕОФІЗИЧНІ СПОСТЕРЕЖЕННЯ ЗА СТІЙКІСТЮ ГІРСЬКИХ ПОРІД НА КАР'ЄРІ № 1 ПАТ «ЦГЗК»**

Розглянуто питання пов'язані зі стійкістю гірських порід при комбінованій розробці родовищ, покладів, рудних тіл або дільниці корисних копалин та вибір натурних спостережень. Умовами застосування комбінованих способів розробки є забезпечення безпеки ведення відкритих гірничих робіт в зоні впливу підземних розробок. Використання для цих цілей геофізичних методів спостереження дозволяє оперативнo, при менших затратах часу і коштів, з досить великою повнотою охарактеризувати процес зсуву порід в гірському масиві, а також попередити раптовість виникнення воронки на земній поверхні. Вимірjовальні системи для просторового визначення стійкості гірського масиву, місцезнаходження і спостереження при підземному способі видобування корисних копалин з родовища, покладу, рудного тіла або дільниці корисних копалин та маркшейдерського забезпечення визначення і зйомки доступних і недоступних гірничих пустот. Виконання методик спостережень значним чином зменшує вплив інструментальних похибок на точність результатів повторного нівелювання. Одним із основних джерел похибок, що впливають на результати спостережень, є стійкість геодезичних знаків та екзогенних процесів. Виходячи з поставлених завдань було проведено резонансно акустичне профілювання на кар'єрі № 1 ПАТ «ЦГЗК». Вимірювання виконувалися по