

Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова
Національна академія наук України

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

Бабій Катерина Василівна

УДК 622.7.05-9:622.271.06(043.5)

ДИСЕРТАЦІЯ
ГЕОМЕХАНІЧНІ ОСНОВИ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В
ГЛИБОКИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ КАР'ЄРАХ

Спеціальність: 05.15.09 – «Геотехнічна і гірнича механіка»
05.15.03 – «Відкрита розробка родовищ корисних копалин»
Технічні науки

Подається на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук

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



_____ К.В. Бабій

Науковий консультант: Четверик Михайло Сергійович докт. техн. наук, проф.

Дніпро – 2019

АНОТАЦІЯ

Бабій К.В. Геомеханічні основи технології передзбагачення руди в глибоких залізорудних кар'єрах. – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису.

Дисертація на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук за спеціальностями: 05.15.09 «Геотехнічна і гірнича механіка» і 05.15.03 «Відкрита розробка родовищ корисних копалин». – Інститут геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України, Дніпро, 2019.

У дисертаційній роботі розроблені геомеханічні основи технології передзбагачення руди в глибоких залізорудних кар'єрах, в якій вперше встановлені закономірності зміни параметрів потоку рудної маси, яка потрапляє із гірського масиву складної геологічної будови, за якістю і шматкуватістю, від геомеханічних, технічних та технологічних параметрів видобутку і переробки під впливом дії додаткового технологічного процесу сухої магнітної сепарації в кар'єрі в залежності від перероблюваного об'єму гірських порід. На підставі встановлених закономірностей обґрунтовано вплив комплексу попереднього збагачення на гірничі параметри видобутку, виробничу потужність кар'єра, що відображено в нових способах видобутку й переробки корисної копалини, рекомендаціях щодо створення дослідно-промислової ділянки, методиках коригування виробничої потужності та енергоємності технологічних схем.

Розроблений спосіб вибухового руйнування міцних анізотропних гірських порід у видобувному блоку із застосуванням конструкції свердловинного заряду вибухової речовини з секцією заряду кумулятивної дії. Запропоновані схеми розташування свердловинного заряду відносно контактних зон. Застосування заряду кумулятивної дії дозволяє створити систему радіальних тріщин і екрануючу щілину вздовж контактної зони. В результаті в контактній зоні буде більш якісне дроблення гірських порід і відповідно зменшення зростків руди з породами, які їх вміщують.

Розроблені конструкції свердловинного заряду ВР з новою формою поліетиленової оболонки, в якій по периметру сформовані увігнуті ділянки –

напівкулі, при підриванні яких забезпечується створення різноградієнтного навантаження на гірський масив всією довжиною свердловини, і як наслідок, дворівневе навантаження на породи, що руйнуються, регульований розподіл енергії, направлений потік максимальних навантажень в обраних напрямках, що забезпечує регулювання гранулометричного складу.

На підставі натурних спостережень досліджена будова залізозміщуючих масивів гірських порід Криворізького залізрудного басейну. Встановлено, що залізрудні родовища за типом складності покладу можна поділити на групи: перша група представлена стислими синклінальними складками, причому замкова частина синкліналі входить у контури кар'єрного поля; друга група – потужними пластоподібними покладами похилого і крутого падіння значного протягання. Кар'єри, які розробляють першу групу родовищ, мають менший коефіцієнт розкриття, але складнішу геологічну структуру продуктивного рудного тіла. У зв'язку з великою переміжністю рудних і безрудних шарів контактні зони знаходяться не лише по периметру з породами розкриття, але і з чисельними сланцями.

Розроблена класифікація контактних зон, яка дозволяє оцінити міру засмічення рудної маси і об'єм втрат корисної копалини. Ця класифікація охоплює особливості геологічної будови контактної зони (форма, переміжність, складність, магнітна сприйнятливість, візуальні відмінності між різними контактуючими шарами), якісні характеристики порід, які вміщують (тип порід, зміст корисного компонента), щодо відношення до гірничо-технологічних параметрів ведення гірничих робіт (злагоджене або не злагоджене падіння контактної зони, лінії укосу уступу і фронту робіт, кут падіння контакту). Класифікація дозволяє оцінити й розрахувати втрати і збіднювання руди при експлуатації на кар'єрах устаткування великої одиничної потужності і відсутності селективної виїмки.

Вперше встановлено закономірності збіднювання рудного потоку за допомогою коефіцієнта засмічення, який встановлюється ступеневу залежністю від технічної характеристики (місткість ківшу екскаватора), експоненціальною залежністю від технологічних характеристик (ширини заходки видобувного блоку,

висоти уступу) та ступеневою залежністю від геологічних характеристик (кута нахилу безрудного прошарку та його потужності) й знаходиться у прямо пропорційній залежності від згідного напрямку контактної зони і лінії укосу уступу і знижується в 2-3 рази під впливом дії додаткового технологічного процесу сухої магнітної сепарації в кар'єрі до вантажопотоку з контактних зон після середнього механічного дроблення.

Вперше встановлено залежність втрат корисної копалини від якісних характеристик гірської маси, яка визначається пропорційною залежністю вмісту заліза в промпродукті від вмісту заліза у вихідній сировині і відходах збагачення, які в свою чергу поліноміально залежать від технічних характеристик устаткування, та зворотно пропорційною залежністю від об'ємів переробки. Обґрунтована ефективність переробки скельних порід розкриття в кар'єрі після стадії крупного механічного дроблення, чим досягається зменшенням втрат корисної копалини в 5,3 рази, які характеризуються квадратичною залежністю від параметрів контактної зони руди-вміщуючи породи (потужності рудного тіла в контактній зоні, різниці котангенсів кутів падіння покладу і укосу уступу, довжини контактної зони в уступі).

Досліджений вплив технології передзбагачення на вантажопотоки в кар'єрі, який виявив що при формуванні маршрутів транспортування вантажів до комплексу передзбагачення і від нього змінюють своє призначення декілька вантажопотоків (залежні і незалежні): рудний вантажопотік, який на збагачувальній фабриці підлягає сухій магнітній сепарації; некондиційні руди та скельні породи розкриття, що містять магнітну складову. Ці вантажопотоки стають залежними від комплексу передзбагачення. Крім того, після попереднього збагачення з'являються додатково два елементарних вантажопотоки: промисловий продукт і хвости передзбагачення, для яких необхідно прокласти додаткові маршрути і виділити відповідний транспорт.

Дослідження вантажотранспортного зв'язку між робочими горизонтами кар'єра і земною поверхнею дозволили довести, що технологія передзбагачення руди в кар'єрі незалежно від виду транспортного забезпечення сумісна зі всіма

схемами розкриття: траншейна схема розкриття для автомобільного і залізничного транспорту; безтраншейна, підземна або комбінована розкривна виробка для конвеєрного транспорту.

Обґрунтована сумісність технології передзбагачення руди в кар'єрах з існуючими системами розробки для горизонтальних, похилих та крутопохилих покладів, яка показала, що найбільш доречно поглиблююча поперечна однобортова система розробки тому, що розкриваючи виробки, транспортні комунікації і обладнання передзбагачення руди, переміщуються у відповідності з переміщенням і зниженням фронту гірничих робіт.

Сформовані дробильно-збагачувальні комплекси технології передзбагачення, які залежать від об'єкту (кар'єр, відвал, шахта, хвостосховище), якості мінеральної сировини (кондиційні, некондиційні або окислені руди, техногенна сировина) і шматкуватості гірської маси. Залежно від цих чинників індивідуально визначається місце розташування комплексу, стадія дроблення, тип устаткування і кількість одиниць. При техніко-економічному обґрунтуванні місця розташування дробильно-збагачувального комплексу вирішальну роль несуть: наявність вільної площі (робочого майданчика, уступу, грєблї) для розташування устаткування і можливість використання конвеєрного транспорту, як найдешевшого виду транспорту.

Розроблена методика розрахунку енергоємності технологій видобутку й переробки залізних руд за технологічними процесами залежно від фізико-механічних властивостей порід, середнього розміру шматка гірської маси, параметрів систем розробки та технологічного обладнання. Виконано обчислення питомої енергоємності всіх технологічних процесів, що дозволило проаналізувати сучасні технології видобутку корисних копалин (циклічну, циклічно-потокову, потокову, технологію передзбагачення руди в кар'єрі (ТПРК), технологію інтенсивного руйнування із самоподрібнюванням) за енергетичними витратами в залежності від виробничої потужності кар'єру. За результатами розрахунків виявлено, що найнижча енергоємність припадає на ТПРК незважаючи на те, що при ній в кар'єрі сумарна енергоємність отримана вище (завдяки впровадженню

сухої магнітної сепарації), але при загальному аналізі енергоємності гірничо-збагачувального комбінату (ГЗК) отримано економію, що пояснюється в першу чергу економією енергії в збагачувальному процесі на збагачувальній фабриці (до 12 % від тотожних технологій) за рахунок меншого об'єму переробки.

Вперше встановлені аналітичні залежності виробничої потужності кар'єра, продуктивності збагачувальної фабрики та розкривних робіт при ТПРК в залежності від типу мінеральної сировини: руда (кондиційні і збіднювані руди) або породи розкриття (некондиційні руди і магнітна частина скельних порід розкриття, які піддаються передзбагаченню), належності їх до балансових та позабалансових запасів для умов збільшення, зменшення або постійної продуктивності збагачувальної фабрики.

Розроблено методику коригування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі, яка дозволяє дослідити вплив попереднього збагачення на зміну кожного з параметрів виробничих комплексів підприємства в межах об'ємів гірської маси щодо порід розкриття, рудної маси та концентрату, що необхідно враховувати при проектуванні підприємства.

Вперше розроблені та систематизовані технологічні схеми з передзбагаченням гірської маси, які дозволяють врахувати наступні умови: тип обладнання, яке застосовується (стаціонарні, напівстаціонарні або мобільні агрегати); тип корисної копалини (кондиційні, збіднювані, некондиційні руди, техногенна сировина, породи розкриття тощо); технологічний комплекс обладнання (стадія дроблення, тип сепаратора тощо); місце розташування обладнання (у вибої, на борту кар'єра або в безпосередній близькості від кар'єра); транспорт та передавальні конвеєри (пологі, похилі і крутопохилі конвеєри); наявність потенційного місця для розташування устаткування (на одному уступі, поуступне розташування, робочий майданчик внутрішньо кар'єрного перевантажувального пункту ЦПТ або на земній поверхні); розміщення відходів (внутрішнє або зовнішнє відвалоутворення).

Розроблені нові способи видобутку і переробки залізних руд, які відрізняються тим, що в кар'єрі застосовують додаткові технологічні процеси (стадії дроблення та суху магнітну сепарацію) в залежності від типу гірської маси: некондиційні або збіднювані руди, скельні породи розкриття, що стало основою при розробці рекомендацій щодо створення дослідно-промислової дільниці технології передзбагачення руди на Інгулецькому кар'єрі.

Виконані розрахунки вилучення корисного компонента в магнітний продукт за експериментальними даними щодо порід розкриття Петровського кар'єра, які свідчать, що при застосуванні технології передзбагачення вилучення становитиме 79-83 % з гірської маси контактних зон з некондиційними кварцитами і 86-89 % з гірської маси контактних зон з безрудними породами. Обґрунтовано, що цей технологічний процес дозволяє зменшити втрати корисних копалин у 5,3 рази і збільшити виробничу потужність кар'єру на 2,1-8,3 % за роками в залежності від обсягу переробки.

Розрахований очікуваний річний економічний ефект від застосування технології передзбагачення для скельних порід розкриття в умовах Петрівського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК", який склав 27 401,96 тис. грн. Термін окупності капітальних інвестицій - 2,4 року, що в 2,8 разу нижче нормативного (6,7 року) і свідчить про економічну ефективність використання запропонованої технології передзбагачення скельних порід розкриття на комплексі великошматкової магнітної механізованої сепарації.

Ключові слова: кар'єр, залізна руда, збіднювання, втрати, якість мінеральної сировини, попереднє збагачення, циклічно-потокова технологія, технологічна схема, виробнича потужність, продуктивність.

Список публікацій здобувача. Основні положення і результати дисертації опубліковані в таких роботах:

Монографія

1. Бабий Е.В. Технология предобогащения железных руд в глубоких карьерах: монография. К.: Наук. думка, 2011. 184 с.

Статті у наукових періодичних виданнях інших держав або України, які включені до міжнародних наукометричних баз

2. Четверик М.С., Бабий Е.В., Левицкий А.П. Технология предобогащения в карьерах как перспективное направление добычи магнитных и окисленных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. Научно-технический журнал. М.: Горная книга, 2011. № 1. С. 99-105.
3. Четверик М.С., Молдабаев С.К., Бабий Е.В., Бубнова Е.А. Параметры технологии, процессов и горных машин при открытой добыче руд // Горный журнал Казахстана. Алматы, 2016. № 8 (136). С. 18-23.
4. Бабій К.В. Визначення основних параметрів технології передзбагачення руди в кар'єрах та їх вплив на роботу гірничо-збагачувального комплексу // Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського, 2018. Випуск 1/2018 (108). С. 87-94.
5. Четверик М.С., Бабий Е.В. Режим горных работ при технологии предобогащения руды в карьере // Горный информационно-аналитический бюллетень. Научно-технический журнал. М.: Горная книга, 2013. № 3. С. 205-210.
6. Ковров А., Бабий Е., Ракишев Б., Кутыбаев А. Влияние обводненности насыпного массива пород на геомеханическую устойчивость участка циклично-поточной технологии // Mining of Mineral Deposits Journal. Volume 10 (2016). Issue 2. pp. 55-63.
7. Ракишев Б.Р., Ковров А.С., Молдабаев С.К., Бабий Е.В. Обеспечение геомеханической устойчивости насыпей для конвейеров при циклично-поточной технологии // Хабаршысы вестник. Сб. научн. тр. НАН Республики Казахстан. Алматы, 2016. Вып. 2. С. 103-110.
8. Бабий Е.В., Султанбекова Ж.Ж. Методические основы обоснования параметров технологии предобогащения руды в карьере для определения ее экономической эффективности // Горный журнал Казахстана. Алматы, 2018. № 11. С. 9-15.
9. Chetveryk M., Bubnova O., Babii K., Shevchenko O., Moldabaev S. Review of geomechanical problems of accumulation and reduction of mining industry wastes, and

ways of their solution // Mining of Mineral Deposits Journal. Volume 12 (2018). Issue 4. pp. 63-72.

Статті у наукових фахових виданнях

10. Четверик М.С., Бабий Е.В., Медведева О.А., Сарвас Н.М. Электрометрическая диагностика массива горных пород, подверженного оползневым процессам при открытой разработке // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2011. Вып.95. С. 155-161.

11. Четверик М.С., Бабий Е.В. Обоснование устойчивости насыпи под конвейерную галерею комплекса циклично-поточной технологии на Первомайском карьере // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2015. Вып. 123. С. 142-152.

12. Бабий Е.В., Гребенник В.Н. Комплексный анализ причин развития оползневых процессов в техногенно нарушенных массивах (на примере Анновского карьера) // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2008. Вып. 77. С. 16-24.

13. Ковров А.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А. Геомеханическая оценка устойчивости внутреннего отвала на подработанном основании борта карьера // Metallurgical and Mining Industry. 2017. № 5. С. 60-67.

14. Бабий Е.В., Синенко М.А., Билеско А.Е. Вскрытие горизонтов Артемовского месторождения при технологии предобогащения руды в карьере // Науковий вісник Національного гірничого університету. 2011. № 6. С. 31-35.

15. Бабий Е.В. Зависимость разубоживания полезного ископаемого от параметров экскавационных машин // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2011. Вып. 94. С. 3-10.

16. Бабий Е. В. Производственные процессы технологии предобогащения руды в карьере // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2007. Вып. 72. С. 161-167.

17. Бабій К.В. Теоретичні основи технології передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах // Metallurgical and Mining Industry. 2018. № 1. С. 45-50.

18. Бабий Е.В. Применение крутонаклонных конвейеров при технологии предобогащения руды в карьерах // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2009. Вип. 81. С. 17-23.

19. Бабий Е.В. Теоретическое обоснование взаимосвязи производственных мощностей карьера и обогатительной фабрики при технологиях открытой добычи руд // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2011. Вип. 92. С. 36-46.

20. Бабий Е.В., Синенко М.А. Квалиметрическая оценка качества добычи железных руд, потери и разубоживание // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2010. Вип. 89. С. 9-18.

21. Бабий Е.В., Синенко М.А. О качестве рудного потока при технологии предобогащения руды в карьере // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. пр. Кривий Ріп, 2010. № 25. С. 19-24.

22. Четверик М.С., Бабий Е.В., Терещенко В.В., Левченко К.А. Повышение производственной мощности карьера с применением комплекса предобогащения // Metallurgical and Mining Industry. Dnepropetrovsk, 2013. № 3. С. 96-101.

23. Бабий Е.В. Экономическое обоснование применения комплекса предварительного обогащения для скальных вскрышных пород карьеров Кривбасса // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2016. Вип. 129. С. 205-216.

24. Бабий Е.В. Особенности технологических схем и комплексов оборудования технологии предобогащения сырья в карьерах, шахтах, отвалах и хвостохранилищах // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2012. Вип. 103. С. 28-37.

25. Булат А.Ф., Вилкул Ю.Г., Четверик М.С., Станков А.П., Бабий К.В. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров при циклично-поточной технологии в условиях глубоких карьеров Кривбасса // Metallurgical and Mining Industry. 2014. № 6. С. 73-78.

26. Четверик М.С., Бабий Е.В., Икол А.А. Формирование комплексов при технологии предобогащения руды в карьерах // Metallurgical and Mining Industry. 2007. № 3. С. 91-93.

27. Четверик М.С., Бабий Е.В. Современное использование сухой магнитной сепарации и возможность ее применения в технологии предобогащения руды в карьере // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. Кривий Ріг, 2009. № 23. С. 14-18.

28. Vybnova O.A., Babiy K.V., Levchenko K.S. Technology of technogenic deposits development improving // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2016. Вип. 130. С. 137-143.

29. Четверик М.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А., Терещенко В.В. Основные направления рационального природопользования при открытой добыче полезных ископаемых // Гірничий вісник. Наук.-техн. зб. Кривий Ріг: Криворізький національний університет, 2013. Вип. 96. С. 58-62.

30. Четверик М.С., Бабий Е.В., Икол А.А., Терещенко В.В. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров при циклично-поточной технологии горных работ на карьере Кривбасса // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2010. № 5. С. 94-98.

31. Геомеханика устойчивости системы карьер – внутренний отвал – природная среда / М.С. Четверик, Е.В. Бабий, Е.А. Бубнова, В.Н. Гребенник // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2018. Вип. 140. С. 176-187.

32. Бабий К.В. Вплив параметрів вибухового руйнування видобувних блоків складної геологічної будови на формування технологічних комплексів передзбагачення руди в кар'єрах // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2018. № 6. С. 23-35.

33. Бабий Е.В., Шевченко А.И., Икол А.А. Крутонаклонные конвейеры в горнодобывающей промышленности и перспективы их применения на глубоких карьерах Кривбасса // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2014. Вип. 118. С. 114-129.

34. Четверик М.С., Бубнова Е.А., Бабий Е.В. Взаимосвязь параметров горных машин, технологии и процессов при открытой добыче руд // Геотехнічна механіка, Дніпро, 2016. Вип. 126. С. 58-70.

35. Четверик М.С., Бабий Е.В., Швец Д.В., Тойманов Н.Т., Акилбаев Т.И. Определение перспективных направлений по извлечению балансовых запасов руд при открытой их добыче // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2017. Вип. 132. С. 85-95.

Розділи в монографії

36. Четверик М.С., Перегудов В.В., Романенко А.В. и др. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития / Кривой Рог: Дионис, 2012. С. 235-323.

Статті та тези в виданнях конференцій

37. Chetverik M., Bubnova E., Babiy K. The main technical solutions in rational excavation of minerals in open-pit mining / VII International scientific-practical conference «School Underground Mining» // Annual Scientific-Technical Collection «Mining of Mineral Deposits». Netherlands: CRC Press/Balkema, 2013. P. 173-176.

38. Бабий Е.В., Терещенко В.В. О снижении потерь железных руд на примере Петровского карьера // Матеріали конференції «Сталий розвиток промисловості та суспільства» 22-25 травня 2013р. Кривий Ріг: Криворізький національний університет. 2013. Том 1. С. 5-6.

39. Четверик М.С., Пивень В.А., Романенко А.В., Бабий Е.В. Перспективные технологии открытой добычи руд в условиях Кризбасса (на примере Ингулецкого ГОКа) // Форум горняка – 2006: Материалы междунаро. конф., 21-23 октября 2006 г. Днепропетровск: НГУ, 2006. С. 100-114.

40. Бубнова Е.А., Бабий Е.В., Ворон Е.А. Пути решения проблем эксплуатации накопителей отходов обогащения // Форум гірників – 2015: матеріали міжнар. конф., 30 вересня-3 жовтня 2015 р., м. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет. 2015. Т. 1. С. 211-219.

41. Четверик М.С., Бабий К.В., Бубнова Е.А. Технические решения проблемы накопления отходов горнодобывающей промышленности // Зб. наук. праць за результатами роботи III Міжнародної наук.-техн. конф. «Сучасні технології розробки рудних родовищ» 19 червня 2015 р. Кривий Ріг: Вид. Р.А. Козлов, 2015. С. 34-36.

42. Четверик М.С., Бабий Е.В. Технология предобогащения в карьерах как перспективное направление добычи бедных руд // Форум гірників – 2007: Матеріали міжнарод. конф. Дніпропетровськ: НГУ, 2007. С. 246-253.

43. Четверик М.С., Бабий Е.В., Синенко М.А. Технология предобогащения руды в карьере как ресурсосберегающая технология // Матеріали Юбилейной XX Международ. науч. школы. им. академика С.О. Христиановича 20-26 сентября 2010 г. Симферополь: Таврич. нац. ун-т, 2010. С. 361-363.

44. Бабий К.В. Технологія передзбагачення руди в кар'єрі як напрямок зниження негативного впливу на навколишнє середовище // Матеріали Міжнародної науково-технічної конференції 08 жовтня 2010 р. Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. С. 97-98.

45. Четверик М.С., Бабий Е.В. Перспективные технологии добычи руд в глубоких карьерах с минимальными энергетическими затратами // Збірник наукових праць за результатами роботи II Міжнародної науково-технічної конференції 21-22 грудня 2012 р. Кривий Ріг: ФОП Чернявський Д.О., 2012. С. 97-98.

46. Бабий Е.В. Обоснование эффективности применения технологии предобогащения руды в карьере // Збірник наукових праць за результатами роботи V Міжнародної наук.-техн. конференції (Кривий Ріг, 23-24.11.2018). Кривий Ріг, 2018. С. 30-32.

Патенти України

47. Спосіб розробки крутоспадних залізорудних кар'єрів: пат. на винахід 101761 Україна / Бабий К.В., Косенко В.І., Ікол О.О. № а 2012 00115; заявл. 04.01.2012; опубл. 25.04.2013, Бюл. № 8. (кн. 1), С. 3.161.

48. Спосіб розробки залізних руд та їх переробки біля кар'єру: пат. на кор. модель № 114357 / Четверик М.С., Бабий К.В., Ікол О.О. № и 2016 08448 заявл. 01.08.2016; опубл. 10.03.2017, Бюл. № 5. (кн. 1), С. 4.104.

49. Спосіб розробки порід розкриття в залізорудних кар'єрах: пат. на винахід 109833 Україна / Четверик М.С., Бабий К.В., Ікол О.О., Левченко К.С. № а 2014 04364 заявл. 22.04.14; опубл. 12.10.2015, Бюл. № 19. (кн. 1), С. 3.96.

50. Спосіб розробки залізних руд в кар'єрах: пат. на винахід № 118041 Україна / Четверик М.С., Бабій К.В., Ікол О.О. № а 2016 08458 заявл. 01.08.2016; опубл. 12.11.2018, Бюл. № 21. (кн. 1), С. 3.74.

SUMMARY

Babii K.V. Geo-mechanical bases of technology of pre-enriching of ore are in deep iron-ore careers. – On the rights of the manuscript.

Dissertation for the degree of Doctor of Technical Sciences in specialty 05.15.09 – Geotechnical and Mining Mechanics and 05.15.03 – Open development of mineral deposits – N.S. Poljakov Institute of Geotechnical Mechanics, National Academy of Sciences of Ukraine, Dnipro, 2019.

In the dissertation work the geo-mechanical bases of the technology of ore enrichment in deep iron ore quarries are developed, in which for the first time the regularities of changing the parameters of the stream of ore mass, which comes from the rocky complex of complex geological structure, in quality and quantity, from geo-mechanical, technical and technological parameters of extraction and processing under the influence of an additional technological process of dry magnetic separation in the quarry depending on the volume of rocks that is being processed. Based on the established regularities, the influence of the pre-enrichment complex on mining parameters of mining, the production capacity of the quarry, reflected in the new ways of extraction and processing of minerals, recommendations for the creation of a pilot industrial site, methods for adjusting production capacity and energy intensity of technological schemes is substantiated.

The developed method of explosive destruction of durable anisotropic rocks in the mining unit using the dispersed design of the downhole charge of explosive. The proposed layout of the borehole charge relative to the contact zones. The use of a charge of cumulative action allows you to create a system of radial cracks and a shielding gap along the contact zone. As a result, in the contact zone there will be a better crushing of rocks and, accordingly, a reduction in the intergrowth of ore with rocks.

Designed downhole explosive charge with a new form of polyethylene sheath, in which concave areas - hemispheres are formed around the perimeter; , directional flow of maximum loads in selected directions, which ensures the regulation of the particle size distribution.

To substantiate the parameters of the technology of ore enrichment in quarries, the analysis of the problems of the development of promising directions of cyclic-flow technology has been carried out, the current state of the process of preliminary enrichment in iron ore quarries and concentrating factories is considered, the researches on the management of the production capacity of iron ore carriers' ares.

On the basis of field observations, the structure of iron-bearing rock massifs of the Kryvyi Rih iron ore basin was investigated. It was established that iron-ore deposits by the type of complexity of the deposit can be divided into groups: the first group is represented by compressed synclinal folds, with the locking part of the syncline entering the contours of the quarry field; The second group - powerful layered deposits of the slope and abrupt fall of considerable length. Career development of the first group of deposits has a lower coefficient of disclosure, but the more complex geological structure of a productive ore body. In connection with the great interchange of ore and impure layers, the contact zones are not only perimeter with the rocks of the opening, but also with numerous slates.

The classification of contact zones is developed, which allows us to estimate the degree of clogging of the ore and the volume of losses of minerals. This classification covers the features of the geological structure of the contact zone (form, intermittence, complexity, magnetic susceptibility, visual differences between different contacting layers), qualitative characteristics of the rocks that contain (types of rocks, the content of the useful component), in relation to the mining and technological parameters of mining works (coordinated or uncoordinated fall of the contact area, line of the slope of the ledge and the front of the work, the angle of contact of the contact). Classification makes it possible to estimate and calculate losses and impoverishment of ore while exploiting large single power equipment at quarries and the absence of a selective slot.

For the first time, the regularities of impoverishment of the ore flow have been established using the coefficient of clogging, which is determined by the degree of dependence on the technical characteristics (the capacity of the excavator bucket), the exponential dependence on the technological characteristics (the width of the output of the extraction block, the height of the ledge) and the degree of dependence on the geological characteristics (the angle of the slope of the impenetrable layer and its power) and is in direct proportional dependence on the concordant direction of the contact zone and the line of the slope of the ledge and decreases in 2 -3 times under the influence of the additional technological process of dry magnetic separation in the quarry to the traffic from the contact zones after the average mechanical crushing.

Obtained dependence of the coefficient of clogging on the width of the drain in the extraction block, which explains the increase in the coefficient of clogging with decreasing weld width, which makes it possible to determine the rational parameters of selective extraction of ore to the approach to the contact zone (dense layer). Accordingly, the same volume of impure rocks now accounts for a smaller volume of impoverished ore. This approach is also applicable to the technology of pre-enriched ore in a quarry, when the productivity of the crushing-enrichment complex is limited, and the volume of the rock mass that is subject to enrichment is large.

For the first time, the dependence of mineral resources losses on the qualitative characteristics of the rock mass is determined, which is determined by the proportional dependence of the iron content in the industrial product on the content of iron in the raw material and the waste of enrichment, which in turn are polynomially dependent on the technical characteristics of the equipment, and inversely proportional to the volume of processing . The efficiency of the processing of rocky rock in the quarry after the stage of large mechanical fragmentation is substantiated, which is achieved by reducing the losses of mineral resources by 5.3 times, which are characterized by a quadratic dependence on the parameters of the contact zone of the ore-containing rocks (the capacities of the ore body in the contact zone, the difference of the coagulation angles the fall of the deposit and the slope of the ledge, the length of the contact area in the ledge).

The influence of the pre-enrichment technology on freight traffic in the quarry, which revealed that during the formation of the routes of transportation of goods to the pre-enrichment complex and its purpose change several traffic flows (dependent and independent): the ore freight traffic, which is undergoing dry magnetic separation in the dressing factory; non-contiguous ores and rock formations containing magnetic components. These traffic flows become dependent on the complex enrichment. In addition, after the previous enrichment, there are additionally two elementary traffic flows: an industrial product and pre-enrichment tails, for which it is necessary to lay additional routes and allocate the corresponding transport.

The study of freight transport communication between the working horizons of the quarry and the earth's surface allowed to prove that the technology of enrichment of ore in a career, regardless of the type of transport, is compatible with all the schemes of disclosure: the trench scheme for the disclosure of road and rail transport; trenchless, underground or combined overburden for conveyor transport.

The compatibility of the technology of ore enrichment in quarries with existing development systems for horizontal, inclined and steep slopes has been substantiated, which has shown that the most appropriate deepening transverse single-circle development system is that, by revealing excavations, transport communications and equipment for pre-enrichment, ore is moved in accordance with the displacement and lowering the mining front.

The formed crushing and concentrating complexes of pre-enrichment technologies, which depend on the object (quarry, dump, mine, tailings deposit), quality of mineral raw materials (conditioned, non-standard or oxidized ores, technogenic raw materials), and bitterness of the mountain mass. Depending on these factors, the location of the complex, the crushing stage, the type of equipment and the number of units are individually selected. In the feasibility study, the location of the grinding and dressing complex is of decisive importance: the availability of free space (work platform, ledge, dam) for the location of the equipment and the possibility of using conveyor transport as the cheapest mode of transport.

The method of calculation of energy intensity of technologies of extraction and processing of iron ores according to technological processes depending on physical and mechanical properties of rocks, average size of a piece of rock mass, parameters of systems of development and technological equipment is developed. Calculated the specific energy intensity of all technological processes, which allowed to analyze modern technologies of extraction of minerals (cyclic, cyclic-flow, flow, technology of pre-enriching of ore are in careers, technology with self-crushing) for energy costs, depending on the production capacity of the quarry. According to the results of calculations, it was found that the lowest energy intensity was at technology of pre-enriching of ore are in careers despite the fact that in her career the total energy consumption was higher (due to introduction of dry magnetic separation), but with the general analysis of the energy intensity of the ore mining and processing enterprise which is explained primarily by the energy saving in the enrichment process at the enrichment plant (up to 12% of the identical technologies) due to a smaller amount of processing.

For the first time, the analytical dependencies of the production capacity of the career, the productivity of the enrichment plant and the overburden during the technology of pre-enriching of ore are in careers were determined, depending on the type of mineral raw materials: ore (conditioned and impoverished ores) or breeds of discovery (non-contiguous ores and the magnetic part of rocky breeds exposed to premergence), their belonging to balance and off-balance sheet stocks for conditions of increase, reduction or constant productivity of the concentrating factory.

The method of adjusting the production capacity of the quarry and productivity of the expansion complex with the application of the ore enrichment technology in the quarry is developed, which allows us to investigate the effect of the previous enrichment on the change of each of the parameters of the industrial complexes of the enterprise within the limits of the volume of rock mass in relation to the rocks, the ore mass, and concentrate, which must be taken into account when designing an enterprise.

The first developed and systematized technological schemes for enrichment of mountain mass, which allow taking into account the following conditions: type of

equipment used (stationary, semi-stationary or mobile aggregates); type of minerals (conditioned, impoverished, non-conforming ores, man-made raw materials, breeds of disclosure, etc.); technological complex of equipment (crushing stage, separator type, etc.); location of equipment (in a hole, aboard a career or in close proximity to a career); transport and conveyor belt (sloping, sloping and steep conveyor belt); the presence of a potential location for the equipment (on one ledge, a downward location, a working platform inside the quarry reloading point of the cyclic flow technology or on the earth's surface); waste disposal (internal or external waste formation).

New ways of extraction and processing of iron ores have been developed, which differ in the fact that in the career new technological processes (stages of crushing and dry magnetic separation) are introduced, depending on the type of rock mass: substandard or impoverished ores, rock rocks, which became the basis for development of recommendations for the creation of a research and industrial section of technology for pre-enrichment of ore in the Ingalets quarry.

The calculations of extracting the useful component into a magnetic product by experimental data on rocks in the openings of the Petrovskii quarry, which indicate that using the technology of enrichment of sequestration will amount to 79-83% of the rock mass of contact zones with non-conformational quartzite and 86-89% of the rock mass contact zones with impure rocks. It is substantiated that this technological process allows to reduce the losses of minerals by 5.3 times and increase the production capacity of a career by 2.1-8.3% over the years, depending on the volume of processing.

Estimated expected annual economic effect from the application of enrichment technology for rock breeding in the conditions of the Petrovsky quarry of Private Joint-Stock Company "Central Mining and Processing Plant", which amounted to 27 401.96 thousand UAH. The payback period of capital investments is 2.4 years, which is 2.8 times lower than the normative (6.7 years), which testifies to the economic efficiency of the proposed technology for pre-enrichment of rock openings in the complex of large-scale magnetic mechanized separation.

Keywords: quarry, iron ore, impoverishment, losses, quality of mineral raw materials, preliminary enrichment, cyclic flow technology, technological scheme, production capacity, productivity.

The main provisions of the thesis are presented in such publications

Monograph

1. Babii E.V. Tehnologiya predobogascheniya zheleznyih rud v glubokih karerakh: monografiya. K.: Nauk. dumka, 2011. 184 p.

Articles in the scientific magazines of other states or Ukraine, that is included to the international scientometric bases

2. Chetverik M.S., Babii E.V., Levic'kii A.P. Tekhnologiya predobogashcheniya v kar'erah kak perspektivnoe napravlenie dobychi magnitnyh i okislennyh rud // Mining Information and Analytical Bulletin. Nauchno-tehnicheskij zhurnal. M.: Gornaya kniga, 2011. № 1. P. 99-105.

3. Chetverik M.S., Moldabaev S.K., Babii E.V., Bubnova E.A. Parametryi tehnologii, protsessov i gorniyh mashin pri otkryitoy dobyiche rud // Mining Journal of Kazakhstan. Almatyi, 2016. № 8 (136). P. 18-23.

4. Babii K.V. Vyznachennia osnovnykh parametriv tehnologii peredzbahachennia rudy v karierakh ta yikh vplyv na robotu hirnycho-zbahachuvalnoho kompleksu // Scientific Journal "Transactions of Kremenchuk Mykhailo Ostrohradskiy National University". Vol. 1/2018 (108). P. 87-94.

5. Chetverik M.S., Babii E.V. Rezhim gorniyh robot pri tehnologii predobogascheniya rudy v karere // Mining Information and Analytical Bulletin. Nauchno-tehnicheskij zhurnal. M.: Gornaya kniga, 2013. № 3. P. 205-210.

6. Kovrov A., Babiy E., Rakishev B., Kuttyibaev A. Vliyanie obvodnennosti nasypnogo massiva porod na geomekhanicheskuyu ustoychivost uchastka tsiklichno-potochnoy tehnologii // Mining of Mineral Deposits Journal. Volume 10 (2016). Issue 2. P. 55-63.

7. Rakishev B., Kovrov A., Moldabaev S., Babiy E. Obespechenie geomekhanicheskoy ustoychivosti nasypey dlya konveyerov pri tsiklichno-potochnoy

tehnologii // Habarshyisyi vestnik. Sb. nauchn. tr. NAN Respubliki Kazakhstan. Almatyi, 2016. Vol. 2. P. 103-110.

8. Babii E.V., Sultanbekova Metodicheskie osnovy obosnovaniy parametrov tehnologii predobogachsheniy rudu v karere dliy opredeleniy ee ekonomicheskoy effektivnosti // Mining Journal of Kazakhstan. Almatyi, 2018. Vol. 11. P. 9-15.

9. Chetveryk M., Bubnova O., Babii K., Shevchenko O., Moldabaev S. Review of geomechanical problems of accumulation and reduction of mining industry wastes, and ways of their solution // Mining of Mineral Deposits Journal. Volume 12 (2018). Issue 4. pp. 63-72.

Articles in scientific journals

10. Chetverik M., Babiy E., Medvedeva O., Sarvas N. Elektrometricheskaya diagnostika massiva gorn'nykh porod, podverzhennogo opolznevyim protsessam pri otkryitoy razrabotke // Geo-technical mechanics. Dnepropetrovsk, 2011. Vol. 95. P. 155-161.

11. Chetverik M., Babiy E. Obosnovanie ustoychivosti nasypi pod konveyernuyu galereyu kompleksa tsiklichno-potochnoy tehnologii na Pervomayskom karere // Geo-technical mechanics. Dnepropetrovsk, 2015. Vol. 123. P. 142-152.

12. Babii E., Grebennik V. Kompleksnyy analiz prichin razvitiya opolznevykh protsessov v tehnogenno narushennykh massivakh (na primere Annovskogo karera) // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2008. Vol. 74. P. 16-24.

13. Kovrov A., Babiy E., Bubnova E. Geomekhanicheskaya otsenka ustoychivosti vnutrennego otvala na podrobotannom osnovanii borta karera // Metallurgical and Mining Industry. 2017. Vol. 5. P. 60-67.

14. Babii E.V., Sinenko M.A., Bilenko A.E. Vskrytie gorizontov Artemovskogo mestorozhdeniya pri tehnologii predobogascheniya rudy v karere // Naukovyi visnyk Natsionalnoho hirnychoho universytetu. 2011. № 6. P. 31-35.

15. Babii E.V. Zavisimost razubozhivaniya poleznogo iskopaemogo ot parametrov ekskavatsionnykh mashin // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2011. Vol. 94. P. 3-10.

16. Babii E.V. Proizvodstvennyie protsessy i tehnologii predobogascheniya rudy v karere // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2007. Vol. 72. P. 161-167.
17. Babii K.V. Teoretychni osnovy tekhnologii peredzbahachennia rudy v hlybokyykh zalizorudnykh karierakh // Metallurgical and Mining Industry. 2018. № 1. P. 45-50.
18. Babii E.V. Primenenie krutonaklonnykh konveyerov pri tehnologii predobogascheniya rudy v karerakh // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2009. Vol. 81. P. 17-23.
19. Babii E.V. Teoreticheskoe obosnovanie vzaimosvyazi proizvodstvennykh moschnostey karera i obogatitelnoy fabрики pri tehnologiyah otkryitoy dobyichi rud // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2011. Vol. 92. P. 36-46.
20. Babii E.V., Sinenko M.A. Kvalimetriceskaya otsenka kachestva dobyichi zheleznykh rud, poteri i razubozhivanie // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2010. Vol. 89. P. 9-18.
21. Babii E.V., Sinenko M.A. O kachestve rudnogo potoka pri tehnologii predobogascheniya rudy v karere // Visnyk Kryvorizkoho tekhnichnoho universytetu: Zb. nauk. pr. Kryvyi Rih, 2010. № 25. P. 19-24.
22. Chetverik M.S., Babii E.V., Tereschenko V.V., Levchenko K.A. Povyishenie proizvodstvennoy moschnosti karera s primeneniem kompleksa predobogascheniya // Metallurgical and Mining Industry. Дніпропетровськ, 2013. № 3. P. 96-101.
23. Babii E.V. Ekonomicheskoe obosnovanie primeneniya kompleksa predvaritelnogo obogascheniya dlya skalnykh vskryishnykh period karerov Krivbassa // Geo-technical mechanics. Dnipro, 2016. Vol. 129. P. 205-216.
24. Babii E.V. Osobennosti tehnologicheskikh shem i kompleksov oborudovaniya tehnologii predobogascheniya syirya v karerakh, shahtah, otvalah i hvostohranilischah // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2012. Vol. 103. P. 28-37.
25. Bulat A.F., Vilkul Yu.G., Chetverik M.S., Stankov A.P., Babii E.V. Perspektivy primeneniya krutonaklonnykh konveyerov pri tsiklichno-potochnoy tehnologii v usloviyakh glubokikh karerov Krivbassa // Metallurgical and Mining Industry. 2014. № 6. P. 73-78.

26. Chetverik M.S., Babii E.V., Ikol A.A. Formirovanie kompleksov pri tehnologii predobogascheniya rudy v karerakh // Metallurgical and Mining Industry. 2007. № 3. P. 91-93.

27. Chetverik M.S., Babii E.V. Sovremennoe ispolzovanie suhoy magnitnoy separatsii i vozmozhnost ee primeneniya v tehnologii predobogascheniya rudy v karere // Visnyk Kryvorizkoho tekhnichnoho universytetu. Zbirnyk naukovykh prats. Kryvyi Rih, 2009. № 23. P. 14-18.

28. Bybnova O.A., Babii K.V., Levchenko K.S. Technology of technogenic deposits development improving // Geo-technical mechanics. Dnipro, 2016. Vol. 130. P. 137-143.

29. Chetverik M.S., Babii E.V., Bubnova E.A., Tereschenko V.V. Osnovnyie napravleniya ratsionalnogo prirodopolzovaniya pri otkryitoy dobyiche poleznykh iskopaemykh // Hirnychi visnyk. Nauk.-tekhn. zb. Kryvyi Rih: Kryvorizkyi natsionalnyi universytet, 2013. Vol. 96. P. 58-62.

30. Chetverik M.S., Babii E.V., Ikol A.A., Tereschenko V.V. Perspektivyi primeneniya krutonaklonnykh konveyeriv pri tsiklichno-potochnoy tehnologii gornyykh robot na karerakh Krivbassa // Metallurgical and Mining Industry. 2010. № 5. P. 94-98.

31. Chetverik M., Babii E., Bubnova E., Gribennik V. Geomekhanika ustoychivosti sistemy karer – vnutrenniy otval – prirodnaia sreda // Geo-technical mechanics. Dnipro, 2018. Vol. 140. P. 176-187.

32. Babii K. Vplyv parametriv vybukhovogo ruivuvannia vydobuvnykh bloktiv skladnoi geologichnoi budovy na formuvannia tekhnologichnykh kompleksiv peredzbagachennia rudy v karerakh // Metallurgical and Mining Industry. 2018. Vol. 6. P. 23-35.

33. Babii E.V., Shevchenko A.I., Ikol A.A. Krutonaklonnyie konveyeryi v gornodobyivayushey promyishlennosti i perspektivyi ih primeneniya na glubokikh karerakh Krivbassa // Geo-technical mechanics. Dnipropetrovsk, 2014. Vol. 118. P. 114-129.

34. Chetverik M.S., Bubnova E.A., Babii E.V. Vzaimosvyaz parametrov gornyykh mashin, tehnologii i protsessov pri otkryitoy dobyiche rud // Geo-technical mechanics. Dnipro, 2016. Vol. 126. P. 58-70.

35. Chetverik M.S., Babii E.V., Shvets D.V., Toymanov N.T., Akilbaev T.I. Opredelenie perspektivnykh napravleniy po izvlecheniyu balansovykh zapasov rud pri otkryitoy ih dobyiche // Geo-technical mechanics. Dnipro, 2017. Vol. 132. P. 85-95.

Sections in the monograph

36. Chetverik M.S., Peregudov V.V., Romanenko A.V. and other. Tsiklichno-potochnaya tehnologiya na glubokikh karerakh. Perspektivyi razvitiya / Krivoy Rog: Dionis, 2012. P. 235-323.

Articles and theses in the editions of conferences

37. Chetverik M., Bubnova E., Babiy K. The main technical solutions in rational excavation of minerals in open-pit mining / VII International scientific-practical conference «School Underground Mining» // Annual Scientific-Technical Collection «Mining of Mineral Deposits». Netherlands: CRC Press/Balkema, 2013. P. 173-176.

38. Babii E.V., Tereschenko V.V. O snizhenii poter zheleznykh rud na primere Petrovskogo karera // Materialy konferentsii «Stalyi rozvytok promyslovosti ta suspilstva» 22-25 travnia 2013r. Kryvyi Rih: Kryvorizkyi natsionalnyi universytet. 2013. Vol.1. P. 5-6.

39. Chetverik M.S., Piven V.A., Romanenko A.V., Babii E.V. Perspektivnyie tehnologii otkryitoy dobyichi rud v usloviyakh Krivbassa (na primere Inguletskogo GOKa) // Forum gornyaka – 2006: Materialy mezhdunarod. konf., 21-23 oktyabrya 2006 g. Dnepropetrovsk: NGU, 2006. P. 100-114.

40. Bubnova E.A., Babiy E.V., Voron E.A. Puti resheniya problem ekspluatatsii nakopiteley othodov obogascheniya // Forum gornikov – 2015: materialy mizhnar. konf., 30 veresnya-3 zhovtnya 2015 r., m. Dnepropetrovsk: Natsionalnyy gornichiy universitet. 2015. Vol. 1. P. 211-219.

41. Chetveryk M.S., Babii K.V., Bubnova E.A. Tekhnicheskyye resheniya problemyi nakopleniya otkhodov hornodobyvaiushchei promyshlennosti // Zb. nauk. prats za rezultatamy roboty III Mizhnarodnoi nauk.-tekhn. konf. «Suchasni tekhnolohii rozrobky rudnykh rodovyshch» 19 chervnia 2015 r. Kryvyi Rih: Vyd. R.A. Kozlov, 2015. P. 34-36.

42. Chetveryk M.S., Babii E.V. Tekhnolohiya predobohashcheniya v karerakh kak perspektyvnoe napravlenye dobychy bednykh rud // Forum hirnykiv – 2007: Materialy mizhnarod. konf. Dnepropetrovsk: NHU, 2007. P. 246-253.

43. Chetveryk M.S., Babii E.V., Synenko M.A. Tekhnolohiya predobohashcheniya rudy v karere kak resursosberehaiushchaia tekhnolohiya // Materyaly Yubileinoi KhKh Mezhdunarod. nauch. shkoly. im. akademika S.O. Khrystianovycha 20-26 veresnia 2010 r. Symferopol: Tavrych. nats. un-t, 2010. P. 361-363.

44. Babii K.V. Tekhnolohiia peredzbahachennia rudy v karieri yak napriamok znyzhennia nehatyvnoho vplyvu na navkolyshnie seredovyshe // Materialy Mizhnarodnoi naukovo-tekhnichnoi konferentsii 08 zhovtnia 2010 r. Kryvyi Rih: DP «NDHRI», 2010. P. 97-98.

45. Chetveryk M.S., Babii E.V. Perspektyvnye tekhnolohyy dobychy rud v hlubokyykh karerakh s mynymalnymy enerhetycheskymy zatratamy // Zbirnyk naukovykh prats za rezultaty roboty II Mizhnarodnoi naukovo-tekhnichnoi konferentsii 21-22 hrudnia 2012 r. Kryvyi Rih: FOP Cherniavskiy D.O., 2012. P. 97-98.

46. Babii E. Obosnovanie effektivnosti primeneniya tekhnologii predobogascheniya rudy v karere // Zbirnyk naukovykh prats za rezultaty roboty V Mizhnarodnoi nauk.-tekh. konferentsii (Kryvyi Rig, 23-24.11.2018). Kryvyi Rig, 2018. P. 30-32.

Patents of Ukraine

47. Sposib rozrobky krutospadnykh zalizorudnykh karieriv: pat. na vynakhid 101761 Ukraina / Babii K.V., Kosenko V.I., Ikol O.O. № a 2012 00115; zaiavl. 04.01.2012; opubl. 25.04.2013, Biul. № 8. P. 3.161.

48. Sposib rozrobky zaliznykh rud ta yikh pererobky bilia karieru: pat. na kor. model № 114357 / Chetverik M.S., Babii K.V., Ikol O.O. № u 2016 08448 zaiavl. 01.08.2016; opubl. 10.03.2017, Biul. № 5. P. 4.104.

49. Sposib rozrobky porid rozkryttia v zalizorudnykh karierakh: pat. na vynakhid 109833 Ukraina / Chetverik MS, Babii K.V., Ikol O.O., Levchenko K.S. № a 2014 04364 zaiavl. 22.04.14; opubl. 12.10.2015, Biul. № 19. P. 3.96.

50. Sposib rozrobky zaliznykh rud v karierakh: pat. na vynakhid № 118041 Ukraina / Chetverik M.S., Babii K.V., Ikol O.O. № a 2016 08458 zaiavl. 01.08.2016; opubl. 12.11.2018, Biul. № 21. P. 3.74.

ЗМІСТ

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ, СИМВОЛІВ, ОДИНИЦЬ ВИМІРЮВАННЯ, СКОРОЧЕНЬ	33
ВСТУП	34
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ ЩОДО НАПРЯМКІВ РОЗВИТКУ ТЕХНОЛОГІЙ ВИДОБУТКУ І ПЕРЕРОБКИ ЗАЛІЗНИХ РУД	43
1.1. Виявлення особливостей складної геологічної будови залізорудних родовищ Криворізького басейну	43
1.2. Сучасні технології видобутку та переробки залізних руд в глибоких кар'єрах Кривбасу	45
1.3. Геомеханічні властивості гірських порід складно структурних залізорудних родовищ. Особливості їх руйнування	52
1.4. Аналіз теоретичних основ зсувних процесів і практичних рекомендацій щодо раціональних параметрів будівництва об'єктів	55
1.5. Аналіз способів зменшення втрат й збіднювання корисної копалини ...	59
1.6. Методи сухого збагачення залізних руд і попередня концентрація корисного компонента на збагачувальних фабриках	66
1.7. Досвід використання попереднього збагачення залізних руд	71
1.8. Аналіз використання попереднього збагачення залізних руд	84
1.9. Аналіз досліджень і проектних робіт з управління виробничої потужності глибоких кар'єрів	92
1.10. Висновки, мета, завдання і методи дослідження	96
1.11. Список використаних джерел за розділом 1.....	99
РОЗДІЛ 2. ГЕОМЕХАНІЧНЕ ОБГРУНТУВАННЯ ПІДГОТОВКИ РУДНОГО ПОТОКУ ДО ПЕРЕРОБКИ	120
2.1. Особливості геологічної будови родовищ залізних руд Кривбасу	120
2.2. Розробка і обґрунтування класифікації контактних зон "руда – вміщуючі породи"	122
2.3. Обґрунтування особливостей буро-підривних робіт в контактних зонах	129

2.3.1. Геофізичне дослідження геологічної будови і вмісту заліза в гірських породах видобувного блоку	129
2.3.2. Вдосконалення конструкції заряду ВР з секцією заряду кумулятивної дії на якість дроблення контактної зони	134
2.3.3. Спосіб вибухового руйнування міцних анізотропних гірських порід в видобувному блоку	137
2.3.4. Дослідження впливу шарів твердого середовища різної міцності на якість його руйнування на моделях.....	141
2.4. Вплив якості підривних робіт на гранулометричний склад гірської маси	149
2.4.1. Дослідження гранулометричного складу на кар'єрах Кривбасу...	152
2.4.2. Встановлення залежності гранулометричного складу від діаметру свердловин.....	155
2.4.3. Обґрунтування конструктивних параметрів свердловинного заряду, які дозволяють регулювати розподіл енергії вибуху	156
2.5. Дослідження стійкості видобувних блоків з контактними зонами.....	159
2.6. Залежність втрат і збіднювання руди від гірничо-геологічних параметрів	168
2.6.1. Вплив потужності безрудного прошарку на збіднювання рудної маси	169
2.6.2. Вплив кута падіння контактної зони (прошарку) на збіднювання рудної маси	171
2.6.3. Вплив ширини видобувного блоку і заходки на збіднювання рудної маси	173
2.6.4. Напрямок розвитку гірничих робіт	178
2.6.5. Залежність втрат корисної копалини від висоти уступу	182
2.7. Залежність збіднювання корисної копалини від параметрів екскаваційних машин	183
2.8. Способи підвищення якості руди	188
2.9. Висновки за розділом 2	192
2.10. Список використаних джерел за розділом 2	196

РОЗДІЛ 3. ГЕОМЕХАНІЧНІ ОСНОВИ ТЕХНОЛОГІЇ	
ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРІ	202
3.1. Обґрунтування технології передзбагачення руди в кар'єрі	202
3.2. Алгоритм обґрунтування технології передзбагачення руди в кар'єрах ...	207
3.3. Взаємозв'язок параметрів систем розробки, схем розкриття і об'єктів комплексу передзбагачення	209
3.3.1. Вплив комплексу передзбагачення на кар'єрні вантажопотоки ...	210
3.3.2. Дослідження сумісності комплексу передзбагачення зі схемами розкриття	212
3.3.3. Дослідження сумісності комплексу передзбагачення з системами розробки	215
3.3.4. Впровадження технологічних процесів для вдосконалення технології відкритих гірничих робіт	216
3.4. Формування комплексів обладнання при технології передзбагачення руди в кар'єрі	217
3.5. Застосування похилих і крутопохилих конвеєрів в технології передзбагачення	228
3.6. Систематизація однотипних комплексів залежно від гірничо-технологічних умов розробки і застосованого устаткування	237
3.7. Формування основних теоретичних положень технології передзбагачення руди в кар'єрі	240
3.8. Висновки за розділом 3	245
3.9. Список використаних джерел за розділом 3	247
РОЗДІЛ 4. ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГОЗБЕРЕЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ	
ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРІ	250
4.1. Аналіз перспективних технологій видобутку й переробки руди.....	251
4.2. Енергоємність технологічних процесів видобутку і переробки залізних руд залежно від їх фізико-механічних властивостей і продуктивності комплексу	255

4.3. Методичні положення розрахунку енергоємності технологічних схем видобутку й переробки залізних руд залежно від фізико-механічних властивостей порід	277
4.4. Методичні положення розрахунку енергоємності технологічних схем залежно від середнього розміру шматка гірської маси.....	283
4.5. Висновки за розділом 4	290
4.6. Список використаних джерел за розділом 4	291
РОЗДІЛ 5. ВЗАЄМОЗВ'ЯЗОК ВИРОБНИЧОЇ ПОТУЖНОСТІ КАР'ЄРА І ПРОДУКТИВНОСТІ ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ ПО КОНЦЕНТРАТУ ПРИ ЗАСТОСУВАННІ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРІ	
5.1. Вплив зовнішньоекономічної політики на продуктивність гірничо-збагачувальних комплексів	295
5.2. Взаємозв'язок виробничої потужності кар'єра з продуктивністю розкривних робіт і збагачувальної фабрики	298
5.3. Вплив технології передзбагачення руди в кар'єрі на виробничі потужності підприємства	300
5.4. Вплив технології передзбагачення руди в кар'єрі на зміну вмісту заліза в гірській масі	310
5.5. Вплив обсягів передзбагачення і зміни якості рудної маси на виробничу потужність кар'єру і продуктивність збагачувальної фабрики	316
5.6. Підвищення виробничої потужності кар'єру при передзбагаченні окислених кварцитів	325
5.7. Собівартість концентрату при технології передзбагачення руди в кар'єрі	327
5.8. Висновки за розділом 5	332
5.9. Список використаних джерел за розділом 5	333
РОЗДІЛ 6. ГЕОМЕХАНІЧНЕ ТА ТЕХНОЛОГІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРАХ КРИВБАСУ	
6.1. Типова технологічна схема передзбагачення руди в кар'єрі	335

6.2. Види технологічних схем в залежності від їх розташування	337
6.3. Технологічна схема передзбагачення руди в Першотравневому кар'єрі і геомеханічне обґрунтування стійкості робочої ділянки	340
6.3.1. Технологічна схема передзбагачення руди	340
6.3.2. Геомеханічне обґрунтування стійкості об'єктів будівництва.....	342
6.4. Технологічна схема передзбагачення руди в Інгулецькому кар'єрі	345
6.5. Технологічна схема передзбагачення руди в Петровському кар'єрі	353
6.6. Технологічна схема передзбагачення руди в Артемівському кар'єрі	367
6.7. Висновки за розділом 6	373
6.8. Список використаних джерел за розділом 6	375
РОЗДІЛ 7. ЕКОНОМІЧНЕ ОБґРУНТУВАННЯ ЗАСТОСУВАННЯ КОМПЛЕКСУ ПОПЕРЕДНЬОГО ЗБАГАЧЕННЯ ДЛЯ СКЕЛЬНИХ ПОРІД РОЗКРИТТЯ КАР'ЄРІВ КРИВБАСУ	380
7.1. Вплив природніх показників мінеральної сировини на економічну ефективність гірничодобувного виробництва	380
7.2. Обґрунтування вибору об'єкта дослідження	381
7.3. Вибір технологічної схеми передзбагачення скельних порід розкриття і збіднюваних руд на Петровському кар'єрі	383
7.4. Розрахунок основних параметрів комплексу передзбагачення	385
7.4.1. Рух об'ємів гірської маси при застосуванні комплексу попереднього збагачення і їх вплив на виробничу потужність кар'єру	385
7.4.2. Розрахунок довжин ставу конвеєрів в технологічній схемі	391
7.4.3. Енергетичні споживачі комплексу попереднього збагачення	392
7.5. Розрахунок очікуваного річного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в кар'єрі	393
7.6. Висновки за розділом 7	405
7.7. Список використаних джерел за розділом 7	406
ВИСНОВКИ	409

ДОДАТКИ.....	412
Додаток А Дані польових відомостей геофізичних досліджень контактних зон в видобувному блоку. Виконання каротажу магнітної сприйнятливості гірських порід і залізних руд в свердловинах	413
Додаток Б Програма-методика дослідження в полігонних умовах впливу анізотропії міцностних і акустичних властивостей матеріалу моделей на характер їх дроблення вибухом подовженого циліндричного заряду ВР і відомості розрахунку гранулометричного складу продуктів руйнування експериментальних моделей	415
Додаток В Методика коректування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі	434
Додаток Г Акт передачі Методики коректування виробничої потужності кар'єру до ТОВ «Южгіпроруда»	448
Додаток Д Обґрунтування типу обладнання в технологічних комплексах попереднього збагачення	449
Додаток Ж Довідка про використання науково-дослідних робіт в проектній документації ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»	467
Додаток К Довідка про використання науково-дослідних робіт в проектній документації ТОВ «Южгіпроруда»	468
Додаток Л Протокол засідання Вченої ради Державного підприємства «Науково-дослідний гірничорудний інститут»	469
Додаток М Протокол технічної наради ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»...	472
Додаток Н Титульний лист рекомендацій щодо розробки дослідно-промислової ділянки на кар'єрі Інгулецького ГЗК.....	475
Додаток П Акт передачі рекомендацій щодо розробки дослідно-промислової ділянки на кар'єрі Інгулецького ГЗКу.....	476
Додаток Р Титульна сторінка альбому технологічних схем.....	477

Додаток С Акт використання результатів НДР і дисертаційної роботи в проектній документації ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ».....	478
Додаток Т Акт використання результатів НДР і дисертаційної роботи в проектній документації ТОВ «Южгіпроруда»	479
Додаток У Розрахунок очікуваного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в умовах Петровського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК"	480
Додаток Ф Акт використання результатів науково-дослідних робіт в проектній документації ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ»	481
Додаток Х Список публікацій здобувача за темою дисертації та відомості про апробацію результатів дисертації	483

Р Е З Е Р В А - О П І К У

ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ, СИМВОЛІВ, ОДИНИЦЬ ВИМІРЮВАННЯ,
СКОРОЧЕНЬ

БПР – буро-підривні роботи;
ВР – вибухова речовина;
ГЗК – гірничо збагачувальний комбінат;
ДЗК – дробарно-збагачувальний комплекс;
ЗФ – збагачувальна фабрика;
КМС – каротаж магнітної сприйнятливості;
КПК – круто похилій конвеєр;
ММР – механізоване магнітне рудорозбирання;
ММС – мокра магнітна сепарація;
НДР – науково-дослідна робота;
ПТ – потокова технологія;
СМС – суха магнітна сепарація;
ТЕО – техніко економічне обґрунтування;
ТНБ – тимчасово неробочий борт;
ТПРК – технологія передзбагачення руди в кар'єрі;
ЦПТ – циклічно-потокова технологія.

ВСТУП

Актуальність роботи. Україна перша в світі країна за обсягами покладів залізорудної сировини. Але на світовому ринку залізорудна продукція займає другорядне значення тому, що відрізняється високою собівартістю виробництва, порівняно низьким вмістом корисного компонента при відносно високих показниках шкідливих домішок. Головною причиною цього є не тільки низька якість вихідної мінеральної сировини, а її суттєве збіднювання при видобутку.

Розробка родовищ відкритим способом супроводжується втратою якості сировини: зниженням вмісту корисного компонента у видобутій рудній сировині в порівнянні з вмістом його в масиві. До підвищеного збіднювання руди призводить складна геологічна будова родовища, використання в видобувному вибої екскаваційної техніки з великою місткістю ківшів і наявність у робочих уступах породних прошарків потужністю до 10 м, які відповідно до галузевої інструкції, зараховують як корисну копалину. Окрім того, при проведенні вибухових робіт змішуються рудні породи з породами розкриття та мають різну шматкуватість, що ускладнює їх селективне вилучення.

Дослідження цих процесів свідчить, що втрати і збіднювання руд суттєво впливають на собівартість виробництва концентрату. У першому випадку за рахунок ускладнення процесу видобутку при застосуванні селективної виїмки, а в другому – за рахунок збільшення енерговитрат на переробку пустих порід, що містяться в рудній сировині. З рудних вибоїв, які мають складну геологічну будову, на переробку потрапляє потік рудної маси, який має різну якість і шматкуватість. Тому енерговитрати на переробку вихідної мінеральної сировини сягають більш ніж 45 кВт/год на тону концентрату. Якщо шматкуватість рудного потоку в кар'єрі зменшується за технологічними процесами для забезпечення роботи обладнання, то якісні показники рудного потоку змінюються тільки при вилученні мінеральних зерен на збагачувальній фабриці.

Головним напрямком управління якістю рудного потоку є застосування сухої магнітної сепарації на збагачувальній фабриці або в комплексі механізованої

рудорозбірки біля кар'єру. Однак, малодосліджені закономірності попереднього збагачення в кар'єрі, залежності параметрів потоку рудної маси від геологічних, технічних та технологічних параметрів видобутку. Відсутні геомеханічне обґрунтування підготовки гірської маси до попереднього збагачення, розподіл вантажопотоків, технологічні схеми попереднього збагачення руди в кар'єрі, тощо. Вирішення цих питань дозволить розрахувати параметри технологічного комплексу обладнання, їх вплив на виробничу потужність гірничого підприємства і застосовувати технологію передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах.

Тому розвиток геомеханічних основ технології передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах з урахуванням закономірностей зміни гранулометричного складу і показників рудного потоку від геомеханічних, геологічних, технічних та технологічних параметрів видобутку під впливом вибухового руйнування та сухої магнітної сепарації і розробка способів видобутку і переробки скельних порід розкриття є актуальною науковою проблемою в області геомеханіки відкритої розробки залізородних родовищ, що має важливе значення для підвищення ефективності гірничодобувних підприємств.

Зв'язок роботи з науковими темами програмами, планами, темами. Дисертаційна робота виконана в рамках науково-дослідних робіт відділу геомеханічних основ технологій відкритої розробки родовищ в Інституті геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України відповідно до галузевих планів НДР згідно з Постановами бюро Відділення механіки НАН України: «Розробка теоретичних основ технології передзбагачення руди в кар'єрах та формування технологічних комплексів» (№ ДР 0107U012100), де автор був відповідальним виконавцем, «Розробка наукових основ екологічно безпечної доробки кар'єрів із використанням енергії вибуху і формуванням промислово-господарчих комплексів на порушених та техногенних геологічних середовищах» (№ ДР 0116U004044), де автор виконував окремі розділи, а також за грантом Президента України GP/F27/0171 «Обґрунтування технології передзбагачення залізістих кварцитів в кар'єрах та формування технологічних комплексів з

використанням кваліметричних методів оцінки якості сировини» (№ ДР 0110U000676), яку здобувач виконував як науковий керівник. Автор був відповідальним виконавцем прикладних наукових робіт «Обґрунтування раціональних технологічних схем транспортування, складування та переробки порід розкриття з різними властивостями й геомеханічними параметрами в умовах кар'єру ІнГЗК» (№ ДР 0112U006558), «Вибір раціональних параметрів технології внутрішнього відвалоутворення з забезпеченням стійкості ярусів для внутрішнього відвалу на південно-західному борту Першотравневого кар'єру ПАТ «Північний ГЗК» (№ ДР 0116U004044) та інших.

Ідея роботи полягає у використанні встановлених закономірностей зміни якісних показників корисного компоненту і шматкуватості в рудній масі під впливом буро-підривних робіт і сухої магнітної сепарації для управління якістю рудного вантажопотоку шляхом відокремлення безрудних порід і корисної копалини безпосередньо в кар'єрі.

Мета роботи – визначення закономірностей параметрів потоку рудної маси від геомеханічних особливостей залягання покладу, фізико-механічних властивостей гірських порід та техніко-технологічних параметрів видобутку і переробки під впливом буро-підривних робіт та сухої магнітної сепарації, які дозволяють обґрунтувати коригування виробничої потужності кар'єру та розробити технологічні схеми передзбагачення для реалізації нових способів видобутку й переробки залізних руд.

Для досягнення поставленої мети сформульовані наступні задачі:

- встановити залежності параметрів потоку рудної маси від геологічних, технічних і технологічних факторів видобутку руди;
- обґрунтувати попередню підготовку рудної маси до переробки через регулювання гранулометричного складу гірської маси;
- виявити вплив додаткового виробничого процесу сухої магнітної сепарації на зміну параметрів вантажотранспортного зв'язку, систем розробки, схем розкриття та обладнання технологічного комплексу кар'єру;

– встановити залежності зміни коефіцієнту запасу стійкості для техногенних укосів видобувного блоку складної геологічної будови від геологічних, геомеханічних і технічних параметрів;

– розробити методику розрахунку енергоємності технологічних процесів видобутку залізних руд та обґрунтувати енергозбереження технологічних схем передзбагачення;

– розробити методику коригування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технологій передзбагачення руди в кар'єрі;

– розробити нові технічні рішення щодо вдосконалення технології передзбагачення руди в кар'єрі та створення нових способів видобутку й переробки, оцінити економічну ефективність і перспективу розвитку досліджень.

Об'єктом дослідження є процеси руйнування складно структурного гірського масиву, екскавації і транспортування гірських порід, дроблення і сухої магнітної сепарації залізорудної сировини в глибоких кар'єрах.

Предметом дослідження є закономірності зміни параметрів потоку рудної маси за якістю і шматкуватістю від гірничо-геологічних умов видобутку, техніко-технологічних показників процесів видобутку і переробки, фізико-механічних властивостей гірських порід, які визначають параметри технології передзбагачення руди в кар'єрах.

Методи дослідження. Для вирішення поставлених завдань використано комплексний метод, що включає: техніко-економічний аналіз практики роботи гірничорудних підприємств, досвід використання обладнання сухої магнітної сепарації на збагачувальних фабриках – для обґрунтування мети та актуальності досліджень; каротаж магнітної сприйнятливості порід буро-підривних свердловин – для виявлення будови покладу; натурні візуальні спостереження – для дослідження особливостей геологічної будови родовищ Кривбасу; метод косокутної фотопланіметрії – для встановлення гранулометричного складу розвалу гірської маси після вибуху; експериментальні дослідження у полігонних умовах впливу анізотропії міцностних властивостей на параметри підривних робіт; методи

кваліметрії – для обґрунтування якісних показників рудної маси; імітаційне моделювання технологічних процесів – для вибору оптимальних технічних рішень.

Основні наукові положення, що захищаються в дисертації

1. Кут між віссю вибухової порожнини і площиною контактної зони твердого середовища з породами різної міцності і щільності при вибуховому навантаженні подовженими зарядами впливає на показник кондиційності дроблення, який підвищується на 7-10% при зміні кута від 0 до 90 градусів.

2. Коефіцієнт запасу стійкості техногенного укусу змінюється в поліноміальній залежності від кута падіння безрудного прошарку в рудному середовищі і збільшується в логарифмічній залежності від потужності включення та має мінімальні значення при кутах 35-45 градусів до площини виїмки гірської маси і при потужності безрудного прошарку до 3 м.

3. Збіднювання рудного потоку визначається коефіцієнтом засмічення, який збільшується за ступеневою залежністю від місткості ківшу екскаватора, зменшується за експоненціальною залежністю від ширини заходки видобувного блоку і висоти уступу та за ступеневою залежністю від кута нахилу безрудного прошарку та його потужності і знижується в 2-3 рази під впливом дії додаткового технологічного процесу сухої магнітної сепарації в кар'єрі до вантажопотоку з контактних зон після середнього механічного дроблення.

4. Збільшення об'єму передзбагачення збіднених руд або порід розкриття з магнітними властивостями впливає на зниження собівартості кінцевої продукції за логарифмічною залежністю і збільшення економічної ефективності видобутку залізних руд в цілому за лінійною залежністю.

Наукова новизна одержаних результатів:

1. Розвинуті геомеханічні основи технологій передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах на підставі встановлених закономірностей зміни гранулометричного складу і якісних показників рудного потоку від геомеханічних, геологічних, технічних і технологічних параметрів процесів видобутку корисних копалин.

2. Вперше експериментально встановлений вплив орієнтування осі вибухової порожнини відносно площини контактної зони складно структурного масиву на показники кондиційного дроблення гірської маси.

3. Вперше встановлені залежності коефіцієнта запасу стійкості техногенних укосів видобувного блоку від кута падіння контактної зони та потужності безрудного прошарку, аналіз яких дозволив встановити, що мінімальні значення при кутах падіння безрудного прошарку в межах 35-45 градусів до площини виїмки гірської маси і при потужності безрудного прошарку до 3 м.

4. Вперше встановлено закономірності збіднювання рудного потоку і втрат корисної копалини під впливом гірничо-геологічних умов розробки, технічних характеристик устаткування, технологічних параметрів видобутку, що дозволило розробити і обґрунтувати нові способи видобутку й переробки залізних руд.

5. Вперше розроблена класифікація контактних зон «руда – вміщуючі породи» за геологічними та технологічними ознаками, яка дозволяє оцінити міру засмічення рудної маси і обсяг втрат корисної копалини.

6. Вперше визначені аналітичні залежності продуктивності збагачувальної фабрики від встановленого взаємозв'язку виробничої потужності кар'єру, продуктивності розкривного комплексу і комплексу передзбагачення руди в кар'єрі.

Обґрунтованість і достовірність наукових положень, висновків і рекомендацій забезпечується коректністю постановки задач, використанням апробованих методів дослідження; задовільною збіжністю результатів теоретичних і експериментальних досліджень щодо впливу фізико-механічних властивостей на енергоємність виробничих процесів з високим коефіцієнтом детермінації 0,94-0,97, а також при дослідженні закономірностей якісних показників рудної маси в аналітичних й емпіричних залежностях отриманий високий коефіцієнт детермінації 0,96-0,99; позитивними результатами впровадження в проектні роботи.

Наукове значення роботи полягає в розробці геомеханічних основ технологій передзбагачення руди в глибоких залізрудних кар'єрах на підставі встановлених

закономірностей зміни гранулометричного складу і якісних показників рудного потоку від гірничо-геологічних умов розробки, технічних характеристик устаткування, технологічних параметрів видобутку і переробки під впливом дії вибухового руйнування та сухої магнітної сепарації в кар'єрі в залежності від об'єму гірських порід, який перероблюється, що дозволяє підвищити виробничу потужність гірничих підприємств і економічну ефективність їх роботи.

Практичне значення роботи:

1. Розроблені рекомендації щодо створення дослідно-промислової ділянки технології передзбагачення руди на Інгулецькому кар'єрі.

2. Розроблена методика оцінювання параметрів видобувних робіт, де підготовка гірської маси до подальшої її переробки виконується вибуховим руйнуванням міцних анізотропних гірських порід у видобувному блоку складної геологічної будови через застосування секцій заряду кумулятивної дії навпроти контактних зон, що сприяє багатоступеневому імпульсному навантаженню по висоті свердловини і формуванню системи радіальних тріщин та розвантажувальної щілини.

3. Розроблена методика коригування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі.

4. Розроблено нові способи видобутку та переробки залізних руд і скельних порід розкриття на внутрішньо та зовнішньо кар'єрних перевантажувальних пунктах.

5. Розроблено технологічні схеми видобутку і переробки залізорудної сировини, які рекомендовані для створення спеціальної науково-виробничої ділянки на кар'єрах Кривбасу: Першотравневому, Петровському, Артемівському.

6. Розроблена методика розрахунку енергоємності технологічних процесів видобутку залежно від фізико-механічних властивостей порід і технічних параметрів обладнання і обґрунтовано енергозбереження технологічних схем з передзбагаченням залізних руд.

7. Розроблено рекомендації щодо розташування на внутрішньо кар'єрних перевантажувальних пунктах (автомобільно-залізничний або автомобільно-конвеєрний транспорт) обладнання при використанні технології передзбагачення руди в кар'єрі.

8. Розроблені науково-технічні основи створення технології передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах, результати якої впроваджені в проекти розробки залізородних родовищ глибокими кар'єрами, що засвідчило високу економічну ефективність технології в комплексі з циклічно-потоковою технологією видобутку руд в Кривбасі.

Реалізація роботи. Результати досліджень упроваджувались в проектах: ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ» при розробці проекту «Визначення найбільш оптимальної технологічної схеми доставки порід розкриття до місця складування в умовах ІнГЗК» (Акт використання від 10.12.2012 р.), а при виконанні проектних робіт щодо напрямків розвитку Першотравневого кар'єру ПівнГЗКу використані «Рекомендації по розташуванню на внутрішньо кар'єрних перевантажувальних пунктах (автомобільно-залізничний або автомобільно-конвеєрний транспорт) обладнання при використанні технології передзбагачення руди в кар'єрі» (Довідка про використання від 19.12.11 р.); ТОВ «Южгіроруда» при розробці проекту «Розвиток сировинної бази комбінату до 2015 року. Ганнівський кар'єр» (Довідка про використання від 05.03.2009 р.) та в рамках робочого проекту «Формування тимчасового внутрішнього відвалу на південно-західному борту Першотравневого кар'єру» (Акт використання від 31.05.2017 р.). Техніко-економічне обґрунтування впровадження нового способу видобутку, транспортування й переробки скельних порід розкриття в умовах Петрівського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК" виконано в межах проекту ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ». Очікуваний річний економічний ефект, який склав 27 401,96 тис. грн. (Акт впровадження від 14.03.2017 р.).

Апробація результатів роботи. Основні положення і результати досліджень доповідались й обговорювалися: на конференціях молодих учених "Геотехнічні проблеми розробки родовищ" (м. Дніпро, 18.11.2007 р., 15.11.2008 р., 17.11.2009 р., 14.11.2013 р., 29.10.2015 р., 27.10.2016 р., 26.10.2017 р., 25.10.2018 р.); на

Міжнародних конференціях "Форум гірників" (м. Дніпро, 11-13.10.2006 р., 11-13.10.2007 р., 30.09-03.10.2015 р.); на Міжнародних науково-технічних конференціях "Гірничо-металургійний комплекс: досягнення, проблеми та перспективи розвитку" (м. Кривий Ріг, 12-16.05.2009 р., 25-28.05.2010 р., 22-25.05.2013 р.); на конференції «Моніторинг та мінімізація негативного впливу господарської діяльності залізородних підприємств України на навколишнє природне середовище» (м. Кривий Ріг, 08.10.2010 р.); на конференції «Геомеханічні аспекти та екологічні наслідки відпрацювання рудних покладів» (м. Кривий Ріг, 21-22.12.2012 р.); на конференції «Тиждень гірника» (м. Москва, 25-29.01.2010 р.); на XX Міжнародній науковій школі ім. академіка С.О. Христіановича (м. Алушта, 20-26.09.2010 р.); на Міжнародних науково-технічних конференціях «Сучасні технології розробки рудних родовищ» (м. Кривий Ріг, 19.06.2015 р., 23.11.2018 р.).

Публікації. З теми дисертації опубліковано 50 праць, у тому числі 8 публікацій у закордонних виданнях та у виданнях, які входять до міжнародних наукометричних баз, 1 монографія, 4 патенти, 26 наукових статі у фахових виданнях, 11 в матеріалах конференцій.

Структура й обсяг роботи. Дисертація складається із вступу, 7 розділів, висновків, списку використаних джерел – 198 найменувань на 36 сторінках, містить 386 сторінку машинописного тексту, включає 51 таблицю та 106 рисунків, з яких 36 на окремих сторінках (основна частина 312 сторінки), 17 додатків на 64 сторінках.

РОЗДІЛ 1

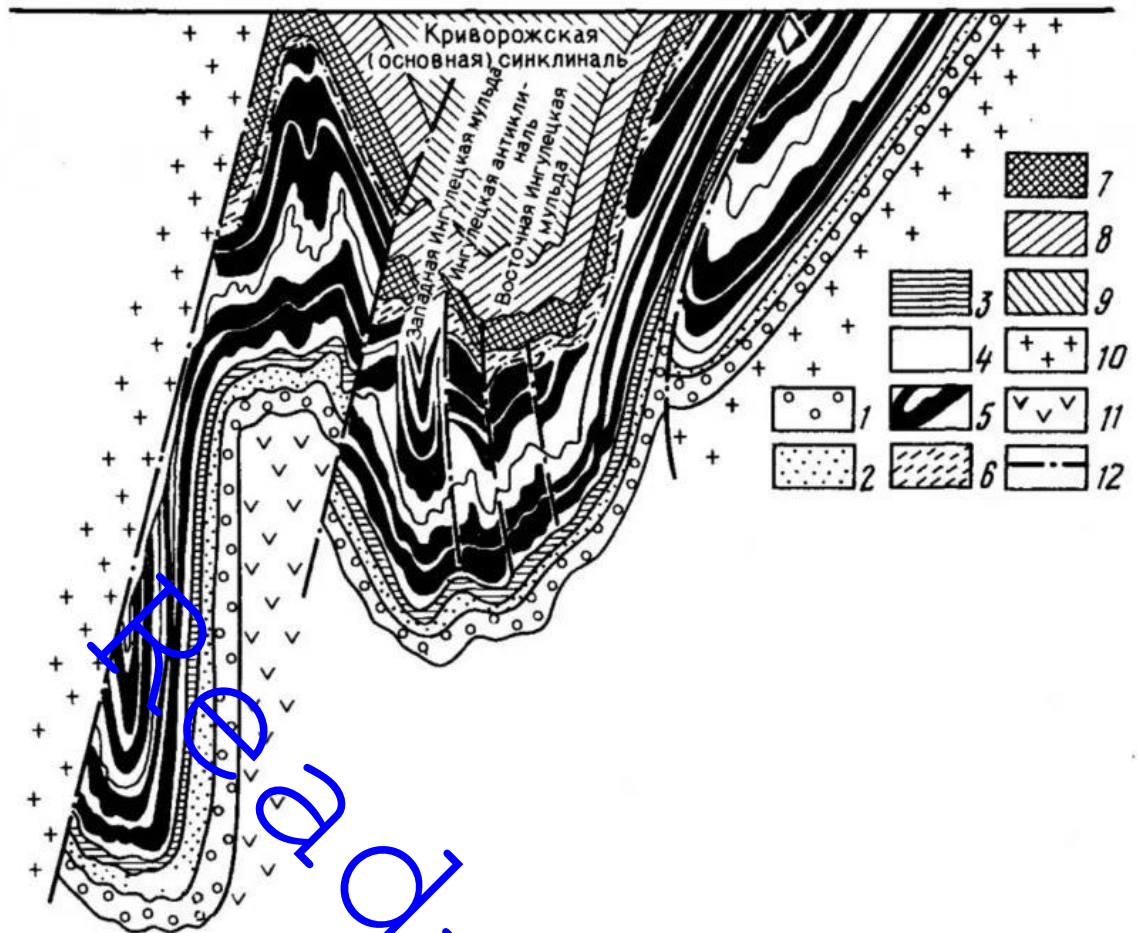
АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ ЩОДО НАПРЯМКІВ РОЗВИТКУ ТЕХНОЛОГІЙ ВИДОБУТКУ І ПЕРЕРОБКИ ЗАЛІЗНИХ РУД

1.1. Виявлення особливостей складної геологічної будови залізорудних родовищ Криворізького басейну

Наукове вивчення сучасного Криворізького басейну започаткував академік Гюльденштедт Йоган Антон (1745-1781 рр.), але руди він не знайшов [1]. Тоді як відкриття родовищ залізних руд належить до другої половини XVIII століття, коли академік В.Ф. Зуєв описав наявність "залізного шиферу" у місці злиття річок Інгулець і Саксагань (1781-1782 рр.). Далі влітку 1799 року регіон відвідав В. Ізмайлов і підтвердив значні поклади «шиферного сланцю». Після чого почалося детальне геологічне вивчення басейну. Великий внесок у вивчення Криворізького залізорудного басейну внесли П.П. П'ятницький, Н.І. Світальський, П.І. Кульшин, І.І. Танатар, С.О. Конюкевич, Ю.Г. Гершойг, Н.П. Семененко, А.В. Фаас, А.С. Михальський, Я.Н. Белевцев, Р. Прендель, В. Домгер, М.І. Кузнецов, М.Д. Коцовський, П.О. Замятчевський і багато інших [1].

Завдяки наполегливим зусиллям дослідників і вчених під час геологорозвідувальних і експлуатаційних робіт в регіоні поступово досліджені, розвідані і розкриті запаси залізної руди. У 1933-1937 роках Л.І. Мартиненком і Ю.Г. Гершойгом створена стратиграфічна схема, яка відображала нижню товщу з аркозів і філітів (як самостійна група) та залізорудну формацію, яка розчленувалась на два залізистих і два сланцевих горизонти. Пізніше цю схему доповнили тектонікою. А завдяки трудомісткій праці цілого колективу геологів під керівництвом М.П. Семененка вдалося встановити закономірності розподілу покладів, їх морфологію, елементи залягання тощо.

Сьогодні поширеною схемою рудоносної структури та тектоніки Криворізького залізорудного родовища є схема Я. Белевцева (рис. 1.1) [2, 3].



1 – аркози; 2 – філіти; 3 – талькові сланці; 4 – сланці; 5 – залізорудні горизонти; 6 – пісковики;
 7 – кварц-серетидові сланці; 8 – углисто-графітові сланці; 9 – слюдисто-біотитові сланці;
 10 – граніти; 11 – амфіболіти; 12 – розривні порушення

Рисунок 1.1 – Геологічний розріз Криворізького залізорудного родовища
 (за Я. Белевцевим)

Криворізька серія має складну геологічну структуру, що складається з синклінальних і антиклінальних складок з падінням крил під кутами $45-80^\circ$, здебільшого з кілеподібним замиканням синкліналей (див. рис. 1.1). Шарніри синкліналей занурюються під кутом до 40° на північ. Крила складок в тій чи іншій мірі зрізані тектонічними порушеннями. В результаті цих дислокацій на загальному простяганні басейну відокремлені рудоносні структури (з півдня на північ): Інгулецька (Південне рудне поле), Саксаганська (Головне або Саксаганське рудне поле), Першотравнева, Ганнівська, Жовторіченська (Північне рудне поле), Попельнастовська.

Основне промислове значення мають неокислені магнетитові і магнетит-гематитові різниці руд. Найбільші запаси багатих руд, основна частина яких належить до групи кори вивітрювання, зосереджені в Саксаганській частині басейну. Рудоносний середній відділ має тут потужність до 2000 м і містить вісім пластів залізистих кварцитів, що суттєво ускладнює виїмку і є проблемою. Рудоносні гірські породи складаються в основному з оксидів і гідроксидів заліза, складають пласто-, столбо-, штоко- і лінзоподібні поклади і тіла. Залягання руд відрізняється складною геологічною структурою, це насамперед, переміжністю залізних руд з породами, що вміщують, не видержаністю потужності рудоносних пластів, безліччю безрудних прошарків та пересіченістю тектонічними порушеннями [4].

Розробка Криворізького залізорудного родовища відбувається відкритим і підземним способами. Підземна розробка спрямована на видобуток багатих руд, що є перевагою, але недоліком є велика глибина і невелика продуктивність. В той же час відкрита розробка є основним способом видобутку руди.

1.2. Сучасні технології видобутку та переробки залізних руд в глибоких кар'єрах Кривбасу

На початку 50-х років минулого століття Н.Н. Патрушев та ін. обґрунтували завдання різкого підвищення продуктивності відкритих гірничих робіт за рахунок переходу від циклічної на циклічно-потоківу, а пізніше на потоківу технологію відкритих гірничих робіт на ряді рудних кар'єрів [5]. У 60-80-х роках проводилася велика робота в Інституті геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова Національної академії наук України (ІГТМ НАН України), Інституті гірничих справ ім. О.О. Скочинського (ІГС), Національному технічному університеті «Дніпровська політехніка» (НТУ «Дніпровська політехніка»), Інституті гірничої справи Уральського відділення Російської академії наук (ІГС УВ РАН), Московському державному гірничому університеті (МДГУ) та іншими

дослідницькими центрами по узагальненню досвіду видобутку корисних копалин відкритим і підземним способами.

На кар'єрах при видобуванні руди і вийманні розкривних порід застосовують циклічну технологію з використанням автомобільного або комбінованого автомобільно-залізничного транспорту. Економічна ефективність її застосування при видобутку руди обмежується глибиною розробки 150 – 200 м. Це пояснюється збільшенням дальності транспортування гірської маси з пониженням гірничих робіт, збільшенням для забезпечення продуктивності необхідної кількості автотранспорту. Вважається, що введення залізничного транспорту істотно знижує витрати на транспортування гірських порід. Як виключення, є досвід роботи кар'єра ВАТ «Карельський окатиш», де залізничний транспорт був введений у 1991 році для відпрацювання верхніх розкривних горизонтів висотою 200-210 м, однак це не виправдало проектні показники [6]. Недоліком циклічної технології з автомобільно-залізничним транспортом є те, що залізничні колії консервують борт кар'єра, що стримує розвиток гірничих робіт. Тому розрахунки економістів показали, що собівартість транспортування автомобільним транспортом менше і в 2006 році було прийнято рішення про виведення залізничного транспорту з кар'єру з повною її заміною автомобільним.

Зі збільшенням глибини кар'єрів погіршуються умови ведення гірничих робіт: видобуток руди відбувається на глибоких горизонтах, збільшується висота розкривної робочої зони і кут укосу робочого борту, зменшуються ширина робочої площадки і захисної берми, збільшуються відстані транспортування. У цих гірничо-геологічних умовах традиційні види транспорту – залізничний і автомобільний втрачають свою респектабельність. На глибоких кар'єрах економічна доцільність ведення видобувних робіт вирішується за допомогою застосування циклічно-поточної або поточної технологій. Сутність циклічно-поточної технології при розробці скельних порід і руд полягає у використанні конвеєрного транспорту в поєднанні з екскаваторами великої одиничної потужності, дробарними та/або просіювальними установками.

Відомо що циклічно-потокова технологія з похилими конвеєрами розроблена для видобутку руди на глибоких горизонтах. Це дозволило використовувати високопродуктивний комбінований автомобільно-конвеєрний транспорт, при якому досягаються найкоротші відстані транспортування від вибою до земної поверхні. Однак для застосування стрічкових конвеєрів необхідно, щоб максимальний шматок не перевищував 400 мм.

Дослідженнями в області циклічно-потокової технології присвячені роботи провідних фахівців:

- в МДГУ - В.В. Ржевського [7], Н.А. Кулешова, Ю.І. Аністратова [8], О.О. Спиваковської;
- в ІГС - М.В. Васильєва [9, 10], А.Н. Шиліна [11];
- в ІГТМ НАН України - М.Г. Новожилова [12, 13], Б.Н. Тартаковського [14], Е.І. Єфремова [15], М.С. Четверика [16, 17], О.С. Пригунова [18], В.С. Вишнякова, І.І. Гаврилюка [19];
- в НТУ «Дніпровська політехніка» - О.Ю. Дриженка [20], Б.Ю. Собка [21, 22], В.І. Симоненка, І.Л. Гуменника, В.В. Панченка [23];
- в ДВНЗ «КТУ» – Ю.М. Ніколашина, Ю.Г. Вілкула [24], В.Г. Блізнюкова [25], В.К. Слободянюка [26];
- в НДГРІ – М.В. Хільченка;
- проектних інститутів ДП «ДПІ «Кривбаспроект», ТОВ «Южгіпроруда».

Застосування ЦПТ можливо за певної шматкуватості гірської маси, що забезпечує працездатність стрічкових конвеєрів. В залежності від підготовки скельної гірської маси для її транспортування дослідження вчених поділилися на три напрями.

Перший. Виконувати механічне дроблення гірської маси в дробарках крупного дроблення.

Другий. Розробка перевантажувальних пунктів з просівними пристроями щодо відділення крупних шматків руди більше 400 мм.

Третій. У 90-х роках минулого століття з'явився новий напрямок – максимальне дроблення порід вибухом (так званий «супервибух») для виключення фракції крупних шматків порід.

По першому напрямку. При тісній взаємодії і співдружності проектних, дослідницьких, навчальних інститутів і інженерно-технічних працівників підприємств були розроблені теоретичні основи циклічно-потокової технології гірничих робіт по видобутку руди на глибоких горизонтах, проведені дослідно-промислові перевірки окремого устаткування і їх комплексів, після чого зроблено широке впровадження на кар'єрах Кривбасу. Суть її полягає в тому, що в робочій зоні кар'єру по видобутку руди застосовують автомобільний транспорт, а в неробочій – конвеєрний. Руду доставляють автосамоскидами до перевантажувального подрібнювального пункту, а потім конвеєром, розташованим в стволі або по борту кар'єру, транспортують на земну поверхню. При пониженні гірничих робіт (робочої зони здобичі) перевантажувальний пункт будують на нижче розташованому горизонті, чим забезпечують постійні відстані транспортування руди автомобільним транспортом.

В 1983 році за розробку і широке промислове впровадження прогресивної циклічно-потокової технології на залізорудних кар'єрах Кривбасу група учених і виробників (М.Г. Новожилов, Б.Н. Тартаковський, Є.І. Єфремов, Н.М. Панчошний, І.І. Савицький, М.В. Васильєв, Є.І. Кіровка, А.В. Андрющенко, Г.М. Китаєв) була удостоєна Державною премією УРСР в галузі науки і техніки.

Великий внесок у розвиток другого напрямку (ЦПТ з грохотами) зробили учені Інституту геотехнічної механіки: М.Г. Новожилов, Н.А. Різників, С.М. Бро, Г.Г. Грищенко, Б.Н. Тартаковський, М.С. Четверик, І.І. Гаврилук, С.А. Бондар та ін. [27-29]. Були проведені науково-дослідні роботи, конструкторські опрацювання, дослідно-промислові експерименти і промислова перевірка роботи пристроїв для грохочення щодо відділення великих шматків руди при циклічно-потоковій технології (нерухомі колосникові грохоти). Але цей напрям не мав успіху на виробництві, оскільки здатність колосників, що несуть навантаження, повинна витримувати удар шматка гірської маси 1200 мм при розвантаженні

автосамоскида. Для цього проектувалися різні конструкції грохота зі збільшенням параметрів колосників. Це призводило до зменшення поверхні, що просіює, і непрацездатності грохота.

Третій напрям ґрунтується на розробках нових емульсійних вибухових речовин, фізико-хімічні параметри яких на порядок краще тротиловміщуючих [30]. Ідея цього напрямку полягає в тому, що доцільно насичувати масив вибуховою речовиною для подрібнення порід до шматкуватості, необхідної для транспортування її стрічковим конвеєром. Проте цей напрям доки не отримав розвитку через недостатнє технічне і економічне обґрунтування.

У кінці 50-х років ХХ століття К.Е. Виницький і М.Г. Потапов під керівництвом К.В. Мельникова проводили дослідження щодо безперервного процесу видобутку і транспортування скельних порід і руд. Результати започаткували розвиток ідеї потокової технології (ПТ) відкритої розробки скельних порід [31]. В ІГТМ НАН України М.Г. Новожиловим і Б.Н. Тартаковським були вдосконалені теоретичні основи потокової технології розробки родовищ корисних копалин [32, 33]. Для цієї технології потрібний високий рівень механізації і автоматизації робіт, що забезпечує високу продуктивність праці. Переважний розвиток потокова технологія отримала на кар'єрах, які розробляють крижкі корисні копалини (наприклад, рідкоземельні метали Вільногірського кар'єру) і на м'яких розкритих уступах глибоких кар'єрів (наприклад, кар'єри Нікополь-Марганцевого басейну). Для скельних порід розроблялися екскаватори безперервної дії під керівництвом С.М. Бро, але практичного застосування не отримали.

Вперше в світі в 1985-1988 роках в Казахстані впровадили потокову технологію на розрізі «Східний» Екибастузського басейну [34] при розробці похилих вугільних пластів. Фронт розкритий трьома крутими траншеями, в яких розташовані чотири підйомних конвеєри: в центральній траншеї – два підйомних конвеєри, а в південній і північній – по одному. Через центральний підйомник видається вугілля з верхнього вугільного уступу, а через два флангових – з

нижнього [35]. Видобуток вугілля проводиться роторними екскаваторами $SR_s(k)$ -2000 із застосуванням забійних перевантажувачів $BR_s(k)$ -2000.65.

В НТУ «Дніпровська політехніка» в роботах Собка Б.Ю., Маєвського А.М., Лазнікова А.М., Поліщука С.З. [21, 22, 36] отримала подальший розвиток потокова технологія для м'яких розкривних порід при розробці титано-цирконієвих руд. Для розкривного уступу на кар'єрі «Південь» при розробці східної ділянки Малишевського родовища виконані дослідження щодо введення комплексу машин безперервної дії та обґрунтовані технологічні схеми розробки. За результатами розрахунків доведена ефективність використання транспортно-відвального комплексу з роторним екскаватором, перевантажувачем та відвалоутворювачем із стрічковими конвеєрами.

При розробці глибоких кар'єрів виникають великі труднощі, пов'язані з виїманням, транспортуванням і складуванням розкривних скельних порід. В цьому напрямку проведено великий обсяг досліджень фахівцями кафедри відкритих гірничих робіт професором А.Ю. Дриженко, канд. техн. наук О.А. Анісімовим [20, 37], де розроблена технологія поетапної виїмки порід розкриву на глибоких залізородних кар'єрах. Суть її полягає в наступному. З метою зменшення поточного коефіцієнта розкриву пропонується відпрацьовувати породи розкриву поетапно з тимчасовим консервуванням здебільшого уступів по висоті з формуванням 2-х або 3-х концентраційних горизонтів і виробництвом розкривних робіт в межах 2-х – 4-х блоків по простяганню рудного покладу. Цінністю цих досліджень є те, що через формування робочої зони кар'єру у породах розкриття етапами забезпечується безперервний процес підтримки необхідної кількості робочих майданчиків з виїмально-транспортним устаткуванням, підвищується стійкість укосів уступів в межах етапу, супроводжується компактним розміщенням зруйнованих вибухом порожніх порід, попереджається засмічення ними корисних копалин, вилучаються надмірні обсяги розкривних порід.

Подальші вдосконалення в напрямку виїмання порід розкриву відображені в роботах [38, 39], в яких обґрунтована послідовність відпрацювання круто похилими виїмковими шарами, сформовані технологічні схеми і комплекси,

розглянуті варіанти розконсервації тимчасових бортів кар'єра, встановлені залежності між технічними параметрами устаткування і гірничо-геологічними параметрами систем розробки. Практична цінність робіт полягає в розроблених методиках визначення основних параметрів робочої зони кар'єру, визначенні раціональних значень темпу поглиблення гірничих робіт.

Проблему виймання скельних порід розкриття на ВАТ «Карельський окатиш» вирішили фахівці інституту «Гіпроруда» через впровадження технології ведення гірничих робіт з послідовним створенням і рознесенням тимчасово неробочих бортів (ТНБ) кар'єра [6]. Відповідно до цієї технології створюються ТНБ висотою 105 м із застосуванням спеціальних буропідричних робіт за постановкою бортів уступів в кінцеве положення для створення безпечних умов праці. Рознесення бортів починається з верхнього горизонту з відсипанням під ними запобіжного валу на відстані $\frac{1}{2}$ висоти ТНБ від нижньої бровки його нижнього уступу. Це дає можливість переносити частину обсягів розкривних породи на більш пізні періоди розробки родовища і не порушувати правила техніки безпеки.

Сучасні нові напрямки ведення відкритих гірничих робіт, способи видобутку залізних руд і виймання скельних розкривних порід мають величезну цінність для гірничорудних підприємств, оскільки дозволяють знизити поточний коефіцієнт розкриття і тимчасово підтримати виробничу потужність кар'єру при зменшенні продуктивності за розкривними роботами. Однак вони не дають можливості відновити колишні обсяги виробництва і збільшити продуктивність гірничо-збагачувального комбінату. Тому при розгляді перспективних напрямків виходу гірничорудного виробництва з кризи і подальшого його розвитку з відновленням (а краще нарощуванням) виробничої потужності - основним напрямком відкритого способу розробки родовищ залишається циклічно-потокова технологія.

Аналіз сучасних технічних і технологічних рішень щодо оптимізації гірничодобувних і переробних робіт засвідчив, що інноваційними в гірничій справі є застосування круто похилих конвеєрів і здійснення попереднього збагачення в глибоких кар'єрах, що буде в подальшому досліджуватися в роботі.

1.3. Геомеханічні властивості гірських порід складноструктурних залізородних родовищ. Особливості їх руйнування

Об'єктом дослідження дисертаційної роботи є процеси видобутку і переробки залізних руд зі складноструктурних масивів гірських порід. Ефективність цих процесів залежать від гірничо-геологічних умов видобутку і фізико-механічних властивостей гірських порід. Як показано в підрозділі 1.1 рудоносне тіло Кривбасу містить до восьми пластів залізистих кварцитів. Тому особливу увагу було приділено методам дослідження геологічної будови, виявленню контактних зон «руда – вміщуючі породи» у видобувних уступах, дослідженню зміни фізико-механічних властивостей гірських порід та особливості їх руйнування при буровибухових роботах.

Аналіз існуючих методів дослідження геологічних структурних особливостей і фізико-механічних властивостей гірського масиву засвідчує різноманітність механізмів отримання необхідної інформації. В гірничому виробництві при розвідці родовищ про стан і властивості гірських порід в масиві отримують інформацію при бурінні свердловин з відбором керна [40-42] та випробуванні зразків в лабораторних умовах, але це досить дорогий і неоперативний метод. Фотозйомка відкосів уступів дозволяє провести дослідження щодо структури поверхні і тріщин на ній. Але інформація щодо структури контактних зон і порушеності масиву в його середовищі відсутня. Відповідно до виявлення локальних неоднорідностей в товщі порід в прикладній (розвідувальній) геофізиці виділяють методи: гравірознавдя, магніторозвідка, електророзвідка, сейморозвідка, методи радіометричної зйомки [43, 44]. Найбільш ефективними вважаються сейморозвідка, електророзвідка та георадіолокація. В першу чергу це сейсмометрія [45, 46], де вглибину масиву без його руйнування проникають фізичні поля і виконуються заміри швидкості хвиль, амплітуд, частот або фаз коливань. Тоді як у гірничій справі в широкому діапазоні використовується електророзвідка, яка базується на вивченні природних і штучних електрополів [47]. При дослідженні видобувних блоків і отриманні оперативної інформації більш

прийнятні георадіолокаційні методи [48, 49]. За допомогою георадару визначаються структурні неоднорідності в масивах, що дозволяє накреслити розрізи щодо блоку, створити об'ємну модель, виявити площини розподілу контактних зон та їх параметри, оцінити фізико-технічні властивості порід, які його складають.

Але для залізородних родовищ здатність гірських порід намагнічуватися під дією зовнішнього магнітного поля і зберігати намагнічений стан після припинення дії поля є пріоритетним напрямком дослідження. Тому застосовують магнітні методи, які оцінюють магнітні властивості порід величинами об'ємної та питомої магнітної сприйнятливостей та інтенсивністю залишкового намагнічення. Сучасні свердловинні магнітометри у найбільш загальному випадку містять жорстко закріплені блоки взаємно ортогональних магнітометричних датчиків, гравітаційних датчиків, датчиків кутової швидкості, за показаннями яких можуть бути одночасно обчислені всі кути просторової орієнтації свердловини та складові напруженості магнітного поля у географічній системі координат. [43, 50, 51].

Для обробки геофізичних даних існує безліч методик і програм. Розробник програмного забезпечення для науково-дослідних робіт компанія Golden Software [52, 53] випустила продукти Strater, Voxler. Вони призначені для тривимірної візуалізації складних наборів первинних даних і орієнтовані на надання інформації. У програмі Voxler можна використовувати величезну кількість варіантів 3D-зображень і моделей первинної обробки вихідної інформації за свердловинами.

В науці й практиці існує багато напрямків вдосконалення бурових і підричних робіт. Взагалі вони передбачають ефективність, економічність і екологічність застосування обладнання і вибухової речовини, енергозбереження виробничих процесів, для залізних руд – зменшення гранулометричного складу і багато іншого. Основні способи підвищення якості буро-підричних робіт полягають в удосконаленні техніки буріння (Мальгін О.М., Рубцов С.К., Шеметов П.О., Шликов А.Г. [42, 54-59]), автоматизації та щільності заряджання свердловин (Друкований М.Ф., Єфремов Е.І. [60], Чайковський О.І. [61]), дослідженні фізико-

механічних властивостей гірських порід та їх класифікації як об'єкту впливу буропідричних робіт (Ткачук К.Н. [62], Мец Ю.С., Антонов А.Ю. [63,64]), вивченні питомої енергоємності технологічних процесів (Тангаєв І.А. [65], Додіє Я.М., Дремін А.А.), обґрунтуванні параметрів свердловинних зарядів (Петренко В.Д., Чебенко В.Д., Вороб'їєв В.Д., Перегудов В.В. [66], Єфремов Е.І. [67], Соколов В.В., Демідюк Г.П.), створенні нових конструктивних рішень щодо свердловинних зарядів (Тищенко С.В. [68], Єременко Г.І., Косенко В.І. [69], Іщенко К.С. [70], Кратковський І.Л.), визначенні розвалу гірської маси після вибуху та гранулометричного складу (Друкований М.Ф., Тартаковський Б.Н., Вишняков В.С., Четверик М.Г., Кутузов Б.Н., Рубцов В.К., Кузнецов Г.В. [60, 71-75]), моделюванні вибухового процесу (Зуєвська Н.В., Лозовий С.О. [76], Іщенко К.С., Крисін Р.С. [77], Купрін В.П. [78]), розробці способів підривання зі збереженням геологічного середовища (Мосинець В.М., Абрамов А.В. [79, 80], Кратковський І.Л.), моніторингу і мінімізації впливу вибухових робіт на навколишнє середовище (Петренко В.Д., Бабець Є.К., Відкул О.Ю., Воротеляк Г.А. [81]), узагальненні отриманих даних та складанні довідкового матеріалу (Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Друкований М.Ф. [82, 83]) тощо.

Аналіз наведених досліджень та способів вдосконалення БПР довів, що вони практично всі присвячені монолітним, водонасиченим, абразивним або тріщинуватим породам, і досить обмежено для уступів зі складною геологічною будовою. Тому особливо цікавим був досвід Центральної науково-дослідної лабораторії Навоїйського гірничо-металургійного комбінату Республіки Узбекистан (РУ) [84,85] і лабораторних експериментів у філіалі МДГУ Національному дослідному технічному університеті (НДТУ) «МІСiС» [86]. В РУ при розробці родовищ фосфоритів в глинистих породах зустрічаються тверді включення. Тому розроблено спосіб вибухового руйнування різномісних гірських порід і проведені дослідно-промислові випробування з визначенням імпульсу хвилі напружень. Тоді як в МДГУ НДТУ запропонований метод оптимізації параметрів БПР з урахуванням фізико-технічних характеристик скельних гірських порід в межах блоку, який підривається, з метою поліпшення якості вибуху на кар'єрах зі

складною геологічною структурою. За результатами експерименту моделювали складну будову масиву (у вигляді твердого включення в середині моделі і слабких порід з боків) і використовували різні параметри БПР (розмір сітки свердловин, діаметр заряду, час уповільнення). Оцінка якості експерименту проходила за критеріями ефективності дроблення: вихід великих фракцій і середній розмір шматків роздроблених зразків. Але в роботі не досліджувались особливості руйнування контактних зон і якість проробки зростків між породами.

1.4. Аналіз теоретичних основ зсувних процесів і практичних рекомендацій щодо раціональних параметрів будівництва об'єктів

Сучасний стан екологічної ситуації і безпеки праці Кривбасу характеризується цілим комплексом проблем, пов'язаних з активним розвитком гірничодобувних підприємств. В результаті порушення природного геологічного середовища, перепланування рельєфів і ландшафтів, створення техногенних масивів – загострюються негативні наслідки господарської діяльності людини. Зсуви є одним з найпоширеніших екзогенних геологічних процесів, які створюють екологічну та техногенну небезпеку при веденні гірничих робіт. Зсуви техногенного походження спостерігаються в укосах уступів, бортах кар'єрів та ярусах відвалів внаслідок технологічних операцій відкритої розробки корисних копалин, при будівництві та експлуатації геотехнічних споруд.

Багатоплідні дослідження відомих фахівців інститутів: Інститут проблем природокористування і екології НАН України, НТУ «Дніпровська політехніка», Дніпровський національний університет залізничного транспорту імені академіка В. Лазаряна, Інститут економіки природокористування та сталого розвитку НАН України, Інститут гірничої справи Російської академії наук, Московський державний гірничий університет, Казахський науково-дослідний технічний університет ім. К.І. Сатпаєва і інш. розкривають теоретичні та практичні основи механізмів зсувного процесу та прогнозування зсувонебезпечності територій та техногенних об'єктів із використанням різних методичних підходів.

При видобутку корисних копалин небезпека зсувів полягає в раптовому зміщенні величезних мас ґрунту і техногенних масивів, що призводить до руйнування запланованої конструкції кар'єру, знищення обладнання і техніки, ліквідації залізничних і автомобільних доріг та жертв серед персоналу. Тому вивченню проблем, які пов'язані з геомеханічним дослідженням природних та техногенних масивів, прогнозуванням зсувних процесів та розробці рекомендацій щодо їх попередження та ліквідації присвячено багато досліджень видатних вчених: О.М. Адаменко [87], А.Ф. Безсмертний [88], А.І. Білеуш [89], О.М. Бондар [90], Д. Варнес [91], С.Ф. Власов [92], А.М. Гальперін [93], М.Н. Гольдштейн [94], Ф.Гузетті [95], Ю.А. Гулакян [96], А.С. Дхака [97], М.Г. Демчишин [98], А.М. Дранніков [99], О.П. Ємельянова [100], І.Ф. Єриш [101], А.В. Зуска [102], Г.С. Золотарьов [103], С.П. Іванюта [104], О.С. Ковров [105], Є.Д. Кузьменко [106], В.В. Кюнтцель [107], Н.Н. Маслов [108], Е.А. Несмашний [109], Ю.М. Ніколашин [110], В.І. Осіпов [111], В.Д. Петренко [112], Н.Ф. Петров [113], С.З. Поліщук [114], Г.П. Постоев [115], Г.І. Рудько [116], Ф.П. Саваренський [117], І.А. Садовенко [118], К. Сасса [119], О.О. Скрипник [120], Г.І. Тер-Степанян [121], К. Терцагі [122], І.О. Тихвинський [123], Г.Л. Фісенко [124], І.К. Фоменко [125], М.С. Четверик [126], Р.Р. Чугаєв [127], А.Г. Шапар [128], В.Г. Шаповал [129], Г.М. Шахунянц [130], А.І. Шеко [131], Р. Шустер [132] та інші.

В гірничій справі деформації бортів кар'єру, укосів уступів, ярусів відвалів та дамб хвостосховищ, знижують основні переваги відкритих робіт, завдають значної матеріальної шкоди гірничому підприємству, порушуючи безпечне ведення гірничих робіт, спричиняючи втрати ресурсів корисної копалини. Тому проблеми забезпечення стійкості кар'єрних укосів є однією з найважливіших [133]. При відкритій розробці родовищ мають місце різноманітні деформації бортів кар'єрів і відвалів у вигляді зсувів, зрушень і обвалів, осипів і опливин, просідань [134]. За даними ВІОГЕМ частіше трапляються зсуви (рис. 1.2) [93].



Рисунок 1.2 – Види деформацій укосів на кар'єрах і їх відношення між собою в процентах (за даними ВІОГЕМ)

Найбільш небезпечними і масштабними порушеннями є зсуви по бортах кар'єру, які за обсягами досягають від десятків тисяч до мільйонів кубічних метрів порід. Форми поверхні ковзання і їх місцезнаходження в масиві залежать від фізико-географічних і геологічних факторів, фізико-механічних властивостей гірських порід, геометричних параметрів укосів, технології відкритих гірничих робіт та інших факторів [135].

Розробка глибоких кар'єрів вимагає поглибленого вивчення і надійного обґрунтування параметрів стійкості укосів уступів і бортів, ведення заукосних робіт при виведенні на проектні контури, а також постійного інструментального контролю геомеханічних процесів, що відбуваються в прибортових масивах з метою своєчасного прогнозу різного роду деформацій. Збільшення глибини кар'єрів, погіршення гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки родовищ потребує нового підходу до забезпечення стійкості укосів бортів кар'єру [136] і ліквідації наслідків вже відбуutih подій.

Причинами виникнення негативних деформацій на кар'єрах є наступні:

- невідповідність кутів нахилу укосів бортів кар'єру проектним даним;

- складні гідрологічні і гідро-геологічні умови (сильне обводнення) або недостатня вивченість цих умов (структурно-тектонічні особливості гірського масиву, підробка борту підземними роботами);
- відсутність водовідведення (дренажу) або його неефективність;
- застарілі дані щодо фізико-механічних властивостей;
- неправильне ведення гірничих робіт (наприклад, сейсмічний вплив);
- недооцінка деформаційних явищ;
- застосування неправильних методів розрахунку параметрів об'єктів, що досліджуються;
- недостатнє врахування впливу мінливих природно-кліматичних умов на міцнісні властивості м'яких глинистих порід.

За цим напрямком досліджень розроблено багато програмних комплексів

- GEO5,
- Slide,
- GGU Stability;
- GeoStab;
- GeoStudio;
- SlopeStability;
- DCGeotex; MRE,
- GenID,
- Откос,

які дозволяють розрахувати коефіцієнт запасу стійкості об'єкту, промодельовати геомеханічний стан до і після запропонованих рекомендацій.

Але в сучасному світі з мінливими складними умовами видобутку корисних копалин необхідні додаткові дослідження геомеханічних основ масивів природних і особливо техногенних порід, прогнозування та виявлення небезпечних ділянок та попередження негативних явищ. Тому одне зі завдань дисертаційної роботи, яке присвячене удосконаленню прогнозу та управління рівнями зсувонебезпеки видобувних уступів кар'єрів з наявністю контактних зон і ярусів відвалів з

неоднорідною структурою має важливе значення для безпеки життєдіяльності людини та підвищення ефективності гірничодобувних підприємств.

1.5. Аналіз способів зменшення втрат й збіднювання корисної копалини

При видобутку корисних копалин відкритим способом існує проблема зменшення втрат корисних копалин і збіднювання гірської маси, якою займаються багато фахівців. Проведені з цієї проблеми дослідження Б.П. Боголюбовим, П.Є. Зурковим [137], Ф.Г. Грачовим [138], В.В. Ржевським [139, 140], О.О. Сергєєвим [141], Ю.М. Єрмолиним [142], О.Г. Шапаром [143], Б.П. Юматовим [144] та ін. показали, що при видобутку руд кольорових і чорних металів основне рішення зводиться до роздільного відпрацювання складних вибоїв. Обґрунтування селективної виїмки гірської маси виконувалося через вивчення умов залягання руд в складних вибоях, визначення параметрів систем розробки, розрахунок вантажних транспортних систем, пошук оптимального обладнання, формування технологічних комплексів. Доведено, що параметри систем розробки і способи роздільного відпрацювання складних вибоїв істотно впливають на збільшення відсотка вилучення металу в концентрат і зменшення втрат, але ускладнюється процес екскавації і дорожчає процес видобутку, зменшується виробнича потужність кар'єру.

Питанням суміщення попереднього збагачення з видобуванням корисних копалин в підземних умовах займалися в Національному гірничому університеті проф. Кармазін В.І. і Борисенко С.Г. спільно з фахівцями державного інституту з проектування «Кривбаспроект» і «Механобрчермет». Ними розроблялася технологія гірничих робіт зі створенням підземного гірничо-збагачувального комбінату [145]. Сутність цієї технології полягає в наступному. Шахтне поле збільшується через зниження бортового вмісту заліза. Проводиться валовий видобуток руд, збільшуються параметри видобувних блоків, що дозволяє скоротити кількість підготовчих виробок, збільшити продуктивність рудника. Руду доставляють з використанням рудоспусків до підземних камер, в яких розташовано

дробарне й збагачувальне устаткування. Для збагачення використовується шахтна вода. Відходи збагачення зневоднюються і ними заповнюються камери після випуску руди. Концентрат видається на земну поверхню.

У Криворізькому технічному університеті йде пошук раціональної технології гірничих робіт попереднього збагачення руди в підземних виробках шляхом застосування сухої магнітної сепарації. Авторами [146, 147] виконано економіко-математичне моделювання різних технологічних схем дробильно-збагачувального комплексу (ДЗК) в підземних умовах в залежності від стадії дроблення і внутрішньо шахтного розміщення відходів сухих хвостів. Кращі показники якості гірської маси і роботи ДЗК отримані при попередньому збагаченні магнетитів після середнього і дрібного дроблення. Автори доводять, що збагачення залізних руд після великого дроблення шматком -350 мм не раціональне, оскільки дуже великі габарити сепаратора, що відображається на капітальних витратах будівництва. Проведено дослідження застосування сепараторів шківного типу і барабанного, які показали раціональність останніх, з огляду – менших габаритів і відносно дешевизну закупівлі та обслуговування.

На зарубіжних гірничорудних підприємствах знаходить широке застосування технологія інтенсивного вибухового руйнування руд в комплексі з самоздрібнюванням [148, 149]. Особливість цієї технології полягає в тому, що з технологічної схеми виключається велике механічне дроблення. Інтенсивне руйнування порід вибухом досягається при високому навантаженні масиву вибуховою речовиною (ВР). Це досягається шляхом зміни діаметра свердловин, сітки свердловин, типу ВР.

На кар'єрах Кривбасу прийнятий діаметр свердловин 200 - 250 мм. При цьому максимальний розмір шматка негабариту руди становить до 1500 мм. При зміні діаметра свердловин на 150 мм, 100 мм в комплексі з удосконаленими технологіями вибухових робіт можна досягти невеликих розмірів негабаритів і високої інтенсивності дроблення. Вихід 0,01 (в частках одиниці) шматків негабаритів меншого розміру (1000 мм, 900 мм) дозволяє використовувати в кар'єрі дробарки середнього дроблення або вилучити їх, що істотно спрощує

технологічні схеми. Застосування інтенсивного руйнування руди вибухом дозволяє знизити енерговитрати на механічне дроблення, підвищити розкриття рудних мінералів.

Перспективним є створення технології гірських робіт з попереднім збагаченням руди в кар'єрах, призначеної для зниження витрат на виробництво концентрату і поліпшення екологічної обстановки на гірничорудних підприємствах через зменшення обсягів шламосховищ [150]. Розробка цієї технології здійснюється в ІГТМ НАН України з 1980-х років. Актуальністю обраного напрямку при відкритій розробці родовищ є постійне зниження якості рудної сировини, тому що у видобуток залучаються все бідніші руди, витрати на переробку яких збільшуються. Відбувається значне збіднювання руд на окремих ділянках родовищ через включення в запаси нерудних порід. При виробництві вибухових робіт відбувається змішування рудних і породних прошарків. Збільшення ємності ківшів екскаваторів циклічної дії не дозволяє здійснювати селективну виїмку руд. Разом з цим існує необхідність зниження бортового вмісту руд в зв'язку з обмеженістю запасів.

Проблему зменшення втрат корисних копалин і збіднювання руд вирішують фахівці ТОВ «Науково-технічний центр магнітної сепарації «МАГНІС ЛТД» (м. Луганськ) через розробку обладнання для механізованого магнітного рудорозбирання (ММР) [151]. Суть цих досліджень зводиться до розробки та виготовлення нових високо градієнтних сепараторів, які дозволяють виконувати велико шматкову розбірку в кар'єрі для рудної маси і скельних порід розкриття. Фахівцями проведено на стендовій установці численні випробування проб гірської маси кар'єрів України і країн СНД по вилученню магнітного продукту і збагачуваності типів руд. На підставі чого виконані розрахунки підвищення вмісту заліза загального та магнітного в магнітному продукті по відношенню до вихідного. Промислове впровадження обладнання здійснено в межах гірничого відводу на двох кар'єрах ВАТ «Карельський окатиш» (Росія) [152], кар'єрі Соколовсько-Сарбайського гірничо-збагачувального комбінаті (ГЗК) (Казахстан) і планується застосовувати на Полтавському ГЗК (Україна). Переваги цього

обладнання беззаперечно [153, 154], - механізована магнітна рудорозбірка дозволяє зменшити втрати і збіднювання, підвищити процентний вміст заліза в руді, збільшити виробничу потужність кар'єру. Однак для впровадження цього обладнання в залізородних кар'єрах відсутнє теоретичне обґрунтування його застосування в кар'єрі, сумісності з технологією ведення відкритих гірничих робіт (в т.ч. з ЦПТ). Немає обґрунтування, яке стосується для комплексного підходу до об'єктів, класифікації типів руд, які перероблюються, типізації технологічних схем, опрацювання технологічних комплексів, зміни виробничої потужності кар'єру і її взаємозв'язку з продуктивністю розкривних комплексів і збагачувальної фабрики.

Промислове використання попереднього збагачення для залізних руд є досить обмеженим, тоді як при видобуванні кольорових і рідкоземельних металів досить поширеним.

Алмази. При проведенні розвідувальних робіт з пошуку алмазних родовищ використовується мобільна установка для поділу порід [155], яка дозволяє значно скоротити витрати на геологорозвідувальні роботи, відібрати попередній концентрат і збільшити продуктивність праці. Установка працює на гусеничному ходу безпосередньо на місці відбору проб, так що вся відпрацьована порода залишається на місці роботи установки. В основі установки знаходиться відсаджувальна машина і система грохотів.

Ільменітові руди. У монографії [156] викладається досвід розробки родовища ільменітових руд. Використовується технологія попереднього збагачення корисних копалин в місці видобутку, в результаті отримують чорнові ільменітові концентрати. Процес попереднього збагачення на цьому кар'єрі полягає в установці тимчасової переносної збагачувальної фабрики безпосередньо в очисному вибої. Впровадження технології дозволило виробникам значно скоротити кількість матеріалу, що транспортується на основну збагачувальну фабрику, а розроблена авторами блокова система розробки дала можливість раціонально використовувати внутрішньокар'єрну ємність для складування відходів збагачення спільно з розкривними породами. Однак аналіз роботи підприємства виявив деякі недоліки запропонованої технології, які пов'язані з

використанням драг: забивання ковшів; часткове захоплення відходів; глибина черпання менше потужності рудного покладу; втрати і збіднювання; обводненість родовища.

Золотовмісні руди. З 2000 року на відкритому руднику «Ельдорадо» Красноярського краю і на підприємстві ЗАТ «Руда» (м. Білібіно, Чукотка) експлуатується рудосортувальний комплекс для попереднього збагачення вельми бідних золотовмісних руд [157]. Комплекс рентгенорадіометричної сепарації складається з двох закритих модулів: модуль з агрегату дроблення з грохотом і модуль на основі чотирьох сепараторів СРФ4-150. На комплекс подають найбільш бідні і позабалансові руди з вмістом золота від 1 до 1,5 г/т, тоді як збагачений продукт містить золота на рівні 2,5-3,0 г/т гірської маси. Економічний ефект від впровадження рентгенорадіометричної сепарації обумовлений скороченням витрат на перевезення і переробку руди на фабриці, за рахунок чого досягається зниження витрат на 47-48%.

Марганцеві та хромові руди. Дослідження ВІМСе, МВП «Центр» (м. Москва), Гірничого інституту КФ РАН і ТОВ «РАДОС» показали, що «суха» фабрика дає хороші показники при великошмагковому матеріалі -150 + 40 мм, а на залежність зміни в кращу або гіршу сторону технологічних показників впливає кваліфікація обслуговуючого персоналу і рівень підготовки операторів. На основі результатів цих робіт підприємство ЗАТ ГДК «Хром» за участю ТОВ «РАДОС» на родовищі «Ашкарка» побудувало біля кар'єру і ввело в експлуатацію у вересні 2003 р. першу збагачувальну «суху» фабрику з технологією на основі радіометричної сепарації. По суті, збагачувальна фабрика є рудний сортувальний комплекс (дроблення, просіювання, сепарація), в якому для збагачення руди використовують три сепаратора: СРФ4-150 для класу -150 + 40 мм і СРФ4-50 (2 комплекти) для класу -40 + 20 мм.

Мідні руди. Найбільшими постачальниками міді і цинку є Учалинський і Гайский ГЗК Уралу, для яких проблема попереднього збагачення бідних і збіднюваних руд назріла в 90-і роки. На Учалинському ГЗК в 2003 р. вперше запущена в експлуатацію перша черга рудного сепараційного комплексу

мідноколчеданових руд по класу крупності $-150 + 40$ мм. У березні 2004 року масштаби переробки руди були збільшені завдяки установці другого сепаратора СРФ4-150. У липні того ж року була проведена наступна реконструкція рудного сортувального комплексу і введений в експлуатацію новий сепаратор СРФ2-300 для сортування класу $-250 + 100$ мм. У загальній сумі встановлений комплект сепараторів, здатний збагачувати мідноколчеданові руди розміром $-250 + 30$ мм з продуктивністю 40-50 т/год.

Відходи металургійних виробництв. Вельми вдале і ефективно застосування знайшла технологія сухого збагачення для переробки шлаків нікелевого виробництва на відвалі комбінату «Піденноуралнікель» (м. Орськ). На цьому відвалі Орська гірничо-металургійна компанія побудувала рудний сортувальний комплекс і з вересня 2003 р. приступила до планомірного відпрацювання відвалу. Встановлено сепаратор СРФ4-150 мм, який забезпечує відділення з шлакового матеріалу шматків з вмістом нікелю понад 1,0 %. Продуктивність сепаратора 15-20 т/год. Передбачається облаштування ще трьох сепараторів, призначених для роботи в діапазоні крупності від 20 до 250 мм.

Кварцити. На підприємстві ЗАТ «Кремній» отримують високоякісний кремній. Його якість залежить головним чином від вихідної сировини, що надходить з Черемшанського рудника (Бурятія). Особливі вимоги до кварцитів пред'являють за вмістом заліза. В середньому за родовищем його вміст оцінюється на рівні 0,08-0,1 %, а надчисте кремній повинен містити менше 0,06 % заліза. З цією метою на Черемшанському руднику в 2000 року був створений рудний сортувальний комплекс на основі двох сепараторів, які забезпечують збагачення кварциту до 0,6 % заліза, якщо початковий вміст 0,1-0,14 %.

Хромітові руди. У статті [158] розглядається проблема дефіциту хромітових концентратів, шляхи її вирішення та використання родовищ зі слабо розвиненою інфраструктурою. Економічні розрахунки показали, що ефективність розробки родовища прямо пропорційно залежить від впровадження попереднього збагачення безпосередньо при видобутку корисних копалин. Наведені результати розрахунків показують, що найбільш раціональною є технологічна схема з циклом

попереднього збагачення, яка передбачає отримання кускового концентрату в крупності $-80 + 5$ мм і одночасним виділенням кускових відвальних хвостів. Дрібна фракція $-5 + 0$ мм піддається попередньому і глибокому збагаченню, але вже на збагачувальній фабриці.

В роботі [159] для вирішення проблеми дальності транспортування хромової руди і необхідності отримання кускових концентратів пропонується впровадити суху технологію збагачення корисних копалин безпосередньо біля видобувної ділянки, де і залишати порожні породи.

Аналіз використання попереднього збагачення корисних копалин засвідчив, що при видобутку рідкоземельних і кольорових металів вже давно використовують різні методи концентрації корисного компонента безпосередньо в очисному вибої або в близькості від кар'єру. З цією метою вченими ВІМСе, МВП «Центр», Гірничого інституту КФ РАН і ТОВ «РАДОС», МДІ та ін. інститутами виконані наукові дослідження, техніко-економічне обґрунтування раціональності впровадження цих технологій, проектні опрацювання, побудовані дослідно-промислові ділянки і на деяких виробництвах впроваджена технологія попереднього збагачення в промислових масштабах.

Попереднє збагачення ґрунтується на радіометричних методах і сухої магнітної сепарації (СМС). Щодо залізних руд це питання залишається відкритим, так як про перспективність напрямку говорять багато фахівців, на збагачувальній фабриці (ЗФ) впроваджують СМС, конструктора розробляють обладнання щодо сепарації великих шматків гірської породи, але немає технології, яка б об'єднала зусилля вчених і конструкторів, щоб проектувальники могли її запроєктувати, а виробники – впровадити.

1.6. Методи сухого збагачення залізних руд і попередня концентрація корисного компонента на збагачувальних фабриках

Поява і необхідність «сухого» збагачення корисних копалин обумовлено багатьма об'єктивними факторами. У гірничорудній промисловості всього світу загальні проблеми. Багаті родовища практично відпрацьовані, а переробляти традиційними методами бідні і позабалансові або некондиційні руди, в тому числі численні відвали цих руд, збитково або в кращому випадку не вигідно через високу собівартість продукції. Крім того, все менше залишається легко збагачувальних руд, все частіше доводиться переходити на комплексні важко збагачувані і наполегливі руди, для яких актуально не тільки видалення порожньої породи, а й виникає необхідність поділу гірської маси на технологічні типи і сорти.

Для підвищення якості кінцевої продукції і розширення сировинної бази, підприємства змушені залучати й відпрацьовувати нові найбільш багаті, але менші за запасами родовища і рудопроязи, які часто значно віддалені від збагачувальної фабрики. При цьому часом не здійснюється розробка власних запасів і накопичених відвалів бідних і забалансових руд, раціональне використання яких багато в чому може вирішити сировинну проблему і в більшості випадків - соціальну. І тут головний технологічний і економічний виробничий резерв полягає у вилученні непродуктивних перевезень і переробки порожньої породи.

Саме з економічних і технологічних міркувань попереднє збагачення руд за сортами в кар'єрі або в безпосередній близькості від нього повинно стати невід'ємною частиною загальної технології видобутку і переробки корисних копалин, різних видів техногенної сировини для підприємств з будь-якою продуктивністю рудників.

Крім того, традиційно практично всі технології збагачення базуються на «мокрих» методах, заміна яких на «сухі» при обмеженій шматкуватості, екологічно і економічно більш ефективна. Вирішенню цього питання присвячені численні дослідження і пошуки, реалізація яких є практично у всіх галузях

виробництва (від харчової до металургійної). У гірничорудній промисловості предметом цих досліджень є збагачуваність мінералогічних різниць, методи «сухого» збагачення, обладнання та технологічні схеми. У міру розвитку науково-технічного прогресу і появи нових напрямків у фізиці або обладнання в механіку з'являються вдосконалені технології видобутку і збагачення.

Практично у всіх гірничодобувних країнах світу з давніх часів і до сьогодення застосовується ручне сортування руди великошматкового матеріалу, але це низькоефективна праця. У той же час вискоелективна і продуктивна механізована сепарація здатна вирішувати подібні завдання. Саме для цих цілей і розроблені різні методи сухого збагачення, засновані на використанні хімічних або фізичних властивостей корисних копалин (рис. 1.3).

У найбільш розвинених країнах світу, в Росії та Україні протягом останніх 50 років виконані розробки щодо вдосконалення радіометричних методів. Розглядалися різні види випромінювання для розпізнавання цінних компонентів в шматках гірської маси (природна радіоактивність, світлове, рентгенівське, ядерне, електромагнітне випромінювання різних діапазонів [160]). В результаті утворився цілий напрямок в технології збагачення – автоматичні методи пошматкової сепарації руд, або радіометоди збагачення [157]. Розділовими ознаками при радіоактивному збагаченні є спектральний склад і інтенсивність первинних і вторинних випромінювань, що виникають в процесі таких взаємодій. Ефективність застосування того чи іншого радіоактивного методу залежить від численних факторів, в т.ч. від фізичних способів, методики і апаратуро-технічних засобів його реалізації, від властивостей руди і поставлених гірничо-технологічних задач рудної підготовки.

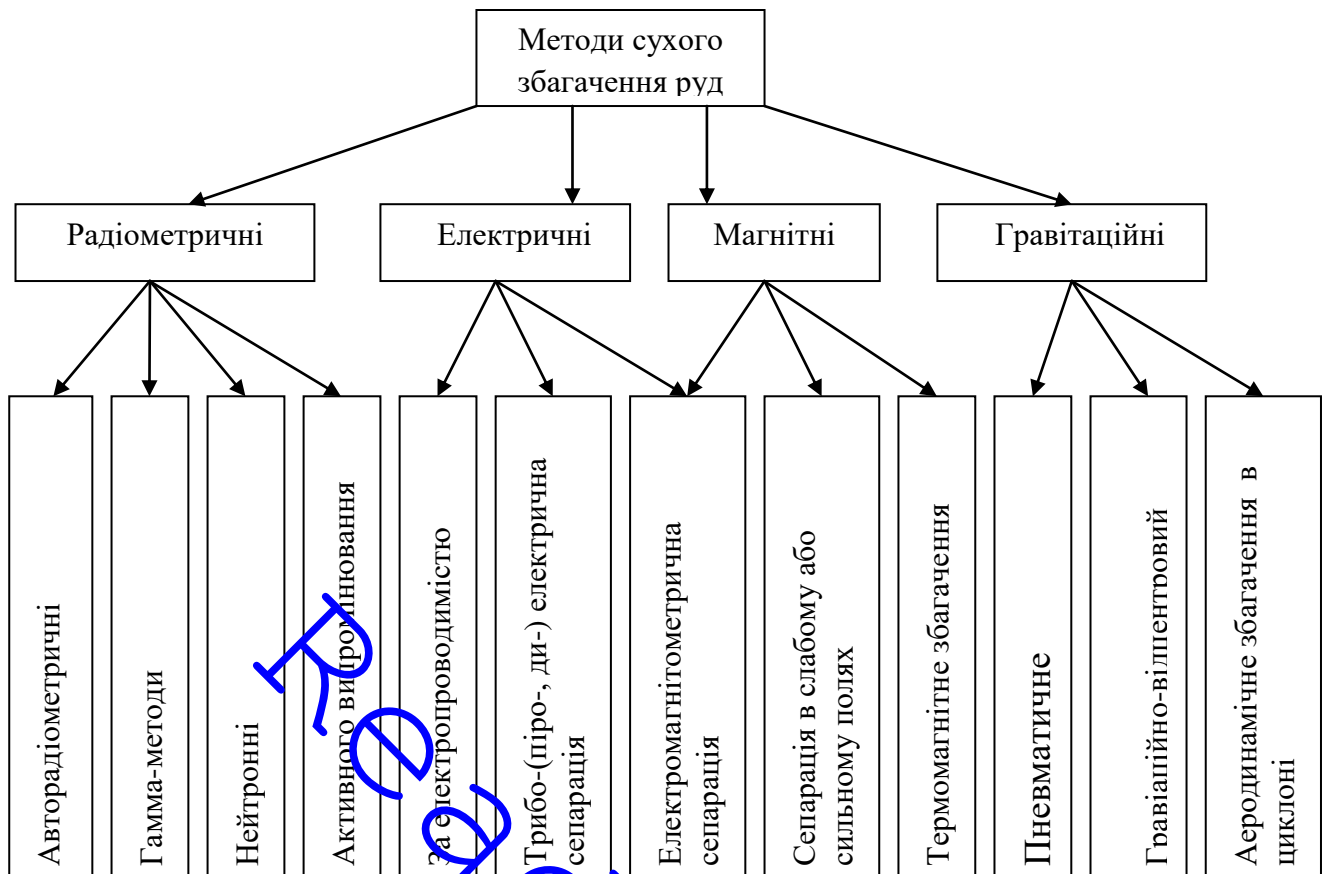


Рисунок 1.3 – Систематизація методів сухого збагачення

Методи магнітного збагачення засновані на розходженні магнітних властивостей поділюваних компонентів і знаходять широке застосування для збагачення руд чорних, рідкісних і кольорових металів. Поділ матеріалів за магнітними властивостями здійснюється головним чином в постійному магнітному полі. Поряд з магнітними властивостями поділюваних часток на показники збагачення впливають їх щільність, крупність і форма, а також конструктивні особливості магнітного сепаратора.

Магнітне збагачення в залежності від особливостей технологічних процесів підрозділяється на механічні способи (сепарація або сортування), фізико-хімічні та хімічні (термічне і термохімічне налипання) [161].

Гравітаційними процесами збагачення називаються процеси, в яких поділ мінеральних часток, що відрізняються щільністю, розміром або формою, з відмінностями в характері і швидкості їх руху в середовищі під дією сили тяжіння і

сил опору [162]. У гравітаційній машині частки руди транспортуються вздовж неї водою, повітрям або за допомогою вібраційної поверхні, на якій відбувається збагачення, одночасно переміщаючись в вертикальному або близькому до нього напрямку під дією сили тяжіння. Розподіл часток за висотою потоку, що визначає їх поділ, відбувається відповідно до їх значущістю, щільності і форми в результаті спільної дії зазначених сил. При однаковій крупності і формі частинок поділ відбувається тим успішніше, чим більша різниця в щільності мінералів, що розділяються. Можна виділити два види поділу частинок - гідравлічне та сегрегаційне.

Електрична сепарація заснована на різниці електрофізичних властивостей поділюваних елементів. Методи електричного збагачення застосовуються для обробки сипких матеріалів крупністю до -5 мм, переробка яких іншими методами малоефективна (компоненти близькі за щільністю, магнітними або фізико-хімічними властивостями) або неприйнятна з економічної або екологічної точки зору. Особливо перспективна електрична сепарація в маловодних районах. Електрична класифікація заснована на різній поведінці в електричному полі частинок мінералів, що відрізняються за крупністю та формою. При електричній сепарації спостерігається менша запиленість повітря, так як пил практично повністю утримується електричним полем, що особливо сприятливо з екологічної точки зору.

Стосовно до залізних руд можуть бути використані будь-які методи збагачення. Але при розгляді питання застосування у виробництві головним параметром вважається продуктивність виробничого комплексу. Так радіометричні, електричні і гравітаційні методи дають хороші результати на напівпромислових випробуваннях, але неприйнятні при великих потужностях виробництва, тоді як магнітні методи мають відповідне обладнання, що забезпечує високу продуктивність комплексів.

Залізні руди. Магнітне збагачення бурих залізників в сильному полі застосовується в ФРН і у Франції, де збагачуються бідні руди Лотарингського родовища, що містять менше 30 % заліза [162]. В результаті збагачення на сухих

магнітних сепараторах по схемі фабрики "Пегніц", з такої руди отримують концентрати, що містять більше 40 % заліза при високому витяганні (84 %).

Рідше для збагачення залізних руд застосовується електрична сепарація, зважаючи на свою відносну дорожнечу і малу продуктивність обладнання. Але в деяких випадках, зокрема для гематитових і змішаних магнетитових-гематитових руд [162], де поділ компонентів іншими методами малоефективний електричне збагачення незамінне. Так, на фабриці «Вобуш» (Канада) при виробництві концентрату з гематитових руд застосовуються електричні сепаратори «Карпко». Рудний сортувальний комплекс має продуктивність 1000 т/ч і дозволяє збільшити вміст заліза з 63% до 68%.

У деяких випадках для попереднього збагачення залізних руд застосовуються радіометоди, але тільки коли в супутніх породах є цінні радіоактивні метали, які мають практичне значення (Богословське рудоуправління на Уралі) або руди мають високий показник окислення (окислені залізо-марганцеві руди Жайремського ГЗК, Казахстан) [157]. У цих випадках зазвичай застосовуються рентгенорадіометричні сепаратори типу СРФ-2-30 продуктивністю 20-50 т/ч, які працюють з розміром шматків 60-300 мм.

Гравітаційне збагачення залізних руд може бути реалізоване через пневматичний метод збагачення з використанням відсаджувальних машин або пневматичних столів [162]. Перевагами цього обладнання є відсутність потреби у воді, отримання сухих продуктів, низька вартість переробки руди і менша енергоємність в порівнянні з іншими методами збагачення. Однак робота пневматичних сепараторів супроводжується наступними недоліками: нерівномірний розподіл повітря і матеріалу площиною деки, прориви шару матеріалу і перемішування фракцій, але найбільша проблема пов'язана з необхідністю уловлювання пилу.

Досвід і практика переробки залізних руд свідчить, що серед сухих методів збагачення найбільшого поширення набув метод магнітного збагачення. Відповідно, завдяки своїй популярності, є різноманітне обладнання для будь-якої потужності виробничого комплексу, яке використовується на збагачувальних

фабриках гірничодобувних підприємств або мобільних рудних сортувальних комплексах.

1.7. Досвід використання попереднього збагачення залізних руд

При попередньому збагаченні руд застосовують або випробують секції сухого магнітного збагачення на деяких ГЗК України та країн СНД: ВАТ «Полтавський ГЗК» (Україна); ВАТ «Михайлівський ГЗК» (Росія); ВАТ «Стойленський ГЗК» (Росія); «Соколовсько-Сарбайський ГЗК гірничо-збагачувального виробничого об'єднання ВАТ» (Казахстан); ВАТ «Азербайджанський ГЗК» (Азербайджан); ВАТ «Олкон» (Росія); ВАТ «Карельський окатиш» (Росія); ПАТ «Центральний ГЗК» (Україна); ПАТ «Інгулецький ГЗК» (Україна); АТ «Лебединський ГЗК» (Росія); ВАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг» (Україна); ВАТ «Коршуновський ГЗК» (Росія).

На зазначених гірничо-збагачувальних комбінатах добувають залістисті кварцити і переробляють їх із застосуванням сухої магнітної сепарації. Але зважаючи на різноманіття мінеральних різновидів залістистих кварцитів, різних фізико-механічних і хімічних властивостей руд, особливостей в технологічних схемах і застосуванні обладнання, результатів сухої магнітної сепарації і труднощів в експлуатації, проведено їх індивідуальний аналіз, результати якого викладені нижче.

ВАТ «Полтавський ГЗК»

На збагачувальній фабриці Полтавського ГЗК [163] в циклі дроблення згідно з проектом використовується суха магнітна сепарація роздрібленої руди. Спочатку в корпусах №№ 1 і 2 були встановлені 13 сепараторів 4ПБС-63/200. Перед магнітною сепарацією гірська маса для відсіву дрібниці пропускала через грохоти ГТ-51. За проектом просіювання руди мало здійснюватися за класом +10 мм, але в зв'язку з тим, що колосникові сита зі щільною 10 мм забивалися вологою рудою, на грохотах були встановлені гумові сита з отворами 33 мм. Це призвело до

зменшення виходу надрешітного продукту з 60 до 35%, що в свою чергу знизило вміст заліза в руді, яка пройшла суху магнітну сепарацію. Тому для збільшення вмісту заліза в руді і зниження втрат магнітного заліза в хвостах в 1985-1987 рр. було виконане технічне переозброєння відділення сухої магнітної сепарації з застосуванням нових на той час більш продуктивних сепараторів 2ПБС-90/250 для збагачення всієї дробленої руди (табл. 1.1).

Таблиця 1.1 – Результати випробувань сепараторів СМС

Показник	4ПБС-63/200	2ПБС-90/250	2ПБС-90/250
	З попереднім грохоченням		Без грохочення
Продуктивність паспортна, т/ч	200	500	500
- фактична	250	350	500
Вміст заліза загального в живленні, %	30,9	30,9	30,9
- в магнітному продукті	31,4	31,7	32,3
- в хвостах	16,5	15,0	15,2
Вміст заліза загального в хвостах, %	6,9	5,9	6,0
Вихід хвостів, %	3,5	5,0	8,0
Приріст заліза магнітного у концентраті, %	0,5	0,8	1,4

У промислових умовах були перевірені технології із застосуванням просіювання перед сухою магнітною сепарацією і без неї. Результати показали, що виключення операції просіювання не призвело до зниження технологічних показників збагачення, а якість концентрату і приріст заліза магнітного зросла на 0,6%.

ВАТ «Оленегорський ГЗК»

У ВАТ «Олкон» [164] в 1996 році була застосована суха магнітна сепарація дробленої руди крупністю 40-10 мм на стрічкових конвеєрах BSA-1223-235 і розміром 10-0 мм на барабанних сепараторах DS-1124-65. При продуктивності установки 1022 т/ч (сепаратори DS - 340,4 т/год; сепаратори BSA - 681,8 т/год) з руди виділено 14,5% хвостів, що дозволило вивільнити одну секцію по переробці кіровогорських руд і в якості додаткової продукції отримати щєбінь.

Досвід показав, що вихід загальних хвостів СМС істотно залежить від вмісту заліза у вихідній руді (рис. 1.2) [165]. При переробці руд, що містять до 26% заліза, вихід хвостів перевищує 20%, що містять 26-28% – 15-20%, що містять 28-30% – 10-15%, при переробці руд, що містять 32-33% заліза загального, вихід хвостів знижується до 7-8%.

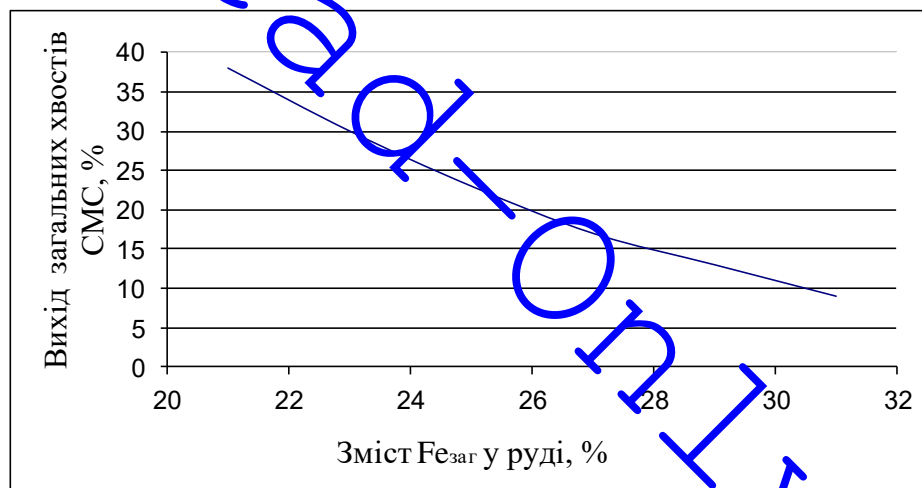


Рисунок 1.4 – Залежність виходу загальних хвостів СМС від вмісту заліза у вихідній руді (по Дмитрієнко Н.І.)

Спираючись на позитивний досвід застосування сепараторів DS-1124-65 фірми "Sala International AB" на руді крупністю 10-0 мм в ВАТ «Олкон», були проведені дослідження про доцільність впровадження шведських сепараторів на ВАТ «Стойленському ГЗК» і АТ «Карельські окатиші».

У лабораторії НВО «Ерга» були виконані напівпромислові випробування по магнітній рудоразбірці мало рудних порід ВАТ «Олкон» крупністю -350 +0 мм [166]. Дослідження проводилися в кілька етапів. На першому етапі, вихідний

матеріал підлягав магнітної рудорозбірки з поділом на магнітну і немагнітну складові. Вихід відвальних хвостів склав 45%. Вміст заліза до рудого розбирання $Fe_{\text{заг}}/Fe_{\text{магн}}$ було 12,91/9,18, після – в руді 20,47/14,22, в хвостах 3,6/0,76. На другому етапі магнітний продукт просіювали по класу -20 мм. Надрешітний продукт дробили до крупності -200, -100 і -50 мм і піддавали сухій магнітній сепарації після кожної стадії дроблення. Витяг шматків з забалансовим вмістом заліза відбувається при сепарації руди крупністю -50 + 0 мм. Отримані результати доводять ефективність використання СМС для крупнокускової руди для збіднюваних, некондиційних і малорудних порід. Крім того раціонально для дрібно дроблених, що допомагає скоротити обсяг руди, яка надходить на операції подрібнення і збагачення.

ПАТ «Стойленський ГЗК»

На першій секції збагачувальної фабрики Стойленського ГЗК встановлена дослідно-промислова секція сухої магнітної сепарації для збагачення дрібно дробленої руди [167] (виконана за проектом інституту «Механобрчермет»). Діюча схема була прийнята з сухим грохоченням на грохоті з резино-струнними ситами з квадратними отворами 8-10 мм і подальшій сухій сепарацією шматка 20-10 мм на сепараторах 2ПБС - 90/250. При роботі секції були виявлені наступні технологічні та експлуатаційні недоліки:

- при крупності вихідної руди 20-0 мм і грохоченні по класу 8 (10) мм в операцію СМС надходить всього 10-30% вихідного матеріалу;
- підгратний продукт в операції СМС не бере участь, що призводить до зниження виходу хвостів в порівнянні з проектним;
- збагачення потоку визнано незадовільним через негативну дію вологоємної дрібниці.

Однак, як зазначається в роботі [167], в цілому отримані задовільні результати: впровадження операції СМС забезпечує стабілізацію якості вихідної шихти, що надходить на мокру магнітну сепарацію і сприяє підвищенню продуктивності, тому що кожен відсоток виведених хвостів СМС забезпечує 0,2%

приросту вмісту магнетиту у живленні мокрої сепарації, на підставі чого отримано економічний ефект.

Для усунення виниклих недоліків і поліпшення якості роботи секції «Белмеханобр» запропоновані вдосконалені схеми рудопідготовки (табл. 1.2): 1-а – передбачає просівання по класу 50 мм і використання сепараторів 2ПБС 90/250; 2-а – на шматку 18-0 мм поставити імпортне обладнання фірми "Sala International AB".

Таблиця 1.2 – Зведені показники СМС по ВАТ «Стойленський ГЗК» (за даними Баранова В.Ф. [164])

Вироби	Дюча схема на сепараторі 2ПБС-90/250				Сепаратор 2ПБС-90/250 (промислові випробування)				Сепаратор BSA-1223-235 (очікувані показники)			
	Крупність	Вихід, %	Масова доля	Витяг заліза	Крупність	Вихід, %	Масова доля	Витяг заліза	Крупність	Вихід, %	Масова доля	Витяг заліза
Живлення	20-10	96,8	34,3	98,3	50-20	92,4	55,3	96,7	18-0	90,7	36,5	95,9
Хвости		3,2	17,5	1,66		7,55	14,5	3,21		9,3	15,0	4,03
Вихідна руда		00,0	3,79	00,0		00,0	3,71	00,0		00,0	4,5	00,0

ВАТ «Соколовсько-Сарбайський ГЗК»

Цікавим є досвід ВАТ "Соколовсько-Сарбайське ГПО" (Казахстан) [168]. Для підприємства було розроблено «Програму реконструкції цеху рудопідготовки і подрібнення», в результаті якої введена суха магнітна сепарація (рис. 1.5). Згідно отриманої Програми після дроблення й розподілення гірської маси за крупністю надгрозотний продукт спочатку піддавався сухій магнітній сепарації, а потім магнітний продукт подріблювали й направляли на мокру магнітну сепарацію.

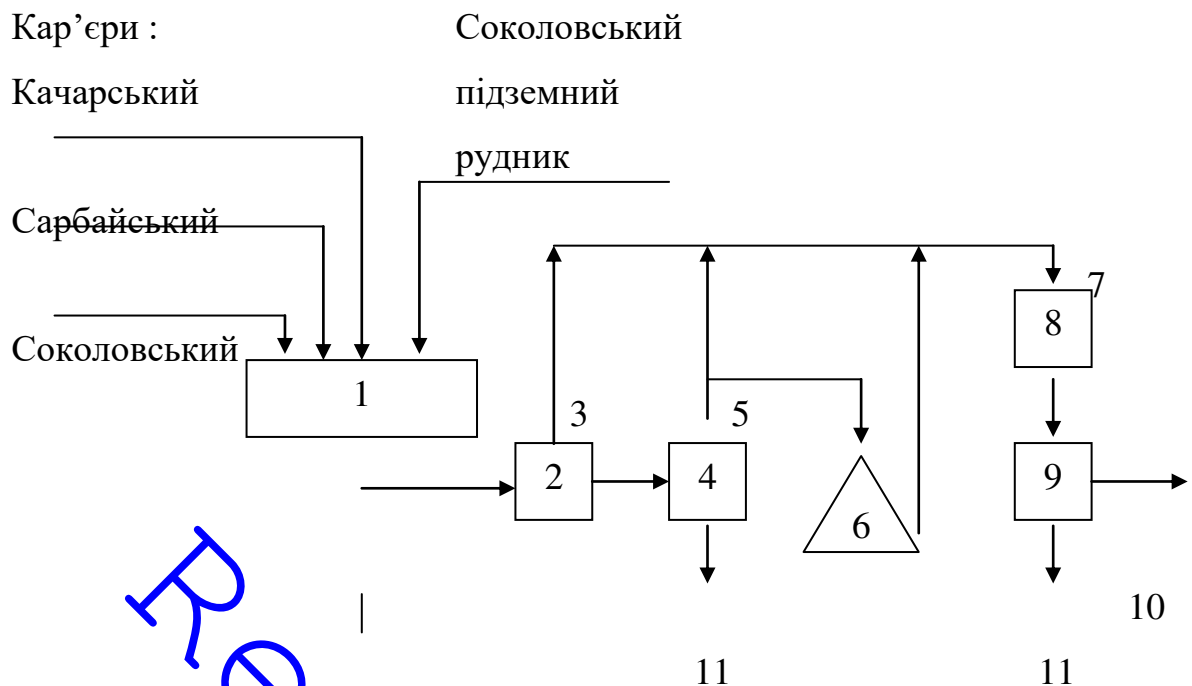


Рисунок 1.5 – Технологічна схема переробки рудної сировини на ЗФ Соколовсько-Сарбайського ГЗКу

Для здійснення СМС підгροхотного продукту обрані однобарабанні сепаратори з сильним магнітним полем типу SDM-0,9 / 1,5; для здійснення СМС надгροхотного продукту - сепаратори типу SDM-0,9 / 2,1. Багатополюсна магнітна система і збільшена частота обертання барабана даних сепараторів забезпечують інтенсивне магнітне перемішування і велику відцентрову силу. Приріст вмісту магнітного заліза в промислових продуктах становить 4-6% при продуктивності одного каскаду сепараторів 210-250 т/ч. Крім того, наголошується, що при виборі обладнання для V стадії дроблення в ході промислових випробувань дробарок Barmac B 9100 (фірма Metso Minerals) Merlin RP 109 (фірма Sandvik Rock Processing) виявлено переваги останніх.

У 2008 році був запущений вузол попередньої сухої магнітної сепарації в промислову експлуатацію на Куржункульському кар'єрі Качарського родовища. На рудному комплексі з середнім вмістом $Fe_{заг}$ 25,2% виділяється магнітний промпродукт із середнім вмістом $Fe_{заг}$ 39,2% (приріст 14%), вихід магнітного промпродукту склав 55%. Вміст $Fe_{маг}$ в хвостах менше 8%.

ПАТ «Азербайджанський ГЗК»

Слід також розглянути досвід Азербайджанського ГЗК [169]. Де на збагачувальну фабрику АзГЗКу надходять залізні руди Дашкесанського родовища. Спочатку схема збагачення фабрики включала сухе подрібнення і збагачення (1954-1972 роки). У 1972-1974 роках було проведено реконструкцію фабрики і переведено на комбіновану технологію, що містить суху магнітну сепарацію з виділенням сухого доменного концентрату, хвостів і промпродукту, з якого способом мокрої магнітної сепарації після одностадіального подрібнення до крупності 50 - 52% класу -0,074 мм отримували концентрат.

При аналізі втрат заліза на збагачувальній фабриці встановлено, що витяг магнітного заліза в концентраті, наприклад, в 1980 році, склала 88,68%, що обумовлено значними втратами його з хвостами сухої магнітної сепарації, в яких вміст магнітного заліза досягав 8,9% . Вони мали до 10% магнетиту вільного і в зростках. Тому в 1981 році інститутом «Механобр» спільно з АзГЗКом було прийняте рішення про заміну 6 малопродуктивних сухих магнітних сепараторів типу "Рapid" (напруженість магнітного поля близько 64 кА/м) на 3 сепаратора 4ПБС-63/200 з напруженістю поля 80-96 кА/м. Це дозволило знизити втрати заліза з хвостами сухої магнітної сепарації і підвищити витяг магнітного заліза в промпродукт більше ніж на 10% від операції.

Недоліками сепаратора заводського виготовлення при його роботі на вихідній руді було: налипання дрібниці на барабан, ненадійність роботи очищувачів барабанів і автоматичного регулювання положення хвостового шибера. Налипання було майже ліквідовано при футеровці барабана гумою, однак це дещо знизило напруженість магнітного поля.

Випробування роботи сепараторів проводилися у трьох напрямках: ефективність грохочення при збільшенні навантаження, оптимальні продуктивності сепаратора з урахуванням роботи дармой і робота без дармой. Оптимальною продуктивністю в умовах АЗГЗКу вважається 300-400 т/ч, подальше збільшення продуктивності при роботі з дармой знижує ефективність грохочення, при роботі без дармой призводить до деякого погіршення технологічних показників СМС.

Впровадження сепараторів 2ПБС-90/250 сприяло зниженню вмісту загального і магнітного заліза в хвостах СМС до 14,6 і 3,6%, а в загальних хвостах - до 14,0 і 2,2%.

ВАТ «Карельський окатиш»

У 1990р. інститутом "Механобр" було виконано техніко-економічне обґрунтування доцільності будівництва корпусу для сухої сепарації (табл. 1.3).

Таблиця 1.3 – Результати промислових випробувань сепараторів

Вироби	Сепаратор 2ПБС-90/250 (промислові випробування)				Сепаратор BSA-1223-235 (очікувані показники)			
	сепарації, мм	Вихід, %	Масова доля заліза, %	Витяг заліза, %	сепарації, мм	Вихід, %	Масова доля заліза, %	Витяг заліза, %
Живлення	20-0	91,25	33,76	96,48	15-0	87,5	35,04	96,04
Хвости		8,75	12,80	3,52		12,5	10,1	3,96
Вихідна руда		100,0	31,93	100,0		100,0	31,93	100,0
Живлення	60-20	91,71	34,04	97,78				
Хвости		8,29	8,58	2,22				
Вихідна руда		100,0	31,93	100,0				

Техніко-економічне обґрунтування довело необхідність підвищення якості концентрату, використання хвостів в якості щебеню і збільшення обсягів виробництва для досягнення окупності капітальних вкладень. Промислові випробування магнітних сепараторів для залізистих кварцитів ВАТ "Карельський окатиш", проводили фахівці інститутів "Белмеханобр" і "Механобр" при циркулюючому навантаженні корпусу середнього і дрібного дроблення (руда крупністю 60-20 мм). Вони підтвердили можливість виділення сухих хвостів (див. табл. 1.3).

Однак складна гірничо-геологічна будова Костомукшського і Корпангського родовищ і віддаленість кар'єрів від ЗФ вимагали додаткових зусиль для підвищення якості рудної маси, що надходить на ГЗК [152]. З цією метою в березні 2008 року був запущений в дослідно-промислову експлуатацію вузол попередньої сухої магнітної сепарації в складі дробильної установки Nordberg NW-140 і комплексу «МАГНІС» КМР-1.8/2КО на борту кар'єра західної ділянки Корпангського родовища. Показники роботи комплексу СМС-1 відображені в таблиці 1.4.

Таблиця 1.4 - Рудорозбірка великошматкової гірської маси на кар'єрі

Показники	2008 р.	2009 р.	2010 р.	2011 р.
Кількість засміченої руди, відправленої на СМС, тис. т	406,87	1841,88	2760,51	2775,17
Вміст заліза магнетитового в вихідній руді, %	14,71	14,36	13,72	14,18
Кількість руди після СМС, тис. т	256,95	914,36	1314,38	1482,82
Вміст заліза магнетитового в руді, %	22,39	23,06	23,05	23,59
Кількість порожньої породи, тис. т	149,92	927,52	1446,13	1292,35

Цей комплекс працює як безвідходне виробництво. Відсортовану породу використовують для будівництва доріг. Комплекс повністю себе окупив за 2009-2010 роки, включно з додатковою модернізацією і реконструкцією. У 2011 році закуплений більш потужний і сучасний комплекс СМС-2, який встановлений в кар'єрі «Центральний». На кінець 2012 року ВАТ «Карельський окатиш» мав два комплекси СМС з великошматкуватою рудною розбіркою. У 2013 році планувалося почати розробку Східного ділянки Корпанського родовища, куди пропонувалося купити ще один комплекс.

ВАТ «Михайлівський ГЗК»

У 2003-2004 рр. споруджений і введений в експлуатацію корпус СМС для поліпшення технологічних властивостей рудної шихти контактних зон родовища. У 2004 році на комбінаті проведено промислові випробування СМС фракції -250 мм [170]. Пробу піддали СМС на сепараторі ПБМ-120/400 (сила магнітного поля 1200-2400 кЕ²/см) в ТОВ "Центр технологічних досліджень" (м. Луганськ) з виділенням трьох продуктів: магнітного, немагнітного і промпродукту (табл. 1.5).

Таблиця 1.5 – Результати СМС

Вироби сепарації	Вихід, %	Масова доля, %			Витяг, %		
		Fe _{заг}	Fe _{маг}	SiO	Fe _{заг}	Fe _{маг}	SiO
Магнітний	77,72	40,97	16,64	37,2	77,7	91,9	80,5
Промисловий продукт	6,83	41,34	11,80	36,6	6,9	5,8	7,0
Немагнітний	15,45	41,06	2,13	29,2	15,4	2,3	12,5
Об'єднані хвости (промпродукт і немагнітна фракція)	22,28	41,14	5,09	31,47	22,3	8,1	19,5
Вихідна проба	100,0	41,00	14,07	35,92	100,0	100,0	100,0

Розрахунки показали, що для виробництва на ГЗК 17 млн т концентрату з масовою часткою заліза 65,1% з рудної шихти, що містить 39,52% заліза загального, магнетитового - 20,4%. Без використання технології СМС необхідно переробити 44,67 млн т руди (витрата руди на 1 т концентрату складе 2,628 т). При використанні СМС обсяг переробки зменшиться на 2,83 млн т, тобто витрата руди на 1 т концентрату складе 2,473 т.

В результаті впровадження сухої магнітної сепарації на 7% зменшився обсяг порожньої породи в рудній шихті, збільшилися продуктивність основного технологічного устаткування і вихід концентрату [171]. Крім того, з відходів СМС виробляється новий вид товарної продукції - класифікований щебінь.

У 2007 році зпущений комплекс попередньої сухої магнітної сепарації. При випробуванні на руді розміром -200 мм досягнуто підвищення $Fe_{\text{маг}}$ з 11,9 у вихідній руді до 16,4% в промпродукті (для неокислених кварцитів), вихід промпродукту склав 56,2%, вихід $Fe_{\text{маг}}$ склало 82%. Продуктивність комплексу 400-450 т/год (2,2 млн т в рік).

ПАТ «Центральний ГЗК»

У 1980 році на збагачувальній фабриці ЦГЗК введено в експлуатацію комплекс СМС продуктивністю 19 млн т дробленої магнетитової руди в рік [172]. Комплекс розрахований на 12 барабанних сепараторів 4ПБС-63/200 в два прийоми з переробки хвостів I прийому. За 1980 рік перероблено 5,322 млн т магнетитової руди із застосуванням СМС, виділено 13,8% хвостів (за проектом 13,07%), з яких вимито 11,5% будівельного щебню (фракції 25-10 мм), 2,1 % будівельного піску (10-0,14 мм) і 0,2% шламів (-0,14 мм). В результаті отримано фактичний економічний ефект від впровадження СМС 219,6 тис. руб. [172].

Стосовно до розкривних порід Петровського кар'єра велися лабораторні експерименти зі збагачення проб гірської маси на стендовій установці «НТЦ МАГНІС ЛТД», які показали хороші результати. В результаті за запитом ПАТ «Центральний ГЗК» при узгодженні з МДД ТОВ «МЕТІНВЕСТ ХОЛДІНГ» були

розраховані фахівцями ДП «ДПІ «Кривбаспроект» втрати залізистих кварцитів згідно запланованого режиму гірничих робіт на період 2013-2025 роки. Визначено обсяг гірських порід, який підлягає великошматковій магнітній розбірці. Запроектувати комплекс рудорозбірки було доручено «УкрНДПРІпромтехнології». Однак з технічних причин тимчасово призупинено.

ПАТ «Інгулецький ГЗК»

На збагачувальній фабриці Інгулецького ГЗК працює комплекс сухої магнітної сепарації на РЗФ-1. Руда після дрібного дроблення крупністю 25-0 мм проходить технологічний процес з сухою магнітною сепарацією, де відбирається малорудна фракція об'ємом до 25% і відправляється на окремий комплекс мокрої магнітної сепарації.

Технологічна схема дає хороші показники на виробництві, однак не дає можливості уникнути витрат пов'язаних з дробленням малорудної гірської маси з транспортуванням її до збагачувальної фабрики. Тому були проведені випробування на механізованій магнітній рудорозбірці на стенді «НТЦ МАГНІС ЛТД». Була досліджена проба великошматкової магнетитової руди Інгулецького ГЗК (табл. 1.6).

Таблиця 1.6 – Результати рудорозбірки на стенді «НТЦ МАГНІС ЛТД»

Клас шматкуватості, мм	Вихід класу, %	Масова доля в класі, %		Показники збагачення (рудорозбірки), %					
				Магнітний продукт		Промисловий продукт		Немагнітний продукт	
		Fe _{заг}	Fe _{маг}	Fe _{заг}	Fe _{маг}	Fe _{заг}	Fe _{маг}	Fe _{заг}	Fe _{маг}
350-0	100,0	33,6	26,1	86,3	29,3	3,4	9,7	10,3	4,5
В том числі:									
-350 +150	26,2	34,6	26,1	86,5	28,9	3,5	13,4	10,0	6,2
-150 +50	39,1	33,1	26,0	86,8	29,0	3,2	9,9	10,0	4,9
-50 +10	21,8	32,8	25,5	85,5	29,0	4,3	7,0	10,2	3,8
-10 +0	12,9	34,3	27,8	85,6	32,0	2,3	5,4	12,1	2,0

ПАТ «Коршуновський ГЗК»

На Коршуновському ГЗК були започатковані роботи з дослідження руди Рудногорського рудника на стенді «НТЦ МАГНІС ЛТД». Попередні результати цих досліджень дали можливість зробити висновок про перспективність впровадження СМС велико шматкової руди на борту кар'єра Рудногорського рудника. Досліджувались проби гірської маси з контактних зон «руда - вміщуючі породи». Вихідна руда зі вмістом заліза 25,6% відноситься до кондиційної руди і підлягає перевезенню на фабрику і відправці на дроблення, подрібнення і збагачення. Насправді рудна маса є механічною сумішшю, що складається з 55,3% повноцінної руди із вмістом заліза 37,9% (а не 25,6%) і 44,7% малорудних продуктів з вмістом заліза нижче бортового – від 12% до 9,3%. В результаті експерименту було відібрано 25,4% немагнітного продукту.

ПАТ «АрселорМіттал Кривий Ріг»

Кар'єр № 2-біс. Комплекс СМС побудований за робочим проектом ТОВ РП "Сигма" і введений в експлуатацію в серпні 2009 року. Комплекс призначений для переробки приконттактних малорудних кварцитів і бідних балансових руд кар'єру № 2-біс. Розміщений на території діючого складу породи, що входить до комплексу ЦПТ. Проектна продуктивність комплексу СМС за вихідною сировиною становить 4800 тис. т в рік, щодо готової продукції (збагаченої руди) - 2900 тис. т в рік.

Технологічна схема комплексу СМС передбачає наступні операції:

- дроблення з попереднім грохоченням за класом 0-150 мм;
- одностадійна суха магнітна сепарація.

Кар'єр «Південний» введений в експлуатацію в 1972 році і веде видобуток раніше втрачених (при підземному видобутку) руд в зонах зрушення і обвалення від підземних гірничих робіт шахт колишнього РУ ім. Кірова. Є підрозділом шахтоуправління з підземного видобутку руди. Розробка родовища в даний час проводиться пошарово - уступами зверху вниз із застосуванням одноківшових

екскаваторів ЕКГ-5А і автомобільного транспорту для транспортування руди на збагачувальну фабрику руди й порід, що переміщують на зовнішні відвали.

Бортовий вміст рудної маси становить 48% для п'ятого залізного горизонту (Згідно Протоколу затвердження запасів, проведеного в Києві у 2013 році). З огляду на високий ступінь перемішування порожніх і рудних гірських порід в зоні обвалення, на борту кар'єра біля відвалу в осях 112-72 від ЛСП +700 до +900 змонтований комплекс для великошматкової рудорозбірки. Залізовмісна маса з кар'єру транспортується на переробну установку. Після переробки гірської маси отримана аглоруда (225 тис. м³), яка транспортується на ДСФ, а пуста порода (525 тис. м³) у відвал.

В обох випадках (кар'єри № 2-біс і «Південний») введені комплекси рудорозбірки, які мають відокремлений та відсторонений характер роботи, і не долучаються до загальної схеми відпрацювання корисної копалини, не враховуються в генеральному проекті, функціонують як самостійні об'єкти на підставі оренди, не мають розрахованих вантажопотоків і обґрунтування взаємозв'язку з відпрацюванням кар'єрів.

1.8. Аналіз використання попереднього збагачення залізних руд

З огляду на те, що кожне гірничодобувне підприємство має свої специфічні особливості, пов'язані з мінералогічним складом корисних копалин, наявністю обладнання та його сучасності, кваліфікації обслуговуючого персоналу і багатьох інших характеристик роботи, за результатами сухої магнітної сепарації був виконаний співставний аналіз. У таблиці 1.7 зведені дані розглянутих вище лабораторних досліджень, напівпромислових і промислових випробувань СМС. Аналізувалися результати сортувальних комплексів за процентним вмістом заліза загального та магнетитового у вихідній руді, промпродуктах і хвостах, вихід промпродукту і хвостів в залежності від крупності шматків гірської маси, яка перероблялась.

Таблиця 1.7 – Результати СМС на ГЗКах України та країн СНД

Гірничорудні підприємства	Крупність шматків, мм	Вміст $Fe_{заг}/Fe_{магн}$ в вихідному продукті	Вихід магнітного і пром-продуктів, %	Вміст $Fe_{заг}/Fe_{магн}$ в магнітному продукті	Вихід хвостів, %	Вміст $Fe_{заг}/Fe_{магн}$ в відходах збагачення
1	2	3	4	5	6	7
Полтавський ГЗК	60-33	30,9/ -	96,5	31,4	3,5	16,5/6,9
	60-33	30,9/ -	95,0	31,7	5,0	15,0/5,9
	60-0	30,9/ -	92,0	32,3	8,0	15,2/6,0
Михайлівський ГЗК	-250	41,0/14,07	84,55	40,99/16,2	15,45	15,4/2,3
Михайлівський ГЗК з 2007 р.	200-70	- / 12-14 -/11,9	37-67 56,2	-/16,4	33-63	- / 2,5-5,5
Стойленський ГЗК	20-10		96,8	34,33/ -	3.2	17,5/1,66
	50-20		92,45	35,3/ -	7.55	14,3/3,21
	18-0		90,7	36,5/ -	9.3	15,0/4,03
Азербайджанський ГЗК						14.6/3.6
ВАТ «Олкон»	40-10				14.5	
	10-0					
	-350+0	12,91/9,18	55	20,47/14,2 2	45	3,6/0,76
Костомукшське родовище	-25 +10	27,71/22,85	84,3	30,2/26,05	15,7	11,4/2,57
	10 – 0	27,71/22,85	92,3	29,76/25,4	7,7	14,0/5,27
ВАТ «Карельський окатиш»	20-0	31,93/-	91,25	33,76/ -	8.75	12,8/3,52
	60-20	31,93/-	91,71	34,04/ -	8,29	8,58/2,22
	15-0	31,93/-	87,5	35,04/ -	12,5	10,1/3,96
	350-0	-/14,24	47,61-63,2	-/23,59	36,8-52,39	
Західний кар'єр Копганського родовища	-350-0	- / 12,9	56,0	- / 21,6	44	- / 2-4
Центральний ГЗК	25-0				13,8	
	350-0	20-24/7,5-14	62-72	-/25-35	28-38	-/0-2

Кінець таблиці 1.7

1	2	3	4	5	6	7
Соколовсько-Сарбайський ГЗК	350-0	25,2/ -	55,0	39,2/ -	45,0	-/ <8
	25 – 10	35,0/29,9	69,1	47,7/42,6	30,9	6,6/1,5
	10 - 0	37,6/33,1	82,9	43,6/39,1	17,1	8,7/3,8
Лебединський ГЗК	400 – 100	21,4/17,3	52,4	34,6/31,1	47,6	6,9/2,0
	350 - 0	23,2/19,5	64,0	31,5/27,8	36,0	8,5/4,1
	400 - 0	22,4/18,4	54,4	34,5/31,0	45,6	7,9/3,4
ІнГЗК	25-0	33,2	75,4	37,85	24,6	18,9
	350 - 0	33,6/26,1	89,7	-/28,5	10,3	-/4,5
Коршунівський ГЗК	350-0	25,6/ -	74,6	37,0/ -	25,4	9,3/ -
Арселор Міттал Кривий Ріг, 2-біс	150-0	27,17/13,77	58,78	30,03/19,5 ±15%	41,22	-/5,6 ± 0,9%

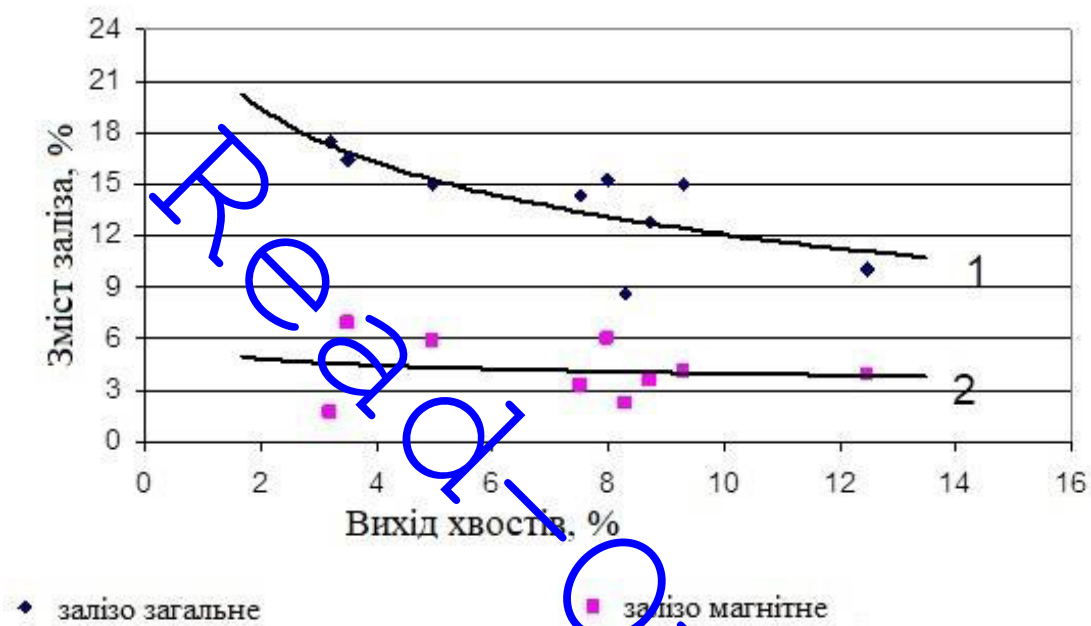
Аналізуючи досвід роботи гірничодобувних підприємств можна зробити наступні висновки [173]:

1) У гірничорудній промисловості України і країн СНД проявляється загальна тенденція погіршення якості видобутої корисної копалини. Бідні і забалансові руди переробляти традиційними методами збагачення не вигідно через високу собівартість кінцевої продукції. Тому більшість підприємств для вирішення виниклої проблеми використовують впровадження сухої магнітної сепарації.

2) Про раціональність, економічність й ефективність роботи секцій СМС свідчать показники виходу хвостів і вмісту в них заліза загального та магнетитового. Для дрібно дробленої руди найбільш високий вихід хвостів від 9,3 до 14,5% очікують отримати при використанні імпортного обладнання ("Sala International AB" Швеція), але недолік цього процесу полягає в тому, що сепаратори розраховані на дуже дрібну фракцію 18-0 мм. Найгірші результати СМС отримані при роботі застарілих сепараторів 4ПБС-63/200, де вихід хвостів всього 3,2%, при цьому вміст заліза досягає 16,5/6,9. Задовільною на сьогоднішній

день є робота сепараторів 2ПБС-90/250, де вихід хвостів коливається від 7,55 до 8,29% при вмісті заліза загального та магнетитового в середньому 12,8/3,52.

3) Важливим аспектом економічності і ефективності роботи секцій СМС є вміст в промпродуктах і хвостах заліза загального та магнетитового. На рисунку 1.4 наведено графік залежності вмісту заліза загального та магнетитового від виходу хвостів за практичними і експериментальними випробуваннями вітчизняного та імпортного обладнання.



1 - загальний вміст заліза; 2 - магнетитовий вміст заліза

Рисунок 1.6 – Графіки залежності вмісту заліза в хвостах при сухій магнітній сепарації

Аналіз лабораторних досліджень, напівпромислових і промислових випробувань використання СМС на гірничорудних підприємствах України і країн СНД дозволив ранжувати результати за умовами проведення експериментів: обладнання, крупність шматка, продуктивність комплексу (табл. 1.8).

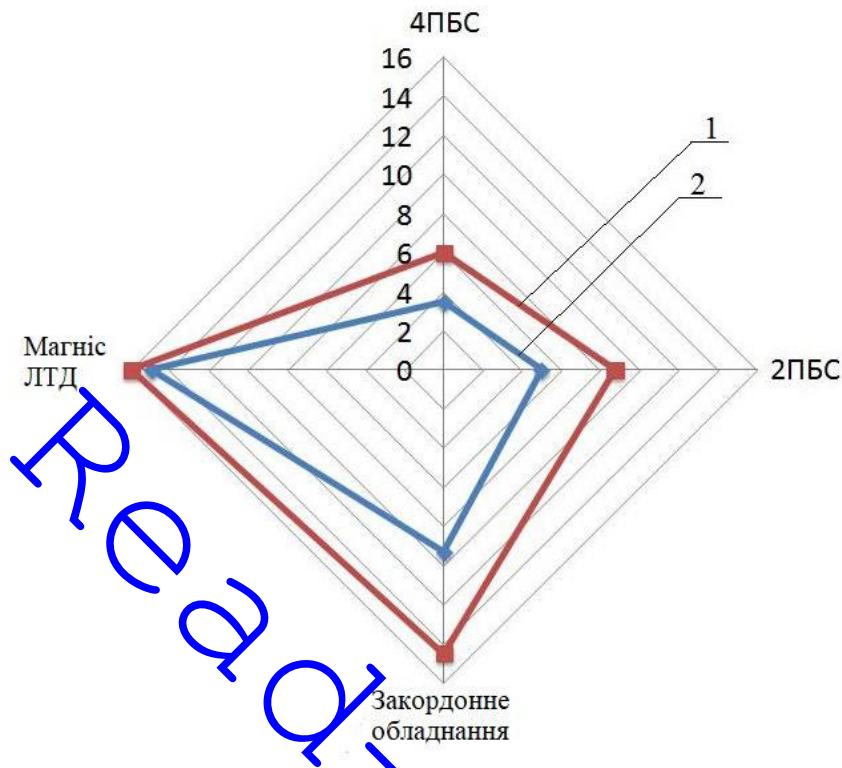
Таблиця 1.8 – Технологічні параметри застосування сухого магнітного збагачення на ГЗК України та країн СНД

Гірничорудні підприємства	Етап впровадження	Крупність шматків, мм	Обладнання
1	2	3	4
Полтавський ГЗК	працює на 3Ф	60 – 33	4ПБС-63/200 з грохоченням Q=200 т/год, Q _ф =250 т/год
	-//-	60 – 33	2ПБС-90/250 з грохоченням, Q=500 т/год, Q _ф =350 т/год
	-//-	60 – 0	2ПБС-90/250 без грохочення Q=500 т/год, Q _ф =500 т/год
Михайлівський ГЗК	дослідно-промислові випробування	-250	ПБМ – 120/400
Михайлівський ГЗК з 2007 р.	працює / випробування	-70 /-200	Вузол «МАГНІС ЛТД» КРМ-1,2/2М, Q=400-450 т/год =2,2 млн/рік
Стойленський ГЗК	працює	20 – 10	2ПБС-90/250 з грохоченням
	дослідно-промислові випробування	50 – 20	2ПБС-90/250 з грохоченням
	-//-	18 – 0	BSA-1223-235
Азербайджанський ГЗК	працює		2ПБС-90/250 з грохоченням
ВАТ «Олкон»	-//-	40 – 10	BSA-1223-235 Q=682 т/год
Комсомольський кар'єр ВАТ «Олкон»	дослідно-промислові випробування	-350 + 0	Сепаратор НВО «Ерга» на підставі рідко земельних магнітів
Костомукшське родовище	-//-	10 – 0 +10	Сепаратор DS-1124-65 Q=340 т/год
Західний кар'єр Копганського родовища	дослідно-промислові випробування	-350	Комплекс «МАГНІС ЛТД» КМР-1,8/2КО, Q=355-500 т/год
Центральний ГЗК	працює	25 – 0	4ПБС-63/200

Кінець таблиці 1.8

1	2	3	4
ВАТ «Карельський окатиш»	дослідно-промислові випробування	20 – 0	2ПБС-90/250 з грохоченням
	-//-	60 – 20	2ПБС-90/250 з грохоченням
	-//-	15 – 0	Сепаратор BSA-1223-235
	працює	350 – 0	«МАГНІС ЛТД» Q=2775,17 тис. т/год
Соколово-Сабайський ГЗК (Кунжункульський кар'єр)	Промислова експлуатація з 2008 року на ЗФ		Комплекс «МАГНІС ЛТД» Q=210-250 т/год
Лебединський ГЗК	На стенді «Магніс ЛТД»	400 – 100 350 – 0	Комплекс «МАГНІС ЛТД»
Інгулецький ГЗК	ЗФ	25 – 0	
	На стенді «Магніс ЛТД»	350 – 0	Комплекс «МАГНІС ЛТД»
Арселор Міттал Кривий Ріг на кар'єрі 2-біс.	Перевантажувальний пункт ЦПТ	150 – 0	Комплекс ТОВ РП «Сігма»: дробарка докова ТРЮСТ-32×54; дармой ГІТ-51; ЕБС-90/120А, ЕБС-90/150А. Q=750-850 т/год
Арселор Міттал Кривий Ріг кар'єр «Південний»	На борту кар'єру біля відвалу	150 – 0	Комплекс ТОВ РП «Сігма»: дробарки «Metso Mineral» С100 и GP200; сепаратор ЕБС-90/120А
Шахта «Радянська» на промисловому майданчику	Працює	10 – 0	ТОВ «НПП «Укрекологія» ПБСС-90×110; Q=30-60 т/год
Коршуновський ГЗК	На стенді «Магніс ЛТД»	350 – 0	Комплекс «МАГНІС ЛТД»

1) Згідно етапам розвитку науково-технічного прогресу проявляється тенденція впровадження оновленого обладнання СМС в виробництво і відповідно змінюються параметри роботи, наприклад, вихід сухих хвостів (рис. 1.7):



1 – максимальний та 2 - мінімальний вихід хвостів

Рисунок 1.7 – Гістограма, яка відображає продуктивність обладнання сухої магнітної сепарації, яке використовується у виробництві

- спочатку на ГЗК проводили дослідно-промислові випробування на сепараторах типу 4ПБС-63/200. Результати цих випробувань були суперечливі: так на Полтавському ГЗК відібрано всього 3,5% хвостів з високим вмістом заліза, тоді як на Центральному ГЗК суха магнітна сепарація дає хороші показники роботи з витяганням хвостів до 13,8%;

- в 1980-х роках в промислових масштабах впроваджували сепаратори 2ПБС-90/250, які характеризуються більш високими виробничими показниками (Полтавський ГЗК, Стойленський ГЗК, Азейбаржанській ГЗК). Гірська маса, що піддавалася сухій магнітній сепарації, була фракцією 60 - 0 мм. В результаті витягання хвостів досягало 5,0 - 8,75%;

- в 1990-х роках все частіше використовується імпортне обладнання ("Sala International AB" Швеція). Обладнання розраховане на крупність шматків збагачення в середньому 50 - 0 мм. Практичні результати свідчать про високі показники вилучення порожніх хвостів до 9,3 - 14,5%;

- в 2000 роки було визначено новий напрямок в сухій магнітній сепарації, при якому збільшується крупність шматків збагачення, які переробляються, до 300 - 450 мм (ПГ "Магнітний сепаратор" Російської Федерації, НВО «Ерга» м. Калуга або ТОВ "НТЦ МАГНІС ЛТД" м. Луганськ). Очікувані показники вилучення до 15 - 16% хвостів з рудної маси і 45-67% з розкритих порід.

2) Встановлено, що при виборі технологічного комплексу попереднього збагачення руди в т.ч. стадійності дроблення гірської маси, необхідно враховувати тип руди і цінність гірської маси (табл. 1.9).

Таблиця 1.9 – Вихід хвостів сухої магнітної сепарації залежно від крупності шматка рудної маси, яка переробляється, для різних типів руд

Руди, що підлягають сухій магнітній сепарації	Стадія дроблення	Крупність шматка, мм	Вихід хвостів, %
Кондиційні руди	дрібне	25-0	5,0-13,8
Некондиційні руди	середнє	100-0	8,2-14,5
Збіднювані руди з контактних зон	середнє	100-0	7,5-15,7
Породи розкриття з магнетитом	велике	350-0	45,0-67,0

Кондиційні руди з високим вмістом корисного компонента раціонально піддавати всім трьом стадіями дроблення і тільки після цього попередньо збагачувати через суху магнітну сепарацію. З огляду на запиленість процесу дрібного дроблення і труднощі транспортування дрібної фракції, ці руди переробляти краще на збагачувальній фабриці. Некондиційні руди або сильно збіднювані руди з контактних зон «руда - вміщуючі породи» можна піддавати

рудорозбірці після середнього дроблення в кар'єрі або безпосередній близькості від нього. Після великого дроблення піддавати рудорозбірці раціонально розкривні породи, що містять магнетит, тим самим збільшити продуктивність кар'єра по руді, зменшити обсяг розкривних порід, зменшити втрати корисної копалини.

3) Суперечливі результати отримані про доцільність використання процесу грохочення перед сухою магнітною сепарацією. Одні дослідники доводять доцільність застосування грохочення [167], так як вологоємна дрібниця призводить до залипання робочої поверхні барабана сепаратора і втрачається напруженість магнітного поля. Інші [163] наводять промислові результати, де без процесу грохочення виходять найкращі показники збагачення, так як

- при грохоченні через колосникові сита зі щілиною +10 мм відбувається їх залипання, що призводить до порушення технологічного циклу;

- використання гумових сит з отворами +33 мм призводить до того, що після процесу просіювання залишається лише 35% надрешітного продукту від проектного 60%, що знижує вміст заліза в руді, що пройшла суху магнітну сепарацію.

Треті дослідники [169] шукають оптимальну продуктивність сепаратора з урахуванням роботи дармой і без нього.

Аналіз технічних характеристик обладнання сухої магнітної сепарації і результати його використання на гірничо-збагачувальних комплексах (шматкуватість гірської маси, яка збагачується, вихід хвостів і процентний вміст заліза в них) показали, що СМС дозволяє відібрати з рудної гірської маси до 10-15% пустих порід в залежності від типу застосованого обладнання. Так в роботі [170] показано, що впровадження СМС дозволяє збільшити виробництво концентрату на 12-17%, знизивши витрати руди на 1 т концентрату з 2,628 до 2,473 т.

1.9. Аналіз досліджень і проектних робіт з управління виробничою потужністю глибоких кар'єрів

З огляду на те, що об'єктом досліджень є процес попереднього збагачення руди в кар'єрі, який впливає на продуктивність ГЗК, було виконано аналіз результатів досліджень в цій області. Виробнича потужність кар'єра знаходиться в прямо пропорційній залежності від продуктивності розкривних комплексів і відповідно впливає на продуктивність збагачувальної фабрики. Крім того залежить від гірничотехнічних умов ведення гірничих робіт, а саме від параметрів систем розробки, режиму гірничих робіт, схем розкриття і гірничо-транспортних комплексів з виїмки руди і порід розкриву.

Питанням управління виробничої потужності гірничодобувних підприємств за економічними критеріями, присвячені роботи Агошкова М.І. [176], Андреева А.В. [177], Арсентьева А.І. [178], Астахова О.С., Астаф'єва Ю.П., Близнюкова В.Г. [179], Васильєва Є.І. [180], Гуменика І.Л., Добриніна А.Є. [181], Дриженка А.Ю. [20], Завсєгдашнього В.А. [182], Зуркова П.Э. [183], Каграманяна С.Л. [184], Капустіна Н.Г. [185], В.Г. Красовського [186], Ковальчука В.А., Кононихіна М.А. [187], Мацка Н.О. [188], Медведевої О.А. [189], Мельникова Н.В., Новожилова М.Г. [190], Панченка В.В., Півня В.О. [191], Півняка Г.Г. [192], Прокопенка В.І., Проломової Т.А. [193], Ржевського В.В. [139], Солодовника Л.М., Фоміна С.І., Хохрякова В.С. [194], Четверика М.С. [195], Шапаря А.Г. [196], Юматова Б.П. [197] та ін.

Щодо визначення і управління виробничої потужності кар'єру було запропоновано багато методик розрахунку в залежності від гірничо-геологічних, економічних, екологічних, технічних і технологічних параметрів. Найпоширенішими є економічні критерії розрахунку.

Юматовим Б.П. [197] запропоновано обчислення витрат для розширеного виробництва, беручи за критерій управління загальний умовний прибуток за весь час експлуатації кар'єра. У цьому випадку він умовно приймав виробничу потужність, як економічно доцільну. Однак, з огляду на сучасний стан гірничих

робіт на кар'єрах, загальний умовний прибуток буде значно коливатися від мінімального до максимального значення, що ускладнює використання даної формули.

Капустін Н.Г. запропонував методику управління виробничої потужності кар'єру, засновану на величині розрахункових витрат, що містять експлуатаційні витрати, плату за фонди, і потужність, що оптимізується за допомогою розробленої ним системи графоаналітичних розрахунків [185].

Тоді як Васильєвим Є.І. [180] показано, що регулювати виробничу потужність необхідно виходячи з питомих витрат на виробництво гірничих робіт. Але в роботі не враховується, що зі збільшенням глибини розробки кар'єру витрати на видобуток корисних копалин і його собівартість збільшуються.

На підставі запропонованої Арсентьєвим А.І. методики побудови графіка наростаючих обсягів розкриття, Юматовим Б.П. рекомендовано весь період розробки родовища розділити за варіантами на кілька етапів з різним коефіцієнтом розкриття на кожному з них [178, 197]. Однак в даний час коефіцієнт розкриття змінюється не тільки за етапами, а й за роками експлуатації кар'єрів.

В проектній практиці ДП «ДП «Кривбаспроект», ТОВ «Южгіпроруда» застосовують методи оцінки мінеральних ресурсів через техніко-економічні обґрунтування (ТЕО) по родовищу, враховуючи типи руд, різних за якістю і технологічними властивостями. На підставі ТЕО встановлюють: кондиції на руду, граничну глибину кар'єра або рудника. В ТЕО розглядають розробку родовища при декількох виробничих потужностях підприємства з урахуванням використання даного виду сировини на подальших етапах. Також для визначення виробничої потужності, яка досягається за гірничотехнічними можливостями, виходячи з інтенсивності зниження гірничих робіт, використовують методики, викладені в роботах [198-200].

Регулювання виробничої потужності кар'єру за гірничотехнічними факторами пропонував Зурков П.Е. [183], який в основу методики поклав аналітичні залежності динаміки розкривних і видобувних робіт. Пізніше він запропонував метод оцінки випередження розкривних робіт за допомогою

коефіцієнта середнього випередження розкривної підготовки і виведена залежність обсягу підготовлених запасів корисних копалин від різних факторів (кількості уступів, потужності покладу, коефіцієнта рудоносності, ширини робочих площадок і ін.). Запропонована їм методика може бути застосована для проектування на початковій стадії розробки кар'єрів, а не для сучасних складних гірничотехнічних умов розробки глибоких кар'єрів.

Обґрунтована виробнича потужність кар'єрів в роботах Арсентьєва А.І. [178], яка досяжна за гірничотехнічними можливостями. Але найбільш повно при розрахунку виробничої потужності кар'єру враховуються гірничотехнічні і гірничо-геологічні параметри видобутку в методиці розробленої в ІГТМ НАНУ докт. техн. наук М.С. Четвериком та канд. техн. наук О.О. Медведевою [189, 195]. У вказаній методиці враховані площа доступного рудного покладу, можлива і досяжна швидкості зниження гірничих робіт, продуктивність гірничо-транспортного комплексу з виїмки порід розкриття, посування гірничих робіт, кут укосу борту кар'єра і висота робочої зони по породах розкриття і по руді. При виконанні аналізу щодо впливу зміни якості рудного вантажопотоку на виробничу потужність кар'єру ця методика прийнята для подальших досліджень.

Щодо взаємозв'язку виробничої потужності кар'єру вже застосовуваних комплексів великошматкового рудного розбирання можна привести приклад. У кар'єрі № 2-біс "Арселор Міттал Кривий Ріг" побудований і введений в експлуатацію в серпні 2009 року комплекс сухої магнітної сепарації за робочим проектом ТОВ РП "Сигма". Розташований комплекс СМС біля верхнього перевантажувального пункту ЦПТ (ДФ-4) на території діючого складу породи і призначений для переробки контактних малорудних кварцитів і бідних балансових руд. Продуктивність комплексу СМС по вихідній сировині становить 4800 тис. тон на рік, по готовій продукції (збагаченої руди) - 2900 тис. тон на рік. Проблема генерального проектувальника ТОВ «Южгіпроруда» при виконанні проектної документації полягає в тому, що при плануванні виробничої потужності кар'єру не враховується продуктивність застосовуваного комплексу рудорозбирання. Тоді як фактично обсяги магнітного продукту з комплексу з'єднують на

перевантажувальному пункті ЦПТ з рудним вантажопотоком і спільно відправляють на збагачувальну фабрику, доповнюючи виробничу потужність кар'єру.

Таким чином, аналіз наведених досліджень щодо визначення виробничої потужності кар'єру свідчить, що цей параметр визначали, виходячи з економічних критеріїв та продуктивності гірничо-транспортного обладнання, що працює при поглибленні в рудній зоні. Отже, при застосуванні технології попереднього збагачення і плануванні виробничої потужності кар'єрів не враховується продуктивність комплексу рудорозбирання і його вплив на продуктивність розкривних робіт і збагачувальної фабрики, що досліджено в [201].

1.10. Висновки, мета, завдання і методи дослідження

1. У гірничорудній промисловості України і країн СНД проявляється загальна тенденція погіршення якості видобутої корисної копалини. Бідні і забалансові руди переробляти традиційними методами збагачення не вигідно через високу собівартість кінцевої продукції. Тому питання попереднього збагачення руди в кар'єрі на гірничодобувному виробництві є актуальним і необґрунтованим.

2. Аналіз стану питання застосування механізованої рудорозбірки в кар'єрі або безпосередній близькості від нього показав відсутність науково обґрунтованих уявлень щодо встановлених закономірностей зміни параметрів потоку рудної маси, яка потрапляє із гірського масиву складної геологічної будови, щодо якості і шматкуватості під впливом технічних та технологічних параметрів видобутку і переробки.

3. Аналіз існуючих геофізичних методів дослідження геологічних структурних особливостей і фізико-механічних властивостей гірського масиву свідчить, що для залізорудних родовищ застосують магнітні методи, які оцінюють магнітні властивості порід величинами об'ємної та питомої магнітної сприйнятливостей та інтенсивністю залишкового намагнічення.

4. Виконаний аналіз напрямків вдосконалення бурових і підривних робіт довів, що вони практично всі присвячені монолітним, водонасиченим, абразивним або тріщинуватим породам, і частково для уступів зі складною геологічною будовою. В результаті виявлено, що відсутні способи підривних робіт для складно структурних видобувних уступів.

5. Дослідження умов розробки залізрудних родовищ Кривбасу свідчать, що вони характеризуються мінливістю і складністю, тому необхідні додаткові дослідження геомеханічних основ масивів природних і особливо техногенних порід, прогнозування та виявлення небезпечних ділянок та попередження негативних явищ. Тому одна з задач дисертаційної роботи, яка присвячена удосконаленню прогнозу та управлінню рівнями зсувонебезпеки видобувних уступів кар'єрів з наявністю контактних зон і ярусів відвалів з неоднорідною структурою є актуальною, що має важливе значення для безпеки життєдіяльності людини та підвищення ефективності гірничодобувних підприємств.

6. Зважаючи на відсутність теоретичного обґрунтування ТПРК доведено, що немає методики розрахунку коректування виробничої потужності при застосуванні попереднього збагачення.

7. Аналіз технічних характеристик обладнання сухої магнітної сепарації і результати його використання на гірничо-збагачувальних комплексах (шматкуватість гірської маси, яка збагачується, вихід хвостів і процентний вміст заліза в них) довели, що СМС дозволяє відібрати з рудної гірської маси до 10-15% пустих порід в залежності від типу використовуваного обладнання. Але відсутнє геомеханічне обґрунтування технології передзбагачення руди в кар'єрі.

Таким чином, мета роботи полягає у визначенні закономірностей параметрів потоку рудної маси від геомеханічних особливостей залягання покладу, фізико-механічних властивостей гірських порід та техніко-технологічних параметрів видобутку і переробки під впливом буро-підривних робіт та сухої магнітної сепарації, які дозволяють обґрунтувати коригування виробничої потужності кар'єру та розробити технологічні схеми передзбагачення для реалізації нових способів видобутку й переробки залізних руд.

Ідея роботи полягає у використанні встановлених закономірностей зміни якісних показників корисного компоненту і шматкуватості в рудній масі під впливом буро-підривних робіт і сухої магнітної сепарації для управління якістю рудного вантажопотоку шляхом відокремлення безрудних порід і корисної копалини безпосередньо в кар'єрі.

Основні завдання дослідження:

- встановити залежності параметрів потоку рудної маси від геологічних, технічних і технологічних факторів видобутку руди;
- обґрунтувати попередню підготовку рудної маси до переробки через регулювання гранулометричного складу гірської маси;
- виявити вплив додаткового виробничого процесу сухої магнітної сепарації на зміну параметрів вантажотранспортного зв'язку, систем розробки, схем розкриття та обладнання технологічного комплексу кар'єру;
- встановити залежності зміни коефіцієнту запасу стійкості для техногенних укосів видобувного блоку складної геологічної будови від геологічних, геомеханічних і технічних параметрів;
- розробити методику розрахунку енергоємності технологічних процесів видобутку залізних руд та обґрунтувати енергозбереження технологічних схем передзбагачення;
- розробити методику коригування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технологій передзбагачення руди в кар'єрі;
- розробити нові технічні рішення щодо вдосконалення технології передзбагачення руди в кар'єрі та створення нових способів видобутку й переробки, оцінити економічну ефективність і перспективу розвитку досліджень.

Методи дослідження. Для вирішення поставлених завдань використано комплексний метод, що включає: техніко-економічний аналіз практики роботи гірничорудних підприємств, досвід використання обладнання сухої магнітної сепарації на збагачувальних фабриках – для обґрунтування мети та актуальності досліджень; каротаж магнітної сприйнятливості порід буро-підривних свердловин –

для виявлення будови покладу; натурні візуальні спостереження – для дослідження особливостей геологічної будови родовищ Кривбасу; метод косокутної фотопланіметрії – для встановлення гранулометричного складу розвалу гірської маси після вибуху; експериментальні дослідження у полігонних умовах впливу анізотропії міцностних властивостей на параметри підривних робіт; методи кваліметрії – для обґрунтування якісних показників рудної маси; імітаційне моделювання технологічних процесів – для вибору оптимальних технічних рішень.

Виконаний аналіз стану питання щодо напрямків розвитку технологій видобутку і переробки залізних руд підтверджує актуальність встановлення закономірностей параметрів потоку рудної маси щодо якості і шматкуватості від геомеханічних особливостей залягання покладу, фізико-механічних властивостей гірських порід та техніко-технологічних параметрів видобутку і переробки, які дозволяють вдосконалити технологію відкритої розробки залізородних родовищ та розробити нові способи видобутку й переробки залізних руд.

Отримані результати відображені у публікаціях [173, 175, 201].

1.11. Список використаних джерел за розділом 1

1. Криворізький залізородний басейн. До 25-річчя з початку промислового видобутку / Вілкул Ю.Г. та ін. Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2006. 583с.
2. Разрез Криворожского железородного бассейна <http://webmineral.ru/deposits/item.php?id=3445> (дата звернення: 12.08.2015).
3. <http://www.photoukraine.com/russian/articles?id=171> (дата звернення: 06.05.2015).
4. Мелешкин С.М., Соколов Г.А. Геологический очерк. Криворожский железородный бассейн. <https://www.booksite.ru/fulltext/1/001/008/066/276.htm> (дата звернення: 08.06.2015).
5. Боярский В.А. Развитие открытой добычи руд. М.: Наука, 1975. 299 с.

6. Тарашкевич В.В. Развитие технологии и механизации открытых горных работ в карьерах ОАО «Карельский окатыш» // Горный журнал. 2012. № 9/1 Специальный выпуск. С. 32-36.
7. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М.: Недра, 1968. 426 с.
8. Кулешов Н.А., Анистратов Ю.И. Технология открытых горных работ. М.: Недра, 1968. 327 с.
9. Васильев М.В. Циклично-поточная и непрерывно-поточная технология при разработке скальных пород и руд открытым способом. Л.: Наука, 1967. 415 с.
10. Васильев М.В. Основные научно-технические положения циклично-поточной технологии при разработке скальных пород и руд // Поточная технология разработки скальных пород и руд открытым способом. Свердловск, 1968. С. 68-73.
11. Шилин А.Н. Перспективы применения циклично-поточной технологии на карьерах черной и цветной металлургии // Труды ИГД МЧМ. 1970. Вып. 29. С. 125-131.
12. Новожилов М.Г. Открытые горные работы. М.: Недра, 1965. 410 с.
13. Новожилов М.Г., Селянин В.Л., Тартаковский Б.Н. Новая технология открытой разработки полезных ископаемых. К.: Гостехиздат УССР, 1961. 268 с.
14. Тартаковский Б.Н. Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом. 1963. 252 с.
15. Взрывание высоких уступов на ГОКах Кривбасса / М.Г. Новожилов, М.Ф. Друкованый, Э.И. Ефремов, А.А. Терещенко, И.С. Малый // Металлургическая и горнорудная промышленность. 1963. №2. С. 30–33.
16. Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Четверик М.С. Горно-геометрический анализ и режим горных работ карьеров. К.: Наукова думка, 1971. 316 с.
17. Четверик М.С. Вскрытие горизонтов глубоких карьеров при комбинированном транспорте. К.: Наукова думка, 1986. 188 с.
18. Пригунов С.А., Четверик М.С., Бро С.М. Технология и техника для повышения экономической безопасности и эффективности добычи руд открытым

способом // Актуальные вопросы охраны окружающей среды от антропологического воздействия. 1989. С. 55-58.

19. Циклично-поточная технология добычи руды в карьерах Кривбасса / Б.Н. Тартаковский, В.С. Вишняков, И.И. Гаврилюк, Э.И. Ефремов и др. К.: Техника, 1978. 240 с.

20. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы. Днепропетровск: Государственный ВУЗ «НГУ», 2011. 542 с.

21. Собко Б.Ю. Исследование эффективных вариантов вскрытия и развития карьера Мотроновско-Анновского участка Малышевского месторождения // Збірник наукових праць НГУ.- 2012.- № 38.

22. Собко Б.Ю., Маевский А.М. Обоснование технологической схемы разработки передового вскрышного уступа комплексом машин непрерывного действия на карьере «Юг» Вольногорского ГМК // Збірник наукових праць НГУ. 2013. № 40. С. 70-76. <http://npu.org.ua/handle/123456789/147882>. (дата звернення: 21.10.2015).

23. Гуменик И.Л., Панченко В.В. Развитие теории проектирования открытых горных работ // Горный журнал. 2009. № 5. С. 35-36.

24. Вилкул А.Ю., Слободянюк В.К., Кирьянов В.Г. Перспективы использования мобильных дробильных установок в составе комплексов ЦПТ глубоких железорудных карьеров // Разработка рудных месторождений. Кривой Рог, 2004. Вып. 85. С. 3-6.

25. Близнюков В.Г., Салганик В.А., Штанько Л.А. Железородная промышленность мира (состояние и перспективы) // Металлургическая и горнорудная промышленность. Днепропетровск, 2000. №2. С. 76-79.

26. Вилкул А.Ю., Слободянюк В.К., Максимов И.И. Исследование влияния параметров рабочей зоны на эффективность циклично-поточной технологии с несколькими перегрузочными пунктами // Разработка рудных месторождений. Кривой Рог, 2010. Вып. 93. С. 3-8.

27. Исследование грохочения скальных пород и руд на неподвижных колосниковых грохотах / М.Г. Новожилов и др. // Горный журнал. 1966. № 9. С.69-72.

28. К определению параметров неподвижных колосниковых грохотов при циклично-поточной технологии горных работ / Б.Н. Тартаковский, М.С. Четверик, И.И. Гаврилюк, В.П. Каменшук // Разработка рудных месторождений. К.: Техника, 1973. № 15. С. 56-60.

29. Промышленная проверка работы грохотильных устройств при циклично-поточной технологии на опытно-промышленном участке карьера НКГОК / Гаврилюк И.И. [и др.] // Материалы II Всесоюзного совещания по проблемам разработки глубоких горизонтов карьеров. К.: Наукова думка, 1973. С. 216-219.

30. Крисін Р.С., Стрілець О.П. Технологія підготовки скельних гірських порід до виймання гетерогенними вибуховими речовинами місцевого готування типу Україніт // Вісник Криворізького технічного університету. Кривий Ріг, 2004. Вип. 3. С. 45-50.

31. Мельников Н.В., Виницкий К.Е., Потапов М.Г. Основы поточной технологии открытой разработки месторождений. Освоение железорудных месторождений Кустаная. М.: Изд-во АН СССР, 1962. 298 с.

32. Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Эскин В.С. Поточная технология открытой разработки месторождений. Теоретические основы. К.: Наукова думка, 1965. 341 с.

33. Тартаковский Б.Н. Исследование поточной технологии открытой разработки месторождений Украины с мягкими породами: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.03 Днепропетровск: ИГТМ НАН України, 1967. 385 с.

34. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К. Ресурсосберегающие технологии на угольных разрезах. Алматы: Изд-во КазНТУ, 2012. 348 с.

35. Ракишев Б.Р., Молдабаев С.К. Целесообразная технология открытой разработки месторождений с применением автотранспорта // Горный информационно-аналитический бюллетень. Москва: Горная книга, 2014. № 7. С. 64-70.

36. Гуменик И.Л., Маевский А.М., Беспалько В.Н. Методологические принципы выбора рационального режима горных работ при поточной технологии разработки скальных пород и руд в глубоких карьерах // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 1999. №1. С. 31-43.

37. Дриженко А.Ю., Анисимов О.А. Методика расчета параметров поэтапной разработки пород вскрыши на железорудных карьерах // *Разработка рудных месторождений*. Криворожский технический университет. Кривой Рог, 2004. Вып. 85. С. 128 – 131.

38. Анисимов О.О. Управління режимом гірничих робіт залізорудних кар'єрів при відпрацюванні розкривних порід крутопохилими шарами. Автореф. дис. ... канд. техн. наук. 05.15.03. Дніпропетровськ: НГУ, 2007. 185 с.

39. Способ доработки карьеров при разработке крутопадающих залежей месторождений полезных ископаемых: А.с. 1788251 СССР, МКИ³ Е 21 С 41/26. / А.Ю. Дриженко, В.И. Симоненко, А.И. Богданец; опубл. 15.01.93. Бюл. № 2. 3 с.

40. Кунцяк Я.В., Мрозек Р.С., Новіков В.Д. Корегування траєкторії свердловини за результатами відбору керна // *Збірник наукових праць ВАТ "УкрНГГ"*. 1999. № 1. С. 16-20.

41. Барановский Е.М. Головне завдання геомеханіки у вирішенні проблем глибокого буріння / Е.М. Барановский, В.М. Мойсичин // *Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ*. 2006. № 4. С. 5-9.

42. Совершенствование технологических процессов бурно-взрывных работ на открытых горных работах / О.Н. Мальгин, С.К. Рубцов, П.А. Шеметов, А.Г. Шлаков. Ташкент: Фан, 2003. 199 с.

43. Курганський В.М., Тішаєв І.В. Електричні та електромагнітні методи дослідження свердловин: Навчальний посібник. К.: Київський університет, 2011. 175 с.

44. Добрынин В.М., Вендельштейн Б.Ю., Резванов Р.А., Африкян А.Н. Геофизические исследования скважин: Учеб. для вузов. М.: Нефть и газ / РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, 2004. 210 с.

45. Котяшев А.А. Применение сейсмометрии для совершенствования параметров буровзрывных работ / А.А. Котяшев, А.С. Маторин, П.В. Меньшиков // Неделя горняка. 2010. С. 302-306.

46. Меньшина Г.Ф. Физические основы и применение методов сейсморазведки при геологическом исследовании РТ / Учетные записки Альметьевского государственного нефтяного института. 2009. С. 92-96.

47. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике массива и подземных геотехнических систем. Днепропетровск: ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2004. 75 с.

48. Семейкин Н.П. Геофизические приборы нового поколения / Н.П. Семейкин, В.В. Помозов, Б.В. Эквист, В.В. Монахов // ГИАБ. 2007. № 8. С. 249–253.

49. Применение георадиолокационного метода при исследовании дефектов высоких насыпей железнодорожного земляного полотна / В.Д. Петренко, В.И. Харлан, В.Н. Косяк, В.В. Ковалевич // Строительство, материаловедение, машиностроение. 2011. № 7. С. 312-316.

50. Дьяконов Д.И., Леонтьев Е.И., Кузнецов Г.С. Общий курс геофизических исследований скважин. М.: Недра, 1984. 240 с.

51. Дахнов В.Н. Электрические и магнитные методы исследования скважин. М.: Недра, 1981. 315 с.

52. www.goldensoftware.com (дата звернения: 25.05.2016).

53. Гричух К. Программные продукты от фирмы Golden Software / https://grinikkos.com/view_post.php?id=6 (дата звернения: 14.06.2016).

54. Афанасьев И.С., Бродов Г.С. Прогрессивные способы разрушения горных пород при бурении скважин // Разведка и охрана недр. 1997. № 2. С. 24-26.

55. Воздвиженский Б.И., Ребрик Б.М. В глубь Земли. Разведочное бурение – от прошлого к будущему. М.: Недра, 1989. 168 с.

56. Техника бурения при разведке месторождений полезных ископаемых / К.И. Иванов и др. М.: Недра, 1974. 407 с.

57. Карпов А.В. Применение бурового оборудования «Ингерсолл – Рэнд» на разрезе «Тугнуйский» // Горная промышленность. 1998. № 2. С. 37-39.
58. Кутузов Б.Н. Теория, техника и технология буровых работ. М.: Недра, 1972. 310 с.
59. Рубцов С.К., Бибики И.П., Шлыков А.Г. Повышение эффективности буровзрывных работ на карьерах комбината // Горный журнал. 1998. №8. С. 41-45.
60. Друкованый М.Ф., Тартаковский Б.Н., Вишняков В.С., Ефремов Э.И. Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытой разработки / К.: Наукова думка, 1974. 240 с.
61. Чайковский А.И. Экспериментальные исследования в промышленных условиях процесса заряжания обводненных взрывных скважин неводоустойчивыми ВВ // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2009. Вып. № 74. С. 67-72.
62. Ткачук К.Н. Разрушение горных пород взрывом. К.: Техника, 1974. 204с.
63. Мец Ю.С., Антонов А.Ю. Исследование напряженного состояния среды и механизма разрушения при различных направлениях развития взрыва // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва; Кременчуцький державний політехнічний університет імені Михайла Остроградського. Кременчук: КДПУ, 2008. Вип. 2/2008 (2). С. 32-39.
64. Мец Ю.С., Антонов А.Ю. Эффективный комплекс буровзрывных работ при отработке уступов увеличенной высоты // Гірничий вісник. 2014. Вип. 97. С. 7-11.
65. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. М., Недра, 1978. 232 с.
66. Воробьев В.Д., Перегудов В.В. Взрывные работы в скальных породах. К.: Наукова думка, 1984. 240 с.
67. Ефремов Э.И., Никифорова В.А. Влияние конструкции скважинного заряда ВВ на изменение условий передачи энергии взрыва разрушаемой породе // Взрывное дело. 2012. № 108/65. С 157-172.

68. Тищенко С.В., Еременко Г.И., Малых Д.Ю. Определение импульсного воздействия взрыва скважинного заряда на разрушаемый горный массив // [Гірничий вісник](#). 2017. Вип. 102. С. 187-190.

69. Косенко В.І. Дослідження ефективності вибухових робіт свердловинними зарядами з торцевою лінійною кумулятивною виїмкою // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2008. Вып. № 70. С. 78-85.

70. Эффективность взрывной отбойки сложноструктурных горных пород комбинированными зарядами на нерудных карьерах / К.С. Ищенко, И.Л. Кратковский, С.В. Коновал, А.Н. Мазур, В.К. Нашеда // [Металлургическая и горнорудная промышленность](#). 2015. № 3. С. 76-82.

71. Куклик, И.С., Маторин А.С. Исследование закономерностей изменения фракционного состава взорванной горной массы на карьерах в зависимости от диаметра среднего куска // Горный журнал. 1968. №12. С. 31-33.

72. Кузнецов Г.В., Малых В.А., Батманова А.А. Прогнозирование гранулометрического состава взорванной горной массы // Сб. науч. тр. Свердловск: Унипромедь, 1974. Вып.17. С. 39-42.

73. Кутузов Б.Н., Рубцов В.К., Кузнецов Г.В. О зависимости фракционного состава взорванной горной массы от среднего диаметра куска // Горный журнал. 1969. №12. С. 33-35.

74. Макарьев, В.П. Определение некоторых характеристик гранулометрического состава // Труды института Гипроинкель. Л.: Наука, 1972. Вып. 52. С. 96-104.

75. Барон, Г.И., Сиротюк Г.Н. Проверка применимости уравнения Розина-Раммлера для исчисления диаметра среднего куска при взрывной отбойке горных пород взрывом для техники непрерывного действия // Взрывное дело. М., 1067. № 62/19. С. 111-120.

76. Зуєвська Н.В., Лозовий С.О. Імітаційне моделювання армуванням щебенем лесового ґрунтового масиву енергією вибуху // Проблеми гірського тиску. 2013. № 22. С. 37-47.

77. Крысин Р.С., Новинский В.В. Модели взрывного дробления горных пород. Днепропетровск: АРТ-ПРЕСС, 2006. 144 с.
78. Куприн В.П., Крысин Р.С., Глушко А.И. Физико-химические свойства Украинитов как основа для создания промышленных ВВ и пунктов их приготовления на местах проведения взрывных работ // Сб.научн. тр. 1-ой Украинской научн. конф. «Промышленные взрывчатые вещества и средства инициирования». Шостка, 1995. С. 5-8.
79. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М: Недра, 1976. 271 с.
80. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982. 248 с.
81. Высокоэффективные технологии и средства механизации взрывных работ, мониторинг и минимизация воздействия сейсмических колебаний и ударных воздушных волн на окружающую среду при производстве массовых взрывов на железорудных предприятиях Украины / Е.К. Бабец, А.Ю. Вилкул, Г.А. Воротеляк и др. Кривой Рог: Издательство центр КТУ, 2010. 342 с.
82. Справочник взрывника / Б.Н. Кутузов, В.М. Скоробогатов, И.Е. Ерофеев и др.; под общей ред. Б.Н. Кутузова. М.: Недра, 1988. 511 с.
83. Справочник по буро-взрывным работам на карьерах / под общей редакцией М.Ф. Друкованого. К.: Наукова думка, 1973. 440 с.
84. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Экспериментальные исследования действия взрыва сосредоточенного укороченного скважинного заряда взрывчатых веществ // ГИАБ Горный информационно-аналитический бюллетень. М.: Горная книга, 2010. Вып. 2. С. 205-210.
85. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Перераспределение энергии взрыва по длине скважинного заряда при дроблении разнопрочных горных пород // Сучасні ресурсоенергозберігаючі технології гірничого виробництва. Кременчуцький державний політехнічний університет імені Михайла Остроградського. Кременчук: КДПУ, 2012. Вип. 2/2012 (10). С. 30-34.

86. Гирич И.Б. Взрывное разрушение неоднородных массивов // Научно-технический журнал «Горный информационно-аналитический бюллетень». М.: Горная книга, 2015. Спецвыпуск. С. 409-415.
87. Адаменко О.М. Основы экологической геологии (на примере экзогеодинамических процессов Карпатского региона Украины) / О.М. Адаменко, Г.И. Рудько. Киев, 1995. 211 с.
88. Бессмертный А.Ф. Комплексные геофизические исследования оползней и построение прогнозных моделей их активности (на примере Южного берега Крыма) : дис. канд. геол. наук: 01.04.12. К., 2004. 177 с.
89. Билеуш А.И. Оползни и противооползневые мероприятия. К.: Наукова думка, 2009. 560 с.
90. Бондар М.О. Оцінювання ризиків зсувних процесів // Вісник КрНУ імені Михайла Остроградського. 2015. Вип. 3/2015(92), Ч. 1. С. 123–128.
91. Варнес Д. Движения склонов, типы и процессы // Оползни. Исследование и укрепление / Пер. под ред. Г.С. Золотарева. М.: Мир, 1981. С. 32–85.
92. Власов С.Ф., Максимова-Гуляева Н.А. Повышение устойчивости оползнеопасных склонов с помощью струйной технологии закрепления грунтов. Днепропетровск, 2010. 143 с.
93. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ. М.: Изд.-во Московского государственного горного университета, 2003. 473 с.
94. Гольдштейн М.Н. Исследования устойчивости оползневых масс и способы ее повышения // Борьба с оползнями, обвалами и размывами на железных дорогах Кавказа. Труды совещания. ДИИТ. 1961. С. 15-32.
95. Landslide hazard evaluation: a review of current techniques and their application in a multi-scale study, Central Italy / F.Guzzetti, A. Carrara, M. Cardinali, P. Reichenbach // *Geomorphology*. 1999. V. 31. P. 181–216.
96. Гулакян К.А., Кюнтцель В.В. Классификация оползней по механизму их развития // Тр. ВНИИ гидрогеологии и инженерной геологии, 1970. Вып. 29. С. 58-64.

97. Dhaka A.S., Amada T., Aniya M. Landslide Hazard Mapping and its Evaluation Using GIS: An Investigation of Sampling Schemes for a Grid-Cell Based Quantitative Method // Photogrammetric Engineering & Remote Sensing. 2000. V. 66. P. 981–989.
98. Демчишин М. Г. Современная динамика склонов на территории Украины. Киев: Наук. думка, 1992. 256 с.
99. Дранников А.М. Оползни, типы, причины образования, меры борьбы. Киев: Укргипросельстрой, 1956. 101 с.
100. Емельянова Е.П. Основные закономерности оползневых процессов. М.: Недра, 1972. 308 с.
101. Ерыш И.Ф., Саломатин В.Н. Оползни Крыма. Часть 1. История отечественного оползноведения. Симферополь: Апостроф, 1999. 247 с.
102. Зуска А.В. Кинематическая модель оползневых склонов. Днепропетровск: НГУ, 2014. 140 с.
103. Золотарёв Г.С. Инженерная геодинамика. М: Изд-во МГУ, 1983. 326 с.
104. Биченок М.М., Иванюта С.П., Яковлев Є.О. Про вплив екзогенних геологічних процесів на рівень техногенних ризиків життєдіяльності // Збірник наукових праць Українського державного геологорозвідувального інституту. К.: УкрДГРІ, 2006. № 1. С. 85-91.
105. Ковров А.С. [Моделирование устойчивости борта карьера методом конечных элементов](#) // Національний гірничий університет. Дніпропетровськ, 2010. Т. 2. С. 94-102.
106. Дослідження зсувних процесів геофізичними методами / Е.Д. Кузьменко, А.Ф. Безсмертний, О.П. Вдовина і ін. Івано-Франківськ: ІФНТУНГ, 2009. 294 с.
107. Кюнтцель В.В. Закономерности оползневого процесса на европейской территории СССР и его региональный прогноз. М.: Недра, 1980. 210 с.
108. Маслов Н.Н. Механика грунтов в практике строительства (Оползни и борьба с ними). М.: Стройиздат, 1977. 318 с.
109. Несмашный Е.А., Ткаченко Г.И., Болотников А.В. Обзор технологий и

технических средств для геомеханического мониторинга состояния бортов карьеров и отвалов // Разработка рудных месторождений. 2010. Вып. 93. С. 89-94.

110. Ніколашин Ю.М. Маркшейдерський контроль деформаційних процесів для прогнозу стійкості укосів глибоких кар'єрів: дис.... д-ра техн. наук: 05.15.01: захищена 16.03.2001. Дніпропетровськ: Національна гірнича академія України, 2000. 304 с.

111. Опасные экзогенные процессы / Под ред. В.И.Осипова. М.: ГЕОС, 1999. 290 с.

112. Ihnatenko D.Y. Interaction of soil-cement pile supporting structures with the body of a landslide / D.Y. Ihnatenko, V.D. Petrenko, O.L. Tiutkin // Вісник Дніпропетровського національного університету залізничного транспорту. 2017. № 5 (71). С. 115–123.

113. Петров Н.Ф. Оползневые системы. Сложные оползни (аспекты классификации). Кишинев: Итиинца, 1988. 226 с.

114. Полищук С.З., Кушничов Н.В., Сердюк Я.Я. Прогнозирование опасных геологических процессов (на примере Днепропетровской области) // Страны и регионы на пути к сбалансированному развитию. К.: Академперіодика, 2003. С. 111–114.

115. Изучение режима оползневых процессов / Г.П. Постоев, А.И. Шеко, В.В Кюнтцель и др. М.: Недра, 1982. 255с.

116. Рудько Г.И., Ерыш И. Ф. Оползни и другие геодинамические процессы горноскладчатых областей Украины (Крым, Карпаты). К.: Задруга, 2006. 624 с.

117. Саваренский Ф.П. Опыт построения классификации оползней // Тр. I Всесоюз. оползневого совещания. Л.; М.: ОНТИ, 1935. С. 29–37.

118. Садовенко И.А., Деревягина Н.И. О потенциале активации оползневого лесового массива // Науковий вісник Національного гірничого університету. 2012. № 2. С. 80-84.

119. Kyoji Sassa, Paolo Canuti, Yueping Yin. Landslide Science for a Safer Geoenvironment: Volume 2: Methods of Landslide Studies. SpringerLink: Bücher, Springer, 2014, 851 p.

120. Шапар А.Г, Скрипник О.О., Копач П.І. Створення елементів екомережі на техногенно порушених гірничими роботами територіях Кривбасу // Наука та інновації. 2008. Т. 4 № 6. С. 78–86.
121. Тер-Степанян Г.И. О длительной устойчивости склонов. Ереван: Изд-во АН ССР, 1961. 54 с.
122. Терцаги К. Инженерная геология. Л.: Горгеонефтеиздат, 1934. 452 с.
123. Тихвинский И.О. Оценка и прогноз устойчивости оползневых склонов. М.: Наука, 1988. 144 с.
124. Фисенко Г.Л., Ревазов М.А., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов на карьерах. М.: Недра, 1974. 206 с.
125. Фомченко И.К. Методология оценки и прогноза оползневой опасности: дис. ... доктора геолого-минералогических наук : 25.00.08. Москва, 2014. 318 с.
126. Четверик М.С., Бабий Е.В. Обоснование устойчивости насыпи под конвейерную галерею комплекса циклично-поточной технологии на Первомайском карьере // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2015. Вып. 123. С. 142–152.
127. Чугаев Р.Р. Расчёт устойчивости земляных откосов по методу плоских поверхностей сдвига грунта. Л.; М.: Энергия, 1964.
128. Шапарь А.Г. Механика горных пород и устойчивость бортов карьеров. Киев: Вища школа, 1973. 120 с.
129. Шаповал В.Г. Механика грунтов. Днепропетровск: Пороги, 2010. 168 с.
130. Шахунянец Г.М. Опыт борьбы с оползнями на железных дорогах СССР // Труды Всесоюз. науч.-исслед. ин-т ж.-д. трансп. М. : Трансжелдориздат. Вып. 211. 1961. 183 с.
131. Оползни и сели / Шеко А.И., Постоев Г.П., Кюнтцель В.В. и др. / Гл. ред. Козловский Е.А. М.: Произв.-изд. комбинат ВИНТИ, 1984. Т.1. 352 с.
132. Шустер Р., Кризек Р. Оползни. Исследование и укрепление. М.: Мир, 1981. 368 с.
133. Бабий Е.В., Гребенник В.Н. Комплексный анализ причин развития оползневых процессов в техногенно нарушенных массивах (на примере

Анновского карьера) // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2008. Вып. 77. С. 16-24.

134. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам / Н.В. Мельников. М.: Недра, 1968. 308 с.

135. Обеспечение геомеханической устойчивости насыпей для конвейеров при циклично-поточной технологии / Ракишев Б.Р., Ковров А.С., Молдабаев С.К., Бабий Е.В. // Хабаршысы вестник. Сб. научн. тр. НАН Республики Казахстан. Алматы, 2016. Вып. 2. С. 103-110.

136. Влияние обводненности насыпного массива пород на геомеханическую устойчивость участка циклично-поточной технологии / Ковров А., Бабий Е., Ракишев Б., Куттыбаев А. // Mining of Mineral Deposits Journal homepage <http://mining.in.ua> Volume 10 (2016), Issue 2, pp. 55-63.

137. Зурков П.Э. Основные вопросы открытой разработки железных руд сложного состава: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.03. Москва: МГИ, 1958. 367 с.

138. Грачев Ф.Г. Открытая раздельная разработка сложных забоев скального типа: дис. ... канд. техн. наук. 05.15.03. Москва: МГИ, 1958. 284 с.

139. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы: Учебник для вузов 4-е изд. перераб. и дополн. М.: Недра, 1985. 509 с.

140. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов 4-е изд. перераб. и дополн. М.: Недра, 1985. 549 с.

141. Сергеев А.А. Рациональное использование рудных месторождений. М.: Metallurgy, 1964. 172 с.

142. Ермолин Ю.Н. Пути повышения качества добываемых руд при открытой разработке месторождений сложного состава. М.: ЦНИИТЭЦветмет, 1960. 202 с.

143. Шапарь А.Г., Беляков В.Н. Повышение полноты выемки полезных ископаемых на карьерах / отв. ред. Э.И. Ефремов. К.: Наукова думка, 1991. 136 с.

144. Юматов Б.П., Секисов Г.В., Буянов М.И. Нормирование и планирование полноты и качества выемки руды на карьерах. М.: Недра, 1987. 183 с.
145. Четверик М.С., Кармазин В.В. Разработка Удоканского месторождения при открыто-подземных горно-обогатительных работах // Цветная металлургия. 1988. № 11. С. 16-21.
146. Капленко Ю.П., Федько М.Б., Мельничук С.А., Безверхий С.В. Поиск рациональной технологии подземного предварительного сухого обогащения магнетитовых кварцитов шахтной добычи // Вісник Криворізького технічного університету. 2007. Вип. 18. С. 184 -189.
147. Капленко Ю.П., Федько М.Б., Безверхий С.В., Кузнецов В.В. Поиск путей повышения эффективности подземной добычи магнетитовых кварцитов // Разработка рудных месторождений. 2004. № 85. С. 42-45.
148. Вайсберг Л.А., Болотников А.В. Самоизмельчение как основной процесс рудоподготовки в XXI веке // Горный журнал. 2002. № 3. С. 14-19.
149. Вайсберг Л.А., Круппа П.И., Баранов В.Ф. Развитие техники и технологии подготовки руд к обогащению // Цветные металлы. 2002. № 2. С. 24-26.
150. Четверик М.С., Бабий Е.В. Технологии предобогащения в карьерах как перспективное направление добычи бедных руд // Форум гірників – 2007: Матеріали міжнарод. конф. Дніпропетровськ: НГУ, 2007. С. 246-253.
151. Предобогащение бедных крупно- и среднедробленых магнетитовых кварцитов / Р.С. Улубабов, Ю.Г. Вилкул, С.И. Кретов и др. // Разработка рудных месторождений. Кривой Рог, 2005. Вып. 89. С. 274-278.
152. Ведущая роль рудоуправления в технологическом процессе добычи руды / А.З. Адиатулин, Д.В. Голубничий, К.В. Реклинг и др. // Горный журнал. 2012. № 9/1 Специальный выпуск. С. 39-43.
153. Просолов С., Савинова М. Чудны твои дела, технология // Зеркало недели. Украина. № 6. Дата оновлення: 16.02.2007. URL: <http://gazeta.zn.ua/SCIENCE/chudnu dela tvoi, tehnologiya.html> (дата звернення: 07.05.2009).

154. «Исследования по обогащению сухим способом железной руды шахтоуправления ОАО «АрселоМиттал Кривой Рог» НПФ «Продэкология»: Отчет о НИР Ровно, 2008 г. Архив ГП «ГПИ «Кривбасспроект».

155. Мобильная установка для разделения тяжелых веществ Mobile Schwerstoff-Trennanlage: пат. МПК⁷ В 03 В 7/00 В 03 В 5/10. Германия, Wirtz Robert Pouglass, Posch Jurgen / Patentanwälte Kewitz & Kollegen Partnerschaft, 60325. Frankfurt. № 102004001951.7; заявл. 13.01.2004; опубл. 11.08.2005.

156. Блюсс Б.А., Головач И.А. Совершенствование технологий предобогащения ильменитовых руд. Днепропетровск, 1999. 126 с.

157. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю.О. Федоров, Ч.У. Кацер, О.В. Коренев и др. // Известия ВУЗ. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.

158. Технологические исследования обогатимости хромитовой руды массива Рай-Из / Е.Ф. Цыпин, Г.С. Комлев, А.В. Колтунов и др. // Известия ВУЗ. Горный журнал. 2005. № 5. С. 52-72.

159. Сухая технология переработки хромовой руды массива Рай-Из / Е.В. Ентальцев, А.В. Ковтунов, Е.Ф. Цыпин, С.В. Мамонов // Материалы Уральской горнопромышленной декады. Екатеринбург. 3-13 апр. 2006 г. Екатеринбург: Изд-во Урал. гос. горн. ун-та, 2006. С. 134 - 138.

160. Горная энциклопедия: гл. ред. Е.А. Козловский; ред. кол. М.И. Агошков, Н.К. Байбаков, А.С. Болдырев и др. М.: Сов. энциклопедия. Т. 4. Социосфера, 1989. 623 с.

161. Кармазин В.И., Кармазин В.В. Магнитные методы обогащения. М.: Недра, 1978. 255 с.

162. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытание обогатимости, контроль и автоматика: ред. О.С. Богданова, В.И. Ревнивцева. М.: Недра, 1983. 370 с.

163. Воронов Е.Ф., Красуня Т.С., Хмель В.К. Опыт обогащения бедных железистых кварцитов // Горный журнал. 1985. № 11. С. 26 - 31.

164. Баранов В.Ф., Сентемова В.А., Ядрышников А.О. Пути снижения расхода электроэнергии на железорудных обогатительных фабриках // Обогащение руд. 2000. № 2. С. 14-18.

165. Дмитриенко Н.И., Белобородов В.И., Киселева Т.Н., Сентемова В.А. Особенности сухой магнитной сепарации магнетитовых кварцитов Оленегорского ГОКа на магнитных сепараторах фирмы Sala International AB (Швеция) // Обогащение руд. 1996. № 5÷6. С. 63-65.

166. Красногоров В.О., Путилов Ю.Г., Тупиков Д.Ю. Комплексы для магнитной рудоразборки крупнокусковой магнетитовой руды // Обогащение руд. 2011. № 6. С. 28-29.

167. Испытание сухой магнитной сепарации на опытно-промышленной секции Стойленского горно-обогатительного комбината / Л.С. Грабко, Ю.В. Панов, Н.Я. Головченко и др. // Черная металлургия. 1990. № 2 (1090). С. 47-53.

168. Ащеулов В.Н., Кривичкий В.В., Барсов В.А. Совершенствование технологии обогащения и окомкования // Горный журнал. 2004. № 7. С. 66-72.

169. Совершенствование технологии обогащения на фабрике Азербайджанского ГОКа с применением сепараторов 2ПБС-90/250 / В.А. Сентемова, Л.В. Смирнова, М.Ф. Мухтаров и др. // Обогащение руд. 1986. № 3. С. 11-14.

170. Кретов С.И., Губин С.Л., Потапов С.А. Совершенствование технологии переработки руд Михайловского месторождения // Горный журнал. 2006. № 7. С. 71-74.

171. Варичев А.В. От добычи руды к производству металла: развитие Михайловского ГОКа с 2000 до 2010 г. // Горный журнал. 2006. № 7. С. 6-9.

172. Промышленные испытания и внедрение сухой магнитной сепарации на ЦГОКе / Б.М. Малый, В.Н. Балко, В.М. Мясоедов, Ю.Н. Носов // Горный журнал. 1984. № 4. С. 46-48.

173. Четверик М.С., Бабий Е.В. Современное использование сухой магнитной сепарации и возможность ее применения в технологии предобогащения

руды в карьере // Вісник Криворізького технічного університету. Кривий Ріг, 2009. № 23. С. 14-18.

174. Бубнова Е.А., Бабий Е.В., Ворон Е.А. Пути решения проблем эксплуатации накопителей отходов обогащения // Форум гірників – 2015: матеріали міжнар. конф., 30 вересня-3 жовтня 2015 р., м. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет. 2015. Т. 1. С. 211-219.

175. Бабий К.В. Технологія передзбагачення руди в кар'єрі як напрямок зниження негативного впливу на навколишнє середовище // Матеріали Міжнародної науково-технічної конференції 08 жовтня 2010 р. Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. С. 97-98.

176. Агошков М.И. Определение экономически оптимальной производственной мощности горного предприятия на основе приведенных затрат // Повышение эффективности извлечения руд из недр при подземной разработке месторождений. М.: Наука, 1975. 298 с.

177. Андреев А.В., Шенко Е.Е. Транспортные машины и комплексы для открытой добычи полезных ископаемых. М.: Недра, 1970. 430 с.

178. Арсентьев А.И. Производительность карьеров. М.: Изд-во СПбГГИ. 2002. 85 с.

179. Близнюков В.Г. Исследование влияния производственной мощности карьера на экономическую эффективность разработки крутопадающих залежей: автореф. дис. канд. техн. наук: КГРИ. Кривой Рог, 1967. 20 с.

180. Васильев Е.И. Некоторые вопросы обоснования производительности и размеров карьеров при разработке свиты крутопадающих пластов. М.: МГИ, 1958. 39 с.

181. Добрынин А.Е. Технологическое и организационное обеспечение устойчивой производительности Орджоникидзевского ГОКа: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Днепропетровск, 1995. 19 с.

182. Завсегдашний В.А., Часнык Н.И. Экономико-математическая модель горнодобывающего предприятия // Разработка рудных месторождений. К.: Техника, 1994. Вып. 55. С. 26-34.

183. Зурков П.Э. Определение производительности карьера // Научные труды Магнитогорского горно-металлургического ин-та. Свердловск, 1953. Вып. 15. С. 29-35.
184. Моделирование и управление горнорудными предприятиями / С.Л. Каграманян, А.С. Давидкович и др. М.: Недра, 1989. 360 с.
185. Капустин Н.Г. Схема экономического обоснования мощности карьера // Известия вузов. Горный журнал. 1962. № 3. С. 16-22.
186. Исследование интенсивности и границ открытой разработки Карагайского месторождения магнезитов / В.Г. Красовский, В.Г. Драчев, Е.В. Кочешков и др. // ИГД МЧМ СССР. Сборник трудов. Свердловск, 1983. Вып. 72. С. 44-49.
187. Кононыхин М.А. Разработка методов управления интенсивностью эксплуатации месторождений открытым способом в условиях изменения потребности в добываемом сырье: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Москва, 2002. 19 с.
188. Мацко Н.А. Разработка методов оценки и управления динамической доступностью минерально-сырьевых ресурсов: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.03. Москва, 2002. 40 с.
189. Медведева О.А. Управління виробничю потужністю глибоких залізородних кар'єрів на основі формування їх виробничої зони: автореф. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Дніпропетровськ: НГУ, 2010. 19 с.
190. Высокопроизводительные глубокие карьеры / М.Г. Новожилов, А.Ю. Дриженко, А.М. Маевский и др. / под ред. М.Г. Новожилова. М.: Наука, 1984. 188 с.
191. Блізнюков В.Г., Півень В.О., Плотніков О.В. Гірничо-геологічні фактори рентабельності гірничодобувних підприємств // Проблеми наукового забезпечення гірничопромышленного комплексу України на порозе ХХІ века: Сб. науч. тр. Кривой Рог: ГНИГРИ. 2001. С. 116-119.

192. Пивняк Г.Г., Гуменик И.Л., Панченко В.В. Анализ состояния и перспективы открытой разработки железорудных месторождений Украины // Науковий вісник НГУ. Дніпропетровськ, 2005. № 7. С. 10-21.
193. Проломова Т.А. Стабилизация производительности карьера по горной массе при поэтапной отработке крутопадающих месторождений // Сб. мол. Ученых СПГГИ. 2001. № 6. С. 49-51.
194. Холодняков Г.А., Фомин С.И. Спрос на рынке минерального сырья и производительность карьеров // Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых и освоения подземного пространства Северо-запада России: Материалы Международной конференции, посвященной 275-летию образования Российской академии наук, Апатиты, 23-25 марта, 1999. Ч.1. Апатиты: Изд-во КНЦ РАН. 2001, С. 70-76, 181-182.
195. Четверик М.С., Медведева О.А. Методика определения производительности карьера, достижимой по горнотехническим возможностям // Национальный горный университет. Днепропетровск, 2002. № 15. Т. 1. С. 94-98.
196. Перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте на рудных карьерах. / А.Г. Шапарь, В.Т. Лашко, С.М. Новожилов и др. Днепропетровск: Полиграфист, 2001. 140 с.
197. Юматов Б.П. Влияние бортового и минимального содержания на глубину и производительность карьеров // Известия вузов. Горный журнал. 1962. № 2. С. 35-39.
198. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Л.: Гипроруда, 1986. 264 с.
199. Единая методика проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Л.: Гипроруда, 1983. – 36 с.
200. СОУ-Н МПП 73. 020-078-1:2007. Видання. Норми технологічного проектування гірничодобувних підприємств із відкритим способом розробки родовищ корисних копалин. Частина 1. Гірничі роботи. Ліквідація гірничодобувних підприємств. Техніко-економічна оцінка та показники. Київ. Міністерство промислової політики України. – 240 с.

201. Бабий Е.В. Повышение производственной мощности карьера с применением комплекса предобогащения / М.С. Четверик, Е.В. Бабий, В.В. Терещенко, К.А. Левченко // Metallurgical and Mining Industry. Dnepropetrovsk, 2013. № 3. С. 96-101.

Read-Only

РОЗДІЛ 2

ГЕОМЕХАНІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ПІДГОТОВКИ РУДНОГО ПОТОКУ ДО ПЕРЕРОБКИ

2.1. Особливості геологічної будови родовищ залізних руд Кривбасу

Родовища Криворізького залізорудного басейну залягають у вигляді вузької смуги на протязі близько 100 км. Ширина рудоносної зони складає від 2 – 3 до 6 – 7 км (див. рис. 1.1). На родовищах басейну залягають багаті залізні руди, що розробляються підземним способом, і бідні, які потребують обов'язкового збагачення, розробляються відкритим способом.

Криворізький басейн складають кристалічні породи, породи нижньої, середньої і верхньої свит криворізької серії і осадові відкладення. Породи криворізької серії розділені на три свити: нижню – аркозофілітову, середню – залізорудну і верхню – сланцеву.

Дослідження складу середньої залізорудної свити [1-5] засвідчили, що до неї входять залістисті і сланцеві горизонти, що чергуються між собою. Кількість горизонтів не постійна і коливається від двох (на півдні басейну) до семи (на півночі) зі зміною складу і потужності горизонтів. До цієї свити приурочена основна частина багатих залізних руд і залістистих кварцитів. Сумарна горизонтальна потужність порід середньої свити змінюється від 150 м на півдні басейну до 1100 м – на півночі.

На підставі аналізу геологічних умов покладів залістистих кварцитів Кривбасу, що розробляються відкритим способом, виділені дві основні групи залізорудних родовищ [6].

Перша група родовищ залістистих кварцитів представлена у межах кар'єрів сильно стислими синклінальними складками. Замкова частина синкліналі, при глибині залягання її не більше 300 м, також входить в контури кар'єрного поля. Горизонтальна частина рудного тіла родовища цієї групи відносяться до надпотужних й практично відповідає параметрам кар'єрного поля в плані.

Представниками цієї групи родовищ є кар'єри ІнГЗКу, ПівдГЗКа і Першотравневий кар'єр ПівнГЗКу.

Розкривні породи представлені в основному наносами потужністю до 25 м і окисленими роговиками верхньої зони пластів, які складуються в тимчасові відвали. Розробка таких родовищ характеризується порівняно невеликими об'ємами розкривних робіт (10 - 15 млн м³) і невеликим коефіцієнтом розкриву (0,15 - 0,30 м³/т).

Друга група родовищ залізистих кварцитів представлена потужними пластоподібними покладами похилого і крутого падіння значної протяжності. Представниками цієї групи родовищ є кар'єри ПАТ «АрселорМіталл Кривий Ріг», Центрального ГЗК і Ганіський кар'єр ПівнГЗКу. Розробка цих родовищ пов'язана зі значними об'ємами розкривних робіт (до 20 - 30 млн м³); середній коефіцієнт розкриву досягає 0,5 - 0,7 м³/т, а горизонтальна потужність рудного покладу складає 250 - 300 м і більше. Потужність покриваючих порід досягає 50 м, зона окислення – до 40 м. Ця група родовищ відрізняється значними об'ємами скельних порожніх порід при збільшенні глибини розробки.

Аналізуючи складність геологічної будови покладу цих двох груп родовищ, з точки зору їх геологічної будови, переміжності залізистих і сланцевих горизонтів, наявності і поширення контактних зон "руда – вміщуючі породи" [7], можна зробити наступні висновки:

1) кар'єри, які розробляють першу групу родовищ, мають більш складну геологічну структуру продуктивного рудного тіла. Так, наприклад, на Інгулецькому родовищі промислове значення мають 7 сортів залізистих кварцитів не рахуючи сланців. У зв'язку з великою переміжністю рудних і безрудних шарів контактні зони знаходяться не лише вздовж периметру з породами розкриття, але і з чисельними сланцями всередині рудного тіла.

2) кар'єри, які розробляють крутопохилий поклад, як правило, мають більше витримані межі з породами, що вміщують, і представлені єдиним рудним тілом. Контактні зони знаходяться в основному за периметром з породами розкриття і незначними безрудними прошарками.

Отже, в першій групі кар'єрів будова покладів представлена великим числом структурних елементів, що призводить до чисельних контактних зон [6, 7]. Це призводить до підвищеного вмісту порожніх порід в рудній масі і необхідності використання технології селективної виїмки, яка пов'язана зі збільшенням транспортних витрат, витратами електроенергії на додаткове подрібнення гірської маси, витратами на дешламацію і перекачування пульпи. В сукупності це призводить до збільшення собівартість видобутку і переробки руди.

Тому, в процесі розробки рудної залежи з складною геологічною структурою продуктивного рудного тіла, питання розробки уступів з мінімальним потраплянням порід збіднювання в рудний вантажопотік є особливо актуальним.

2.2. Розробка і обґрунтування класифікації контактних зон "руда – вміщуючі породи"

Дослідження геологічні особливості залізородних родовищ в залежності від технологічних й технічних параметрів видобутку і переробки корисної копалини, дозволили класифікувати контактні зони "руда – вміщуючі породи" в уступах за наступними ознаками.

Перша. Відношення площини контактної зони до поверхні видобувного вибою:

а) перпендикулярно посуванню вибою;

б) уздовж посування вибою:

– не злагоджений напрям падіння контактної зони і лінії укосу уступу (рис. 2.1 а);

– злагоджений напрям падіння контактної зони і лінії укосу уступу (рис. 2.1 б).

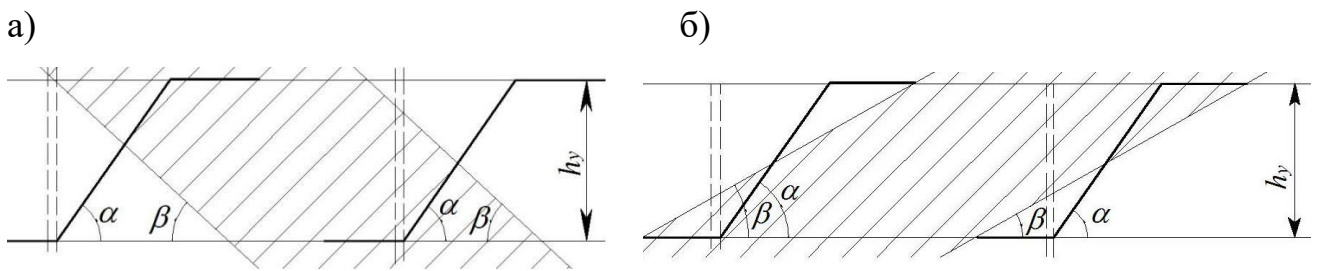


Рисунок 2.1 – Схема контактної зони в уступі вибою при злагодженому (а) і не злагодженому (б) напрямках падіння контактної зони і лінії укосу уступу

Друга. Типи порід, що прилягають до рудного тіла в контактній зоні:

- окислені кварцити;
- некондиційні руди;
- безрудні породи.

Третя. За вмістом корисного компонента в видобувних уступах та породах, що вміщують:

- високий вміст заліза (наприклад, втрати магнетитових кварцитів або окислені залізисті кварцити з відсотковим вмістом $Fe_{заг}$ до 36%). Ці породи раціонально переробляти на спецобладнанні, але зазвичай вони складуються в зовнішніх відвалах. Або багаті залізні руди, які вибиваються клином у вміщуючі породи і проектом списані в позабалансові запаси.

- середній вміст заліза (наприклад, некондиційні руди, де вміст корисного компоненту менше бортового). Для гірської маси з цих контактних зон раціонально запроваджувати комплекс попереднього збагачення руди в кар'єрі, що дозволить підвищити $Fe_{заг}$ на декілька відсотків і збільшити виробничу потужність кар'єру.

- низький вміст заліза. Випадки тонких рудних прошарків у безрудних породах, коли добувати цю гірську масу в окремий технологічний ланцюг не раціонально, навіть зі схемою попереднього збагачення руди в кар'єрі.

Четверта. Залежно від форми геологічної будови покладу:

- а) плоска рівна контактна зона (рис. 2.2);



Рисунок 2.2 – Приклад чітко виражених рівних контактних зон залізистих кварцитів з породами, які вміщують

б) синклінальна або антиклінальна складки геологічної будови покладу різного масштабу (вклинювання корисної копалини) рис. 2,3;



Рисунок 2.3 – Приклад контактної зони з вклинюванням корисної копалини

в) круглі або вкрапленні (рис. 2.4)



Рисунок 2.4 – Приклад контактних зон з круглими прожилкам гірських порід

П'ята. Щодо складності геологічної структури рудного тіла у вибої:

- один контакт між рудним тілом і породами, які вміщують (див. рис. 2.2 і 2.3);
- складно структурний поклад (переміжність рудних і безрудних порід в забої) (рис. 2.5).

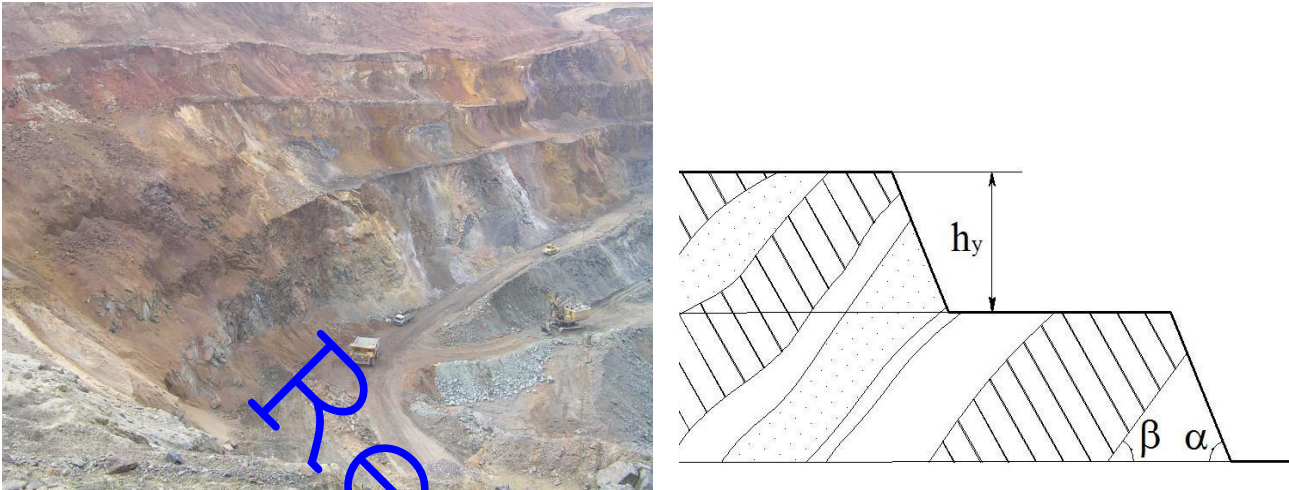


Рисунок 2.5 – Приклад і схема складно структурного покладу в видобувному вибої

Шоста. Щодо кута падіння площини контактної зони:

- горизонтальні;
- вертикальні;
- похилі і крутопохилі (рис. 2.6).

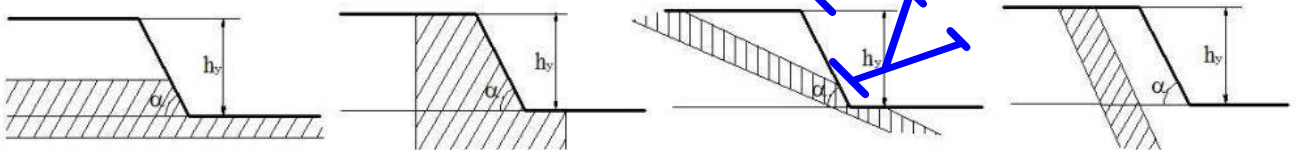


Рисунок 2.6 – Розташування контактних зон залежно від кута падіння покладу

Сьома. Щодо відношення до візуального обстеження контактної зони:

- контакти з породами, які вміщують, що визначаються візуально (рис. 2.7 а);
- контакти, які можливо визначити тільки за допомогою спеціальних геологічних магнітних приладів (рис. 2.7 б).

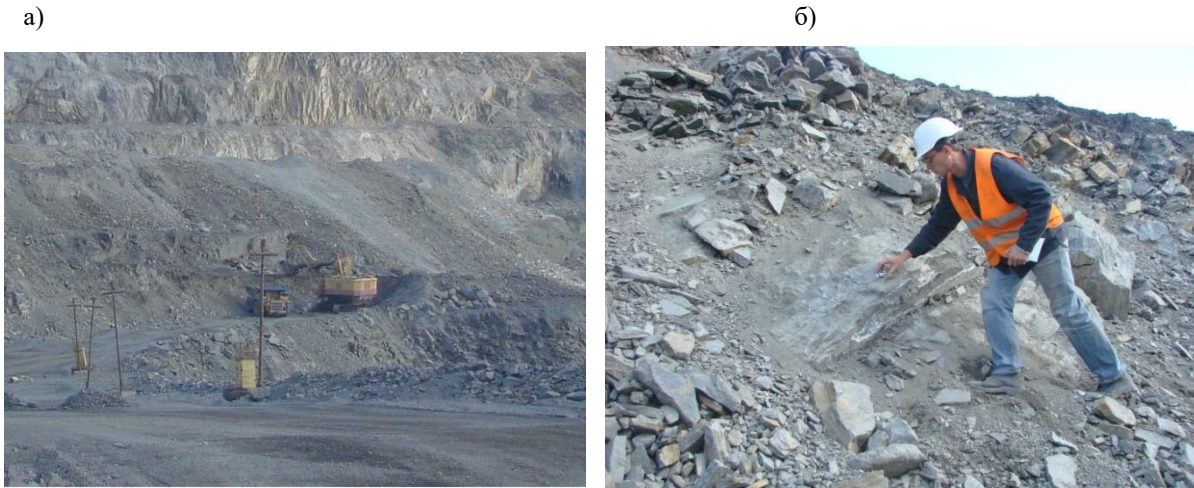


Рисунок 2.7 – Приклади добувних вибоїв з контактними зонами, які визначаються візуальними відмінностями (а) або тільки за допомогою спеціальних приладів (б)

На основі виконаного аналізу контактних зон "руда – вміщуючі породи" за залізрудними родовищами Кривого Рогу складена класифікація їх прояву, яка надана на рис. 2.8. Наведена класифікація охоплює особливості геологічної будови контактної зони (форма, переміжність, складність, магнітна сприйнятливність, візуальні відмінності між різними контактуючими шарами), якісні характеристики порід, які вміщують (типи порід, вміст корисного компонента), щодо відношення до гірничо-технологічних параметрів ведення гірничих робіт (злагоджене або не злагоджене падіння контактної зони, лінії укосу, уступу і напрямку робіт, кут падіння контакту) [6, 7].

За розробленою класифікацією можна простежити складність геологічної будови покладу, особливості контактних зон і їх вплив на технологічні параметри видобутку, в тому числі виділити об'єми гірської маси (збіднюваної руди, втрати, позабалансові запаси), які підлягають попередньому збагаченню, сформуванню для них елементарні вантажопотоки, розрахувати їх об'єми в залежності від фізико-механічних властивостей, що необхідно при обґрунтуванні економічної доцільності впровадження комплексу передзбагачення.

На прикладі Інгулецького кар'єру основною рудоносною товщею родовища є Саксаганська свита, яка представлена пластами залізистих кварцитів і сланців, що

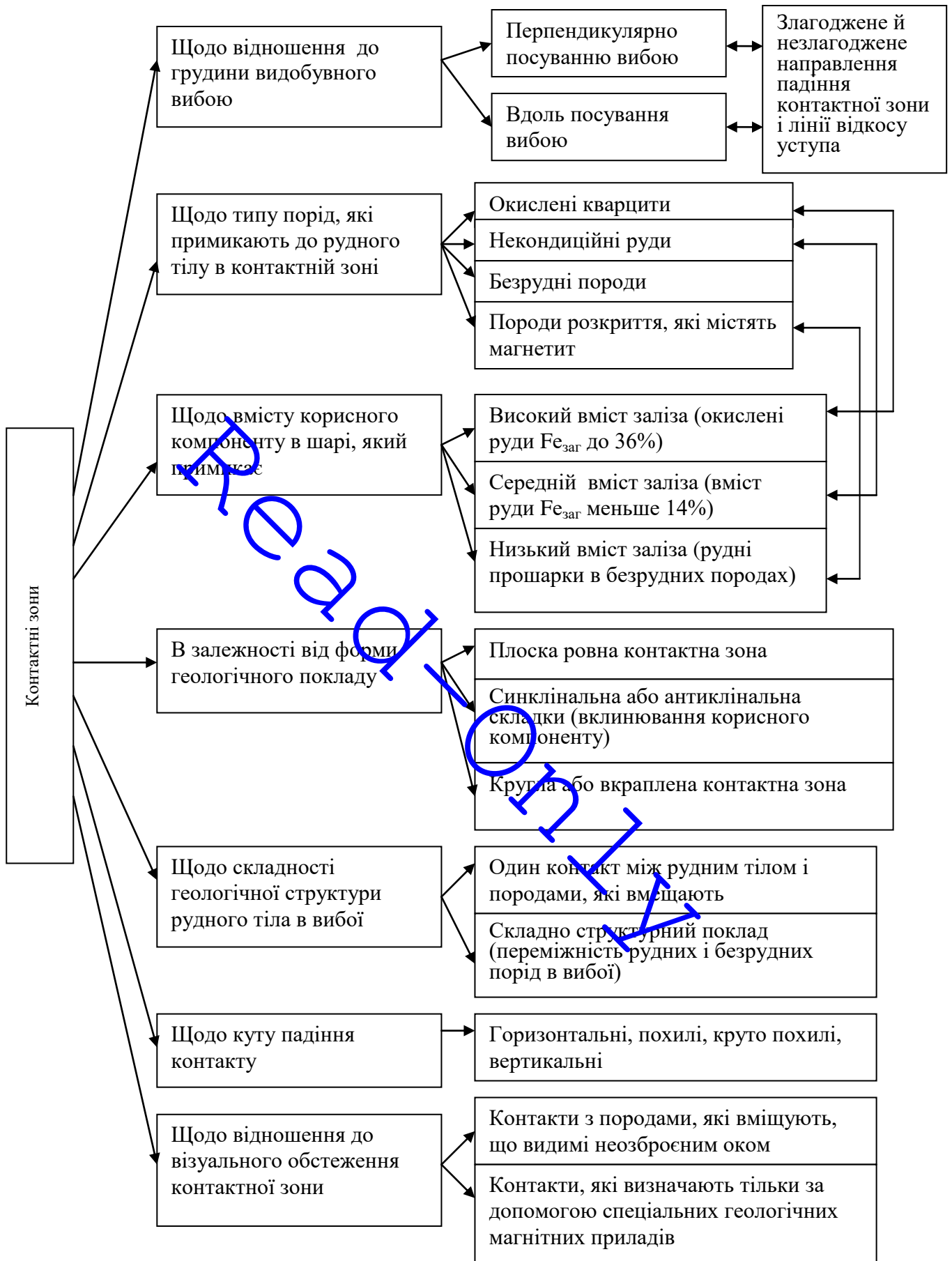


Рисунок 2.8 – Класифікація контактних зон «руда – вмещаючі породи»

ритмічно чергуються. Рудоносну товщу складає перший (sx^{1f}), другий (sx^{2f}), третій (sx^{3f}), четвертий (sx^{4f}) і п'ятий (sx^{5f}) залізисті та сланцеві горизонти, які їх відповідно розділяють. Перелік сортів руд і вміщуючих порід наведений в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Склад гірських порід Інгулецького родовища (переміжність)

Корисна копалина			Розкривні та вміщуючі породи	
Сорт руди	Fe _{заг}	Fe _{магн}	Породи	Fe _{заг}
П'ятий залізистий горизонт в т.ч.:	38,47	33,54	Амфіболіти	
- магнетитові	39,17	35,25	Останці сланцеві	
- гематит-магнетитові	38,67	28,94	Аркозові пісковики	
- магнетитові	38,56	35,09	Кварц-слюдисте-талькові сланці	
- гематит-магнетитові	38,96	30,43	Сланцеві горизонти	13-17
- магнетитові	38,18	34,88	Філіти	
П'ятий сланцевий горизонт, в т.ч. 2 різновидності	31,46	23,24	Талькові сланці	
Четвертий залізистий горизонт, в т.ч. 4 різновидності	36,80	30,69	Некондиційні кварцити	< 12
Третій залізистий горизонт, в т.ч. 2 різновидності	28,90	18,57	Окисленні кварцити	34-36
Другий залізистий горизонт, в т.ч. 5 різновидностей	32,69	23,00	Мало рудні роговики	10-13

Сланцеві горизонти (sx^{1s} , sx^{2s} , sx^{3s} та sx^{4s}) простежуються безперервними смугами в східному і західному крилах складки і представлені кварц-біотитовими, гранат-куммінгтонітовими і гранат-біотит-куммінгтонітовими сланцями з прошарками безрудних кварцитів. Їх потужність у замковій частині коливається від 5 до 40 м. Контакти між рудними тілами окислених кварцитів п'ятого і четвертого залізистих горизонтів нечіткі і розділення їх умовне.

Численна переміжність рудних і безрудних порід в видобувних вибоях є великою проблемою кар'єру. При хаотичному розташуванні рудних уступів в плані і по висоті основний спосіб роботи екскаваційного устаткування являється селективна виїмка, що істотно ускладнює роботу машиніста екскаватора, призводить до втрати часу на цикл, збільшенню витрат, зниженню продуктивності машини, великим втратам і збіднюванню. Крім того, візуальний огляд видобувних вибоїв Інгулецького кар'єру показав, що робота машиніста ускладнюється нечіткими і невидимими неозброєним оком контактів "руда - вміщуючі породи" (див. рис. 2.7).

Тому при проектуванні і на різних стадіях планування гірничих робіт визначають межу технічної і економічної доцільності зниження втрат в результаті збільшення збіднювання і навпаки. Для цього шляхом техніко-економічного порівняння варіантів відпрацьованих комплексів устаткування, систем розробки і їх параметрів, способів підготовки і виїмки (валових і роздільних), контурів блоків виїмки і т. д. визначають раціональні варіанти. Проте при веденні видобувних робіт, як правило, виникають втрати і збіднювання більше нормованих показників, і щоб раціонально і економічно підійти до запасів, що добуваються, необхідно переходити на безвідходні технології або хоча би мінімізувати відходи виробництва.

2.3. Обґрунтування особливостей буропідливних робіт в контактних зонах

2.3.1. Геофізичне дослідження геологічної будови і вмісту заліза в гірських породах видобувного блоку

Для виявлення геологічної будови і розташування контактних зон в видобувних блоках застосовуються геофізичні методи дослідження масиву. В підрозділі 1.3 були проаналізовані основні розвідувальні методи геофізики, які застосовують в гірничодобувній промисловості. Обґрунтовано, що пріоритетним напрямком дослідження для залізородних родовищ є магнітні методи, тому що

залізні руди мають здатність намагнічуватися під дією зовнішнього магнітного поля і зберігати намагнічений стан після припинення дії поля. Тому пропонується для виявлення контактних зон застосовувати каротаж гірських порід методом магнітної сприйнятливості, який дозволяє оцінити магнітні властивості порід величинами об'ємної та питомої магнітної сприйнятливості та інтенсивністю залишкового намагнічення. Сучасні свердловинні магнітометри у найбільш загальному випадку містять жорстко закріплені блоки взаємно ортогональних магнітометричних датчиків, гравітаційних датчиків, датчиків кутової швидкості, за показаннями яких можуть бути одночасно обраховані всі кути просторової орієнтації свердловини та складові напруженості магнітного поля у географічній системі координат [8].

Мінерали, що складають гірські породи, можуть бути *ферромагнітними* (мають високу магнітну сприйнятливість) це залізо, кобальт, нікель тощо, *парамагнітними* (об'ємна магнітна сприйнятливості $\chi > 0$) це більшість породоутворюючих мінералів та *діамагнітними* ($\chi < 0$) це такі, як галіт, сильвін, карналіт та ін.

Об'ємна магнітна сприйнятливості породи є безрозмірним параметром, що встановлює пропорційність між інтенсивністю (I_i) наведеного намагнічення порід і напруженістю (H) зовнішнього поля намагнічення [8]:

$$I_i = \chi \cdot H. \quad (2.1)$$

Питома магнітна сприйнятливості визначається за формулою:

$$\tilde{\chi} = \frac{\chi}{\delta} \cdot 10^3, \quad (2.2)$$

де δ – питома вага в кг/м^3 .

Існують різні прилади для вимірювання магнітної сприйнятливості гірських порід, що діють на основі амплітудно-фазових або частотних схем вимірювань.

Апаратура з амплітудно-фазовими схемами: КМВ, КШСМ, РІМВ, ЕМК. Геофізичні дослідження в свердловинах видобувних блоків Першотравневого кар'єру спільно з фахівцями Державного підприємства «Укрчерметгеологія» Криворізької геолого-гідрогеологічної партії виконувалися апаратурою РІМВ-1. Апаратура магнітного каротажу складається з наземного пульта і двох однакових за структурою свердловинних приладів, що працюють на частотах 1 і 10 кГц. У кожному з них застосовані двухкатушечні зонди (рис. 2.9).



Рисунок 2.9 – Апаратура магнітного каротажу

Геологічна ефективність каротажу магнітної сприйнятливості залежить від диференціації порід по магнітній сприйнятливості і їх зв'язку з геологічними характеристиками досліджуваних об'єктів. Каротаж виконується бригадою що складається з оператора, робочого і записувача опусканням зондового пристрою, приєднаного до спеціального гнучкого кабелю, розміченому мітками через 0,5м. Зондовий пристрій при спусканні зупиняється через кожні 0,5 м, оператор робить вимір і дає команду на подальше спускання. Записувач фіксує показання кожного виміру в спеціальний журнал. По досягненню забою свердловини зондовий пристрій витягується із свердловини і переноситься до наступної свердловини. Значення польових вимірів за тривимірною системою координат за результатами розрахунків вмісту заліза магнетитового для декількох свердловин видобувного блоку 109 на горизонті мінус 40 м Першотравневого кар'єру ПівнГЗКу наведені в Додатку А.

Фахівці «Укрчерметгеологія» виконують каротаж буропідричних свердловин для визначення середнього вмісту заліза по свердловині, котрий необхідний геологам для відокремлення кондиційний руд і формування об'єму робіт екскаватору, розрахунку балансових запасів. Ця інформація надається до диспетчерської, де усереднюють рудні вантажопотоки задля отримання на збагачувальній фабриці необхідного концентрату. Тоді як ці результати геофізичного дослідження можна використовувати для дослідження геологічної структури видобувного блоку. Для цього виміри по глибини свердловин за координатами устя заносяться до програмного забезпечення. Програма Voxler дозволяє створити тривимірну візуалізацію гірничотехнічних параметрів видобувного блоку при аналізі бази даних польових обстежень за координатами (рис. 2.10). Структура свердловини відображена на рис. 2.11.

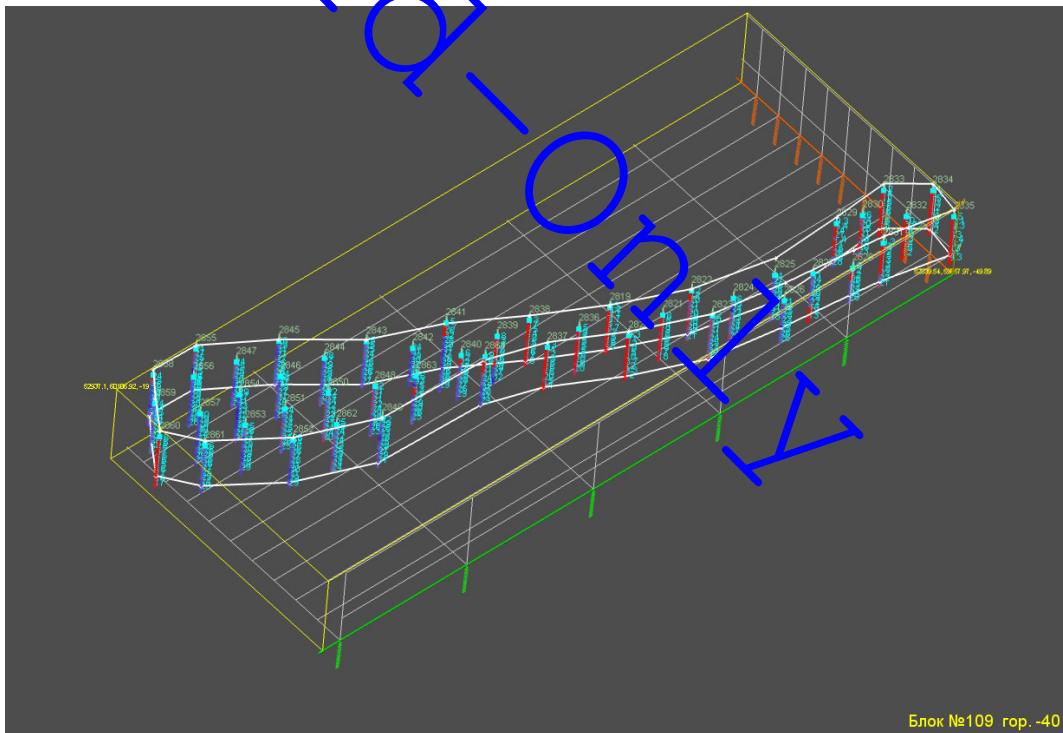


Рисунок 2.10 – Первинна обробка польових обстежень за координатами

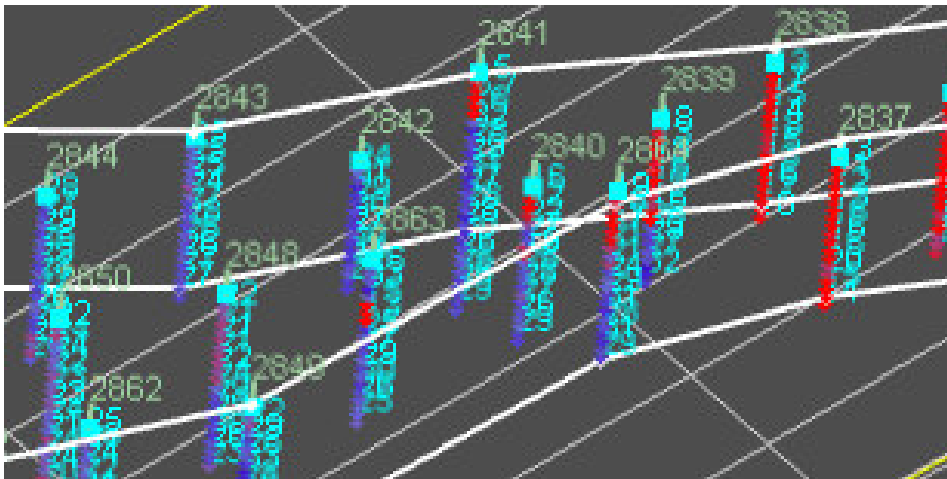


Рисунок 2.11 – Свердловини з точками вимірів: блакитні цифри – вміст заліза, сині точки – вміст заліза більше бортового, красні – нижче бортового

У програмі Voxler можна використовувати величезну кількість варіантів 3D-зображень і моделей первинної обробки вихідної інформації за свердловинами. Тому для визначення геологічної будови видобувного блоку за показником вмісту заліза магнетитового вказуються критерії поділу: пусті породи, некондиційні руди (заліза менше бортового вмісту), кондиційні руди та багаті руди (рис. 2.12). На дослідженому видобувному блоці зеленим кольором відображені межі пустих порід, жовтим кольором обмежені некондиційні кварцити, синім відокремлені багаті руди.

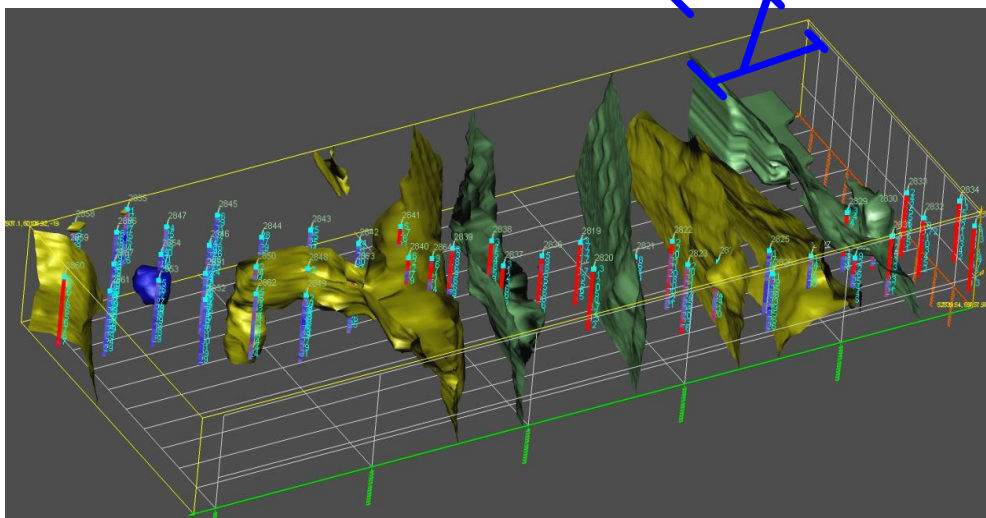


Рисунок 2.12 – Межі розподілення гірських порід

Як бачимо метод магнітної сприйнятливості ефективно використовується при вивченні магнітних властивостей гірських порід і руд в свердловинах. За допомогою каротажу магнітної сприйнятливості гірських порід можна розрахувати не тільки середній вміст корисного компоненту за свердловиною (як використовують на гірничодобувному підприємстві), а і визначити геологічну будову видобувного блоку, наявність контактних зон «руда – вміщуючі породи» в свердловинах та глибину їх розташування.

2.3.2. Вдосконалення конструкції заряду ВР з секцією заряду кумулятивної дії на якість дроблення контактної зони

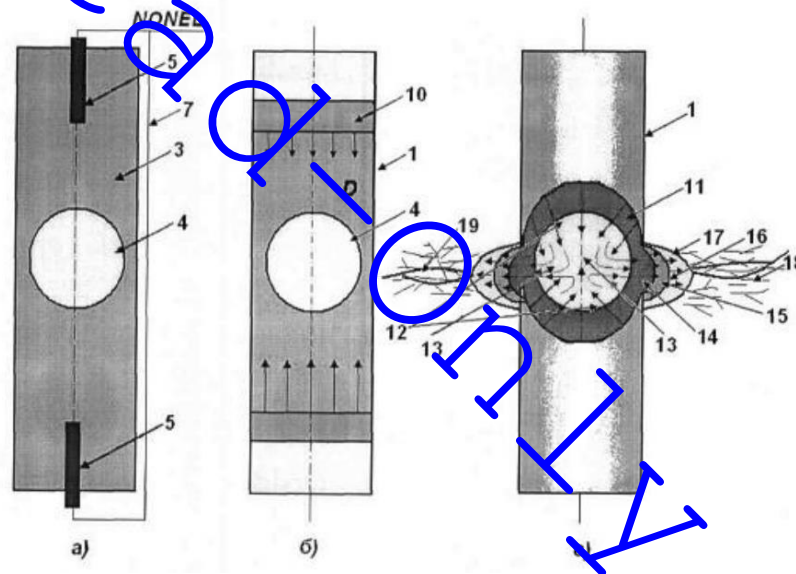
Не зважаючи на чисельні дослідження видатних фахівців, не існує загально прийнятого чіткого уявлення про процеси, що відбуваються в гірських породах складної геологічної будови при руйнуванні їх енергією вибуху. Це обумовлене тим, що відповідно до структурно-однорідних масивів гірських порід у вибоях з складною геологічною будовою, фізико-механічні властивості масиву ускладнюється *анізотропією* (неоднорідністю) шарів порід. Присутність декількох систем тріщини і наявність зон контакту порід різного літологічного складу значно ускладнює передачу енергії вибуху масиву, що руйнується. Звичайні свердловинні заряди (прості за конструкцією) не надають потрібного дроблення порід за шматкуватістю, наявність негабариту та зростків, що ускладнює наступні виробничі процеси.

Для вдосконалення технологічних схем з переробкою гірської маси необхідно врегулювати гранулометричний склад та зменшити кількість зростків руди з породами, що вміщують, це можливо виконати коректуванням параметрів буро-підривних робіт.

Аналіз сучасних інновацій в галузі буровибухових роботах свідчить (див. параграф 1.3), що регулювання гранулометричного складу і якості проробки підшви уступу та гірської маси (зменшення зростків) можливо за допомогою двох параметрів: 1) конструкції свердловинного заряду; 2) параметрів свердловин або сітки свердловин.

Стосовно першого параметра (конструкції свердловинного заряду) існує безліч конструктивних особливостей пов'язаних з сукупністю геометричних і технологічних параметрів: суцільний, розосереджений або котловий заряд, форма заряду й зарядної камери, місце розташування точки ініціювання, комбінації вибухових речовин і активних добавок, довжини заряду і її відношення до частин інертних проміжок та забійки, складу, кількості і форми інертних проміжок тощо.

Для обґрунтування регулювання якісної роботи вибухової речовини в складних зарядах на складно структурний масив скористалися дослідженнями провідних фахівців ІГТМ ім М.С. Полякова НАН України [14-16]. Згідно [16] проведено дослідження розвитку фронту ударної і детонаційної хвилі 10 (рис. 2.13), яка досягнувши порожнини 4, описує дію розплавленого плазмового потоку 11 і 14 на масив гірських порід.



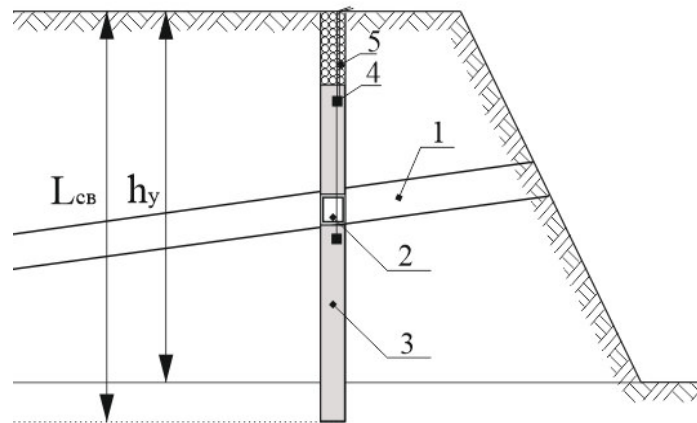
1 – свердловина; 3 – поліетиленовий патрон ВР кумулятивної дії; 4 – сферична вставка з ініціаторами; 5 – патрон-бойовик з детонуючим шнуром або капсулем-детонатором; 7 – неелектрична система (НСІ) підривання зарядів; 10 – фронт ударної і детонаційної хвилі; 11 – розплавлений плазмовий потік; 12 – внутрішня торцева поверхня; 13 – місце зустрічі плазмових потоків; 14 – область сфокусованих потоків плазми; 15 – зона пластичних деформацій; 16 – сферична порожнина; 17 – еліптична система тріщин; 18 – радіальна система тріщин; 19 – екрануюча щілина

Рисунок 2.13 – Конструкція секції заряду ВР і моделювання формування екрануючої щілини (за Іщенко К.С.)

Потік створює потужний ініціюючий імпульс, який перевищує швидкість детонації промислових ВР в 1,5-2,0 рази з тиском в потоці більше, як 10^3 МПа. Сформований потік починає впливати на стінки свердловини, формуючи зону пластичних деформацій 15, далі розриваючи структурні зв'язки породи, він розширюється, поступово створюючи сферичну порожнину 16 і еліптичну 17, а потім систему радіальних тріщин 18, по якій рухається газовий потік продуктів детонації від вибуху заряду ВР з великою швидкістю. Це сприяє формуванню екрануючої щілини 19.

Наведені вище результати випробувань підтверджують здатність конструкції заряду ВР з секцією заряду кумулятивної дії створити в руйнуючому середовищі направлену систему радіальних тріщин. Згідно патенту України [16] «використання розробленої конструкції комбінованого заряду ВР кумулятивної дії, дозволяє під дією потужного ініціюючого імпульсу створити в масиві гірських порід захисну розвантажувальну щілину в межах експлуатаційного блока і закладного масиву, що дозволяє створити сприятливі умови для ефективного руйнування корисних копалин в рудному покладі, забезпечує якість подрібнення, коефіцієнт корисної дії вибуху, зниження виходу негабариту і сейсмічну безпеку вибухових робіт на територіях з розвинутою інфраструктурою».

В свою чергу запропоновано використовувати вищеописану секцію заряду ВР з інертним проміжком для більш детальної проробки уступів складної геологічної будови з контактними зонами для зменшення зростків суміжних порід. Для цього в складно-структурних масивах за рахунок уточнення фізико-механічних властивостей порід при бурінні свердловин або застосовуючи геофізичні методи дослідження геологічної будови (див. пп. 2.3.1), визначається місце розташування в свердловині контактної зони «руда – вміщуючі породи» або безрудного прошарка. Що дозволяє виконувати коректування параметрів конструкції заряду шляхом застосування секції заряду кумулятивної дії 2 (рис. 2.14) на рівні контактної зони або безрудного прошарку 1 [17].



1 – безрудний прошарок; 2 - секція заряду кумулятивної дії; 3 – ВР;
4 - проміжний детонатор; 5 - набійка

Рисунок 2.14 – Схема суміщення секції заряду кумулятивної дії з контактними зонами

Конструкція заряду в свердловині довжиною $L_{св}$ (див. рис. 2.14) залишається стандартною: подовженою, розосередженою, де вибухова речовина 3 під набійкою 5 ініціюється проміжними детонаторами 4 і розосереджена секціями заряду кумулятивної дії 2. Але застосування секції заряду кумулятивної дії в місцях контактування гірських порід окрім вище зазначених переваг дозволить саме там створювати систему радіальних тріщин і екрануючу щілину, на підставі чого в контактній зоні буде більш якісне дроблення гірських порід і відповідно зменшення зростків руди з породами, які їх вміщують. Цей фактор є позитивним при направленні гірської маси до комплексу попереднього збагачення, що забезпечить мінімальні втрати корисної копалини.

За вищеописаною ідеєю суміщення секції заряду кумулятивної дії з контактними зонами розроблений **спосіб вибухового руйнування** міцних анізотропних гірських порід у видобувному блоку (знаходиться на етапі формування заявки на патент).

2.3.3. Спосіб вибухового руйнування міцних анізотропних гірських порід в видобувному блоку

Спосіб реалізується в наступній послідовності.

Для обґрунтування раціональних параметрів буропідричних робіт та подальшого коригування сітки розташування свердловин на уступі, підготовленого до руйнування, в умовах залізородного кар'єру Криворізького басейну, який розробляє крутоспадний рудний поклад залістистих кварцитів складної будови, міцністю $f=13-18$ за шкалою Протодьяконова необхідно провести дослідження особливостей тріщино-тектонічної будови масиву гірських порід, місце розташування шарів рудного покладу і порід, які їх вміщують, безрудних порошарків. Це необхідно для виявлення міцності гірських порід, наявності контактних зон та товщини їх шарів. Для цього на всю висоту уступу видобувного блока проводять дослідження будови масиву та фізико-механічних властивостей порід за варіантами:

1) бурять геологорозвідувальні свердловини в шаховому порядку діаметром 75-100 мм, здійснюють відбір кернів із застосуванням керновідбірника, наприклад, EZY-MARKTM, по яких визначають місце розташування шарів рудного покладу і порід іншої міцності в контактних зонах та товщину їх шарів;

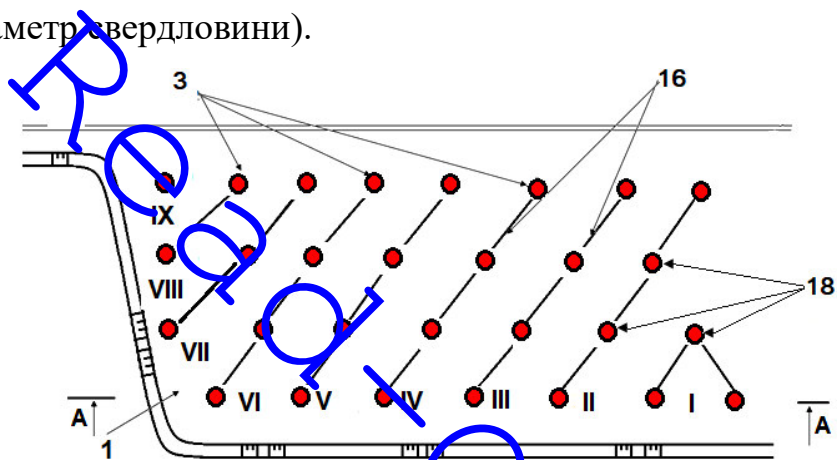
2) використовують дані апаратури контролю ефективності буріння (самописця), які дозволяють при реєстрації швидкості буріння і поглиблення бурового ставу виявити геологічну будову, міцнісні характеристики гірських порід, їх потужність та кількість шарів;

3) використовують геофізичні методи дослідження будови видобувного блоку (див. пп. 2.3.1.);

4) за методикою дослідження тріщино-тектонічної будови масиву гірських порід у вибоях, яка розроблена фахівцями ІГТМ НАН України [18], з використанням методу наземної стереофотограмметричної зйомки роблять виміри елементів залягання тріщин на оголеній ділянці уступу. Отримані зображення віддешифрують і обробляють на цифровій фотограмметричній станції «Дельта»

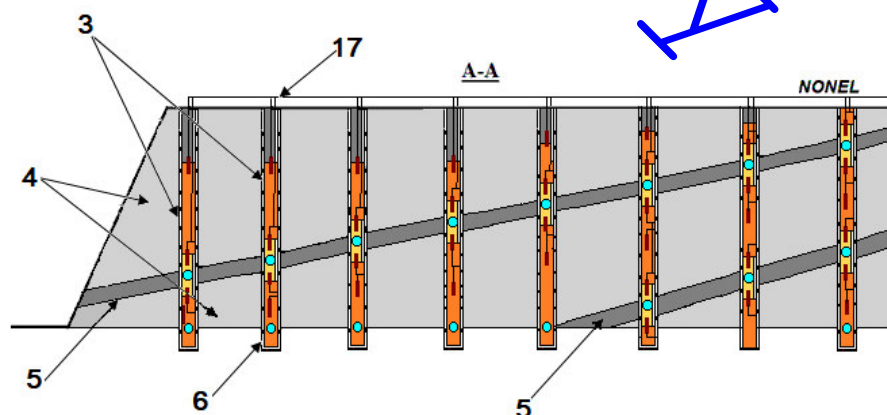
або з використанням стандартних програм обробки зображень "Fotoshop" і "CorelDraw 11".

За отриманими даними визначають місце розташування шарів рудного покладу і порід іншої міцності в контактних зонах та товщину їх шарів, коефіцієнт анізотропії та з використанням розробленої спеціалізованої номограми [18] коригують параметри сітки свердловин на видобувному блоці 1 (рис. 2.15). Згідно з відкоригованими параметрами сітки бурять вибухові свердловини 3 буровим верстатом, наприклад, СБШ-250, які перетинають шари рудного покладу 4 (рис. 2.16) і порід іншої міцності 5, в яких перебур 6 створюють на глибину (5-6)дсврд. (де дсврд. – діаметр свердловини).



1 - видобувний блок; 3 – вибухові свердловини; 16 - діагональні схеми; 18 – врубові свердловини; I, II – ступені уповільнення

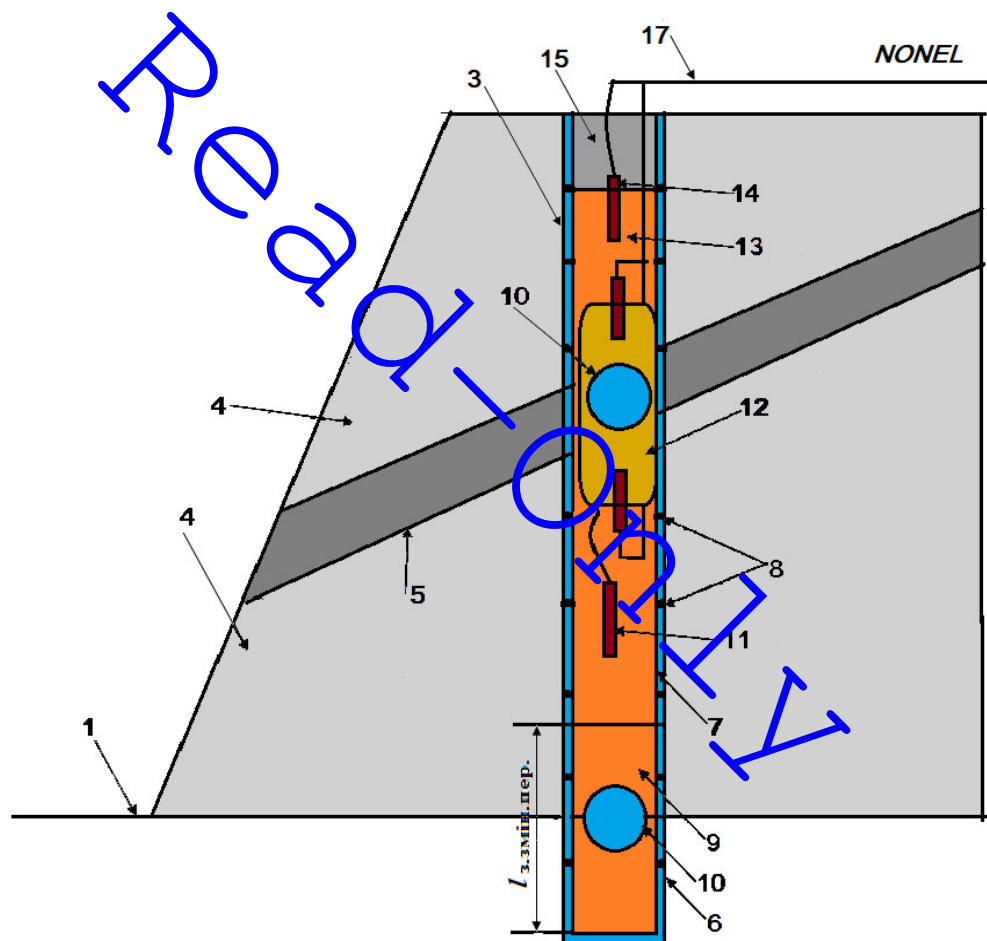
Рисунок 2.15 – Схема розташування буро-вибухових свердловин з наступним їх ініціюванням



3 – вибухові свердловини; 4 – рудний поклад; 5 – безрудні прошарки; 6 – перебур;
17 – неелектрична система ініціювання

Рисунок 2.16 – Розріз масиву вздовж ряду вибухових свердловин

У пробурених рядах свердловин 3 формують розосереджені заряди змінного перерізу і суцільної конструкції з використанням поліетиленового рукава циліндричної форми діаметром не менше критичного діаметра промислового ВР. Рукав 7 (рис. 2.17) виготовляють із поліетилену товщиною стінок не менше $\delta \geq 0.4-0.45$ мм. Причому, між рукавом і боковою поверхнею свердловини залишають проміжок, який фіксують кільцевою обоймою 8 на рівній відстані між ними, яка складає (3-5) $d_{\text{сврд.}}$, при зовнішньому діаметру – не менше $0,9d_{\text{сврд.}}$, а внутрішньому рівному діаметру рукава. Підготовлений рукав з вантажем опускають в перебур 6 і починають формувати заряд змінного перерізу 9.



1 - видобувний блок; 3 – вибухові свердловини; 4 – рудний поклад; 5 – безрудні прошарки; 6 – перебур; 7 – рукав; 8 – кільцева обойма; 9 - заряд змінного перерізу; 10 – сферична вставка; 11 – проміжний детонатор; 12 - секція заряду кумулятивної дії; 13 – суцільний заряд; 14 – основний детонатор; 15 – набійка; 17 – неелектрична система ініціювання

Рисунок 2.16 – Конструкція заряду ВР у свердловині

Формування заряду ВР змінного перерізу в перебуді починають з додаванням невеликої порції ВР в торець свердловини до рівня підшви уступу, а потім на рівні площини підшви уступу розташовують сферичну вставку 10 (див. рис. 2.17) – кулю діаметром не більше 0,8дсврд., центр якої співпадає з лінією площини підшви уступу. Решту частину зарядної порожнини до межі зони шарів 5 (див. рис. 2.16 і 2.17) порід іншої міцності, заповнюють наступною порцією промислового ВР і встановлюють проміжний детонатор 11.. Далі в зоні шарів порід іншої міцності розташовують секцію заряду високобризантного ВР кумулятивної дії 12 (див. рис. 2.15, 2.16 і 2.17) [19]. Потім решту зарядної порожнини, яка розташована вище зони шарів порід іншої міцності заповнюють залишками промислового ВР, формуючи заряд суцільної конструкції 13 і встановлюють основний детонатор 14. Гирло свердловини герметизують набійкою 15. Ініціювання підготовлених зарядів здійснюють ініціатором – патроном-бойовиком 11, 14, змонтованим з 2-4х тротилових шашок Т- 400 або типу ЭРА-РЗ, Анемікс-П і Україніт-П-С. Заряди комутують в діагональні схеми 16 (див. рис. 2.15), а заряди ВР кумулятивної дії 12 (див. рис. 2.17) в окрему схему і підривають з уповільненням (ступені уповільнення – I, II, III, IV, і т.п.) з використанням неелектричної системи ініціювання – НСІ 17 (див. рис. 2.16 і 2.17) NONEL, Прима Ера, Імпульс, починаючи з зарядів кумулятивної дії 12, а потім в нижній 9 і верхній секціях 13 подовженого розосередженого заряду ВР у врубних свердловинах 18 (див. рис. 2.15) розташованих в центрі видобвального блоку 1, що руйнується. Описаний спосіб заявлений на винахід (номер заявки а 2019 05352).

Оцінку результатів дроблення проводять по середньому куску з використанням методу косокутної фотопланіметрії [20]. Підірвану гірську масу на блоці фіксують цифровою фотокамерою, наприклад OLIMPUS, і обробляють за допомогою комп'ютерної програми, наприклад, WipFrag©Win Version 2.6.

2.3.4. Дослідження впливу шарів твердого середовища різної міцності на якість його руйнування на моделях

Для виявлення впливу ВР на складно структурну будову масиву виконані експериментальні дослідження щодо вивчення параметрів процесу дроблення. Проведені три серії експериментальних досліджень щодо моделювання руйнування вибухом твердого середовища з контактними зонами різної міцності. Були виготовлені моделі з піщано-цементної суміші кубічної форми з ребром 200 мм (рис. 2.18). Для цього в металевій формі розміщували піщано-цементне тісто шарами. Один шар формували з суміші рівної пропорції: 1: 1 пісок + цемент марки 400М, а інший: 1: 1 гранітна крихта + цемент марки 400М з додаванням 0,5 л води.



Рисунок 2.18 – Піщано-цементні моделі складної будови до і після вибуху

Виготовлення моделей, формування в них циліндричних порожнин та подовжених циліндричних зарядів ВР детально описано в Програмі-методиці (Додаток Б). Так як дія вибуху залежить від фізико-механічних і міцнісних властивостей середовища, що руйнується, одночасно з виготовленням основних моделей були виготовлені зразки кубічної форми з ребром 40 ± 2 мм для визначення в лабораторних умовах щільності (ρ), швидкості поздовжніх хвиль (C_p) і міцності на одноосьовий стиснення матеріалу моделей ($\sigma_{сж}$). Характеристики міцності і фізико-механічні властивості середовища, що руйнується, визначались відповідно до чинних норм [9-13]. Підготовлені зразки гірських порід піддавалися

випробуванням на одновісне стиснення апробованим методом визначення межі міцності [11] на гідравлічному пресі ПР-500, розташованому в лабораторії відділу механіки гірських порід ІГТМ НАН України. Контроль тиску проводився манометром, а вимірювання поперечної деформації - тензодатчиками переміщення. Отримана інформація в автоматичному режимі надходила на комп'ютерний комплекс для відповідної обробки і побудови діаграми «Напруга стиснення - деформація (поздовжня або поперечна)».

Експериментальні роботи проводились на учбовому полігоні сумісно з співробітниками аварійно-рятувального загону спецпризначення головного управління державної служби України з надзвичайних ситуацій в Дніпропетровській області (АРЗ СП ГУ ДСНС України в Дніпропетровській області).

Після кожного руйнування виконані дослідження гранулометричного складу зруйнованих моделей методом ситового аналізу з використанням аналізатора ситового А30 і набору лабораторних сит типу СЛ-200 №58 з отворами наступних розмірів 0,25; 0,5; 1,0; 2,0; 3,0; 5,0; 7,0; 10,0; 12,0; 16,0; 20,0; 26,0; 30,0; 40,0; 50,0; 60,0; 70,0; 80,0 мм. Результати експерименту щодо продуктів зруйнованих моделей за шматкуватістю і відповідною масою отриманих класів наведені в Додатку Б. За отриманими даними виконані розрахунки основних параметрів руйнування.

Новостворена поверхня зруйнованих зразків, після поділу їх на фракції для визначення гранулометричного складу, розраховувалася за формулою [20]:

$$S_n = \frac{6}{\rho} \sum_{i=1}^n \frac{m_i}{d_i} - S_0, \quad (2.3)$$

де ρ – щільність зразків гірських порід, г/см³;

m_i , d_i – відповідно маса (г) і діаметр (см) середнього шматка i -тій фракції;

S_0 – початкова поверхня зразка, см².

При чому діаметр середнього шматка визначали за формулою:

$$d_{сер} = \sum_{i=1}^i w_i d_i, \quad (2.4)$$

де $w_i = m_i/m$ – вміст i -ої фракції або i -того шматка, в долях одиниці;

m_i – маса i -ої фракції, г;

m – загальна маса всіх фракцій, г;

d_i – середній розмір шматка i -ої фракції, см.

Енергоємність руйнування на створення одиниці нової поверхні оцінюється величиною питомої поверхневої енергії (γ_e), яка при руйнуванні зразків гірських порід вибухом визначається масою заряду вибухової речовини M і теплотою вибуху Q (кДж / кг)

$$\gamma_e = \frac{MQ}{S_{нв}}, \quad (2.6)$$

де $S_{нв}$ – новостворена поверхня при вибуху, см²;

M – маса високо бризантної ВР (типа тэна) – $150 \cdot 10^{-6}$ кг;

Q – теплота вибуху цієї ВР 3908 Дж/кг.

Ступінь дроблення зразків породи визначається за формулою

$$K_d = h_{сер} / d_{сер}, \quad (2.7)$$

де $h_{сер}$ – усереднений розмір ребра зразка моделі, см;

$d_{сер}$ – діаметр середнього куска, см.

Оцінка гранулометричного складу зруйнованої моделі проводилася за основними показниками: характер руйнування моделі в цілому, діаметр середнього шматка і площі нової створеної поверхні. За розрахованими значеннями новоствореної поверхні зруйнованих вибухом зразків гірських порід визначені наступні показники: питома поверхнева енергія руйнування, діаметр середнього шматка і ступінь дроблення зразків гірської породи за формулами (2.3)-(2.7).

Експериментальні моделі за способом виготовлення поділені на дві групи: структурно однорідна суцільна модель та модель піщано-цементна шарувата різної

міцності. Відносно виготовлення вибухової порожнини їх поділено на паралельно і перпендикулярно шаруватості.

Результати розрахунку основних параметрів (гранулометричних і енергетичних характеристик) руйнування експериментальних моделей (Додаток Б) зведені в табл. 2.3. Дослідження отриманих матеріалів були розподілені за двома напрямками на мезо рівні і мікро рівні.

Таблиця 2.3 – Гранулометричні і енергетичні характеристики моделей гірських порід, які зруйновані при вибуховому навантаженні

№ моделі	Матеріал моделі	Умови навантаження (\perp і \parallel шаруватості)	Усереднений розмір ребра моделі, $h_{сер}$, см	Площа новоствореної поверхні, $см^2, S_n$	Середній розмір шматка, $d_{сер}$	Питома поверхнева енергія руйнування, Дж/см ²	Ступінь дроблення моделі $K_0 = h_{сер} / d_{сер}$
1	Структурно однорідна суцільна модель		20	2223,2	3,41	$3,99 \cdot 10^{-4}$	5,86
2	Модель піщано-цементна шарувата різної міцності	\perp	20	2294,4	3,28	$3,86 \cdot 10^{-4}$	6,10
3		\perp	20	2296,4	3,29	$3,85 \cdot 10^{-4}$	6,25
4		\parallel	20	2282,8	3,10	$3,88 \cdot 10^{-4}$	6,45
5		\parallel	20	2261,6	2,72	$3,92 \cdot 10^{-4}$	7,35

Матеріал зруйнованих моделей методом ситового аналізу був розподілений на 16 фракцій, які були об'єднані в три класи: дрібні – від 0 до 0,3 см; середні від 0,3 до 6,0 см та великого розміру – від 6,0 до 8,0 см. За результатами досліджень побудована діаграма розподілу гранулометричного складу (рис. 2.19), яка підтверджує вплив контактної зони на продукти руйнування на мезорівні.

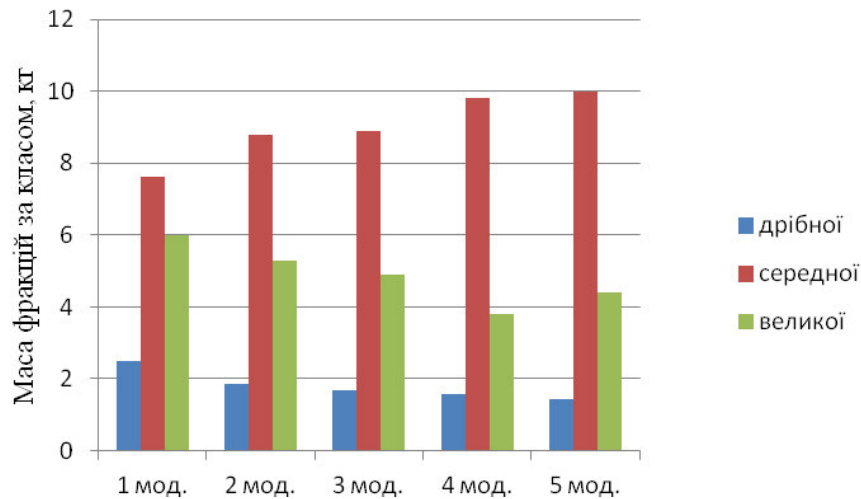


Рисунок 2.19 – Розподіл маси фракцій моделей за класами

Зіставлення результатів дроблення моделей 2-5, які мають шари різної міцності з структурно-однорідною моделлю 1 виконано за допомогою інтегрального критерію шматкуватості – показник кондиційного дроблення $K_{др}$ введений Л.І. Бароном [20]:

$$K_{др} = \frac{V - (V_n + V_m)}{V} 100, \% \quad (2.8)$$

де V – загальний об'єм гірської маси, m^3 ;

V_n – загальний об'єм негабаритних шматків, m^3 ;

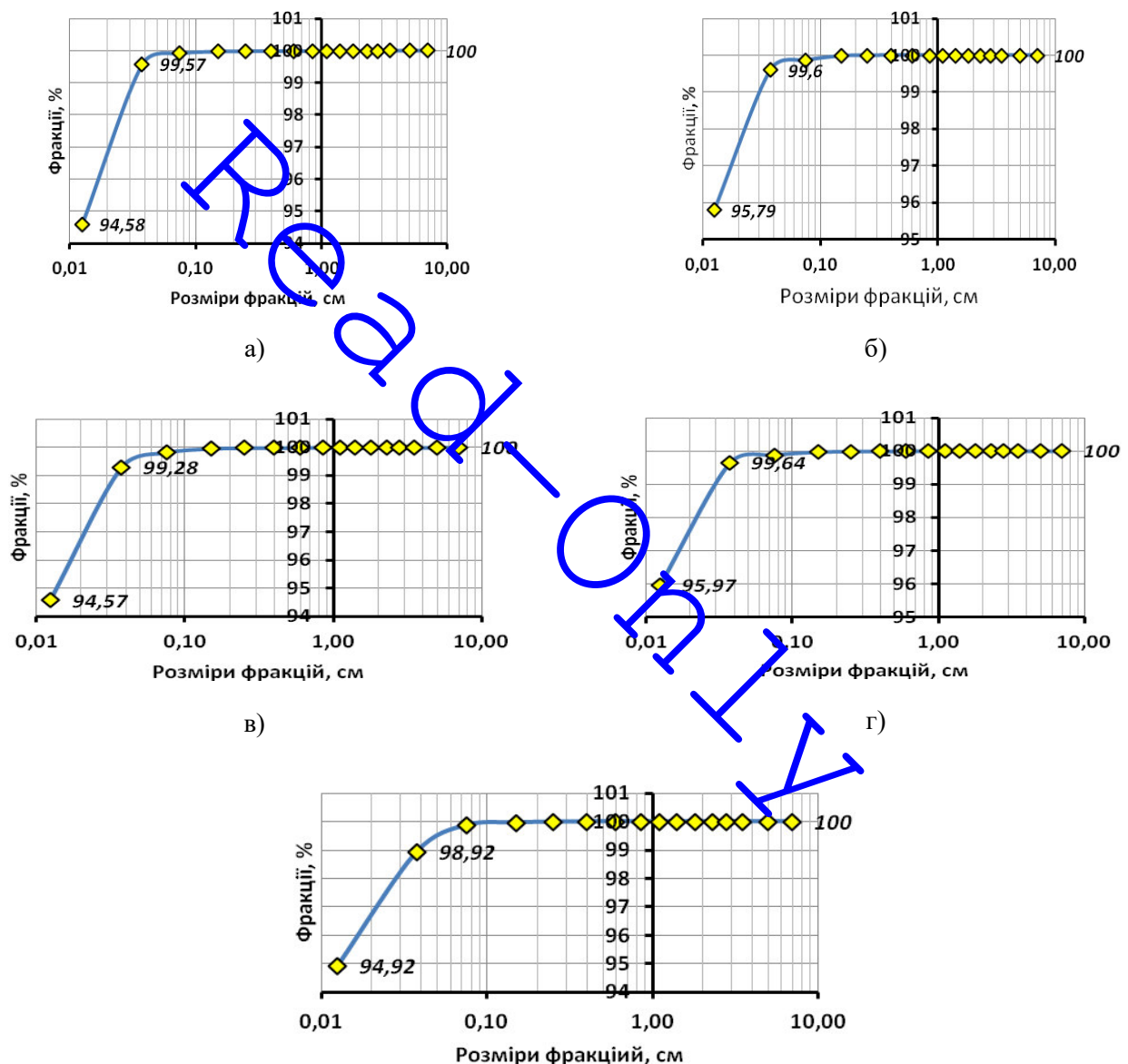
V_m – загальний об'єм дрібної некондиційної фракції (перездрібненої), m^3 .

Згідно тлумаченню Л.І. Барона показник кондиційного дроблення досягає максимуму 100% при зменшенні негабаритної і дрібної некондиційної фракції. Результати руйнування експериментів були масштабовані до реальних умов гірничодобувного видобувного уступу і гранулометричного складу гірської маси після вибуху.

Розрахунки свідчать, що найкращий показник $K_{др}=63,2-64,5\%$ отриманий для умов розташування вибухової порожнини паралельно контактній зоні шарів, задовільний $K_{др}=55-57,5\%$ для умов розташування вибухової порожнини

відповідно перпендикулярно, і найгірший $K_{др}=47,2\%$ для структурно однорідної моделі.

На мікрорівні досліджувались дрібні фракції за допомогою мікроскопу ПМ-2 при збільшенні 240^x , який укомплектований інтеграційним столиком для кількісних вимірів. За результатами вимірів отримана мікрогранулометрія зразків: побудовані гістограми фракційного складу, які дозволили побудувати кумулятивні криві кількісного розподілу фракцій (рис. 2.20).



д)

а, б, в, г д – відповідно за моделями 1, 2, 3, 4, 5

Рисунок 2.20 – Кумулятивні криві розподілу фракцій дроблення n від їх розміру d зруйнованих динамічними навантаженнями різної інтенсивності і умов навантаження моделей анізотропних гірських порід складної будови

Отримані дані обробляли методом наближення експериментальних кривих і апроксимувались двохранаметричною залежністю:

$$C = \frac{D}{a + b \cdot D}, \quad (2.9)$$

де C – сумарна доля часток во фракції, %;

D – розміри часток, мкм;

a и b – параметри, які мають визначені значення для кожного діаметру зарядної порожнини) з надійністю P порядком 98-99 %.

Відносна рівномірність дроблення матеріалу в привибійній зоні оцінювалась на прямолінійній ділянці кумулятивної кривої за величиною $\text{tg}\alpha$. Результати розрахунку наведені в таблиці 1.

$$\text{tg}\alpha = \frac{\Delta P, \%}{P_1 - P_2} = \frac{P_{(0.0375)} - P_{(0.0125)}}{0.0375 - 0.0125}, \quad (2.10)$$

де ΔP – різниця фракцій, %;

P_1, P_2 – максимальний і мінімальний розміри фракцій відповідно до прямолінійної ділянки, см.

Таблиця 2.4 – Рівномірність дроблення піщано-цементних моделей з різною орієнтацією руйнівного вибухового навантаження до контактних зон

Номер моделі	Умови навантаження	$\text{tg}\alpha$	Середнє значення величини $\text{tg}\alpha$
1	Структурно однорідна суцільна модель	199,6	199,6
2	Модель піщано-цементна складної структури з шарами різної міцності (паралельно контактній зоні) (рис. 2.21)	152,4	170,4
3		188,4	
4	Модель піщано-цементна складної структури з шарами різної міцності (перпендикулярно контактній зоні)	146,8	153,4
5		160,0	

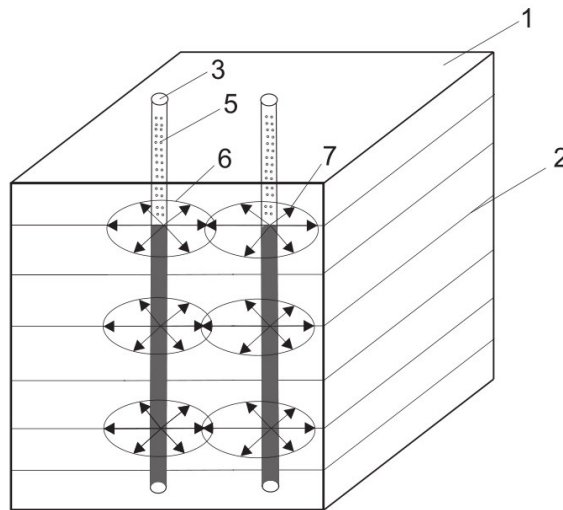


Рисунок 2.21 – Схема суміщення руйнівного навантаження з шаруватістю моделі

Аналіз результатів таблиці 2.4 свідчить, що найкраща рівномірність дроблення отримана для структурно-однорідного твердого середовища ($\text{tg}\alpha=199,6$). Тоді як для піщано-цементних шаруватих моделей, які мали контактні зони шарів різної міцності і щільності – зменшується в 1,1-1,3 рази.

Але в технічному і технологічному обґрунтуванні підготовки гірської маси до виїмки і подальшої переробки надаються інші критерії кондиційної шматкуватості. На виробництві заважають не тільки негабарит (при екскавації, транспортуванні, дробленні), але і дрібна фракція (при попередньому збагаченні), тому що вологоємна дрібнота прилипає до магнітного барабану і погіршує його технічні характеристики. Тому кращі результати рівномірності дроблення (менший вихід перездібненої фракції) отримані для умов навантаження масиву подовженими зарядами ВР перпендикулярно шарам ($\text{tg}\alpha=153,4$), що пояснюється зміною напрямку і швидкості поширення детонаційних, ударних і хвиль напружень від вибуху заряду ВР, які впливають на характер руйнування.

На підставі проведених досліджень сформульовано наукове положення:

«Кут між віссю вибухової порожнини і площиною контактної зони твердого середовища з породами різної міцності і щільності при вибуховому навантаженні подовженими зарядами впливає на показник кондиційності дроблення, який підвищується на 7-10% при зміні кута від 0 до 90 градусів».

2.4. Вплив якості підривних робіт на гранулометричний склад гірської маси

Існує багато різних методів і методик для визначення властивостей гірської маси [21-23]. Однак більша їх частина розроблена для ґрунтів, де не враховуються складний розподіл шматків за розмірами після підривання скельних гірських порід, кутова форма шматків, наявність в них тріщин природного і техногенного характеру. Ефективність всіх наступних технологічних операцій залежить від якості вибухових робіт, тому властивості зруйнованих порід визначаються, з одного боку, як механіка сипких тіл і їх динаміка, з іншого боку, за гранулометричним складом.

Практично всі технологічні процеси в кар'єрі і на збагачувальній фабриці залежать від гранулометричного складу гірської маси, який змінюється за етапами видобутку і переробки корисної копалини. В першу чергу це стосується буропідривних робіт як основного процесу руйнування масиву гірських порід. Згідно довідника [24] розмір шматків підірваної гірської маси обмежується:

а) ємністю ківшу екскаватора E , м³

$$L \leq (0,7 \div 0,8) \sqrt[3]{E}, \text{ м};$$

б) ємністю транспортного засобу V , м³

$$L \leq 0,5 \sqrt[3]{V}, \text{ м};$$

в) меншим розміром приймального отвору дробарки або бункеру A , м

$$L \leq 0,85A, \text{ м};$$

г) шириною стрічки конвеєру B , м

$$L \leq 0,5B + 100, \text{ мм}.$$

При використанні технології передзбагачення руди в кар'єрі необхідно враховувати додатковий технічний параметр обмеження гірської маси щодо шматкуватості: це максимальний розмір шматка гірської породи до сепаратора сухої магнітної сепарації, який прийнятий в технологічному комплексі для попереднього збагачення. Тому тип сепаратора в технологічному комплексі і його параметри також залежать від якості буропідривних робіт. Якщо

гранулометричний склад гірської маси не перевищує технічні можливості сепаратора, тоді можливо спрощення технологічного комплексу через відмову від грохоту або дробарки. Тому впроваджується ще одне обмеження

д) максимальним шматком переробки сепаратора K_{max} , мм

$$L \leq K_{max}, \text{ мм.}$$

За результатами масових вибухів на експериментальних і контрольних ділянках проводиться оцінка якості дроблення відбитої гірничої маси за діаметром середнього шматка з виміром її гранулометричного складу. Існують декілька методів визначення гранулометричного складу: ситовий аналіз, седиментаційний аналіз, мікроскопічний аналіз [23], які застосовуються в лабораторних умовах, або метод косокутної фотопланіметрії [20]. Останній метод найпоширеніший на практиці в гірничодобувній промисловості. Для його реалізації необхідна фіксація розвалу гірської маси після вибуху цифровою фотокамерою, наприклад OLIMPUS. Умовою є масштабований елемент на кадрі, який потім дозволяє обробляти знімки за допомогою комп'ютерних програм, таких як WipFrag©Win або K-MINE. Результати обробки даних гранулометричного складу (рис. 2.22) представляють у вигляді кривої розподілу, гістограми і даних гранулометричного складу по класам (в %) (рис. 2.23).

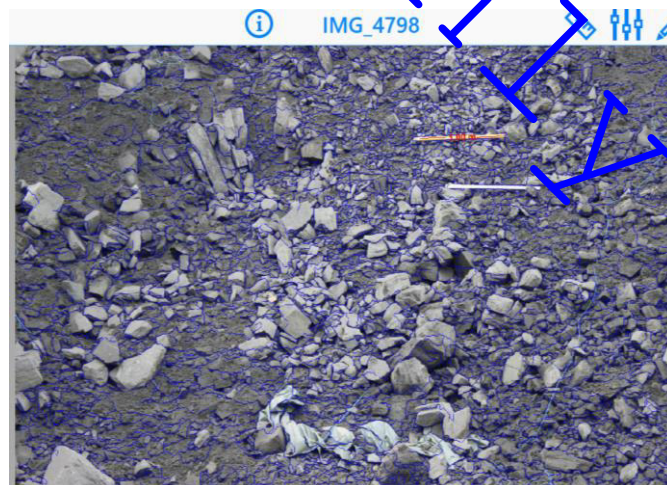
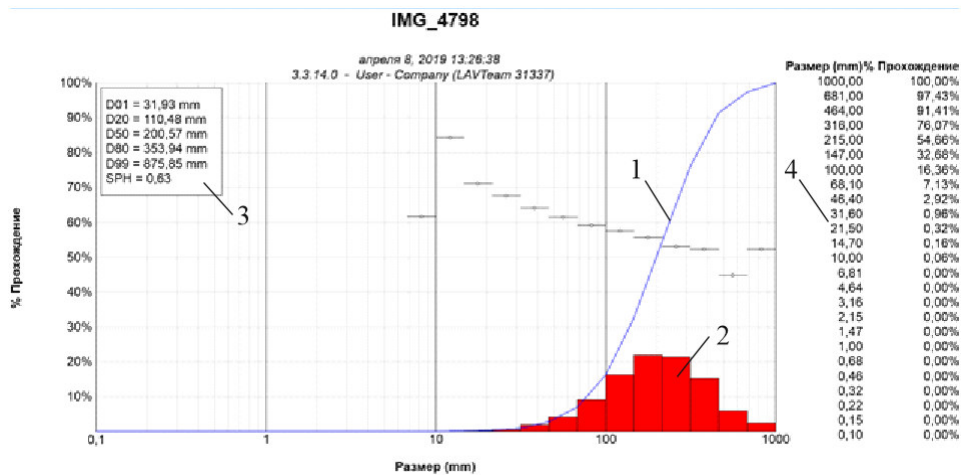


Рисунок 2.22 – Обробка фото розвалу гірської маси після вибуху програмою WipFrag, де сині лінії межі делімітації



1 – сумарний вихід по класах; 2 – розподіл гірської маси по класах; 3 – середній шматок за класами; 4 – сумарні результати розрахунку гранулометричного складу

Рисунок 2.23 – Крива розподілу гранулометричного складу

2.4.1. Дослідження гранулометричного складу на кар'єрах Кривбасу

Для аналізу гранулометричного складу на кар'єрах Кривбасу використані дослідження і результати В.В. Перегудова, Ю.В. Перегудова [25], В.В. Малих, Г.І. Єременко [26], К.С. Іщенко [18], які виконувались на Петровському і Глеєватському кар'єрах ЦГЗКу, Першотравневому і Ановському кар'єрах ПівнГЗКу, Інгулецькому кар'єрі ІнГЗКу і кар'єрі № 3 АрселорМіттал Кривий Ріг. Дані щодо видобувних блоків на кар'єрах зведені в таблицю 2.4, а результати розрахунку за гранулометричним складом в таблицю 2.5.

Таблиця 2.5 – Гірничо-геологічні параметри видобувних блоків

Кар'єри Кривбасу	Параметри видобувного блоку	Гірничо-геологічні особливості порід
Першотравневий	блок № 93 гор. –10/–25	Породи розкриття
Ановський	блок № 24 гор. 0/+15	Породи розкриття
Інгулецький	блок №73 гор.-195/-210м	Магнетитові руди
Петровський	блок № 00 гор. -45/-60м	Магнетитові руди
Першотравневий	блок №210 гор.-40/-55м	Кварцит-магнетит-куммінгтонит з міцністю 18
№ 3 АрселорМіттал	блок № 00 гор. -75/-90м	Кварцит-магнетит
Глеєватський	блок № 00 гор. -105/-120м	Магнетитові руди

Таблиця 2.6 – Гранулометричний склад гірської маси після вибуху

	Вихід фракцій в мм за шматкуватістю, %							Всього
	0-100	101-200	201-300	301-400	401-500	501-1200	бол. 1200	
Першотравневий	15,0	18,3	8,4	7,2	7,6	38,1	5,4	100
Ановський	6,0	6,7	20,1	11,6	18,5	35	2,1	100
Інгулецький	60,8	21,5	9,0	3,2	2,3	2,1	1,1	100
	70,3	14,4	6,6	2,9	2,5	1,9	1,4	100
	70,0	19,3	6,3	2,9	0,8	0,3	0,4	100
Петровський	13,2	13,9	33,9	11,0	10,7	14,7	2,6	100
Першотравневий	14,2	18,8	5,1	2,4	1,4	3,1	55	100
№ 3 АрселорМіттал	16,4	38,2	21,4	15,0	3,3	3,1	2,6	100
Глеєватський	25,3	33,1	16,2	11,2	9,8	1,5	2,9	100

В таблиці зведені результати руйнування гірських порід вибухом для магнетитових руд і порід розкриття. За геологічними даними опрацьованих матеріалів міцність гірських порід знаходиться в межах 12-18 за шкалою В.В. Протодьяконова. Обробка матеріалів єдиним масивом даних не дозволила виявити залежності гранулометричного складу від параметрів буропідричних робіт. Тому результати були поділені за ознакою міцності гірських порід: 12-14 та 14-16. До першої групи відійшли видобувні блоки кар'єрів Інгулецького, Глеєватського і № 3 АрселорМіттал (рис. 2.24), а до другої групи – Ановський, Першотравневий та Петровський кар'єри (рис. 2.25).

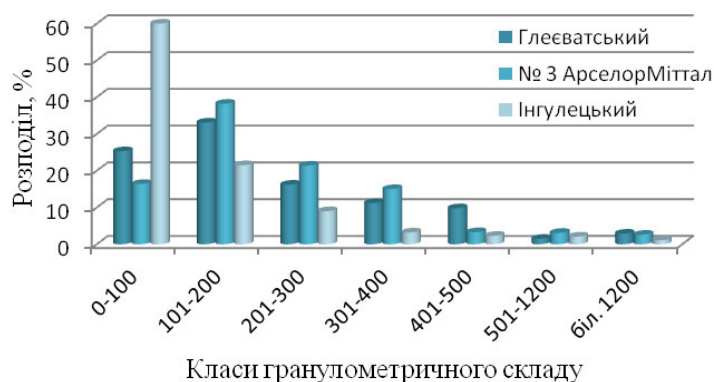


Рисунок 2.24 – Розподіл гранулометричного складу гірської маси за видобувними блоками з міцністю гірських порід 12-14

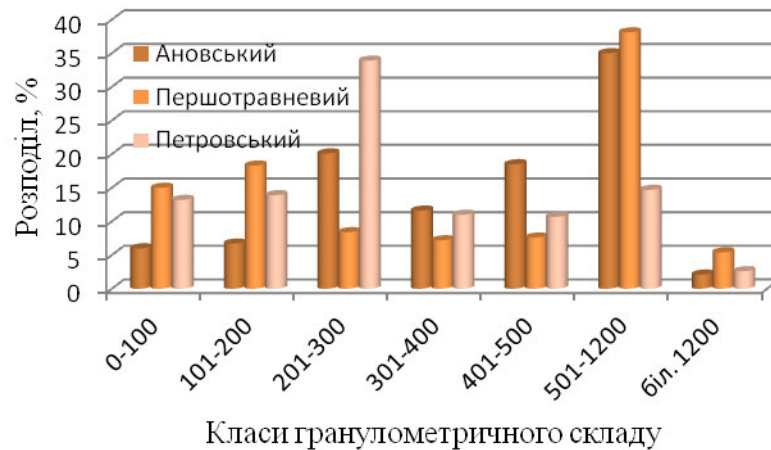


Рисунок 2.25 – Розподіл гранулометричного складу гірської маси за видобувними блоками з міцністю гірських порід 14-16

Отримані дані розподілу фракцій гірських порід за класами шматкуватості свідчать, що незважаючи на наполегливий труд фахівців-підрильників, питання регулювання гранулометричного складу залишається відкритим. Крім того при обробці даних не враховувався видобувний уступ Першотравневого кар'єру (п. 5 див. табл. 2.5). Розробка уступу кварцит-магнетит-куммінгтонітових порід, де міцність порід 18, супроводжується труднощами: великий вихід негабариту (рис. 2.26). Тому цей випадок був досліджений окремо і не враховувався в аналізі розподілу гранулометричного складу (див. рис. 2.25).



Рисунок 2.26 – Негабарит у видобувному блоці

Не зважаючи на чисельні дослідження в науці щодо підривних робіт, на практиці відсутній врегульований гранулометричний склад гірської маси. Аналіз результатів обробки показав, що фракції порід з 0 до 400 мм займають від 44,4% для Ановського кар'єра до 94,5% на окремих ділянках на Інгулецьком кар'єрі. Тому при розробці технологічних схем з попереднім збагаченням необхідно враховувати технічні обмеження сепаратора. При збагаченні збіднюваної руди (скельні породи розкриття з магнітними включеннями, втрати в контактних зонах, тощо) сепаратор сухої магнітної сепарації перероблює максимальний шматок розміром 400 мм. Тому при розробці технологічних схем необхідно додатково вводити крупне механічне дроблення чи грохочення, або приділяти більше уваги підривним роботам.

2.4.2. Встановлення залежності гранулометричного складу від діаметру свердловин

Існує багато досліджень, пов'язаних з геометричними параметрами буропідривних свердловини по довжині або перетині та конструктивними особливостями їх створення, впливу діаметру свердловин на шматкуватість гірської маси, планування сітки свердловин, створення концентраційних пучків свердловин або зарядів тощо. В експериментальних та промислових умовах доведено, що заряди змінного перетину мають максимуми та мінімуми енергетичного потенціалу за глибиною свердловини, що дозволяє зменшити залишкове дрібнення гірських порід, але не дозволяє регулювати гранулометричний склад гірської маси після вибуху. Одним з напрямків регулювання гранулометричного складу є коректування діаметру свердловини. Так в роботі [27] наведені дані щодо зміни гранулометричного складу гірських порід після вибуху при різних діаметрах буро підривних свердловин. За цими даними встановлені залежності, які наведені на рисунку 2.27 [17].

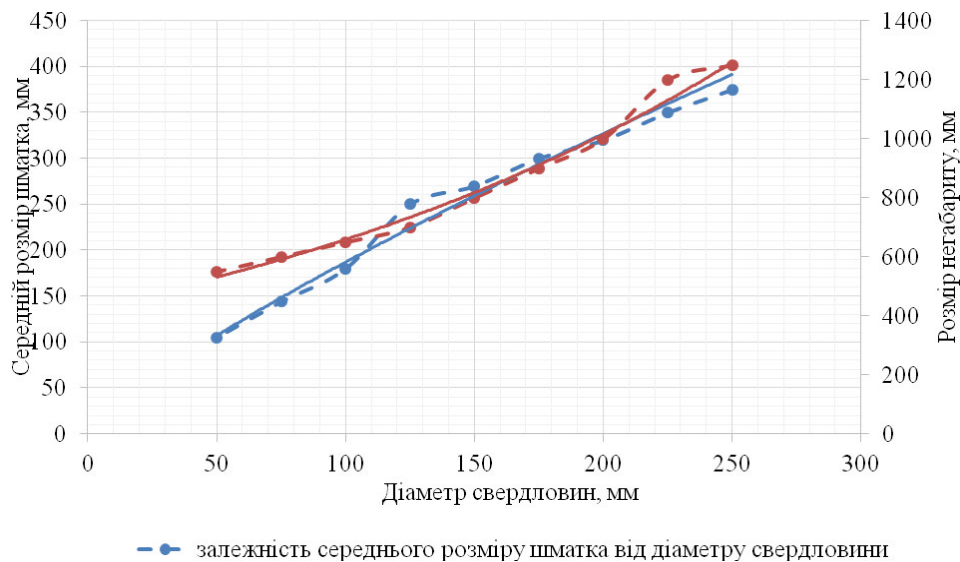


Рисунок 2.27 – Залежності гранулометричного складу гірської маси від діаметру свердловин

За результатами дослідження побудовані регресійні залежності

– ступенева залежність середнього розміру шматка гірської маси від діаметру свердловини:

$$d_{сер} = 4.5671(d_{св})^{0.806}, \quad (2.11)$$

– експоненціальна залежність розміру негабариту від діаметру свердловини :

$$d_{нег} = 427,52e^{0,0043d_{св}}. \quad (2.12)$$

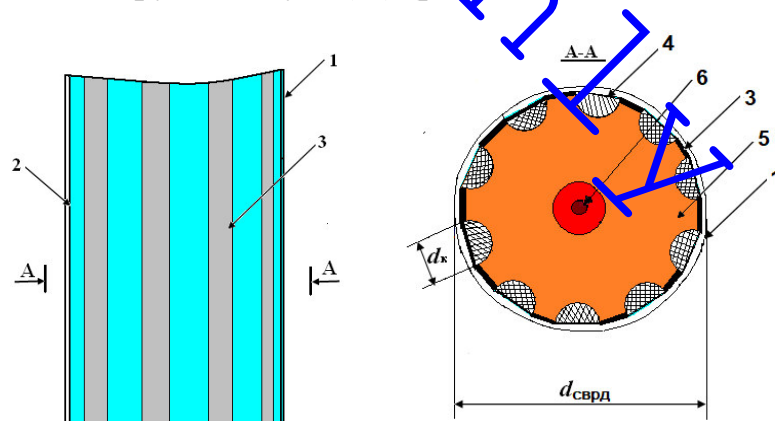
Про точність обраної моделі засвідчує високі коефіцієнти детермінації 0,9882 і 0,9868 відповідно.

Регулювання гранулометричного складу гірської маси необхідне при формуванні технологічного комплексу передзбагачення руди в кар'єрі. В першу чергу це стосується обґрунтування вибору необхідного обладнання в технологічній схемі. У випадку якісно дробленої гірської маси з мінімальним виходом негабариту можливо спростити і здешевити технологічний комплекс за рахунок відмови від застосування дробарки великого механічного дроблення перед сепаратором сухої магнітної сепарації, тому що вона буде працювати тічкою.

2.4.3. Обґрунтування конструктивних параметрів свердловинного заряду, які дозволяють регулювати розподіл енергії вибуху

Провідними фахівцями ІГТМ НАН України разом з автором запропонована конструкція свердловинного заряду ВР, яка забезпечує ефективне руйнування міцних гірських порід через використання нової форми поліетиленової оболонки (рукава), в якому по його периметру сформовані увігнуті ділянки – напівкулі. Цей конструктивний елемент після підривання заряду ВР забезпечує створення різноградієнтного навантаження на гірський масив по всій довжині свердловини, і як наслідок, дворівневе навантаження на породи, що руйнуються, регульований розподіл енергії, направлений потік максимальних навантажень в обраних напрямках, зменшення об'єму перездрібнення породи по всій довжині свердловини, що забезпечує регулювання гранулометричного складу.

Поставлене завдання вирішується тим, що свердловинний заряд формують в поліетиленовій оболонці (рукаві) циліндричної форми діаметром, рівним або менше діаметра свердловини ($d_{\text{сврд.}}$), по периметру якої на всю довжину сформовані ребра жорсткості, які з'єднані з увігнутими ділянками – напівкулями і між собою рівномірно чергуються по периметру поліетиленової оболонки (рукава) на відстані, рівній діаметру напівкулі (d_k) (рис. 2.28).



1 – свердловина; 2 - поліетиленова оболонка; 3 – ребра жорсткості; 4 – напівкулі; 5 – вибухова речовина; 6 - основний детонатор

Рисунок 2.28 – Конструкція свердловинного заряду ВР в поліетиленовій оболонці

Реалізація запропонованої конструкції суміщена із способом БПР: на уступі блоку біля свердловин 1, що підлягають заряджанню, розкладають циліндричні поліетиленової оболонки (рукави) 2 нової форми діаметром, рівним або менше діаметра свердловини ($d_{\text{сврд.}}$), довжина яких узгоджена з висотою уступу і відповідно із глибиною свердловини.

Ізолююча поліетиленова оболонка (рукав) 2 (див. рис. 2.28) нової форми перерізу вироблена із поліетилену товщиною стінок не менше $\delta=0.4-0.6$ мм, на всю довжину якого по його периметру сформовані ребра жорсткості 3, які з'єднані з увігнутими ділянками – напівкулями 4. Увігнуті ділянки – напівкулі створені по периметру поліетиленової оболонки і рівномірно чергуються по його периметру на відстані, рівній діаметру напівкулі (d_k).

Підготовлену поліетиленову оболонку 2 з вантажем (шмат породи) занурюють в свердловину. Після завершення підготовчих операцій на блок заїжджають зарядні машини і заповнюють вибуховою речовиною 5 поліетиленову оболонку – рукав 2, формуючи заряд суцільної конструкції. За технологією після заповнення поліетиленової оболонки вибуховою речовиною, на неелектричній системі ініціювання (НЕСІ) в свердловину занурюють з'єднані між собою 2-4 тротиліві шашки Т-400 – основний детонатор 6. По закінченню заряджання свердловини гирло її герметизують набійкою. Заряджені свердловини комутують в діагональні схеми і підривають з уповільненням.

Після подачі ініціюючого імпульсу по хвилеводу НЕСІ, типу NONEL, Прима Ера, Імпульс, відбувається спрацьовування патрона-бойовика 6 (а рис. 2.28) і на поверхні заряду ВР 5 в перерізу його до межі колонки заряду, а потім вздовж її до торця свердловини 1 формується фронт детонаційної хвилі D 7 з виходом його на стаціонарний режим детонації. Від дії такої конструкції заряду в поліетиленовій оболонці (рукаві) нової форми відбувається точкове навантаження 8, 9 різної інтенсивності гірського масиву (б рис. 2.28), що сприяє виникненню хвиль розтягування з подальшим його руйнуванням, що призводить до роботи високотемпературних газових потоків кумулятивного ініціюючого імпульсу по формуванню системи тріщин по поверхні свердловини (рис. 2.29).

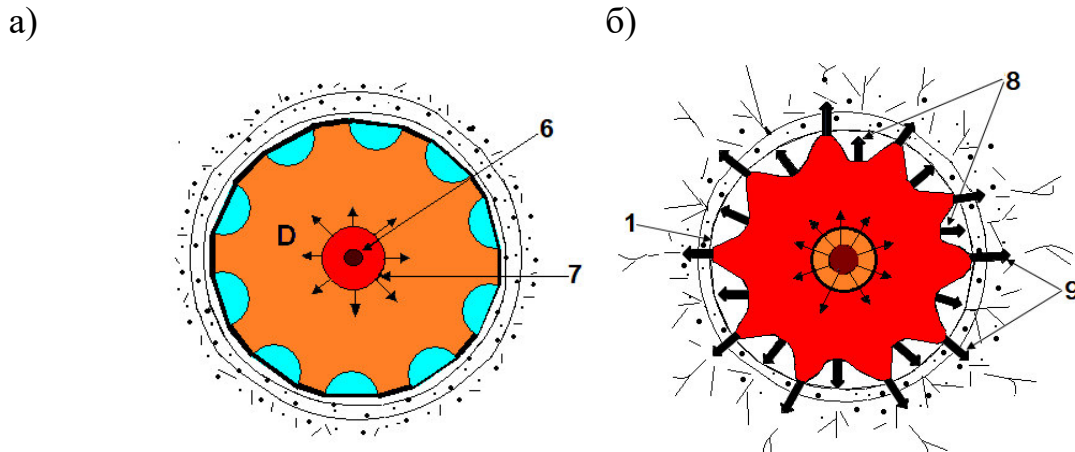


Рисунок 2.29 – Розподіл високотемпературних газових потоків кумулятивного ініціюючого імпульсу по формуванню системи тріщин по поверхні свердловини

Застосування запропонованої конструкції свердловинного заряду ВР в новій формі поліетиленового рукава дозволяє створити різноградієнтне навантаження на масив гірських порід і, як наслідок, регулювати розподіл енергії вибуху через коректування розміщення напівкуль по периметру поліетиленової оболонки, що забезпечить раціональне подрібнення гірських порід і необхідний гранулометричний склад гірської маси (конструкція свердловинного заряду ВР і спосіб БПР знаходяться на стадії патентування).

2.5. Дослідження стійкості видобувних блоків з контактними зонами

Ведення гірничих робіт ґрунтується на обов'язковому проектуванні кожного етапу робіт і попередньому обґрунтуванні безпечності виконання технологічних процесів. Обґрунтування безпечності розробки, виймання, будівництва любого об'єкту гірничодобувної промисловості базуються в першу чергу на геологічних матеріалах, які характеризують форму та умови залягання родовища, тіл корисних копалин і якісні показники мінеральної сировини.

Фізико-механічні властивості породного або ґрунтового масиву є найбільш впливовими чинниками, які визначають стійкість бортів кар'єру, укосів уступів, ярусів відвалу. Такі характеристики порід як: вологонасичення, шаруватість,

неоднорідність, міцність, тріщинуватість, шпаруватість та інші є вихідними даними для розробки фізичних і математичних моделей та комплексного геомеханічного аналізу об'єкту дослідження.

Геомеханічне дослідження гірських порід починається з їх структури і текстури, які об'єднуються терміном «структурна неоднорідність». Під структурою в даному випадку мається на увазі особливості внутрішньої будови гірської породи, обумовлені величиною і формою структурних елементів, ступенем їх кристалізації, а також характером зв'язку між частинками. Тоді як текстура гірських порід характеризує закономірності в розподілі структурних елементів на макрорівні. Текстура руд – особливості будови рудної маси, що обумовлюються орієнтуванням і просторовим співвідношенням різних мінеральних агрегатів, із яких складається руда [28]. Основною текстурною ознакою залізних руд є шаруватість, яка виникає внаслідок їх утворення. Вона обумовлена дисперсністю зерен, чергуванням шарів різного мінерального складу, горизонтальним орієнтуванням часток, розташуванням в одній площині будь-якого матеріалу і ін. Шаруватість обумовлює анізотропію гірських порід. Ці характеристики гірських порід впливають на бурові, підбивні роботи, механічне дроблення і попереднє збагачення. Але крім того дозволяють виконувати комплексний підхід при вивченні проблеми стійкості природних схилів і штучних укосів, що вимагає виконання детальних інженерно-геологічних вишукувань з метою отримання повної і достовірної інформації про будову масиву гірських порід, з який складається видобувний блок, тощо. З огляду на представлену в розділі актуальність щодо розробки залізородних родовищ і геомеханічного обґрунтування виймання і підготовки рудного потоку з масиву складної геологічної будови, подальші дослідження будуть орієнтовані на вивчення геомеханічних процесів в природних і техногенних масивах скельних порід для забезпечення безпечного ведення гірничих робіт.

Стійкість геомеханічної системи природних і техногенних об'єктів визначається співвідношенням напружень: гранично допустимих для даного матеріалу та фактично діючих. Напруги в гірських породах це внутрішні сили

віднесені до одиниці площі, які протистоять зовнішнім силам, що розосереджені на визначеній площі. Перевага зовнішніх сил викликають деформації: зміну лінійних розмірів або об'єму гірських порід. Враховуючи тісні залежності напружень і деформацій, фахівці досліджують гранично допустимі та фактичні деформації.

Стійкість укосів сипучого середовища (видобувні блоки після підриву або відвали) визначається крізь гранично напружений стан досліджуваного об'єкту. Цей стан досліджується за допомогою теорії граничної рівноваги сипучого середовища. Засновником цієї теорії є Ш. Кулон, який сформував положення граничної рівноваги та застосував його для розрахунку тиску засипки на вертикальну стіну. Надалі розвиток теорії граничної рівноваги сипучого середовища отриманий в роботах У. Репкіна, П.Е. Паукера, В.В. Соколовського та інших фахівців. В результаті ця теорія є основою механіко-математичної моделі розрахунків стійкості укосів.

Дослідження напружено-деформованого стану гірського масиву виконують: натурними вимірами, моделювання на еквівалентних матеріалах або розрахунково-аналітичними методами. Натурні виміри дозволяють отримати достовірну інформацію щодо об'єкту, але вона має приватний характер. Тоді як моделювання і розрахункові методи вирішують загальні задачі для обраних умов.

Для оцінки стійкості борту кар'єру, укосів уступів і видобувного блоку після вибуху як інструмент моделювання використана програма кінцево-елементного аналізу Phase2 компанії Rocscience Inc.

Програма дозволяє виконувати аналіз стійкості природних і техногенних укосів методом кінцевих елементів, аналізуючи процес зниження межі міцності на зрушення (Shear Strength Reduction Method) в породному масиві. Функція зниження міцності на зрушення (Shear Strength Reduction) в Phase2 дозволяє автоматично виконувати кінцево-елементний аналіз і обчислювати критичний коефіцієнт зниження міцності (Strength Reduction Factor) для обраної моделі, який за своїм змістом є еквівалентним коефіцієнтом запасу стійкості укосу. Алгоритм розрахунку коефіцієнта стійкості масиву передбачає ітераційне обчислення міцності в усіх елементах масиву за допомогою поетапного навантаження моделі, в

результаті чого напруги на схилі досягають межі міцності на зрушення і виникає зрушення порід (зсув). Процес обчислень коефіцієнта зниження міцності повторюється до моменту втрати укосом стійкого стану і графічно виражається у вигляді найбільш вірогідної лінії ковзання, по якій відбувається зрушення масиву [29].

Характеристики міцності, що використовуються при моделюванні, засновані на прямолінійній обвідній граничних кіл головних напружень, це є кут внутрішнього тертя ρ і зчеплення C , або межі міцності на одновісне стиснення R_c і розтягнення R_p . При оцінці граничного стану широко використовується лінійне співвідношення Кулона-Мора, що має вигляд

$$\tau = C + \sigma_n \operatorname{tg} \rho, \quad (2.13)$$

де τ - напруга зсуву,

σ_n - нормальна напруга.

В гірничій механіці щодо руйнувань при зсуві в породі, з'єднанні порід і масивах застосовується критерій Кулона-Мора. Критерій передбачає, що обвалення або зрушення відбувається уздовж площини без всякого розширення. Критерій, виражений в основних напруженнях, має вигляд

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_3} = \frac{2C \cos \varphi}{\sigma_3 (1 - \sin \varphi)} + \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}. \quad (2.14)$$

Максимальні зсувні деформації в масиві обчислюються в програмі кінцево-елементного аналізу Phase2 за наступним виразом:

$$\varepsilon_{\max} = \frac{\varepsilon_1 - \varepsilon_3}{2}, \quad (2.15)$$

де ε_1 і ε_3 - найбільші і найменші головні деформації, які для плоскої задачі відповідають значенням найбільшої і найменшої напруги σ_1 і σ_3 .

За напрямком дисертаційної роботи виконані дослідження особливостей видобутку і переробки гірської маси з видобувних блоків складної геологічної будови на контактні руди із вміщуючими породами. Різні фізико-механічні властивості порід, які складають гірничо-геологічний шар, можуть надавати вплив на стійкість укопу в ході ведення екскаваційних робіт. Геомеханічне моделювання стійкості видобувного блоку (рис. 2.30) шириною $\Pi_{\text{бл}}$ і висотою h_y з буровими свердловинами (до підриву) надають позитивні результати розрахунку коефіцієнту запасу стійкості (КЗС) в межах 1,85-2,1 (рис. 2.31).

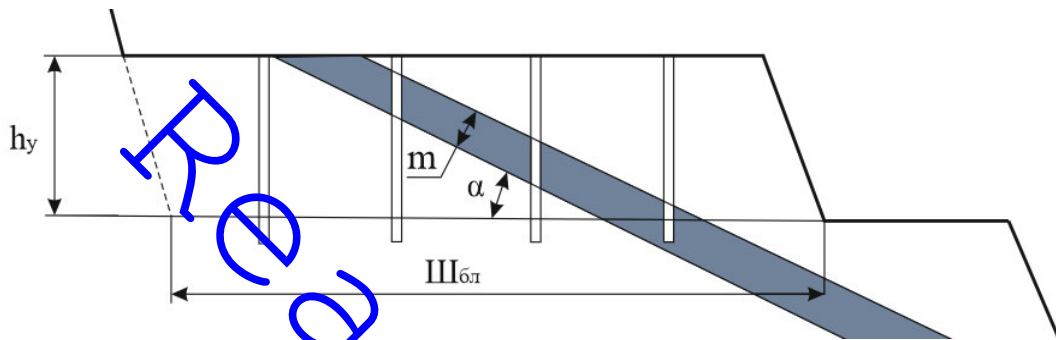


Рисунок 2.30 – Гірничо-геологічні параметри видобувного рудного блоку з безрудним прошарком

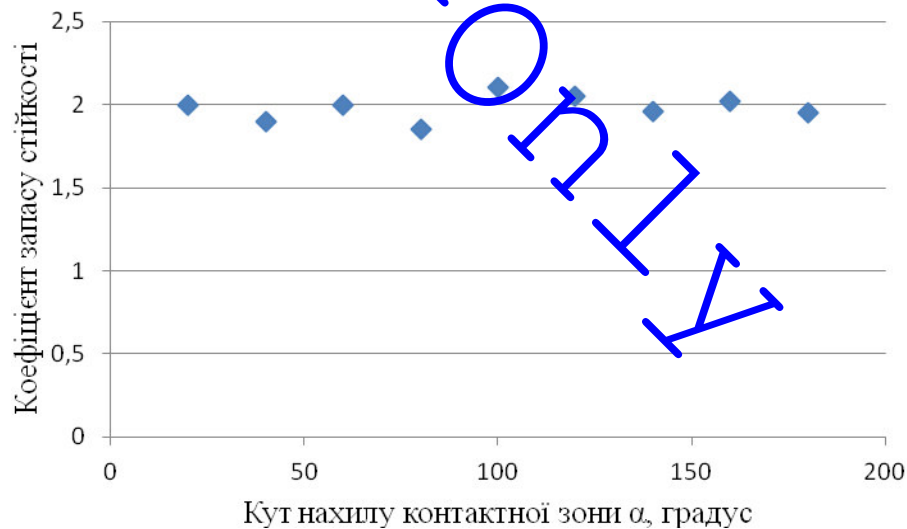


Рисунок 2.31 – Результати моделювання стійкості штучного укопу непорушеного видобувного блоку складної геологічної будови

В непорушеному масиві наявність контактної зони або безрудного прошарку потужністю m до 10 метрів і кутом нахилу α від 0 до 180 градусів практично не

впливає на стійкість уступу і борта кар'єра. Ситуація змінюється після підривних робіт: руйнування природного середовища енергією вибуху призводить до кардинальної зміни фізико-механічних властивостей гірських порід і їх оцінки. При дослідженні масиву, непорушеного вибухом, в моделюванні напружено-деформованого стану використовувались фізико-механічні властивості гірських порід Першотравневого кар'єру як типові для залізистих кварцитів Кривбасу (табл. 2.7) [30]. Тоді як після вибуху фізико-механічні властивості гірських порід були розраховані за літературними даними [29,31,32].

Таблиця 2.7 – Фізико-механічні властивості гірської маси до і після підриву

Найменування інженерно-геологічних елементів	Щільність γ , МН/м ³	Зчеплення C , МПа	Кут внутрішнього тертя φ , град	Модуль деформацій, МПа	Коефіцієнт Пуассона
Фізико-механічні властивості до підриву					
Магнетит-силікатні і силікат-магнетитові кварцити	0,0268	30,0	82	5000000	0,2
Безрудні кварцити, кристалічні сланці	0,0268	30,0	85	7000000	0,2
Магнетит- силікатні кварцити	0,0516	90,0	87	7500000	0,2
Фізико-механічні властивості після підриву					
Техногенний шар, гірська скельна маса після підриву (руда)	0,025	0,01	30	30	0,27
Техногенний шар, гірська скельна маса після підриву безрудного прошарку	0,025	0,03	27	30	0,27

Для моделювання напружено-деформованого стану масиву складної геологічної будови після вибуху розраховані параметри розвалу гірської маси за формулою Ржевського В.В. [33].

$$Ш_p = B_m = K_3 B_0 + (n-1)b, \quad (2.16)$$

де b – відстань між рядами свердловин, м;

n – кількість рядів свердловин;

K_3 – коефіцієнт дальності відкидання гірської маси, м;

B_0 – коефіцієнт, який розраховується за даними паспорта БПР (питомі витрати ВР, категорія підривання порід, кут нахилу свердловини до горизонту).

Розвал гірської маси після підриву залежить від багатьох факторів: питомої витрати ВР на видобувний блок і її енергоємності, фізико-механічних властивостей гірських порід, техногенної структури і геологічної будови, тощо. Вплив складності геологічної будови на розподіл гірських порід в гірській масі після підриву досліджувався в роботах [34,35]. В роботах доведено, що після руйнування уступу, його елементи (гірські породи) розташовуються в розвалі за визначеною закономірністю, яка залежить головним чином від геометричних параметрів розвалу. На підставі описаного методу визначення меж гірських порід [34] і досліджень складної будови видобувних блоків на кар'єрах Кривбасу (див. пар. 2.2) в подальшому моделюванні прийнято допущення, що геометричні параметри контактної зони або безрудного прошарку в масиві після підриву зберігають направленість, а геометричні параметри збільшуються на коефіцієнт розпушення (рис. 2.32) з незначним перемішуванням порід.

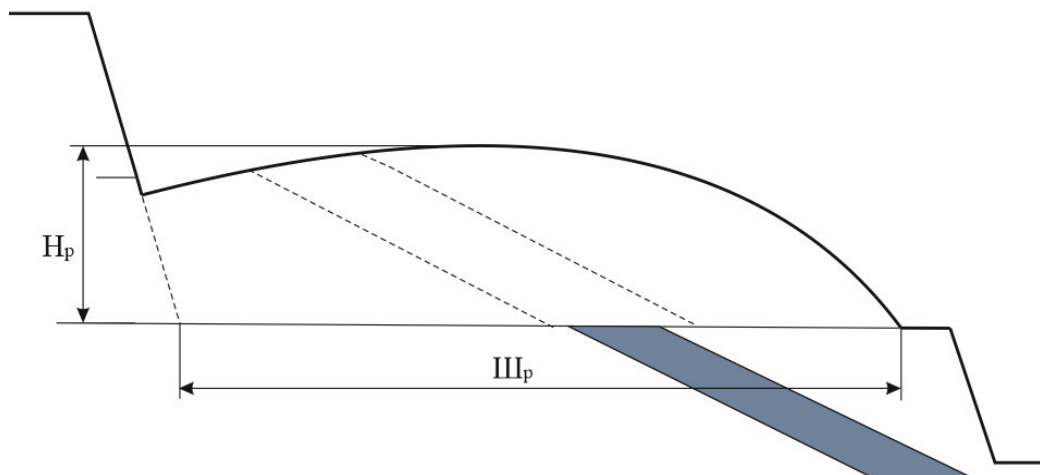


Рисунок 2.32 – Параметри розвалу гірської маси після підривання

Виконано моделювання розвитку деформацій в масиві рудного видобувного блоку після підривного процесу (рис. 2.33) до початку екскаваційних робіт з дослідженням впливу геологічних параметрів контактної зони або безрудного прошарку на стійкість об'єкту. Досліджено вплив кута нахилу безрудного прошарку від 0 до 180 градусів по відношенню до площини робочого майданчика (рис. 2.34).

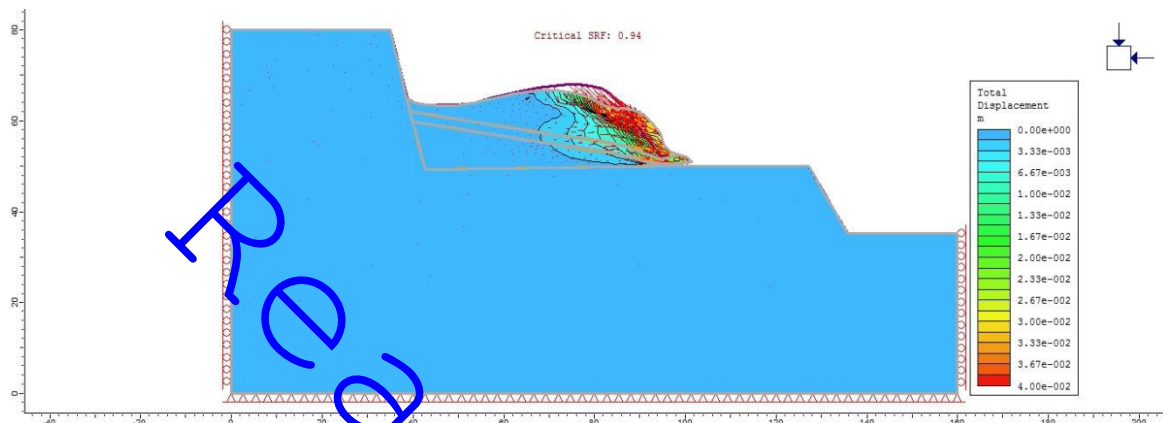


Рисунок 2.33 – Моделювання деформаційних процесів у видобувному блоці з безрудним прошарком

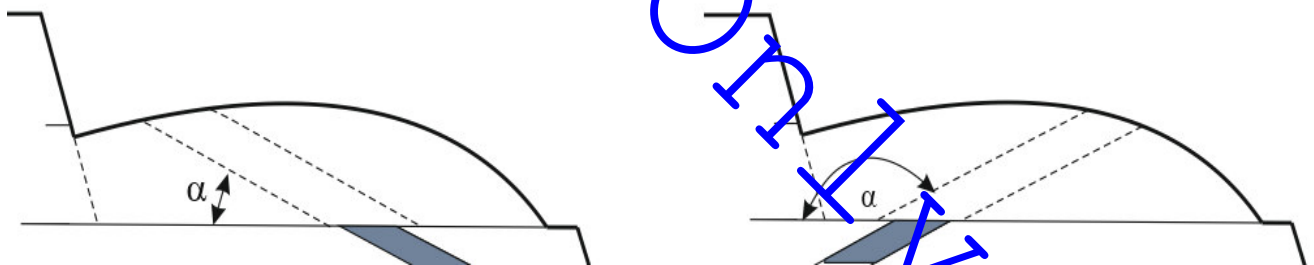


Рисунок 2.34 – Схема розташування безрудного прошарку

Результати моделювання показали, що найбільш негативною геологічною умовою є випадки, коли контактна зона порід або безрудний прошарок знаходяться під гострим кутом до робочої поверхні виїмки гірської маси і направлений до виробленого простору (рис. 2.35).

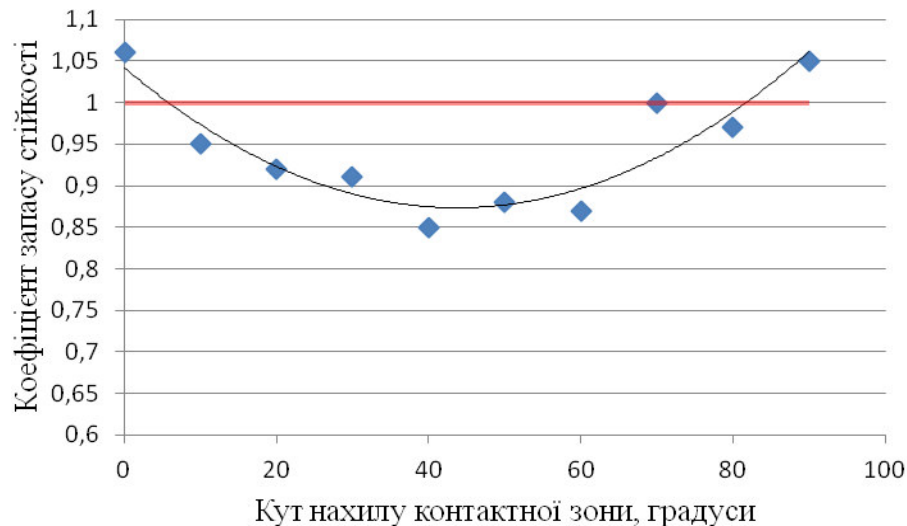


Рисунок 2.35 – Залежність коефіцієнта стійкості уступу від кута падіння безрудного прошарку

Встановлена поліноміальна залежність, графік якої відображений лінією тренда (рис. 2.35) з коефіцієнтом детермінації $R^2 = 0,8458$.

Коефіцієнт запасу стійкості укосу видобувного уступу має мінімальні значення при кутах падіння безрудного прошарку в межах 35-45 градусів до площини виїмки гірської маси, що є несприятливими умовами виїмки гірської маси екскаватором.

Якщо до процесу руйнування видобувного блоку КЗС був позитивний (в межах 1,7-2,2 див. рис. 2.31), то після підриву він різко знизився до 0,88-0,91, що обумовлено нестабільними гірничими умовами виїмки. При екскавації гірських порід в видобувних блоках з контактними зонами або безрудним прошарком при несприятливих умовах можливе виникнення зсувонебезпечних явищ. В цьому зв'язку проведені дослідження зміни коефіцієнта запасу стійкості штучного уступу від фізико-механічних властивостей гірських порід і гірничо-геологічних параметрів безрудного прошарку (рис. 2.36).

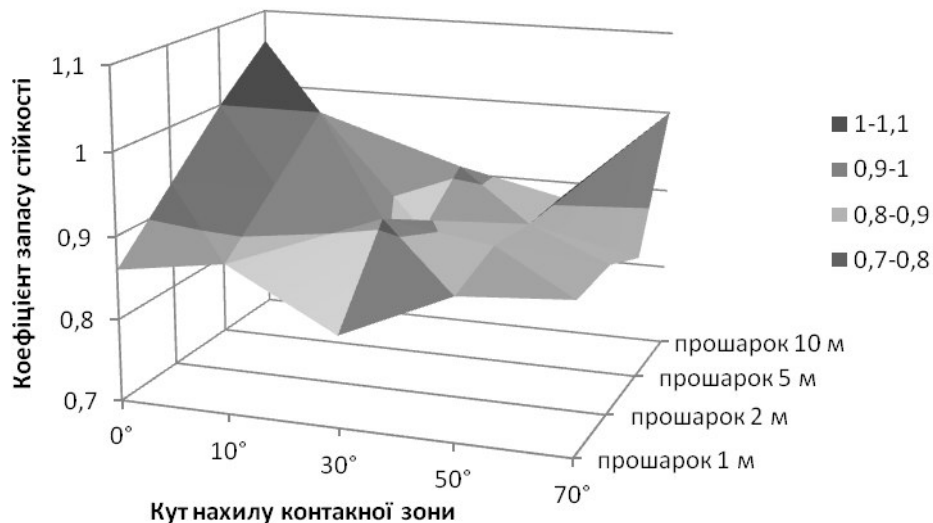


Рисунок 2.36. Залежність коефіцієнта запасу стійкості уступу від гірничо-геологічних параметрів безрудного прошарку

Коефіцієнт запасу стійкості η штучного укосу видобувного екскаваторного вибою залежить від гірничо-геологічних параметрів складно структурної будови масиву і змінюється від потужності і кута падіння безрудного прошарку. При потужності до 3-х метрів КЗС менше нормативного, тоді як при потужності більше 3-х метрів стійкість об'єкту підвищується (див. рис. 2.36).

Наявність взаємозв'язку між стійкістю укосів і технологічною схемою розробки видобувного блоку надає можливість управління стійкістю масиву видобувного блоку. Встановлені залежності параметрів розвалу гірської маси на робочому майданчику від структурно-механічних особливостей масиву (наявність контактних зон в уступі, різні фізико-механічні властивості гірських порід в гірничо-геологічному шару тощо) при підривних роботах дозволяють розрахувати оптимальні параметри видобувного блоку.

На підставі проведених досліджень сформульовано **друге наукове положення: «Коефіцієнт запасу стійкості техногенного укосу змінюється в поліноміальній залежності від кута падіння безрудного прошарку в рудному середовищі і збільшується в логарифмічній залежності від потужності**

включення та має мінімальні значення при кутах 35-45 градусів до площини виїмки гірської маси і при потужності безрудного прошарку до 3 м».

2.6. Залежність втрат і збіднювання руди від гірничо-геологічних параметрів

Втрати і збіднювання корисної копалини при її виїмці визначаються параметрами:

- геологічними (складна структура будови покладу, кількість контактних зон «вміщуючі породи – руди», їх візуальні відмінності, кут падіння пластів, число пачок в них, різниця геологічних мінералів, потужність безрудного прошарку, некондиційні руди та ін.);
- гірничими (висота уступу, ширина заходки екскаватора, параметри блоку видобутку, напрям відробітку блоку за відношенням до площини контактної зони та ін.);
- технічними (місткість ківшів екскаватора, габаритні розміри устаткування та ін.).

2.6.1. Вплив потужності безрудного прошарку на збіднювання рудної маси

При розробці залізорудних родовищ окрім контактних зон з некондиційними і окисленими кварцитами, в структурі родовища є присутніми безрудні прошарки. Згідно Інструкції [36] безрудні прошарки гірських порід потужністю до 10 метрів із вибоїв в повному об'ємі подаються в рудну масу. В окремих випадках при крутопохилому розташуванні безрудного прошарку можливі випадки селективної виїмки, проте екскаваторне розбирання гірської маси у вибої істотно знижує продуктивність [37]. Крім того, зі зменшенням потужності пластів (пачок) корисної копалини втрати і збіднювання різко зростають.

Для визначення впливу потужності безрудного прошарку на збіднювання рудної маси скористаємося коефіцієнтом засмічення. Згідно Галузевої інструкції

[36] коефіцієнт засмічення корисної копалини некондиційними його сортами або порожньою породою (у долях одиниці) визначається за формулою:

$$K_3 = \frac{B}{D}, \quad (2.17)$$

де B – об'єм порід збіднювання (безрудні породи чи некондиційні сорти руди) в здобутій корисній копалині, т (м^3);

D – об'єм здобутої корисної копалини, т (м^3).

Об'єм порід збіднювання від безрудного прошарку у блоці виїмки (рис. 2.37) визначимо як об'єм довільного паралелепіпеда із сторонами a , b і c , які в просторі відносяться до двох сторін видобувного блоку (ширина заходки $Ш_3$ і довжина блоку L_6) під кутами β і λ .

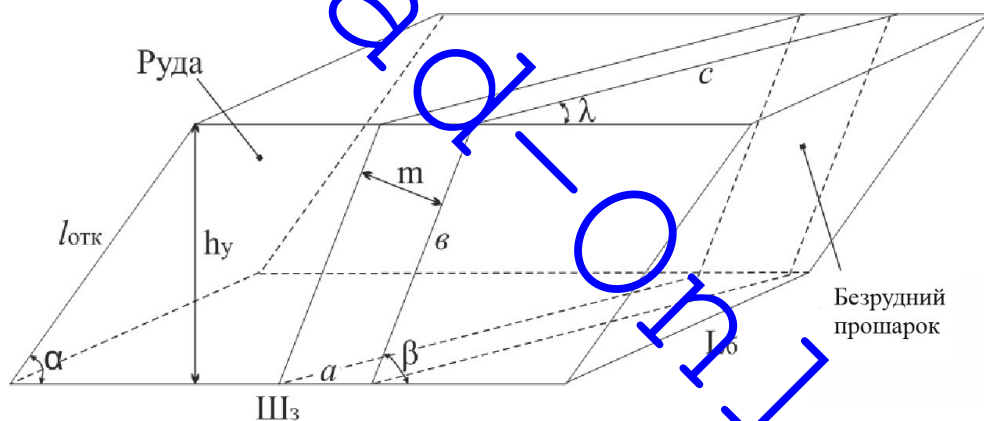


Рисунок 2.37 – Схема видобувного блоку з безрудним прошарком

Згідно прийнятої моделі об'єм порід збіднювання визначається за формулою:

$$B = abc \sin \beta \sin \lambda \quad (2.18)$$

Сторони паралелепіпеда переведемо через параметри видобувного блоку, в результаті отримуємо об'єм порід збіднювання

$$B = mL_{\sigma} \frac{h_y}{\sin \beta}, \quad (2.19)$$

де m – потужність безрудного прошарку, м;

L_{σ} – довжина видобувного блоку, м;

h_y – висота уступу, м;

β – кут нахилу безрудного прошарку по відношенню до ширини видобувного блоку, градус.

Об'єм корисної копалини з видобувного блоку (см. рис. 2.37):

$$D = Ш_{\sigma} L_{\sigma} l_{\text{відк}} \sin \alpha = Ш_{\sigma} L_{\sigma} h_y \quad (2.20)$$

де $l_{\text{відк}}$ – довжина відкосу, м;

α – кут укосу уступу, град.;

$Ш_{\sigma}$ – ширина видобувного блоку, м.

Отже, коефіцієнт засмічення при ийманні видобувного блоку з безрудним або некондиційним прошарком дорівнюватиме відношенню

$$K_3 = \frac{m}{Ш_{\sigma} \sin \beta}. \quad (2.21)$$

З отриманого співвідношення видно прямо пропорційну залежність збіднювання рудної маси від потужності безрудного прошарку.

2.6.2. Вплив кута падіння контактної зони (прошарку) на збіднювання рудної маси

При розробці горизонтальних і пологих покладів втрати в їх покрівлі і підшві визначаються середньою потужністю шару корисної копалини, що виймається або залишається. Тоді як при розробці похилих покладів збіднювання і можливість селективної виїмки залежать головним чином від кута падіння контактної зони: чим крутіше розташований прошарок, тим менший об'єм залучається до селективної виїмки і спрощується екскаваторне розбирання (рис. 2.36).

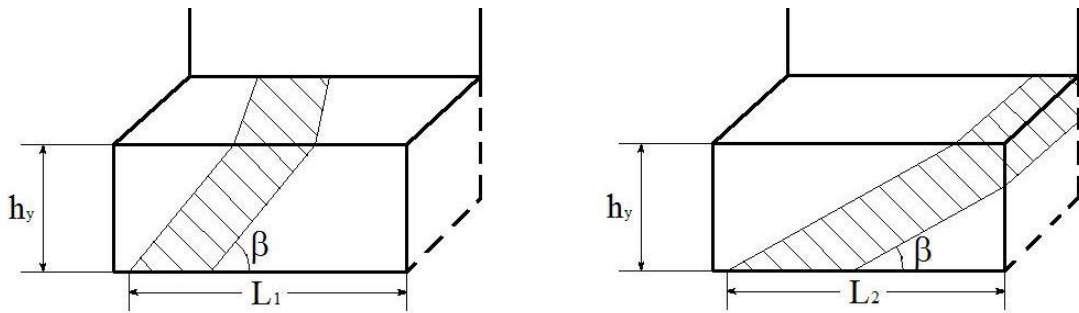


Рисунок 2.36 – Вплив кута нахилу безрудного прошарку на площу (об'єм) контактної зони

У графічному виді отримані ступеневі залежності коефіцієнта засмічення від кута нахилу (рис. 2.39 а) та потужності безрудного прошарку (рис. 2.39 б).

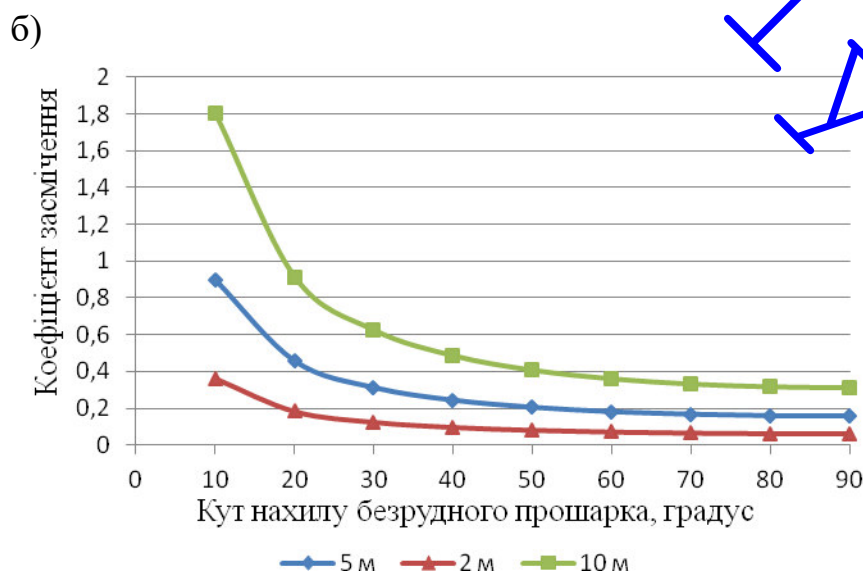
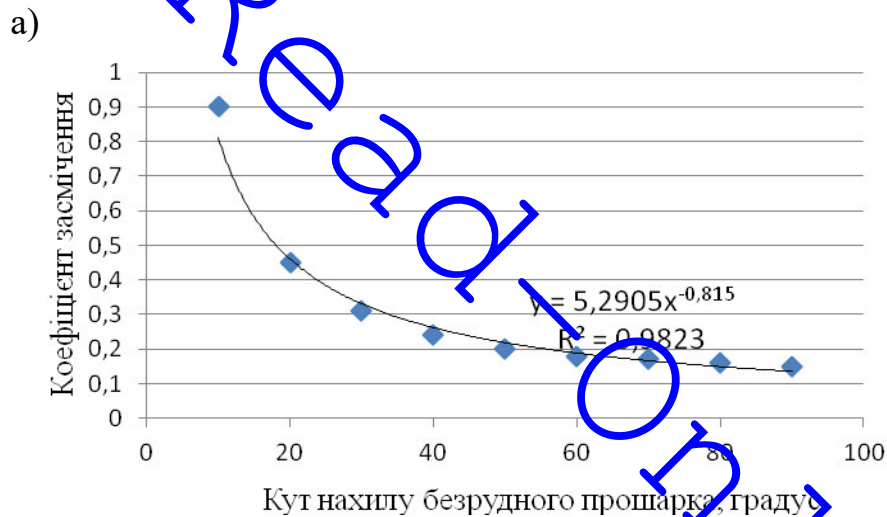


Рисунок 2.39 – Залежність коефіцієнта засмічення від кута нахилу безрудного прошарку та потужності безрудного прошарку

Аналіз графіку показав, що мінімальний коефіцієнт засмічення руди відбувається при перетині безрудного прошарку, який має кут нахилу від 50 до 90 градусів. Відповідно максимальний коефіцієнт засмічення руди при горизонтальному прошарку або пологого нахилу. Крім того ситуація істотно посилюється під впливом потужності безрудного прошарку. Якщо горизонтально розташований прошарок при потужності 2 м визначає коефіцієнт засмічення до 0,4, тоді як при потужності 10 м в уступі заввишки 15 м, відбувається переважання порожніх порід над рудою і коефіцієнт засмічення складе до 1,8. Гірська маса з такого блоку виїмки вважається породами розкриття, а руда йде у втрати.

2.6.3. Вплив ширини видобувного блоку і заходки на збіднювання рудної маси

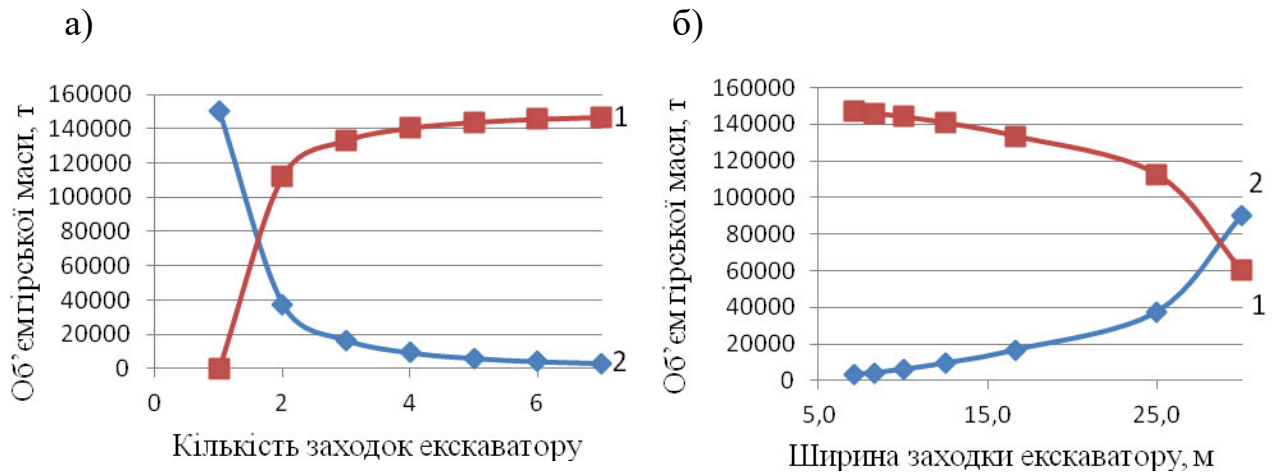
При розробці м'яких порід розкриття ширина блоку приймається рівній ширині заходки екскаватора з метою зменшення числа перекладань транспортних комунікацій її приймають максимальною за гірничо-технічними параметрами екскаваторів. Максимальна ширина заходки складає 1,5 - 1,7 $R_{ч,у}$, де $R_{ч,у}$ – радіус черпання на рівні стояння екскаватора [18]. При розробці скельних порід ширина блоку визначається гірничо-технічними можливостями уступу і комплексом буро вибухових, виїмково-вантажних і допоміжних робіт. В цьому випадку ширина заходки визначається виїмково-вантажними параметрами робіт.

Розглянемо вплив безрудного прошарку на збіднювання рудної маси і коефіцієнт засмічення при різній ширині заходки екскаваторного устаткування. За початкові дані приймаємо, що видобувний блок має параметри: довжина блоку L_0 , ширина блоку $Ш_0$, висота уступу h_y . У відпрацьованому блоці є безрудний прошарок пласта площею S_n в плані. Визначимо об'єм гірської маси (чистої і збіднюваної) і коефіцієнт засмічення при різній ширині заходки екскаватора (табл. 2.8).

Таблиця 2.8 – Визначення залежності коефіцієнта засмічення від ширини заходки екскаватора

Умови розробки блоку	Кількість заходок екскаватору	Склад об'єму гірської маси в блоці	Коефіцієнт засмічення
	$Ш_3 = Ш_б;$ $n=1$	$V_б = (2S_p + S_n)h_y,$ $V_u = S_u = 0,$ $S_p = 0.5Ш_3 \frac{L_б}{n}$	$K_{31} = \frac{S_n h_y}{V_б}$
	$Ш_3 = \frac{Ш_б}{2};$ $n=2$	$V_б = (4S_p + 2S_u + S_n)h_y$ $V_u = 2S_u$	$K_{32} = \frac{S_n}{4S_p + S_n}$ $K_{32} = \frac{B}{V_б - V_u}$
	$Ш_3 = \frac{Ш_б}{3};$ $n=3$	$V_б = (6S_p + 6S_u + S_n)h_y$ $V_u = 6S_u$	$K_{33} = \frac{S_n}{6S_p + S_n}$ $K_{33} = \frac{B}{V_б - 6S_u h_y}$
	$Ш_3 = \frac{Ш_б}{4};$ $n=4$	$V_б = (8S_p + 12S_u + S_n)h_y$ $V_u = 12S_u$	$K_{34} = \frac{S_n}{8S_p + S_n}$ $K_{34} = \frac{B}{V_б - V_u}$
	$Ш_3 = \frac{Ш_б}{n}$	$V_б = (2nS_p +$ $+n(n-1)S_u + S_n)h_y$	$K_{3n} = \frac{S_n}{2nS_p + S_n}$ $K_{3n} = \frac{B}{(V_б - V_u)n}$

Зміна об'єму гірської маси (чистої руди і породи збіднювання) при відробітку блоку залежно від режиму розробки блоку (кількість заходок) і ширини заходки екскаватора видно з графіків на рис. 2.40 [39,40].



1 – чиста кондиційна руда, 2 – збіднювані руди

Рисунок 2.40 – Залежність об'єму чистої руди й збіднюваної руди від параметрів заходки екскаватору: а) кількість заходок у блоці; б) ширини заходки екскаватору

Аналіз отриманої залежності засвідчив, що при розробці блоку з безрудним прошарком істотно впливають параметри видобувних робіт. Збільшення ширини заходки екскаватора призводить до зменшення об'єму чистої руди і відповідно до збільшення об'єму збіднюваних руд. Тоді як збільшення кількості заходок може бути одним із способів селективної виїмки корисної копалини, оскільки дозволяє зменшити вплив геологічних умов залягання безрудних прошарків (форми, кута нахилу і його потужності) і відпрацьовувати поклад без збіднювання.

Оптимальним параметром, за допомогою якого можна регулювати об'єм збіднювання, є ширина заходки екскаватора. З цією метою були досліджені залежності ширини заходки від технічних параметрів екскаваційного устаткування. При визначенні продуктивності і експлуатаційних параметрів екскаватора використовують радіус черпання на рівні стояння. У роботі [38] наводиться залежність між цим радіусом і максимальною шириною заходки. У таблиці 2.9 приведені дані: технічні характеристики екскаваційного устаткування (максимальний радіус черпання і радіус черпання на рівні стояння), обчислена максимальна ширина заходки (згідно [38]) і ширина заходки, використовувана при проектуванні гірничодобувних об'єктів.

Таблиця 2.9 – Залежності ширини заходки екскаватору і радіусу черпання

Екскаваційне обладнання	Радіус черпання $R_{ч}$, м	Радіус черпання на рівні стояння $R_{ч,у}$, м	Максимальна ширина заходки, м	Ширина заходки у проєктах, м
ЕКГ-4У	23,7	14,49	24,6	
ЕКГ-5А	14,5	9,04	15,4	
ЕКГ-8І	18,4	12,2	20,7	20,0
ЕКГ-6,3 УС	19,8	13,5	23,0	23,0
ЕКГ-10	18,4	12,2	20,7	20,0
ЕКГ-12,5	22,6	14,8	25,2	26,5
ЕКГ-20	21,6	13,7	23,3	

При аналізі графіку залежності об'ємів чистої і збіднюваної руди від ширини заходки екскаватора (див. рис. 2.40 б) і даних таблиці 2.9 можна зробити наступний висновок: ширина заходки, використовувана при проєктуванні гірничодобувних об'єктів 20-25 м, відповідає максимально можливою, тоді як мінімальне збіднювання можливе при ширині заходки до 15 м. Це пояснюється тим, що при меншій ширині заходки простіше використати селективні методи виїмки корисної копалини і більший об'єм руди вилучається без збіднювання. Об'єм збіднюваної руди, що залишився, рекомендується направляти на комплекс передзбагачення для вилучення магнітної складової.

Про доцільність зменшення ширини заходки можна зробити висновок з аналізу коефіцієнта засмічення гірської маси (рис. 2.41). Згідно з прийнятими умовами досліджень (див. табл. 2.8) при розробці блоку ширина заходки зменшується пропорційно їх кількості. Відповідно об'єм порожніх порід, які домішуються до рудної маси в окремій заходці, буде менше пропорційно об'єму видобувного блоку, тоді як коефіцієнт засмічення збільшуватиметься по відношенню до об'єму збіднюваних руд.

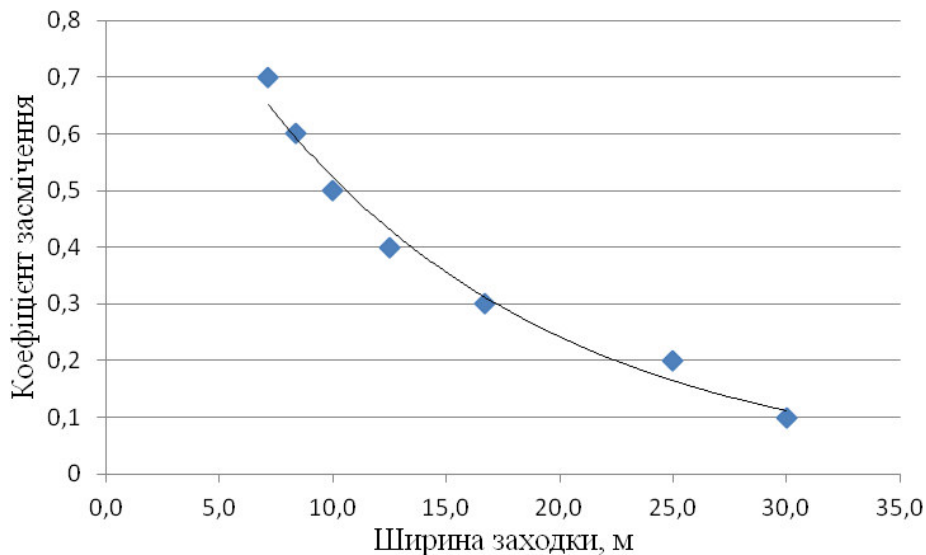


Рисунок 2.41 – Графічна залежність коефіцієнту засмічення від ширини заходки в видобувному блоці

За проведеними дослідженнями встановлена експоненціальна залежність коефіцієнту засмічення від ширини заходки в видобувному блоці з коефіцієнтом детермінації $R^2 = 0,9768$

$$K_3 = 1,1312e^{-0,077Ш_3} \quad (2.22)$$

Отримана залежність обґрунтовує збільшення коефіцієнта засмічення при зменшенні ширини заходки по корисній копалині з безрудним прошарком, що доречно для умови вилучення збіднюваних порід як окремого вантажопотоку на комплекс попереднього збагачення. Зменшення ширини заходки є окремий випадок селективного видобутку руди при підході до контактної зони (безрудного прошарку). Відповідно збільшення коефіцієнта засмічення пояснюється тим, що той самий об'єм порожніх порід тепер припадає на менший об'єм збіднюваної руди. Цей підхід застосований і при технології передзбагачення руди в кар'єрі, коли продуктивність дробильно-збагачувального комплексу обмежена, а об'єм гірської маси, який підлягає передзбагаченню великий.

2.6.4. Напря́м розвитку гірничих робіт

За наявності контактної зони в видобувному уступі на величину втрат і збіднювання гірської маси впливають згідний і незгідний напрям площини падіння пластів і укосу уступу. При похилих і крутих покладах відносно правильної форми об'єм втраченої корисної копалини і об'єм порід збіднювання на одному контакті покладу в межах уступу можна вчислити з геометричних співвідношень (рис. 2.42).

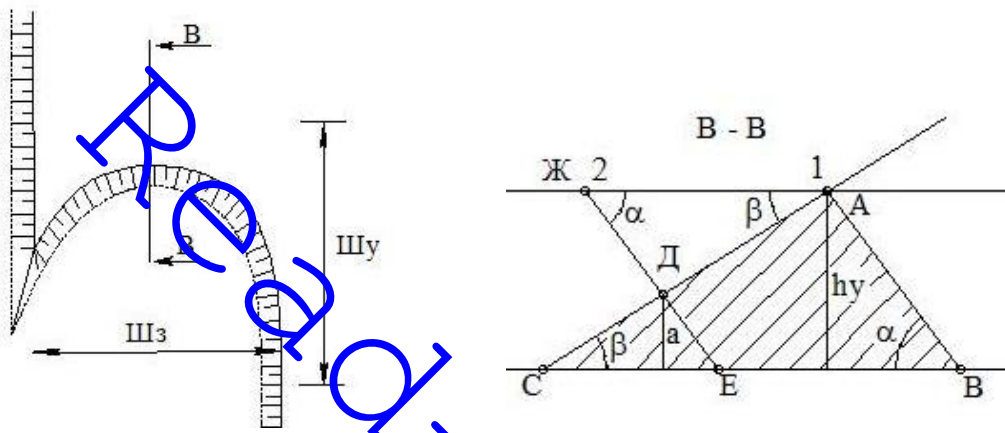


Рисунок 2.42 – Схема до визначення об'ємів втрат і порід збіднювання при незгідному напрямі падіння пластів і лінії укосу уступу

Згідно рис. 2.42 видобувний вибій відпрацьовує контактну зону, в якій незгідний напрям падіння пласта і лінії укосу уступу. У видобувному уступі об'єм чистої кондиційної залізної руди рівний

$$V_{KP} = \frac{1}{2} h_y^2 (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) Ш_3, \quad (2.23)$$

де V_{KP} – об'єм чистої кондиційної залізної руди, м³;

h_y – висота уступу, м;

β – кут падіння покладу, градус;

α – кут укосу уступу, градус;

$Ш_3$ – довжина контактної зони в уступі, м.

Згідно інструкції [36] гірська маса з видобувного вибою від положення 1 до положення 2 потрапляє до корисної копалини в повному обсязі:

- об'єм чистої руди, яка потрапляє на збагачувальну фабрику, складає:

$$V_q = V_{\Delta ABC} - V_{\Delta DEC} = \frac{1}{2}(ctg\alpha + ctg\beta)Ш_3(h_y^2 - a^2), \quad (2.24)$$

де a – висота рудного тіла в контактній зоні, м;

V_B – втрати корисної копалини (ΔCDE)

$$V_B = \frac{1}{2}a^2(ctg\alpha + ctg\beta)Ш_3; \quad (2.25)$$

- об'єм порід збіднювання в рудному потоці ($\Delta AДЖ$)

$$V_{звБ} = \frac{1}{2}(h_y - a)^2(ctg\alpha + ctg\beta)Ш_3. \quad (2.26)$$

У об'ємі гірської маси міститься кондиційна руда об'ємом V_q і збіднювана руда об'ємом $V_{звБ}$, отже, загальний об'єм, що надходить на збагачувальній фабриці, складає

$$V_{згГ} = V_{звБ} + V_q,$$

або

$$V_{згГ} = \frac{1}{2}Ш_3(ctg\alpha + ctg\beta) \left[(h_y - a)^2 + (h_y^2 - a^2) \right]. \quad (2.27)$$

Якщо контактна зона знаходиться в згідному напрямі падіння пласта і лінії укосу уступу, то це вигідніше положення для чистоти і якості руди, що добувається (рис. 2.43).

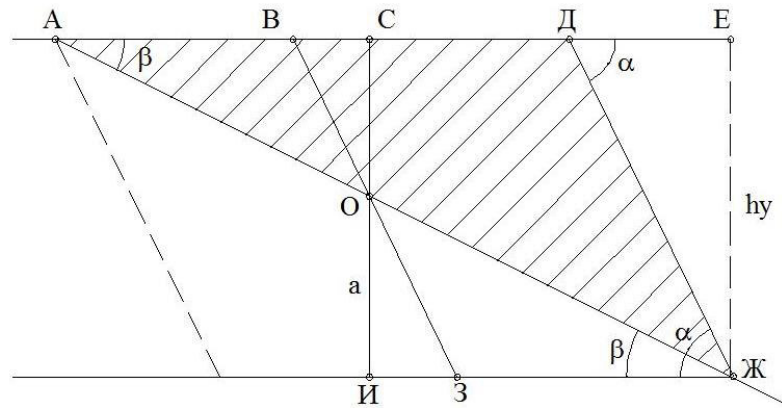


Рисунок 2.43 – Схема до розрахунку зміни якості рудного потоку при згідному напрямі лінії укосу уступу і падіння покладу

При згідному напрямі падіння пласта і лінії укосу уступу геометрія розташування об'ємів руди, втрат і збіднюваних порід змінюється, так:

- об'єм руди в гірському масиві

$$V_q = V_{\Delta AEЖ} - V_{\Delta DEЖ} = \frac{1}{2} h_y^2 \operatorname{ctg} \beta - \frac{1}{2} h_y^2 \operatorname{ctg} \alpha = \frac{1}{2} h_y^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) Ш_3; \quad (2.28)$$

- втрати корисної копалини

$$V_B = V_{\Delta BO} = V_{\Delta CO} - V_{\Delta BCO} = \frac{1}{2} a^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) Ш_3; \quad (2.29)$$

- породи збіднювання

$$V_{зуб} = V_{\Delta OЖ} = V_{\Delta OИЖ} - V_{\Delta OИЗ} = \frac{1}{2} (h_y - a)^2 (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha) Ш_3. \quad (2.30)$$

Об'єм порід (чотирикутник ВДЖЗ), що видобувають з масиву та транспортують на збагачувальну фабрику, з них:

а) чиста руда (чотирикутник ВДЖО) визначається як різниця між рудою в масиві і втратами:

$$V_{\text{ч}} = V_{\Delta A D J} - V_{\Delta A B O} = \frac{1}{2} \text{Ш}_3 (\text{ctg} \beta - \text{ctg} \alpha) [h_y^2 - a^2]; \quad (2.31)$$

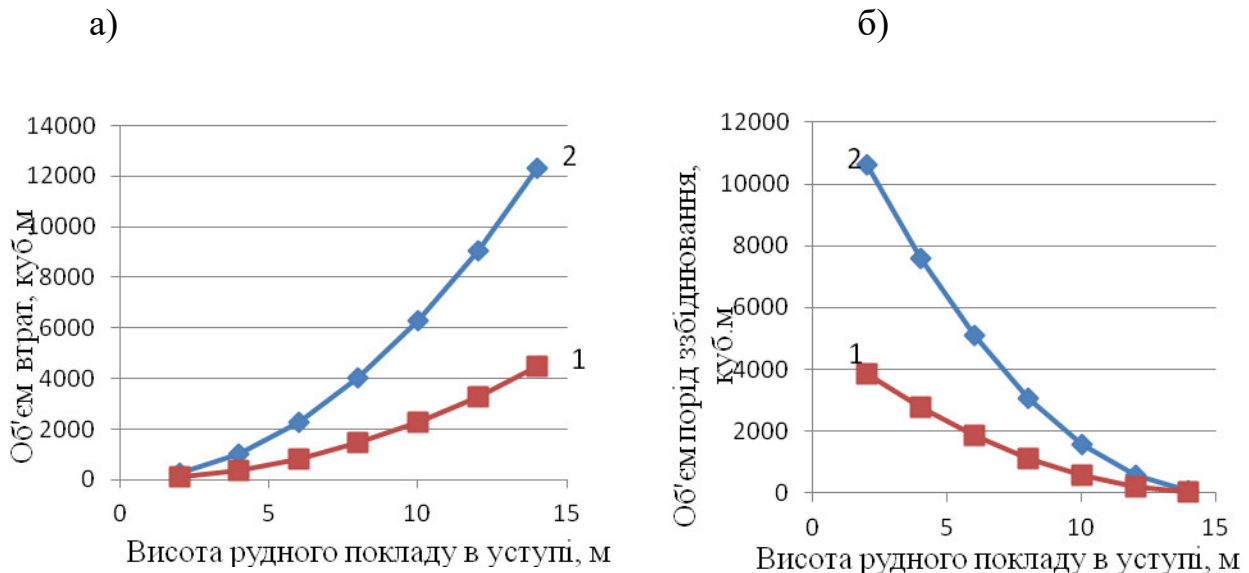
б) породи збіднювання (трикутник ОЗЖ):

$$V_{\text{заг}} = V_{\text{ч}} + V_{\text{зуб}} = \frac{1}{2} \text{Ш}_3 (\text{ctg} \beta - \text{ctg} \alpha) [(h_y^2 - a^2) + (h_y - a)^2]. \quad (2.32)$$

Формули визначення об'ємів руди і порожніх порід при згідному (2.23 – 2.27) і незгідному (2.28 – 2.32) напрямках падіння пласта і лінії укосу уступу однакові за винятком знаку: "+" стоїть при згідному напрямі і "-" – при незгідному. Вплив узгодженості досліджуваних напрямів на об'єми видобутку порід представлений в результатах розрахунку (табл. 2.10) і на графіках рис. 2.44.

Таблиця 2.10 – Результати розрахунку об'єму втрат і збіднювання при згідному і незгідному напрямі покладу і укосу уступу

Висота рудного тіла, м	Втрати		збіднювання	
	незгідний напря́м	згідний напря́м	незгідний напря́м	згідний напря́м
2	251,20	91,20	10613,20	3853,20
4	1004,80	364,80	7598,80	2758,80
6	2260,80	820,80	5086,80	1846,80
8	4019,20	1459,20	3077,20	1117,20
10	6280,00	2280,00	1570,00	570,00
12	9043,20	3283,20	565,20	205,20
14	12308,80	4468,80	62,80	22,80

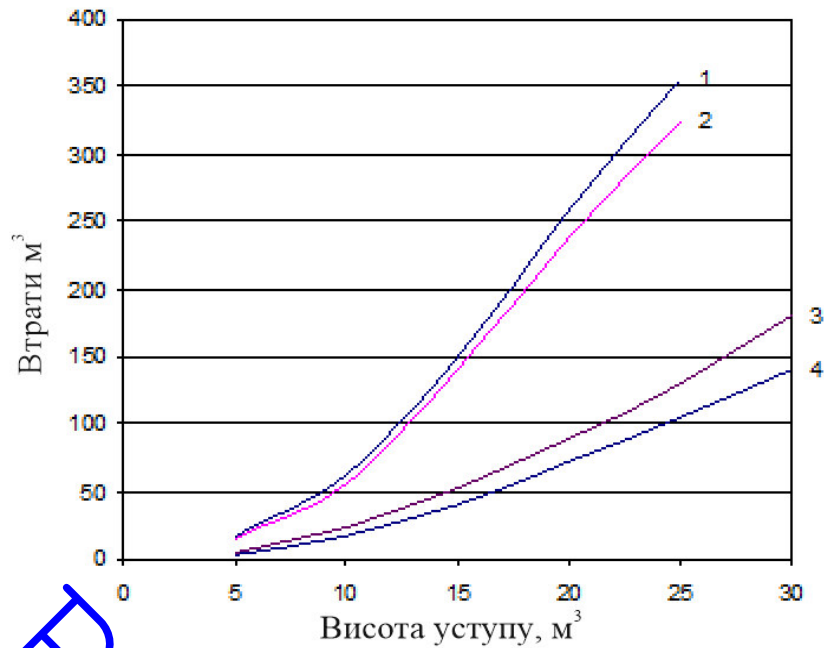


1 – при згідному напрямі падіння покладу і лінії укосу уступу; 2 – при незгідному
 Рисунок 2.44– Залежності об'ємів втраг залізної руди (а) и порід збіднювання (б)
 при розробці контактних зон

Аналіз наведених графіків свідчить, що для мінімізації втраг корисної копалини і збіднювання рудної маси необхідно до контактної зони підходити з боку висячого боку покладу, тобто в згідному напрямі лінії укосу уступу і напрямі падіння покладу. В цьому випадку об'єми втраг і збіднювання зменшуються в 2,5-3,0 разів.

2.6.5. Залежність втраг корисної копалини від висоти уступу

При зменшенні висоти уступу відбувається здорожчання робіт виймання через зниження експлуатаційної продуктивності бурових верстатів, збільшення об'єму буріння, зменшення сітки свердловин, збільшення витрат на транспортування гірської маси. Крім того зменшується кут укосу робочого борту кар'єру, і збільшуються поточні обсяги розкривних робіт. Проте зменшення висоти уступу сприяє селективному вийманні корисної копалини, що видно з графіку втраг (рис. 2.45).



1 і 2 – втрати при розробці лежачого й висного боку при куті падіння покладу 5 градусів, 3 і 4 – теж, но для кута падіння покладу 15 градусів

Рисунок 2.45 – Залежність втрат корисної копалини від висоти уступу

Аналіз отриманої залежності доводить, що при зменшенні висоти уступу здобичі з 15 до 5 м втрати і збіднювання руди знижуються в 1,5 - 2,5 рази (див. рис. 2.45) [41]. Відповідно вміст корисного компонента при вийманні корисної копалини зростає, знижуються витрати на його переробку і підвищується цінність кінцевого продукту гірничого підприємства.

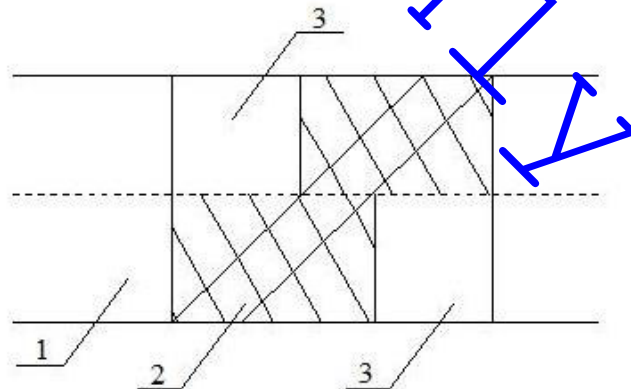
2.7. Залежність збіднювання корисної копалини від параметрів екскаваторних машин

Впродовж 1990 - 2012 років проявляється тенденція застосування екскаваторів з істотним підвищенням ємності ківшів. Якщо в 1980-і роки застосовувалися екскаватори з ємністю ківшів 3 - 5 м³ і в окремих випадках 8 м³ (при вантажопідйомності автосамоскидів 45 - 75 т), то в 2000-і роки у вибоях використовують екскаватори з ємністю ківшів 8 - 12 м³ (відповідно до збільшення вантажопідйомності автосамоскидів до 110 - 120 т). І такий напрям може

зберегтися, оскільки йдуть дослідження і конструкторські рішення щодо виробництва екскаватора ЕКГ- 20.

При розробці поліметалічних руд, жильного золота та інших корисних копалини, що відрізняються великою різноманітністю сортів, застосовують різні прийоми екскавації, що мають назву за П.Е. Зурковим, екскаваторним сортуванням [42]. При цьому було доведено, що зі збільшенням ємності ківшів – підвищується збіднювання гірської маси. В той же час відсутнє встановлення теоретичного взаємозв'язку між збіднюванням (засміченням) рудного потоку і параметрами ківшів екскаваторів. Це надає незручності при оцінці різних технологій і технологічних схем гірничих робіт щодо раціонального ведення видобувних робіт і якості видобувної рудної маси. Тому встановлення залежності об'єму порід збіднювання до об'єму корисної копалини при різній структурі і складі контактних зон "руда – вміщуючі породи" від ємності ківшу екскаватора є актуальним.

Теоретично зниження витрат і збіднювання може досягатися при зменшенні висоти уступу (рис. 2.46), але зменшення висоти уступу призводить до збільшення транспортних витрат і підвищення собівартості концентрату. Технологічно зменшення висоти уступу призводить до великої їх кількості, збільшення протяжності транспортних шляхів і робочих майданчиків.



1 – руда, 2 – породи збіднювання, 3 – виїмка чистої руди при зниженні висоти уступу

Рисунок 2.46 – Виїмка об'ємів чистої руди при зменшенні висоти уступу в два рази

Тому в практиці частіше проявляється зворотна тенденція, що призводить до збільшення висоти уступів до 20 і більше метрів (здвоювання і навіть строювання

уступів), що дозволяє зменшити об'єм виїмки розкриття і скоротити кількість транспортних горизонтів. Ці технологічні рішення призводять до ускладнення селективної виїмки руди з контактних зон "руда – вміщуючі породи".

Причиною великих втрат і збіднювання руд у видобувному вибої є застосування екскаваторів з великою місткістю ківшу. Визначимо величину збіднювання руди залежно від ємності ківшу екскаватора в наступних умовах, що ідеалізуються [7]. Припустимо, що:

- об'єм ківшу екскаватора з максимальною місткістю, наприклад від екскаватору ЕКГ-12,5, дорівнює об'єму куба V_{max} зі стороною a (на рис. 2.47 представлений площею квадрата зі стороною a);

- об'єм ківшу екскаватора з меншою місткістю, наприклад від екскаватору ЕКГ-4У, дорівнює об'єму куба V_{min} зі стороною k (на рис. 2.47 представлений площею квадрата зі стороною k).

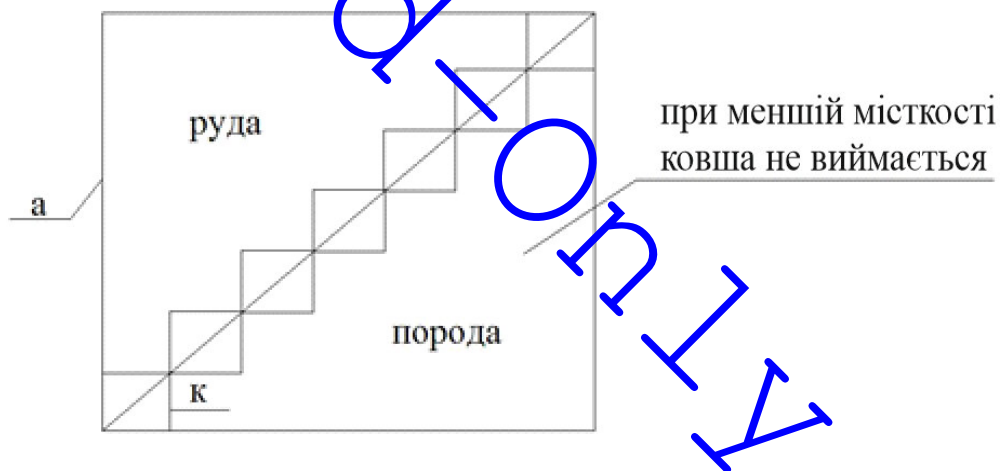


Рисунок 2.47 – Об'єм гірської маси, який виймають ківшами екскаватори великої та малої місткістю

Виходячи з співвідношення (2.17) при вийманні корисної копалини з контактної зони «руда – вміщуючі породи» екскаватором більшої місткістю коефіцієнт засмічення можна представити як відношення об'єму (площі на рис. 2.47) пустої породи до всього об'єму, який підлягає вийманню (площі)

$$K_3 = \frac{0,5a^3}{a^3} = \frac{1}{2}.$$

Якщо той самий об'єм виймати екскаватором з меншою ємністю ківшу зі стороною k , тоді збіднювання буде проходити тільки за діагоналлю квадрата, як показано на рисунку (см. рис. 2.47). В цьому випадку частина пустих порід не буде взята в руду.

Об'єм гірської маси з контактної зони, який виймається екскаватором з меншою ємністю ківшу [39]

$$V_{\text{пр}} = \frac{a^2 k}{\cos \beta}, \quad (2.33)$$

де β – кут падіння площини контактної зони щодо відношення до видобувного уступу, градус.

Якщо в кожному ківші половина пустої породи, то об'єм пустих порід, видобутий з контактної зони в рудну масу складе

$$V_{\text{звб}} = \frac{a^2 k}{\cos \beta} K_3 = \frac{a^2 k}{2 \cos \beta}. \quad (2.34)$$

Кількість черпання n уздовж контактної зони екскаватором з меншою місткістю ківшу складе

$$n = V_{\text{звб}} \div V_{\text{мін}} = \frac{a^2}{k^2 \cos \beta}. \quad (2.35)$$

Загальний об'єм $V_{\text{заг}}$ руди и порід збіднювання, які будуть видобути екскаватором з малою місткістю ківшу в рудну масу

$$V_{\text{заг}} = V_p + V_{\text{звб}} = \frac{a^2}{2} \left(a + \frac{k}{\cos \beta} \right). \quad (2.36)$$

Тоді коефіцієнт засмічення K_3 корисної копалини некондиційними сортами або пустими породами при вийманні з контактних зон екскаватором з меншою місткістю ківшу за формулою (2.35) набуде

$$K_3 = \frac{V_{3УБ}}{V_{3АГ}} = \frac{k}{a \cdot \cos \beta} + k. \quad (2.37)$$

Якщо прийняти, що $k = \sqrt[3]{V_{min}}$, $a = \sqrt[3]{V_{max}}$, де V_{min} й V_{max} – об'єм ківшу екскаватора з мінімальною й максимальною місткістю, то на підставі параметрів екскаваторів, які використовують на виробництві (табл. 2.11), можливо знайти емпіричну залежність коефіцієнту засмічення руди від місткості ківшу екскаватору.

Таблиця 2.11 – Параметри ківшів екскаваторів

Екскаватор	Параметри		
	Довжина	Ширина	Висота
ЕКГ 4У	2400	2270	2600
ЕКГ 6,3УС	3000	2750	3220
ЕКГ 8І	3150	2950	3350
ЕКГ 12,5	3830	3260	3900

Розглянемо приклад визначення залежності збіднювання руди при порівнянні ємності ківшу ЕКГ-20 з тими, що зараз використовуються: $a = \sqrt[3]{20} = 2,7$; $k = 1,44; 1,59; 1,85; 2,0; 2,32$ відповідно при ємності ківшу $3,0; 4,0; 6,3; 8,0$ и $12,5 \text{ м}^3$ (рис. 2.48).

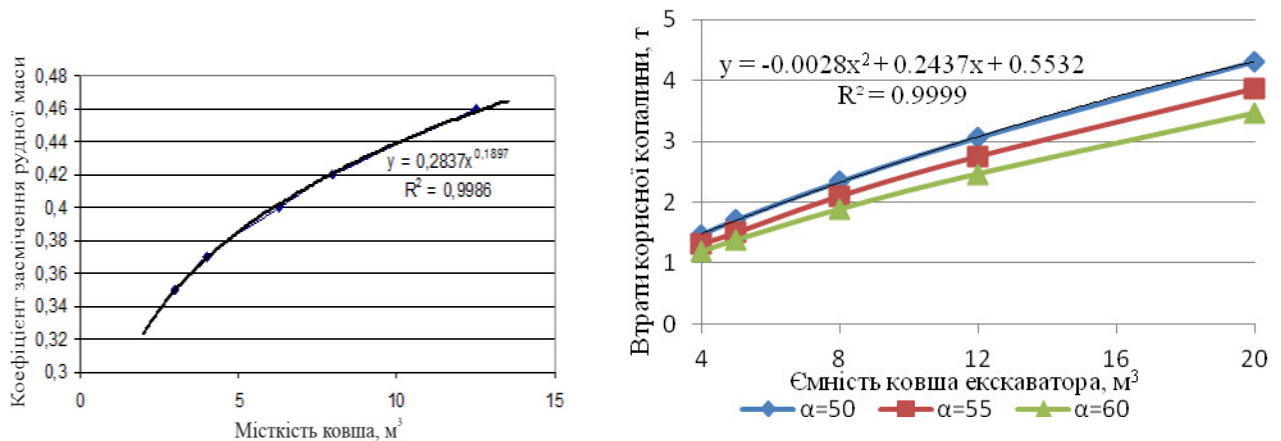


Рисунок 2.48 – Залежність коефіцієнту засмічення і втрат руди від ємності ківшу екскаватора

Як видно із графіку, збіднювання руд зі збільшенням місткості ківшу екскаватора змінюється як ступенева функція, тоді як втрати корисної копалини за поліноміальною [43,44].

За результатами роботи відображених в пунктах 2.6 та 2.7 сформульовано третє наукове положення «Збіднювання рудного потоку визначається коефіцієнтом засмічення, який збільшується за ступеневою залежністю від місткості ківшу екскаватора, зменшується за експоненціальною залежністю від ширини заходки видобувного блоку і висоти уступу та за ступеневою залежністю від кута нахилу безрудного прошарку та його потужності і знижується в 2-3 рази під впливом дії додаткового технологічного процесу сухої магнітної сепарації в кар'єрі до вантажопотоку з контактних зон після середнього механічного дроблення».

2.8. Способи підвищення якості руди

Відсотковий вміст корисного компонента в рудних вантажопотоках, як правило, нижче, ніж його вміст в гірському масиві, оскільки існуючі технології виймання і транспортування гірської маси допускають домішування зольних порід. Існують різні способи підвищення якості рудної маси через зменшення

збіднювання або збільшення втрат. Для вирішення цієї проблеми використовуються різні рішення: зміна параметрів гірничих машин, зміна параметрів систем розробки, планування гірничих робіт і так далі. З них можна виділити наступні:

- 1) параметри систем розробки [41]:
 - зменшення висоти уступу,
 - виділення підступів;
- 2) планування гірничих робіт:
 - розробляються нові й вдосконалюються існуючі технології видобутку і переробки корисної копалини,
 - вибух з збереженням геологічного середовища [45],
 - селективне виймання [42],
 - планування режимів гірничих робіт [46], параметри кар'єра [47],
 - розробляються критерії оптимізації формування кар'єрних вантажопотоків [48],
 - усереднення рудної сировини перед збагаченням і металургійним переділом [49],
 - визначення меж кар'єрів і розрахунок економічно обґрунтованого бортового вмісту корисного компонента [50],
 - застосування попереднього збагачення на збагачувальній фабриці [51] або в кар'єрі [44, 52];
 - 3) параметри гірничого обладнання:
 - виконують підбір екскаваторного обладнання [42],
 - використовують мехлопати з маленькою місткістю ківшу (до 4 – 5 м³) [37],
 - застосування поворотних ківшів.

На ефективність екскаваторних робіт при селективному вийманні корисної копалини впливають параметри систем розробки: висота уступу, напрям

переміщення фронту видобувних робіт щодо відношення простягання покладу, куту падіння покладу та ін.

При зменшенні висоти уступу (параметри систем розробки) відбувається деяке здорожчання робіт виймання (параметри гірничого обладнання) завдяки зниженню експлуатаційної продуктивності бурових верстатів, збільшенню об'єму буріння, зменшенню сітки свердловин, збільшенню витрат на транспортування гірської маси, зменшується кут укосу робочого борту кар'єру, і збільшуються поточні об'єми розкривних робіт. В той же час зростає вміст корисного компонента в корисній копалині, знижуються витрати на його переробку і підвищується цінність кінцевого продукту гірничого підприємства. При зменшенні висоти уступу з 15 до 5 м втрати і збіднювання руди знижуються в 1,5 - 2,5 рази.

Підривання зі збереженням геологічного середовища. При розробці родовищ вибухові роботи – одне з основних джерел втрат і збіднювання корисної копалини. Існує метод підривання, що ґрунтується на енергетичному принципі управління енергією вибуху, при якому гірська маса зберігає геологічну структуру рудного масиву [45]. За результатами маркшейдерської зйомки деформація висаджуваного в повітря масиву мінімальна при підриванні розосередженими зарядами з набійкою. Свердловинний заряд розділяють на дві частини: 80% від загального заряду внизу свердловини і 20% в набійці. Підривання зі збереженням геологічної структури рудних тіл дозволяє в середньому понизити коефіцієнт розпушування на 15-20 %, втрат корисної копалини – на 10-15 % і збіднювання – на 30 %.

Селективне виймання. Основні варіанти технологічних комплексів при селективному вийманні, визначаються поєднанням підривання і виймання [37]:

- валове підривання і роздільне виймання;
- валове підривання і складне роздільне виймання;
- роздільне підривання і валове виймання;
- роздільне підривання і просте роздільне виймання.

Кондиційна якість корисної копалини при складному роздільному вийманні досягається: правильним вибором способу, прийомів сортування і порядку

відробітку вибою, ретельною підготовкою вибою до вибуху, розділом за допомогою вибуху компонентів, розміщенням екскаватора як можливо ближче до вибою. При застосуванні автомобільного транспорту досить просто створюються однорідні заходки і істотно розширюється сфера впровадження способів простого роздільного виймання. В цілому роздільне виймання складноструктурних покладів підвищує якість видобувної корисної копалини, і знижує його втрати, але ускладнює організацію підготовки і виймання, знижує продуктивність екскаватора, підвищує собівартість виїмки. При вийманні корисної копалини з внутрішньо вибійним сортуванням розрізняють продуктивність екскаватора щодо відвантаження і сортування. І та, і інша залежать від міри перемішування в розвали окремо сортувальних компонентів.

Означені вище труднощі робіт виймання і недоліки селективного виймання на виробництві долають при використанні попереднього збагачення руди на збагачувальній фабриці.

Попереднє збагачення залізних руд на збагачувальній фабриці. При переробці на збагачувальних фабриках залізистих неокислених кварцитів широке поширення отримала суха магнітна сепарація (див. розділ 1). Її застосування дозволяє збільшити виробництво концентрату на 12-17 %, понизивши витрату руди на 1 тонні концентрату з 2,628 до 2,473 тонни [53].

Незважаючи на високу економічну ефективність передзбагачення безпосередньо на збагачувальних фабриках, особливо у зв'язку зі зменшенням енергетичних витрат на подрібнення, збільшення виробництва концентрату при тих же потужностях, вона є недостатньою. Це обумовлено наступним:

- а) вибірковим передзбагаченням руд, що не завжди можна здійснити при злитті потоків декількох типів руд після дроблення;
- б) великими витратами на транспорт руди в кар'єрі і від кар'єру до збагачувальної фабрики;
- в) великими витратами на транспорт і складування відходів передзбагачення.

Аналіз існуючих способів підвищення якості руди в очисному вибої засвідчив, що, незважаючи на сучасні науково-технічні розробки, на виробництві

найпоширенішими залишаються селективне виймання і усереднювання корисної копалини. Проте селективне виймання руди було ефективно здійснювати в 1980 - 1990 рр., коли застосовувалися екскаватори з ємністю ківшів 3 - 5 м³ і в окремих випадках 8 м³ (при вантажопідйомності автосамоскидів 45 - 75 т). У 2000-і роки у вибоях використовуються екскаватори з ємністю ківшів 8 - 12 м³ (відповідно до збільшення вантажопідйомності автосамоскидів до 110 - 150 т) і планується застосовувати екскаватори з ємністю 20 м³. Ця тенденція збільшення ємності ківшів екскаваційного устаткування призводить до підвищеного збіднювання рудної маси або великих втрат. Тому запропонована **технологія передзбагачення руди в кар'єрі (ТПРК)**, що полягає в тому, що руда піддається попередньому збагаченню безпосередньо в кар'єрі, а відходи передзбагачення розміщують у виробленому просторі кар'єру або складують спільно із породами розкриття [39,40,52] – є кращим варіантом збереження природних ресурсів, зниження втрат і збіднювання, покращення якості вихідної мінеральної сировини для збагачувальної фабрики та інше.

З метою зниження втрат і збіднювання рудної гірської маси ТПРК можна застосовувати:

- в контактних зонах із вміщуючими породами;
- при вклинюванні рудного покладу у вміщуючі породи;
- при переході безрудного прошарку до 10 м, який згідно Інструкції [36] обов'язково потрібно взяти в рудну масу;
- в складноструктурних видобувних вибоях, де переміжність рудних шарів й безрудних прошарків більше двох;
- для виймання некондиційних руд з метою збільшення виробничої потужності кар'єру.

ТПРК дозволяє вибірково попередньо збагачувати збіднювані і некондиційні руди на стаціонарних або мобільних дробильно-сортувальних комплексах.

2.9. Висновки за розділом 2

1. Розроблена класифікація контактних зон "руда – вміщуючі породи" щодо залізородних родовищ Кривого Рогу, яка охоплює особливості геологічної будови контактної зони (форма, переміжність, складність, магнітна сприйнятливість, візуальні відмінності між різними контактуючими шарами), якісні характеристики порід, які вміщують (типи порід, вміст корисного компонента), щодо відношення до гірничо-технологічних параметрів ведення гірничих робіт (злагоджене або не злагоджене падіння контактної зони, лінії укосу уступу і фронту робіт, кут падіння контакту).

2. Досліджено вплив вибухової речовини на характер руйнування анізотропних порід складного масиву на еквівалентних матеріалах. Встановлено, що при підриві моделі з зарядженням в поперек контактної зони гранулометричний склад продуктів руйнування більший, чим при підриві моделі з зарядженням вздовж контактної зони. Отримані результати підтверджують теоретичні дослідження щодо впливу кута нахилу контактної зони.

3. Розроблений спосіб вибухового руйнування міцних анізотропних гірських порід у видобувному блоку із застосуванням конструкції свердловинного заряду вибухової речовини з секцією заряду кумулятивної дії. Запропоновані схеми розташування свердловинного заряду відносно контактних зон. Застосування заряду кумулятивної дії дозволяє створити систему радіальних тріщин і екрануючу щілину вздовж контактної зони. В результаті в контактній зоні буде більш якісне дроблення гірських порід і відповідно зменшення зростків руди з породами, які їх вміщують.

4. Встановлені закономірності зміни параметрів потоку рудної маси в залежності від діаметру буро-вибухових свердловин, а саме середній розмір шматка гірської маси має ступеневу залежність від діаметру свердловин, а розмір негабариту – експоненціальну.

5. Розроблена конструкція свердловинного заряду ВР, яка забезпечує ефективне руйнування міцних гірських порід завдяки використанню нової форми

поліетиленової оболонки (рукава), в якому по його периметру сформовані увігнуті ділянки – напівкулі. Вживання запропонованої конструкції свердловинного заряду ВР дозволяє створити різноградієнтне навантаження на масив гірських порід і, як наслідок, регулювати розподіл енергії вибуху через коректування розташування напівкуль по периметру поліетиленової оболонки, що забезпечить раціональне подрібнення гірських порід і необхідний гранулометричний склад гірської маси.

6. Досліджені залежності втрат і збіднювання корисної копалини при її вийманні від геологічних, гірничих та технічних параметрів. Встановлено, що коефіцієнт засмічення при вийманні видобувного блоку з включенням безрудного або некондиційного прошарку прямо пропорційно залежить від потужності безрудного прошарку, зворотно пропорційно від параметрів вибодувного блоку та кута падіння контактної зони.

7. Аналіз залежності коефіцієнту засмічення від кута падіння контактної зони засвідчив, що мінімальний коефіцієнт засмічення руди відбувається при перетині безрудного прошарку під кутом нахилу від 50 до 90 градусів. Відповідно максимальний коефіцієнт засмічення руди при горизонтальному прошарку або пологого нахилу. Крім того ситуація істотно посилюється під впливом потужності безрудного прошарку. Так якщо горизонтально розташований прошарок при потужності 2 м визначає коефіцієнт засмічення до 0,4, тоді як при потужності 10 м в уступі заввишки 15 м відбувається переважання порожніх порід над рудою і коефіцієнт засмічення складе до 1,8. Гірська маса з такого блоку виїмки вважається породами розкриття, а руда йде у втрати.

8. Отримана залежність коефіцієнту засмічення від ширини заходки в видобувному блоці, яка пояснює збільшення коефіцієнта засмічення при зменшенні ширини заходки, що дає можливість визначити раціональні параметри селективного видобутку руди при підході до контактної зони (безрудного прошарку). Відповідно той же об'єм порожніх порід доводиться на менший об'єм збіднюваної руди.

9. Аналіз існуючих способів підвищення якості руди в очисному забої показав, що, незважаючи на сучасні науково-технічні розробки, на виробництві

найпоширенішими залишаються селективне виймання і усереднювання корисної копалини. Тенденція збільшення ємності ківшів екскаваторного устаткування призводить до підвищеного збіднювання рудної маси або великих втрат. Тому запропонована в дисертаційній роботі **технологія передзбагачення руди в кар'єрі**, яка полягає в тому, що руда піддається попередньому збагаченню безпосередньо в кар'єрі, а відходи передзбагачення розміщують у виробленому просторі кар'єру або складують спільно з породами розкриття – є кращим варіантом збереження природних ресурсів, зниження втрат і збіднювання, покращення якості вихідної мінеральної сировини для збагачувальної фабрики та інше. Так як вона дозволяє зменшити втрати й збіднювання порід, тому ТПРК є ресурсозберігаючою.

Отримані результати відображені у публікаціях [6, 7, 17, 27, 30, 39, 40, 52].

На підставі проведених досліджень сформульовані наступні наукові положення:

1. Кут між віссю вибухової порожнини і площиною контактної зони твердого середовища з породами різної міцності і щільності при вибуховому навантаженні подовженими зарядами впливає на показник кондиційності дроблення, який підвищується на 7-10% при зміні кута від 0 до 90 градусів.

2. Коефіцієнт запасу стійкості технологного укусу змінюється в поліноміальній залежності від кута падіння безрудного прошарку в рудному середовищі і збільшується в логарифмічній залежності від потужності включення та має мінімальні значення при кутах 35-45 градусів до площини виїмки гірської маси і при потужності безрудного прошарку до 3 м.

3. Збіднювання рудного потоку визначається коефіцієнтом засмічення, який збільшується за ступеневою залежністю від місткості ківшу екскаватора, зменшується за експоненціальною залежністю від ширини заходки видобувного блоку і висоти уступу та за ступеневою залежністю від кута нахилу безрудного прошарку та його потужності і знижується в 2-3 рази під впливом дії додаткового технологічного процесу сухої магнітної сепарації в кар'єрі до вантажопотоку з контактних зон після середнього механічного дроблення.

2.10. Список використаних джерел за розділом 2

1. Циклично-поточная технология скальных пород вскрыши в Первомайском карьере: Отчет об инженерно-геологических изысканиях. Пояснительная записка / ООО «Южгипроруда». Харьков, 2008. 128 с.
2. Отчет о результатах выполненных работ по бурению инженерных геологических и гидрогеологических наблюдательных скважин для Анновского и Первомайского карьеров ОАО «СевГОК» г. Кривого Рога / «ДнепроГИИТИЗ». Днепропетровск, 2004. 210 с.
3. Реконструкция карьеров и отвалов НКГОКа и ЮГОКа для селективной разработки окисленных кварцитов: Отчет об инженерно-геологических изысканиях: Отчет (закл.) «Южгипроруда». Харьков. 143 с.
4. Инженерно-геологические изыскания и гидрогеологические исследования на площадке строительства Шумаковского ГОКа. ООО «НПФ «ГеоРесурс» Кривой Рог, 2012. 321 с.
5. Мелешкин С.М., Соколов Г.А. Геологический очерк. Криворожский железорудный бассейн. <https://www.booksite.ru/fulltext/1/001/008/066/276.htm> (дата звернення: 08.03.2016).
6. Бабий Е.В., Синенко М.А. Квалиметрическая оценка качества добычи железных руд, потери и разубоживание // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2010. Вып. 89. С. 9-18.
7. Бабий Е.В. Зависимость разубоживания полезного ископаемого от параметров экскавационных машин // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2011. Вып. 94. С. 3-10.
8. Курганський В.М., Тішаєв І.В. Електричні та електромагнітні методи дослідження свердловин: Навчальний посібник. К.: Київський університет, 2011. 175 с.
9. ГОСТ 21153.0–75. Порода горные. Отбор проб и общие методы физических испытаний. Введен с 01.07.75. М.: Изд-во стандартов, 1976. 20 с.

10. ГОСТ 10181.2–81. Смеси бетонные. Методы определения плотности. Введен с 01.01.81. М.: Изд-во стандартов, 1981. 25 с.
11. ГОСТ 21153.2–84. Породы горные. Метод определения предела прочности при одноосном сжатии. Введен с 01.07.86. М.: Изд-во стандартов, 1986. 10 с.
12. Временные методические указания по экспресс-определению упругих свойств горных пород ультразвуковым методом на необработанных образцах керна геологоразведочных скважин РД / А.А. Яланский, Т.А. Паламарчук, С.И. Скипочка и др. Л.: ВНИМИ, 1987. 41 с.
13. ГОСТ 21153.7–75. Породы горные. Метод определения скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн. Введен с 01.01.75. М.: Изд-во стандартов, 1976. 35 с.
14. Ефремов Э.И., Никифорова В.А., Ромашко А.М. О механизме разрушения горных пород цилиндрическими зарядами с кольцевыми инертными зазорами // Вісник КНУ, 2012. № 1. С. 127-130.
15. Ефремов Э.И., Кратковский И.Л., Ищенко К.С. Влияние поверхностно-активных веществ на характер динамического разрушения полиминеральных пород // Розробка родовищ. Дніпропетровск, 2013. С. 229-234.
16. Спосіб формування комбінованого свердловинного заряду вибухової речовини кумулятивної дії: пат. 114783 Україна, № 2016 06731 ; заявл. 21.06.2016 ; опубл. 27.03.2017, Бюл. № 6. 3 с.
17. Бабій К.В. Вплив параметрів вибухового руйнування видобувних блоків складної геологічної будови на формування технологічних комплексів передзбагачення руди в кар'єрах // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2018. № 6. С. 15-18.
18. Спосіб вибухового руйнування локально-тріщинуватих анізотропних гірських порід: пат. 105730 Україна. / К.С. Іщенко, С.В. Коновал, І.Л. Кратковський, В.М. Коновал; заявник і власник патенту ІГТМ НАН України. № а201307372 заявл. 11.06.2013; опубл. 10.06.2014, Бюл. № 11. 3 с.

19. Спосіб формування комбінованого свердловинного заряду вибухової речовини (ВР) кумулятивної дії: пат. 118458 Україна. / Б.С. Іщенко, О.К. Іщенко, К.С. Іщенко ; заявник і власник патенту НТУ «ДП» і ІГТМ НАН України. № а2016 05057 заявл. 10.11.17; опубл. 25.01.2019. Бюл. № 2. 2 с.
20. Барон Л.И. Кусковатость и методы ее измерения. М.: Изд-во АН СССР, 1960. 124 с.
21. Вадюнина А.Ф., Корчагина З.А. Методы определения физических свойств почв и грунтов. М.: Высшая Школа, 1961. 345 с.
22. Кузьмин Ю.О., Жуков В.С. Современная геодинамика и вариации физических свойств горных пород. М.: Горная книга, 2012. 264 с.
23. Бжицьких Т.Г., Санду С.Ф., Пулькина Н.Э. Определение физических и фильтрационно-емкостных свойств горных пород: практикум для выполнения учебно-научных работ студентами направления «Прикладная геология» и «Нефтегазовое дело». Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. 90 с.
24. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. М.: Недра, 1968. 308 с.
25. Перегудов Ю.В., Перегудов В.В. Обоснование технологии ведения открытых горных работ при вовлечении в отработку подработанных бортов карьера // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2016. Вып. 129. С. 92-97.
26. Тищенко С.К., Еременко Г.И., Малых Д.Ю. Определение импульсного воздействия взрыва скважинного заряда на разрушаемый горный массив / Metallurgical and Mining Industry. 2016. № 6. С. 78-82.
27. Четверик М.С., Перегудов В.В., Романенко А.В. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития. Кривой Рог: Дионис, 2012. 356 с.
28. Гірничий енциклопедичний словник: у 2-х тт. / За ред. В.С. Білецького. Донецьк: Східний видавничий дім, 2002. Т. 2. 632 с.

29. Shashenko O.M. and Kovrov O.S Comparative analysis of two failure criteria for rocks and massifs // Scientific Bulletin of National Mining University, No 6(156), 2016. P. 54-59.

30. Четверик М.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А., Гребенник В.Н. Геомеханика устойчивости системы карьер – внутренний отвал – природная среда // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2018. Вип. 140. С. 176-187.

31. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ: Учебник для вузов. М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. 473 с.

32. Попов В.Н., Шпаков П.С., Юнаков Ю.Л. Управление устойчивостью карьерных откосов. Учебник для вузов. М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2008. 683 с.

33. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М.: Недра, 1968. 426 с.

34. Ракишев Б.Р., Имашев Ж.Р., Баймухамедов Е.М., Ауэзова К.Т. Технологические характеристики строения сложноструктурного массива в развале // "Неделя горняка - 2001". МОСКВА, МПГУ, 29 января – 2 февраля 2001 г.

35. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алматы: Наука, 1983. 240 с.

36. Отраслевая инструкция по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромовых месторождений на предприятиях Министерства черной металлургии СССР / ВИОГЕМ. Белгород, 1975. 68 с.

37. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы: Учебник для вузов 4-е изд. перераб. и дополн. М.: Недра, 1985. 509 с.

38. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов 4-е изд. перераб. и дополн. М.: Недра, 1985. 549 с.

39. Бабий Е.В., Синенко М.А. О качестве рудного потока при технологии предобогащения руды в карьере // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. пр. Кривий Ріг, 2010. № 25. С. 19-24.

40. Четверик М.С., Бабий Е.В., Синенко М.А. Технология предобогащения руды в карьере как ресурсосберегающая технология // Материалы Юбилейной XX Международ. науч. школы. им. академика С.О. Христиановича 20-26 сентября 2010 г. Симферополь: Таврич. нац. ун-т, 2010. С. 361-363.

41. Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Четверик М.С. Горногеометрический анализ и режим горных работ карьеров. К.: Наукова думка, 1971. 144 с.

42. Зурков П.Э. Основные вопросы открытой разработки железных руд сложного состава: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.03 / П.Э. Зурков. Москва: МГИ, 1958. 367 с.

43. Review of geomechanical problems of accumulation and reduction of mining industry wastes, and ways of their solution / M. Chetveryk, O. Bubnova, K. Babii, O. Shevchenko, S. Moldabaev // Mining of Mineral Deposits Journal homepage <http://mining.in.ua>. 2018. Volume 12. Issue 4. pp. 63-72.

44. Четверик М.С., Бабий Е.В., Швец Д.В., Тойманов Н.Т., Акилбаев Т.И. Определение перспективных направлений по извлечению балансовых запасов руд при открытой их добыче // Геотехнічна механіка. Днепро, 2017. Вип. 132. С. 85-95.

45. Мосинец В.Н., Рубцов С.К. Технология взрывания рудных уступов с сохранением геологической структуры // Горный журнал. 2001. № 12. С. 33-38.

46. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы. Днепропетровск: НГУ, 2011. 542 с.

47. Близнюков В.Г. Определение главных параметров карьера с учетом качества руды. М.: Недра, 1978. 150 с.

48. Півень В.О. Підвищення ефективності виробництва залізорудного концентрату на основі оптимізації кар'єрних вантажопотоків руди: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Кривий Ріг: КТУ, 2005. 19 с.

49. Новожилов М.Г., Ройзен Я.Ш., Эрперт А.М. Качество рудного сырья черной металлургии. М.: Недра, 1977. 415 с.
50. Юматов Б.П., Секисов Г.В., Буянов М.И. Нормирование и планирование полноты и качества выемки руды на карьерах. М.: Недра, 1987. 183 с.
51. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 3 т. М.: Горная книга, 2008. Т 1. Обогащительные процессы и аппараты. 470 с.
52. Четверик М.С., Бабій К.В., Бубнова Е.А. Технические решения проблемы накопления отходов горнодобывающей промышленности // Зб. наук. праць за результатами роботи III Міжнародної наук.-техн. конф. «Сучасні технології розробки рудних родовищ» 19 червня 2015 р. Кривий Ріг: Вид. Р.А. Козлов, 2015. С. 34-36.
53. Кретов С.И., Гусин С.Д., Потапов С.А. Совершенствование технологии переработки руд Михайловского месторождения // Горный журнал. 2006. № 7. С. 71-74.

РОЗДІЛ 3

ФОРМУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ КОМПЛЕКСІВ ТА ОБЛАДНАННЯ ПРИ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРІ

3.1. Обґрунтування технології передзбагачення руди в кар'єрі

Сучасний період розвитку гірничо-переробної промисловості в Україні можна охарактеризувати багатьма рисами, властивостями, ознаками та відзнаками, але суттєвими негативними на жаль є: низька якість кінцевої продукції в порівнянні з передовими зарубіжними виробниками, висока собівартість її виготовлення, низький процент впровадження сучасних енергетично зберігаючих технологій та складністю гірничих робіт. Як показують дослідження - саме проблематичні трудомісткі гірничі роботи є основною причиною високої собівартості кінцевої продукції, а геологічні властивості вихідної мінеральної сировини – причиною їхньої низької якості.

Взагалі відкриті гірничі роботи щодо розробки залізних руд характеризуються чималими глибинами (понад 350-550 м), у зв'язку зі світовою кризою різким зниженням обсягів виймання розкритих порід (які здебільшого представлені окисленими кварцитами), зменшенням ширини робочих майданчиків, консервацією розкритих запасів, використанням устаткування великої одиничної потужності та іншими гірничими й технологічними показниками. Геологічні особливості залізородних родовищ проявляються насамперед крізь низьку якість вихідної мінеральної сировини, яка тягне за собою великі енергетичні та грошові витрати, пов'язані з транспортуванням і переробкою залізних руд. Це обумовлено тим, що для отримання необхідного обсягу концентрату необхідно транспортувати більшу кількість руди на збагачувальну фабрику (ЗФ), де в повному обсязі піддати технологічним процесам: дроблення, подрібнення і відповідно збагачення.

При дослідженні причин низької якості та дорожнечі кінцевої продукції гірничо-металургійного комплексу в межах об'єкту дисертаційної роботи були

проаналізовані геологічні, технічні, технологічні, економічні, екологічні й соціальні чинники, які на це впливають.

Геологічні:

а) низька якість мінеральної сировини - розробляються бідніші родовища, де вміст заліза в руді на даний період становить 27-30 %, тоді як раніше на багатих родовищах добували руду із вмістом заліза до 55 %;

б) високе збіднювання рудної маси на окремих ділянках через включення в запаси нерудних прошарків потужністю до 10 м;

в) багат шарове залягання, переміжність шарів, складне залягання корисної копалини, що ускладнює виймання, транспортування та переробку гірської маси;

г) тектонічні порушення спричиняють складнощі видобутку корисної копалини в зоні переміжних порід, які пов'язані з збіднюванням.

Технологічні:

а) різке зниження обсягів виймання розкритих порід;

б) великі втрати корисної копалини спричинені списуванням залізних руд, які важко збагачуються, або збіднюваних руд, або підвищення коефіцієнту бортового вмісту корисного компоненту;

в) при виробництві вибухових робіт відбувається змішування рудних і нерудних шарів й прошарків;

г) слабка впровадження сучасних енергозберігаючих технологій.

Технічні:

а) впровадження устаткування великої потужності, в тому числі збільшення місткості ковшів екскаваторів (з 5 м³ до 12-20 м³), що призвело до неможливості селективного виймання руд і підвищило їх збіднювання;

б) через відсутність впровадження сучасних енергозберігаючих технологій дуже мало впроваджується нове сучасне обладнання (сепаратори, гуркоти, автоматизована техніка та інше), використання застарілого обладнання.

Економічні:

а) висока собівартість кінцевої продукції через складність технологічного процесу;

б) низькі показники якості вихідної продукції через початкову низьку якість мінеральної сировини та застаріле обладнання збагачення;

в) витрати на транспортування збіднюваних руд з кар'єру до збагачувальної фабрики, а потім - сухих хвостів у зворотному напрямку до кар'єру в зовнішні відвали;

г) витрати на складування мокрих хвостів в хвостосховищах;

г) замалі капітальні внески у розвиток підприємств.

Екологічні й соціальні:

а) на жаль сучасні технології видобутку й переробки залізних руд не передбачають сумісну розробку попутних корисних копалин;

б) задля підтримання вмісту корисної копалини в гірській масі та зменшення збіднювання руди гірські породи з приконттактних зон направляють у зовнішні відвали, що супроводжується великими втратами залізних руд;

в) сухі хвости після дрібного дроблення на збагачувальній фабриці мають фракцію 18-0 мм, що є екологічною проблемою при їх складуванні у зовнішніх відвалах, так як вони можуть бути джерелом пилових бурь.

Аналіз вище перелічених чинників, які є причинами низької якості та дорожчечі кінцевої продукції гірничо-металургійного комплексу показав, що з більшістю з них (низька якість мінеральної сировини, збіднювання, втрати, зайві транспортні витрати тощо) можна подолати завдяки впровадженню сучасних технологій видобутку й переробки корисної копалини. В першу чергу це стосується попереднього збагачення, яке є одним з основних напрямків зниження енергетичних витрат при виробництві концентратів. Як свідчать результати лабораторних досліджень і промислових випробувань (див. розд. 1.8) застосування сухої магнітної сепарації на збагачувальній фабриці при переробці неокислених залізистих кварцитів дозволяє виділити до 14 % сухих хвостів (див. табл. 1.7) і збільшити виробництво концентрату на 12-17 %, знизивши витрату руди на 1 т концентрату з 2,628 до 2,473 [1].

Але крім вилучення пустих порід з рудної маси, яка добувається відкритим чи підземним способом, досить значним питанням є боротьба із втратами корисної

копалини, яка в деяких випадках має першочергове значення. Тому попереднє збагачення може застосовуватися не тільки в кар'єрах або шахтах та на збагачувальних фабриках (див. розд. 1.7), а й на відвалах і хвостосховищах (рис. 3.1) [2-4].

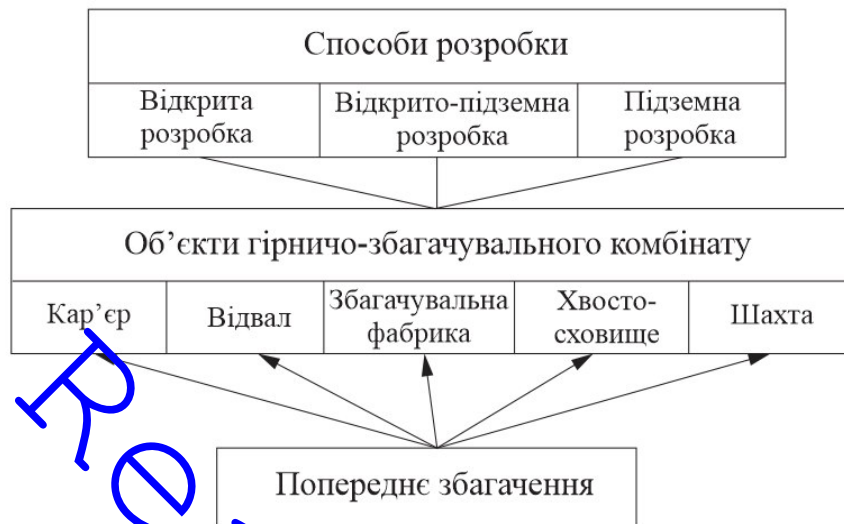


Рисунок 3.1 - Об'єкти сумісного функціонування

На всіх означених місцях виймання, переробки та складування залізних руд в тому чи іншому варіантах може використовуватися попереднє збагачення, але в наш час найширше та фахово використовують на збагачувальних фабриках (див. розд. 1.7). Попереднє збагачення на збагачувальних фабриках економічно доцільне у зв'язку зі зменшенням енергетичних витрат на подрібнення й збагачення пустих порід, виявлення технічної ємності обладнання, можливості збільшення кінцевої продукції виробництва та інше. Але воно недостатнє, тому що:

1) на збагачувальній фабриці після великого, середнього та дрібного дроблення йде змішування потоків руд різних типів (в тому числі й тих, що не підлягають сухій магнітній сепарації);

2) великими витратами на транспортування збіднюваних руд з кар'єру до збагачувальної фабрики;

3) витратами на транспортування відходів попереднього збагачення в зовнішні відвали у зворотному напрямку до кар'єру;

4) крім того сухі хвости після дрібного дроблення мають фракцію 18-0 мм, що є екологічною проблемою при їх складуванні у зовнішніх відвалах, так як вони можуть бути джерелом пилових бурь.

У зв'язку з цим виникла необхідність в створенні **технології передзбагачення руди в кар'єрах**, яка відповідає перевагам попередньої концентрації металу в руді і дозволить подолати вище наведені недоліки її використання на збагачувальній фабриці. Крім того, розвитку технології передзбагачення руди в кар'єрі сприяють використовувані технологічні схеми, сучасні розробки в галузі збагачення і конструкторські рішення щодо збагачувального обладнання.

Основою створення технології передзбагачення руди в кар'єрах служать наступні наукові досягнення та розробки:

- а) створення і використання на кар'єрах Кривбасу циклічно-потоківної технології гірничих робіт;
- б) застосування в кар'єрах стадії великого механічного дроблення;
- в) розробка та створення стаціонарних й мобільних дробарок для середнього і дрібного дроблення відцентрово-ударних, внутрішньо валкових та інших з великою величиною скорочення і великим розкриттям мінеральних зерен, що сприяють застосуванню сухої магнітної сепарації;
- г) створення електромагнітних сепараторів для передзбагачення слабомагнітних і магнітних руд;
- д) розроблені комплекси для механізованої магнітної рудної розбірки і магнітного збагачення великошматкових магнетитових руд;
- е) створення пересувних технологічних комплексів для збагачення мінеральної сировини.

Ці науково-технічні досягнення дозволяють здійснити попереднє збагачення залізних руд безпосередньо в кар'єрі, але для впровадження в технологічний процес видобутку й переробки залізних руд необхідно теоретичне обґрунтування злагодженого функціонування технології та технологічних комплексів з аналізом

впливу на виробничу потужність кар'єру й продуктивності збагачувальної фабрики, що є напрямком досліджень дисертаційної роботи.

3.2. Алгоритм обґрунтування технології передзбагачення руди в кар'єрах

Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі (ТПРК) забезпечує зниження втрат корисної копалини при видобутку та переробці рудної маси завдяки застосуванню сухої магнітної сепарації й зменшенню енерговитрат на збагачувальній фабриці при одночасному зниженні собівартості кінцевого продукту, що є актуальною науково-технічною проблемою. Для впровадження цієї технології та її проектування необхідне вирішення комплексу завдань, що полягають у розробці теоретичних основ щодо обґрунтування виробничої потужності кар'єра у взаємозв'язку з продуктивністю збагачувальної фабрики по випуску концентрату, формування технологічних комплексів передзбагачення з урахуванням якості мінеральної сировини, розробкою схем розкриття горизонтів, обґрунтування технологічних схем та багато інших. Вважаючи на те, що всі ці питання взаємопов'язані та повинні вирішуватися комплексно, накреслена блок-схема дослідження цього питання (рис. 3.2) [5].

Вирішення завдань, які виникають при проектуванні та/або застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрах, передбачають послідовне обґрунтування та розрахунки за наступними напрямками:

- вивчення геологічної інформації про родовище та властивості порід (переміжність руд та порід на даному родовищі, збагачуваність тощо). Виконання кваліметричної оцінки якості, втрат і збіднювання руд в залежності від параметрів системи розробки та екскаваційних машин;

- визначення об'ємів передзбагачення за продуктами (збіднювані магнетитові кварцити, некондиційні руди, породи розкриття, які мають магнітні властивості тощо) для всього родовища, на підставі чого обґрунтовується доцільність їх виділення та переробки;



Рисунок 3.2 – Послідовність обґрунтування застосування технології передзбагачення руди в кар'єрах

- формування технологічних комплексів попереднього збагачення руди за мінімумом енергетичних витрат. Визначення оптимального ступеня дроблення порід вибухом і дробаркою, що дозволить обрати обладнання для продукту передзбагачення;
- обґрунтування впливу продуктивності комплексу передзбагачення на виробничу потужність кар'єру, продуктивність розкривних робіт та збагачувальної фабрики, які знаходяться у взаємозалежності;
- розробка технологічних схем передзбагачення руди в кар'єрах для обраних умов. Визначення місця розташування технологічного комплексу й транспортного забезпечення комплексу гірською масою, промпродуктом й відходами.

Згідно блок-схеми (див. рис. 3.2) при аналізі гірничотехнічних умов рудного підприємства на предмет застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі спочатку необхідно проаналізувати геологічну інформацію щодо родовища й властивостей порід. Ця інформація необхідна для принципового прийняття рішення про можливість застосування ТПРК: яка частина руди й порід підлягає сухій магнітній сепарації, об'єм гірської маси, розташування контактних зон «руда-вміщуючі породи», частота переміжності руд, потужність безрудних прошарків та інше.

3.3. Взаємозв'язок параметрів систем розробки, схем розкриття і об'єктів комплексу передзбагачення

Комплекс гірничих робіт на кар'єрах при технології передзбагачення складається з ряду виробничих процесів (підготовка порід до виймання, виймально-навантажувальні роботи, механічне дроблення, попереднє збагачення продукту, транспортування гірської маси, відвалоутворення). Найбільш раціональне впровадження технології передзбагачення руди в кар'єрах на базі циклічно-потоквої технології, так як вже є виробничий процес – велике механічне дроблення. Комплекс ТПРК передбачає використання існуючих дробильно-

перевантажувальних пунктів і комплексів устаткування, що застосовуються при циклічно-потоківій технології.

Для циклічно-потоківій технології, на якій ґрунтується ТПРК, параметри схем розтину, систем розробки, технологічних комплексів і обладнання детально розглянуті в роботах Ржевського В.В. [6,7], Новожилова М.Р. [8,9], Тартаковського Б.Н. [10], Четверика М.С. [9,11], Дриженка А.Ю. [12] та ін. дослідників. Багаторічними дослідженнями Ржевського В.В. [6] і його послідовників доведено, що ефективність технології видобутку корисних копалин можлива тільки при чіткій і високо економічній організації **вантажопотоків** (рудного і розкривного), як найбільш витратного процесу відкритих гірничих робіт.

3.3.1. Вплив комплексу передзбагачення на кар'єрні вантажопотоки

Вантажопотік – переміщення гірської маси з вибоїв у пункти прийому на складах і відвалах. Вантажопотоки бувають залежні, незалежні і жорстко залежні [6]. Стосовно до технології передзбагачення представляють інтерес залежні і незалежні вантажопотоки. При формуванні маршрутів транспортування вантажів до комплексу передзбагачення і від нього змінюють своє призначення декілька вантажопотоків. На кожному кар'єрі існує кілька вантажопотоків руди різної якості і два, іноді три вантажопотоки порід розкриття, перший – м'які породи розкриття, другий – скельні породи розкриття, третій – некондційні та/або окислені руди, які за проектом передбачено складувати в окремому відвалі або його ярусі.

Формування рудних вантажопотоків залежить від схеми переробки гірської маси на збагачувальній фабриці, де в залежності від фізико-механічних властивостей мінеральної сировини, цехи оснащені різноманітним обладнанням. Так, наприклад, на Інгулецькому ГЗК до збагачувальної фабрики надходять два вантажопотоки з кар'єра: на один надходять залізні руди з першого, другого, третього і шостого залізистих горизонтів; другий вантажопотік – з четвертого і п'ятого горизонтів. Відмінність мінеральної сировини другого вантажопотоку в тому, що ці руди широко шаруваті, тому для економічної доцільності переробки

цих руд на збагачувальній фабриці після механічного дроблення їх піддають сухій магнітній сепарації.

Для комплексу передзбагачення передбачено надходження:

- рудний вантажопотік, який на збагачувальній фабриці піддається сухій магнітній сепарації;
- некондиційні руди з розкривного потоку;
- скельні породи розкриття, що містять магнітну складову (рис. 3.2), маються на увазі втрати та позабалансові руди.

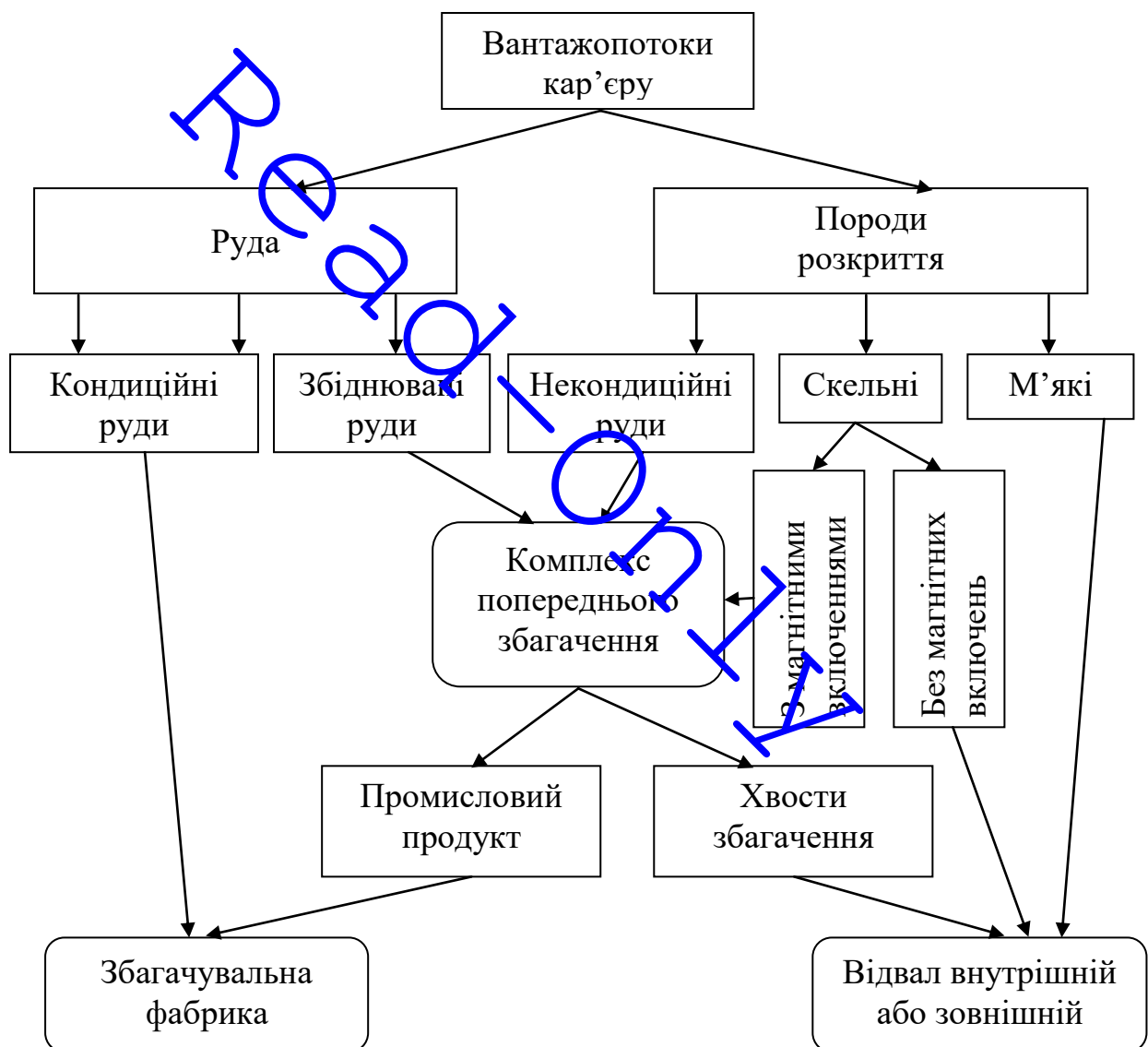


Рисунок 3.3 – Схема взаємозв'язку вантажопотоків кар'єру при ТПРК

Ці вантажопотоки стають залежними від комплексу передзбагачення, крім того, після попереднього збагачення з'являються додатково два елементарних вантажопотоки (промисловий продукт і хвосты передзбагачення), для яких диспетчеру необхідно прокласти додаткові маршрути і виділити відповідний транспорт.

3.3.2. Дослідження сумісності комплексу передзбагачення зі схемами розкриття

Крім правильно сформованих вантажопотоків на ефективність технології видобутку і переробки корисних копалин впливає вантажотransпортний зв'язок між робочими горизонтами кар'єра і земною поверхнею. Забезпечення мінімальних відстаней транспортування досягається прийнятою схемою розкриття [11]. Вона визначає характер зміни відстаней перевезень в залежності від збільшення глибини кар'єра. Схема розкриття, за визначенням В.В. Ржевського, - це сукупність всіх розкривних гірничих виробок, що забезпечують в даний період часу вантажотransпортний зв'язок робочих горизонтів кар'єра зі спорудами для прийому і перевантаження гірської маси в кар'єрі і на поверхні. При завглибленні гірничих робіт, використовуючи комбінований автомобільно-конвеєрний транспорт, змінюють схему розкриття, створюючи перевантажувальний пункт на нижніх горизонтах і нарощуючи конвеєр.

Стрічкові конвеєри розташовують у відкритій, підземній, безтраншейній або комбінованій розкривній виробці, яку з'єднують з проведеними раніше. Транспортування гірської маси здійснюється по новоствореній розкривній виробці і далі по проведених раніше. Оскільки ефективність вантажотransпортного зв'язку визначається відстанню автоперевезень між робочою зоною та новоствореним перевантажувальним пунктом, то кожне поглиблення розкривної виробки зі створенням перевантажувального пункту розглядається як перехід до робіт за черговою схемою розкриття. У цьому випадку змінюються довжина та кількість розкривних виробок для автомобільного транспорту.

Схеми розкриття на кар'єрах Кривбасу при впровадженні циклічно-потокової технології здійснювалися за двома основними напрямками [11, 13]:

- розкриття горизонтів кар'єра похилим стовбуром і квершлагом з розташуванням на борту стаціонарного перевантажувального пункту з конусною дробаркою (кар'єр ІнГЗК);
- розкриття горизонтів крутою траншеєю з відкритим розташуванням конвеєрного підйомника і перевантажувального пункту на тимчасово неробочому борту (кар'єр АрселорМіттал).

Під відкриті похилі конвеєри основною вимогою є формування постійних бортів для розташування крутої траншеї з великою довжиною фронту і їх відсутність привели до хибного напрямку розкриття горизонтів, нібито це забезпечує стаціонарність встановлення конвеєрів і перевантажувальних пунктів. А саме – розкриття горизонтів похилими стволами і квершлагами. Проте, при розвитку гірничих робіт, особливо при переході до наступної черги відпрацювання родовища, і ці виробки потрапляють у вироблений простір або призводять до консервації запасів корисних копалин. У той же час застосування таких схем розкриття призвело до подорожчання циклічно-потокової технології. Великі витрати на спорудження підземного стовбуру, камер та інших виробок знизили конкурентоспроможність даної технології.

Технологія передзбагачення може використовуватися на наступних об'єктах гірничого підприємства: кар'єр, шахта, відвал, хвостосховище. Переробка гірничої маси може здійснюватися в очисному вибої, на перевантажувальному автомобільно-конвеєрному пункті в кар'єрі або перевантажувальному пункті на земній поверхні, на відвалі або при дробильно-бункерному комплексі. Виходячи з економічних міркувань, при формуванні маршрутів вантажопотоків, собівартість яких залежить головним чином від схеми розкриття робочого горизонту, необхідно враховувати розташування комплексу передзбагачення.

На ефективність технології видобутку і переробки корисних копалин впливає вантажотransпортний зв'язок між робочими горизонтами кар'єра і земною поверхнею. Транспортне забезпечення гірською масою комплексу передзбагачення

можна здійснювати автомобільним, залізничним й конвеєрним транспортом. Автомобільний і залізничний транспорт функціонує за траншейними схемами розкриття (рис. 3.4). Тоді як стрічкові конвеєра розташовують у відкритій, підземній, безтраншейній або комбінованій розкривній виробці.

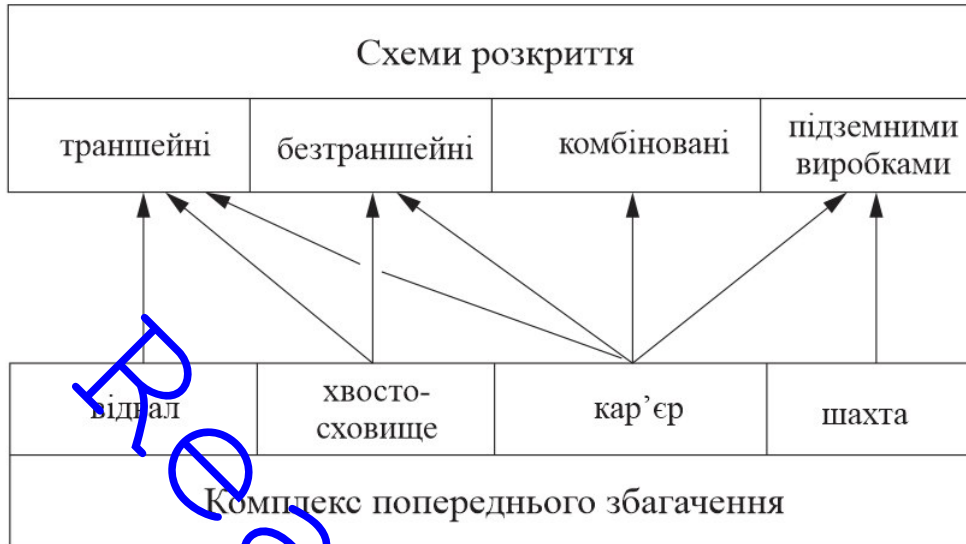


Рисунок 3.4 – Сумісність об'єктів технології передзбагачення і схем розкриття робочих горизонтів

Вважаючи на те, що для попереднього збагачення необхідно гірську масу надати на механічне дроблення, то цей процес придатний для конвеєрної стрічки, що є перевагою. Таким чином технологія передзбагачення руди в кар'єрі незалежно від виду транспортного забезпечення сумісна зі всіма схемами розкриття [5].

3.3.3. Дослідження сумісності комплексу передзбагачення з системами розробки

Для визначення ефективності вантажотransпортного зв'язку й впровадження комплексу передзбагачення необхідно встановити параметри транспортного забезпечення при схемі розкриття: зміна відстаней автоперевезень, середню технічну швидкість руху автосамоскидів і висоту підйому гірської маси тощо. Ці параметри залежать від параметрів системи розробки (висоти робочої зони і

сформованого неробочого борта, глибини кар'єра, швидкості зниження гірничих робіт і інші) та параметрів схеми розкриття (глибини і висоти розташування перевантажувального пункту, глибини розкриття горизонтів, кроку перенесення перевантажувального пункту та інші). Тому наступним етапом досліджень є взаємозв'язок місця розташування об'єктів ТПРК із застосуванням різних систем розробки (рис. 3.5).



Рисунок 3.5 – Розташування дробильно-збагачувальних об'єктів технології передзбагачення при різних системах розробки

Поглиблююча поперечна однобортова система розробки найбільш сумісна з технологією передзбагачення руди в кар'єрі тому що, розкриваючи виробки, транспортні комунікації і обладнання щодо передзбагачення руди переміщуються у відповідності з переміщенням і зниженням фронту гірничих робіт.

Стационарні комплекси раціонально застосовувати при суцільних і поглиблюючих поздовжніх і поперечних двобортових, віялових системах розробки. Напівстационарні комплекси – при суцільних і поглиблюючих поздовжніх і поперечних однобортових. Пересувні комплекси – при кільцевій або будь-якій іншій системі розробки.

3.3.4. Впровадження технологічних процесів для вдосконалення технології відкритих гірничих робіт

В процесі розвитку видобувних робіт й поглиблення робочих горизонтів, змінення гірничо-геологічних умов видобутку корисної копалини та збільшення виробничої потужності кар'єру – в робочий простір кар'єру додатково вводились технологічні процеси [14].

Спочатку розвиток гірничих робіт на кар'єрах відзначався невеликими обсягами виймання розкривних порід і високою інтенсивністю заглиблювання. Для виконання розкривних і видобувних робіт використовувалася циклічна технологія. Технологічні схеми склалися з використанням автомобільного або автомобільно-залізничного транспорту. Для здійснення технології видобутку було достатнє використання наступних технологічних процесів: буріння, підривання, екскавація, транспортування гірських порід та відвалоутворення.

Наступний період розвитку гірничих робіт характеризується переглядом проектними інститутами граничних контурів кар'єрів, які склали 500-600 метрів, збільшення капітальних вкладень і збільшенням їх виробничої потужності [11, 13]. До цього періоду характерний зріст науково-технічного прогресу, присвячений впровадженню циклічно-потокової технології, що дозволило застосувати високопродуктивний комбінований автомобільно-конвеєрний транспорт, що забезпечує найкоротші відстані транспортування гірської маси. Однак для використання стрічкових конвеєрів необхідно було попередньо гірські породи піддати дробленню, тому були введені в експлуатацію на внутрішньому перевантажувальному пункті кар'єру дробарки крупного дроблення. Тобто при

впровадженні циклічно-потокової технології доданий один технологічний процес – велике механічне дроблення.

На сучасному етапі розробки потужні багаті родовища відпрацьовані, на їх зміну прийшли багато шарові родовища з низькими показниками заліза загального та магнетитового. Наявність в залізистих кварцитах безрудних прошарків, а також неминуче засмічення руди при видобутку обумовлює, в ряді випадків доцільність застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі, а для цього потрібен додатковий технологічний процес – суха магнітна сепарація. Руда з кожного залізного горизонту має індивідуальні геологічні характеристики: структуру мінеральних зростань та текстуру взаємного розташування мінеральних агрегатів, тому необхідно індивідуально розробляти технологічні комплекси. Далі в роботі буде зроблено обґрунтування шматкуватості в залежності від якості і цінності гірської маси.

Таким чином при застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі необхідно ввести в технологічну схему два додаткових виробничих процеси: середнє механічне дроблення (при необхідності) і суху магнітну сепарацію.

3.4. Формування комплексів обладнання при технології передзбагачення руди в кар'єрі

Подальша перспектива відкритого видобутку руд в Криворізькому залізорудному басейні визначається економічністю технологій виймання і транспортування гірської маси. Для видобутку руди на кар'єрах Кривбасу застосовують циклічно-потокову технологію, яка забезпечує мінімальні відстані транспортування автосамоскидами. М'які і частково скельні породи розкриття відпрацьовуються з використанням залізничного транспорту. Розкривні уступи, розташовані нижче введення залізничних комунікацій відпрацьовують застосовуючи комбінований автомобільно-залізничний транспорт. В результаті інтенсивного пониження гірничих робіт при видобутку руди висота розкривної робочої зони постійно збільшується, і, відповідно, збільшуються відстані

автоперевезень. У зв'язку з несвоєчасною виїмкою скельних порід розкриття і формуванням здвоєних і строєних уступів утворилися тимчасово неробочі борти з кутами укосу 25-30 градусів. Відставання розкривних робіт призвело до консервації корисної копалини й обмеженню фронту добувних робіт, тому питання щодо технічного й технологічного переоснащення видобутку залізистих кварцитів і скельних порід розкриття є актуальним для більшості кар'єрів Кривбасу.

Існуючі технології видобутку корисних копалин в складних гірничо-геологічних умовах дозволяють отримати рудну масу низької якості, що відповідно відображається на ускладненому процесі збагачення, великими енерговитратами та високої собівартості кінцевої продукції. Низька якість рудної маси обумовлена спочатку невисоким процентом вмісту заліза в родовище (багаті родовища практично відпрацювали), втратами руди і збіднюванням порід при відпрацюванні контактних зон «руда – вмшуючі породи», наявністю нерудних прошарків та інше.

Практично на усіх кар'єрах існує проблема виймання запасів з контактних зон: оскільки геологічна служба намагається максимально вилучити корисну копалину з надр родовища, тоді як служба контролю якості гірської маси, що потрапляє на збагачувальну фабрику, обмежує об'єм екскавації через збіднювання порід, крім того не враховуються втрати корисної копалини в скельних породах розкриття. У зв'язку з цим на виробництві актуальним є питання про методи боротьби з втратами корисної копалини, зменшенням збіднювання гірської маси і зниженням енергоємності та собівартості концентрату.

Для вирішення кожного окремого питання (втрати, збіднювання, підвищення якості, техногенні родовища тощо) необхідно сформувавши відповідні технологічні комплекси обладнання, які би відповідали технічним та технологічним показникам. Тому для теоретичного обґрунтування ТПРК технологічні комплекси передзбагачення мають бути розроблені для видобувних вибоїв, для впровадження на перевантажувальних пунктах в кар'єрі і на поверхні, а також для переробки вторинної мінеральної сировини на відвалах і відходів збагачення зі збагачувальної фабрики (хвостосховища).

Згідно з вище наведеними дослідженнями, об'єктами технології передзбагачення можуть бути: кар'єри, шахти, відвали, хвостосховища. Відносно місця розташування комплексу устаткування у вище перелічених об'єктах, можна зупинитися на основних (рис. 3.6):

- на рудному або розкривному робочому майданчику,
- на борту кар'єру (робочому, неробочому або тимчасово неробочому),
- на перевантажувальному пункті (в кар'єрі або на поверхні),
- окремий комплекс при збагачувальній фабриці.



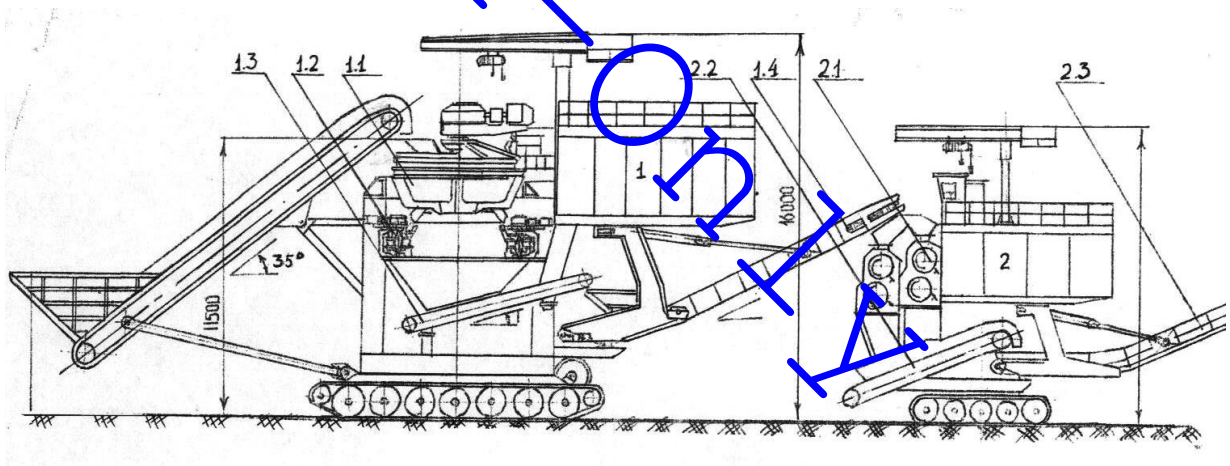
Рисунок 3.6 – Схема варіантів місця розташування комплексу обладнання передзбагачення

Розвиток гірничих робіт передбачає постійне переміщення бортів кар'єру зі збільшенням фронту робіт, підготовку нових блоків виймання залізних руд, посування блоків виймання, перенесення перевантажувальних пунктів і так далі. Передзбагачувальні комплекси обладнання відносно тривалості перебування можуть бути пересувними, напівстаціонарними і стаціонарними.

Пересувні комплекси. При відкритому видобутку залізистих кварцитів (окислених або неокислених) застосування передзбагачення безпосередньо у вибої для невеликих об'ємів збіднюваних, некондиційних або окислених руд можливе за допомогою пересувного подрібнювально-збагачувального комплексу. На ринку гірничої техніки існує багато мобільних подрібнювальних агрегатів для дроблення міцних порід, але їх потрібно об'єднати зі збагачувальною установкою.

Пересувний технологічний комплекс для збагачення слабомагнітної сировини, розроблений ТОВ "НПП "Укрекологія", який дає вихід товарного продукту 41,6 % зі вмістом заліза 54,4 %. Недоліком комплексу є низька продуктивність.

В ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України розроблений пересувний дробарно-збагачувальний комплекс конструктором к.т.н. С.М. Бро (рис. 3.7). Особливістю комплексу є те, що велике і дрібне дроблення зосереджене в одному агрегаті, а передзбагачення – в іншому



- 1 – дробильна машина; 1.1 – дробарка великого дроблення; 1.2 – дробарка дрібного дроблення;
1.3, 1.4 – стрічкові безролікові конвеєри; 2 – збагачувальна машина; 2.1 – електромагнітні сепаратори; 2.2 – живильники; 2.3 – рудний і породний конвеєри

Рисунок 3.7 – Дробильно-збагачувальний комплекс машин

Продуктивність комплексу до 1000 тонн/год при загальній масі 900 т. Дробильна машина внутрішньовалкового типу приймає найбільший розмір шматка

гірської маси в живленні 1200 мм. Залежно від гірничотехнічних і гірничо-геологічних умов дробарки в агрегаті, а також сепаратори у збагачувальному агрегаті можуть бути різного типу. Для збільшення розкриття рудних мінералів можливе встановлення відцентрово-ударної дробарки VSI Nordberg Barmac серії VI500. Тоді як в збагачувальну машину 2 (див. рис. 3.7) пропонується залучити різні типи сепараторів залежно від сортів збагачуваних руд:

- для магнетитових руд сепаратори 2ПБС 90/250;
- для окислених – барабанний СМБ 1 або роликовий СМРС;
- для слабомагнітних і некондиційних – ПБСС - 90/110.

Основні переваги пересувного комплексу полягає в мобільності і можливості вибіркової переробки руд, тоді як недоліки – це невелика продуктивність устаткування і обернено пропорційна залежність від міцності гірської маси.

Напівстаціонарні комплекси. При розробці пластових і крутопохилих родовищ, розчищенні хвостосховищ або вторинній обробці відвальних порід розкриття проектується напівстаціонарні комплекси. Відмінною характеристикою яких є порівняно тривалий період перебування комплексу на одному місці при відпрацюванні блоку, ділянки або ярусу. Під час переходу робіт виїмання до наступного етапу з метою скорочення витрат на транспортні витрати або разконсервацію запасів передзбагачувальний комплекс демонтують і транспортують в інше місце. Напівстаціонарні комплекси часто розташовують на тимчасово неробочих бортах кар'єру, на греблях хвостосховища, ярусах відвалів або перевантажувальному пункті при віяловій системі розробки родовищ пластів.

Стаціонарні комплекси. Як правило, найпоширеніша автомобільно-конвеєрна схема транспортування гірської маси ґрунтується на стаціонарних перевантажувальних пунктах. Стаціонарний перевантажувальний пункт відноситься до капітального будівництва, де за допомогою підземних гірничих робіт закладається потужний фундамент і споруда; залишають запобіжні цілики, формуються під'їзні шляхи, монтується устаткування великої одиничної потужності. Технічні характеристики використання конвеєрного транспорту зобов'язують застосовувати на перевантажувальних пунктах в кар'єрі дробильні

агрегати (наприклад, дробарки ВШД-1500). Об'єкти проектування, враховуючи об'єми капітальних вкладень в розвиток виробництва, повинні вирішувати великі технологічні завдання: збільшення виробничої потужності кар'єру, зменшення витрат на транспортування гірської маси і так далі. Демонтувати і переносити великі капітальні об'єкти не раціонально через дорожнечу процесу, тому їх розташовують в обґрунтованому місці з розрахунку тривалого терміну служби.

При проектуванні комплексу устаткування попереднього збагачення гірської маси важливим чинником є наявність у кар'єрі корпусу великого дроблення і можливості підведення до нього вантажопотоку, який підлягає сухій магнітній сепарації. Розташування дробильно-збагачувального устаткування може бути на майданчику переважувального пункту в кар'єрі або на земній поверхні. Тоді продуктивність технологічного комплексу обмежується технічними параметрами і габаритами збагачувального устаткування. Як правило, на робочих майданчиках існує проблема дефіциту вільних площ, тому технологічні схеми передзбагачення руди в кар'єрі можуть бути різноманітними (детально розглянуто в розділі 6):

- з розташуванням устаткування на одному уступі;
- поуступне розташування устаткування;
- при розташуванні устаткування на борту кар'єру;
- біля квершлягу при відкрито-підземній виїмці залізистих кварцитів.

Наступний варіант застосування передзбагачувального комплексу - це окремий корпус з повним комплектом устаткування. Розташування корпусу можливе біля кар'єру (наприклад, біля Артемівського кар'єру, який знаходиться на відстані 65 км до збагачувальної фабрики), хвостосховища, відвала або біля збагачувальної фабрики за відсутності сухої магнітної сепарації в технологічній схемі.

При обґрунтуванні комплексу обладнання (продуктивності, кількості одиниць, місця розташування) важливе значення має стадія дроблення, оскільки піддавати рудну масу сухій магнітній сепарації можна після великого, середнього і дрібного дроблення. Цей показник, головним чином, регулюється через **якість**

мінеральної сировини, що переробляється. Таким чином залежно від цінності гірської маси потрібний різний склад устаткування:

- видалення магнітної складової із скельних порід розкриття (гірська маса з низькою мірою цінності) раціональне після великого дроблення. Планувати капітальні витрати на будівництво і монтаж дробарок середнього і дрібного дроблення не ефективно, тому що дуже низький економічний ефект. Для цих руд можна застосувати сепаратори, що переробляють велику шматкову масу, фірми НТЦ МАГНІС ЛТД (м. Луганськ, Україна), Ma'anshan Baiyun Environment Protection Equipment Co., Ltd. (Китай) або лінії магнітної сепарації НВО "ЕРГА" (м. Калуга, РФ) та ін.;

- попереднє збагачення збіднованих або некондиційних руд з контактних зон "руда - вміщуючі породи" (гірська маса з середньою мірою цінності) ефективно виконувати після середнього дроблення, яке сприяє кращому розкриттю мінеральних зерен з мінімальним переподрібненням гірської маси. Для переробки цієї фракції розроблений комплекс устаткування ПГ "Магнітний сепаратор" Російської Федерації для сильно- і слабомагнітних руд, який широко використовується в гірничій промисловості;

- кондиційні і окислені руди (гірська маса з високою мірою цінності) з метою мінімізації втрат корисного компонента раціонально піддавати усім трьом стадіям дроблення і тільки після цього запроваджувати сушу магнітну сепарацію. Сепаратори для сильно- і слабомагнітних руд виготовляють НВФ "Продекологія" (м. Рівне), ТОВ НПП "Укрекологія" (м. Кривий Ріг), НВО "ЕРГА" (м. Калуга, РФ).

Повний комплект устаткування дробильно-збагачувального комплексу складається з (рис. 3.8): приймальний бункер 1, дробарка великого дроблення 2, грохот 4, живильник 5, дробарка середнього дроблення 6, передатні конвеєри 3 і 7, дробарка дрібного дроблення 8, сепаратори 9, бункери під промисловий продукт і хвосту збагачення 10. Далі гірська маса транспортується похилим / крутопохилим конвеєром 11 на залізнично-конвеєрний перевантажувальний пункт 12.

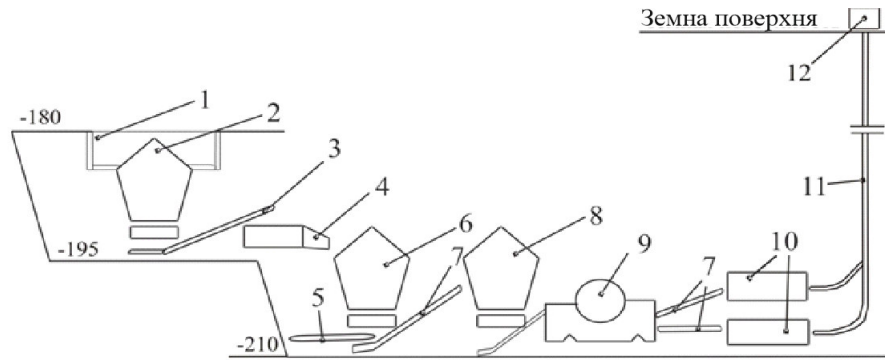


Рисунок 3.8 – Обладнання дробильно-збагачувального комплексу в кар'єрі

Залежно від об'єкту передзбагачення (див. рис. 3.8), його продуктивності, якості мінеральної сировини, що переробляється, та інше, комплект устаткування в передзбагачувальному комплексі може бути різним. Наприклад, в пересувному дробильно-збагачувальному комплексі необхідно передбачити дробарку великого дроблення, тоді як при автомобільно-конвеєрному перевантажувальному пункті в кар'єрі дробарка вже є, а якщо попередньо збагачувати техногенну сировину на хвостосховищі, то фракція початкової мінеральної сировини на порядок нижче, ніж видає дробарка дрібного дроблення.

Якщо продиференціювати повний комплект устаткування для конкретних умов застосування залежно від типу комплексу (пересувний, напівстаціонарний або стаціонарний), то можна виділити стандартний комплект устаткування по усіх об'єктах технології передзбагачення (табл. 3.1).

Таблиця 3.1 – Склад обладнання комплексу передзбагачення

Тип комплексу	Приймальний бункер	Дробарка великого дроблення	Гуркіт	Живильник	Дробарка середнього дроблення	Дробарка дрібного дроблення	Сепаратори	Бункери для руди, промпродукту і відходів
Пересувний комплекс	+	+	+/-	+/-	-	-	+	+/-
Напівстаціонарний комплекс	+	+	+	+	+/-	-	+	+
Напівстаціонарний комплекс для техногенної сировини	+	-	-	+	-	-	+	+
Стаціонарний комплекс	+/-	+/-	+	+	+	+	+	-

У додатку Д виконаний огляд застосованого обладнання на ГЗКах.

На кар'єрах Кривбасу широко використовуються екскаватори кар'єрні гусеничні (ЕКГ) з місткістю ковшів від 4 до 12,5 кубів, рідше використовуються Хітачи і Катерпілери (див. таблицю 2 додатку Д). Випускають кар'єрні екскаватори АТ "Уралмаш", АТ "Йжорски заводи", АТ "УЗАМ" (Росія), АТ "НКМЗ" (Україна) і "Харнишфегер" (США). Експлуатація екскаваторів на кар'єрах Криворізького басейну показала, що найпоширенішими є екскаватори типу ЕКГ- 8І і серія екскаваторів з об'ємом ковшів 10 м^3 , тому в технологічних схемах згідно табл. 3.2 пропонується використати екскаватори ЕКГ, але з різною місткістю ковшів залежно від шматкуватості гірської маси, необхідності селективного виймання і технічних параметрів іншого устаткування.

Автотранспорт зі зміною місткості ковшів екскаваторів також зазнає модифікації (див. табл. 4 Додатку Д). Збільшення одиничної потужності екскаваційного устаткування сприяє збільшенню вантажопідйомності автосамоскидів (для БелАЗ від 30 до 220 т). На рудних кар'єрах в 90-х роках в період відродження гірничорудної промисловості після розпаду СРСР, при розконсервації запасів, істотно збільшилися обсяги автоперевезень. У цих умовах деякі ГЗКи прийняли рішення про перехід на надійніші, продуктивні і комфортабельні машини [15]. Закуповуються самоскиди імпортного виробництва фірм Caterpillar, Komatsu, Volvo (CAT-785В вантажопідйомністю 136 т, Euclid R - 170 вантажопідйомністю 170 т і так далі).

Практично в усіх технологічних схемах і комплексах устаткування є дробарки (окрім переробки техногенної сировини). Залежно від якості мінеральної сировини, типу комплексу і місця розташування в ДЗК передбачається різна кількість стадій дроблення (див. таблицю. 3.1) і тип устаткування. У пересувних ДЗК з порівняно невеликою продуктивністю конструктори проектують дробарки великого дроблення відцентрово-ударного типу, внутрішньовалкову або вібраційно-щічні. У напівстаціонарних і стаціонарних комплексах добре себе зарекомендували конусні дробарки (див. табл. 9-11 Додатку Д). Типи і модифікації грохотів за класами шматкуватості наведені в таблицях 12 і 13 Додатку Д.

Таблиця 3.2 – Обґрунтування типу устаткування для дробильно-збагачувальних комплексів

Тип комплексу	Місце розташування дробильно-збагачувального комплексу	Початковий максимальний шматок гірської маси, мм	Експлуатація	Дробарка великого дроблення	Дробарка середнього дроблення	Дробарка дрібного дроблення	Грохот	Сепаратори
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Пересувний	на робочому майданчику по виїмці в руді	1200	ЕКГ-5А ЕКГ-6,3 УС ЕКГ-8І	1) відцентрово-ударного типу; 2) внутрішньовалкового типу; 3) вібраційно-щіпчастого типу	VSI Nordberg Barmac; Титан Д-250	-	ГІТ-52ММ ГСТ-42	НТЦ МАГНІС ЛТД; ПБС-90/250; ПБС 150/200
	у вибої по виїмці скельних порід розкриття	1200	ЕКГ-5А ЕКГ-6,3 УС ЕКГ-8І		-	-	ГІЛ-52КП ГІТ -63	НТЦ МАГНІС ЛТД; НВО «ЕРГА»
Напівстаціонарний	по переробці техногенного родовища	5-0	ЕКГ-4У; навантажувач	-	-	-	-	ПБСС-90/110; ЭБС-80/1701; DS-1224-65; СМВІ
	на відвалі переробка скельних порід розкриття	1200	від ЕКГ-4У до ЕКГ-20А	КВД 1500/180; КВД 1200/150	-	-	ГІЛ-52КП ГІТ -63	НТЦ МАГНІС ЛТД; НВО «ЕРГА»
	на борту кар'єра	1200	ЕКГ-6,3 УС ЕКГ-8І ЕКГ-10 ЕКГ-12,5	КВД 1500/180; КВД 1200/150	КСД-1200Гр КСД-2200Гр	-	ГІТ -52ММ ГСТ-42	НТЦ МАГНІС ЛТД; ПБС-90/250; ПБС 150/200
	на борту кар'єра при відкрито-підземній розробці	350-200	-	-	-	КСД-1200Гр КСД-2200Гр	-	ГІТ -52ММ ГСТ-42

Кінець таблиці 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Напівстаціонарний	на автомобільно-залізничному перевантажувальному пункті з урахуванням сегрегації руди	500-0	від ЕКГ-6,3 УС до ЕКГ-20А	КВД 500/75	КСД-600	КДД-1200Т	ГІТ -51Н; ГІТ -41; ГІСТ-72; ГІТ -32	ПБСС-90/110; ЕБС-80/1701; DS-1224-65
					-	КДД -1750Гр		
Стационарний	на рудному перевантажувальному пункті циклічно-потокової технології	350-100	ЕКГ 6,3 УС ЕКГ-8І ЕКГ-10 ЕКГ-12,5	- (вже існує)	КСД-900; КСД-1200Гр	КДД -1200Т; КДД -1200Гр	ГІТ -61; ГІТ -42Н; ГІТ -52	ПБСС-90/110; ЕБС-80/1701; DS-1224-65
	на розкривному перевантажувальному пункті циклічно-потокової технології	350-100	ЕКГ 6,3 УС ЕКГ-8І ЕКГ-10 ЕКГ-12,5	- (вже існує)	-	-	ГІЛ-52КП ГІТ -63	НТЦ МАГНІС ЛТД; НВО «ЕРГА»
	окремий корпус	1200	ЕКГ 6,3 УС ЕКГ-8І ЕКГ-10 ЕКГ-12,5	КВД -1500/180; КВД -1200/150	КСД-1200Гр КСД-2200Гр	КДД -1200Т; КДД -1200Гр	ГІТ -41; ГІТ -51Н; ГІСТ-72; ГІТ -32	ПБСС-90/110; ЕБС-80/1701; DS-1224-65

Суша магнітна сепарація здійснюється для передзбагачення магнітних, слабомагнітних і окислених руд. Для магнітних і слабомагнітних кварцитів рекомендується застосовувати сепаратори нового покоління з магнітною системою, які представлені ТОВ "НПП "Укркологія", для великошматкових руд сепаратори НВО "ЕРГА" м. Калуга і ТОВ "НТЦ магнітної сепарації МАГНІС ЛТД" (див. табл. 14 - 16 Додатку Д). Для окислених руд, що характеризуються низькою магнітною сприйнятливістю, розроблені і застосовуються сепаратори СМС на основі сплаву Nd-Fe-B (див. табл. 17 Додатку Д) фірм ТОВ "НПП " Укркологія", НПФ "Продекологія".

За технічними характеристиками виконаний оптимальний підбір відповідного устаткування для кожного технологічного процесу: екскавації, усіх стадій дроблення, грохотіння, сухої магнітної сепарації (див. табл. 3.2) залежно від початкового максимального шматка гірської маси, типу комплексу і його місця розташування.

Формування дробильно-збагачувальних комплексів в технології передзбагачення залежить від об'єкту (кар'єр, відвал, шахта, хвостосховище), якості мінеральної сировини (кондиційні, некондиційні або окислені руди, техногенна сировина) і шматкуватості гірської маси. Залежно від цих чинників індивідуально підбирається місце розташування комплексу, стадія дроблення, тип устаткування і кількість одиниць. При техніко-економічному обґрунтуванні місця розташування дробильно-збагачувального комплексу вирішальну роль мають: наявність вільної площі (робочого майданчика, уступу, греблі) для розташування устаткування і можливість використання конвеєрного транспорту, як найдешевшого виду транспорту.

3.5. Застосування похилих і крутопохилих конвеєрів в технології передзбагачення

Транспортне забезпечення кар'єрів різноманітне залежно від геологічних, технологічних і експлуатаційних умов. Як правило, для неглибоких кар'єрів верхні

розкривні горизонти відпрацьовуються з використанням залізничного транспорту; нижні – з використанням комбінованого автомобільно-залізничного транспорту. Під час переходу кар'єрів до розробки проектного контуру другої черги передбачено поглиблення до 600 метрів. Зі збільшенням глибини кар'єру погіршуються умови ведення гірничих робіт: зменшується ширина робочого майданчика і захисної берми, збільшуються відстані транспортування, збільшується висота розкривної робочої зони і кут укосу робочого борту. Тому при пониженні гірничих робіт додержуватись нормативних вимог щодо відповідності цих параметрів стандартам в практичних умовах проблематично. Для вирішення цих проблем ведення гірничих робіт на глибоких горизонтах кар'єрів доведена економічна доцільність застосування циклічно-потокової або потокової технологій.

При проектуванні потокової і циклічно-потокової технологій, в основі яких задіяні похилі конвеєри до $15-18^\circ$, необхідно законсервувати тимчасово неробочий борт, що уповільнює розвиток гірничих робіт. Тому на сьогодні на глибоких кар'єрах назріла гостра необхідність реконструкції гірничотранспортних систем з використанням циклічно-потокової технології, в основі якої передбачений крутопохилий конвеєр (КПК).

Нині створені і знаходяться в експлуатації крутопохилі конвеєри, які можуть транспортувати гірську масу під кутом $35 - 70^\circ$, тобто відповідно до кута укосу неробочого борту кар'єру. Цей аспект є важливим напрямом в гірничій промисловості, оскільки дозволяє встановлювати їх на підпорах по борту кар'єру, уникнути рознесення борту, як це необхідно при проведенні похилої траншеї. Крім того, з'являється можливість встановлювати їх на тимчасово неробочих бортах для відпрацювання певних ділянок родовищ. Проте використання ЦПТ з крутопохилим конвеєром не вирішує головного недоліку цієї технології для гірничого підприємства – це необхідність дроблення гірської маси перед конвеєрним транспортуванням. Крім того, у гірській масі, яку видобувають з середньої по висоті кар'єру зони скельних і напівскельних порід є присутніми окислені і некондиційні руди. Для отримання економічного ефекту від

впровадження цього дорогого виробничого процесу (крупне механічне дроблення) запропоновано використовувати ЦПТ з КПК в комплексі з технологією передзбагачення руди в кар'єрі.

Працездатність крутопохилих конвеєрів підтверджена тривалим досвідом їх експлуатації при транспортуванні різних вантажів: вугілля, мідної руди, будівельних матеріалів, відходів виробництва. Значна частина конвеєрів використовується не на гірничих підприємствах (понад 50 %), а на електростанціях, цементних заводах, складах і тому подібне – в основному там, де шматкуватість вантажу і його питома вага відносно невеликі.

У світовій практиці застосовують наступні типи крутонахилених стрічкових конвеєрів:

- з притискною стрічкою;
- з перегородками;
- з рифленою стрічкою;
- з відкритою підвісною стрічкою;
- з підвісною стрічкою, що закривається, на рухливих або нерухомих роликкоопорах;
- елеваторного типу з кишнями;
- трубчасті;
- глибокою жолобчатості.

Крутопохилі конвеєри роблять виготовляють багатьма виробниками [16], наприклад, з рифленою стрічкою - ContiTech Transportbandsysteme GmbH (Німеччина), Derreux (Франція) та ін., з підвісною стрічкою - ТОВ "Конвеєр" і Компанія "Конвеєр-груп" (Росія), Roulunds Tech A/S (Данія), Dunlop - Enerka (Голландія), з перегородками - METSO Minerals (Фінляндія), ContiTech Transporttechnik GmbH, Fenner Dunlop b.v. (Голландія) та ін., елеваторного типу - METSO Minerals, трубчасті, - METSO Minerals, KOCH Transporttechnik GmbH (Німеччина), ThyssenKrupp Robbins, Inc. (США) DOSCO Overseas Engineering Ltd. (Великобританія) та ін., з притискною стрічкою - Continental Conveyor & Equipment Company (США), ВАТ "НКМЗ" (Україна) і Ojta Nord S.L. (Іспанія)

спільно з Howard Trading Inc. (Україна). Кожна конструкція конвеєра спочатку проектувалася під конкретні умови виробництва. Використовувані у виробництві конвеєри, в основному призначені для дрібно дроблених руд з об'ємною вагою 0,8-1,3 т/м³ (табл. 3.3) [17].

Таблиця 3.3 - Параметри крутопохилих конвеєрів

Місце експлуатації або організація розробник	Введення в експлуатацію, рік	Матеріал, що транспортують	Щільність, γ, т/м ³	Продуктивність, л/год	Кут транспортування, градус	Висота підйому, м	Довжина, м	Ширина стрічки, мм	Тип конвеєру
Находяться в експлуатації									
Majdanpek Mine (Югославія)	1992 - 1996	Мірна руда	2,08	4000	35,5	93,5	173,7	2000	с притискною стрічкою
Beth Energy (США)	1991	Чисте вугілля	0,8	726	90	76,2	90,2	1372	-//-
Island Creek (США)	1992	Відходи вугілля	1,28	454	до 41	174,8	454,2	914	-//-
Мурунтау [18] КПК-30 (Узбекистан)	2006	Золотоносна руда	2,0	4000	40	30	85	2000	-//-
Мурунтау [19] КПК-270 (Узбекистан)	2011	Золотоносна руда	2,6	3500	37	270	960	2000	-//-
Montague SyS (США)	1993	Кам'яне вугілля	0,88	1950	57	59,4	90,8	1829	-//-
Turriss Coal Co (США)	1993	Кам'яне вугілля	0,88	1361	90	102,0	113	1524	-//-
Perini (Півд. Африка)	1993	Породи розкриття	1,1 – 1,3	1266	90	70,1	83,8	1372	-//-
Qualitech Steel (США)	1998	Залізна руда	2,2	180	68	67,6	91	914	-//-
Terra Nova (Мексика)	2000	Мідна руда		2500	35	34	79	1524	-//-
На стадії проектування									
ІГТМ НАН України [20]	-	Залізна руда	2,0-2,4	1500-2200	25-30	300	750-650	1600	-//-
ІГТМ НАН України	-	Залізна руда	2,0	4000	25-30	125-175	300-350	1600	Глибокої жолобчатої сті
МГГУ для Костомукшського ГЗКу	ТЕО 1993	Залізна руда	2,3	2300	35	107	200	2000	Двохконтурний с перегородками

При проектуванні КПК з великошматковими породами Криворізького басейну слід звернути увагу на особливості його роботи:

- 1) при транспортуванні шматків діаметром 0-400 мм на конвеєрі з притисною стрічкою відбувається нещільне прилягання стрічки до вантажу;
- 2) при роботі конвеєра відбувається прослизання стрічки, а оскільки гірські породи абразивні, то це призводить до швидкого зношення стрічки;
- 3) недостатньо досліджені режими в конструкції під час переходу конвеєра до крутопохилої частини, відсутнє прилягання стрічки до гірської породи, внаслідок чого йде її розсип;
- 4) при використанні КПК для видобутку руди при доопрацюванні кар'єру термін служби відпрацювання уступів короткочасний і капітальні витрати на будівництво КПК не встигають окупитися, тому їх краще проектувати в напівстаціонарних переносних комплексах.

Перелічені технологічні недоліки виникають при транспортуванні великошматкової маси з об'ємною вагою 2,0-2,2 т/м³. В ІГТМ НАНУ ведуться конструкторські розробки щодо усунення вказаних недоліків.

В сфері застосування крутопохилі конвеєри розділяють на стаціонарні і переносні. У роботі [17] наведена класифікація КПК залежно від висоти підйому, згідно якої існують:

- конвеєри для малих висот підйому до 10-15 м;
- конвеєри для середніх висот підйому до 30-50 м;
- конвеєри для великих висот підйому до 500 м і більше.

Згідно цієї класифікації КПК для малих висот підйому застосовуються як допоміжні на великих переробних підприємствах або експлуатуються як основні у складі стаціонарних і пересувних установок на невеликих харчових або будівельних виробництвах. У гірничій промисловості вони можуть бути використані при поуступному підйомі гірської маси в технологічних схемах або для перепідйому при оснащенні дробильного устаткування [18, 21].

КПК для середніх висот підйому отримали найбільше поширення (див. табл. 3.3). Їх застосовують головним чином на переробних виробництвах, будівельних

об'єктах, ТЕЦ і інших великих і середніх підприємствах, де є основними транспортними установками, здатними транспортувати значні маси вантажу. Для гірничого підприємства доцільність експлуатації конвеєрів середніх висот підйому може бути або на збагачувальній фабриці, або в кар'єрі для підйому гірської маси через здвоєні або строєні уступи на перевантажувальні пункти.

Великі крутопохилі конвеєрні установки для великих висот підйому є складними спорудами і можуть застосовуватися тільки у складі циклічно-поточної технології. У гірничій промисловості широке застосування КПК знайшли на вугільних кар'єрах, де щільність матеріалу, що транспортується, знаходиться в межах 0,8-1,3. Найбільш близькими аналогами щодо щільності корисної копалини і висоти підйому до умов виймання родовища Кривого Рогу є умови видобутку мідних руд на родовищі Майданпек (Югославія) із застосуванням крутопохилого конвеєра і золотоносної руди на кар'єрі Мурунтау (Узбекистан) за допомогою міжступного перевантажувача [18] і крутопохилого конвеєра [19].

Особливістю кар'єру Мурунтау є розробка крутопадаючого родовища з інтенсивним пониженням гірничих робіт і розширенням контурів кар'єру. В зв'язку з цим, існуючі стаціонарні комплекси ЦПТ (які були створені за рекомендаціями ІГТМ НАН України з 1978 р.), розташовані в траншеях на тимчасових бортах, потрапляють в зону розробки і підлягають перенесенню. Тому на цьому кар'єрі передбачено застосувати крутопохилі конвеєри в двох напрямках: як стаціонарні комплекси і як переносні з перенесенням дробильно-перевантажувального пункту в зону інтенсивного ведення гірничих робіт і створенням внутрішньокар'єрних (буферних) складів.

Необхідно додати, що кожна конструкція крутопохилих конвеєрів має свою сферу застосування. Наприклад, використання конвеєрів із закритою підвісною стрічкою, з притисною стрічкою і трубчастих, дозволяє поліпшити, з одного боку, екологічну обстановку на підприємствах, а з іншою, при переміщенні відповідальних вантажів - значно скоротити їх втрати, зберегти їх якість і зменшити вплив на них доквілля. Незначне поширення КПК в порівнянні із звичайними горизонтальними або похилими конвеєрами пов'язане, головним

чином, з відносною складністю експлуатації КПК, не відпрацьованістю деяких конструкцій і часто значними капітальними і експлуатаційними витратами.

Якщо конструктивні характеристики крутопохилих конвеєрів удосконалюються і широко перевірені в промисловості, то технологія відкритих гірничих робіт із застосуванням КПК практично не розроблена.

З приведеного зроблено висновок, що крутопохилі конвеєри доцільно застосовувати:

а) для відробітку окремих ділянок родовища з подальшим їх демонтажем і перенесенням на наступні ділянки;

б) як стаціонарні крутопохилі конвеєрні підйомники у разі інтенсивного пониження гірничих робіт без істотного їх розвитку в горизонтальному напрямі.

Широкому промислому застосуванню циклічно-потокової технології на кар'єрах Кривого Рогу, а потім і на кар'єрах колишнього СРСР, попереджувала широка дослідно-промислова і промислова перевірка технології і устаткування. При цьому проходили дослідно-промислово перевірку відкриті конвеєра, прокладені в похилій траншеї; перевантажувальні пункти, обладнані грохотом; грохотильно-дробильні перевантажувальні пункти; пересувні дробильні агрегати; дробарки конусно-валкові і інше устаткування. У таблиці 3.4 приведений порівняльний аналіз стану похилих і крутопохилих конвеєрів [21].

Досвід розкриття глибоких горизонтів кар'єрів з розташуванням крутопохилих конвеєрів на опорах недостатній для промислового їх впровадження в кар'єрах Кривбасу, оскільки відсутні дослідження:

а) не встановлений і не обґрунтований крок перенесення перевантажувальних пунктів і інші технологічні параметри;

б) не обґрунтована оптимальна довжина ставу конвеєра;

в) не встановлені максимально можлива і мінімальна висота опор (теоретично);

г) не встановлений вплив вибухових робіт;

д) не встановлений вплив зсувних процесів;

е) не пропрацьовані питання, пов'язані з технічним обслуговуванням.

Таблиця 3.4 – Показники розробок і дослідно-промислової перевірки ЦПТ з похилими і крутопохилими конвеєрами

Показники	Циклічно-потокова технологія з похилими конвеєрами при відкритому або підземному розкритті горизонтів	Циклічно-потокова технологія з крутопохилими конвеєрами з розташуванням їх по борту кар'єру на опорах
1	2	3
Сутність технології	В неробочій або тимчасово неробочій зоні кар'єру застосовують магістральний конвеєрний транспорт з похилими конвеєрами, а в робочій - автомобільний. При пониженні гірничих робіт подовжують магістральні конвеєри і переносять перевантажувальні пункти, забезпечуючи високу продуктивність автомобільного транспорту при мінімальних відстанях транспортування	Відсутні обґрунтування науковими організаціями (технологами) призначення і технологія ведення гірничих робіт для проектування в умовах кар'єрів Кривбасу
Призначення	Призначена: а) для видобутку руди на глибоких горизонтах кар'єрів з використанням автомобільно-конвеєрного транспорту; б) для виймання скельних порід розкриття на середніх за глибиною кар'єру горизонтах	
Сфера застосування	Глибокі кар'єри з глибини 150 – 200 м до 600 – 700 м	Сфера ефективного застосування не встановлена: а) на кар'єрах, глибина яких складає 400 – 450 м при граничній 650 м, застосування КПК буде малоефективне у зв'язку з малим терміном служби кар'єру і низькою округлістю; б) може бути застосована з розташуванням КПК на неробочих або тимчасово неробочих бортах кар'єрів для видачі порід розкриття без перенесення перевантажувальних пунктів.
Технологічні схеми	Розроблені науково-дослідними і проектними організаціями різні технологічні схеми ведення гірничих робіт при циклічно-потоковій технології.	Технологічні схеми із застосуванням крутопохилих конвеєрів, розташованих по борту кар'єру, відсутні. Вони будуть різними при різних системах розробки.

Кінець таблиці 3.4

1	2	3
Дослідно-промислова перевірка устаткування для проектування в промисловості	<p>1. Дослідно-промислова ділянка циклічно-потокової технології з відкритим розташуванням конвеєра по тимчасово неробочому борту кар'єру № 1 НКГЗК з грохотом (1972 - 1984 рр.). Фінансування ГКНТ при СМ СРСР: а) технологія виявилася ефективною. Ділянка окупилася; б) грохот виявився непрацездатним; в) дробарка КВКД- 900 показала високий знос броні.</p> <p>2. Промислова ділянка ЦПТ на ІнГЗКі (тракт "Східний", 1973 рік: а) грохот-дробильний пункт (гор. -60 м) виявився непрацездатним через непрацездатності грохоту. Перешли на дробильний пункт; б) перевантажувальні пункти на інших ділянках з різними грохотами виявилися непрацездатними.</p> <p>3. Випробування перевантажувального пункту з дробаркою КВКД- 1200 конструкцій НКМЗ на Ановському кар'єрі ПівнГЗКу. Дробарка і грохот виявилися непрацездатними.</p> <p>4. Дослідно-промислова ділянка потокової технології на кар'єрі № 1 ЦГЗКу виявилася неефективною через: а) технологічної схеми, що недостатньо була обґрунтована; б) непрацездатності устаткування: екскаватора ЕКГ-20 і дробильно-перевантажувального агрегату ДПА-2000.</p>	<p>Дослідно-промислова перевірка технології і устаткування в умовах кар'єрів Кривбасу відсутні. У гірничій промисловості широке застосування КПК знайшли на вугільних кар'єрах, де щільність матеріалу, що транспортується, знаходиться в межах 0,8-1,3. Найбільш близькими аналогами по щільності корисної копалини і висоти підйому до умов виїмки родовища Кривого Рогу являються умови видобутку мідних руд на родовищі Майданпек (Югославія) із застосуванням крутопохилого конвеєра і золотоносної руди на кар'єрі Мурунтау (Узбекистан) за допомогою міжступного перевантажувача [18] і крутопохилого конвеєра [19].</p> <p>1. Дослідно-промислова ділянка дробильно-перевантажувального комплексу продуктивністю 2000 м³/год на кар'єрі Мурунтау (2006-2010 р.). У складі двохвалкової шнекозубчатої дробарки ДШЗ-1300/300 і міжступного перевантажувача КНК-30. Ліквідований для розконсервації запасів в цілику.</p> <p>2. Комплекс ЦПТ на кар'єрі Мурунтау в 2011 р. містить завантажувальний бункер, шнекозубчасту дробарку ДШЗ-1300/300, КНК-270 і завантажувач штабелеукладальник ПШС- 3500.</p>
Розкриття глибоких горизонтів кар'єру	Розроблені і перевірені в промислових умовах різні схеми розкриття глибоких горизонтів: а) похилими стволами і квершлагами (штольнями) з виходом їх в робочу зону кар'єру (ІнГЗК, ЦГЗК, Першотравневий кар'єр ПівнГЗКу, ПівдГЗК та ін.); б) похилими траншеями по борту кар'єру (Ганівський кар'єр ПівнГЗКу, кар'єр Полтавського ГЗКу).	Не розроблені схеми розкриття горизонтів крутопохилими конвеєрами при різних системах розробки (по В.В. Ржевському). Досвід роботи ДПК на кар'єрі Мурунтау показав економічність і доцільність розташування КПК на неробочому борту на опорах.

Аналіз широкого спектру вітчизняних і зарубіжних конструкцій крутопохилих конвеєрів, а також у багатьох випадках успішних результатів їх експлуатації в різних галузях промисловості свідчить про підвищення уваги до них з боку, як фірм-виробників, так і підприємств-споживачів цього виду транспорту. В той же час слід зазначити обмеженість сфер застосування окремих типів крутопохилих конвеєрів, враховуючи їх можливості, параметри і економічну ефективність.

Дослідно-промислова і промислова перевірка циклічно-потокової технології і устаткування із застосуванням похилих конвеєрів свідчить, що без достатнього технологічного обґрунтування, промислової перевірки технології і устаткування із застосуванням крутопохилих конвеєрів в умовах кар'єрів Кривого Рогу, їх широке застосування замість спробоючих передчасне.

3.6. Систематизація однотипних комплексів залежно від гірничо-технологічних умов розробки і застосованого устаткування

Враховуючи специфічність об'єктів передзбагачення (кар'єр, шламосховище, шахта, відвал) можливі різні технологічні схеми, які ґрунтуються на переносних, напівстаціонарних і стаціонарних комплексах. Аналіз досліджень, проведений в попередньому підрозділі засвідчив, що залежно від гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов розробки родовища можна виявити однотипні комплекси устаткування (див. табл. 3.1 і 3.2). Головними критеріями однотипності прийняті стадія дроблення і сумісність процесів в одному агрегаті.

Сумісність процесів в одному агрегаті або технологічному комплексі представлена в таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 – Систематизація сумісності технологічних процесів при передзбагаченні

Сумісність процесів в одному агрегаті	Тип обладнання	Приналежність процесів до технології	Розташування агрегатів	Транспорт і розміщення відходів передзбагачення
1	2	3	4	5
ОКРЕМО: Екскавація	екскаватори	ЦТ*	у вибої, на перевантажувальному пункті	Зовнішнє або внутрішньокар'єрне розміщення спільне із породами розкриття
Дроблення	переносні або пересувні, стаціонарні агрегати	ЦПТ	по борту кар'єру з рознесеними агрегатами за транспортною схемою	
СМС	переносні або пересувні агрегати стаціонарні агрегати	ТПРК	в безпосередній близькості до кар'єру	
СУМІСНО:				
Велике механічне дроблення і передзбагачення	Пересувний дробильно збагачувальний комплекс	ТПРК, ТПРК на основі ЦПТ	у вибої, на ярусі відвалу	Зовнішнє або внутрішньокар'єрне розміщення спільне з породами розкриття
	Напівстаціонарний (переносний) комплекс	ТПРК на основі ЦПТ	на борту кар'єру, на ярусі відвалу	
	Стаціонарний комплекс попереднього збагачення	ТПРК, ТПРК на основі ЦПТ	на перевантажувальному пункті ЦПТ в кар'єрі або на земній поверхні, у безпосередній близькості від кар'єру, на відвалі	Зовнішнє спільно з породами розкриття
Спільно екскавація і велике дроблення	Екскаватор із вбудованою дробаркою	ЦПТ	у видобувному вибої	-
Спільне середнє дроблення і передзбагачення	Пересувний, напівстаціонарний і стаціонарний комплекс по руді	ТПРК на основі ЦПТ і/або ТПРС	у вибої, на борту кар'єру в транспортній схемі або у безпосередній близькості від кар'єру	Зовнішнє або внутрішньокар'єрне спільно з породами розкриття.

Кінець таблиці 3.5

1	2	3	4	5
Велике, середнє, дрібне дроблення і передзбагачення	Стаціонарний дробильно-збагачувальний комплекс	ТПРК на основі ЦПТ, ТПРК	на борту кар'єру в транспортній схемі або у безпосередній близькості від кар'єру	-//-
Спільно екскавація, дроблення і передзбагачення	Пересувна дробильно-збагачувальна фабрика	ТПРК, ТПРК на основі ЦТ або ЦПТ	у забої, на ярусі відвала	Внутрішньокар'єрне відвалоутворення
Спільно екскавація і передзбагачення	Пересувний або напівстаціонарний дробильно-збагачувальний агрегат щодо техногенної сировини, напівстаціонарний комплекс на перевантажувальному пункті	ТПРК, ТПРК на основі ЦПТ	у місці розчищення або на греблі шламосховища, на перевантажувальному пункті після процесу сегрегації	Внутрішнє відвалоутворення або зовнішнє спільно з породами розкриття

*Примітка: в колонці 3 приведені скорочені назви технологій, а саме: ЦТ - циклічна технологія, ТІВС - технологія інтенсивного руйнування руди вибухом - самодрібнення.

Виконана систематизація сумісності технологічних процесів (екскавація, дроблення, суха магнітна сепарація) для різних типів мінеральної сировини (руда, породи розкриття, техногенна сировина) при застосуванні пересувних, напівстаціонарних і стаціонарних комплексів, яка виявила можливість застосування технології передзбагачення:

- 1) як окремого комплексу попереднього збагачення (на відвалі, хвостосховищі, у безпосередній близькості до кар'єру);
- 2) на основі циклічно-потокової технології (на перевантажувальному пункті в кар'єрі або на поверхні);
- 3) в перспективі з технологією інтенсивного руйнування руди вибухом - самоподрібнення.

3.7. Формування основних теоретичних положень технології передзбагачення руди в кар'єрі

Технологія передзбагачення руди в кар'єрі (відвали, шламосховищі, шахти при відкрито-підземному способі видобування) відноситься до технологій видобутку залізних руд відкритим способом. Дослідження її параметрів, специфіки і особливостей розглянуто на прикладі родовищ Криворізького басейну. При вивченні можливих варіантів застосування ТПРК були розглянуті об'єкти: кар'єри, відвали, шахти і шламосховища. Зважаючи на специфіку видобутку залізних руд підземним способом (схем розкриття, систем розробки) і цілого ряду опрацювань фахівцями КТУ [42] технологічних схем із застосуванням сухого магнітного збагачення на шахтах Кривбасу цей об'єкт не розглядався. Технологія передзбагачення стосовно шламосховищ і відвалів тотожна способам розчищення з додатковим виділенням горючого компонента, тому головним об'єктом досліджень є глибокі залізорудні кар'єри Кривбасу.

Кожен етап розвитку гірничорудного виробництва супроводжується введенням у виробництво нової технології або технологічного процесу. При видобутку багатих залізних руд на неглибоких горизонтах широко використовувалася циклічна технологія. При виснаженні багатих руд і погіршенні якості мінеральної сировини на гірничорудних підприємствах були побудовані збагачувальні фабрики. Наступний етап розвитку приурочений до переходу робіт видобутку на глибокі горизонти, економічна ефективність якого реалізується застосуванням циклічно-поточної технології [11,13]. Нині розвиток гірничих робіт характеризується консервацією розкритих запасів, різким зниженням обсягів виймання порід розкриття (які переважно представлені окисленими кварцитами), використанням устаткування великої одиничної потужності, складною геологічною будовою покладу, великою кількістю прошарків руд і порід, зниженням якісних характеристик мінеральної сировини і так далі.

Наявність безрудних прошарків у видобувних вибоях спричиняє неминуче засмічення гірської маси, це обумовлює у ряді випадків доцільність застосування

попереднього збагачення. На збагачувальних фабриках багато гірничорудних підприємств використовують суху магнітну сепарацію (див. розд. 1.7), але з ряду причин вона не завжди ефективна. Тому для раціонального використання мінеральної сировини, підвищення рентабельності видобутку залізних руд і зменшення собівартості кінцевої продукції розроблена технологія передзбагачення руди в кар'єрі.

Суть технології полягає в тому, що руду або породи розкриття, що містять магнітну складову, завчасно збагачують в кар'єрі або безпосередній близькості від нього, а відходи передзбагачення розміщують у виробленому просторі або складують спільно з породами розкриття. Ця технологія гірничих робіт відрізняється від відомих тим, що в кар'єрі впроваджують додаткові технологічні процеси: середнє і дрібне механічне дроблення (при необхідності) і суху магнітну сепарацію.

Застосування ТПРК дозволяє істотно зменшити негативний вплив головних причин високої собівартості кінцевої продукції ГЗК. Ними є:

- низька якість початкової мінеральної сировини, що вимагає в процесі переробки великих енергетичних витрат на дроблення і подрібнення порожніх порід;
- високий коефіцієнт розкриття, вартість якого майже триразово накладається на собівартість концентрату;
- великий обсяг некондиційних та окислених руд, які додаються у розкривні роботи (наприклад, бортовий вміст заліза для кар'єру Південний (ВАТ "АрселорМіттал Кривий Ріг) дорівнює 42 і гірські породи нижчого вмісту заліза відправляються у відвал);
- високі втрати і збіднювання руди при відробітку контактних зон "руда – вміщуючі породи".

Виходячи з цього, основними напрямками зниження собівартості концентрату є підвищення якості рудної сировини, що надходить до збагачувальної фабрики, і зниження об'ємів розкривних робіт. Це можна досягти при технології передзбагачення руди в кар'єрі, що дозволяє підвищити якість руди і зменшити

об'єм розкривних робіт через залучення до переробки некондиційних руд, збіднюваних руд, порід розкриття, що містять магнетит. Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі дозволяє зменшити шкідливий вплив на довкілля за рахунок повнішого використання мінеральної сировини.

Комплекс гірничих робіт на кар'єрах при технології передзбагачення складається з ряду технологічних процесів (буропідривні роботи, екскавація, переміщення гірської маси до дробильно-збагачувального пункту автомобільним транспортом, механічне дроблення, суха магнітна сепарація, переміщення гірської маси конвеєрним підйомником, відвалоутворення). Найбільш раціональний розвиток технології передзбагачення руди в кар'єрах на базі циклічно-поточної технології, оскільки в ній є виробничий процес – велике механічне дроблення. Комплекс ТПРК передбачає використання існуючих дробильно-перевантажувальних пунктів і комплексів устаткування, задіяних при циклічно-потоковій технології.

Ефективність технології видобутку корисних копалин обґрунтовується організацією вантажопотоків (рудного і розкривного). Стосовно технології передзбагачення представляють інтерес залежні і незалежні вантажопотоки. На кожному кар'єрі існує два, іноді три, вантажопотоки щодо розкривних порід: один - м'які породи розкриття, другий – скельні породи розкриття, третій - некондиційні або окислені руди, які за проектом складувати належать в окремому відвалі. Формування рудних вантажопотоків залежить від схеми переробки гірської маси на збагачувальній фабриці, де відповідно до фізико-механічних властивостей мінеральної сировини лінії оснащені різним устаткуванням. При формуванні маршрутів транспортування вантажів до передзбагачувального комплексу і від нього міняють своє призначення два вантажопотоки, а саме: рудний вантажопотік, який на збагачувальній фабриці піддається сухій магнітній сепарації, та вантажопотік скельних порід розкриття, який містить магнітну складову. Ці два вантажопотоки стають залежними від комплексу передзбагачення, крім того, після попереднього збагачення з'являються додатково два елементарні вантажопотоки, для яких необхідно прокласти маршрути і виділити відповідний транспорт.

Окрім правильно сформованих вантажопотоків на ефективність технології здобичі і переробки корисної копалини впливає вантажно транспортний зв'язок між робочими горизонтами кар'єру і земною поверхнею. Забезпечення мінімальних відстаней транспортування досягається прийнятою схемою розкриття. Вона визначає характер зміни відстаней перевезень залежно від збільшення глибини кар'єру. При пониженні гірничих робіт, використовуючи комбінований автомобільно-конвеєрний транспорт, змінюють схему розкриття, створюючи перевантажувальний пункт на нижніх горизонтах і нарощуючи конвеєр. Останній - розташовують у відкритій, підземній, безтраншейній або комбінованій розкривній виробці, яка сполучається з проведеними раніше. Транспортування гірської маси здійснюється по знову створеному розкривному виробленню і далі по проведених раніше. Оскільки ефективність вантажно транспортного зв'язку визначається відстанню автоперевезень між робочою зоною і знову створеним перевантажувальним пунктом, то кожне поглиблення розкривного вироблення із створенням перевантажувального пункту розглядається як перехід до робіт за черговою схемою розкриття. В цьому випадку змінюються протяжність і число розкривних вироблень для автомобільного транспорту.

Відносно систем розробки родовища комплекс передзбагачення (у видобувному вибої, на внутрішньокар'єрному перевантажувальному пункті або на земній поверхні) може функціонувати спільно з суцільними або поглиблюючими системами розробки.

Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрах на діючих підприємствах призведе до зміни виробничих потужностей. Застосування комплексу сухої магнітної сепарації на борту кар'єру або безпосередній близькості від нього дозволить спочатку відібрати від 5,0 до 13,8 % порожніх порід з кондиційної гірської маси; 8,2 - 14,5 % з некондиційної руди; 7,5 - 15,7 % з збіднованих руд; 45,0 - 67,0 % з порід розкриття. Встановлений взаємозв'язок продуктивності збагачувальної фабрики і виробничої потужності кар'єру при ТПРК (питання детально розглянуте в розділі 5) для наступних випадків:

1. Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі при поточній експлуатації призведе до зменшення об'єму гірської маси, що надходить на збагачувальну фабрику, в об'ємі хвостів, що виділяються. Отже, на збагачувальній фабриці будуть дні простою.

2. При постійній продуктивності збагачувальної фабрики і застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі необхідно або збільшити виробничу потужність кар'єру, або виконувати передзбагачення порід розкриття, щоб компенсувати виділений об'єм хвостів і додати об'єм рудної маси до потрібного на збагачувальній фабриці.

3. При збільшенні продуктивності збагачувальної фабрики можливі два напрями: а) знаходити резерви збагачувальної фабрики або будувати додаткові цехи; б) переробляти передзбагачені залізні руди (в т.ч. породи розкриття), які пройшли концентрацію корисного компонента.

В результаті ТПРК підвищується якість мінеральної сировини і знижується витрати руди на 1 тону кінцевої продукції. Для кожного вказаного випадку розвитку виробництва встановлений математичний взаємозв'язок виробничих потужностей і розроблена методика (додаток В).

При технології передзбагачення руди в кар'єрі [23,24]:

а) підвищується продуктивність комбінату по концентрату за рахунок переробки якіснішої сировини;

б) знижуються витрати на концентрат у зв'язку із залученням до переробки некондиційних і збіднюваних руд, що призводить до зменшення коефіцієнта розкриття;

в) зменшуються об'єми транспортування руди з кар'єру на поверхню і від кар'єру до збагачувальної фабрики;

г) знижується об'єм енергоспоживання, оскільки витрати енергії на дроблення і суху магнітну сепарацію в кар'єрі менше, ніж на подрібнення не передзбагаченої руди на збагачувальній фабриці.

Таким чином, втрати і збіднювання руди, наявність некондиційних руд, експлуатація на кар'єрах устаткування великої одиничної потужності, а також

наявність багатьох різновидів сортів руд викликає необхідність застосування технології передзбагачення сировини безпосередньо в кар'єрах. Цьому сприяє застосування циклічно-потокової технології, що включає велике механічне дроблення, і створення електромагнітних сепараторів для передзбагачення слабомагнітних і магнітних велико шматкових руд.

3.8. Висновки до розділу 3

1. Досліджений вплив технології передзбагачення на вантажопотоки в кар'єрі, який виявив, що при формуванні маршрутів транспортування вантажів до комплексу передзбагачення і від нього змінюють своє призначення декілька вантажопотоків (залежні і незалежні): рудний вантажопотік, який на збагачувальній фабриці піддається сухій магнітній сепарації; некондиційні і збіднювані руди та скельні породи розкриття, що містять магнітну складову. Ці вантажопотоки стають залежними від комплексу передзбагачення. Крім того, після попереднього збагачення з'являються додатково два елементарних вантажопотоки: промисловий продукт і хвости передзбагачення, для яких необхідно прокласти додаткові маршрути і виділити відповідний транспорт.

2. Дослідження вантажотранспортного зв'язку між робочими горизонтами кар'єра і земною поверхнею дозволили довести, що технологія передзбагачення руди в кар'єрі незалежно від виду транспортного забезпечення сумісна зі всіма схемами розкриття: траншейна схема розкриття для автомобільного і залізничного транспорту; безтраншейна, підземна або комбінована розкривна виробка для конвеєрного транспорту.

3. Обґрунтована сумісність технології передзбагачення руди в кар'єрах з існуючими системами розробки для горизонтальних, похилих та крутопохилих покладів, яка показала, що найбільш доречна поглиблююча поперечна однобортова система розробки тому що, розкриваючи виробки, транспортні комунікації і обладнання щодо передзбагачення руди переміщуються у відповідності з переміщенням і зниженням фронту гірничих робіт.

4. Встановлено, що стаціонарні комплекси попереднього збагачення раціонально застосовувати при суцільних і поглиблюючих поздовжніх і поперечних двобортових, віялових системах розробки; напівстаціонарні комплекси – при суцільних і поглиблюючих поздовжніх і поперечних одnobортових; пересувні комплекси – при кільцевій або будь-якій іншій системі розробки.

5. Аналіз зміни технологій видобутку залізних руд дозволив виявити послідовність впровадження в кар'єр виробничих процесів: при зміні циклічної технології на циклічно-потокову в кар'єр було введено додатково крупне механічне дроблення, тоді як для застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі необхідно ввести в технологічну схему два додаткових виробничих процеси: середнє механічне дроблення (при необхідності) і суху магнітну сепарацію.

6. Сформовані дробильно-збагачувальні комплекси технології передзбагачення, які залежить від об'єкту (кар'єр, відвал, шахта, хвостосховище), якості мінеральної сировини (кондиційні, некондиційні або окислені руди, техногенна сировина) і шматкуватості гірської маси. Залежно від цих чинників індивідуально підбирається місце розташування комплексу, стадія дроблення, тип устаткування і кількість одиниць. При техніко-економічному обґрунтуванні місця розташування дробильно-збагачувального комплексу вирішальну роль несуть: наявність вільної площі (робочого майданчика, уступу, греблі) для розташування устаткування і можливість використання коцверного транспорту, як найдешевшого виду транспорту.

7. Виконана систематизація сумісності технологічних процесів (екскавація, дроблення, суха магнітна сепарація) для різних типів мінеральної сировини (руда, породи розкриття, техногенна сировина) при застосуванні пересувних, напівстаціонарних і стаціонарних комплексів, яка виявила можливість застосування технології передзбагачення:

а) як окремого комплексу попереднього збагачення (на відвалі, хвостосховищі, у безпосередній близькості до кар'єру);

б) на основі циклічно-потокової технології (на перевантажувальному пункті в кар'єрі або на поверхні);

в) в перспективі з технологією інтенсивного руйнування руди вибухом - самоподрібнення.

3.9. Список використаних джерел за розділом 3

1. Кретов С.И., Губин С.Л., Потапов С.А. Совершенствование технологии переработки руд Михайловского месторождения // Горный журнал. 2006. № 7. С. 71-74.

2. Бабий Е.В. Особенности технологических схем и комплексов оборудования технологии предобогащения сырья в карьерах, шахтах, отвалах и хвостохранилищах // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2012. Вип. 103. С. 28-37.

3. Четверик М.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А., Терещенко В.В. Основные направления рационального природопользования при открытой добыче полезных ископаемых // Гірничий вісник. Наук.-техн. зб. Кривий Ріг: Криворізький національний університет, 2013. Вип. 96. С. 58-62.

4. Bybnova O.A., Babiy K.V., Levchenko K.S. Technology of technogenic deposits development improving // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2016. Вип. 130. С. 137-143.

5. Бабій К.В. Визначення основних параметрів технології передзбагачення руди в кар'єрах та їх вплив на роботу гірничо-збагачувального комплексу // Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського. 2018. Випуск 1/2018 (108). С. 87-94.

6. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы: Учебник для вузов 4-е изд. перераб. и дополн. М.: Недра, 1985. 509 с.

7. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов 4-е изд. перераб. и дополн. М.: Недра, 1985. 549 с.

8. Новожилов М.Г., Селянин В.Г., Тартаковский Б.Н. Новая технология открытой разработки полезных ископаемых. К.: Гостехиздат УССР, 1961. 268 с.
9. Новожилов М.Г., Тартаковский Б.Н., Четверик М.С. Горно-геометрический анализ и режим горных работ карьеров. К.: Наукова думка, 1971. 316 с.
10. Тартаковский Б.Н. Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом. 1963. 252 с.
11. Четверик М.С. Вскрытие горизонтов глубоких карьеров при комбинированном транспорте. К.: Наукова думка, 1986. 188 с.
12. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы. Днепропетровск: Государственный ВУЗ «НГУ», 2011. 542 с.
13. Четверик М.С., Перегудов В.В., Романенко А.В. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития. Кривой Рог: Дионис, 2012. С. 235-323.
14. Бабий Е.В. Производственные процессы технологии предобогащения руды в карьере // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2007. Вып. 72. С. 161-167.
15. Бредихин А.А., Нигматуллин Д.А. Современные технологии эксплуатации и обслуживания карьерного автотранспорта // Горный журнал. 2007. № 5. С. 40-43.
16. Картавый А.Н. Крутонаклонные ленточные конвейеры для горной промышленности // Горное оборудование и электромеханика. 2006. № 10. С. 22-26.
17. Бабий Е.В. Применение крутонаклонных конвейеров при технологии предобогащения руды в карьерах // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2009. Вып. 81. С. 17-23.
18. Шеметов П.А., Мальгин О.Н. Транспортирование горной массы межступным крутонаклонным перегружателем // Горный журнал. 2007. № 5. С. 23-26.

19. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии на основе крутонаклонных конвейеров в глубоких карьерах // Горный журнал. 2011. № 8. С. 34-37.

20. Крутопохилий стрічковий конвеєр: пат. 21536 Україна. № у 2006 10883; заявл. 16.10.06; опубл. 15.03.07, Бюл. № 3. 3 с.

21. Четверик М.С., Бабий Е.В., Икол А.А., Терещенко В.В. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров при циклично-поточной технологии горных работ на карьерах Кривбасса // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2010. № 5. С. 94-98.

22. Капленко Ю.П., Федько М.Б., Мельничук С.А., Безверхий С.В. Поиск рациональной технологии подземного предварительного сухого обогащения магнетитовых кварцитов шахтной добычи // Вісник Криворізького технічного університету. 2007. Вип. 18. С. 184 -189.

23. Четверик М.С., Бабий Е.В. Режим горных работ при технологии предобогащения руды в карьере // Горный информационно-аналитический бюллетень. Научно-технический журнал. М.: Горная книга, 2013. № 3. С. 205-210.

24. Бабий Е.В. Технология предобогащения железных руд в глубоких карьерах: монографія. К.: Наукова думка, 2011. 184 с.

РОЗДІЛ 4

ВИЗНАЧЕННЯ ЕНЕРГОЗБЕРЕЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРІ

Правильний вибір технології видобутку та переробки корисної копалини (з усіх можливих варіантів) – це головна умова досягнення завдання щодо отримання максимального прибутку від економічної діяльності гірничодобувного підприємства. Виробництво залізорудної продукції (концентратів, окатишів тощо) складається з процесу видобутку корисної копалини в кар'єрі й переробки на збагачувальній фабриці гірничозбагачувального комплексу, які в свою чергу включають в себе багато технологічних процесів:

- видобуток корисної копалини (буро-підривні роботи, екскавація й переекскавація, крупне механічне дроблення в кар'єрі, відвалоутворення);
- транспортування гірської маси в кар'єрі й на збагачувальну фабрику (автомобільне, залізничне, конвеєрне);
- переробка корисної копалини (три стадії дроблення, три стадії подрібнення, сухе й мокре збагачення, флотації, гравітації тощо);
- відвантаження кінцевої продукції та складування хвостів (перекачка пульпи, зворотної води, формування техногенного об'єкту, нарощування дамб і інше).

Для досягнення поставленої мети щодо виробництва залізорудної продукції можливо застосовувати різні технології з різним набором і продуктивністю технологічних процесів, але вони повинні бути економічними, раціональними, ефективними, а насамперед екологічно чистими ресурсо- та енергозберігаючими. Тому для доведення, що запропонована технологія (ТПРК) є в першу чергу енергозберігаючою необхідно виконати аналіз енергетичних витрат. Наступним етапом буде визначення технології як ресурсозберігаючої.

4.1. Аналіз перспективних технологій видобутку й переробки руди

Для виявлення енергозбереження запропонованої технології виконаний аналіз сучасних перспективних технологій видобутку й переробки руди за енергоємністю технологічних процесів. З цією метою виконані дослідження джерел споживання енергії, потужності електродвигунів обладнання, енергоємність виробничих процесів та витрати енергії в залежності від продуктивності, що дозволило зробити розрахунки за енергетичними витратами.

Для аналізу були обрані технології видобутку руд на глибоких горизонтах кар'єрів, які широко використовуються на гірничодобувних підприємствах або перспективні з огляду науковців (оглянуті в п. 1.2):

- 1) циклічна технологія, що передбачає використання автомобільного або комбінованого автомобільно-залізничного транспорту;
- 2) циклічно-потокова технологія з похилими і крутопохилими конвеєрами використовує високопродуктивний комбінований автомобільно-конвеєрний транспорт, але необхідний один технологічний процес – механічне дроблення;
- 3) потокова технологія раціональна для м'яких розкривних порід, так як відсутня проблема шматкуватості гірської маси. Для скельних порід необхідна пересувна дробарка крупного дроблення;
- 4) технологія інтенсивного вибухового руйнування руд в комплексі з самостійним подрібнюванням, за відсутності крупного механічного дроблення;
- 5) технологія передзбагачення руди в кар'єрі. При цій технології вводяться додаткові технологічні процеси: середнє механічне дроблення (при необхідності) і суха магнітна сепарація.

В першу чергу виявлені технологічні процеси в кар'єрі щодо видобутку, транспортування та переробки гірської маси за кожною технологією, які взяті в дослідження, та зведені в таблицю 4.1.

Таблиця 4.1 – Технологічні процеси технологій відкритих гірничих робіт

Циклічна технологія	Циклічно-потокова технологія	Потокова технологія	Технологія передзбагачення руди в кар'єрі	Технологія з самоподрібнюванням
Буріння	Буріння	Буріння	Буріння	Буріння
Вибух	Вибух	Вибух	Вибух	Вибух
Екسкавація	Екскавація	Екскавація	Екскавація	Екскавація
Автомобільне транспортування	Автомобільне транспортування	Крупне механічне дроблення	Автомобільне транспортування	Автомобільне транспортування
Екскавація	Крупне механічне дроблення	Конвеєрне транспортування	Крупне механічне дроблення	Екскавація
Залізничне транспортування до ЗФ	Конвеєрне транспортування	Залізничне транспортування до ЗФ	Суша магнітна сепарація	Конвеєрне транспортування
	Залізничне транспортування до ЗФ		Конвеєрне транспортування	Залізничне транспортування до ЗФ
			Залізничне транспортування до ЗФ	

Видобуток і переробка корисних копалин здійснюється шляхом послідовного здійснення виробничих процесів. Кожен процес витрачає різні види енергії: теплову, електричну, хімічну. Хімічна – при буропідривних роботах, тепла при використанні автомобільного транспорту. В інших технологічних процесах використовується електрична енергія. Витрати енергії визначаються енергоємністю процесів. Так, згідно [1, 2] «енергоємність – величина споживання енергії та (або) палива на основні і допоміжні технологічні процеси виготовлення продукції, виконання робіт, надання послуг на базі заданої технологічної схеми». Тоді величина питомої енергоємності – це енергоємність наведена на одиницю продукції.

Енергоємність технологічного процесу може бути визначена різними способами:

- вимірювання спеціальними приладами (Тангаєв І.А.) [3];
- розрахунки за емпіричними формулами (Бонд Ф., Андрєєв С.Е., Перов В.А.) [4-6];

- визначення за фактичними енерговитратами на підприємстві (Кретов С.І.) [7];
- розрахунки за допомогою визначення питомого показника машинозмін;
- розрахунки за нормативними витратами енергоресурсів в плановому відділі [8] тощо.

Крім того, про зміну енергоємності свідчить показник питомої енергоємності, який розраховується відношенням потужності двигуна обладнання на його продуктивність.

Згідно практичним дослідженням щодо енергоємності технологічних процесів на видобуток руди в кар'єрі витрачається електроенергії в середньому 7,4 кВт·год/т [9]. При застосуванні циклічно-потоквої технології і крупного механічного дроблення в кар'єрі – 8,5 кВт·год/т; на середнє і дрібне дроблення на дробильній фабриці – 2,5 кВт·год/т; магнітну сепарацію близько 0,8-1,0 кВт·год/т. У той же час на інші стадії збагачення (особливо велику питому вагу займає подрібнення і перекачування хвостів) витрачається близько 42 кВт·год/т.

Крім того на збагачувальній фабриці в процес переробки мінеральної сировини при подрібненні і на всіх наступних операціях додається вода, головною функцією якої є транспортування частинок суміші, мінералів. Витрати води в ГЗК'ах коливається від 2 м³ на 1 т вихідної руди до 20 м³/т і більше [10]. Це означає, що для транспортування 1 т рудної маси (0,25 ÷ 0,4 м³ руди) треба качати, перекачувати, відправляти в хвостосховище в середньому 10 т води, а потім повернути їх на фабрику у вигляді оборотної води. Іншими словами: щоб виділити 0,3 м³ руди перекачують 20 м³ води по системі трубопроводів. Цей технологічний процес дуже енергоємний. До цього треба додати капітальні та експлуатаційні витрати на утримання пульповодів, водоводів і насосів, які піддаються швидкому корозійному і механічному зносу. Для отримання концентрату наступними енергоємними процесами є зневоднення, фільтрування і сушіння руди до вологості 1,5÷2 - 5÷7%.

За даними А.А. Дрьоміна побудовані діаграми розподілу енергії за технологічними процесами (рис. 4.1) і накопичення енергоспоживання по мірі видобутку і переробки корисних копалин (рис. 4.2).



Рисунок 4.1 – Енергоспоживання технологічних процесів видобутку і переробки

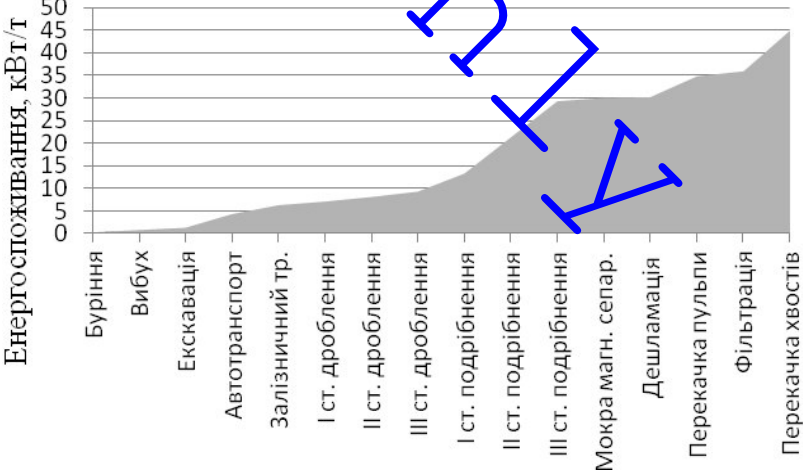


Рисунок 4.2 – Накопичення енергоспоживання по мірі видобутку і переробки залізних руд

Аналіз енергоспоживання технологічних процесів показав, що на видобуток руди витрачається близько 10 кВт·год/т (з урахуванням механічного дроблення при ЦПТ), а на збагачення – 40 кВт·год/т. При цьому найвищі енерговитрати в кар'єрі припадають на автомобільний транспорт, а на збагачувальній фабриці – стадії подрібнення, перекачування пульпи і хвостів (див. рис. 4.1, 4.2). Більша частина цієї енергії витрачається на подрібнення і складування у хвостосховищах порожніх порід.

Таким чином, введення у виробництво нових раціональних технологій, технологічних схем або комплексів мають бути спрямовані на зменшення транспортних витрат, зменшення об'ємів транспортування гірської маси до збагачувальної фабрики, поліпшення якості корисної копалини, щоб уникнути переподрібнення порожніх порід, перекачування хвостів і проблем складування дрібно дробленої маси. Усі ці негативні наслідки мінімізуються застосуванням ТПРК. Для раціонального розподілу енергетичних ресурсів за технологічними схемами розглянемо енергоємність кожного технологічного процесу.

4.2. Енергоємність технологічних процесів видобутку і переробки залізних руд залежно від їх фізико-механічних властивостей і продуктивності комплексу

Енергоємність буріння. З позиції енергетичної теорії енергоємність руйнування гірських порід при бурінні визначається головним чином властивостями руйнівного навантаження. Основними показниками цього навантаження є сила і її робота – це осьове зусилля і енергія обертача бурового ставу. Енергія руйнування породи може бути в достатній мірі оцінена корисною роботою при бурінні, яка пропорційна потужності обертача і відповідно до швидкості буріння порід з конкретними фізико-механічними властивостями. У роботі [11] запропоновано оцінювати енергоємність буріння через корисну роботу при бурінні свердловин залежністю

$$e = 3,6N \frac{t}{q_{z,m}}, \text{ МДж} \cdot \text{год} / \text{м}^3, \quad (4.1)$$

де e – корисна робота при бурінні свердловин;

$q_{г.м.}$ – вихід гірської маси з 1 м свердловини, м³;

t – середній час буріння 1 м, год;

N – потужність, яку споживає двигун обертача, кВт.

Проте, в приведеній аналітичній залежності (4.1) не враховуються фізико-механічні властивості гірських порід. Для дослідження їх впливу на енергоємність процесу буріння з роботи [3] узяті результати експериментальних вимірів питомої енергоємності буріння на різних кар'єрах. Із загального числа спостережень в таблицю 4.2 зведено тільки ті виміри, які виконані на ділянках уступів, складених однорідною породою, залежно від міцності порід.

Таблиця 4.2 – Обробка результатів експериментів за визначенням питомої енергоємності буріння порід залежно від їх міцності

Коефіцієнт міцності	Результати експериментів, кВт·год/м	Інтервал значень, кВт·год/м	Середнє зважене значення, кВт·год/м
1	2	3	4
4	0,3; 0,6; 0,5; 0,6	0,3-0,6	0,5
5	0,6; 0,9	0,6-0,9	0,8
6	0,9; 1,2; 1,0; 1,0	0,9-1,2	1,0
7	0,7; 0,7	0,7	0,7
8	1,3; 1,5; 1,0; 1,1; 1,4; 1,8	1,0-1,8	1,4
9	1,0; 1,2	1,0-1,2	1,1
10	1,2; 1,8; 1,9; 0,9; 1,8; 1,4; 1,8; 2,3; 1,6; 2,4	0,9-2,4	1,7
12	1,6; 1,3; 1,3; 1,3; 1,8; 1,6; 1,5; 1,8; 2,1; 4,0; 2,6	1,6-4,0	1,9

Кінець таблиці 4.2

1	2	3	4
14	2,5; 1,8; 1,8; 2,3; 2,0	1,8-2,5	2,1
15	2,5; 2,0; 2,0	2,0-2,5	2,2
16	2,1; 2,4	2,1-2,4	2,2
17	2,4; 2,5; 3,5; 3,5	2,4-3,5	3,0
18	4,0	4,0	4,0
20	5,5; 3,2	3,2-5,0	4,4
Більш 20	4,0	4,0	4,0

Незважаючи на детальний відбір результатів експериментів за гірничими критеріями та фізико-механічними властивостями, величина показників коливається в широких межах, що свідчить про відмінність в механічних властивостях породи, це обумовлено переважно мірою її руйнування. Головним параметром, що визначає варіацію питомої енергоємності зруйнованої породи, являється тріщинуватість масиву. У зв'язку з тим, що виміри отримані методом випадкових вибірок на різних кар'єрах при великому числі спостережень, їх статистична обробка дозволяє представити розподіл за міцністю порід за обсягом досліджень (рис. 4.3).

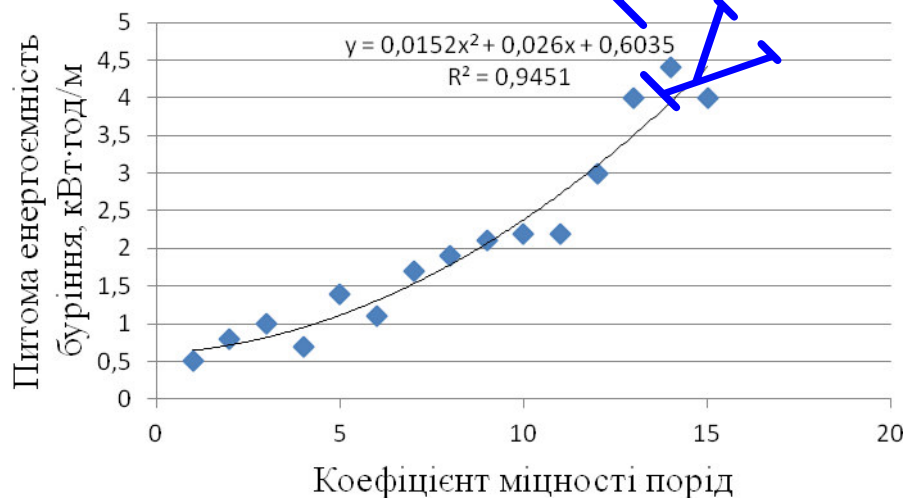


Рисунок 4.3 – Графік залежності питомої енергоємності буріння від коефіцієнту міцності порід

В результаті обробки результатів вимірів на кар'єрах отримана середня величина енергоємності буріння, яка є представницькою характеристикою міцністних властивостей скельних порід. Крива питомої енергоємності буріння (див. рис. 4.3) відбиває загальний розподіл порід за цією ознакою і може бути використана для прогнозування величини питомої енергоємності буріння 1 м погонного при зустрічі гірських порід з конкретним значенням міцності за виразом

$$W_{\text{бур}} = 0,0152f^2 + 0,026f + 0,6035, \quad (4.2)$$

де – питома енергоємність буріння, кВт·год/м;

f – коефіцієнт міцності порід за шкалою В.В. Протодьяконова.

Енергоємність руйнування гірських порід вибухом. Основні положення про роботу вибуху взяті з робіт [12 - 17]. Енергоємність руйнування гірської породи – робота витрачена на руйнування одиниці об'єму або маси гірської породи, це показник, що характеризує властивості породи і ефективність процесу руйнування [18]. Мірою працездатності вибухових речовин (ВР) в першому наближенні є теплота вибухового розкладання, що характеризує його потенційну енергію. У будь-яких видах механічної роботи вибуху - будь то стискування, дроблення, зрушення, пластичні деформації, переміщення, розліт шматків породи і так далі, кількість загальної роботи пропорційна потенційній енергії заряду.

Дослідженням енергоємності вибухових робіт займався д.т.н., проф. І.А. Тангаєв, який виявив високий кореляційний зв'язок між питомою енергоємністю шарошечного буріння і швидкістю поширення подовжніх хвиль в масиві. На підставі результатів комплексних досліджень за оцінкою властивостей гірських порід і масивів [3] їм запропонований метод вибору ВР залежно від коефіцієнту міцності гірських порід, який визначається показником питомої енергоємності шарошечного буріння.

Робота вибуху пропорційна запасу енергії заряду ВР, коефіцієнт пропорційності є питомою енергоємністю руйнування, залежною від властивостей породи, виду і міри руйнування. Необхідно відмітити, що

енергоємність окремих видів руйнування, а також коефіцієнт використання енергії вибуху на різні форми його роботи різні. Основні форми роботи вибуху в гірській породі наступні [14]: подрібнення породи на контакті із зарядом ВР (місцева або бризантна дія вибуху); дроблення породи на шматки в усьому об'ємі руйнування; метання, переміщення шматків роздробленої породи; пружні коливання в масиві гірських порід; збурення в повітрі при проходженні повітряної ударної хвилі.

Руйнування гірської породи при вибуху здійснюється першими двома формами роботи. В роботі [3] наведена емпірична залежність питомої енергії вибуху від енергоємності буріння свердловин:

$$q_e = \frac{0.013e_{\text{б}} + \frac{0,63\gamma}{2,6} d_o}{d_k}, \text{ МДж/м}^3,$$

або в умовних позначеннях цієї роботи залежність буде мати вид:

$$\frac{W_{\text{виб}}}{d_k} = \frac{0,013W_{\text{б}} + \frac{0,63\gamma}{2,6} d_o}{d_k}, \text{ МДж/м}^3, \quad (4.3)$$

де q_e – питома енергоємність буріння 1 м логонного порід, МДж/м.

Визначається залежністю (4.2);

γ – щільність порід, т/м³;

d_o – середній діаметр природничих окремоостей у масиві, м;

d_k – кондиційний шматок, м.

Для розрахунку за залежністю (4.3) необхідні індивідуальні геологічні дані родовища, тоді як для вирішення теоретичної задачі були обрані узагальнені дані щодо скельних порід табл. 14 [3] визначення оптимальної питомої енергії вибуху, які були співвіднесені крізь питому енергоємність буріння порід щодо міцності порід за класифікацією В.В. Протодяконова. Далі для зведення результатів до єдиної розмірності (кВт·год/м³) введений перевідний коефіцієнт.

Вибухові речовини є концентрованим джерелом хімічної енергії. В таблицю 4.4 зведені вихідні дані й результати розрахунку оптимальної питомої енергії ВР, які переведені в кВт·год/м³.

Таблиця 4.4 – Питома енергоємність вибуху по відношенню до питомої енергоємності буріння

Міцність порід за класифікацією В.В. Протодіяконова <i>f</i>	Питома енергоємність буріння порід, кВт·ч/м	Питомі витрати енергії на дроблення й переміщення q_e , МДж/м ³	Оптимальна питома енергія ВР, МДж/м ³	Оптимальна питома енергія ВР, кВт·год/м ³
4	0,5	1,1	1,7	0,5
7	1,0	1,7	2,5	0,7
10	1,5	2,1	3,4	0,9
14	2,0	2,6	4,0	1,1
16	2,5	3,1	4,6	1,3
17	3,0	3,6	5,5	1,5
18	3,5	4,2	6,3	1,8
19	4,0	4,6	7,0	1,9
20	4,5	5,2	8,0	2,2
Более 20	5,0	5,7	8,5	2,4

У практиці гірничого виробництва при переході до одного виду енергії, використовується співвідношення енергетичних величин: 1 кг еталонного ВР – 4200000 Дж. В той же час відомо що, 1 кВт·год дорівнює 3,6 МДж.

За результатами розрахунку оптимальної питомої енергії ВР (див. табл. 4.4) побудований графік залежності питомої енергоємності вибуху від міцності порід. Встановлена залежність має експоненціальний вид з високим значенням достовірної апроксимації.

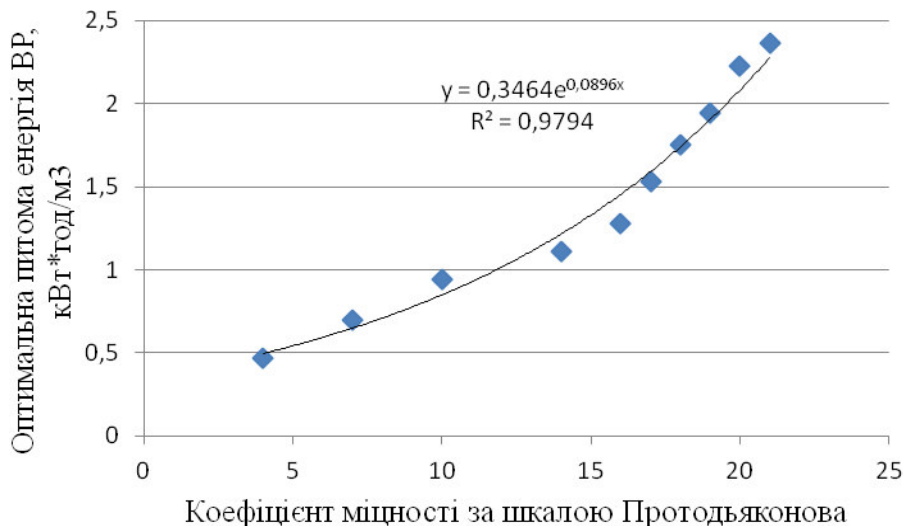


Рисунок 4.4 – Залежність питомої енергоємності вибуху від міцності порід

У практичних умовах за наявності відповідного устаткування за визначенням енергоємності процесу буріння або при використанні наведеної вище залежності від коефіцієнту міцності порід можна розрахувати буропідривні роботи обчисленням раціональної витрати ВР.

Енергоємність екскаваторних робіт. Процес екскавації порід безпосередньо з масиву або після їх вибухового руйнування вивчений нині досить повно. У роботах [19, 20] приведені результати досліджень щодо встановлення впливу основних фізико-технічних параметрів вибою на показники процесу екскавації, запропоновані емпіричні і аналітичні залежності для розрахунків продуктивності екскаваторів.

За загальну характеристику опірності порід процесу екскавації використовують показник питомого опору копанню. Проте, окрім процесу копання у екскаватора з одним ківшем в робочий цикл входять наступні операції: наповнення ківша, поворот ківша до місця розвантаження, розвантаження, повернення в початкове положення.

Питомі витрати енергії при екскавації гірської маси в основному визначаються якістю її вибухової підготовки або шматкуватістю. Максимальне використання потужності відбувається при черпанні гірської маси і повороті з

навантаженим ківшем. У загальному випадку, як показали дослідження, виконані на різних екскаваторах, вони пропорційні місткості ковша.

Годинна витрата електроенергії одноковшовими екскаваторами розраховувалася за формулою [21]

$$W_{\text{екс}} = \frac{N_{\text{ДВ}} K_{\text{ДВ}} K_{\text{ДМ}} K_{\text{ВТ}}}{K_{\text{КДН}} K_{\text{ПОПР}}}, \text{ кВт}\cdot\text{год}, \quad (4.4)$$

де $N_{\text{ДВ}}$ – номінальна потужність мережевого двигуна, кВт;

$K_{\text{ДВ}}$ – коефіцієнт використання двигуна за фактором часу, $K_{\text{ДВ}}=1$;

$K_{\text{ДМ}}$ – коефіцієнт використання двигуна за фактором потужності залежно від групи порід, $K_{\text{ДМ}} = 0,3 \dots 0,4$;

$K_{\text{ВТ}}$ – коефіцієнт, який враховує втрати електроенергії в мережі й витрати на допоміжні нужди, $K_{\text{ВТ}}=1,1$;

$K_{\text{КДН}}$ – коефіцієнт корисної дії двигуна при його номінальному навантаженні (ЕКГ-4,6; ЕКГ-5 – $K_{\text{КДН}}=0,905$; ЕКГ-8, ЕКГ-12,5 – $K_{\text{КДН}}=0,932$);

$K_{\text{ПОПР}}$ – поправочний коефіцієнт, який враховує зниження $K_{\text{КДН}}$ в залежності від величини використання потужності двигуна.

Нижче наводиться значення $K_{\text{ПОПР}}$ в залежності від $K_{\text{ДМ}}$

Значення $K_{\text{ДМ}}$	0,3	0,35	0,38	0,4
Значення $K_{\text{ПОПР}}$	0,86	0,88	0,89	0,9.

Суттєвий вплив на продуктивність і енергоємність екскавації здійснює коефіцієнт розпушування, який відображає ряд параметрів фізичного стану середовища: якість дроблення, міра переміщення масиву, зв'язаність порід, обрушуваність, стійкість, екскавуємість.

У таблиці 4.5 приведена енергетична шкала екскавуємості порід. За критерій екскавуємості щодо класифікації Н.Г. Домбровського, Ю.І. Беякова прийнята величина питомого опору копанню K_F , яка змінюється від $0,1 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$ (м'які породи) до $10 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$ (скельні породи). Категорії екскавуємості I - IV відносяться

до порід, що не потребують вибухового розпушування, а V - VIII – породам, що вимагають вибухове розпушування.

Таблиця 4.5 - Питома енергоємність вантаження залежно від категорії екскавуємості порід [3]

Категорія екскавуємості порід	Питома енергоємність вантаження 1 м ³ гірської маси, кВт·год/м ³	Продуктивність екскаватора (чистий час вантаження), м ³ /год		
		ЕКГ – 4,6	ЕКГ – 8 I	ЕКГ – 12,5
I	0,2 – 0,3	>500	>800	>1100
II	0,3 – 0,4	400 – 500	700 – 800	1000 – 1100
III	0,4 – 0,55	400 – 450	600 – 700	900 – 1000
IV	0,55 – 0,7	350 – 400	500 – 600	800 – 900
V	0,7 – 0,9	300 – 350	450 – 500	700 – 800
VI	0,9 – 1,15	250 – 300	400 – 450	600 – 700
VII	1,15 – 1,5	200 – 250	350 – 400	500 – 600
VIII	>1,5	<200	<350	<500

Екскаваторами типу механічної лопати приблизно 30 % всієї використаної потужності витрачається на корисну роботу копання і переміщення гірської маси і 70 % на так званий холостий хід. Таке співвідношення пояснюється великою масою поворотної платформи екскаватора і великими витратами енергії на боротьбу з моментом інерції при поворотах на розвантаження і у вибій.

Драглайнами розробляють переважно сипкі і м'які породи, тому витрати енергії на черпання 1 м³ значно нижче, ніж при розробці скельних порід механічними лопатами. Проте корисна витрата енергії на 1 м³ для драглайнів вище у зв'язку зі значнішою відстанню переміщення гірської маси. Питома енергоємність екскавації і переміщення 1 м³ породи драглайном ЕШ- 14/75 знаходиться на рівні 1,15-1,75 кВт·год, що приблизно в 2-3 рази вище за середню

енергоємність вантаження механічними лопатами. Потужність, яка витрачається на корисну роботу в драглайнах, доходить до 42 %.

Енергоємність транспортування гірської маси. Транспортування гірської маси з усіх технологічних процесів відкритих гірничих робіт є самим трудомістким – на його частку доводиться до 50 % загальної собівартості здобичі 1 т. Зниження витрат на транспортування залишається одним з основних завдань підвищення техніко-економічних показників відкритого способу розробки. Технологічний транспорт на цьому етапі є одним з найвужчих місць на шляху інтенсифікації видобутку корисних копалин. Транспортування гірської маси із вибою до збагачувальної фабрики здійснюється різними способами. Найбільше поширення мають автомобільний і залізничний транспорт. Залізничні перевезення забезпечують переважно за рахунок викатки електровоза і в значно меншому обсязі – тепловозами. Набувають все більшого поширення безперервні види транспорту – конвеєрний, трубопровідний і гідравлічний.

Продуктивність транспортних систем з рухомим складом, тобто автомобільного і залізничного, оцінюють двома основними показниками: об'ємом перевезеної гірської маси (у м³ або тонах) і величиною вантажообігу (у тонно-кілометрах). Для стаціонарних пристроїв з безперервним транспортуванням вантажів використовують єдиний показник – об'єм виданої гірської маси.

Автомобільний транспорт. Раціональна сфера застосування автотранспорту обмежується відстанню перевезення гірської маси від 1 до 5 км. Зі зростанням глибини гірничих робіт відстані перевезення неминуче збільшуються. В результаті знижується ефективність автотранспорту, якщо своєчасно не прийняти відповідних заходів. Нині максимальні підйоми у вантажному напрямі на кар'єрах майже не перевищують 100 %, що відповідає приросту відстані транспортування 1000 - 1200 м на кожні 100 м глибини кар'єру.

Особливість відкритих гірничих робіт полягає в перевезенні вантажів з подоланням значних підйомів і спусків. Тому при порівняльному аналізі різних видів транспорту в різних умовах експлуатації доцільно використовувати показники висоти підйому 1 т вантажу і величини витраченої при цьому енергії.

Мірою ефективності транспорту вважається величина питомих витрат енергії на підйом 1 т вантажу.

Питомі енерговитрати теплової енергії можна приводити до загального показника з розмірністю МДж/тм. Для підняття 1 т вантажу на висоту 1 м теоретично потрібна величина витрат енергії 9,8 кДж, або приблизно 0,01 МДж. Ця фізична величина є мінімально необхідною і її можна використати як міру для порівняння з фактичними енерговитратами. При цьому співвідношення теоретично необхідних витрат енергії до їх фактичного значення для цього виду транспорту можна розглядати як коефіцієнт корисного використання енергії і використати цей показник для порівняльної оцінки енергетичної ефективності різних видів транспорту гірської маси в кар'єрах.

На долю авто транспорту в загальному обсязі перевезень гірської маси припадає більше 50 %. Зі збільшенням парку і вантажопідйомності самоскидів цей показник постійно зростає [21]. Витрати палива залежать від об'єднання таких чинників, як висота підйому вантажу, відстань транспортування, технічний стан автосамоскида, якість дорожнього покриття і тому подібне. Показники питомих витрат палива (енергії) відображають технологічний і організаційний рівні роботи транспорту. Витрати енергії на підйом 1 т гірської маси (кДж/тм) з кар'єру на висоту 1 м можна розраховувати за формулою [3]

$$e_{AT} = \frac{g_{II}}{H_{II}} Q_{дп}, \text{ кДж/тм}, \quad (4.5)$$

де g_{II} - питомі витрати палива, г/ткм;

$Q_{дп}$ - теплота згоряння 1 кг дизельного пального, кДж/г;

H_{II} - висота підйому вантажу на 1 км кар'єрної автодороги, м.

Якщо обрати середні значення $g_{II}=125$ г/ткм, $Q_{дп}=42$ кДж/г і величину підйому, у вантажному напрямі 80 % ($H_{II}=80$ м), то середні питомі енерговитрати складають в 66 кДж/ткм м або приблизно 0,07 МДж/ткм. Порівняння цієї величини

з теоретично необхідними енерговитратами показує, що при автотранспортуванні вони в 7 разів вище. Звідси можна зробити висновок про те, що коефіцієнт корисного використання теплової енергії дизельного палива в автотранспорті складає приблизно 14 %.

Залізничний транспорт на багатьох кар'єрах залишається основним видом транспорту. На долю електровозу припадає приблизно 50 % загальних витрат електроенергії кар'єру. Як і у будь-якому технологічному процесі, витрата енергії електровозом на корисну роботу – перевезення вантажу складає лише частину загальних енерговитрат. Повні енерговитрати передбачають наступні витрати.

1. Витрата електроенергії на рух составу від вибою до кінцевого пункту і назад без урахування витрати енергії на підйом вантажу на висоту Δh . При цьому мається на увазі витрата енергії на переміщення составу дорогою з нульовим ухилом, що відповідає енергії холостого ходу.

2. Витрата електроенергії на переміщення вантажу на висоту Δh (корисна витрата енергії).

3. Витрата електроенергії на маневрові операції при завантаженні і розвантаженні складу.

4. Витрата енергії на власні потреби електровоза.

5. Витрати енергії в агрегатах підстанції і в контактній мережі.

При викочуванні електровозу, так само як і у разі автотранспортування, важливою характеристикою, що впливає на величину енергоспоживання, є ухил шляху. При різній відстані транспортування збільшення ухилу шляхів з 5 до 25 % призводить до практично пропорційного збільшення витрати електроенергії. Залежно від параметрів і стану шляхів фактичні значення повної витрати енергії на вітчизняних кар'єрах складають 0,11 - 0,45 кВт·год/ткм. Витрата енергії на підйом 1 т гірської маси (МДж/тм) з кар'єру на висоту 1 м може бути підрахований за формулою [3]

$$e_{\text{э.т.}} = \frac{3,6e}{H_{\text{п}}}, \text{ МДж/тм,} \quad (4.6)$$

де e – питомі енерговитрати на викочування електровозу;

H_{II} - висота підйому, м.

Конвеєрний транспорт. На відкритих гірничих роботах найбільш перспективним вважається конвеєрний вид транспорту. На відміну від автомобільного і залізничного транспорту величина повних питомих енерговитрат при використанні конвеєрних ліній знаходиться залежно від коефіцієнта інтенсивності його роботи, що є відношенням фактичної продуктивності конвеєра до його номінальної продуктивності. При недовантаженні ліній питомі енерговитрати на 1 т км гірської породи, яка транспортується, можуть різко зростати через збільшення долі енерговитрат холостого ходу.

Можливі три варіанти роботи конвеєра – при горизонтальному транспортуванні вантажу, на підйом і на спуск. Для першого випадку питомі витрати електроенергії (кВт·год/т·км) рекомендують розраховувати по формулі

$$e_{кз} = \frac{0,3}{k_i} + 0,224, \quad (4.7)$$

а при роботі на підйом або спуск (пологовому розташуванні конвеєру)

$$e_{кн} = \frac{0,3 \cos \alpha}{k_i} + 0,224 \cos \alpha + 4,1 \sin \alpha, \quad (4.8)$$

де k_i – коефіцієнт інтенсивності роботи конвеєра;

α – кут нахилу конвеєра, градус.

Рішення цього рівняння при значеннях $k_i=0,8$ і кута підйому вантажу $\alpha=16^\circ$ дає величину питомих витрат енергії стрічковим конвеєром 1,7 кВт·год/т·км. Якщо врахувати, що при $\alpha=16^\circ$ висота підйому на 1 км довжини конвеєру складає 270 м, то питомі витрати енергії на підйом 1 т гірської маси складуть 0,063 кВт·год/т·км або 0,022 МДж/т·м.

Скориставшись формулами (4.5-4.8) виконані розрахунки, які дозволили зіставити три транспортні схеми:

- електровозний транспорт

$$i_{cp} = 25 \text{ ‰} \quad 0,058 \text{ МДж/т} \cdot \text{м} = 0,166 \text{ кВт} \cdot \text{год/т} \cdot \text{км}, \quad = 18\%;$$

- автомобільний транспорт

$$i_{cp} = 80 \text{ ‰} \quad 0,07 \text{ МДж/т} \cdot \text{м} = 0,2 \text{ кВт} \cdot \text{год/т} \cdot \text{км}, \quad \eta_{AT} = 14\%;$$

- конвеєрний транспорт

$$i_{cp} = 16 \text{ ‰} \quad 0,022 \text{ МДж/т} \cdot \text{м} = 0,063 \text{ кВт} \cdot \text{год/т} \cdot \text{км}, \quad \eta_{KT} = 50\%.$$

Енергетичні переваги конвеєрного транспорту очевидні.

Енергоємність дроблення. Дроблення і подрібнення корисних копалини здійснюється в стаціонарних дробарках і млинах. Ці пристрої працюють в умовах, коли робочий режим відносно стабільний, а розмір кінцевого продукту заздалегідь визначений і заданий. Тому змінними чинниками процесу є гранулометричний склад руди (особливо на стадіях великого і середнього дроблення), її міцність і кількість, що залучається до процесу.

Процес дроблення корисних копалини в стаціонарних дробарках різних типів нині досліджений досить детально. Запропоновані аналітичні і емпіричні залежності, які дозволяють розрахувати їх продуктивність, необхідну потужність двигуна і енергоспоживання з точністю, що цілком задовольняє вимогам інженерних завдань.

Основними технологічними показниками процесу є міра дроблення продукту і питома енергоємність. Міру дроблення прийнято визначати рядом співвідношень, зокрема

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}, \quad (4.9)$$

де D_{\max} , d_{\max} – максимальний розмір шматка руди відповідно до i після дроблення, мм.

Розрізняють наступні стадії дроблення: крупне, середнє і дрібне. Залежно від стадії дроблення великість шматка початкового і подрібненого продуктів показана в таблиці 4.6.

Таблиця 4.6 – Розміри шматка гірської маси до і після дроблення

Стадія дроблення	D_{\max}	d_{\max}
Крупне	500 – 1200	100 – 350
Середнє	100 – 350	40 – 100
Дрібне	40 – 100	5 – 30

Нині на збагачувальних фабриках і кар'єрах застосовують в основному п'ять типів дробарок – щічні, конусні, валкові, молоткасті і роторні. На збагачувальних фабриках Кривбасу найбільше поширення отримали перші два типи. Тоді як при циклічно-потоківій технології найчастіше використовують конусні дробарки, тому виконаний аналіз їх енергетичних параметрів.

За даними [22] зі збільшенням середнього діаметру шматків продуктивність дробарки ККД- 1500 різко знижується. При зміні розміру шматків від 100 до 400 мм вона знижується майже на 40 %, а при збільшенні середнього розміру до 500 мм - більше ніж в два рази.

Для розрахунку основних параметрів конусних дробарок запропоновані емпіричні залежності Є.П. Белецьким [5], де середня споживана потужність електродвигуна дробарок великого дроблення складає

$$N_{cp} = (0,041f^2 - 0,027f + 11,95)D^2rn_0, \text{ кВт},$$

де D – діаметр основи конуса, що дробить, м;

r – ексцентриситет в області вихідної шпари, м;

n_0 – число гойдань конуса в хвилину;

f – коефіцієнт міцності дробленого матеріалу.

Питома витрата енергії крупного дроблення

$$e_{op} = \frac{iZ_p N_{cp}}{k_f k_w k_{kp} k_D l \delta}, \text{ кВт}\cdot\text{год}/\text{т}, \quad (4.10)$$

де Z_p – максимальна умовна крупність продукту дроблення, мм;

k_f – коефіцієнт, який залежить від міцності породи;

k_w – коефіцієнт, який залежить від вологості породи;

k_{kp} – коефіцієнт, який залежить від розмірів гірської маси, яку завантажують;

k_D – коефіцієнт, який приймають рівним 0,6;

l – ширина шпари, крізь яку розвантажують гірську масу, мм;

δ – питома вага розпушеної гірської маси, т/м³.

Питома витрата енергії для середнього і дрібного дроблення визначається за формулою [5]

$$e_{op} = \frac{(0,5 \div 0,75) 0,21 D}{60 \pi b l \delta k_f k_w k_{kp}}, \text{ кВт}\cdot\text{год}/\text{т}, \quad (4.11)$$

де D – діаметр основи конуса, м;

b – ширина вихідної шпари, м;

l – довжина паралельної зони, м.

Скориставшись формулами (4.10-4.12) виконані розрахунки питомої енергоемності механічного дроблення для трьох стадій дроблення конусними дробарками в залежності від коефіцієнту міцності. Результати розрахунку приведені в таблиці 4.7.

Таблиця 4.7 – Питома енергоємність механічного дроблення залежно від міцності порід

Стадія дроблення	Міцність порід f	Питома енергоємність, кВт·год/т	Питома енергоємність, кВт·год/м ³	Питома енергоємність, МДж/т
Крупне	8	0,047	0,12	0,17
	12	0,068	0,17	0,24
	16	0,09	0,23	0,32
	20	0,12	0,31	0,43
Середнє	8	0,174	0,44	0,63
	12	0,25	0,64	0,90
	16	0,34	0,87	1,22
	20	0,44	1,12	1,58
Дрібне	8	0,53	1,33	1,87
	12	0,75	1,91	2,70
	16	1,0	2,55	3,60
	20	1,4	3,57	5,04

Фактично питомі енерговитрати на всіх стадіях дроблення залежать від коефіцієнта міцності дробленої руди і міри завантаження дробарки. Крім того статистичне узагальнення результатів вимірів [4, 6], виконаних на різних підприємствах, свідчить про невисокі значення питомого енергоспоживання конусними дробарками. Руди кар'єрів Кривбасу істотно відрізняються за міцністю і енергоємністю механічного руйнування. У таблиці 3.8 приведені розрахункові дані енергоємності механічного дроблення руд кар'єрів Кривбасу. Найлегше піддаються дробленню руди кар'єру № 1 Центрального ГЗКу.

Таблиця 4.8– Питома енергоємність дроблення гірських порід, кВт·год/т

Стадія дроблення	Результати розрахунків за методиками					
	Ф. Бонда		С.Е. Андрєєва й В.А. Перова		В.А. Олевського й Е.П. Белецького	
Крупне (для дробарки ККД-1500/180)	ІнГЗК	0,37	f = 8	0,077	f = 8	0,047
	ЦГЗК	0,14	f = 12	0,094	f = 12	0,068
	ПівнГЗК	0,25	f = 16	0,120	f = 16	0,09
	АрселорМітал	0,33	f = 20	0,150	f = 20	0,12
	ПівдГЗК	0,36				
Середнє (для дробарки КСД-2200Гр)	ІнГЗК	0,82	f = 8	0,064	f = 8	0,174
	ЦГЗК	0,32	f = 12	0,087	f = 12	0,25
	ПівнГЗК	0,54	f = 16	0,100	f = 16	0,34
	АрселорМітал	0,73	f = 20	0,120	f = 20	0,44
	ПівдГЗК	0,8				
Дрібне (для дробарки КМД-2200Гр)	ІнГЗК	1,47	f = 8	0,082	f = 8	0,52
	ЦГЗК	0,57	f = 12	0,110	f = 12	0,75
	ПівнГЗК	1	f = 16	0,130	f = 16	1,00
	АрселорМітал	1,3	f = 20	0,150	f = 20	1,40
	ПівдГЗК	1,4				

Для подальших досліджень енергоємності обрана методика В.А. Олевського й Е.П. Белецького. Залежності питомої енергоємності по стадіях механічного дроблення від міцності гірських порід відображені на графіку рисунка 4.5 за результатами розрахунку (див. таблиці 4.7 і 4.8).

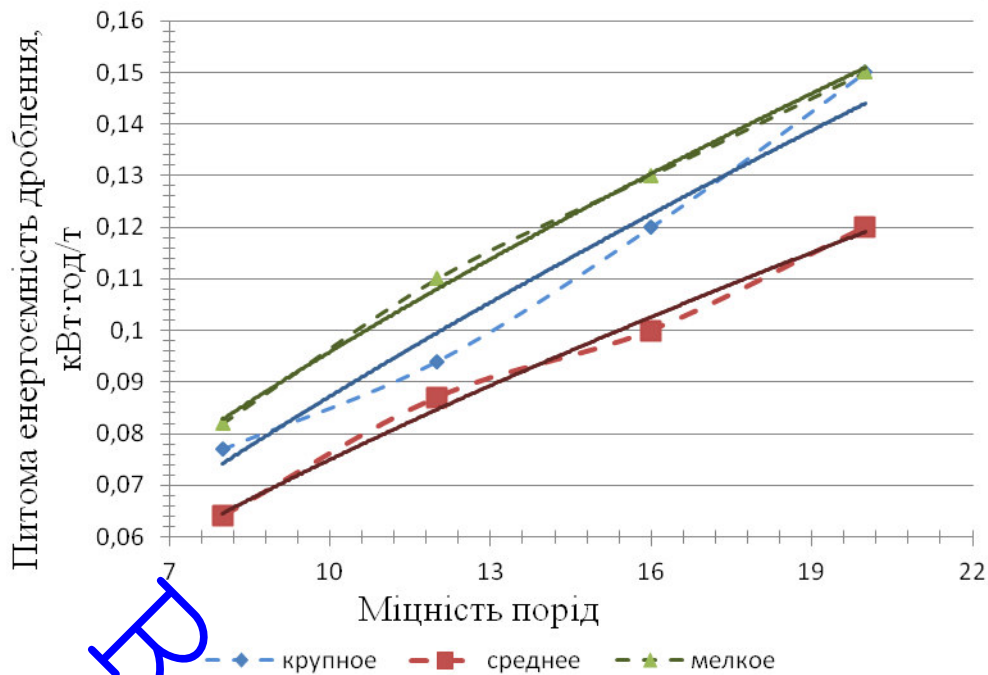


Рисунок 4.5 – Залежність питомої енергоємності механічного дроблення від міцності гірських порід

Обробка результатів розрахунку дозволила встановити степеневі залежності питомої енергоємності механічного дроблення (великого, середнього і дрібного) від міцності гірських порід:

$$W_{\text{дроб}}^{\text{вел}} = 0.0165 f^{0.7232} \quad (R^2 = 0,9734) \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т},$$

$$W_{\text{дроб}}^{\text{вел}} = 0.0165 f^{0.7232} \quad (R^2 = 0,9976), \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т}, \quad (4.12)$$

$$W_{\text{дроб}}^{\text{сер}} = 0.0161 f^{0.6682} \quad (R^2 = 0,9927), \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т}.$$

Аналіз приведених вище формул і отриманих на їх основі даних таблиці підтверджує той факт, що при постійній міцності руди, але зменшенні ширини розвантажувальної щілини, підвищення міри дроблення – означає, що за інших рівних умов, призводить до пропорційного збільшення енергоємності процесу.

Міцність руди істотно впливає на величину питомого енергоспоживання, що цілком відповідає енергетичним законам дроблення.

Грохочення. У схемах попереднього збагачення руди грохот застосовується практично на всіх збагачувальних фабриках. Грохочення необхідне в технологічних комплексах при наявності технічних обмежень застосування обладнання, щоб відокремити необхідні фракції гірської маси. У технологічних схемах попереднього збагачення руди в кар'єрі при підборі відповідного обладнання (збагачувального або транспортного) також існує необхідність регулювання шматкуватості, тому грохот може бути застосований після великого, середнього або дрібного дроблення.

Дослідження енергоємності грохоту займаються багато фахівців задля досягнення раціональних технічних та технологічних параметрів [23, 24]. Витрати енергії в першу чергу залежать від потужності електродвигуна грохоту, яка складається з

$$N_{дв} = (N_e + N_T) / 0,9, \quad (4.13)$$

де N_e – потужність, яка витрачається на передачу матеріалу кінетичної енергії і залежить від маси матеріалу та швидкості її переміщення, кВт;

N_T – потужність, яка витрачається на подолання сили тертя матеріалу об сито, залежить від розмірів і потужності грохоту, коефіцієнту тертя, кВт.

Для розрахунку годинної витрати електроенергії грохотом скористаємось формулами (4.4), (4.11) та (4.12) розрахунку годинної витрати електроенергії екскаватором та механічної дробарки, які показують прямо пропорційну залежність витрати електроенергії від номінальної потужності мережевого двигуна із врахуванням технічних й технологічних корегувальних коефіцієнтів. Для вирішення поставленої мети й розрахунку енерговитрат грохоту була використана залежність:

$$W_{гурк} = \frac{N_{дв} K_{дв} K_{вт}}{K_{кд} K_{шм} K_{вол}}, \quad \text{кВт} \quad (4.14)$$

де $N_{ДВ}$ – номінальна потужність мережевого двигуна грохота, кВт;

$K_{ДВ}$ – коефіцієнт використання двигуна за фактором часу, $K_{ДВ}=1$;

$K_{ВТ}$ – коефіцієнт, який враховує втрати електроенергії в мережі й витрати на допоміжні нужди, $K_{ВТ}=1,1$;

$K_{КДД}$ – коефіцієнт корисної дії двигуна при його номінальному навантаженні $K_{КДД}=0,905$;

$K_{ШМ}$ – коефіцієнт, який залежить від шматкуватості гірської маси, яку завантажують, $K_{ШМ} = 1 \dots 1,3$ при інтервалі значень від оптимальної шматкуватості за технічними показниками пристрою до гранично можливих;

$K_{ВОЛ}$ – коефіцієнт, який залежить від вологості породи, $K_{ВОЛ}=1 \dots 1,3$ при інтервалі значень від оптимальної вологості за технічними показниками пристрою до гранично можливих.

Енергоємність і ефективність грохочення залежить від гранулометричного складу і вологості гірської маси (див. аналіз розд. 1.8). При наявності великої кількості великих шматків процес ускладнюється накопиченням продукту над решіткою, що не дозволяє проходити продукту крізь грохот. Вологість гірської маси впливає, перш за все, на дрібну фракцію, яка проявляє властивості клейкості. Зволожений продукт заліплює сітку грохоту і тим самим знижує продуктивність обладнання.

Суша магнітна сепарація проводиться електромагнітними сепараторами. Технічні характеристики обладнання в першу чергу відображають продуктивність сепаратора в залежності від гранулометричного складу гірської маси. Впровадження технології попереднього збагачення руди в кар'єрі стало можливим завдяки останнім технічним розробкам в галузі сухого магнітного збагачення і створенням магнітних сепараторів для попереднього збагачення магнітних, слабомагнітних і окислених руд (див. розд. 1.8 і 1.9). Енергоємність устаткування залежить від типу руд, які збагачуються, і їх шматкуватості. Чим більше шматок гірської маси, тим сильніше має бути за свідченнями фахівців магнітне поле, щоб утримувати магнітний шматок на барабані сепаратора.

Аналогічно до вище проаналізованого обладнання виведена залежність годинної витрати електроенергії на технологічний процес сухої магнітної сепарації від номінальної потужності двигуна сепаратора:

$$W_{\text{сепар}} = \frac{N_{\text{дв}} K_{\text{дв}} K_{\text{дм}} K_{\text{вт}}}{K_{\text{кдд}} K_{\text{вол}} K_{\text{шм}}}, \text{ кВт} \quad (4.15)$$

де $N_{\text{дв}}$ – номінальна потужність мережевого двигуна сепаратора, кВт;

$K_{\text{дв}}$ – коефіцієнт використання двигуна за фактором часу, $K_{\text{дв}}=1$;

$K_{\text{дм}}$ – коефіцієнт використання двигуна за фактором потужності залежно від групи порід, $K_{\text{дм}} = 0,3 \dots 0,4$;

$K_{\text{вт}}$ – коефіцієнт, який враховує втрати електроенергії в мережі й витрати на допоміжні нужди, $K_{\text{вт}}=1,1$;

$K_{\text{кдд}}$ – коефіцієнт корисної дії двигуна при його номінальному навантаженні $K_{\text{кдд}}=0,905$;

$K_{\text{вол}}$ – коефіцієнт, який залежить від вологості породи, $=1 \dots 1,3$ при інтервалі значень від оптимальної вологості за технічними показниками обладнання до гранично можливих;

$K_{\text{шм}}$ – коефіцієнт, який залежить від шматкуватості гірської маси, яку завантажують, $K_{\text{шм}} = 1 \dots 1,3$ при інтервалі значень від оптимальної шматкуватості за технічними показниками обладнання до гранично можливих.

Споживча потужність електроенергії сепаратором означена в технічних характеристиках продукції заводом – виробником. Вона залежить в першу чергу від виробничої потужності обладнання, вологості та шматкуватості гірської маси, яка підлягає обробці.

Таким чином, для всіх технологічних процесів видобутку й переробки залізних руд в кар'єрі можливо розрахувати енергоємність процесу й питому енергоємність, що дозволяє проаналізувати вище обрані технології за енергетичними витратами в залежності від виробничої потужності кар'єру.

4.3. Методичні положення розрахунку енергоємності технологічних схем видобутку й переробки залізних руд залежно від фізико-механічних властивостей порід

Для проведення аналізу щодо енергоємності технологій видобутку й переробки корисної копалини необхідно зіставити показники розрахунку енергоємності при визначеній виробничій потужності та продуктивності за окремий проміжок часу. Тому були розраховані річні витрати енергії в залежності від продуктивності технологічних процесів за математичною моделлю [26]:

$$W_{\text{річ}} = f(Q) = \sum_{i=1}^n (W_i * Q_i) + W_{\text{const}} \rightarrow \min \quad (4.16)$$

де $W_{\text{річ}}$ – річні витрати енергії за обраною технологією, кВт;

n – кількість технологічних процесів;

W_i – енергоємність технологічного процесу, кВт/т;

Q_i – продуктивність технологічного процесу, т/рік;

W_{const} – витрати енергії на інші джерела споживання, які не залежать від виробничої потужності, кВт/рік.

Витрати енергії за кожною обраною технологією видобутку й переробки залізних руд складаються з декількох компонентів: безпосередньо видобуток (буріння, вибух, екскавація), транспортування (автомобільне, залізничне, конвеєрне тощо), переробка (дроблення, суха магнітна сепарація) та збагачення на збагачувальній фабриці (три стадії дроблення та подрібнення, сепарація, флотація тощо)

$$W_T = W_{\text{вид}} + W_{\text{тр}} + W_{\text{пер}} + W_{\text{зб}}, \text{ кВт}, \quad (4.17)$$

де W_T – сумарна енергоємність технологічної схеми видобутку та переробки залізних руд за обраною технологією, кВт;

$W_{\text{Вид}}$ – енергоємність видобутку гірських порід, кВт,

$$W_{\text{Вид}} = W_{\text{бур}} + W_{\text{виб}} + W_{\text{екс}}, \text{ кВт}; \quad (4.18)$$

$W_{\text{Тр}}$ – енергоємність транспортування гірських порід з кар'єру на земну поверхню та до збагачувальної фабрики, кВт,

$$W_{\text{Тр}} = W_{\text{АТ}} + W_{\text{ЗТ}} + W_{\text{КТ}} + W_{\text{п.екс}}, \text{ кВт}; \quad (4.19)$$

$W_{\text{Пер}}$ – енергоємність технологічних процесів в кар'єрі, пов'язаних з переробкою корисної копалини, кВт,

$$W_{\text{Пер}} = W_{\text{дроб}} + W_{\text{гурк}} + W_{\text{смс}}, \text{ кВт}; \quad (4.20)$$

$W_{\text{Зб}}$ – енергоємність збагачувального процесу залізних руд, кВт.

Для отримання енергоємності технологічного комплексу розраховані: питома енергоємність та продуктивність кожного технологічного процесу. Питома енергоємність буріння та вибуху визначена за графіками на рис. 4.3 й 4.4, інші за формулами параграфу 4.2.

Енергоємність процесу видобутку й переробки корисної копалини залежить від продуктивності технологічних комплексів, тому для вище обраних технологій проаналізована їх продуктивність (табл. 4.9) [27].

Таблиця 4.9 – Продуктивність комплексів за технологічними процесами

Енергоємність технологічного процесу	Продуктивність комплексу				
	Циклічна технологія	Циклічно-потокова технологія	Потокова технологія	Технологія з самоподрібнюванням	Технологія передзбагачення руди в кар'єрі
1	2	3	4	5	6
$W_{\text{бур}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$(q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}) \times k_i$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$

Кінець таблиці 4.9

1	2	3	4	5	6
$W_{\text{виб}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$(q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}) \times k_i$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$
$W_{\text{екс}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$
$W_{\text{АТ в кар'єрі}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	0	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$
$W_{\text{п.екс}}$	$q_{\text{руд}}$	0	0	$q_{\text{руд}}$	0
$W_{\text{ЗТ на земну поверхню}}$	$q_{\text{руд}}$	0	0	$q_{\text{руд}}$	0
$W_{\text{АТ до відвалу}}$	$q_{\text{роз}}$	$q_{\text{роз}}$	0	$q_{\text{роз}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{хв}}$
$W_{\text{дроб}}$	0	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	0	$q_{\text{руд}}$
$W_{\text{смс}}$	0	0	0	0	$q_{\text{руд}}$
$W_{\text{КТ}}$	0	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}}$
$W_{\text{ЗТ від кар'єру}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{роз}} + q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}} - q_{\text{хв}}$
$W_{\text{Зб}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}}$	$q_{\text{руд}} - q_{\text{хв}}$

Розглянемо запропоновані методичні положення розрахунку енергоємності технологічних схем видобутку й переробки залізних руд на умовному залізорудному кар'єрі. Параметри умовного кар'єру та його техніко-економічні показники наведено в табл. 4.10.

Таблиця 4.10 – Техніко-економічні показники умовного кар'єру

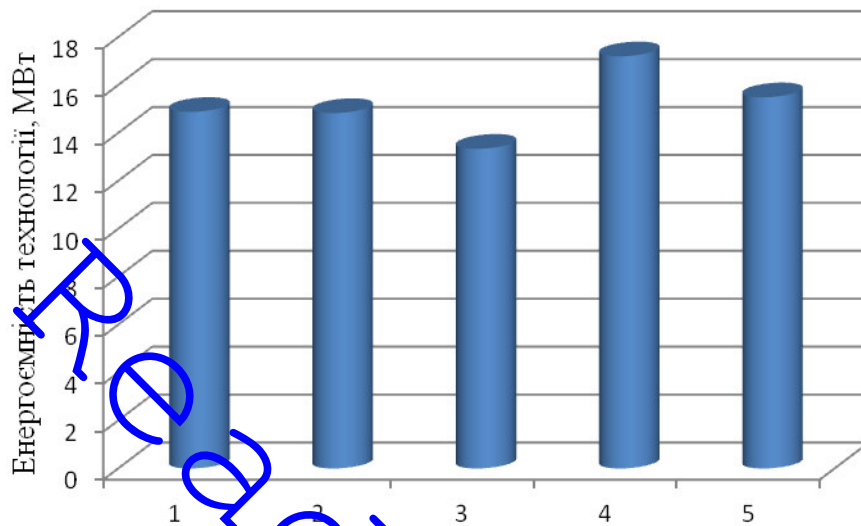
Параметри	Позначення	Значення
Виробнича потужність кар'єру	т	1000000
Продуктивність розкривного комплексу	м^3	440000
Питома вага скельних порід	$\text{т}/\text{м}^3$	2,5
Глибина кар'єру (видобувного вибою)	м	350
Висота підйому вантажу автомобільним транспортом	м	200
Висота підйому вантажу залізничним транспортом	м	150
Кут підйому конвесерного ставу	градус	16
Відстань транспортування руди від кар'єру до збагачувальної фабрики	км	10
Об'єм рудної маси (некондиційні руди, втрати, породи збіднювання), який підлягає передзбагаченню	т	400000

В таблиці 4.11 зведені результати розрахунку енергоємності за обраними технологіями видобутку й переробки залізних руд. До розрахунку не увійшли витрати енергії на інші джерела споживання W_{const} , тому що вони за вихідними даними прийняті як постійні для всіх технологій і не залежать від виробничої потужності кар'єру.

Таблиця 4.11 – Енергоємність технологій видобутку й переробки залізних руд

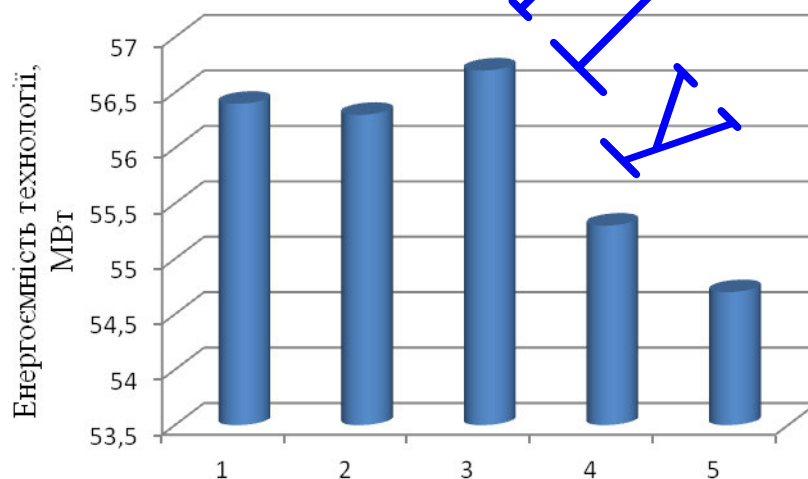
Технологічні процеси	Енергоємність, кВт				
	Циклічна технологія	Циклічно-потокова технологія	Потокова технологія	Технологія з самоподрібнюванням	Технологія передзбагачення руди в кар'єрі
$W_{\text{бур}}$	630000	630000	630000	882000	630000
$W_{\text{виб}}$	1050000	1050000	1050000	1470000	1050000
$W_{\text{екс}}$	1050000	1050000	1050000	1050000	1050000
$W_{\text{АТ в кар'єрі}}$	6300000	6300000	0	6300000	6300000
$W_{\text{п.екс}}$	550000	0	0	500000	0
$W_{\text{ЗТ на земну поверхню}}$	2000000	0	0	2000000	0
$W_{\text{АТ до отвалу}}$	3300000	3300000	0	3300000	3468000
$W_{\text{дроб}}$	0	800000	1680000	0	800000
$W_{\text{смс}}$	0	0	0	0	500000
$W_{\text{КТ}}$	0	1700000	8925000	1700000	1700000
Сумарні витрати в кар'єрі	14880000	14830000	13335000	17202000	15498000
$W_{\text{ЗТ від кар'єру}}$	1600000	1600000	3360000	1600000	1510400
$W_{\text{Зб}}$	40000000	40000000	40000000	36500000	37760000
Загальні витрати всього W_T	56480000	56430000	56695000	55302000	54768400

За результатами розрахунків побудовані стовбчасті діаграми щодо сумарних енергетичних витрат за всіма технологічними процесами в кар'єрі (рис. 4.6) та загальних з врахуванням витрат на транспортування гірської маси до збагачувальної фабрики комбінату й процесу збагачення на ній (рис. 4.7).



1 – циклічна технологія; 2 – циклічно-потокова технологія; 3 – потокова технологія;
4 – технологія з самоподрібнюванням; 5 – ТПРК

Рисунок 4.6 – Сумарні витрати енергії на видобуток й переробку залізних руд за технологіями в кар'єрі



1 – циклічна технологія; 2 – циклічно-потокова технологія; 3 – потокова технологія;
4 – технологія з самоподрібнюванням; 5 – ТПРК

Рисунок 4.7 – Сумарні витрати енергії на видобуток й переробку залізних руд за технологіями

Аналіз розрахунків і діаграм свідчить, що додаткові внески в підготовку рудної маси в кар'єрі (стовпчики 4 та 5 рис. 4.6) дозволяють отримати економію енергоспоживання при збагачувальному процесі:

- при технології з самоподрібнюванням за рахунок ліквідації 3 стадій дроблення та 1 стадії подрібнення на збагачувальній фабриці (стовпчик 4 рис. 4.7);
- при технології передзбагачення руди в кар'єрі за рахунок переробки меншої кількості руди та збагачення більш якісної корисної копалини (стовпчик 5 рис. 4.7).

З розрахунків видно, що найнижча енергоємність припадає на ТПРК незважаючи на те, що при ній в кар'єрі сумарна енергоємність отримана вище (за рахунок впровадження сухої магнітної сепарації), але при загальному аналізі енергоємності ГЗК отримуємо економію, що пояснюється в першу чергу економією енергії в збагачувальному процесі на збагачувальній фабриці (до 12 % від тотожних технологій) за рахунок меншого об'єму переробки [26].

Надалі був проаналізований вплив об'єму передзбагачення на енергоємність ГЗК. Результати розрахунку наведені в графічному вигляді на рис. 4.8.

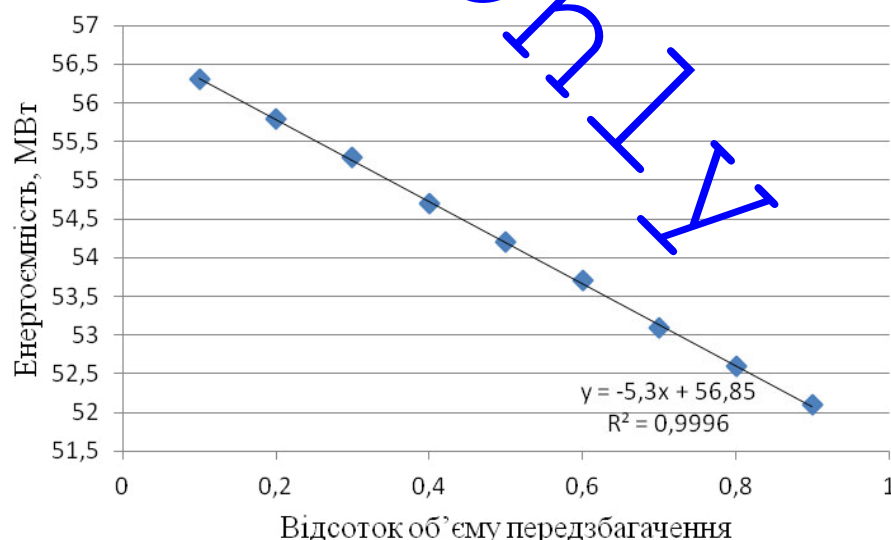


Рисунок 4.8 – Залежність енергоємності технології видобутку й переробки залізної руди від об'єму передзбагачення

Об'єм передзбагачення суттєво впливає на енергоємність технології видобутку й переробки залізної руди: так при передзбагаченні лише 10 % рудної маси в кар'єрі економія електроенергії складає 1,11 % від загального енергоспоживання (що складає 0,63 МВт); при передзбагаченні 30 % економія 2,86% (що складає 1,63 МВт), а при передзбагаченні 50 % рудної маси економія 4,79 % (що складає 2,73 МВт). Таким чином, технологію передзбагачення руди в кар'єрі можна вважати енергозберігаючою.

4.4. Методичні положення розрахунку енергоємності технологічних схем залежно від середнього розміру шматка гірської маси

Визначення ефективних технологічних схем попереднього збагачення руди в кар'єрі в кінцевому підсумку полягає в оптимізації всіх технологічних процесів видобутку корисних копалин. Необхідно виділити три стадії рівня оптимізації.

Перша стадія – при проектуванні гірничодобувного підприємства порівнюються кілька варіантів комплексів обладнання і технології, що відрізняються своїми параметрами і продуктивністю.

Друга стадія – при реконструкції та модернізації діючого гірничого підприємства, коли з'являється можливість застосування нової вискоєфективної техніки і принципово нових технологічних рішень, здатних забезпечити поліпшення техніко-економічних показників в постійно змінних гірничо-геологічних умовах відпрацювання родовища.

Третя стадія – на діючому підприємстві, яке обладнано стандартним гірничим обладнанням з відпрацьованою технологічною схемою. На цьому рівні вдосконалення і комплексна оптимізація взаємопов'язаних технологічних процесів дозволяють частково компенсувати безперервно зростаючі витрати виробництва, зумовлені закономірними умовами, які характеризуються погіршенням гірничотехнічних і геологічних чинників.

Великий внесок у розвиток методів оптимізації відкритих гірничих робіт внесли дослідження: Н.В. Мельникова, Е.Ф. Шешко, В.В. Ржевського, М.Г.

Новожилова, Б.М. Тартаковського, Б.А. Симкіна, К.Є. Вінницького, В.С. Вишнякова і ін.

Найбільш повно в роботі [28] відображена можливість визначення оптимального ступеня дроблення гірської маси для діючих і проєктованих гірничорудних підприємств МЧМ СРСР при застосуванні циклічної, циклічно-поточної і поточної технологій. У всіх дослідженнях зазначених авторів, як критерій оптимальності прийнято приведені витрати

$$S = f(d_{cep}) = \sum_{i=1}^n C_i + E_H \sum_{i=1}^m K_i \rightarrow \min, \quad (4.21)$$

де C_i й K_i – експлуатаційні та капітальні витрати за технологічними процесами, грн/м³;

E_H – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень;

n и m – кількість процесів, за якими в залежності від ступеня дроблення змінюються, відповідно експлуатаційні та капітальні витрати.

Аналіз цих методик вказує на один дуже важливий недолік, властивий їм:

а) або повна відсутність відомостей про властивості об'єкта досліджень (буримості, вибуховості, екскавуємості, подрібнюваність тощо); б) або використання їх усереднених характеристик або показників виробничих процесів (швидкості буріння, питомої витрати ВР, продуктивності екскаватора, дробарки, млина і т. д.).

В роботі [3] представлено вираз, який доводить, що в будь-якому технологічному процесі вартість одиниці продукції залежить від продуктивності устаткування і питомої енергоємності процесу

$$c_1 = e(\sum C_n / E + c_0), \quad (4.22)$$

де c_1 – питома собівартість продукції, грн/т (грн/м³);

e - питома енергоємність процесу, кВт·год/т (кВт·год/м³ або МДж/т(м³));

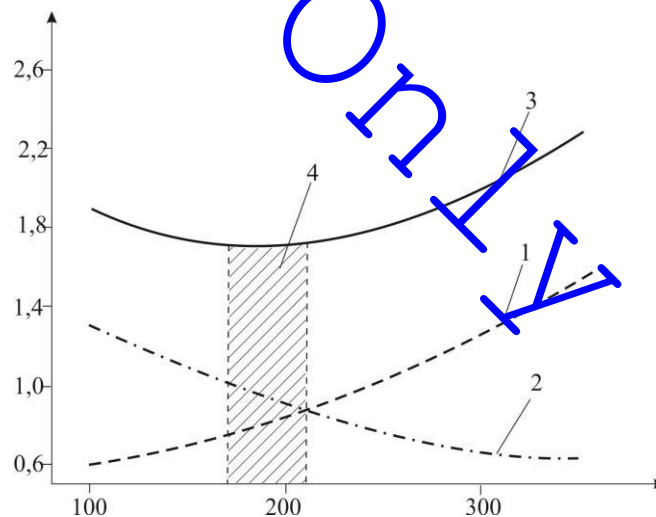
E - повна витрата енергії за технологічною схемою протягом зміни, кВт·год / зміну;

c_9 – вартість одиниці технологічної енергії, грн.

З цього слідує положення про можливість використання показника питомих енерговитрат в якості енергетичного еквівалента критерію ефективності та оптимізації технологічних процесів.

Економія енергоресурсів в гірничій промисловості є комплексною проблемою, вирішення якої потребує системного наукового підходу, який можливо здійснити не за окремими технологічними процесами видобутку і переробки руди, а в їх загальній сукупності, досягненням мінімуму енерговитрат на отримання 1 т готової продукції. Проте остаточний результат залежить від визначення енерговитрат на окремі технологічні процеси, які в свою чергу залежать від визначення питомих енерговитрат.

Енергоємність технологічних процесів: екскавація, автомобільний транспорт, конвеєрний транспорт, велике механічне дроблення зі збільшенням шматкуватості порід підвищується, а буропідривних робіт - знижується. Особливо це видно з оптимального співвідношення енергетичних витрат на вибухове і механічне дроблення (рис. 4.9) [29].



1 - велике механічне дроблення; 2 - вибухове руйнування порід в залежності; 3 – сумарні витрати на вибухове і велике механічне дроблення; 4 - область оптимальних значень

Рисунок 4.9 – Енергетичні витрати від шматкуватості гірської маси

З цього слідує, що можна визначити оптимальний ступінь дроблення порід вибухом при різних технологіях, при яких будуть досягнуті мінімальні енергетичні витрати.

Виконана науково-дослідна робота щодо встановлення закономірностей і залежності енергоспоживання технологічних процесів від шматкуватості підірваної гірської маси, яка відображена як співавтор в розділі 9 [29]. За результатами якої визначений оптимальний ступінь дроблення гірської маси при застосуванні наступних технологій: циклічна, циклічно-потокова, потокова, технологія попереднього збагачення руди в кар'єрах, технологія інтенсивного вибухового дроблення - самоздрібнювання.

Для кожної з цих технологій визначений оптимальний ступінь дроблення вибухом, виходячи з мінімальних енерговитрат за всіма технологічними процесами (табл. 4.12).

Таблиця 4.12 – Енергетичні витрати при застосуванні технологій видобутку і переробки руд при інтенсивному вибуховому дробленні

Параметри	Діаметр свердловин, мм								
	50	75	100	125	150	175	200	225	250
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Середня довжина шматків підірваних порід, мм	100	150	175	200	225	250	275	300	350
Негабаритні шматки після вибуху, виходячи з діаметра свердловин, мм	500	500	700	700	900	900	1000	1200	1250
Питомі витрати ВР, кг/м ³	0,90	0,80	0,75	0,70	0,65	0,60	0,55	0,55	0,50
Питомі витрати ВР, кг/т	0,36	0,32	0,30	0,28	0,26	0,24	0,22	0,20	0,20

Кінець таблиці 4.12

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Енергетичні витрати на буріння, підривання з урахуванням вартісних співвідношень видів енергії, кВт·год / т	1,30	1,10	1,01	0,95	0,85	0,80	0,75	0,70	0,68
Енергетичні витрати на велике механічне дроблення, кВт·год/т	0,60	0,68	0,75	0,85	0,95	1,01	1,20	1,30	1,60
Сумарні енергетичні витрати: БПР і велике механічне дроблення, кВт·год/т	1,9	1,78	1,76	1,75	1,80	1,81	1,95	2,0	2,28
Енергетичні витрати при потоковій технології, кВт·год/т	42,9	42,6	42,76	42,5	42,8	42,8	42,9	43,0	43,0
Енергетичні витрати при технології інтенсивного самоздрібнювання, кВт·год/т	40,9	40,68	40,56						
Енергетичні витрати при технології попереднього збагачення руди в кар'єрі, кВт·год/т	41,26	41,15	41,13	41,12	41,17	41,18	41,30	41,36	41,62
Енергетичні витрати при циклічній технології, кВт·год/т	44,00	44,05	44,15	44,15	44,20	44,30	44,35	44,55	44,07

* У розрахунках враховано, що в технологічних процесах використовують різні види енергії: електричну, теплову (при використанні автомобільного транспорту) і хімічну (при буропідривних роботах).

В третьому розділі обґрунтовано, що впровадження технології передзбагачення руди в кар'єрі доречно в комплексі з циклічно-потоковою технологією. Тому в першу чергу проаналізований оптимум шматкуватості рудної маси для ЦПТ.

При застосуванні циклічно-потокової технології оптимальна область вибухового дроблення, при якій досягаються мінімальні енергетичні витрати, знаходиться в межах 175 – 225 мм середнього розміру шматків підірваної гірничої маси (рис. 4.10). Це відповідає розміру негабаритних шматків руди після вибуху 900÷1200 мм. Сумарні енергетичні витрати істотно збільшуються при середній шматкуватісті понад 250 мм.

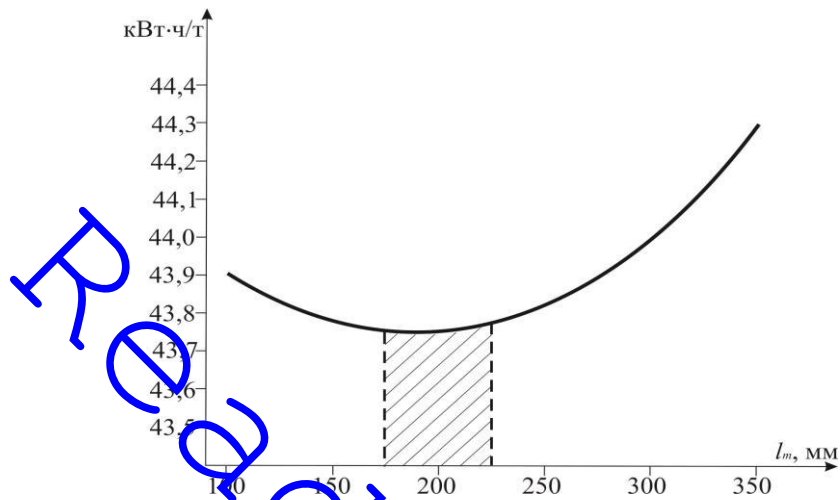
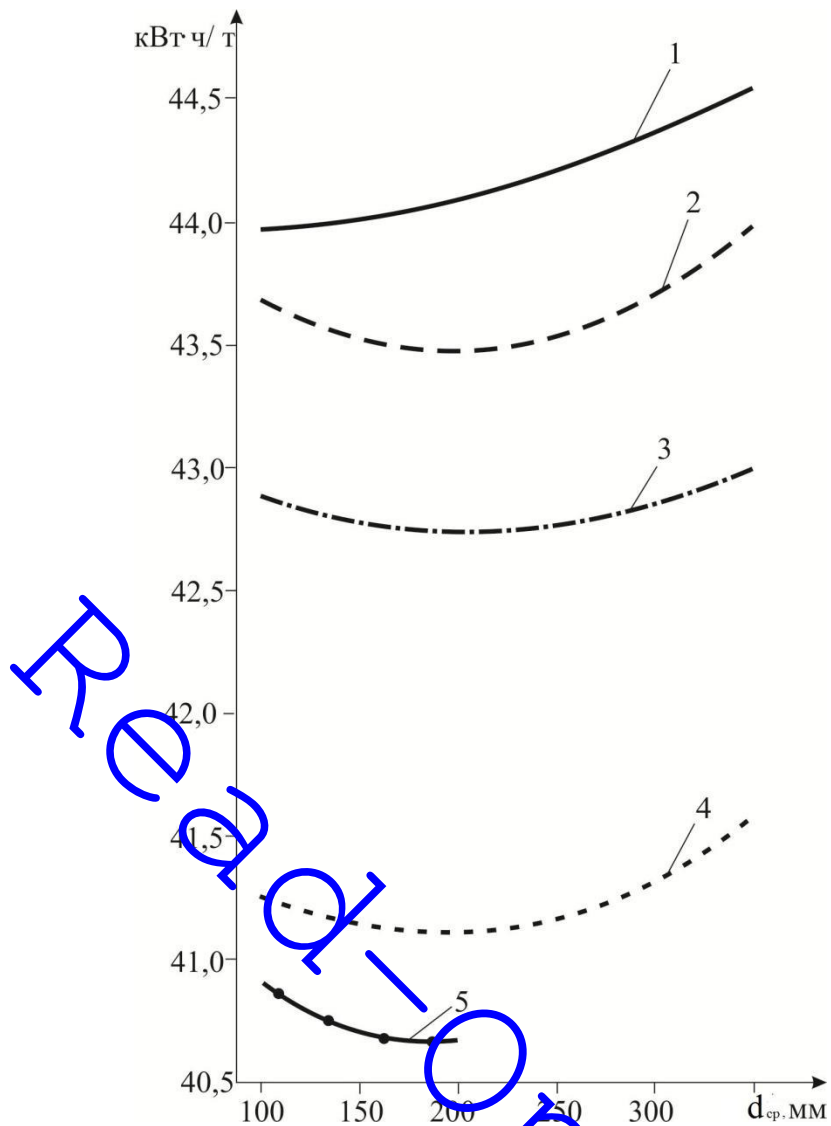


Рисунок 4.10 – Область оптимальних значень вибухового і механічного дроблення руди при циклічно-потоковій технології з урахуванням всіх енергетичних витрат на переробку та збагачення

З порівнюваних технологій найбільші енергетичні витрати відбуваються при циклічній технології (рис. 4.11), що пояснюється в першу чергу великими енергетичними витратами на автомобільний транспорт.



1 – циклічна, 2 – ЦПТ, 3 – потоковна, 4 – технологія перезбагачення руди в кар'єрі, 5 – технологія інтенсивного руйнування руди вибухом - самоздрібнювання

Рисунок 4.11 – Енергетичні витрати при технологіях видобутку й переробки руд

Більш істотно знижуються енергетичні витрати при циклічно-потоковій і потоковій технологіях гірничих робіт. Це свідчить про необхідність більш високої якості дроблення руди вибухом і застосування конвеєрного транспорту.

Менші енергетичні витрати отримані при технології попереднього збагачення руди в кар'єрах. Це обумовлено тим, що в зв'язку зі збільшенням виходу концентрату при застосуванні цієї технології знижуються загальні енергетичні витрати. Оптимальне значення енергетичних витрат досягається при середній шматкуватості 150 - 225 мм.

Перспективним є застосування технології – інтенсивне вибухове руйнування - самоздрібнювання. При цій технології ліквідується велике механічне дроблення. Ця технологія може бути застосована при середній величині шматків 150 - 175 мм. Вона не має оптимальних значень в цьому діапазоні середньої крупності шматків.

4.5. Висновки за розділом 4

1. Аналіз енергоспоживання технологічних процесів щодо видобутку й переробки залізних руд показав, що на видобуток руди витрачається близько 10 кВт·год/т (з урахуванням механічного дроблення при ЦПТ), а на збагачення – 40 кВт·год/т. При цьому найзначніші енерговитрати в кар'єрі припадають на автомобільний транспорт, а на збагачувальній фабриці – стадії подрібнення, перекачування пульпи і хвостів (див. рис. 4.1, 4.2). Більша частина цієї енергії витрачається на подрібнення і складування в хвостосховищах порожніх порід.

2. Для всіх технологічних процесів видобутку й переробки залізних руд в кар'єрі виявлена енергоємність процесу й питома енергоємність, що дозволило проаналізувати технології видобутку корисних копалин (циклічну, ЦПТ, потокову, ТПРК, технологію з самоподрібнюванням) за енергетичними витратами в залежності від виробничої потужності кар'єру.

3. За результатами розрахунків виявлено, що найнижча енергоємність припадає на ТПРК незважаючи на те, що при ній в кар'єрі сумарна енергоємність отримана вище (за рахунок впровадження сухої магнітної сепарації), але при загальному аналізі енергоємності ГЗК отримано економію, що пояснюється в першу чергу економією енергії в збагачувальному процесі на збагачувальній фабриці (до 12 % від тотожних технологій) за рахунок меншого об'єму переробки.

4. Встановлено, що об'єм передзбагачення суттєво впливає на енергоємність технології видобутку й переробки залізної руди: так при передзбагаченні лише 10% рудної маси в кар'єрі економія електроенергії складає 1,11 % від загального енергоспоживання (що складає 0,63 МВт); при передзбагаченні 30 % економія 2,86% (що складає 1,63 МВт), а при передзбагаченні 50 % рудної маси економія

4,79 % (що складає 2,73 МВт). Отримані результати дозволяють зробити висновок, що технологія передзбагачення руди в кар'єрі є енергозберігаючою.

5. Для всіх технологій (крім циклічної) виявлена залежність, згідно якої енергетичні витрати збільшуються при зниженні якості дроблення руди вибухом. Обґрунтовано, що при застосуванні циклічно-поточної технології мінімальні енергетичні витрати відповідають оптимальній області вибухового дроблення, яка знаходиться в межах 175-225 мм середнього розміру шматків гірської маси після вибуху, що відповідає розміру негабаритних шматків після вибуху 900-1200 мм. Цей оптимум вибухового дроблення співпадає для ТПРК, але енергетичні витрати цієї технології менші, тому що зі збільшенням виходу концентрату – знижуються загальні енергетичні витрати.

Таким чином, введення у виробництво нових раціональних технологій, технологічних схем або комплексів мають бути спрямовані на зменшення транспортних витрат, зменшення об'ємів транспортування гірської маси до збагачувальної фабрики, а головне – поліпшення якості корисної копалини, щоб уникнути переподрібнення порожніх порід, перекачування хвостів і проблем складування дрібно дробленої маси. Усі ці негативні наслідки мінімізуються застосуванням ТПРК.

Отримані результати відображені у публікаціях [25-27, 29].

4.6. Список використаних джерел за розділом 4

1. Энциклопедический словарь: в 3-х тт. / Под ред. Б.А. Веденского. 2-е изд. перераб. и доп. М.: Большая советская энциклопедия, 1955. Т. 3. 744 с.
2. Горное дело: Терминологический словарь / Г.Д. Лидин, Л.Д. Воронина, Д.Р. Каплунов и др. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1990. 694 с.
3. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. М., Недра, 1978. 232 с.
4. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Недра, 1980. 415 с.

5. Белецкий Е.П. Энергоёмкость процесса дробления в конусных дробилках крупного дробления // Известия ВУЗ. Горный журнал. 1976. № 5. С. 139 – 140.
6. Тихонов О.Н. Методика измерения индексов работы для законов Риттингера, Кика-Кирпичева и Бонда // Обогащение руд. 2008. № 5. URL: <http://www.rudmet.ru/journal/699/article/9144> (дата звернення: 10.03.2011).
7. Кретов С.И., Губин С.Л., Потапов С.А. Совершенствование технологии переработки руд Михайловского месторождения // Горный журнал. 2006. № 7. С. 71-74.
8. Обоснование рациональной кусковатости горной массы с учетом затрат по всем технологическим процессам при использовании комплекса машин большой мощности: отчет о НИР (промеж.) / Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАНУ; рук. Четверик М.С.; испол.: Чайковский А.И. [и др.]. Днепропетровск, 2007. 54 с. № ГР0107U001266. Инв. № 6740.
9. Дремин А.А. Стратегия энергосбережения при добыче и переработке железных руд // Горный журнал. 2006. № 12. С. 45-47.
10. Выбор технологии обогащения полезных ископаемых. URL: <http://rkorona.ru/node/9> (дата звернення: 12.03.2011).
11. Тангаев И.А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 143 с.
12. Дубнов Л.В., Бахаревич Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. М.: Недра, 1973. 256 с.
13. Андреев К.К., Беляев А.Ф. Теория взрывчатых веществ. М.: Оборонгиз, 1960. 356 с.
14. Изучение параметров БВР, структуры заряда ГЛВВВ при различной конструкции взрывной полости и прочности воды в скважинах: отчет о НИР (заключ.) / (Науч.-исслед. ин-т по проблемам Курской магнитной аномалии; рук. Губкин В.И., испол.: Куликов В.С. [и др.]. Губкин, 1985. 90с. № ГР01840075915. Инв. № 02850072115.
15. Светлов Б.Я., Яременко Н.Б. Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ. М.: Недра, 1966. 121 с.

16. Мельников Н.В., Реентович Э.И. Теория и практика открытых разработок. М.: Недра, 1979. 431 с.

17. Ефремов Э.И., Чебенко В.Н., Ромашко А.М. Влияние обводненности горных пород на размеры зон их переизмельчения при использовании различных типов взрывчатых веществ // Вісник КНУ імені Михайла Остроградського. Випуск 3/2011 (68). Частина 1. С. 122-125.

18. Горное дело. Терминологический словарь / Л.И. Барон, Г.П. Демидюк, Г.Д. Лидин и др. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1981. 479 с.

19. Беляков Ю.И. Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. М.: Недра, 1977. 346 с.

20. Репин И.Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных месторождений. М.: Недра, 1978. 332 с.

21. Дубинский П.Ф., Костин И.И., Меркушев Р.Н. Транспорт промышленных предприятий. М.: Стройиздат, 1955. 235 с.

22. Зурков П.Э. Основные вопросы открытой разработки железных руд сложного состава: дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.03. Москва: МГИ, 1958. 367 с.

23. Кондратьев А.В., Русинкевич В.А., Смородов С.П., Абдуллах А.К. Исследование энергоемкости привода валкового грохота // URL: http://www.giab-online.ru/files/Data/2015/08/197-200_8_2015.pdf (дата звернення: 10.03.2011).

24. Технологическое оборудование ГАПС (конспект лекций) URL: http://www.gaps.tstu.ru/win-1251/lab/sreda/togaps/6/TO_Ip/16.html (дата звернення: 10.03.2011).

25. Четверик М.С., Бабий Е.В., Икол А.А. Формирование комплексов при технологии предобогащения руды в карьерах // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2007. № 3. С. 91-93.

26. Четверик М.С., Бабий Е.В. Перспективные технологии добычи руд в глубоких карьерах с минимальными энергетическими затратами // Збірник наукових праць за результатами роботи II Міжнародної науково-технічної конференції 21-22 грудня 2012 р. Кривий Ріг: ФОП Чернявський Д.О., 2012. С. 97-98.

27. Четверик М.С., Молдабаев С.К., Бабий Е.В., Бубнова Е.А. Параметры технологии, процессов и горных машин при открытой добыче руд // Научно-техн. и производственный горный журнал Казахстана. Алматы, 2016. № 8 (136). С. 18-23.

28. Методика определения оптимальной степени дробления скальных пород и руд на карьерах МЧМ СССР / Н.В. Василец, Ю.И. Жернаков, В.С. Вишняков [и др.] // ИГД МЧМ СССР, ИГТМ АН УССР. Свердловск, 1971. 41 с.

29. Четверик М.С., Перегудов В.В., Романенко А.В. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития. Кривой Рог: Дионис, 2012. 356 с.

Реферат-ОПЛУ

РОЗДІЛ 5
ВЗАЄМОЗВ'ЯЗОК ВИРОБНИЧОЇ ПОТУЖНОСТІ КАР'ЄРА І
ПРОДУКТИВНОСТІ ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ ПО КОНЦЕНТРАТУ ПРИ
ЗАСТОСУВАННІ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРІ

5.1. Вплив зовнішньоекономічної політики на продуктивність гірничо-збагачувальних комплексів

Відкритий спосіб розробки залізорудних і марганцевих родовищ на Україні найбільший розвиток отримав з 60-х років минулого сторіччя. Викликано це було тим, що підземний спосіб розробки не забезпечував необхідних виробничих потужностей. Крім того, знизилися запаси багатих руд, які споживалися без збагачення. Відкрита розробка бідних руд з подальшим їх збагаченням дозволила збільшити виробничі потужності, але в той же час погіршила екологічну обстановку в регіонах. Виникла необхідність вилучення земельних площ під кар'єри, відвали, шламосховища.

Найбільш характерним у цьому відношенні є Криворізький залізорудний басейн [1]. До 1955 р. видобуток руди відбувається здебільшого підземним способом тільки багаті руди, що містять 53-56% заліза, яка використовується в металургійному виробництві без збагачення. В 50-і роки, щоб збільшити виробництво сталі і вийти на світовий рівень, виникла необхідність у різкому збільшенні обсягів виробництва залізорудної сировини. Гірничорудні підприємства з підземним видобутком вимагали реконструкції, так як продуктивність їх була недостатньою. Тоді було прийнято рішення збільшити виробництво залізорудної сировини завдяки залучення в переробку великих запасів бідних руд: неокислених магнетитових кварцитів (Fe 32-38%) і окислених кварцитів (Fe 34-40%). Видобуток їх могли здійснювати відкритим способом. У 1955 р. вступив в дію ПГЗК із збагаченням магнетитових залізистих кварцитів і отриманням концентрату в перший період з вмістом заліза 62%. Для розробки прийняті неокислені магнетитові кварцити, технологія і устаткування для

збагачення яких були відпрацьовані. Що ж стосується окислених кварцитів, то перші дослідження дали більш низьку якість концентрату і високу вартість. Тому стали розробляти тільки неокислені кварцити. При відкритій розробці у зв'язку з цим виникла необхідність окремого складування попутно добутих окислених кварцитів, які залягають над неокисленими, з метою їх подальшого використання.

Використання металургійною промисловістю залізрудного концентрату показало високу економічність його металургійного переділу, особливо порівняно з багатими рудами підземного видобутку. Тому протягом 1958-1964 рр. були побудовані ще п'ять гірничо-збагачувальних комбінатів. Загальна їх виробнича потужність склала близько 200 млн т сирової руди на рік. За 50 років їх експлуатації, технологія видобування та збагачення неокислених кварцитів досягла високої досконалості.

Підвищення виробництва концентрату здійснювалося не тільки за рахунок будівництва нових підприємств, але і за рахунок збільшення виробничих потужностей діючих. Воно досягалося шляхом інтенсифікації гірничих робіт і, як наслідок, збільшення глибини кар'єрів. Збільшилися обсяги розкривних робіт, у тому числі обсяги складованих окислених кварцитів. Знизилася якість і без того бідної руди, підвищилася загазованість і запиленість кар'єрів. Собівартість кінцевої продукції гірничо-збагачувальних підприємств збільшилася. У такому ж стані перебували і підземні гірничі роботи. Коли металурги отримали концентрат, черговий переділ, з якого дешевше, ніж з первородної кускової руди з нижчим вмістом заліза, то видобуток багатішої руди знизився. Виробництво її впало з 49 до 37 млн т (1969-1985 рр.). Інтенсивний рух за багатішою рудою в глибину надр призвело до збільшення витрат. У той же час видобуток бідних руд сумісно з багатими недостатньо освоєний.

Після розпаду СРСР металургійна і гірничорудна промисловість переживала кризу, оскільки бюджетне фінансування та дотації на виробництво практично зникли. На території України між споживачами внутрішнього ринку була повна бартеризація взаємних розрахунків, тому єдиним джерелом фінансування виробництва, платежів у бюджет та інших виробничих витрат був розрахунок за

експорт залізорудної продукції. Зовнішній ринок поступово завойовували. У цей період у дуже скрутному фінансовому становищі і обмеженому ринку збуту багато ГЗК зменшили виробничі потужності кар'єру і економили на розкривних роботах. Несвоєчасне виймання розкривних порід, передбачених проектами, призвело до збільшення кутів укосів робочих бортів до 27-30 градусів, повної відсутності робочих майданчиків. Розкриті запаси для забезпечення виробничих потужностей практично на всіх кар'єрах були відсутні.

У 2000-ні роки у зв'язку з підвищенням попиту на залізорудну сировину в країнах Східної і Центральної Європи збільшився експорт залізорудної продукції, який з 1999 року становив 29,5-35,5 % від загального видобутку по Україні [2]. З 2003 року підвищений інтерес китайської металургії (на 20 %) в імпортній сировині позначився на стані світового ринку крізь різке підвищення попиту на руду, що призвело до дефіциту залізорудної продукції. Тому ціни на руду істотно піднялися: у 2003 році по відношенню до 2002 року на 44,5 % і в 2004 ще на 18,6 %. У сформованих сприятливих умовах для розвитку гірничо-металургійних комбінатів: високі ціни на метал на зовнішньому ринку, дефіцит залізорудної сировини та поліпшення фінансового стану металургів сприяло до інтенсивному нарощуванню обсягів гірничо-металургійного виробництва. Практично всі ГЗК відреагували на ситуацію на ринку і збільшили видобуток: Північний ГЗК збільшив випуск залізорудної сировини на 5,6 %; в ІнГЗК виробництво концентрату зросло на 10 %; Полтавський ГЗК збільшив виробництво окатишів на 16 % та інші.

Залежність збуту кінцевої продукції від зовнішнього ринку призвела до того, що в 2008 році пройшов черговий різкий спад виробництва, так як нагрянула світова криза, зменшився попит на залізорудну сировину. Після чого на сьогоднішній день йде чергова реабілітація гірничорудної та металургійної промисловості. Таким чином, з моменту функціонування залізорудного виробництва спостерігається періодична тенденція збільшення і зниження виробничих потужностей ГЗК, яка залежить, головним чином, від зовнішньо-економічної ситуації у світі.

5.2. Взаємозв'язок виробничої потужності кар'єра з продуктивністю розкривних робіт і збагачувальної фабрики

При проектуванні і плануванні гірничих робіт виробнича потужність кар'єру, продуктивність розкривних робіт і збагачувальної фабрики знаходяться у взаємозв'язку. Зміна однієї продуктивності спричинить за собою зміну інших. Так, якщо зменшити обсяг розкривних робіт, то зменшаться розкриті запаси, і за відсутністю необхідного обсягу видобувних робіт буде простоювати збагачувальна фабрика. Або підвищення видобутку руд відповідно викликає необхідність збільшення розкривних робіт і пошуку резервів на збагачувальній фабриці для переробки гірської маси. Тому при різних економічних політиках розвитку гірничорудних підприємств (збільшення і зниження виробничих потужностей ГЗК) взаємозв'язок продуктивностей на гірничо-збагачувальному комбінаті можна відобразити трьома наступними напрямками [3]:

1) Збільшення продуктивності ГЗКу (рис. 5.1).

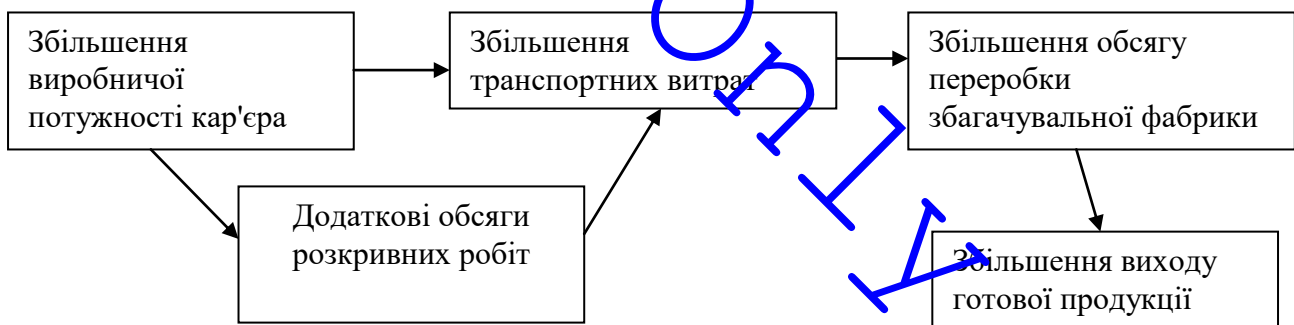


Рисунок 5.1 – Схема розвитку підприємства при збільшенні продуктивності

Для збільшення виходу готової продукції збільшується виробнича потужність кар'єру, що тягне за собою додаткові обсяги розкривних робіт і будівництво цехів на збагачувальній фабриці.

2) При поточній експлуатації гірничорудного підприємства виробничі потужності знаходяться в тісному взаємозв'язку між собою (рис. 5.2). Однак

розмірена експлуатація технічного забезпечення при постійній величині виробничої потужності кар'єра не дає можливості перейти на нові технологічні комплекси і переобладнати збагачувальні цехи, оскільки призведе до зменшення продуктивності збагачувальної фабрики.

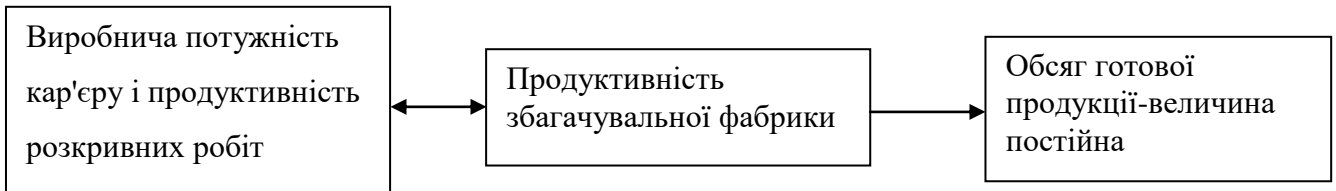


Рисунок 5.2 – Схема розвитку підприємства при постійному обсязі виробництва без додаткових модернізацій

3) Зменшення виробничої потужності виникає при зниженні попиту на залізорудну продукцію або переснащенні виробництва (рис. 5.3).

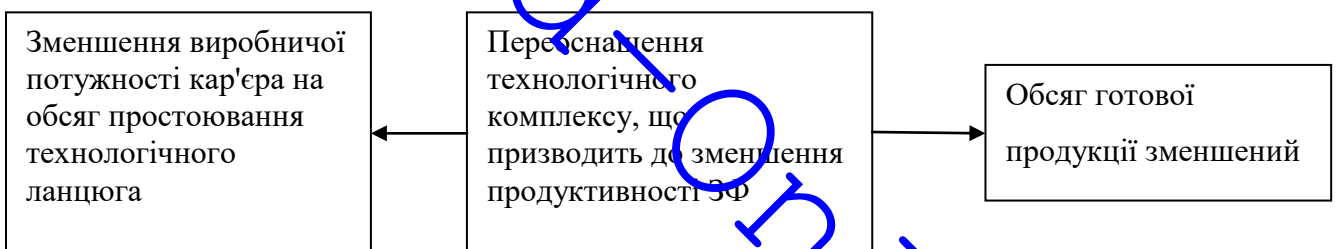


Рисунок 5.3 – Схема розвитку підприємства при зниженні продуктивності

Для ліквідності продукції на ринку необхідно, щоб витрати на виробництво були мінімальними, а це можливо при використанні сучасного енергетично-економного обладнання. Рационально здійснювати модернізацію технологічного забезпечення збагачувальної фабрики за окремими цехами, щоб не зупиняти роботу всього комплексу. На період переобладнання збагачувальної фабрики виробнича потужність кар'єру автоматично буде знижена або добута руда заскладована на резерв.

Але незалежно від політики розвитку виробництва (збільшення виробничої потужності або зниження) кожне підприємство прагне рационально вести

господарство. Відношення обсягів гірської маси кар'єра, розкриття, збагачувальної фабрики та кінцевого продукту обґрунтовується економічно. Собівартість окатишів і концентратів рудної промисловості залежить, головним чином, від енергоспоживання використовуваного обладнання, енергозберігаючих технологій, безвідходності виробництва, раціональності технологічних схем і багатьох інших параметрів. Однією з головних величин, що впливає на високу вартість продукції є споживання електроенергії застарілим зношеним обладнанням, для заміни якого необхідно зупинити одну або кілька технологічних ліній збагачувальної фабрики (що в свою чергу неможливо, так як необхідно зменшити виробничу потужність кар'єру і, відповідно, зменшиться вихід готової продукції). Крім того, при обґрунтуванні ефективності розробки неокислених кварцитів відкритим способом і виробництва концентрату не враховуються витрати, пов'язані з використанням величезних земельних площ під кар'єри, відвали, шламосховища. Не враховується порушення гідрогеологічного режиму регіону, збільшення запиленості повітряного басейну. Таким чином, інтенсивне збільшення виробничих потужностей ГЗК призвели до цілого ряду екологічних проблем, які продовжують збільшуватися. Тому головним напрямком в раціональному видобутку залізних руд та охороні навколишнього середовища слід вважати розробку енергозберігаючих технологій і техніки, що забезпечує безвідходність виробництва. Такі технології розробляються як при підземній, так і відкритій розробці родовищ.

5.3. Вплив технології передзбагачення руди в кар'єрі на виробничі потужності підприємства

Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрах на діючих підприємствах призведе до зміни виробничих потужностей. Застосування комплексу сухої магнітної сепарації на борту кар'єра або в безпосередній близькості від нього дозволить спочатку відбирати пусті породи з руди і розкривних порід [4]. Взаємозв'язок продуктивності збагачувальної фабрики і виробничої потужності кар'єра при ТПРК розглядаються для наступних випадків:

1. Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі при поточній експлуатації призведе до зменшення обсягу гірської маси, що надходить на збагачувальну фабрику, в обсязі виділених хвостів (рис. 5.4). Отже, на збагачувальній фабриці будуть дні простою.

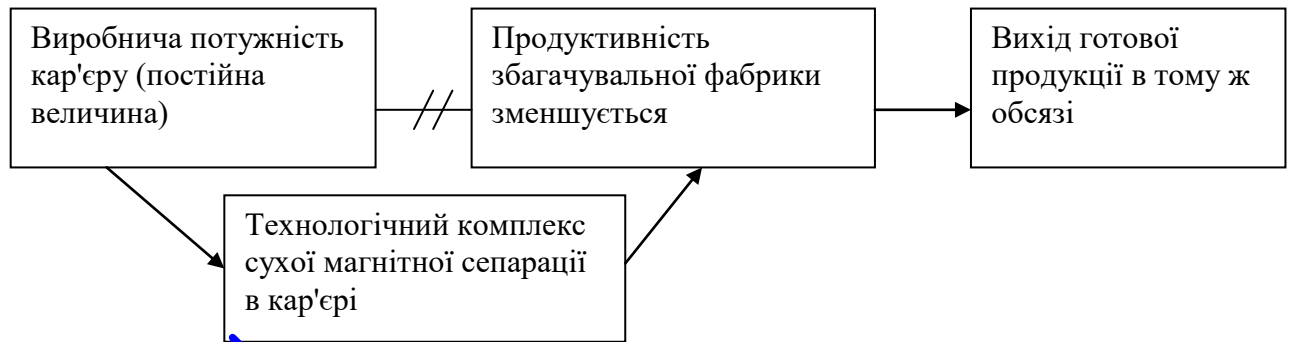


Рисунок 5.4 – Взаємозв'язок виробничих потужностей при ТПРК і постійної виробничої потужності кар'єру по руді

2. При постійній продуктивності збагачувальної фабрики та застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі (рис. 5.5) необхідно або збільшити виробничу потужність кар'єру по руді, або виконувати передзбагачення розкривних порід, щоб компенсувати виділений обсяг хвостів і додати об'єм рудної маси до необхідного на збагачувальній фабриці.

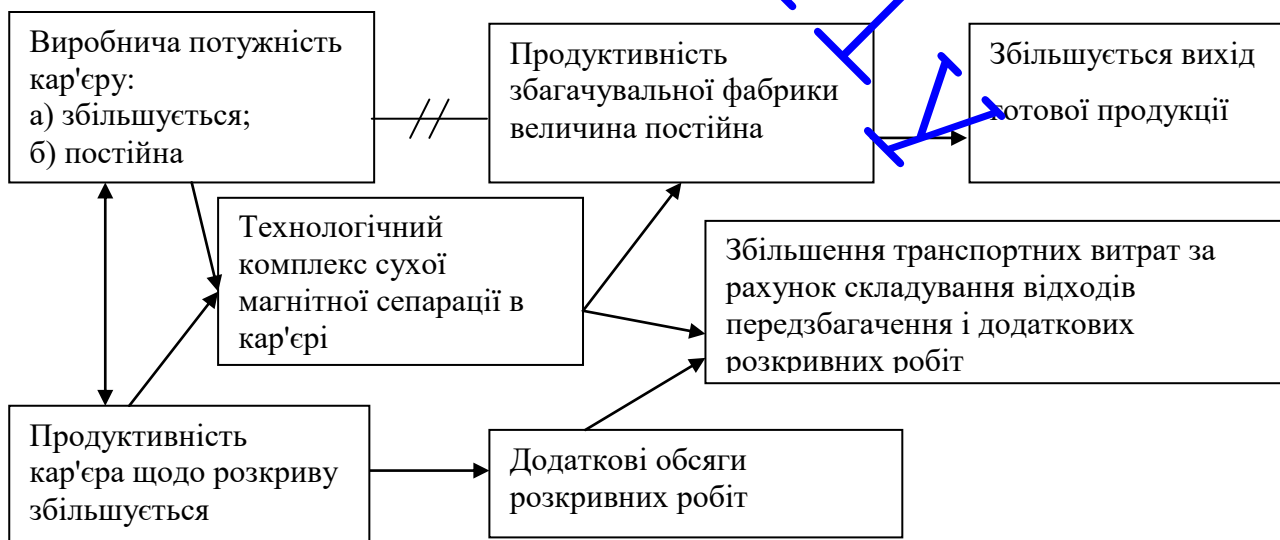


Рисунок 5.5 – Схема розвитку підприємства при постійній продуктивності збагачувальної фабрики

3. При збільшенні продуктивності збагачувальної фабрики можливі два напрями (рис. 5.6):

- а) знаходити резерви збагачувальної фабрики або будувати додаткові цехи;
- б) переробляти залізні руди (у т.ч. розкривні породи), які пройшли концентрацію корисного компонента.

В результаті ТПРК поліпшується якість мінеральної сировини і знижується витрата руди на 1 т концентрату.

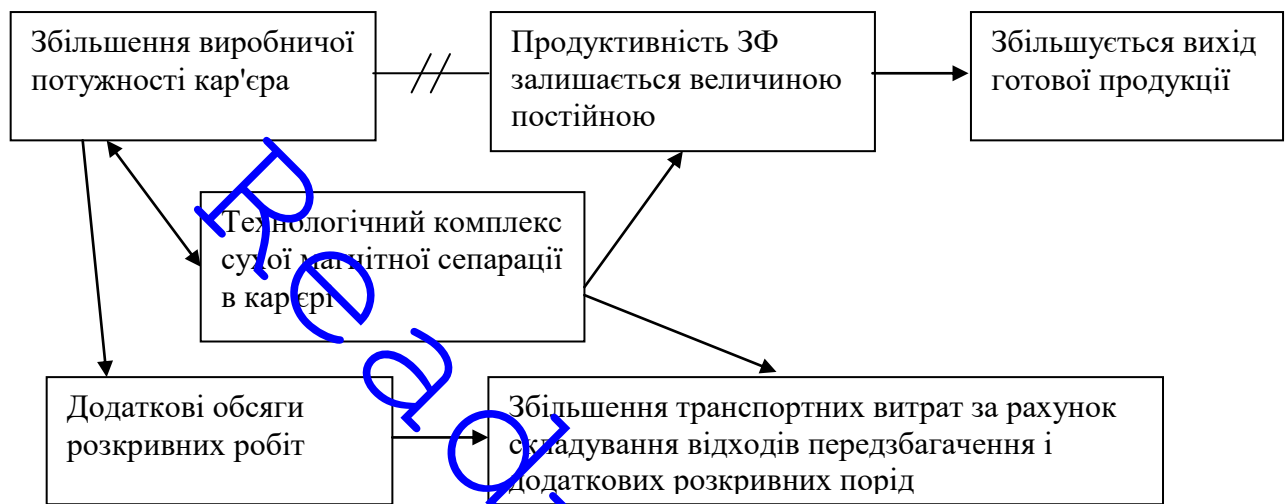


Рисунок 5.6 – Схема розвитку підприємства при впровадженні технологічного комплексу сухої магнітної сепарації в кар'єрі

Концентрація корисного компонента в залізних рудах здійснюється за допомогою технологічного процесу – сухої магнітної сепарації. Його застосування можливе тільки за наявності у гірської маси фізико-механічної властивості – магнетизму. Аналіз властивостей порід кар'єрів свідчить, що магнітними властивостями володіють руда і частина скельних порід розкриття. Щодо обліку запасів ці гірські породи відносяться до балансових запасів (кондиційні і збіднювані руди) та позабалансових запасів (некондиційні руди, тонкі магнітні прошарки, не підраховані в запаси, ділянки де корисні копалини виклинаються тощо).

В залежності від типу мінеральної сировини (кондиційні, некондиційні і збіднювані руди, магнітна частина порід розкриття), яка піддається передзбагаченню, змінюються обсяги видобутку руди, розкриття і відповідно

гірської маси, що надходить на збагачувальну фабрику. Крім того, технологія передзбагачення руди в кар'єрі впливає на продуктивність збагачувальної фабрики, у якої вихід готової продукції залежить від якості мінеральної сировини, що надходить з кар'єру.

Згідно вище розглянутих випадків застосування ТПРК (див. рис. 5.4 – 5.6) у виробництві на гірничо-збагачувальному комбінаті йде зміна виробничих потужностей.

Варіанти руху обсягів гірської маси в межах підприємства при постійній продуктивності збагачувальної фабрики та застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі відображені в таблиці 5.1.

Для забезпечення продуктивності збагачувальної фабрики при ТПРК (варіант «а» – вся руда попередньо збагачується або «б» – передзбагачується частина рудного потоку) необхідно:

- або збільшити виробничу потужність кар'єру (див. колонку 3 табл. 5.1);
- чи виконувати передзбагачення порід розкриття (див. колонки 4, 5, 6 табл. 5.1), щоб компенсувати виділений обсяг хвостів і додати об'єм рудної маси до необхідного на збагачувальній фабриці.

При застосуванні дробильно-збагачувального комплексу в кар'єрі для кондиційних руд (див. колонка 3 табл. 5.1) необхідно збільшити продуктивність кар'єру за розкривними роботами, крім того, об'єм порід розкриття збільшується на обсяг сухих хвостів попереднього збагачення. Продуктивність збагачувальної фабрики збільшується в залежності від обсягу передзбагачення руд.

При передзбагаченні порід розкриття (збіднювані руди, втрати у контактних зонах «руда – вміщуючі породи», некондиційні руди) збільшується виробнича потужність кар'єру на обсяг виділеного промпродукту (див. колонки 4, 5, 6 табл. 5.1), у той же час на цей обсяг зменшується обсяг порід розкриття.

Таблиця 5.1 – Виробнича потужність комплексів за умови постійної продуктивності збагачувальної фабрики

Виробничі комплекси	Без ТПРК	При технології передзбагачення руди в кар'єрі			
	Руда		Породи розкриття		
	Балансові запаси			Позабалансові запаси	
	Кондиційні руди	Кондиційні руди	Збіднювані руди і втрати	Некондиційні руди	Магнітні прошарки в скельних породах розкриття
1	2	3	4	5	6
Розкриття	$Q_{Poz.}$	$Q_{Poz.}^1 = Q_{Poz.} + \Delta Q_{Poz.}^{PP} + Q_{PP}^{XB}$ $Q_{Poz.}^2 = Q_{Poz.} + \Delta Q_{Poz.}^{PP} + Q_{PP}^{XB}$	$Q_{Poz.}^2 = Q_{Poz.} + Q_{PP}^{XB}$	$Q_{Poz.}^2 = Q_{Poz.} - Q_{Poz.}^{НЕКОНД} + Q_{PP}^{XB}$	$Q_{Poz.}^2 = Q_{Poz.} - Q_{Poz.}^{МАГН} + Q_{PP}^{XB}$
Руда	Q_P	$Q_P^1 = Q_P + \Delta Q_P - Q_{PP}^{XB}$ $Q_P^2 = (Q_P - \Delta Q_{PP}) + \Delta Q_{PP}$ де $\Delta Q_{PP} = Q_{PP}^P - Q_{PP}^{XB}$	$Q_P^2 \leq Q_P$ $Q_P^2 = (Q_P - \Delta Q_P^{3VB}) + \Delta Q_{PP}$ де	$Q_P^2 = Q_P + \Delta Q_{PP}$ де $\Delta Q_{PP} = Q_{Poz.}^{НЕКОНД} - Q_{PP}^{XB}$	$Q_P^2 = Q_P + \Delta Q_{PP}$ де $\Delta Q_{PP} = Q_{Poz.}^{МАГН} - Q_{PP}^{XB}$
Збагачувальна фабрика	Q_Φ	$Q_\Phi = const$ а) $Q_\Phi = Q_P^1$ б) $Q_\Phi = Q_P^2$	$Q_\Phi = const$ $Q_\Phi = Q_P^2$	$Q_\Phi = const$ $Q_\Phi = Q_P^2$	$Q_\Phi = const$ $Q_\Phi = Q_P^2$
Готова продукція	q_P	$q = q_P + \Delta q_{PP}$	$q = q_P$	$q = q_P$	$q = q_P$

Таблиця 5.2 – Виробнича потужність комплексів за умови, що продуктивність збагачувальної фабрики збільшується

Виробничі комплекси	Без ТПРК	Технології передзбагачення руди в кар'єрі			
		Руда		Породи розкриття	
		Балансові		Позабалансові	
		Рядова руда	Кондиційна руда	Збіднювані руди	Некондиційні руди
1	2	3	4	5	6
Породи розкриття	$Q_{Poz.} = Q_{Poz.} + \Delta Q_{Poz.}$	$Q_{Poz.} = Q_{Poz.} + \Delta Q_{Poz.}^{III} + Q_{PP}^{XB}$	$Q_{Poz.} = Q_{Poz.} - \Delta Q_{Poz.}^3 + Q_{PP}^{XB}$	$Q_{Poz.}' = Q_{Poz.} - Q_{Poz.}^{Неконд} + Q_{PP}^{XB}$	$Q_{Poz.} = Q_{Poz.} - Q_{Poz.}^{МАГН} + Q_{PP}^{XB}$
Руда	$Q_P' = Q_P + \Delta Q_P$	<p>Часткове передзбагачення</p> $Q_P' = Q_P + \Delta Q_{PP}$ де $\Delta Q_{PP} = \Delta Q_P - \Delta Q_{PP}^{XB}$ <p>Передзбагачення всієї руди</p> $Q_P' = Q_{PP}^P - Q_{PP}^{XB} = (Q_P + \Delta Q_P) - Q_{PP}^{XB}$	$Q_P' = Q_P + \Delta Q_{PP}^{ЗВБ}$ $\Delta Q_{PP}^{ЗВБ} = Q_{Poz.}^{ЗВБ} - Q_{PP}^{XB}$	$Q_P' = Q_P + \Delta Q_{PP}^{НЕКОНД}$ $\Delta Q_{PP}^{НЕКОНД} = Q_{Poz.}^{НЕКОНД} - Q_{PP}^{XB}$	$Q_P' = Q_P + \Delta Q_{PP}^{МАГН}$ $\Delta Q_{PP}^{МАГН} = Q_{Poz.}^{МАГН} - Q_{PP}^{XB}$
Збагачувальна фабрика	Q_ϕ збільш. $Q_\phi' = Q_\phi + \Delta Q_\phi$ $\Delta Q_\phi = \Delta Q_P$	Q_ϕ збільш. $Q_\phi' = Q_P'$ $Q_\phi' = Q_\phi + \Delta Q_\phi$ $\Delta Q_\phi = \Delta Q_{PP}$	Q_ϕ збільш. $Q_\phi' = Q_\phi + \Delta Q_\phi$ $\Delta Q_\phi = \Delta Q_{PP}^3$	Q_ϕ збільш. $Q_\phi' = Q_\phi + \Delta Q_\phi$ $\Delta Q_\phi = \Delta Q_{PP}^{НЕКОНД}$	Q_ϕ збільш. $Q_\phi' = Q_\phi + \Delta Q_\phi$ $\Delta Q_\phi = \Delta Q_{PP}^{МАГН}$
Вихід готової продукції	$q = q_P + \Delta q_P$	$q = q_P + \Delta q_{PP}$ $q = q_{PP}$	$q = q_P + q_{PP}$	$q = q_P + q_{PP}$	$q = q_P + q_{PP}$

Таблиця 5.3 – Виробнича потужність комплексів за умови постійного видобутку руди і застосування ТПРК, в результаті продуктивність збагачувальної фабрики зменшується і працює з днями простою обладнання

Виробничі комплекси	Без ТПРК	При технології передзбагачення руди в кар'єрі			
	Руда		Породи розкриття		
	Балансові запаси		Позабалансові запаси		
	Кондиційні руди	Кондиційні руди	Збіднювані руди і втрати	Некондиційні руди	Магнітні прошарки в скельних породах розкриття
1	2	3	4	5	6
Породи розкриття	$Q_{Poz.}$	$Q_{Poz.}^1 = Q_{Poz.} + Q_{ПП}^{XB}$	$Q_{Poz.}^2 = Q_{Poz.} - Q_{POZ}^{ЗУВ} + Q_{ПП}^{XB}$ де $Q_{ПП}^{XB} = Q_{POZ}^{ЗУВ} - \Delta Q_{ПП}$	$Q_{Poz.}^2 = Q_{Poz.} - Q_{Poz.}^{НЕК} + Q_{ПП}^{XB}$ де $Q_{ПП}^{XB} = Q_P^{XB} + Q_{НЕКОНД}^{XB}$	$Q_{Poz.}^2 = Q_{Poz.} - Q_{Poz.}^{МАГН} + Q_{ПП}^{XB}$ де $Q_{ПП}^{XB} = Q_P^{XB} + Q_{МАГН}^{XB}$
Руда	Q_P	$Q_P^1 = Q_P - Q_{ПП}^{XB}$	Руда частково передзбагачується і в обсязі виділених хвостів додається обсяг з передзбагачених порід розкриття $Q_P^2 = Q_P' + \Delta Q_{ПП}$ де $Q_P^1 = Q_P - Q_{ПП}^{XB}$ $\Delta Q_{ПП} = Q_P^{ЗУВ} - Q_{ПП}^{XB}$	$Q_P^2 = Q_P' + \Delta Q_{ПП}$ де $Q_P^1 = Q_P - Q_{ПП}^{XB}$ $\Delta Q_{ПП} = Q_{Poz}^{НЕКОНД} - Q_{ПП}^{XB}$	$Q_P^2 = Q_P' + \Delta Q_{ПП}$ де $Q_P^1 = Q_P - Q_{ПП}^{XB}$ $\Delta Q_{ПП} = Q_B^{МАГН} - Q_{ПП}^{XB}$
Збагачувальна фабрика	Q_ϕ	$Q_\phi^1 = Q_\phi - Q_{ПП}^{XB}$	$Q_\phi = const$, збільшується або зменшується $Q_\phi = Q_P^2$	$Q_\phi = const$, збільшується або зменшується $Q_\phi = Q_P^2$	$Q_\phi = const$, збільшується або зменшується $Q_\phi = Q_P^2$
Готова продукція	q_P	$q = q_P$	$q = q_P$	$q = q_P$	$q = q_P$

Таким чином, на збагачувальну фабрику надходить більша кількість гірської маси з середнім вмістом корисного компонента в руді, при цьому не змінюється витрата руди на 1 т концентрату.

При незмінній кількості руди, що перероблюється на збагачувальній фабриці, і надходженні її з кар'єру попередньо збагаченою, підвищується продуктивність підприємства по виробництву концентрату. У цьому випадку необхідно підвищення виробничої потужності кар'єра і виймання порід розкриття.

Другий варіант перерозподілу обсягів гірської маси по виробничих процесах підприємства при збільшенні продуктивності збагачувальної фабрики та застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі відображено в таблиці 5.2.

Збільшення продуктивності збагачувальної фабрики можливо при будівництві додаткових корпусів переробки гірської маси або при переробці більш якісної мінеральної сировини. Реалізація цього напрямку може бути в трьох випадках:

- збільшення виробничої потужності кар'єра (див. колонка 2 табл. 5.2). Тоді необхідно збільшити приймальну здатність збагачувальної фабрики через вилучення резервів або будівництва нових корпусів;

- передзбагачення кондиційної руди (див. колонка 3 табл. 5.2), збагачувальна фабрика переробляє більш якісну мінеральну сировину;

- передзбагачення порід розкриття (див. колонка 4,5,6 табл. 5.2). Вилучена корисна копалина з розкриття (втрати) може компенсувати недолік кондиційної руди або для збільшення виробництва.

При застосуванні дробильно-збагачувального комплексу в кар'єрі для кондиційних руд (див. колонка 3 табл. 5.2) необхідно збільшити виробничу потужність і продуктивність кар'єру за розкривними роботами, крім того, об'єм порід розкриття збільшується на обсяг сухих хвостів попереднього збагачення. Продуктивність збагачувальної фабрики збільшується за двома показниками: по-перше, за рахунок збільшення обсягу переробки гірської маси, по-друге, за рахунок переробки більш якісної мінеральної сировини після процесу сухої магнітної сепарації.

При передзбагаченні порід розкриття (збіднюваних руд, втрат з контактних зон, некондиційні руди) збільшується виробнича потужність кар'єру на обсяг виділеного промпродукту (див. колонки 4, 5, 6 табл. 5.2), в той же час на цей обсяг зменшується обсяг порід розкриття. Таким чином, на збагачувальну фабрику надходить більша кількість гірської маси з середнім вмістом корисного компонента в руді, при цьому не змінюється витрата руди на 1 т концентрату.

Третій варіант перерозподілу обсягів гірської маси по виробничих процесах підприємства при зменшенні продуктивності збагачувальної фабрики. Аналітичний взаємозв'язок продуктивності виробничих комплексів відображений в таблиці 5.3.

Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі (комплексно або частково на окремі рудні потоки, що підлягають сухій магнітній сепарації) призведе до зменшення виробничої потужності кар'єру на обсяг виділених хвостів передзбагачення (див. колонка 3 табл. 5.3), що в результаті призведе до зменшення продуктивності збагачувальної фабрики, так як за нестачею рудної маси будуть дні простою обладнання. При цьому за рахунок переробки більш якісної мінеральної сировини на вихід готової продукції це не вплине.

Ліквідувати простої обладнання на збагачувальній фабриці і тим самим підвищити продуктивність ЗФ можна за рахунок промпродукту, який можна отримати при витягу корисного компонента з порід розкриття (див. колонка 4,5,6 табл. 5.3). Аналіз трьох варіантів ведення політики розвитку гірничо-збагачувального комбінату (збільшення, зменшення або поточна продуктивність збагачувальної фабрики) показує, що зміна одного з параметрів виробничих комплексів підприємства спричиняє зміну обсягів гірської маси щодо розкриття, рудної маси та концентрату, що необхідно враховувати при проектуванні підприємства. На основі виявленої залежності між виробничими потужностями підприємства розроблена «Методика коригування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі» (додаток В), яка була затверджена в ІГТМ НАН України і передана в ТОВ «Южгіпроруда» (додаток Г).

Згідно вище розглянутих варіантів ведення виробництва (див. табл. 5.1-5.3) можливі 25 випадків комбінування виробничих комплексів в залежності від застосування ТПРК; збільшення, зменшення або поточна продуктивність збагачувальної фабрики; від типу мінеральної сировини, яка підлягає попередньому збагачуванню (руда або розкриття), комплексного або часткового передзбагачення сировини, вилучення корисного компонента з балансових або позабалансових запасів і т.д. Проаналізувавши всі можливі комбінації, були виділені 9 варіантів розвитку виробництва (табл. 5.4).

Таблиця 5.4 – Взаємозв'язок виробничих комплексів на ГЗК

Види експлуатації виробництва		
Нагнітання виробництва	Поточна експлуатація	Тимчасове зменшення виробництва (реорганізація)
I Без ТПРК (1) ↗ видобуток руди ↗ розкриття ↗ ЗФ ↗ вихід готової продукції	I Без ТПРК $Q_{\Phi} = \text{const}$ (4) ↗ руда ↗ розкриття ↗ ЗФ ↗ готова продукція	I Без ТПРК $Q_{\Phi} = \searrow$ (7) ↘ руда ↘ розкриття ↘ ЗФ ↘ готова продукція
II з ТПРК (2) а) – за рахунок переробки більш якісної сировини ↗ видобуток руди ↗ розкриття = ЗФ = const ↗ вихід готової продукції б) – за рахунок збільшення продуктивності ЗФ ↗ видобуток руди ↗ розкриття ↗ ЗФ ↗ вихід готової продукції	II з ТПРК (5) ↗ руда ↗ розкриття = ЗФ ↗ готова продукція	II з ТПРК (8) ↘ руда ↘ розкриття ↘ ЗФ ↘ готова продукція
III ТП магнітних порід розкриття (3) = ↗ видобуток руди ↗ розкриття = ↗ ЗФ ↗ вихід готової продукції	III ТП магнітних порід розкриття (6) ↘ руда ↘ розкриття = ЗФ = готова продукція	III ТП магнітних порід розкриття (9) ↘ руда ↘ розкриття = ЗФ ↘ готова продукція

Графічне відображення взаємозв'язку виробничих комплексів зображено на рис. 5.7, де кожна крива 1-9 відображає ймовірний взаємозв'язок між виробничою потужністю кар'єру, продуктивністю кар'єра щодо порід розкриття і збагачувальної фабрики в залежності від збільшення, зниження або поточної експлуатації виробничого комплексу.

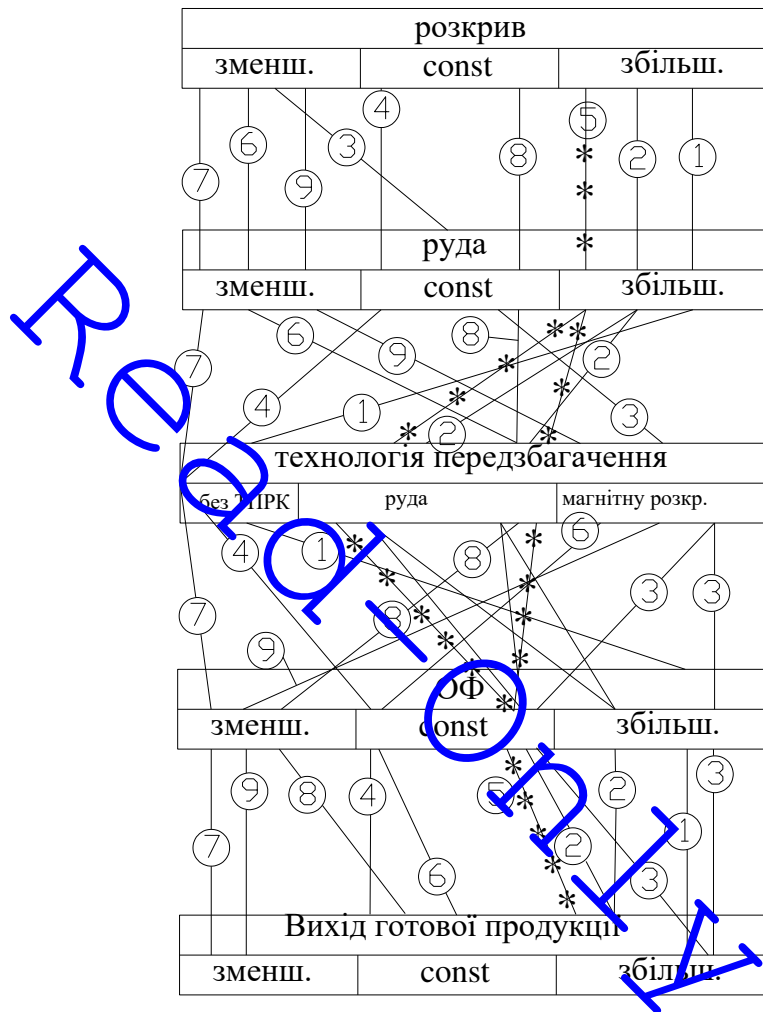


Рисунок 5.7 – Схема взаємозв'язку виробничих комплексів

5.4. Вплив технології передзбагачення руди в кар'єрі на зміну вмісту заліза в гірській масі

Якість залізної руди в процесі видобутку і переробки періодично змінюється в кращу і гіршу сторону (див. розд. 4). Спочатку при проектуванні етапів гірничих робіт за результатами геологічних служб вивчається природний стан корисної

копалини (вміст заліза k_1). У процесі видобутку залізної руди перше втручання, що погіршує якість, це бурові й вибухові роботи, через які відбувається перемішування рудних і пустих порід в контактних зонах (вміст заліза k_2). Друга причина погіршення якості рудного потоку - це використання в кар'єрі екскаваторного обладнання великої одиничної потужності (див. параграф 4.4), що спричиняє збіднювання руди і неможливість селективного виїмання (вміст заліза k_3). Крім того, на зміну якості руди впливають експлуатаційні втрати і збіднювання під час навантаження, відвантаження, транспортування, складування та сортування. Але якщо в технологічному процесі транспортування гірської маси можливість примішування вмішуваних порожніх порід мінімальна, то при екскавації це головна проблема.

При вибірково-селективному виїманні гірських порід у видобувному уступі істотно знижується продуктивність екскаватора, тому рекомендується застосовувати технологію передзбагачення.

Розглянемо як змінюється вміст корисного компонента в рудному потоці при збіднюванні гірської маси і при попередньому збагаченні руди в кар'єрі із застосуванням сухої магнітної сепарації.

Вміст корисного компонента в рудному потоці k_3 при попаданні в нього збіднених порід визначається за формулою:

$$k_3 = \frac{k_1 \cdot V_u + k_2 \cdot V_{зуб}}{V_u + V_{зуб}} \quad (5.1)$$

де V_u – об'єм чистої руди в гірській масі, m^3 ;

$V_{зуб}$ – об'єм порід збіднювання, m^3 ;

k_1 – вміст заліза в рудному покладі непорушеного масиву, %;

k_2 – вміст заліза в породах збіднювання. Якщо породи збіднювання безрудні, то k_2 приймається рівним 1.

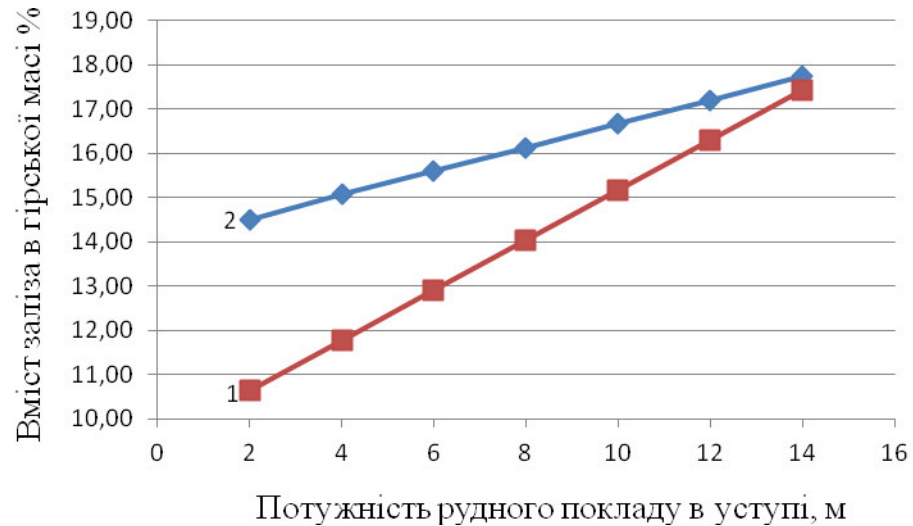
Для розглянутих вище умов видобутку з контактної зони «руда-вміщуючі породи» при погодженому і непогодженому напрямку посування видобувних робіт і падіння покладу (див. рис. 4.1 і 4.15) формула (5.1) приймає вигляд:

$$k_3 = \frac{k_1(h_y^2 - a^2) + k_2(h_y - a)^2}{(h_y - a)^2 + (h_y^2 - a^2)}. \quad (5.2)$$

Відповідно до класифікації, наведеної у розділі 4, у контактній зоні «руда-вміщуючі породи» контактувати з залізною рудою можуть окислені кварцити, некондиційні руди і безрудні породи. У таблиці 5.5 приведені результати розрахунку зміни вмісту заліза загального у рудному потоці за умови контакту з некондиційними кварцитами і безрудними породами. Зміна вмісту заліза в гірській масі відображено на рисунку 5.8.

Таблиця 5.5 – Результати розрахунку щодо зміни якості рудного потоку в залежності від контактної породи

Висота рудного покладу в уступі, м	Вміст заліза в рудній масі, %	
	Некондиційні руди	Безрудні породи
2	14,50	10,63
4	15,07	11,77
6	15,60	12,90
8	16,13	14,03
10	16,67	15,17
12	17,20	16,30
14	17,73	17,43



1 – в контактній зоні з безрудними породами; 2 – з некондиційними кварцитами

Рисунок 5.8 – Вміст заліза в гірській масі в залежності від обсягу порід збіднювання

Дослідження впливу технології передзбагачення руди в кар'єрі на зміну вмісту заліза в гірській масі виконано на моделі (рис. 5.9).

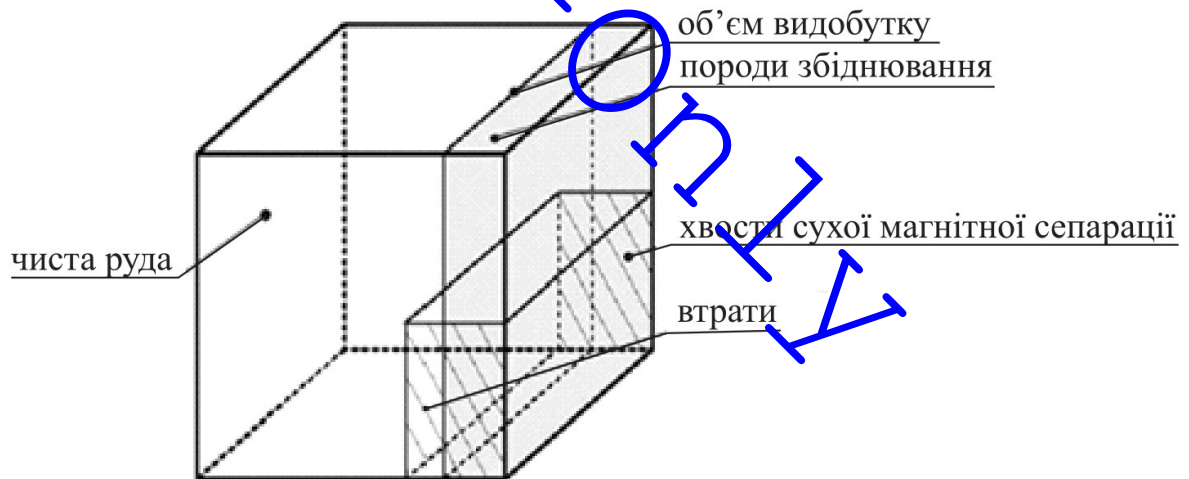


Рисунок 5.9 – Одиничний обсяг видобутої руди з породами збіднювання

Дослідження зміни якості рудного потоку розглядалися за наступними гірничотехнічними показниками:

- | | | |
|----------------------|-----------------|----------------------|
| - руда в масиві | об'єм V_c | вміст заліза k_1 ; |
| - породи збіднювання | об'єм $V_{зуб}$ | вміст заліза k_2 ; |

- | | | |
|---------------------------------|----------------|----------------------|
| - гірська маса після екскавації | об'єм V_p | вміст заліза k_3 ; |
| - відходи передзбагачення | об'єм $V_{xв}$ | вміст заліза k_4 ; |
| - продукт передзбагачення | об'єм V_{np} | вміст заліза k_5 . |

Обсяг видобутку рудної маси з добувного вибою складається з чистої руди і порід збіднювання

$$V_p = V_v + V_{зуб}. \quad (5.3)$$

Обсяг промислового продукту передзбагачення після сухої магнітної сепарації

$$V_{np} = V_p - V_{xв}. \quad (5.4)$$

Вміст заліза в гірській масі після попереднього збагачення визначається за формулою

$$k_5 = \frac{k_1 \cdot V_v + k_2 \cdot V_{зуб} - k_4 \cdot V_{xв}}{V_v + V_{зуб} - V_{xв}}. \quad (5.5)$$

Враховуючи різні можливості обладнання сухої магнітної сепарації (див. рис. 1.7) по відбору сухих хвостів від 3,5 до 16 %, проведений аналіз впливу відбору хвостів на зміну якості рудного потоку. Згідно статистичної обробки даних таблиці 1.7 отримано, що при обробці гірничої маси з контактних зон:

- «руда – некондиційні руди» вихід відходів передзбагачення складає 8,2-14,7 %;
- «руда – порожні породи» вихід 45-67 %.

За формулою (5.5) виконані розрахунки зміни вмісту заліза магнетитового (табл. 5.6) і отримано графіки залежності для мінімальних і максимальних значень для різних контактних зон. Для гірської маси з контактних зон з некондиційними породами – криві ряду 1 і 2; з порожніми породами – криві ряду 3 і 4 (рис. 5.10).

Таблиця 5.6 – Результати розрахунку вмісту заліза магнетитового

Об'єм руди, %	Вміст заліза магнітного в промисловому продукті після попереднього збагачення руди з контактної зони			
	з некондиційними рудами		з нерудними породами	
	8,2 %	14,7 %	45 %	67 %
95	14,56	15,27	21,55	33,77
90	14,35	15,04	20,27	31,64
85	14,13	14,80	19,00	29,52
80	13,91	14,57	17,73	27,40
75	13,69	14,34	16,46	25,28
70	13,47	14,10	15,18	23,16
65	13,26	13,87	13,91	21,04
60	13,04	13,63	12,64	18,92
55	12,82	13,40	11,37	16,80
50	12,60	13,16	10,09	14,67
45	12,39	12,93	8,82	12,55
40	12,17	12,69	7,55	10,43
35	11,95	12,46	6,27	8,31
30	11,73	12,23	5,00	6,19
25	11,51	11,99	3,73	4,07
20	11,30	11,76	2,46	1,95
15	11,08	11,52	1,18	
10	10,86	11,29		
5	10,64	11,05		

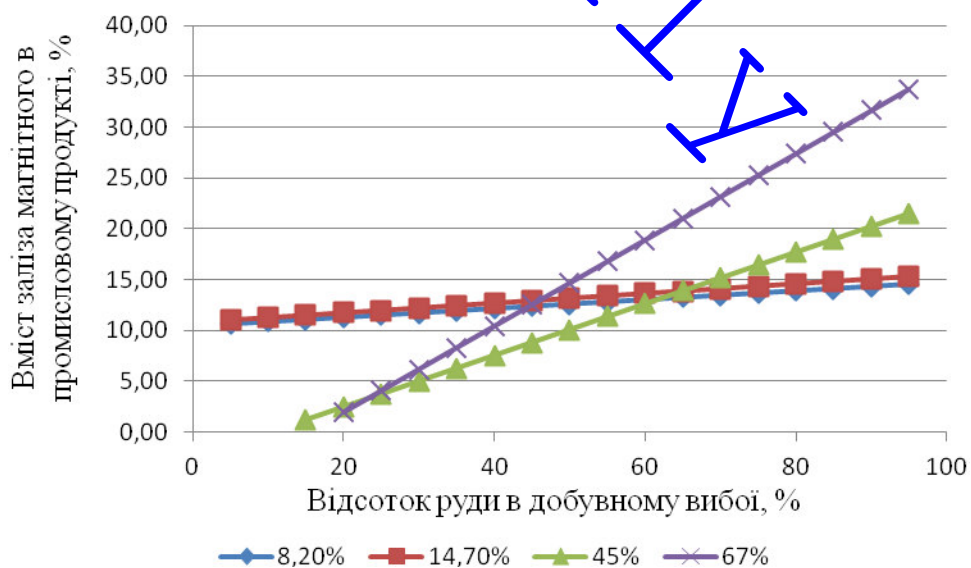


Рисунок 5.10 – Залежність якості рудної потоку від виходу відходів сухої магнітної сепарації

Технологія передзбагачення руди в кар'єрі особливу актуальність має при розробці контактних зон і вийманні безрудних прошарків, і дозволяє зменшити втрати корисних копалин, знизити обсяг порід збіднювання в рудній масі, спростити технологічний процес екскавації гірської маси, уникнути селективної виїмки.

5.5. Вплив обсягів передзбагачення і зміни якості рудної маси на виробничу потужність кар'єру і продуктивність збагачувальної фабрики

Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрах на діючих підприємствах призведе до зміни виробничих потужностей. Щодо продуктивності збагачувальної фабрики (див. пар. 5.3) виділені наступні випадки:

1. Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі при поточній експлуатації кар'єра призведе до зменшення обсягу гірської маси, що надходить на збагачувальну фабрику, в обсязі виділених хвостів. Отже, на збагачувальній фабриці будуть дні простою.

2. При постійній продуктивності збагачувальної фабрики та застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі необхідно або збільшити виробничу потужність кар'єру, або виконувати передзбагачення порід розкриття або хвостосховища, щоб компенсувати виділений обсяг хвостів і додати обсяг рудної маси до необхідного на збагачувальній фабриці.

3. При збільшенні продуктивності збагачувальної фабрики можна слід організувати процес за двома напрямками: а) збільшити виробничу потужність кар'єру; б) передзбагачувати залізні руди (у т.ч. розкривні породи), в результаті чого поліпшується якість мінеральної сировини та зменшується її кількість на отримання 1 т концентрату.

При незмінній кількості перероблюваної руди на збагачувальній фабриці і надходження її з кар'єру попередньо збагаченої, підвищується продуктивність підприємства щодо виробництва концентрату. У цьому випадку необхідне підвищення виробничої потужності кар'єра за мінеральною сировиною, а, отже, і об'єм виймання розкривних порід.

При незмінній продуктивності кар'єра за мінеральною сировиною і застосуванні передзбагачення знижується об'єм рудної маси, що надходить на збагачувальну фабрику на обсяг виділених сухих хвостів, при тому ж обсязі виробництва концентрату. Перший варіант кращий. Його і розглянемо.

Припустимо, що вміст заліза магнетитового в хвостах однаковий, що при передзбагаченні руди в кар'єрі, що при передзбагаченні руди на збагачувальній фабриці.

Продуктивність підприємства за концентратом без застосування ТПРК розраховується за формулою

$$Q_1 = Q_\phi \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta}, \quad (5.6)$$

де Q_ϕ – продуктивність збагачувальної фабрики щодо дробленої руди, т;

α – вміст заліза магнетитового в руді добутої в кар'єрі, %;

θ – вміст заліза магнетитового в хвостах, %;

β – вміст заліза магнетитового в кінцевій продукції після збагачення руди, %.

При застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі зменшується виробнича потужність кар'єру на об'єм вилучених хвостів, тому продуктивність підприємства за концентратом складе:

$$Q_2 = (Q_\phi - Q_{xв}) \frac{\beta_{np} - \theta}{\beta - \theta}, \quad (5.7)$$

де β_{np} – вміст заліза магнетитового в руді після попереднього збагачення, %;

$Q_{xв}$ – об'єм вилучених хвостів попереднього збагачення, т.

Виходячи в рівноваги продуктивностей збагачувальної фабрики і кар'єру отримано:

$$Q_\phi = Q_P^x + (Q_3 - Q_{XB}) + \Delta Q_P. \quad (5.8)$$

де Q_P^K – виробнича потужність кар'єру за кондиційними рудами, т;

Q_3 – об'єм порід збіднювання, який надається на комплекс попереднього збагачення, т;

ΔQ_P – приріст виробничої потужності кар'єру для компенсації вилучених хвостів

$$\Delta Q_P = Q_{XB} = Q_3 \gamma_K^{np}. \quad (5.9)$$

де γ_K^{np} – вихід корисного компоненту в витягнутому магнітному продукті, визначається через якісні показники процесу попереднього збагачення:

$$\gamma_K^{np} = \frac{\alpha - \theta_{np}}{\beta_{np} - \theta_{np}} 100, \quad (5.10)$$

де θ_{np} – вміст заліза магнетитового в хвостах передзбагачення, %;

β_{np} – вміст заліза магнетитового в магнітному продукті після передзбагачення, %.

Тоді виробнича потужність кар'єру складе

$$Q_P = Q_P^K + Q_3 \frac{\alpha - \theta_{np}}{\beta_{np} - \theta_{np}} + \Delta Q_P, \quad (5.11)$$

Відповідно приріст виробничої потужності кар'єру при ТПРК дорівнює

$$\Delta Q_P = Q_P - Q_P^K - Q_3 \frac{\alpha - \theta_{np}}{\beta_{np} - \theta_{np}}. \quad (5.12)$$

Виявлена аналітична залежність (5.11) дозволяє дослідити вплив технічних і технологічних параметрів на виробничу потужність кар'єру і продуктивність комплексу передзбагачення. В першу чергу був досліджений вплив технологічного параметру – об'єму руди з породами збіднювання, який надходить до комплексу передзбагачення (рис. 5.11). Виявлена лінійна залежність виходу магнітного продукту і сухих хвостів від об'єму передзбагачення.

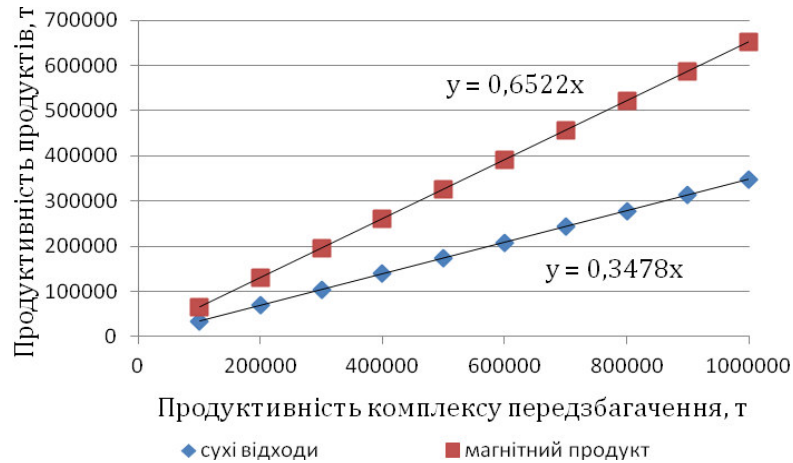


Рисунок 5.11 – Залежності розподілу порід збіднювання на магнітний продукт і сухі відходи передзбагачення

Вплив якісних характеристик (вміст заліза) вихідної сировини та продуктах переднього збагачення на продуктивність комплексу передзбагачення наведена в графічному виді на рисунках 5.12 і 5.13.

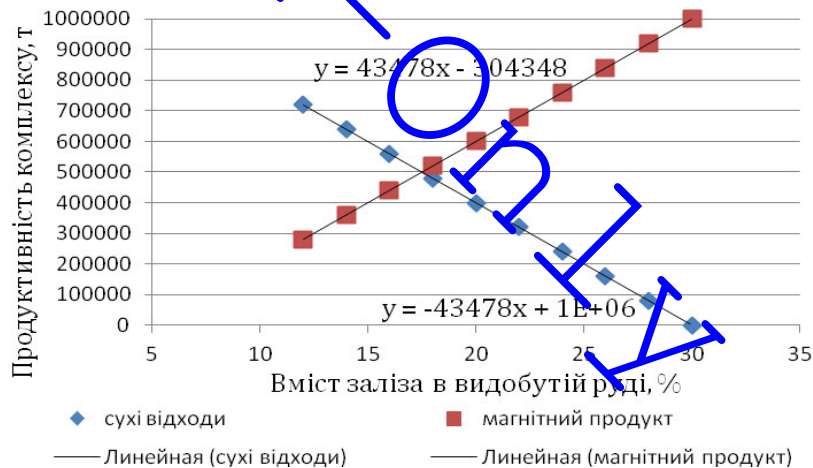


Рисунок 5.12 – Залежність продуктивності комплексу передзбагачення від вмісту заліза у видобутій руді з породами збіднювання

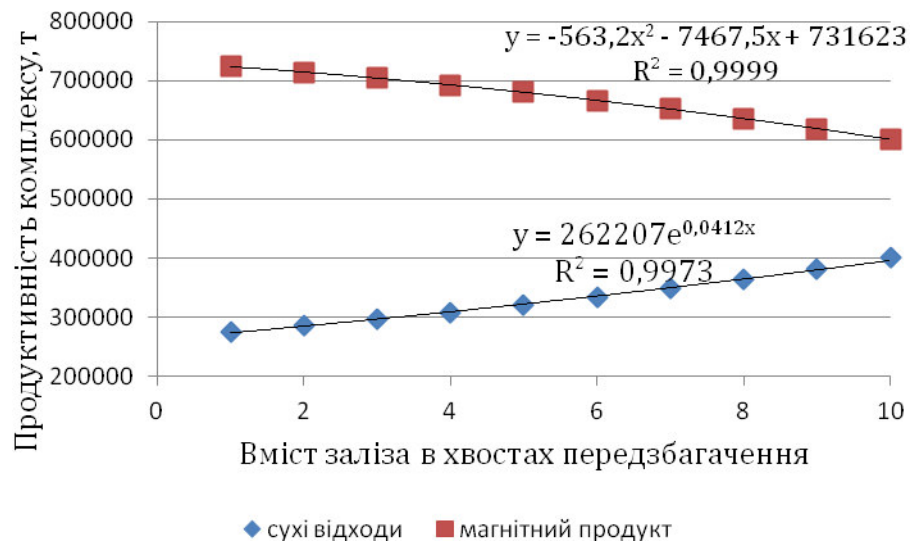


Рисунок 5.13 – Залежність продуктивності комплексу передзбагачення від вмісту заліза в хвостах передзбагачення

Враховуючи вище наведені залежності технічних і якісних характеристик процесу попереднього збагачення на продуктивність комплексу далі встановлений їх вплив на необхідний приріст виробничої потужності кар'єру, який має поліноміальну залежність (рис. 5.14).

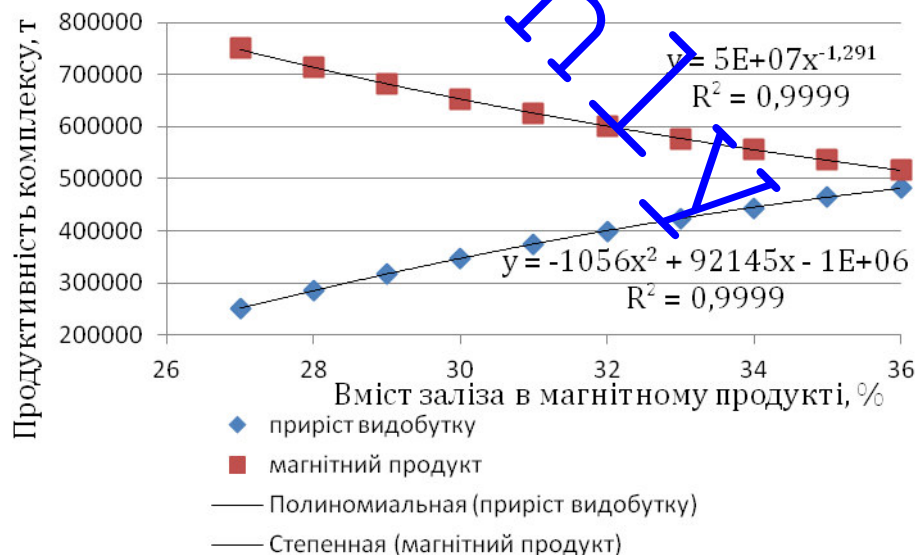


Рисунок 5.14 – Залежність приросту виробничої потужності кар'єру від вмісту заліза в магнітному продукті і продуктивності комплексу

При підвищенні продуктивності збагачувальної фабрики по кінцевій продукції витрати на збагачення знижуються. Можливе зниження витрат і по всьому підприємству в зв'язку із збільшенням випуску кінцевої продукції. Витрати на розробку при підвищенні видобутку руди в кар'єрі будуть залежати від способу збільшення його виробничої потужності. При підвищенні продуктивності через інтенсифікацію швидкості зниження гірничих робіт збільшиться глибина кар'єра та річні обсяги розкривних робіт.

Виробнича потужність кар'єру без ТПРК [5]:

$$Q_3 = hSK_B, \quad (5.13)$$

де h - швидкість зниження гірничих робіт, м/рік;

S - середня площа рудного покладу кар'єру, м²;

K_B - коефіцієнт вилучення.

При впровадженні ТПРК швидкість зниження гірничих робіт збільшується на

$$h_o = \frac{Q_o}{SK_B} \left[1 + \frac{(\beta_p - \alpha)}{(\alpha - \phi)} \right]. \quad (5.14)$$

У зв'язку з інтенсифікацією швидкості зниження гірничих робіт, збільшиться глибина кар'єра і річний обсяг розкривних робіт. Виробнича потужність кар'єру щодо гірської маси

$$Q_s = Q_o \left[1 + \frac{(\beta_p - \alpha)}{(\alpha - \phi)} \right] (1 + K_e), \quad (5.15)$$

де K_e - коефіцієнт розкриву.

Зріст глибини кар'єра і річного обсягу розкривних робіт призведе до зростання витрат на видобуток руди. У цьому випадку необхідно визначити ефективність передзбагачення руди. У разі його ефективності необхідно встановити оптимальні параметри передзбагачення і виробничої потужності кар'єра.

У другому випадку збільшення виробничої потужності кар'єру через передзбагачення руди може бути досягнуте при доведенні некондиційних руд до кондиції, які відносять до порід розкриття. Виробнича потужність кар'єру по гірській масі буде менше, ніж у першому випадку

$$Q_6 = Q_0 \left[1 + \frac{(\beta_p - \alpha)}{(\alpha - \varphi)} \right] + Q_3 K_e - \frac{\Delta(\beta - \varphi)}{(\alpha - \varphi)}. \quad (5.16)$$

Після перетворень

$$Q_6 = Q_0 \left[1 + K_e \frac{(\beta_p - \alpha)}{(\alpha - \varphi)} \right] - \frac{\Delta(\beta - \varphi)}{(\alpha - \varphi)}. \quad (5.17)$$

Вихід хвостів при переробці на збагачувальній фабриці передзбагаченої руди знижується, а отже знижуються витрати на їх транспортування і складування. Вихід хвостів при переробці на збагачувальній фабриці непередзбагаченої руди:

$$Q_{xв} = Q_0 \left(1 - \frac{\alpha - \varphi}{\beta - \varphi} \right). \quad (5.18)$$

Зниження кількості виходу хвостів при передзбагаченні:

$$\Delta_{xв} = Q_0 \frac{(\beta_p - \alpha)}{(\beta - \varphi)}. \quad (5.19)$$

Вихід відходів при технології передзбагачення руди в кар'єрі складе:

$$Q_{xвн} = Q_u \left(1 - \frac{\alpha - \varphi}{\beta_p - \varphi} \right) \quad \text{або} \quad Q_{xвн} = Q_0 \left(1 + \frac{\beta_p - \alpha}{\alpha - \varphi} \right) \left(1 - \frac{\alpha - \varphi}{\beta_p - \varphi} \right). \quad (5.20)$$

При залученні у видобуток некондиційних руд через застосування сухої магнітної сепарації знижується середній вміст заліза загального і магнітного в руді, що надходить на фабрику. Не зважаючи на зниження витрат на видобуток за рахунок зменшення обсягів розкриву, збільшуються витрати на збагачення, що неефективно. Тому необхідні додаткові дослідження можливості підвищення вмісту заліза загального і магнітного некондиційних руд хоч би до бортового вмісту. Економічна ефективність залучення бідних руд буде досягтися в тому випадку, коли після сухої магнітної сепарації вміст заліза в цих рудах буде близьким до середнього в рудному потоці.

Технологію передзбагачення руди в кар'єрах можна здійснювати за різними технологічними схемами в залежності від конструктивного виконання дробильного і збагачувального агрегатів та їх розміщення в кар'єрі в комплексі з екскаваційним та транспортним обладнанням. Технологічні схеми будуть також залежати від типу руд, які розробляються, і способів попереднього збагачення, для умов гірничо-збагачувальних комбінатів Крикбасу – розробка неокислених і окислених кварцитів.

Технологічна схема може бути наступна. Розкриття горизонтів здійснюють крутою траншеєю з розташуванням усередині кар'єра дробильного перевантажувального пункту, обладнаного дробаркою крупного дроблення. Перевантажувальний пункт на поверхні обладнують дробарками середнього дроблення (при необхідності) і сепараторами для сухої магнітної сепарації. При визначенні економічної ефективності не враховано зниження витрат на збагачувальній фабриці, а також отримання додаткового продукту щебню.

Відходи передзбагачення можна використовувати як будівельні матеріали (щебінь, пісок) або складувати у відвалах спільно з розкривними породами. При змішуванні порід розкриття (коефіцієнт розпушення яких становить K_{PB}) з відходами передзбагачення (коефіцієнт яких становить K_{PP}) розпушеність суміші за рахунок заповнення великих міжшматкових просторів зменшиться і складе V_{PX} . Тоді кількість відходів передзбагачення, яке можна розмістити у відвалі сумісно з розкривними породами без збільшення ємності відвалу приблизно можна визначити

$$V_{\text{оп}} = \frac{V_B(K_{PB} - K_{PC})K_{PII}}{K_{PC}}, \quad (5.21)$$

де V_B – об'єм порід розкриття, складованих спільно з відходами передзбагачення, м³.

Дослідженнями Рєпіна Н.Я., Беякова Ю.І. встановлено, що коефіцієнт розпушення порід залежить від середнього розміру кусків гірської маси. За даними, наведеними в роботах Н.С. Мельникова, встановлена залежність

$$l_T = 5,35 - 9,55K_{PB} + 4,38K_{PB}^2,$$

де l_T – середній розмір шматків гірничої маси, м³.

При розробці крутоспадних родовищ з внутрішнім відвалоутворенням, відходи передзбагачення також можуть розміщуватися сумісно з розкривними породами.

Кількість відходів передзбагачення, які можливо розмістити без збільшення ємності відвалу складе

$$Q_{\text{хвпо}} = Q_o \left(1 + \frac{\beta_p - \alpha}{\alpha - \varphi} \right) \left(1 - \frac{\alpha - \varphi}{\beta_p - \varphi} \right). \quad (5.22)$$

Якщо частину відходів передзбагачення використовувати для виробництва щебеню і піску і забезпечити внутрішнє відвалоутворення порід, то можна істотно зменшити площі земель, займані під зовнішні відвали. Тим більше, що значну частину відходів передзбагачення можна розмістити сумісно з розкривними породами без збільшення параметрів відвалу.

На підставі проведених досліджень сформульоване **четверте наукові положення:**

«Збільшення об'єму передзбагачення збіднених руд або порід розкриття з магнітними властивостями впливає на зниження собівартості кінцевої

продукції за логарифмічною залежністю і збільшення економічної ефективності видобутку залізних руд в цілому за лінійною залежністю».

5.6. Підвищення виробничої потужності кар'єру при передзбагаченні окислених кварцитів

Особливо важливим є застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі при видобутку окислених кварцитів. Як вже зазначалося, переробку цих руд було передбачено здійснювати на комбінаті КГЗКОР, продуктивність по руді якого при його введенні в експлуатацію складе 26,0 млн т. При цьому планувалось використовувати руду поточного видобутку. Збагачувальна фабрика розташована в 60 км від кар'єрів ПівдГЗК і ОАО «Арселор Міталл Кривий Ріг» – основних постачальників сировини. До введення комбінату в експлуатацію окислені кварцити поточного видобутку повинні складуватися із веденням одночасного їх випробування і складування у відвали. Оскільки окислені руди мають слабкі магнітними властивостями, то для передзбагачення необхідно застосовувати радіометричні способи або сепаратори із сильним магнітним полем на основі Nd-Fe-B. Для цих умов може бути застосований радіометричний сепаратор «Мінерал-501». Сепаратор складається з транспортуючого, стабілізуючого і реєструючого пристроїв, блоку управління, виконавчого пневматичного пристрою, який розділяє гірську масу, і радіометра. У блоці випромінювача встановлено 36 джерел гамма-випромінювання. З накопичувального бункера руда класу 30 – 60 мм надходить на вібраційний грохот-живильник, де проводиться зрощення рудних шматків і відсів дрібниці. Надгрохитний продукт з лотка живильника надходить в демпферну ємність, звідки навалом надходить на вібраційний живильник. З лотка живильника рудні шматки суцільним моношаром шириною 800 мм надходить на стрічку. За допомогою стрічки-щітки шматки притискаються до транспортерної стрічки і набувають швидкість 3 м/с. Шматки руди надходять в зону пучків гамма-променів. Якщо сигнал, що надійшов в радіометр, нижче порогового, то включається пневматичний пристрій з відбору шматка.

Слід зазначити, що вказаний сепаратор пройшов випробування на рудниках Кривбасу. Хороші результати досягаються у разі великої різниці між щільністю рудних і нерудних шматків. Оскільки при складуванні окислених кварцитів можливо їх засмічення розкривними породами, то застосування передзбагачення з використанням зазначеного сепаратора буде доцільне.

Технологічна схема розробки відвалів окислених кварцитів з їх передзбагаченням можлива наступна. На відвалі встановлюють переносну дробарку (щоква або внутрішньовалкова). Руду до неї транспортують автотранспортом. Після дроблення руду конвеєром транспортують в бункер, звідки вона надходить на рудосортувальні автомати. Концентрат надходить у бункер, а потім в думпкари. Відходи передзбагачення надходять на конвеєр і розвантажуються в склад. Звідси їх автотранспортом транспортують у відвал порожніх порід.

Застосування технології передзбагачення при розробці окислених кварцитів дозволяє на 30-40 % зменшити надходження порожніх порід на комбінат збагачення окислених руд. Технологія збагачення окислених руд передбачає подрібнення до крупності менше 10 мм, застосування електромагнітних роторних сепараторів з високо інтенсивним магнітним полем. Сепаратор 6ЕРМ-35/315 розроблений інститутом «Гідромашуглезбагачення» за участю інститутів Механобрчермет, ІГТМ НАН України, НГУ (табл. 5.7).

Таблиця 5.7 – Технічна характеристика сепаратора 6ЕРМ-35/315

Показники	Характеристика
Продуктивність, т/год	100
Величина зазору між зубчатими пластинами, мм	4
Потужність електромагнітної системи, кВт	190
Маса, кг	190000
Габаритні розміри, мм	6500x5000x7000

Він містить дві електромагнітні системи, кожна з них складається з магнітопровода, двох блоків котушок і додаткового верхнього полюса. Між системами розміщений блок роторів. На верхній рамі розташований дріт і два живильники. По колу кожного ротора розташовані блоки зубчастих феромагнітних

пластин. Пульпа через живильники надходить на верхній ротор і проходить по зазорам між пластинами. Під впливом магнітного поля, сконцентрованого на зубцях пластин, магнітні частинки притягуються до пластин, виносяться ними із зони магнітного поля і змиваються з пластин водою. Пульпа по зазорах надходить на нижче розташований ротор, і процес повторюється.

Застосування передзбагачення дозволить зменшити кількість сепараторів на збагачувальній фабриці КГЗГОР, а їх тільки на першій черзі передбачено встановити 110 штук та дозволить зменшити вихід шламів.

Освоєння технології електромагнітного збагачення окислених кварцитів з сепараторами даної конструкції дозволить виключити екологічно шкідливу технологію збагачення з використанням флотації.

При розробці окислених кварцитів у кар'єрах технологічні схеми гірничих робіт з передзбагаченням можуть бути такими ж, як і при розробці неокислених кварцитів. Найбільш раціональне застосування цієї технології при використанні на кар'єрах автомобільно-конвеєрного або автомобільно-залізничного транспорту.

Ефективність технології передзбагачення руди в кар'єрах може бути досягнута: зниженням витрат на транспортування через виключення транспортування значної частини порожніх порід до збагачувальної фабрики; зниженням витрат на збагачення за рахунок зменшення обсягів переробки рудної сировини при тому ж вихід концентрату: зменшення витрат на транспортування відходів передзбагачення і їх складування. Підвищується екологічна безпека гірничого виробництва через зменшення виходу шламів, вилучення земельних площ, більш раціонального використання надр.

5.7. Собівартість концентрату при технології передзбагачення руди в кар'єрі

Криворізький басейн - найбагатше родовище залізних руд України, при розробці якого отримують високоякісні концентрати і окатиші. Однак запаси багатих руд, розташованих у верхніх горизонтах, виснажені і в розробку

залучаються більш бідні руди з глибоких горизонтів, які необхідно попередньо піддавати збагаченню. Цей процес суттєво здорожує вартість кінцевої продукції, тому однією з основних проблем розвитку й освоєння мінерально-сировинної бази залізних руд Кривбасу є створення економічно конкурентоспроможних схем видобутку і збагачення для отримання ліквідних товарних продуктів високої якості.

Попередні розрахунки [6] свідчать, що більшість рудних родовищ з багатьох видів корисних копалин можуть перейти в категорію позабалансових, так як, враховуючи світові ціни на кінцеву продукцію, їх розробка із застосуванням традиційних технологій виявиться нерентабельним. Переоцінка родовищ з урахуванням вищесказаного фактора показала, що в категорію позабалансових перейдуть в першу чергу окислені і слабomagнітні кварцити, а також залізисті кварцити на великих глибинах. Отже, зараз виявився ряд невідповідностей стану мінерально-сировинної бази. З одного боку для задоволення потреби країни необхідно залучати все більші обсяги корисних копалин (у т. ч. важко збагачувальна мінеральна сировина). З іншого боку стан техніки, технології та організація первинної переробки мінеральної сировини вимагає кардинальних перетворень.

На всіх кар'єрах Кривбасу в період зниження виробничих потужностей перейшли до посиленому графіку режиму розкривних робіт. Це призвело до двох проблем. Зниження виробничих потужностей по концентрату зумовило збільшення його собівартості, а зменшення виймання порід розкриття – до зниження доступних запасів (табл. 5.6).

Якщо прийняти, що продуктивність збагачувальної фабрики Q_{ϕ} , така ж як при переробці непередзбагаченої руди, то випуск концентрату при переробці передзбагаченої руди збільшиться. Це потребує збільшення виробничої потужності кар'єру.

Тоді:

$$Q_{\text{пп}} = Q_{\phi} \frac{g_p}{g_{\text{пр}}}, \text{ т}, \quad (5.23)$$

де g_p – витрати на виробництво однієї тони концентрату рядової руди, т.

g_{np} – витрати на виробництво однієї тони концентрату передзбагаченої руди, т.

Таблиця 5.6 - Гранична ціна на концентрат і величина доступних запасів по ГЗК при заданій нормі прибутку на капвкладення

Підприємства	Продуктивність по концентрату, тис.т, (Q)		Гранична ціна на концентрат, (Ц _p), грн./т		Доступні запаси (в концентраті) 2003 р., млн.т, (V _д)		Собівартість концентрату (2003 р.), грн/т,	Основні фонди, тис. грн, (на 01.01.2003 р.)	Фондоємність, грн/т, (K)	
	фактична	рекомендована	при фактичній продуктивності	при рекомендованій	при фактичній продуктивності	при рекомендованій			при фактичній продуктивності	при рекомендованій
ПівнГЗК	755,47	10000	101,0	94,1	113,2	150,0	69,32	2132555	282,3	213,2
ЦГЗК	4159,0	7000	97,6	87,0	62,4	105,3	67,95	1091520	262,4	156,0
НКГЗК	6779,6	12500	100,3	90,1	102,0	187,8	74,31	1506613	222,2	120,5
ПівдГЗК	7773,0	12500	90,0	81,4	117,2	187,4	64,27	1741000	224,0	139,3
ІнГЗК	13727,0	15000	89,4	88,2	104,2	225,0	72,63	1807018	131,6	120,5
ПГЗК	7557,0	9000	93,2	89,9	113,4	135,0	69,15	1553218	205,5	172,6

Необхідна швидкість зниження гірничих робіт складе

$$h_{ГН} = \frac{Q_{\phi} \cdot g_p \cdot K_{np}}{\gamma \cdot Ш_{cp} \cdot L_{op}}, \text{ м/рік} \quad (5.24)$$

де K_{np} – коефіцієнт, що враховує втрати і збіднювання руди при видобутку;

γ - щільність руди, т/м³;

$Ш_{cp}$ – середня ширина робочої площадки по руді, м;

L_{op} – загальна довжина рудного фронту робіт, який буде переміщуватися в даному році, м.

Згідно з [7] обсяг розкриття, який необхідно вийняти складе:

$$V_H = \frac{Q_\phi \cdot g_p \cdot h_y \cdot L_{OB} \cdot K_{np}}{\gamma \cdot \Pi_{cp} \cdot L_{op} \cdot g_{np}}, \text{ м}^3, \quad (5.25)$$

де h_y – висота уступу, м;

L_{OB} – загальна довжина розкривного фронту гірничих робіт, що підлягає переміщенню, м.

Обсяг розкривних порід V_B , які підлягають укладанню у відвал, збільшиться також за рахунок відходів передзбагачення. Тоді:

$$V_B = V_H + \frac{Q_\phi}{\gamma} \left(\frac{g_p}{g_{np}} - 1 \right). \quad (5.26)$$

З виразів (5.23), (5.26) випливає, що при технології передзбагачення руди в кар'єрі і збільшенні випуску концентрату виробнича потужність кар'єру повинна бути збільшена. Збільшиться при цьому об'єм, який підлягає укладанню у відвал як за рахунок безпосередньо розкривних робіт, так і за рахунок відходів збагачення (хвостів сухого магнітного збагачення). Але цей об'єм необхідно коректувати крізь щільність, яка була досліджена залежностями (5.21), (5.22).

При технології передзбагачення руди в кар'єрі:

- а) підвищується продуктивність комбінату по концентрату за рахунок переробки більш якісної сировини;
- б) знижуються витрати на концентрат у зв'язку з залученням в переробку некондиційних і збіднюваних руд і зменшення при цьому коефіцієнта розкриву;
- в) зменшуються обсяги транспортування руди з кар'єру на поверхню і від кар'єра до збагачувальної фабрики;
- г) знижується обсяг енергоспоживання, оскільки витрати енергії на подрібнення і суху магнітну сепарацію в кар'єрі менше, ніж на подрібнення непередзбагаченої руди на збагачувальній фабриці.

Спираючись на визначені гірничо-технічні показники собівартість концентрату може бути розрахована за виразами [8-10]:

$$C_K = \left[C_P + \frac{\left(V_B - \frac{q}{\gamma_B} \right) \cdot C_B}{Q + Q_{\text{магн}}} \right] \cdot p + C_{\text{ПК}} \quad C_K = \left[C_P + \frac{\left(V_B - \frac{q}{\gamma_B} \right) \cdot C_B}{Q} \right] \cdot p + C_{\text{ПК}} \quad (5.27)$$

де C_P – собівартість видобутку руди без урахування погашення витрат щодо розкриття, грн/т;

C_B – собівартість розкривних робіт, грн/м³;

$C_{\text{ПК}}$ – постійні витрати на збагачення однієї тонни концентрату без урахування вартості руди, грн/т;

γ_B – об'ємна вага скельних порід розкриття, т/м³;

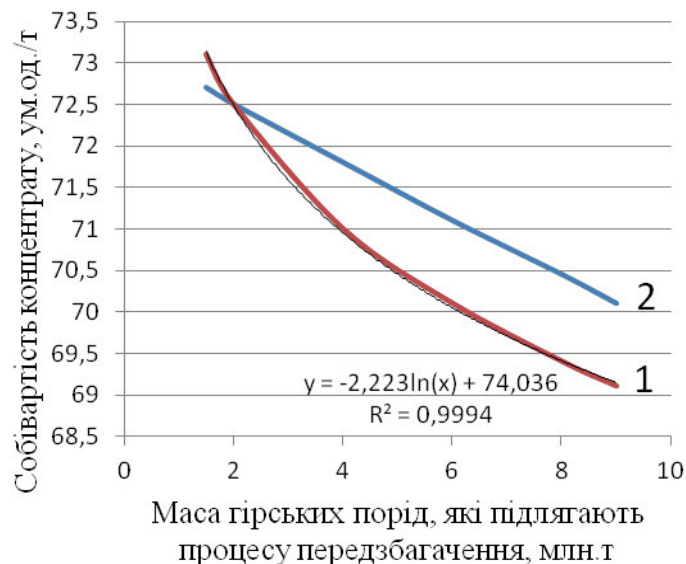
Q – виробнича потужність кар'єру, млн. т/рік;

$Q_{\text{магн}}$ – маса передзбагаченої руди, т;

p – витрати руди на одну тону концентрату.

Собівартість концентрату зменшується досить істотно в залежності від обсягів передзбагаченої руди (рис. 5.15).

Таким чином, втрати і збіднювання руди, наявність некондиційних руд, експлуатація на кар'єрах обладнання великої одиничної потужності, а також наявність багатьох різновидів сортів руд викликає необхідність застосування технології передзбагачення сировини безпосередньо в кар'єрах. Цьому сприяє застосування циклічно-потокової технології, що передбачає велике механічне дроблення, і створення електромагнітних сепараторів для передзбагачення слабомагнітних і магнітних великошматкових руд.



1 – при збільшенні виробництва концентрату; 2 – без збільшення продуктивності по концентрату

Рисунок 5.15 - Залежність собівартості концентрату від обсягів передзбагачення руди в кар'єрі

5.8. Висновки за розділом 5

1. Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрах на діючих підприємствах призведе до зміни обсягів виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривних робіт, що в комплексі залежить від продуктивності збагачувальної фабрики.

2. Обґрунтований взаємозв'язок виробничої потужності кар'єра при ТПРК і продуктивності збагачувальної фабрики та розкривних робіт для наступних випадків:

а) Застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі при поточній експлуатації ГЗК призведе до зменшення обсягу гірської маси, що надходить на збагачувальну фабрику, в обсязі виділених хвостів, що призведе до того, що об'єм розкривних робіт збільшиться відходами передзбагачення, а на збагачувальній фабриці при не змінній продуктивності за кінцевою продукцією буде час простою.

б) При постійній продуктивності збагачувальної фабрики за вихідною сировиною та застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі необхідно або

збільшити виробничу потужність кар'єру, або виконувати передзбагачення порід розкриття з контактних зон, щоб компенсувати виділений обсяг хвостів і додати об'єм рудної маси до необхідного на збагачувальній фабриці. В результаті продуктивність збагачувальної фабрики за кінцевою продукцією збільшиться.

в) При збільшенні продуктивності збагачувальної фабрики можливі два напрями: а) знаходити резерви збагачувальної фабрики або будувати додаткові цехи; б) переробляти залізні руди (у т.ч. розкривні породи), які пройшли концентрацію корисного компонента.

4. Встановлені аналітичні залежності виробничої потужності кар'єра, продуктивності збагачувальної фабрики та розкривних робіт при ТПРК в залежності від типу мінеральної сировини: руда (кондиційні і збіднювані руди) або породи розкриття (некондиційні руди і магнітна частина скельних порід розкриття, які піддаються передзбагаченню) належності їх до балансових та позабалансових запасів для умов збільшення, зменшення або постійної продуктивності збагачувальної фабрики.

Отримані результати відображені у публікаціях [3, 4, 8-10].

На підставі проведених досліджень сформульоване четверте наукове положення: «Збільшення об'єму передзбагачення збіднених руд або порід розкриття з магнітними властивостями впливає на зниження собівартості кінцевої продукції за логарифмічною залежністю і збільшення економічної ефективності видобутку залізних руд в цілому за лінійною залежністю».

5.9. Список використаних джерел за розділом 5

1. Четверик М.С. Вскрытие горизонтов глубоких карьеров при комбинированном транспорте. К.: Наукова думка, 1986. 188 с.

2. Вілкул О.Ю. Огляд світового ринку залізорудної сировини // Вісник Криворізького технічного університету. 2004. № 4. С. 3 – 12.

3. Бабий Е.В. Теоретическое обоснование взаимосвязи производственных мощностей карьера и обогатительной фабрики при технологиях открытой добычи руд // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2011. Вып. 92. С. 36-46.

4. Бабий Е.В. Технология предобогащения железных руд в глубоких карьерах. К.: Наукова думка, 2011. 184 с.

5. Медведева О.А. Управління виробничою потужністю глибоких залізорудних кар'єрів на основі формування їх виробничої зони: автореф. ... канд. техн. наук: 05.15.03. Дніпропетровськ: НГУ, 2010. 19 с.

6. Чантурия В.А. Перспективы устойчивого развития горно-перерабатывающей индустрии России // Горный журнал. 2007. № 2. С. 2-9.

7. Четверик М.С., Медведева О.А. Определение производственной мощности глубоких карьеров, достижимой по горнотехническим возможностям // Metallургическая и горнорудная промышленность. 2006. № 6. С. 64-67.

8. Четверик М.С., Бабий Е.В., Терещенко В.В., Левченко К.А. Повышение производственной мощности карьера с применением комплекса предобогащения // Metallургическая и горнорудная промышленность. Днепропетровск, 2013. № 3. С. 96-101.

9. Бабий Е.В. Экономическое обоснование применения комплекса предварительного обогащения для скальных вскрышных пород карьеров Кривбасса // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2016. Вип. 129. С. 205-216.

10. Бабий Е.В. Обоснование эффективности применения технологии предобогащения руды в карьере // Збірник наукових праць за результатами роботи V Міжнародної наук.-техн. конференції (Кривий Ріг, 23-24.11.2018). Кривий Ріг, 2018. С. 30-32.

РОЗДІЛ 6

ГЕОМЕХАНІЧНЕ ТА ТЕХНОЛОГІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ СХЕМ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ РУДИ В КАР'ЄРАХ КРИВБАСУ

6.1 Типова технологічна схема передзбагачення руди в кар'єрі

Згідно з теоретичними основами технології передзбагачення руди в кар'єрах в розділі 3 наведена технологічна схема на неробочому борту з повним комплектом обладнання (див. рис. 3.8). Однак у такому варіанті ця технологічна схема має приватний характер, так як при розробці схем передзбагачення гірської маси важливе значення мають наступні умови [1]:

- тип обладнання, яке застосовується (стаціонарні, напівстаціонарні або мобільні агрегати);
- вид корисної копалини (кондиційні, збіднювані, некондиційні руди, техногенна сировина, породи розкриття тощо) тому що до них застосовують різні способи переробки;
- технологічний комплекс обладнання (стадія дроблення, тип сепаратора тощо)
- місце розташування обладнання (у вибої на борту кар'єра або в безпосередній близькості від кар'єра);
- транспорт та передавальні конвеєри (пологі, похилі і крутопохилі конвеєри);
- наявність потенційного місця для розташування устаткування (на одному уступі, поуступне розташування, робочий майданчик внутрішньо кар'єрного перевантажувального пункту ЦПТ або на земній поверхні);
- розміщення відходів (внутрішнє або зовнішнє відвалоутворення).

Враховуючи обґрунтування раціональності використання комплексу обладнання і стадії дроблення від якості мінеральної сировини, для збіднюваних руд розроблена типова технологічна схема на борту кар'єра, яка представлена рис. 6.1.

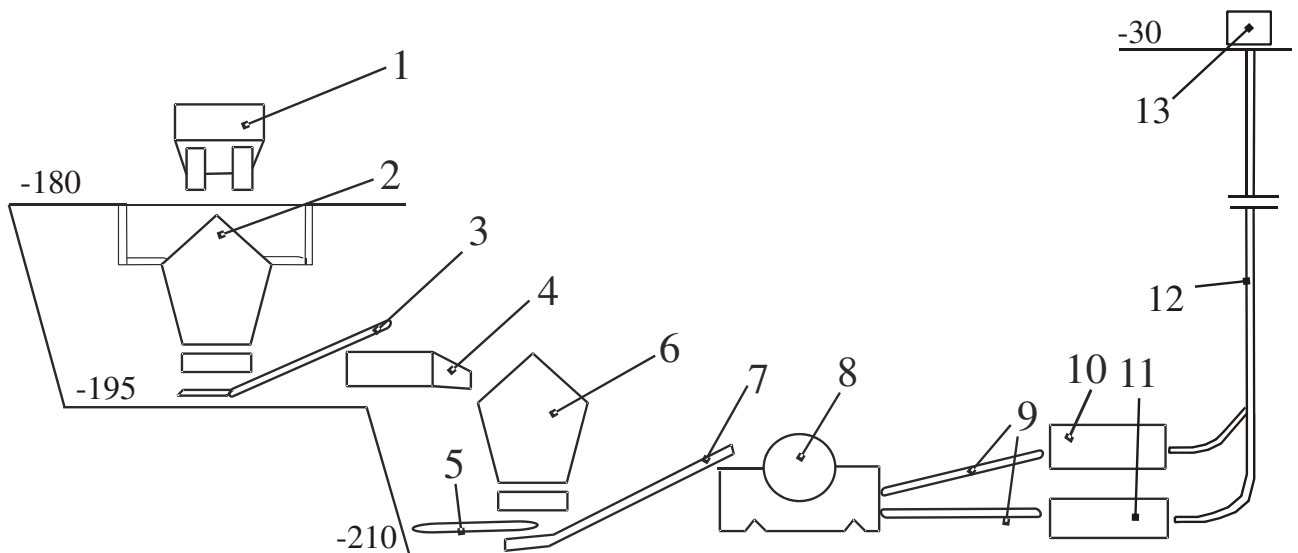


Рисунок 6.1 – Технологічна схема дробильно-збагачувального перевантажного пункту

Дробильно-збагачувальний перевантажувальний пункт руди в кар'єрі залучає в комплекс, окрім дробарки крупного дроблення 2, (см. рис. 6.1) дробарку середнього дроблення 6, грохот 4, сепаратори сухого магнітного збагачення 8 і передаточні конвеєри 3, 7 и 9. Дробарка крупного дроблення, як і в ЦПТ, завантажується автомобільним транспортом 1. Після дроблення гірська маса потрапляє на грохот 4, для відсіювання дрібної фракції, щоб не було переподрібнення породи, так як волога дрібнота негативно впливає на роботу сепараторів. Підрешітний продукт просипається на живильник 5, а надрешітний продукт йде в дробарку середнього дроблення 6. Дроблена гірська маса направляється на сепаратори сухого магнітного збагачення 8, звідкіля сухі хвости надходять у бункер 10, а попередньо збагачений продукт в бункер 11. Далі змінним графіком породи розкриття й передзбагачений продукт транспортують по КПК 12 на перевантажувальний пункт залізничного транспорту 13.

Технологічна схема переробки збіднюваних руд характеризується стадією дроблення і вантажотранспортним зв'язком. Але це не єдині відзнаки, тому що вона має модифікації в залежності від місця розташування обладнання.

6.2 Види технологічних схем в залежності від їх розташування

Можливі різні технологічні схеми та комплекси застосування технології передзбагачення руди в кар'єрах. Для передзбагачення невеликих обсягів збіднюваних, некондиційних чи окислених руд з контактних зон передбачається використовувати мобільний дробильно-збагачувальний комплекс. При наявності в кар'єрі корпусу крупного дроблення продуктивність технологічного комплексу обмежується параметрами збагачувального обладнання. Технологічні схеми передзбагачення руди в кар'єрі можуть бути наступними:

- з розташуванням устаткування на одному уступі (див. рис. 6.1);
- поступне розташування обладнання (рис. 6.2);
- при розташуванні обладнання на борту кар'єра (рис. 6.3);
- біля квершлягу при відкрито-підземному вийманні залізистих кварцитів (рис. 6.4).

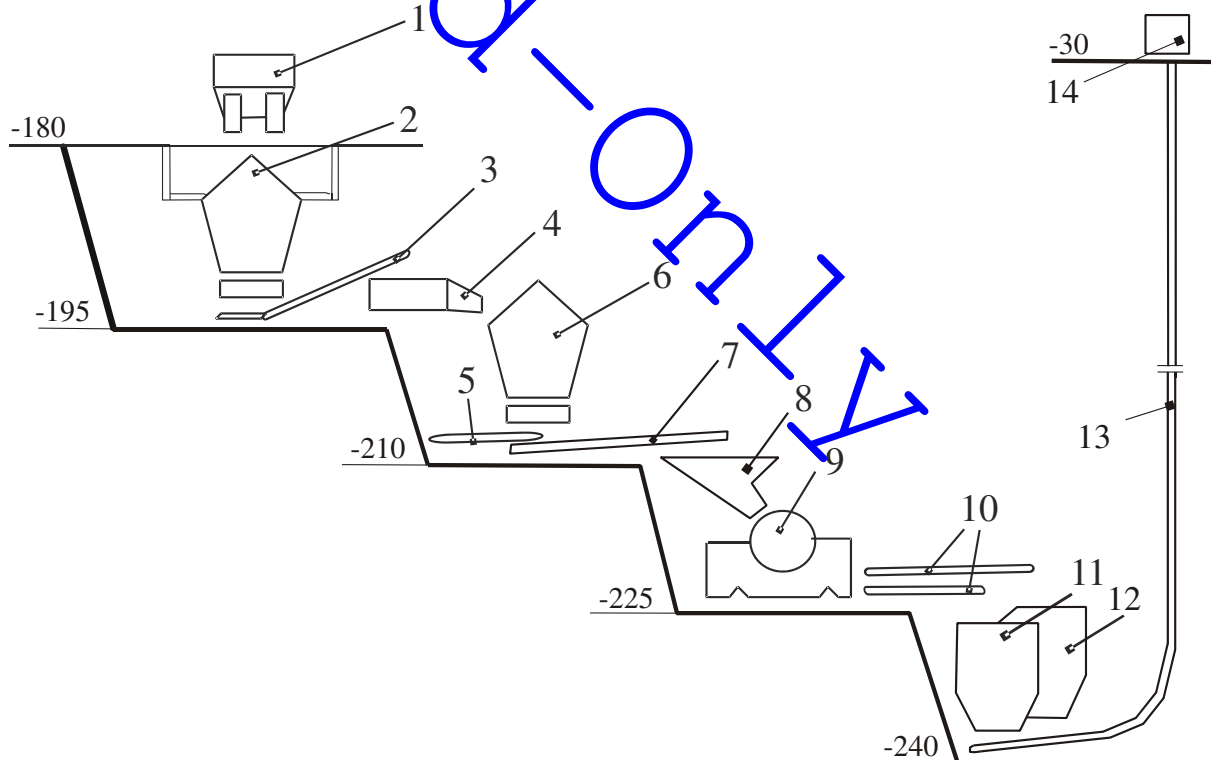


Рисунок 6.2 – Технологічна схема дробильно-збагачувального комплексу при поступному розташуванні обладнання

Технологічна схема з поступним розташуванням устаткування дозволяє уникнути перепідйому гірської маси. Послідовність попереднього збагачення руди в кар'єрі наступна (див. рис. 6.2): з видобувного вибою автомобільним транспортом 1 руда доставляється на дробарку крупного дроблення 2. Дроблена руда потрапляє по передаточному конвеєру 3 на грохот 4, де відсівається дрібна фракція менше 70 мм. Надрешітний продукт надходить на дробарку середнього дроблення 6, а підрешітний – живильник 5. Дроблена гірська маса після середнього дроблення подається конвеєром 7 в розподільчий бункер 8, з якого руда надходить на сепаратори 9. Передзбагачена руда і сухі хвости передавальними конвеєрами 10 подаються у відповідні бункери 11 і 12, звідки крутопохилим конвеєром 13 видається або на вище розташований залізничний перевантажувальний пункт 14, або якщо глибина доміяна – відразу на земну поверхню.

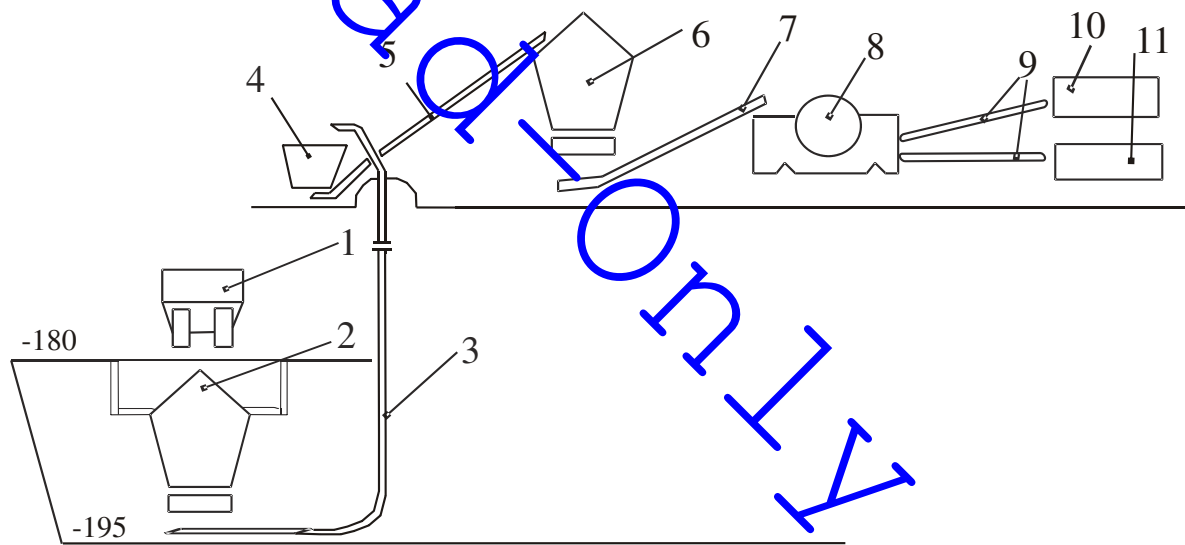


Рисунок 6.3 – Технологічна схема дробильно-збагачувального комплексу, розташованого на борту кар'єра

У випадку, якщо в кар'єрі в безпосередній близькості від дробарки крупного дроблення 2 немає можливості розмістити збагачувальне обладнання, то раціонально використовувати технологічну схему зображену на рисунку 6.3. Згідно, якої гірська маса після крупного дроблення конвеєром 3 видається на земну поверхню в накопичувальний бункер 4, з якого по передаточному конвеєру 5

подається на дробарку середнього дроблення 6. Подрібнена гірська маса надходить на сепаратори 8. Промисловий продукт (руда) і сухі хвости передавальними конвеєрами 9 подаються у відповідні бункери 10 і 11.

У науково-дослідних роботах і техніко-економічних обґрунтуваннях перед проектною документацією все частіше розглядаються варіанти відкрито-підземного видобутку корисних копалин. Підземна розробка залізних руд характеризується виходом максимального шматка гірської маси не більше 300 мм. Цей технологічний параметр дозволяє розробити принципово нові технологічні схеми, так як немає необхідності в прив'язці до дробарки крупного дроблення. Так, наприклад, у випадку необхідності підвищення якості гірської маси, виїмку якої провели підземним способом, можна розташувати комплекс обладнання попереднього збагачення в кар'єрі біля устя квершлагау (рис. 6.4).

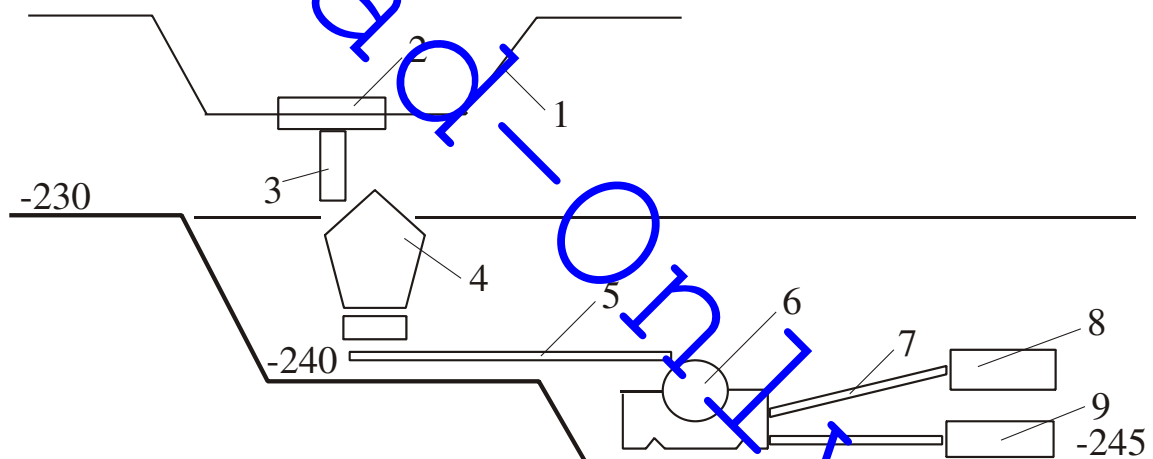


Рисунок 6.4 – Технологічна схема передзбагачування при відкрито-підземній схемі розкриття

При доробці родовища відкрито-підземним способом технологічна схема (див. рис. 6.4) з розташуванням обладнання в кар'єрі біля квершлагау дозволяє передзбагачувати збіднювані руди, а витягнуті порожні породи відправляти на внутрішнє кар'єрне відвалоутворення. Суть схеми полягає в наступному: гірська маса подається залізничним транспортом 2 по залізничних коліях 1 на живильник 3. Звідки руди надходять (у разі необхідності) в дробарку середнього дроблення 4. При

використанні сепараторів для збагачення великошматкового матеріалу (Додаток Д) гірська маса може йти відразу на попереднє збагачення 6. Після збагачення руда направляється передавальним конвеєром 7 в бункер 8, а сухі відходи збагачення в бункер 9.

Таким чином, в залежності від цінності мінеральної сировини, способу видобутку і місця розташування обладнання можливі різні технологічні схеми передзбагачування. Розглянемо можливість застосування технологічних схем передзбагачування для конкретних умов в кар'єрах Кривбасу.

6.3 Технологічна схема передзбагачення руди в Першотравневому кар'єрі і геомеханічне об'рунтування стійкості робочої ділянки

6.3.1. Технологічна схема передзбагачення руди

На Першотравневому кар'єрі ПівнГЗК внутрішньо кар'єрний перевантажувальний пункт старого комплексу ЦПТ (який планується ліквідувати) розташований на горизонті -115 м. Його робочий майданчик, обладнання можна використати для комплексу попереднє збагачення. Комплекс обладнання технології передзбагачення магнітних і збіднюваних руд можна розташувати в районі дробильного перевантажувального пункту на горизонті -128 м. Технологічна схема гірничих робіт відповідає схемам транспортування залізних руд до дробильного перевантажувального пункту на горизонті -115 м [2].

Технологічна схема передзбагачення передбачає для доставки магнітних і збіднюваних руд до корпусу крупного дроблення на горизонт -115 м використання наявного автомобільного транспорту. Обладнання технологічного ланцюга може бути розташоване: а) поступно на горизонтах -115, -130, -145 м, що дозволяє уникнути використання крутопохилих передавальних конвеєрів; або б) на робочому майданчику горизонту -115 м (рис. 6.5). Вивезення промислового продукту здійснювати конвеєрним транспортом, а відходи збагачення за відсутністю внутрішнього відвалоутворення вивозити автомобільно-залізничним транспортом спільно з розкривними породами. На земній поверхні передбачається

передзбагачену руду поставляти залізничним транспортом на збагачувальну фабрику.

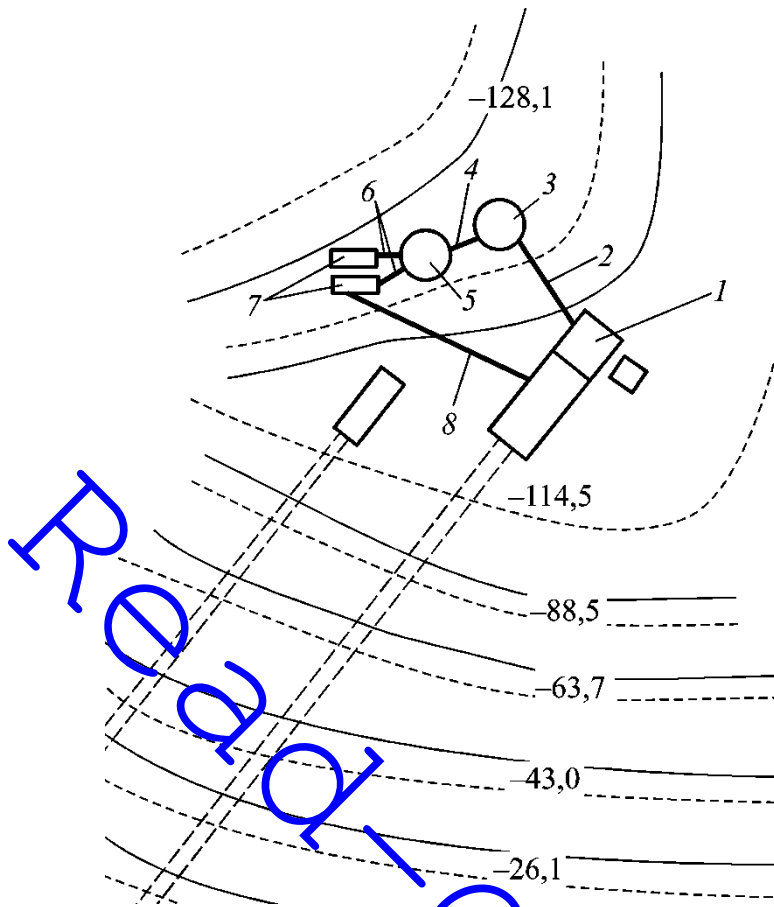


Рисунок 6.5 – Технологічна схема передзбагачення

Технологічна схема передзбагачення полягає в наступному (див. рис. 6.5). Із забою залізна руда доставляється автомобільним транспортом, надходить на дробарку крупного дроблення 1. Подрібнена руда крупністю не більше 300 мм конвеєром 2 подається в дробарку середнього дроблення 3. Потім передавальним конвеєром 4 руда крупністю не більше 70 мм подається на комплекс сепараторів для сухого магнітного збагачення 5. Попередньо збагачена руда і відходи сухої магнітної сепарації круто похилими конвеєрами 6 подаються у відповідні бункери 7. Відвантаження промислового продукту проводиться на похилий стрічковий конвеєр 8, який передає руду на конвеєр ЦПТ.

За результатами НДР розроблені «Рекомендації по розташуванню на внутрішньо кар'єрних перевантажувальних пунктах (автомобільно-залізничний та

автомобільно-конвеєрний транспорт) обладнання при використанні технології передзбагачення руди в кар'єрах», які були передані ДП «ДПІ «Кривбаспроект» (Додаток Ж) та ТОВ «Южгіпроруда» (Додаток К) використані в проектній документації.

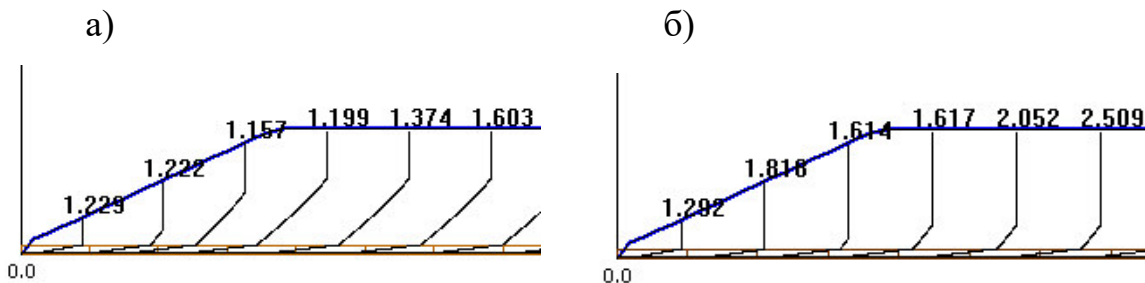
6.3.2. Геомеханічне обґрунтування стійкості об'єктів будівництва

В напрямку досліджень автором як відповідальним виконавцем були виконані господарські теми між ІГТМ НАН України і ТОВ «Южгіпроруда» № 638ю/576 від 14.12.2016 р. «Вибір раціональних параметрів технології внутрішнього відвалоутворення з забезпеченням стійкості ярусів для внутрішнього відвалу на південно-західному борту Першотравневого кар'єру ПАТ «ПівніГЗК» та 988/692ю від 10.04.2018 р. «Вибір раціональних параметрів тимчасового зовнішнього відвалу «Західний» з забезпеченням його стійкості на Першотравневому кар'єрі ПАТ «ПівніГЗК» та в 2006 і 2008 роках (Додаток К) виконані роботи щодо запровадження рекомендацій ліквідації наслідків зсувів. За цими роботами був виконаний комплекс робіт технологічного характеру щодо будівництва внутрішнього та зовнішніх відвалів (в тому числі з робочими майданчиками переробки втрат корисної копалини) Першотравневого і Анновського відвалів із забезпеченням стійкості. Для виявлення і врахування фізико-механічних властивостей основи відвалу були виконані: електрометрична діагностика порід [2-4] щодо виявлення водонасичення ґрунтів, каротаж магнітної сприйнятливості щодо скельних вміщуючих порід, розрахунок коефіцієнту запасу стійкості об'єктів, що досліджувались [2-8], розроблені рекомендації щодо безпечного будівництва та експлуатації гірничих об'єктів тощо.

Наукове значення виконаних робіт стосується:

Перше. Обґрунтування пропорційного співвідношення скельних і м'яких осадових порід при формуванні зовнішніх відвалів. Виконаний розрахунок стійкості за методикою [9] для випадків, коли відвальні породи складаються з осадових і скельних розкривних порід у співвідношенні скельні породи : глина – 80:20, 70:30, 60:40, 50:50, 40:60, 30:70. Отримано, що при вмісту скельних порід в об'ємі 20%

коефіцієнт запасу стійкості (КЗС) укосів і верхньої бровки відвалу поліпшується до 1,19 (рис. 6,6 а), тоді як при утриманні вмісту скельних порід на рівні 60%, КЗС збільшується до 1,61 (рис. 6,6 б).



а) 80:20, б) 40:60

Рисунок 6.6 – Можливі лінії ковзання зсуву нижнього ярусу відвалу при різному співвідношенні порід

Результати розрахунку зведені до графіку на рисунку 6.7, де за допомогою лінії тренда отримано, що коефіцієнт запасу стійкості укосу відвалу залежить від вмісту глинистих складових в ступеневій залежності з величиною достовірної апроксимації $R^2 = 0,9341$.

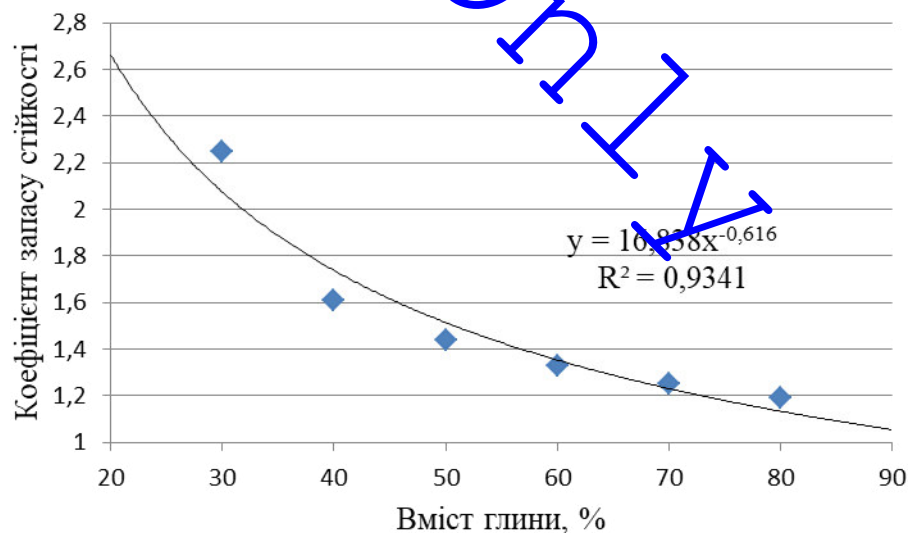


Рисунок 6.7 – Залежність коефіцієнта запасу стійкості укосу відвалу від вмісту глинистих складових

Друге. Досліджений вплив водонасичення основи відвалу на стійкість об'єкту будівництва. Аналіз різноманітних умов будівництва відвалів і формування робочих

майданчиків показав, що найбільший вплив КЗС здійснює мінливість властивостей глинистих порід при підвищенні вологості. Так, під навантаженням вище відсипаних важких розкривних порід слід очікувати зсувних деформаційних процесів (рис. 6.8).

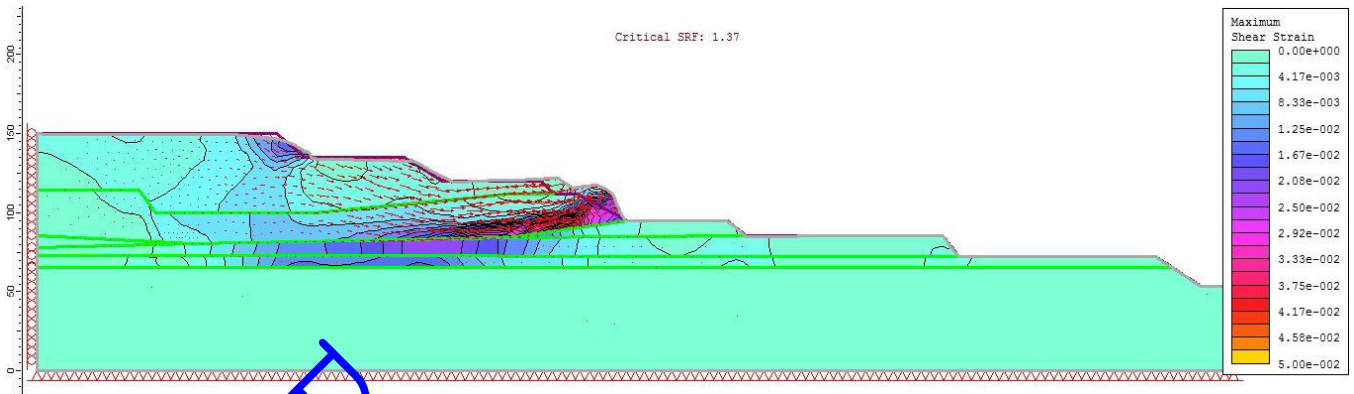


Рисунок 6.8 – Загальні зміщення в масиві за профілем I-I (КЗУ = 1,37)

Як показують виконані дослідження за господарчими договорами саме вологонасичена глиниста основа є причиною зсувів. Тому обов'язково перед початком будівництва гірничого об'єкту необхідно впровадити заходи щодо підготовки основи (осушення).

Третє. Досліджений вплив сейсмічних коливань на стійкість об'єктів будівництва. У дослідженнях сейсмічного впливу було виконано моделювання зі зміною магнітуди від 0 до 7 балів за 12-бальною шкалою Медведєва-Шпонхойера-Карника (MSK-64). Ця шкала розроблена в 1964 році і отримала широке поширення в Європі і країнах СНД. Використовується в ДСТУ 4704: 2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки» [10].

Розрахунки КЗС виконані за профільними лініями 1-1, 2-2 і 3-3 внутрішнього відвалу [8]. Результати розрахунку зведені до графіку на рисунку 6.9, де за допомогою лінії тренда отримано, що коефіцієнт запасу стійкості укосу відвалу залежить від сейсмічних коливань (максимальних горизонтальних прискорень) і знаходиться в поліноміальній залежності з величиною достовірної апроксимації $R^2 = 0,94-0,99$.

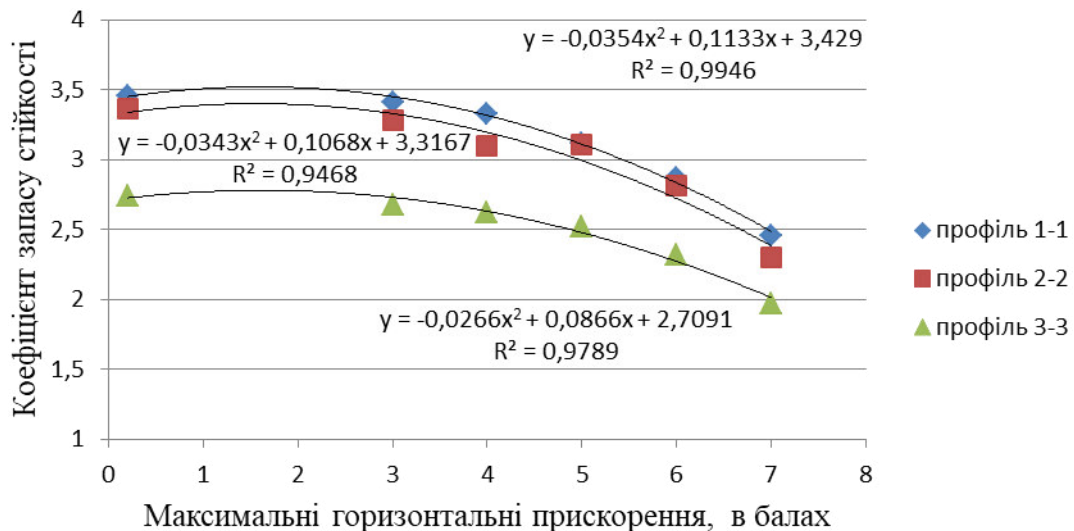


Рисунок 6.9 – Залежності сейсмічних коливань на коефіцієнт запасу стійкості

Крім того був досліджений вплив технічних і технологічних параметрів будівництва на КЗС робочих майданчиків: статичні і динамічні навантаження від обладнання, конструктивні елементи об'єкта будівництва (кількість ярусів, їх потужність, склад порід), елементи безпеки (берма, підпора) тощо, за якими розроблялися індивідуальні рекомендації щодо будівництва кожного окремого об'єкта будівництва.

6.4 Технологічна схема передзбагачення руди в Інгулецькому кар'єрі

В результаті теоретичних досліджень і отриманих позитивних висновків на конференціях, технічних нарадах дослідних (Додаток Л) і проектних інститутів (Додаток М) фахівцями ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України був зроблений висновок про необхідність впровадження попереднього збагачення на кар'єрах Кривбасу. Для зразку була розроблена технічна пропозиція щодо створення дослідно-промислової ділянки з комплексом попереднього збагачення руд для Інгулецького кар'єру [11]. З цією метою в Інституті "ГПІ "Кривбаспроект", як генерального проектувальника ІнГЗК, була зроблена доповідь проф. Четвериком М.С. і канд. техн. наук Бабій К.В. на технічній нараді (Додаток М). Згідно з

протоколом ухвалили "Технологія передзбагачення руди в кар'єрі, яка розроблена в ІГТМ НАН України, актуальна і перспективна для умов кар'єрів Кривбасу". Фахівці інституту підтвердили можливість створення дослідно-промислової ділянки на перевантажувальному пункті горизонту мінус 60 м і рекомендували фахівцям ІГТМ НАН України розглянути можливість створення такої технології і на інших кар'єрах.

Для умов Інгулецького кар'єру були досліджені технологічні схеми передзбагачення збіднюваних руд, слабомагнітних і окислених руд, скельних порід розкриття, що містять магнітну складову. За результатами розроблені «Рекомендації щодо розробки дослідно-промислової ділянки на кар'єрі Інгулецького ГЗКу» (Додаток Н), які передані до генерального проектувальника (Додаток П).

Проблема видобутку і переробки окислених кварцитів з кожним роком стає більш актуальною. Через недостатню вивченість цього питання фахівці ІнГЗК списали з балансових запасів окислені руди, але так як їх запаси на кар'єрі досить істотні, науково-дослідницькі роботи в цьому напрямку продовжують проводитися.

На сьогоднішній день функціонує комплекс зі збагачення окислених руд на відвалі шахти «Жовтнева»; планувалося будувати окремий комплекс на збагачувальній фабриці Інгулецького ГЗК; планується закінчувати будівництво ГЗКОР. Крім того на збагачувальній фабриці використовується обладнання для сухого магнітного збагачення, однак для отримання хороших результатів на ЗФ необхідно вихідну мінеральну сировину очистити від пустих і магнетитових (неокислених) порід. Для цього найкраще використовувати технологію передзбагачення. Рациональніше застосовувати її в кар'єрі, щоб порожні породи залишати у внутрішньому відвалі, який планується будувати на південному борту, і економити на транспортних витратах гірської маси, так як дальність транспортування окислених руд з ІнГЗК, ПівдГЗК та ін. комбінатів до ГЗКОР становить понад 60 км. Тоді як магнетитові руди направляти до кондиційного рудного потоку (щоб вони не обволікали барабан для слабо магнітних руд).

Технологія передзбагачення руди в кар'єрі актуальна для ІнГЗК, де руди п'ятого залізного горизонту схильні до окислення (рис. 6.10) і зона окислення

збільшується з півдня на північ від поверхні до горизонту мінус 150 м і далі до обр'їю мінус 350 м в напрямку розвитку гірничих робіт.

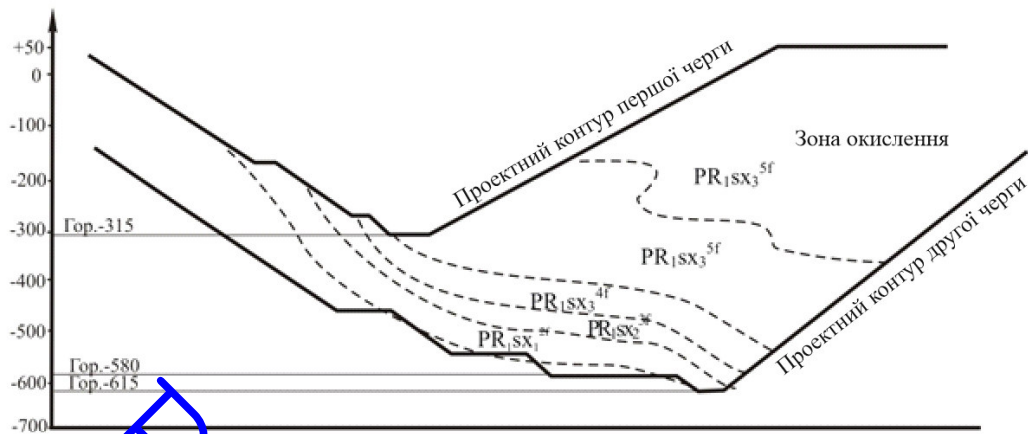


Рисунок 6.10 – Геологічна будова Інгулецького родовища (схематичний поздовжній розріз)

Співробітниками Інституту геотехнічної механіки ім. Н.С. Полякова НАН України за останні дванадцять років виконувалися науково-дослідні дослідження в напрямку обґрунтування раціонального розвитку гірничих робіт для Інгулецького кар'єру. Автор як відповідальний виконавець провів і виконав господарські договірні тематики:

- № 477 від 16.01.2006 р. «Обґрунтування розвитку гірничих робіт при різних схемах і системах розкриття глибоких горизонтів кар'єрів»;
- технічне обґрунтування в 2009 р. «Обґрунтування застосування попереднього збагачення великошматкової магнетитової руди в комплексі циклічно-поточної технології на Інгулецькому кар'єрі»;
- № 199 від 23.07.2012 р. «Обґрунтування раціональних технологічних схем транспортування, складування і переробки порід розкриття з різними властивостями і геомеханічними параметрами в умовах кар'єра ІнГЗК».

В результаті виконання НДР були розроблені технологічні схеми розвитку гірничих робіт, які відрізняються характером розв'язуваних задач, схем

транспортування руди і скельних порід розкриття, видами транспорту, можливості застосування дробильно-збагачувального комплексу, складом обладнання (Додаток Р).

Для виїмання порід (скельних порід розкриття з магнітною складовою, слабомагнітних і окислених руд) в умовах кар'єра ІнГЗК [11, 12] розглядалися наступні технології в комплексі з технологією передзбагачення руди в кар'єрі:

- циклічно-потокова технологія з похилим конвеєром (16°) [13],
- циклічно-потокова технологія з крутопохилими конвеєрами з притискною стрічкою або з стрічкою глибокої жолобчатості ($25-35^\circ$) [14, 15];
- потокова технологія з крутопохилим конвеєром і пересувною дробильною установкою [16, 17];
- циклічна технологія зі скіповим підйомником;
- технологія з внутрішньо кар'єрним складуванням порід [18].

Циклічно-потокову технологію в комплексі з попереднім збагаченням магнітних скельних порід розкриття або окислених кварцитів можна застосувати за різними схемами. Оптимальна схема відображена на рис. 6.11, де гірські породи доставляють автосамоскидами на внутрішньо кар'єрний дробильно-збагачувальний перевантажувальний пункт 1. Потім крутопохилим конвеєром 2 магнітний продукт переміщують до внутрішньо кар'єрного перевантажувального пункту 3 для здійснення перевантаження на залізничний транспорт 4. Мінеральну сировину транспортують на збагачувальну фабрику, а породи розкриття і відходи передзбагачення – у відвал. Відвалоутворення здійснюється за існуючою технологією.

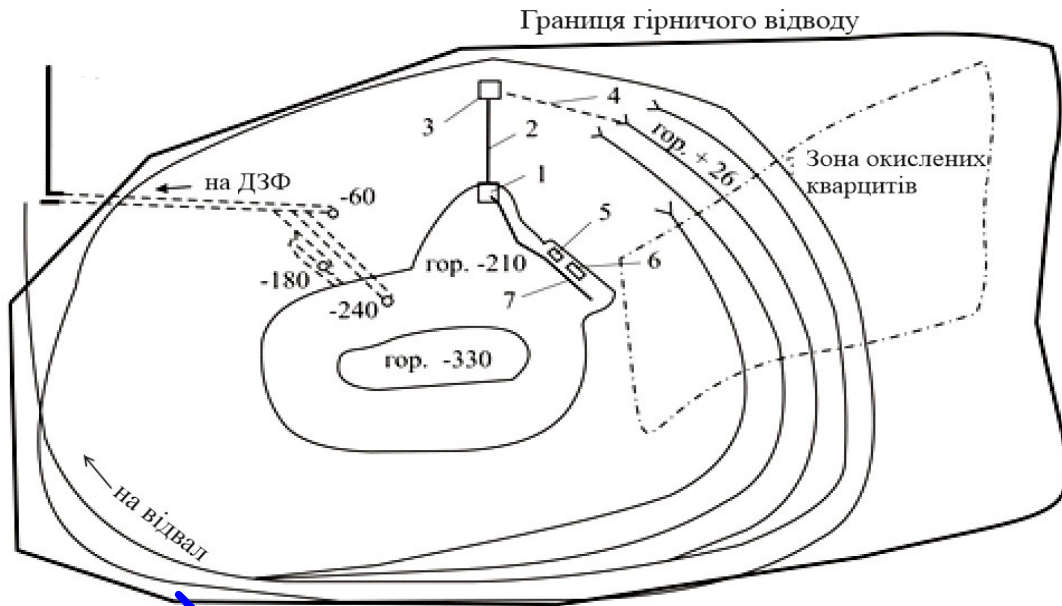


Рисунок 6.11 - Схема розкриття горизонтів підземним і відкритим способом для циклічно-поточної і поточної технологій в комбінації з залізничним транспортом

Друга схема відрізняється тим, що комплекс передзбагачення розміщується безпосередньо в видобувному вибої. Екскаватор 5 гірську масу перевантажує до пересувного дробильно-збагачувального комплексу 6, звідки гірська маса конвеєром 7 або автосамоскидами транспортується на внутрішньо кар'єрний перевантажувальний пункт 1 і видається на поверхню.

Поточна технологія відрізняється тим, що гірські породи транспортують тільки конвеєрами до збагачувальної фабрики і відвала. У відвалах скельні породи укладають опорно-ланковим відвалоутворювачем. В якості крутопохилого конвеєра планувалось використання конвеєру з притискною стрічкою, або стрічкою глибокої жолобчатості (краплеподібні) або елеваторного типу з кишнями. Ці ж схеми можна застосувати і при похилому конвеєрі (кут підйому 16°).

Передзбагачення магнетитових кварцитів. При розробці родовищ глибокими кар'єрами великі енерговитрати припадають на переміщення руди незалежно від того, який вид транспорту застосовують у кар'єрі. Головною ж причиною величезних транспортних енерговитрат є великий обсяг транспортування порожніх порід, які містяться в рудному мінералі та видобутої руди. Це обумовлено

тим, що у видобуток залучають більш бідні руди. Відбувається збіднювання руд, внаслідок включення в запаси прошарків нерудних порід. Велика місткість ковшів екскаваторів циклічної дії не дозволяє здійснювати селективне виїмання руд.

У розробці Інгулецького кар'єру знаходяться руди 2, 3, 4 і 5 залізистих горизонтів. У кар'єрі введений залізничний транспорт до горизонту -75 м. В комплексі циклічно-потокової технології використовуються три дробильно-перевантажувальних пункти на горизонтах -60 м, -180 м і -240 м. Для перенесення останніх на нижні горизонти будуються нові перевантажувальні пункти на горизонтах -320 м і -365 м. Дробильний перевантажувальний пункт горизонту -60 м за існуючим положенням експлуатується не на повну продуктивність і використовується для усереднення гірської маси. По висоті знаходиться в зоні окислених руд і в зоні роботи залізничного транспорту. Він обладнаний конусною дробаркою ККД-1500. Суттєвого навантаження не несе.

За результатами НДР була запропонована дослідно-промислова ділянка комплексу технології передзбагачення магнітних руд, яку передбачено розташувати в районі дробильно-перевантажувального пункту на горизонті -60 м. Технологічні схеми гірничих робіт відрізняються схемами транспортування залізних руд до дробильно-перевантажувального пункту на горизонті -60 м, комплексом устаткування і розташуванням його на уступах.

Перша схема передбачається для скельних порід розкриття, що містять магнітну складову [19]. Гірські породи подаються автомобільним транспортом до дробарки крупного дроблення на горизонті -60 м. Подріблена гірська маса через живильник подається на комплекс сухої магнітної сепарації, розміщений на нижньому уступі. В результаті попереднього збагачення одержують два або три продукти: концентрат, промисловий продукт і відходи збагачення в залежності від технічних параметрів сепараторів. Для транспортування гірської маси на земну поверхню були розглянуті два варіанти. По першому варіанту планувалося скористатися існуючим конвеєрним трактом циклічно-потокової технології (але за умови його недозавантаження з нижчих перевантажувальних пунктів); за другим варіантом – рекомендується опустити залізничне полотно на один уступ і вивозити

залізничним транспортом з горизонту -90 м. При цьому концентрат, промпродукт і відходи накопичуються у відповідних бункерах (або складах, обладнаних живильниками), з яких здійснюють завантаження у залізничний склад.

Друга схема передбачається для збіднюваних руд. Залізні руди до дробильного пункту доставляють автомобільним транспортом, а вивезення концентрату, промпродукту і відходів збагачення – залізничним транспортом. Доставка руди автомобільним транспортом у великому обсязі утруднена, тому технологічна схема прийнятна тільки при невеликих потужностей. Відвантаження концентрату, промпродукту і відходів залізничним транспортом найбільш сприятливе за умови можливості їх вивезення безпосередньо на поверхню.

Технологічна схема передзбагачення полягає в наступному. З думпкарів руда надходить у дробарку крупного дроблення. Подроблена руда крупністю не більше 300 мм передавальним конвеєром подається в дробарку середнього дроблення. Потім крутопохилим конвеєром руда крупністю не більше 70 мм подається на комплекс сепараторів для сухого магнітного збагачення. Продукти попереднього збагачення конвеєрами подаються у відповідні бункери. Їх відвантаження здійснюється залізничним транспортом.

Третя схема передзбагачення розроблена на базі існуючого автомобільно-конвеєрного перевантажувального пункту -60 м зі створенням відокремленого комплексу з будівництвом крутопохилого конвеєру по борту кар'єру. Технологічна схема передбачає використання для доставки магнітних руд до корпусу крупного дроблення на горизонт -60 м автомобільним транспортом. Обладнання технологічного комплексу може бути розташоване поуступно на горизонтах -90, -105, -120 м, що дозволяє уникнути використання крутопохилих передавальних конвеєрів. В разі неможливості включення до внутрішнього відвалоутворення вивезення магнітного продукту і відходів збагачення здійснювати конвеєрним транспортом з горизонту -120 м. При цьому продукти передзбагачення накопичуються у відповідних бункерах, з яких здійснюють по чергово розвантаження на конвеєрний транспорт. На земній поверхні передбачається

транспортувати залізничним транспортом збагачену руду на збагачувальну фабрику, а відходи збагачення сумісно з розкривними породами у відвали.

У 2012 р. при виконанні господарської договірної тематики були розроблені технологічні схеми транспортування, складування і переробки гірської маси [20]. Схемою розкриття передбачається прискорене формування західного неробочого борту в районі 60-66 маркшейдерських осей. Гірничо-капітальні роботи: розкриття горизонту перевантажувального автомобільно-конвеєрного пункту крутою траншеєю або на залізобетонних опорах вздовж 62 маркшейдерської осі; в кар'єрі на горизонті -180 м створюють перевантажувальний пункт. Розташування комплексу передзбагачення можливе на робочому майданчику перевантажувального пункту або в кар'єрі, або на земній поверхні (Додаток С). Технологічна схема передбачає транспортування скельних порід розкриття з розкривної робочої зони між горизонтами від -90 м до -270 м.

Переваги технологічних схем: попутне вилучення руди зі скельних порід розкриття; зниження втрат і збіднювання корисних копалин при розробці родовища; зменшується обсяг розкриву на обсяг витягнутого магнітного продукту; скорочуються відстані автомобільних перевезень гірської маси до 0,5-1,0 км; створюється стаціонарний перевантажувальний пункт для довгострокового використання; немає необхідності в проведенні траншеї для облаштування конвеєра (підстава для конвеєра створюється на залізобетонних опорах); відвалоутворення виробляють відвалоутворювачем, що дозволяє звільнити екскаватори і залізничний транспорт.

Недоліки технологічних схем: необхідні гірничо-капітальні роботи з формування стаціонарного неробочого борту кар'єру; відсутнє необхідне обладнання (стаціонарний перевантажувальний пункт з конусною дробаркою, комплекс передзбагачення, конвеєр і опорно-ланковий відвалоутворювач).

6.5. Технологічна схема передзбагачення руди в Петровському кар'єрі

Розробка родовища в даний час проводиться пошарово - уступами зверху вниз із застосуванням одноківшевих екскаваторів ЕКГ-8І і комбінованого автомобільно-залізничного транспорту для транспортування руди на збагачувальну фабрику і вміщуючих порід на зовнішні відвали. Рудний поклад відпрацьовується системою розробки поперечними заходками з переміщенням фронту видобувних і розкривних робіт уздовж лінії простягання.

Розтин родовища здійснюється трасою постійних залізничних і автомобільних з'їздів по південно-західному борту кар'єру і тимчасовими автомобільними з'їздами по західному і північному бортах.

Висота уступу по розробці верхніх уступів м'яких порід (гор. +105 – +75 м) прийнята 10 м. Висота уступу по скельних породах (гор. +60 м і нижче) прийнята 15 м, що відповідає робочим параметрам вживаних екскаваторів ЕКГ-8І.

У кар'єрі розкрито 18 горизонтів. Нижній горизонт кар'єра знаходиться на відмітці -135 м. Максимальна глибина кар'єра від поверхні склала 250 м.

Гірничі роботи в кар'єрі ведуться в північному напрямку вздовж лінії простягання покладу поперечними заходками.

У кар'єрі є три перевантажувальні станції:

- розкривне перевантаження №1 – з гор. +60 м на гор. +45м по західному борту кар'єра;
- розкривне перевантаження №2 – з гор. +85 м на гор. +75 м по північно-західному борту;
- рудне перевантаження №3 – з гор. +70 м на гор. +60 м по північно-західному борту.

Стосовно до Петровському кар'єру технологія передзбагачення може бути здійснена різними способами. Найбільш рентабельним є варіант розвитку кар'єра, який використовує циклічно-потоківу технологію (ЦПТ) в поєднанні з комплексом устаткування передзбагачення. Можливі різні технологічні схеми гірничих робіт, які відрізняються складом обладнання і його розташуванням [21]. Розташувати

комплекс передзбагачення раціонально або на горизонті, де передбачається ввести перевантажувальний пункт циклічно-потокової технології, або на борту кар'єра.

Сучасний видобуток і переробка залізних руд супроводжується постійним зростанням собівартості кінцевої продукції. Головними причинами для кар'єрів ЦГЗК є дальність транспортування і переробка гірничої маси. Для вирішення цих проблем та з метою підвищення якості залізних руд, що транспортуються на збагачувальну фабрику, необхідне в технологічну схему відпрацювання залізистих кварцитів впровадження комплексу обладнання попереднього сухого магнітного збагачення.

Перша схема передбачена для збіднюваних руд. Розташувати комплекс передзбагачення раціональніше в районі горизонту -45 м, де передбачається вводити перевантажувальний пункт циклічно-потокової технології (за даними [22, 23]). В залежності від гірничо-геологічних умов устаткування може бути розташоване на одному або декількох горизонтах. Транспортування магнетитових кварцитів від видобувних горизонтів до дробарки крупного дроблення здійснювати автосамоскидами. У разі введення ЦПТ для вивезення промислового продукту на поверхню доцільно використовувати конвеєрний транспорт або за браком його – існуючу транспортну схему автомобільно-залізничну. Відходи збагачення вивозити спільно з розкривними породами.

Технологічна схема полягає в наступному (див. рис. 6.1). З автосамоскидів 1 гірська маса надходить у дробарку крупного дроблення 2. Подроблена руда по передавальному конвеєру 3 йде на гуркіт з бункером 4. Фракція -100+0 самопливом розвантажується по стінці нижнього уступу на живильник 5. Фракція +100 надходить на дробарку середнього дроблення 6, звідки розвантажується на конвеєр 7. Крім того конвеєр 7 приймає фракцію -100+0, яка самопливом розвантажується на живильник 5. Передавальний конвеєр 7 транспортує гірську масу на сепаратори сухого магнітного збагачення 8. Отриманий промисловий продукт надходить через передавальний конвеєр 9 в накопичувальний бункер 11, звідки передається в автосамоскиди при існуючій транспортній схемі або на крутопохилий конвеєр при введенні ЦПТ. Відходи збагачення скидаються в бункер 10.

Друга схема може мати місце при введенні циклічно-потокової технології. Однак на даному етапі ведення гірничих робіт (нижній видобувної горизонт -135 м) перевантажувальний пункт в кар'єрі не раціонально вводити на горизонті -45 м, так як буде зайвий підйом гірської маси автосамоскидами і великі транспортні витрати. Пропонується розташувати дробарку крупного дроблення або на горизонті -120 м, або -75 м (рис. 6.12).



Рисунок 6.12 – Технологічна схема передзбагачення магнітних руд на борту кар'єру при використанні дробильно-перевантажувального пункту автомобільно-конвеєрного комплексу

Перевантажувальний пункт на горизонті -120 м перспективний щодо майбутньої розробки родовища, а на сьогоднішній день, щоб уникнути опускання гірської маси з верхніх горизонтів, раціональніше спочатку обладнати -75 м. Транспортування магнетитових кварцитів від видобувних горизонтів до дробарки крупного дроблення здійснювати автосамоскидами. Після дроблення видавати їх на поверхню конвеєрним транспортом, де на південно-західному борту розташувати

комплекс обладнання передзбагачення [24]. Промисловий продукт з сепараторів відправляти на збагачувальну фабрику існуючим залізничним транспортом. Відходи сухого магнітного збагачення вивозити у зовнішні відвали сумісно з розкривними породами.

Технологічна схема полягає в наступному (див. рис. 6.12). Гірська маса надходить на дробарку крупного дроблення 1. Після чого крутопохилим конвеєром 2 піднімається на перевантажувальний пункт на поверхні 3. Передавальним конвеєром 4 кварцити надходять на дробарку середнього дроблення 5. Дроблена гірська маса піддається сухому магнітному передзбагаченню на сепараторах 6. Отриманий промисловий продукт відводиться в бункер для завантаження в залізничний транспорт. Відходи збагачення транспортуються на склад 8, звідки вивозяться на зовнішні розкривні відвали.

Третя схема відрізняється внутрішньо кар'єрним розташуванням обладнання. Для цієї мети зручно розмістити збагачувальний комплекс у центрі кар'єра на робочій майданчику -75 м між 120-130 маркшейдерськими осями.

Транспортування магнетитових кварцитів від видобувних горизонтів до дробарки крупного дроблення здійснювати автосамоскидами. Подроблена гірська маса піддається сухому магнітному збагаченню, в результаті чого отриманий промисловий продукт видається на поверхню конвеєрним транспортом, а відходи передзбагачення вивозяться сумісно з розкривними породами до зовнішніх відвалів (рис. 6.13).

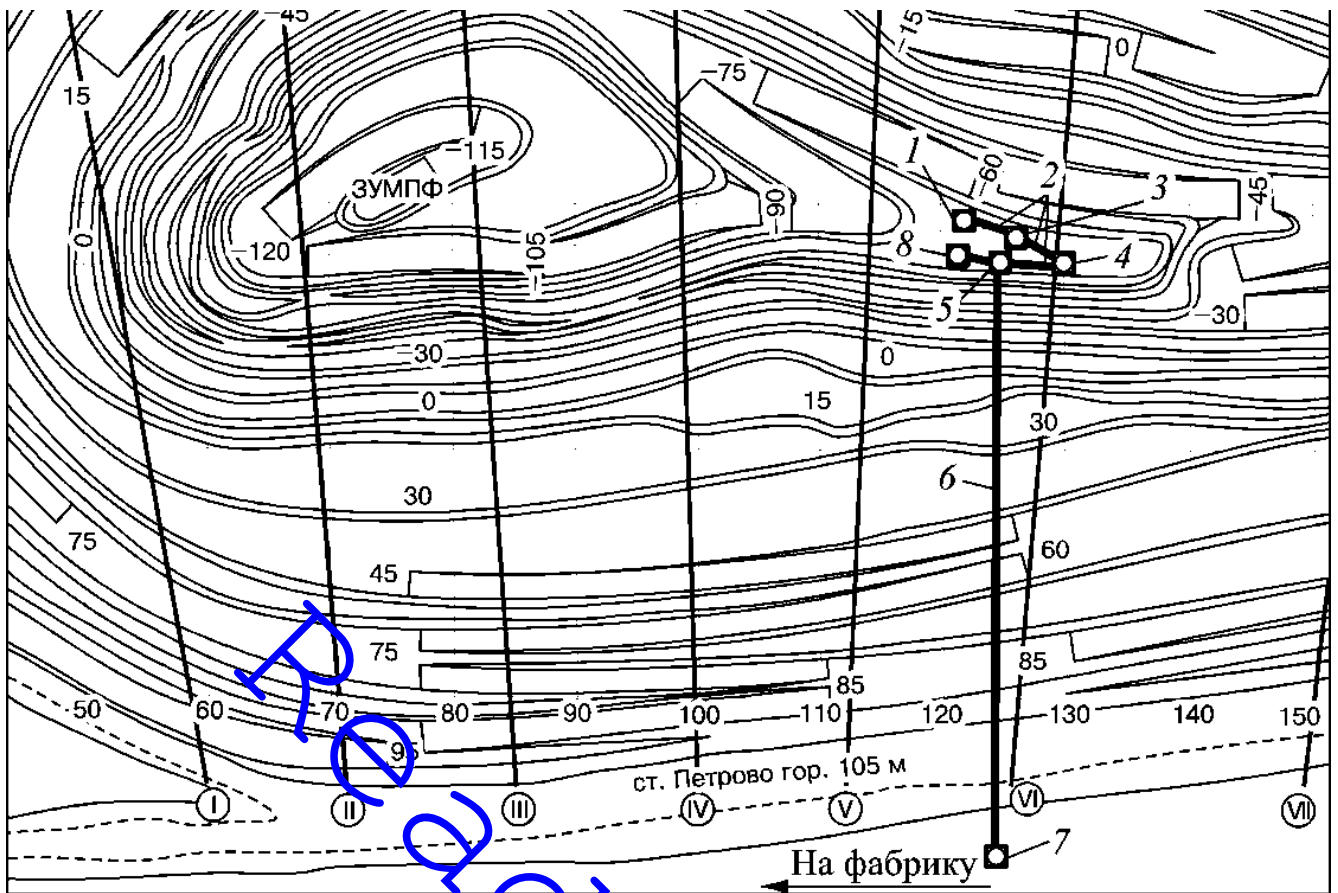


Рисунок 6.13 – Технологічна схема передзбагачення магнітних руд в кар'єрі при використанні дробильно-перевантажувального пункту автомобільно-конвеєрного комплексу

Технологічна схема полягає в наступному (див. рис. 6.13): гірська маса надходить на дробарку крупного дроблення 1. Після чого крізь воронку з двома відводами [25,26] залізисті кварцити, які піддаються сухій магнітній сепарації, відводяться за допомогою передавального конвеєра 2 на дробарку середнього дроблення 3. Дроблена гірська маса піддається сухому магнітному передзбагаченню на сепараторах 4. В результаті розділу гірської маси отриманий промисловий продукт через перевантажувальний пункт циклічно-потокової технології 5 видається на земну поверхню конвеєром 6. З перевантажувального пункту 7 на земній поверхні руда відправляється на збагачувальну фабрику залізничним транспортом. Сухі відходи передзбагачення відводяться в бункер 8, звідки

вивозяться сумісно з розкривними породами до зовнішніх відвалів або можуть використовуватися як додатковий продукт кар'єру (щебінь) для будівних робіт.

Запропоновані технологічні схеми Петровського кар'єру відрізняються головним чином розташуванням обладнання:

- за 1-ою схемою комплекс машин розташовується поуступно, що дозволяє уникнути застосування крутопохилих передавальних конвеєрів і внутрішній зайвий підойм гірської маси, застосувати грохот і самоплив гірської маси фракції $-100 + 0$ мм;

- за 2-ою схемою передбачається розташувати обладнання на поверхні, що мінімально буде обмежувати розвиток гірничих робіт, спрощує вивезення відходів передзбагачення і максимально спрощує ремонт і обслуговування машин;

- за 3-ою схемою обладнання розташовується на робочому майданчику, що дозволяє в кар'єрі відібрати порожні породи, а це зручно при наявності внутрішнього відвалоутворення.

Із запропонованих технологічних схем найбільш прийнятною є друга, так як в кар'єрі розташовуються тільки дробарки крупного дроблення, що призводить до мінімальної консервації запасів і дозволяє переробити необмежений обсяг видобутої руди.

Застосування комплексу передзбагачення для вилучення втрат з скельних порід розкриття зменшує продуктивність кар'єра щодо розкриття з $Q_{\text{Роз}}$ до $Q'_{\text{Роз}}$ на обсяг витягнутих гірських порід (магнітний продукт) [27]

$$Q'_{\text{Роз}} = Q_{\text{Роз}} - \Delta Q_{\text{пр}} = Q_{\text{Роз}} - Q_{\text{Роз}}^{\text{магн}} + Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}, \quad (6.1)$$

де $\Delta Q_{\text{пр}}$ – об'єм гірської маси, яка піддається переробці, т;

$Q_{\text{Роз}}^{\text{магн}}$ – обсяг гірських порід, який підлягає великошматковій механізованій магнітній рудорозбірці, т;

$Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}$ – сухі відходи передзбагачення, т.

для кожного добувного горизонту, який на схемі позначений V (див. рис. 6.14). Тоді згідно поставленого завдання об'єм порід розкриття $Q_{\text{Роз}}^{\text{Магн}}$, який направляється на комплекс передзбагачення складається з

$$Q_{\text{Роз}}^{\text{Магн}} = V + П. \quad (6.2)$$

Результати розрахунку щорічних обсягів втрат залізистих кварцитів і об'ємів порід розкриття представлені в таблиці 6.1.

Таблиця 6.1 – Розподіл обсягів втрат і порід розкриття за роками, які підлягають великошматковій сепарації

Розрахункові роки	Втрати, тис. т	Вміщуючі породи розкриття, тис. т	Всього гірської маси для великошматкової сепарації, тис. т
2013	407	965	1372
2014	329	781	1110
2015	270	643	913
2016	138	328	466
2017	150	357	507
2018	105	249	354
2019	110	262	372
2020	88	209	297
2021	248	588	836
2022	258	614	872
2023	284	676	960
2024	333	792	1125
2025	252	597	849
Всього:	2972	7061	10033

Зміна об'ємів порід розкриття, що підлягає сухій магнітній сепарації, за роками показано в графічному виді на рисунку 6.15. Непостійність об'ємів пояснюється вибраною схемою розкриття робочих горизонтів, режимом виймання рудних блоків і переміжністю рудних пластів із вміщуючими породами.

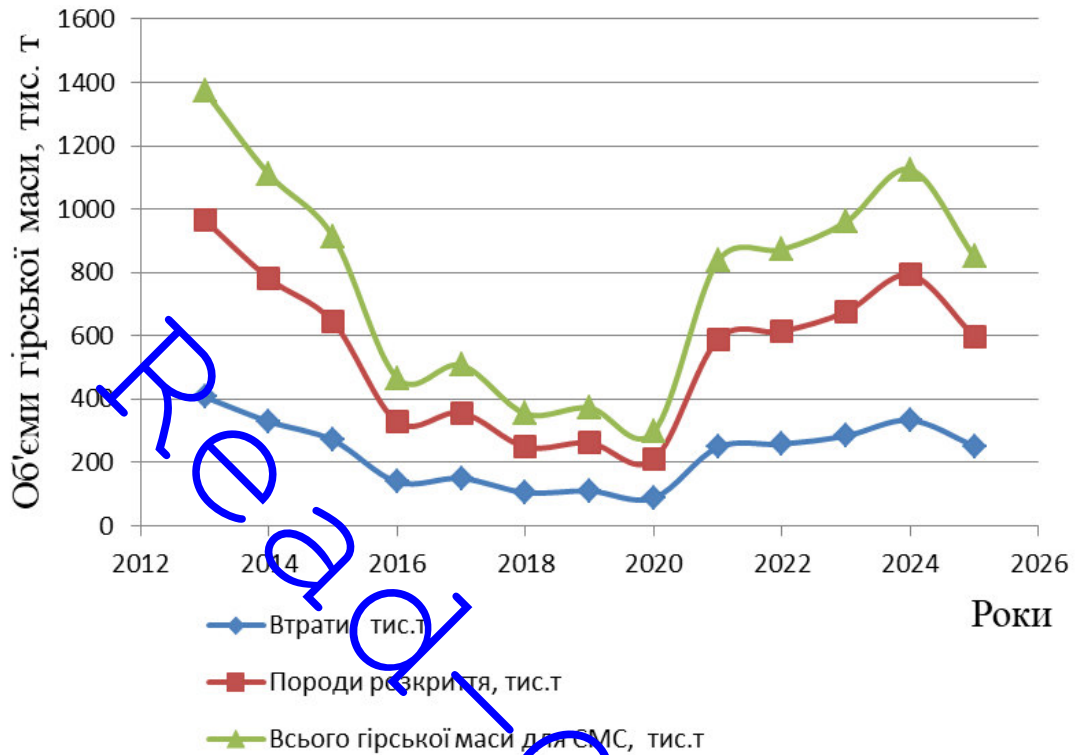


Рисунок 6.15 – Розподіл об'ємів гірської маси, яка підлягає великошматковій сепарації

Відповідно до раніше розробленої класифікації контактних зон в кар'єрі (див. розд. 2) досліджуваний об'єм гірської маси, що підлягає передзбагаченню, поділений по фактору – типи порід, що прилягають до рудного тіла. Вміщуючі породи діляться на: окислені кварцити, некондиційні руди, безрудні прошарки, породи розкриття, що містять магнетит. За аналізований період роботи Петровського кар'єра з магнетитовими кварцитами контактують контактні зони з пегматитами, гнейсами і магнетит-силікатними кварцитами. Магнетит-силікатні кварцити зі вмістом заліза нижче бортового відносяться до некондиційних руд. Тоді як пегматити і гнейси до безрудних порід, в яких є важко видобувні кристали заліза в хімічних сполуках (вміст заліза загального 1-3 %). Результати розрахунку обсягу

гірської маси показали, що породи розкриття підлягають передзбагаченню в залежності від типу вміщуючих порід, протяжності контактної зони і відсоткового вмісту заліза загального та магнітного в досліджуваному об'ємі. В таблиці 6.2 зведені результати об'ємів гірської маси в залежності від виду вміщуючих порід за роками.

Таблиця 6.2 – Вміст заліза загального та магнітного в гірській масі, що підлягає передзбагаченню

Роки	Гірська маса з контактних зон з некондиційними рудами			Гірська маса з контактних зон з безрудними породами			Всього гірської маси, що підлягає передзбагаченню		
	Об'єм тис.т	Вміст заліза, %		Об'єм, тис.т	Вміст заліза, %		Об'єм, тис.т	Вміст заліза, %	
		заг.	магн.		заг.	магн.		заг.	магн.
2013	549	31,77	16,71	823	15,13	11,24	1372	21,79	13,43
2014	236	31,76	16,45	874	15,12	10,98	1110	18,66	12,14
2015	194	31,57	16,07	719	14,94	10,60	913	18,47	11,76
2016	99	31,23	16,08	367	14,58	10,60	466	18,12	11,76
2017	108	31,47	16,21	399	14,83	10,74	507	18,37	11,91
2018	75	31,79	16,59	279	15,16	11,13	354	18,68	12,29
2019	79	32,06	16,79	293	15,39	11,30	372	18,93	12,47
2020	63	32,54	17,65	234	15,92	12,18	297	19,45	13,34
2021	178	32,29	16,90	658	15,66	11,43	836	19,20	12,59
2022	185	32,13	16,44	687	15,50	10,97	872	19,03	12,13
2023	204	32,36	16,85	756	15,72	11,38	960	19,26	12,54
2024	239	32,64	17,11	886	16,01	11,64	1125	19,54	12,80
2025	180	32,06	16,43	669	15,44	10,96	849	18,96	12,12

*– Примітка: Всі параметри носять попередній характер і вимагають уточнення в ході проведення експлуатаційної розвідки.

Що стосується якісних і кількісних характеристик передзбагачення у виробничих умовах Петровського кар'єра, то теоретично їх можна розрахувати,

використовуючи рівність збереження обсягу перероблюваної гірської маси і корисного компонента [21]. Умова поділу вихідної гірської маси на два кінцевих продукти: магнітний продукт (з виходом γ_k) і сухі відходи (з виходом $\gamma_{хв}$) записується у вигляді

$$\gamma_k + \gamma_{хв} = 100 \%. \quad (6.3)$$

З урахуванням зміни балансу корисного компонента у руді, магнітному продукту і відходів рівність набуває вигляду

$$100\alpha = \gamma_k\beta + (100 - \gamma_k)\theta, \quad (6.4)$$

де γ_k – вихід магнітного продукту, %;

α – вміст корисного компонента у вихідній гірській масі, %;

β – вміст корисного компонента в витягнутому магнітному продукті, %;

θ – вміст корисного компонента у відходах, %.

Тоді вихід магнітного продукту визначається за формулою

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100. \quad (6.5)$$

Для встановлення практичних показників та обґрунтування економічної ефективності і рентабельності застосування комплексу велико шматкової сепарації на Петрівському кар'єрі були проведені науково-дослідні роботи в ТОВ "Науково-технічний центр магнітної сепарації "МАГНІС ЛТД"". За замовленням ЦГЗК геологічною службою Петрівського кар'єру були відібрані на випробування та надані проби гірської маси, розміром шматків до 400-500 мм (клас - 350 мм 95%) із зон контакту залізистих кварцитів з вміщуючими породами.

Згідно з експериментальними даними "МАГНІС ЛТД" за результатами проведених стендових випробувань з гірської маси контактної зон з безрудними

породами за допомогою великошматкової механічної магнітної сепарації з порід розкриття витягнуті: магнітний продукт об'ємом 62,7-72,5 % зі вмістом заліза магнітного 25-35 % і сухих хвостів 27-37 % зі вмістом заліза магнітного менше 2 %. Тоді як з гірської маси контактних зон з некондиційними рудами після великого механічного дроблення і великошматкової механічної магнітної сепарації витягається магнітний продукт до 29,6 % зі вмістом заліза магнітного 27,04-33,24 % і залишається немагнітний продукт зі вмістом заліза магнітного 0-12 (16) %.

Таким чином знаючи 1) результати експерименту випробувань проб гірської маси устаткуванням "МАГНІС ЛТД" (вміст корисного компонента у витягнутому магнітному продукті β і хвостах θ) і 2) проектні дані про склад порід з контактних зон, їх об'єми і вміст корисного компонента в початковому продукті α (див. табл. 6.2) був розрахований вихід магнітного продукту за формулою (6.5).

Аналітичні розрахунки виходу магнітного продукту (в % або тис.т) при попередньому збагачення гірської маси виконані окремо за контактними зонами з некондиційними рудами та з безрудними породами. Результати представлені в таблиці 6.3. При виконанні розрахунків були прийняті середні величини вмісту корисного компонента в промисловому продукті (магнітному) і відходах.

Таблиця 6.3 – Вихід магнітного продукту з передзбагачувального комплексу

Розрахункові роки	Контактні зони з некондиційними рудами				Контактні зони з безрудними породами				Всього витягується руди, тис. т
	Вміст заліза магнітного α , %	Вихід магнітного продукту γ_k , %	Обсяг гірських порід, який підлягає передзбагаченню, тис. т	Об'єм магнітного продукту, тис. т	Вміст заліза магнітного α , %	Вихід магнітного продукту γ_k , %	Обсяг гірських порід, який підлягає передзбагаченню, тис. т	Об'єм магнітного продукту, тис. т	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
2013	16,71	42,30	549	232,24	11,24	33,00	823	271,59	503,83
2014	16,45	41,32	236	97,52	10,98	32,07	874	280,30	377,82

Кінець таблиці 6.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
2015	16,07	39,89	194	77,38	10,60	30,71	719	220,84	298,22
2016	16,08	39,92	99	39,53	10,60	30,71	367	112,72	152,25
2017	16,21	40,42	108	43,65	10,74	31,21	399	124,55	168,19
2018	16,59	41,85	75	31,39	11,13	32,61	279	90,97	122,36
2019	16,79	42,60	79	33,66	11,30	33,21	293	97,32	130,97
2020	17,65	45,85	63	28,88	12,18	36,36	234	85,08	113,96
2021	16,90	43,02	178	76,57	11,43	33,68	658	221,61	298,18
2022	16,44	41,28	185	76,37	10,97	32,04	687	220,09	296,46
2023	16,85	42,83	204	87,37	11,38	33,50	756	253,26	340,63
2024	17,11	43,81	239	104,71	11,64	34,43	886	305,04	409,75
2025	16,43	41,75	180	74,24	10,96	32,00	669	214,08	288,32

Аналіз отриманих даних щодо виходу магнітного продукту (див. табл. 6.3) стосовно відношення до виробничої потужності кар'єру показав її збільшення на 2,1-8,3 % за роками в залежності від обсягу передзбагачення, тоді як щодо відношення до втрат корисної копалини (див. табл. 6.1) виявив, що втрати зменшуються в середньому в 5,3 рази, що видно з графіків на рисунку 6.16.



Рисунок 6.16 – Зниження втрат руди після передзбагачення

Згідно рівності (6.3) початкова гірська маса в процесі передзбагачення ділиться на промисловий продукт (магнітний) і немагнітний продукт (відходи). Для гірської маси з контактних зон з некондиційними рудами вихід магнітного продукту складе 39-45 %, відходів 55-61 %; з безрудним породами вихід кондиційної руди – 30-36 %, відходів 64-70 % (див. табл. 6.3).

Магнітний продукт після передзбагачення представляє собою витягнуті втрати корисних копалин і частково порожні породи. У збагачувачів існує термін «вилучення корисного компонента в концентрат» [21], який виражає відношення вмісту витягнутого продукту до вмісту початкового корисного компонента.

$$\varepsilon = \gamma_k \frac{\beta}{\alpha}. \quad (6.6)$$

Результати розрахунку витягання корисного компонента (магнетиту) в магнітний продукт з порід розкриття представлені в таблиці 6.4. Розрахунки виконані окремо для гірської маси з контактних зон з некондиційними рудами і з безрудними породами за роками.

Таблиця 6.4 – Витягання корисного компонента

Розрахункові роки	Контактні зони з некондиційними рудами			Контактні зони з безрудними породами		
	Вміст заліза магнітного %, α	Вихід магнітного продукту γ_k , %	Витягання компонент у ε , %	Вміст заліза магнітного %, α	Вихід магнітного продукту γ_k , %	Витягання компонент у ε , %
2013	16,71	42,30	81,00	11,24	33,00	88,08
2014	16,45	41,32	80,38	10,98	32,07	87,62
2015	16,07	39,89	79,43	10,6	30,71	86,96
2016	16,08	39,92	79,44	10,6	30,71	86,92

Кінець таблиці 6.4

1	2	3	4	5	6	7
2017	16,21	40,42	79,79	10,74	31,21	87,18
2018	16,59	41,85	80,72	11,13	32,61	87,89
2019	16,79	42,60	81,19	11,30	33,21	88,16
2020	17,65	45,85	83,13	12,18	36,36	89,55
2021	16,90	43,02	81,46	11,43	33,68	88,39
2022	16,44	41,28	80,35	10,97	32,04	87,62
2023	16,85	42,83	81,34	11,38	33,5	88,31
2024	17,11	43,81	81,94	11,64	34,43	88,74
2025	16,43	41,25	80,34	10,96	32,00	87,59

Результати розрахунку вилучення корисного компонента (магнетиту) магнітний продукт з порід розкриття показали, що його значення становитиме для магнітного продукт 79-83 % з гірської маси контактних зон з некондиційними кварцитами і 86-89 % з гірської маси контактних зон з безрудними породами.

6.6. Технологічна схема передзбагачення руди в Артемівському кар'єрі

На Артемівському кар'єрі застосовують поглиблену поперечну однобортową систему розробки (за В.В. Ржевським [30]). Глибина кар'єра становить 150 м і в найближчому майбутньому досягне 180 м (при розтині горизонту -60 м). Розкриваючі виробки розташовують стаціонарно на тимчасово неробочому борту кар'єру. Видобуток руди і виймання розкривних порід виробляють із застосуванням автомобільного транспорту. Руду на земній поверхні перевантажують у залізничний транспорт і відправляють на збагачувальну фабрику ЦГЗК. При продуктивності кар'єра всього 1,0-1,5 млн т руди в рік і коефіцієнту розкриття 1,0 м³/т розробка родовища є малоефективною. Крім того, несвоєчасне виймання розкривних порід, яке передбачено проектом, призвело до збільшення кутів укосів робочих бортів до 27-30°, повної відсутності робочих майданчиків. Розкриті запаси для забезпечення

виробничої потужності кар'єра відсутні. Проте хороша якість залізних руд не дозволяє відмовитися від подальшої розробки родовища. Крім того, ЦГЗК планується збільшення виробничої потужності кар'єра. Але є одна особливість – дальність транспортування рудної маси від кар'єра до збагачувальної фабрики, яка становить 65,8 км. Тому проблемою розробки Артемівського родовища є підвищення якості рудної сировини, що надходить на переробку, і зниження обсягів розкривних робіт.

Продуктивною товщею Артемівського родовища є кварцити другого залізного горизонту маякської свити. Вони залягають у вигляді двох смуг (східної і західної), є крилами синклінальної складки. Замок складки виходить безпосередньо під наноси північній частині родовища. Потужність залізистих кварцитів східного крила 40-70 м, західного – 100-140 м, у замковій частині 200-260 м. Магнетитові кварцити представлені тонкополосчатыми різницями, силікат-магнетитові – широкополосчатыми, тобто текстурна гірської породи підлягає велико шматковій сухій магнітній сепарації. Запаси в проектному контурі кар'єра 158,5 млн т, позабалансові до глибини 545 м – 23,4 млн т.

У перспективі розвитку гірничих робіт кар'єра передбачається введення залізничного транспорту на розкривні горизонти. Це технічне рішення частково вирішить проблему виймання м'яких порід розкриття. Однак проблема виймання великих обсягів скельних розкривних порід і тим більше транспортування рудного потоку залишається актуальною. Це рішення дозволить збільшити виробничу потужність кар'єру. Автомобільний транспорт при пониженні гірничих робіт через збільшення дальності транспортування призводить до значного збільшення собівартості видобутку [30, 31]. Тому для збільшення обсягу видобутку руди і виймання скельних порід розкриття необхідно застосовувати кардинальні рішення щодо застосування сучасних технологій видобутку і переробки руди.

На сучасному етапі розробки Артемівського родовища залізничний транспорт неприйнятний: кар'єр має невеликі розміри за площею, відсутні сформовані неробочі борти, і немає можливості завести залізничне полотно через недостатній радіус його закруглення. У такій ситуації перевага має конвеєрний вид транспорту,

висока продуктивність якого дозволить вирішити проблему транспортування розкривних порід і корисної копалини. Теоретичними дослідженнями доведено [32], що економічно доцільне застосування комбінованого автомобільно-конвеєрного транспорту з глибини кар'єрів, рівній 100-120 м

Відповідно до теоретичних положень щодо розкриття глибоких горизонтів при комбінованому транспорті [31], розташування розкривних виробок при циклічно-потоківій технології і при поглиблюючій поперечній однобортівій системі розробки повинно бути таким, щоб розкриваючі виробки для конвеєрного транспорту були направлені у бік розвитку гірничих робіт.

1. Розкриття глибоких горизонтів крутопохилими конвеєрами (КПК).

Розкриття горизонтів спочатку здійснюють тимчасовим крутопохилим конвеєром [33] з розташуванням його по борту кар'єра на опорах (рис. 6.17 а). Перевантажувальний дробильний пункт розташовують на горизонті -60 м. Потім при розтині гірничими роботами горизонту -120 м туди переносять крутопохилий конвеєр 2 і одночасно укладають горизонтальний конвеєр на поверхні для транспортування гірської маси до перевантажувального дробильно-збагачувального комплексу 1. При подальшому пониженні гірничих робіт і розтині горизонту -210 м знову переносять крутопохилий конвеєр і продовжують горизонтальний конвеєр по східному борту. При подальшому розкритті гірничими роботами горизонту -300 м крутопохилий конвеєр продовжують.

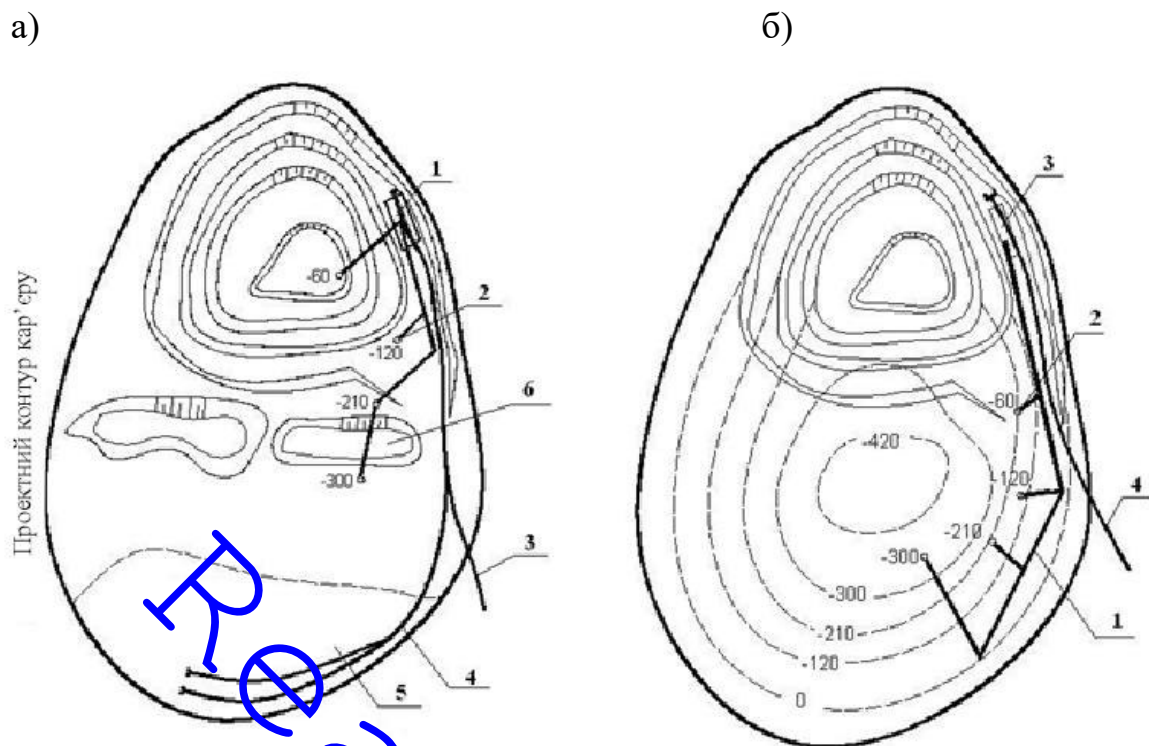


Рисунок 6.17 – Розкриття горизонтів кар'єра: а) круто похилими конвеєрами;
б) підземними виробками з похилими конвеєрами

На сучасному етапі ведення гірничих робіт розвиток кар'єра в південному напрямку стримують тимчасові автомобільні відвали 6. Короткочасним рішенням проблеми розміщення обсягів розкривних порід є створення зовнішнього відвалу в південній частині кар'єрного поля 5. З метою збільшення виробничої потужності кар'єра та продуктивності розкривних робіт і одночасно ліквідації тимчасових відвалів 6 рекомендується всі обсяги м'яких і скельних порід розкриття перевести на залізничний транспорт 4.

При зниженні гірничих робіт, використовуючи комбінований автомобільно-конвеєрний транспорт, змінюють схему розтину, створюючи перевантажувальний пункт на нижніх горизонтах і нарощуючи конвеєр. Останній розташовують у відкритій, підземній або комбінованій розкривній виробці, яку з'єднують з проведеними раніше. Оскільки ефективність вантажотранспортного зв'язку визначається відстанню автоперевезень між робочою зоною та новоствореним перевантажувальним пунктом, то кожне поглиблення виробки розкриття зі

створенням перевантажувального пункту розглядається як перехід до робіт за черговою схемою розтину. У цьому випадку змінюються довжина та кількість розкривних виробок для автомобільного транспорту.

2. Розкриття горизонтів підземними виробками з похилими конвеєрами.

Розкриття горизонтів здійснюють похилим стовбуром 1, який на горизонті мінус 120 м має вигин і направлений в сторону глибоких горизонтів (див. рис. 6.17 б). Перевантажувальні дробильні пункти 2 розташовують на неробочому борту на горизонтах -60 м, -120 м, -210 м, -300 м. Для досягнення найкоротшої відстані транспортування від перевантажувального пункту 2 до похилого конвеєра 1 передбачається використовувати передавальні конвеєри, розташовані в квершлагах. На земній поверхні гірську масу подають на дробильно-збагачувальний перевантажувальний пункт 3, який оснащений комплексом устаткування попереднього збагачення. Магнітний продукт з накопичувального бункера перевантажують в залізничні думпкери для транспортування на збагачувальну фабрику ЦГЗК по існуючому залізному полотну 4.

Враховуючи високу продуктивність циклічно-потокової технології, конвеєрним транспортом можна буде видавати з кар'єру рудну масу і скельні породи розкриття. Запропоновано на поверхні застосовувати перевантажувальний пункт естакадного типу, який призначений для розподілу гірської маси. Так можна розділяти кондиційну руду в один склад а потім або в залізничний транспорт, а збіднювану руду в другий склад і направляти на попереднє збагачення.

З аналізу наведених схем розтину слід:

а) при розтині горизонтів крутопохилими конвеєрами, розташованими по борту кар'єра, протяжність розкриваючих виробок менше, ніж при розтині похилими конвеєрами, розташованими в підземних виробках;

б) при розтині горизонтів КПК виникає необхідність їх періодичного перенесення в бік розвитку і переміщення гірничих робіт;

в) при розтині горизонтів КПК виникає необхідність укласти і періодично нарощувати горизонтальний конвеєр на поверхні.

г) Артемівський кар'єр невеликий по площі і має обмежений вільний робочий простір, тому дробильно-збагачувальний комплекс технології передзбагачення руди в кар'єрі раціонально розташувати на перевантажувальному пункті на земній поверхні.

Застосування циклічно-потокової технології сприяє активному розвитку гірничих робіт. Конвеєрний транспорт дозволяє одним комплексом видавати руду і розкриті породи. Для комплексного відпрацювання родовища і зменшення втрат і збіднювання з контактних зон пропонується використовувати ЦПТ в комплексі з технологією передзбагачення руди в кар'єрі.

Перевантажувальний пункт на земній поверхні 3 (див. рис. 6.17 б) прив'язаний до існуючого перевантажувального автомобільно-залізничного майданчику, де здійснюється перевантаження залістистих кварцитів у залізничний транспорт. При видачі гірської маси з кар'єру підйомним конвеєром на перевантажувальний пункт (рис. 6.18) породи розкриття надходять на реверсивний катучий конвеєр 1 і завантажуються в думпкари 8.

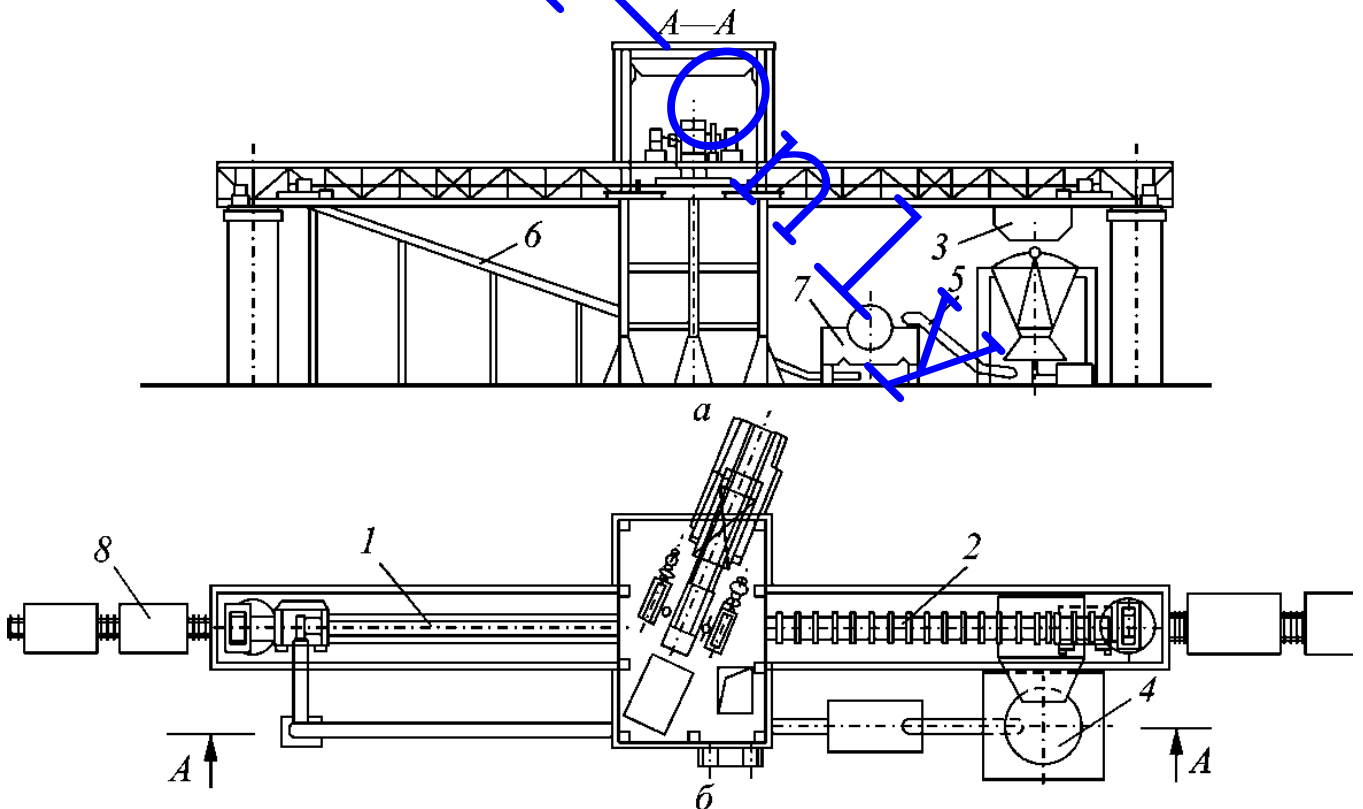


Рисунок 6.18 – Дробильно-збагачувальний перевантажувальний комплекс

При видачі руди з кар'єру стаціонарним конвеєром 2 (див. рис. 6.18), рудна маса через бункер 3 подається в дробарку середнього дроблення 4, потім крутопохилим конвеєром 5 передається на магнітні сепаратори 7. Передзбагачувальна руда крутопохилим конвеєром 6 передається на стрічковий реверсивний конвеєр 1 та перевантажується в залізничні думпкари 8 для транспортування на збагачувальну фабрику. Відходи сухого магнітного збагачення складаються в бункер, звідки або через реверсивний конвеєр перевантажуються в думпкари спільно з породами розкриття, або в автомобільний транспорт і транспортуються на зовнішні відвали. При всіх схемах розтину рекомендується екскаваторно-залізничне відвалоутворення.

6.7. Висновки з розділом 6

1. Розроблені технологічні схеми з перезбагаченням гірської маси, які дозволяють залучити до детального дослідження наступні умови: тип обладнання, яке застосовується (стаціонарні, напівстаціонарні або мобільні агрегати); тип корисної копалини (кондиційні, збіднювані, некондиційні руди, техногенна сировина, породи розкриття тощо); технологічний комплекс обладнання (стадія дроблення, тип сепаратора тощо); місце розташування обладнання (у вибої, на борту кар'єра або в безпосередній близькості від кар'єра); транспорт та передавальні конвеєри (пологі, похилі і крутопохилі конвеєри); наявність потенційного місця для розташування устаткування (на одному уступі, поуступне розташування, робочий майданчик внутрішньо кар'єрного перевантажувального пункту ЦПТ або на земній поверхні); розміщення відходів (внутрішнє або зовнішнє відвалоутворення).

2. Технологію передзбагачення руди в кар'єрі економічно доцільно застосовувати в комплексі з циклічно-потоковою технологією, так як є дробарка великого механічного дроблення. Стосовно до гірничодобувних підприємств Криворізького басейну в першу чергу це стосується кар'єрів:

- Інгулецький,
- Ганівський,

- Глеєватський,
- 2-біс і 3-й «АрселорМіталл Кривий Ріг»,

в яких працює ЦПТ. Відповідно комплекс обладнання попереднього збагачення раціонально розташовувати на робочому майданчику (або на прилеглих уступах) перевантажувального пункту в кар'єрі або на поверхні. При наявності внутрішнього відвалоутворення раціонально розміщувати обладнання в кар'єрі.

3. Аналітичні розрахунки показали, що при застосуванні технології передзбагачення до порід розкриву Петровського кар'єра вилучення корисного компонента в магнітний продукт становитиме 79-83 % з гірської маси контактних зон з некондиційними кварцитами і 86-89 % з гірської маси контактних зон з безрудними породами. Цей технологічний процес дозволяє знизити втрати корисних копалин у 5,3 рази і збільшити виробничу потужність кар'єру на 2,1-8,3% по роках в залежності від обсягу передзбагачення. Отримані результати досліджень підтверджують **третє наукове положення** і доводять, що запропонована технологія передзбагачення руди в кар'єрі є ресурсозберігаючою технологією.

4. Виконані дослідження щодо розміщення комплексу передзбагачення в межах Артемівського кар'єра, які показали, що перспективою розвитку кар'єра є застосування циклічно-потокової технології з крутопохилими конвеєрами, які дозволять зменшити протяжність розкривних виробок. Однак враховуючи геологічну будову родовища, передбачено періодичне перенесення крутопохилого конвеєра і видовження на поверхні горизонтально. З метою поліпшення якості вихідної сировини та зменшення обсягів транспортування до комплексу циклічно-потокової технології передбачено застосування технології передзбагачення руди в кар'єрі. Враховуючи високу продуктивність циклічно-потокової технології, запропоновано конвеєрним транспортом видавати з кар'єру рудну масу і скельні породи розкриття. Тому пораджено на земній поверхні застосовувати перевантажувальний пункт естакадного типу, який призначений для розподілу гірської маси. Так можна розділяти кондиційну руду в один склад а потім/або в залізничний транспорт для направлення до збагачувальної фабрики, а збіднювану руду в другий склад і направляти на попереднє збагачення.

Отримані результати опубліковані в працях [1-7, 11-18, 23-27, 29, 33].

6.8. Список використаних джерел за розділом 6

1. Четверик М.С., Бабий Е.В. Технология предобогащения в карьерах как перспективное направление добычи бедных руд // Форум гірників – 2007: Матеріали міжнарод. конф. Дніпропетровськ: НГУ, 2007. С. 246-253.
2. Четверик М.С., Бабий Е.В., Левицький А.П. Технология предобогащения в карьерах как перспективное направление добычи магнитных и окисленных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. М., 2011. № 1. С. 99-105.
3. Бабий Е.В., Гребенник В.Н. Комплексный анализ причин развития оползневых процессов в техногенно нарушенных массивах (на примере Анновского карьера) // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2008. Вып. 77. С. 16-24.
4. Четверик М.С., Бабий Е.В., Медведева О.А., Сарвас Н.М. Электрометрическая диагностика массива горных пород, подверженного оползневым процессам при открытой разработке // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2011. Вып.95. С. 155-161.
5. Четверик М.С., Бабий Е.В. Обоснование устойчивости насыпи под конвейерную галерею комплекса циклично-поточной технологии на Первомайском карьере // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2015. Вып. 123. С. 142-152.
6. Влияние обводненности насыпного массива пород на геомеханическую устойчивость участка циклично-поточной технологии / А. Ковров, Е. Бабий, Б. Ракишев, А. Куттыбаев // Mining of Mineral Deposits Journal homepage <http://mining.in.ua>. 2016. Volume 10 (2016), Issue 2, pp. 55-63.
7. Обеспечение геомеханической устойчивости насыпей для конвейеров при циклично-поточной технологии / Б.Р.Ракишев, А.С. Ковров, С.К. Молдабаев, Е.В. Бабий // Хабаршысы вестник. Сб. научн. тр. НАН Республики Казахстан. Алматы, 2016. Вып.2. С. 103-110.

8. Ковров А.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А. Геомеханическая оценка устойчивости внутреннего отвала на подработанном основании борта карьера // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2017. № 5. С. 60-67.

9. Полищук С.З., Голуб В.В., Полищук А.В. Новые подходы к оценке устойчивости откосов и склонов сложноструктурных склонов массивов грунта и горных пород // *Вісник Криворізького технічного університету*. Кривий Ріг, 2007. Вип. 18. С.22-26.

10. ДСТУ 4704:2008. Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки. Введ.01.01.2009. К.: Держспоживстандарт, 2008. 34 с.

11. Четверик М.С., Пивень В.А., Романенко А.В., Бабий Е.В. Перспективные технологии открытой добычи руд в условиях Кривбасса (на примере Ингулецкого ГОКа) // *Форум горняка – 2006: Материалы конф., 21-23 октября 2006 г.* Днепропетровск: НГУ, 2006. С. 100-114.

12. Chetverik M., Bubnova E., Babiy K. The main technical solutions in rational excavation of minerals in open-pit mining / VII International scientific-practical conference «School Underground Mining» // *Annual Scientific-Technical Collection «Mining of Mineral Deposits»*. Netherlands: CRC Press/Balkema, 2013. P. 173-176.

13. Четверик М.С., Бабий Е.В., Икол А.А. Формирование комплексов при технологии предобогащения руды в карьерах // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2007. № 3. С. 91-93.

14. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров при циклично-поточной технологии в условиях глубоких карьеров Кривбасса / А.Ф. Булат, Ю.Г. Вилкул, М.С. Четверик, А.П. Станков, К.В. Бабий // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2014. № 6. С. 73-78.

15. Бабий Е.В. Применение крутонаклонных конвейеров при технологии предобогащения руды в карьерах // *Геотехнічна механіка*. Дніпропетровськ, 2009. Вип. 81. С. 17-23.

16. Четверик М.С., Бабий Е.В., Икол А.А., Терещенко В.В. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров при циклично-поточной технологии

горных работ на карьерах Кривбасса // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2010. № 5. С. 94-98.

17. Бабий Е.В., Шевченко А.И., Икол А.А. Крутонаклонные конвейеры в горнодобывающей промышленности и перспективы их применения на глубоких карьерах Кривбасса // *Геотехнічна механіка*. Дніпропетровськ, 2014. Вип. 118. С. 114-129.

18. Четверик М.С., Бубнова Е.А., Бабий Е.В. Взаимосвязь параметров горных машин, технологии и процессов при открытой добыче руд // *Геотехнічна механіка*. Дніпро, 2016. Вип. 126. С. 58-70.

19. Спосіб розробки крутоспадних залізорудних кар'єрів: пат. 101761 Україна. № а 2012 00115; заявл. 04.01.2012; опубл. 25.04.2013, Бюл. № 8.

20. Обоснование рациональных технологических схем транспортирования, складирования и переработки вскрышных пород с разными свойствами и геомеханическими параметрами в условиях карьера ИнГОКа: отчет о НИР / ИГТМ НАН Украины; рук. Четверик М.С.; испол.: Бабий Е.В. [и др.]. Днепропетровск, 2012. 54 с. № 0112U006558 Инв. № 7338.

21. Бабий Е.В., Терещенко В.В. О снижении потерь железных руд на примере Петровского карьера // *Матеріали конференції «Сталий розвиток промисловості та суспільства»* 22-25 травня 2013р. Кривий Ріг: Криворізький національний університет. Том 1. С. 5-6.

22. Криворізький залізорудний басейн. До 25-річчя з початку промислового видобутку / Вілкул Ю.Г. [та ін]. Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2006. 583 с.

23. Спосіб розробки крутоспадних залізорудних кар'єрів: пат. на винахід 101761 Україна / Бабій К.В., Косенко В.І., Ікол О.О. № а 2012 00115; заявл. 04.01.2012; опубл. 25.04.2013, Бюл. № 8. (кн. 1), С. 3.161.

24. Спосіб розробки залізних руд та їх переробки біля кар'єру: пат. на кор. модель № 114357 / Четверик М.С., Бабій К.В., Ікол О.О. № у 2016 08448 заявл. 01.08.2016; опубл. 10.03.2017, Бюл. № 5. (кн. 1), С. 4.104.

25. Спосіб розробки порід розкриття в залізорудних кар'єрах: пат. на винахід 109833 Україна / Четверик М.С., Бабій К.В., Ікол О.О., Левченко К.С. № а 2014 04364 заявл. 22.04.14; опубл. 12.10.2015, Бюл. № 19. (кн. 1), С. 3.96.

26. Спосіб розробки залізних руд в кар'єрах: пат. на винахід № 118041 Україна / Четверик М.С., Бабій К.В., Ікол О.О. № а 2016 08458 заявл. 01.08.2016; опубл. 12.11.2018, Бюл. № 21. (кн. 1), С. 3.74.

27. Четверик М.С., Бабий Е.В., Терещенко В.В., Левченко К.А. Повышение производственной мощности карьера с применением комплекса предобогащения // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. Днепропетровск, 2013. № 3. С. 96-101.

28. Отраслевая инструкция по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромовых месторождений на предприятиях Министерства черной металлургии СССР / ВИОГЕМ. Белгород, 1975. 68 с.

29. Четверик М.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А., Терещенко В.В. Основные направления рационального природопользования при открытой добыче полезных ископаемых // *Гірничий вісник*. Кривий Ріг: Криворізький національний університет, 2013. Вип. 96. С. 58-62.

30. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация: Учебник для вузов 4-е изд. перераб. и дополн. М.: Недра, 1985. 549 с.

31. Четверик М.С. Вскрытие горизонтов глубоких карьеров при комбинированном транспорте. К.: Наукова думка, 1986. 188 с.

32. Гартаковский Б.Н., Вишняков В.С., Гаврилюк И.И. Циклично-поточная технология добычи руды в карьерах Кривбасса. К.: Техника, 1978. 240 с.

33. Бабий Е.В., Синенко М.А., Биленко А.Е. Вскрытие горизонтов Артемовского месторождения при технологии предобогащения руды в карьере // *Науковий вісник*. Національний гірничий університет, 2011. № 6. С. 31-35.

34. Бабій К.В. Визначення основних параметрів технології передзбагачення руди в кар'єрах та їх вплив на роботу гірничо-збагачувального комплексу // *Вісник*

Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського, 2018.
Випуск 1/2018 (108). С. 87-94.

Read-Only

РОЗДІЛ 7

ЕКОНОМІЧНЕ ОБҐРУНТУВАННЯ ЗАСТОСУВАННЯ КОМПЛЕКСУ
ПОПЕРЕДНЬОГО ЗБАГАЧЕННЯ ДЛЯ СКЕЛЬНИХ ПОРІД РОЗКРИТТЯ КАР'ЄРІВ
КРИВБАСУ

7.1. Вплив природніх показників мінеральної сировини на економічну ефективність гірничодобувного виробництва

Економічний потенціал України багато в чому залежить від залізорудної промисловості, яка повинна забезпечувати конкурентоспроможність металургійної сировини як на зовнішньому, так і на внутрішньому ринках. Проте, враховуючи природні особливості сировини, фізичну і моральну зношеність вживаного устаткування, відсутність необхідних капіталовкладень, товарна залізорудна продукція не відповідає світовим стандартам. Так Україна, займаючи перше місце у світі щодо запасів залізних руд, поступається основним світовим виробникам залізорудної сировини за вмістом заліза в кінцевій продукції. Одна з головних причин це – відносно невисокий вміст корисного компонента в природній мінеральній сировині при істотних включеннях шкідливих домішок: сірки, фосфору та ін. [1].

Економічна ефективність гірничодобувного виробництва і металургійного переділу залізорудної продукції залежить від багатьох чинників:

- економічних і політичних (етапи розвитку економіки держави - під'йом або криза, податкова політика, ціновий рівень продукції, маркетинг і менеджмент);
- адміністративних (правильна організація виробничого циклу, ефективне планування, дисципліна колективу, кваліфікація фахівців);
- технічних і технологічних (міра зношеності устаткування, впровадження інноваційних рішень, застосування ресурсозберігаючих і безвідходних технологій, капіталовкладення в енергозбережну техніку і устаткування);

– природних (геологічна будова родовища, речовий склад продуктивної товщі, різновиду залізистих кварцитів, переміжність пластів, якісні і кількісні характеристики природної мінеральної сировини, корисні і шкідливі домішки, збагачуваність руди).

Функціонування і розвиток залізорудного підприємства формується з ефективного взаємозв'язку адміністративних, економічних і політичних факторів, які визначають перспективи виробництва, ринки збуту і вартість кінцевої продукції. Тоді як собівартість і рентабельність цієї продукції визначаються природними, технічними і технологічними чинниками. Так на кожному комбінаті при аналізі вищеперелічених чинників першочергове значення для розрахунку економічної ефективності виробництва концентрату за пріоритетні приймаються природні чинники. Оскільки від форми і будови родовища, різноманіття різновидів залізистих кварцитів, вмісту заліза загального і магнітного в рудній масі, наявності порушень і контактних зон і так далі формуються технічні і технологічні параметри роботи гірничо-збагачувального комбінату.

7.2. Обґрунтування вибору об'єкта дослідження

Дослідниками і виробничниками доведено, що собівартість і якісні характеристики кінцевої продукції головним чином залежать від якості початкової мінеральної сировини. Аналіз існуючих способів підвищення якості рудної маси (див. розд. 1) показав, що для вирішення цієї проблеми використовуються різні рішення: зміна параметрів гірських машин, зміна параметрів систем розробки, планування гірських робіт, усереднювання корисної копалини, розробляються нові і удосконалюються існуючі технології здобичі і переробки руд і так далі. Проте усі вони (окрім застосування сухої магнітної сепарації на збагачувальній фабриці) спрямовані на попередження збіднювання гірської маси або збільшення втрат, але не на ліквідацію засмічення руди.

Відсотковий вміст корисного компонента в рудних вантажопотоках, як правило, нижче, ніж його вміст в гірському масиві, оскільки існуючі технології

виймання і транспортування гірської маси допускають домішування пустих порід (див. розд. 2) [2,3].

Згідно з даними фахівців ДІ "ДПІ "КРИВБАСПРОЕКТ" на гірничо-збагачувальних комбінатах Криворізького залізорудного басейну рівень використання виробничих потужностей знаходиться в межах 75...100 %. Найгостріше проблема недостатнього завантаження цехів збагачувальної фабрики властива для ПАТ "Центральний ГЗК". Кар'єри цього підприємства - Глеєватський, Петрівський, Артемівський – в сумі добувають щорічно не більше 14 млн т неокислених кварцитів, разом з шахтою ім. Орджонікідзе – 15,5 млн т при проектній потужності подрібнювальної фабрики 28 млн т/рік і технологічних секцій збагачення – 19 млн т/рік. Тому збільшення об'ємів рудної маси на ПАТ "Центральний ГЗК" не потребує додаткових потужностей, капітальних інвестицій і повинне поліпшити техніко-економічні показники роботи збагачувальної фабрики і комбінату в цілому.

Тому визначення річного очікуваного економічного ефекту від застосування комплексу передзбагачення для скельних порід розкриття виконується для умов одного з кар'єрів ПАТ "Центральний ГЗК".

Для забезпечення запасу ефективності технології доцільно врахувати умови транспортування рудної маси і об'єм необхідної гірської маси для дробильно-збагачувального комплексу. Тому при виборі об'єкту досліджень зупиняємося на Петрівському кар'єрі. Таке рішення приймається тому, що Глеєватський кар'єр знаходиться у безпосередній близькості від промислового майданчику комбінату, а Петрівський і Артемівський – на відстані більше 30 км, але Артемівський кар'єр має зовсім невелику виробничу потужність (біля 1 млн.т/рік) і не зможе самостійно забезпечити продуктивність комплексу передзбагачення. Отже, при економічному обґрунтуванні ефективності технології передзбагачення руди в кар'єрі необхідно врахувати вплив вартості перевезення отриманого промислового продукту від комплексу передзбагачення на загальні результати виймання і переробки.

7.3. Вибір технологічної схеми передзбагачення скельних порід розкриття і збіднюваних руд на Петровському кар'єрі

Можливі різні технологічні схеми гірничих робіт, які розрізняються складом устаткування і його розташуванням [4]. Розташувати комплекс передзбагачення раціонально або на горизонті, де передбачається ввести перевантажувальний пункт циклічно-поточної технології (ЦПТ), або на борту кар'єру. Залежно від гірничо-геологічних умов устаткування може бути розташоване на одному або декількох горизонтах. Найбільш рентабельним є варіант розвитку кар'єру, який передбачає циклічно-поточну технологію у поєднанні з комплексом устаткування передзбагачення.

Для Петрівського кар'єру проектним інститутом ДП "ДПІ "КРИВБАСПРОЕКТ" був розроблений проект будівництва ЦПТ, в якому доведена економічна доцільність його застосування. Але, враховуючи складні економічні і політичні умови, цей напрям розвитку кар'єру залишається в перспективі. Оскільки предметом досліджень є перспективні напрями розвитку гірничодобувної промисловості Кривбасу, то при виборі моделі розрахунку економічної доцільності, технологічної схеми, умов застосування комплексу передзбагачення, його складу і розташування устаткування були розглянуті варіанти:

- пересувний дробильно-збагачувальний комплекс у видобувному вибої виїмки для збіднюваних і некондиційних руд;
- пересувний дробильно-збагачувальний комплекс на відвалі порід розкриття;
- напівстаціонарний дробильно-збагачувальний комплекс у кар'єрі для збіднюваних і некондиційних руд, порід розкриття;
- напівстаціонарний збагачувальний комплекс на внутрішньокар'єрному перевантажувальному пункті ЦПТ для збіднюваних і некондиційних руд;
- напівстаціонарний збагачувальний комплекс на перевантажувальному пункті ЦПТ земної поверхні для збіднюваних і некондиційних руд;
- стаціонарний дробильно-збагачувальний комплекс на земній поверхні для збіднюваних і некондиційних руд.

Враховуючи складність дослідження необхідного робочого майданчика в кар'єрі під дробильно-збагачувальний комплекс, передбачено його розташування на земній поверхні. Тому був вибраний варіант з напівстаціонарним комплексом при циклічно-потоківій технології у межах перевантажувального пункту (рис. 7.1).

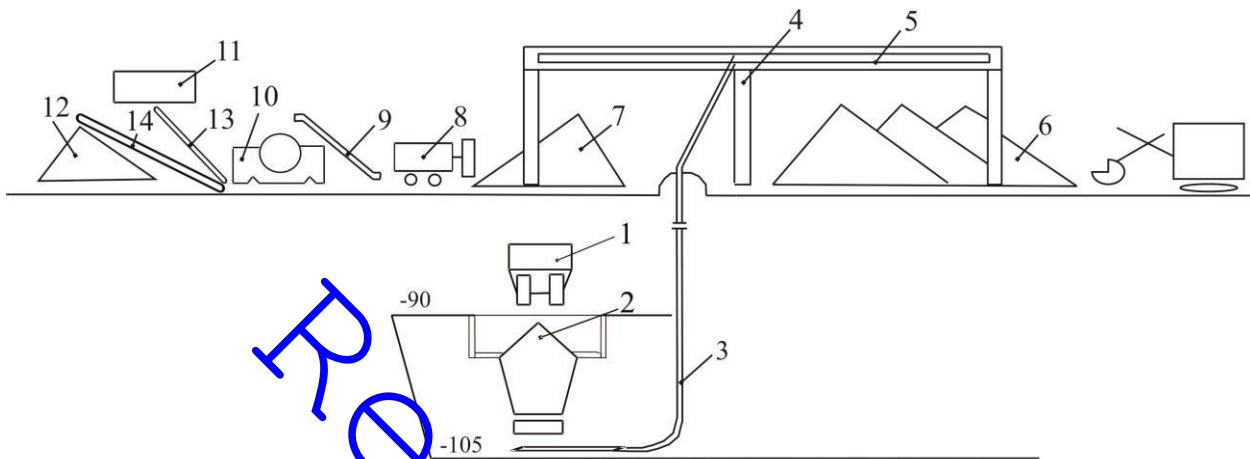


Рисунок 7.1 – Технологічна схема дробильно-збагачувального комплексу, розташованого на перевантажувальному пункті ЦПТ

Технологічна схема передзбагачення гірської маси з магнітними включеннями полягає в наступному. Гірська маса формується в окремий вантажопотік і автосамоскидами 1 транспортується до внутрішньокар'єрного перевантажувального пункту циклічно-потоківій технології. Зважаючи на те, що об'єм гірської маси, що підлягає передзбагаченню, значно менше продуктивності конвеєрної лінії, то можливі два варіанти його поєднання з вантажопотоком залізної руди. Перший полягає в складуванні гірської маси на внутрішньокар'єрному перевантажувальному пункті біля дробарки, її дробленні і транспортуванні за змінним графіком. Але зважаючи на неможливість дослідження вільних площ під склад для гірської маси, цей варіант вважається менш раціональним. Другий варіант полягає в послідовному поданні залізної руди і гірської маси з магнітними включеннями в дробарку великого дроблення 2, звідки вони подаються по конвеєрному тракту 3 на перевантажувальний пункт земної поверхні, де вантажопотік розподіляється на

окремі склади. Для цього встановлюється естакада 4 під реверсивний катучий конвеєр 5, за допомогою якого потік ділиться за призначенням: залізні руди направляють в склад кондиційної руди 6, гірська маса з магнітними включеннями – в склад 7. Далі навантажувачем 8 гірська маса спрямовується на напівстаціонарний збагачувальний комплекс, який складається з передатного конвеєра 9, сепаратора сухого магнітного збагачення 10, бункери під магнітний продукт 11 і складу сухих відходів попереднього збагачення 12. Таким чином, подрібнена гірська маса піддається сухому магнітному збагаченню на сепараторах 10. Отриманий промисловий продукт передатним конвеєром 13 спрямовується у бункер 11, а відходи збагачення передатним конвеєром 14 на склад відходів збагачення.

7.4. Розрахунок основних параметрів комплексу передзбагачення

Підготовчим етапом розрахунку очікуваного річного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в Петрівському кар'єрі для скельних порід розкриття є розрахунок основних параметрів комплексу передзбагачення: добова і річна продуктивність, вихід магнітного продукту, геометричні параметри складу гірської маси, довжини конвеєрних ставів і необхідні площі під них, питома річна витрата електроенергія, витрати на обслуговування комплексу та ін.

7.4.1. Рух обсягів гірської маси при застосуванні комплексу попереднього збагачення і їх вплив на виробничу потужність кар'єру

Застосування технології передзбагачення в кар'єрі для скельних порід розкриття (некондиційні руди, втрати і руди, що не увійшли до продуктивної товщі) при поточній експлуатації підприємства призведе до збільшення об'єму рудної маси, що надходить до на збагачувальної фабрики на об'єм витягнутого магнітного продукту. Переміщення гірської маси (кондиційних і збіднюваних руд, м'яких і скельних порід розкриття) і їх вплив на виробничу потужність кар'єру з урахуванням комплексу передзбагачення представлено на рис. 7.2.



Рисунок 7.2 – Схема розподілу об'ємів гірської маси при застосуванні комплексу попереднього збагачення для скельних порід розкриття

Виходячи з продуктивності сепаратора сухої магнітної сепарації, визначаємо основні показники комплексу попереднього збагачення:

Річна продуктивність комплексу складає близько 0,85 млн. т

$$Q_{\text{компл}} = Q_{\text{сеп}} K_{\text{ппр}} K_{\text{пр}} K_{\text{под}} T_{\text{зм}} K_{\text{зм}} n_{\text{зм}} K_{\text{рд}}, \quad (7.1)$$

де $Q_{\text{сеп}}$ – продуктивність сепаратора сухої магнітної сепарації, $Q_{\text{сеп}} = 350$ т/год;

$K_{\text{ппр}}$ – коефіцієнт, який враховує час, що витрачено на виробництво планово-підготовчих робіт, $K_{\text{ппр}} = 0,9$;

$K_{\text{пр}}$ – коефіцієнт, який враховує час, що витрачено на простой за організаційними причинами, $K_{\text{пр}} = 0,95$;

$K_{\text{под}}$ – коефіцієнт, який враховує нерівномірність подавання гірської маси на переробку комплексом передзбагачення, $K_{\text{под}} = 0,8$;

$T_{\text{зм}}$ – кількість робочих годин за зміну, $T_{\text{зм}} = 8$ часів;

$K_{\text{зм}}$ – коефіцієнт переходу на 12-годинну зміну, $K_{\text{зм}} = 1,25$;

$n_{\text{зм}}$ – кількість робочих змін в добі;

$K_{\text{рд}}$ – кількість робочих днів в році. Приймаємо згідно режиму роботи кар'єру

$$K_{\text{рд}} = 355 \text{ днів.}$$

Таким чином продуктивність комплексу складе

$$Q_{\text{компл}} = 350 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,8 \cdot 8 \cdot 1,25 \cdot 1 \cdot 355 = 849870, \text{ т/рік.}$$

Добова продуктивність комплексу попереднього збагачення, виходячи з технічних параметрів сепаратора

$$Q_{\text{доба}} = Q_{\text{сеп}} K_{\text{ппр}} K_{\text{пр}} K_{\text{под}} T_{\text{зм}} K_{\text{зм}} n_{\text{зм}}, \quad (7.2)$$

Відповідно

$$Q_{\text{доба}} = 350 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 0,8 \cdot 8 \cdot 1,25 \cdot 1 = 2394, \text{ т/добу.}$$

Вихід магнітного продукту

В процесі попереднього збагачення гірська маса ділиться на два потоки: перший – магнітний промисловий продукт, другий – відходи сухої магнітної сепарації. Вихід магнітного продукту в процесі попереднього збагачення визначається аналогічно формулі (6.5) [5] за формулою

$$\gamma_{\text{к}}^{\text{пр}} = \frac{\alpha - \theta}{\beta_{\text{пр}} - \theta} 100,$$

де $\gamma_k^{пр}$ – вихід магнітного продукту при передзбагаченні, %;

$\beta_{пр}$ – вміст корисного компонента в витягнутому магнітному продукті, %.

За замовленням ЦГЗКу на прикладі Петрівського кар'єру фахівцями ДП "ДПІ "КРИВБАСПРОЕКТ" були розраховані втрати залізистих кварцитів згідно запланованого режиму гірничих робіт на період 2013-2025 рр., тобто визначений об'єм гірських порід, що підлягає великошматковій магнітній сепарації [6]. Детальні результати розрахунку втрат за роками наведені в підрозділі 6.5. Обробка і усереднювання цих даних дозволили розрахувати середньозважений вміст корисного компонента в гірській масі і втратах (табл. 7.1).

Таблиця 7.1 – Середньозважений вміст корисної копалини за 2013-2025 рр.

В гірській масі, %		Во втратах (некондиційних кварцитах), %	
$Fe_{заг}$	19,35	$Fe_{заг}$	31,97
$Fe_{магн}$	12,48	$Fe_{магн}$	16,63

Вміст корисного компонента у витягнутому магнітному продукті при передзбагаченні приймаємо $Fe_{магн\ сер} = 30\%$; $Fe_{магн} = 25-35\%$, виходячи з раніше виконаних досліджень щодо ефективності застосування сухого магнітного збагачення для порід розкриття на Петрівському кар'єрі.

За результатами експериментальних даних "МАГНІС ЛТД" щодо проведених стендових випробувань з гірської маси контактної зон з безрудними породами – вміст корисного компонента у відходах передзбагачення виробники устаткування вказують в технічних характеристиках $\theta \leq 2\%$. Проте, виходячи з досвіду роботи збагачувачів і реальних в житті показників (див. табл. 1.7), приймаємо вміст корисного компонента у відходах до 6,5 %. На підставі вищеперелічених даних виконані розрахунки виходу магнітного продукту (табл. 7.2).

Таблиця 7.2 - Вихід магнітного продукту при передзбагаченні

Вміст корисного компоненту в відходах передзбагачення θ , %	Вихід магнітного продукту при передзбагаченні $\gamma_K^{пр}$, %
2	37,42
4	32,61
6	27,00
6,5	25,44

Таким чином, при передзбагаченні порід розкриття з контактних зон Петрівського кар'єру вихід магнітного продукту і хвостів збагачення приймається відносно 1:4. Таким чином, якщо добова продуктивність комплексу передзбагачення це 100%, то магнітного продукту 25%, відходів 75%. Стосовно даних умов отримаємо:

Продуктивність комплексу за магнітним продуктом

$$Q_{\text{компл}} = \gamma_K^{пр} Q_{\text{магн}} + \gamma_{\text{хв}}^{пр} Q_{\text{хв}} \quad (7.3)$$

де $\gamma_{\text{хв}}^{пр}$ – вихід сухих хвостів попереднього збагачення, %;

$Q_{\text{хв}}$ – продуктивність комплексу щодо сухих хвостів збагачення, т.

$$Q_{\text{магн}} = 0,25 * Q_{\text{доба}} = 0,25 * 2394 = 599 \text{ (т/добу);}$$

$$Q_{\text{хв}} = 0,75 * Q_{\text{доба}} = 0,75 * 2394 = 1795 \text{ (т/добу).}$$

Мінімальний об'єм складу гірської маси (див. позиція 7 на рис. 7.1), передбачений для подання на попереднє збагачення, приймаємо у розмірі добової продуктивності комплексу

$$V_{\text{г.м.}} = \frac{Q_{\text{доба}} K_{\text{розп}}}{\gamma_{\text{г.м.}}}, \quad (7.4)$$

де $K_{\text{розп}}$ – коефіцієнт розпушування гірської маси, $K_{\text{розп}} = 1,15$;

$\gamma_{г.м.}$ – щільність гірської маси, т/м³.

Об'єм складу можна розрахувати виходячи з щільності руди і скельних порід розкриття. Але враховуючи наявність початкових даних щодо продуктивності комплексу за магнітним продуктом і відходом хвостів сухої магнітної сепарації, простіше піти від зворотного і спочатку розрахувати мінімальний об'єм приймального бункера (див. позицію 11 на рис. 7.1) і складу сухих відходів попереднього збагачення (див. позицію 12 на рис. 7.1) рівних добовим.

Добовий об'єм магнітного продукту після передзбагачення

$$V_{\text{магн}} = \frac{Q_{\text{магн}} K_{\text{розп}}}{\gamma_{\text{р}}} = \frac{599 \cdot 1,15}{3,41} = 202, \text{ м}^3,$$

де $\gamma_{\text{р}}$ – щільність руди в Петрівському кар'єрі, дорівнює 3,41 т/м³.

Проте бункер об'ємом 202 м³ займатиме чималі розміри, по цьому мінімальний об'єм бункера приймаємо, виходячи з вантажопідйомності авто-самоскида. На Петрівському кар'єрі основний вид транспорту БелАЗ вантажопідйомністю 110 т, тоді об'єм бункера (із запасом) прирівнюємо подвійному об'єму кузова 2*110 т=220 т або 74 м³.

Мінімальний об'єм складу сухих відходів попереднього збагачення приймаємо як добовий

$$V_{\text{хв}} = \frac{Q_{\text{хв}} K_{\text{розп}}}{\gamma_{\text{роз}}} = \frac{1795 \cdot 1,15}{2,7} = 764, \text{ м}^3,$$

де $\gamma_{\text{роз}}$ – щільність скельних порід розкриття в Петрівському кар'єрі, 2,7 т/м³.

Таким чином, добовий об'єм складу гірської маси для комплексу попереднього збагачення складе:

$$V_{\text{г.м.}} = V_{\text{магн}} + V_{\text{хв}} = 202 + 764 = 966, \text{ м}^3.$$

7.4.2. Розрахунок довжин ставу конвеєрів в технологічній схемі

Згідно з прийнятою технологічною схемою (див. рис. 7.1) завантаження сепаратора гірською масою і розподіл магнітного продукту і відходів після сухої магнітної сепарації здійснюється передатними конвеєрами 9, 13 і 14. Для розрахунку довжини конвеєра від сепаратора до бункера спочатку обчислюємо висоту, на яку необхідно підняти вантаж. Використовуючи математичні формули, вичислили, що висота бункера буде 4,2 м. З технічних характеристик БелАЗ- 75191 (110 т) його висота 5,13 м. Таким чином, висота підйому магнітного продукту з урахуванням габаритів бункера, автосамоскида, розвантажувального пристрою і проміжків безпеки буде 12,0 м. Якщо прийняти кут підйому конвеєрної установки під 20 градусів, то довжина конвеєрного ставу (13 елемент на рис. 7.1) буде 35 м.

Для розрахунку довжини конвеєра від сепаратора до складу відходів сухої магнітної сепарації виходимо з добового об'єму. Продуктивність комплексу за відходами $Q_{\text{хв}} = 1795$ т/добу. Об'єм складу $V_{\text{хв}} = 765$ м³. При відсипанні сипких гірських порід згори склад має форму конуса. Використовуючи математичну формулу об'єму конуса, вичислили, що його висота буде 9,0 м. Додаємо 1 м, щоб гірська маса складу не торкалася конвеєру, отримали висоту підйому 10,0. Якщо прийняти кут підйому конвеєрної установки під 20 градусів, то довжина конвеєрного ставу (14 елемент на рис. 7.1) буде 29 м. Виходячи з технічних характеристик сепаратора і конструктивних елементів його завантаження і розвантаження, висота підйому скельних порід розкриття з магнітними складовими склала 3,8 м і при куті підйому під 20 градусів, довжина конвеєрної лінії буде 11 м.

Таким чином, довжини конвеєрних ліній на рисунку 1 складуть:

- 9-ий елемент довжина 11 м;
- 13-ий елемент довжина 35 м;
- 14-ий елемент довжина 29 м.

7.4.3. Енергетичні споживачі комплексу попереднього збагачення

Визначена питома річна витрата електроенергії споживачів комплексу попереднього збагачення:

1) реверсивний катухий конвеєр (див. 5 елемент на рис. 7.1). Норма витрати електроенергії $H_1 = 0,7$ кВт·год/м³ [7]. Річне споживання електроенергії реверсивного катучого конвеєра визначено виходячи з продуктивності комплексу

$$E_1 = \frac{Q_{\text{комп}} K_{\text{розп}}}{\gamma_{\text{г.м.}}} H_1. \quad (7.5)$$

$$E_1 = 849\,870 \text{ (т/рік)} \cdot 1,15 / 2,91 \text{ (т/м}^3\text{)} \cdot 0,7 \text{ (кВт} \cdot \text{год/м}^3\text{)} = 235\,101 \text{ кВт.}$$

2) передаточний конвеєр на сепаратор (див. 9 елемент на рис. 7.1). Норма витрати електроенергії $H_2 = 0,55$ кВт·год/м³ [7]. Річне споживання електроенергії передатним конвеєром на сепаратор, розрахований виходячи з продуктивності комплексу

$$E_2 = \frac{Q_{\text{комп}} K_{\text{розп}}}{\gamma_{\text{г.м.}}} H_2 = \frac{849870 \cdot 1,15}{2,91} \cdot 0,55 = 184722, \text{ кВт.}$$

3) сепаратор сухої магнітної сепарації (див. 10 елемент на рис. 7.1). За норму витрати електроенергії H_3 прийнята номінальна потужність приводів сепаратора, яка складає 87 кВт. Річне споживання електроенергії сепаратором визначене виходячи з номінальної потужності приводів та кількості робочих годин

$$E_3 = H_3 T_{\text{зм}} K_{\text{зм}} n_{\text{зм}} K_{\text{рд}} K_{\text{в}} = 87 \cdot 8 \cdot 1,25 \cdot 1 \cdot 355 \cdot 0,57 = 176044, \text{ кВт}$$

де $K_{\text{в}}$ – коефіцієнт використання, $K_{\text{в}} = 0,57$. Був визначений виходячи з продуктивності комплексу. Теоретична продуктивність комплексу складає $350 \cdot 12 \cdot 1 \cdot 355 = 1\,491\,000$ т/рік, тоді як фактична за розрахунками отримана 849 870 т/рік. Виходячи з цього $K_{\text{в}} = 849870 / 1\,491\,000 = 0,57$.

4) передаточний конвеєр від сепаратора до бункеру (див. 13 елемент на рис. 7.1). За норму витрати електроенергії $H_2 = 0,55$ кВт·год/м³. Річне споживання електроенергії передатним конвеєром з сепаратору до бункеру розрахований виходячи з продуктивності комплексу за магнітним продуктом

$$E_4 = \frac{Q_{\text{магн}} K_{\text{розп}}}{\gamma_p} K_{\text{рд}} H_2 = \frac{599 \cdot 1,15}{3,41} 355 \cdot 0,55 = 39442, \text{ кВт.}$$

5) передаточний конвеєр від сепаратора до складу відходів (див. 13 елемент на рис. 7.1). За норму витрати електроенергії $H_2 = 0,55 \text{ кВт} \cdot \text{год}/\text{м}^3$. Річне споживання електроенергії передатним конвеєром з сепаратору до складу відходів розрахований виходячи з продуктивності комплексу за хвостами збагачення

$$E_5 = \frac{Q_{\text{хв}} K_{\text{розп}}}{\gamma_{\text{роз}}} K_{\text{рд}} H_2 = \frac{1795 \cdot 1,15}{2,7} 355 \cdot 0,55 = 149275, \text{ кВт.}$$

Сумарна питома річна витрата електроенергії комплексу складе

$$E_{\text{к}} = (E_1 + E_2 + E_3 + E_4 + E_5) K_{\text{п}},$$

$$E_{\text{к}} = (235101 + 184722 + 176044 + 39442 + 149275) \cdot 0,7 = 549208, \text{ кВт,}$$

де $K_{\text{п}}$ – коефіцієнт попиту, $K_{\text{п}} = 0,7$.

7.5. Розрахунок очікуваного річного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в кар'єрі

Для економічного обґрунтування застосування напівстаціонарного дробильно-збагачувального комплексу виконаний розрахунок очікуваного річного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в кар'єрі для скельних порід розкриття для Петрівського кар'єру. Розрахунок робився відповідно до Методики (основні положення) визначення економічної ефективності використання в народному господарстві нової техніки, винаходів і раціоналізаторських пропозицій [8]. Ця Методика встановлює єдині методичні

принципи визначення економічної ефективності нової техніки, винаходів і раціоналізаторських пропозицій і призначена для:

а) техніко-економічного обґрунтування вибору найкращих варіантів створення і впровадження нової техніки;

б) відображення показників економічної ефективності в нормах, нормативах і показниках планів підприємств, об'єднань, міністерств, відомств і народного господарства в цілому;

в) розрахунку фактичної ефективності нової техніки, винаходів і раціоналізаторських пропозицій;

г) розрахунок розміру премій за створення і впровадження нової техніки і винагород за винаходи і раціоналізаторські пропозиції.

Очікуваний річний економічний ефект визначається за формулою

$$E = \Delta\P - E_n \cdot K_{\text{дод}}, \text{ тис. грн,} \quad (7.6)$$

де $\Delta\P$ – приріст прибутку підприємства, викликаний оцінюваним заходом, тис. грн;

E_n – нормативний коефіцієнт економічної ефективності капітальних інвестицій, грн/грн (для нової техніки – 0,15 грн/грн; для оцінки сировинної бази – 0,10 грн/грн);

$K_{\text{дод}}$ – додаткові капітальні інвестиції для реалізації заходів щодо впровадження нових варіантів організаційних і технічних рішень, тис. грн.

Нормативний коефіцієнт економічної ефективності капітальних інвестицій приймається у розмірі 0,15 грн/грн. Термін окупності капітальних інвестицій при цьому повинен знаходитися в межах нормативного (до 6,7 року):

$$T_{\text{ок}} = \frac{K_{\text{дод}}}{\Delta\P} \leq 6,7 \text{ року.} \quad (7.7)$$

Приріст прибутку, викликаний оцінюваним заходом, визначається за формулою:

$$\Delta\P = C_k \cdot \Delta A_k - \Delta C, \quad (7.8)$$

де C_k – ціна 1 тонни залізорудного концентрату, що отримується з промислових продуктів передзбагачення, грн;

ΔA_k – додатковий обсяг виробництва концентрату з промислових продуктів передзбагачення, тис. т;

ΔC – зміна річних експлуатаційних витрат, пов'язаних із видобутком і переробкою промислових продуктів передзбагачення, тис. грн

Початкові дані для розрахунку річного економічного ефекту для застосування технології передзбагачення скельних порід розкриття щодо комплексу великошматкової магнітної сепарації представлені в таблиці 7.3.

Таблиця 7.3 – Початкові дані для розрахунку

Найменування показників	Величина показників за варіантами:	
	базовому (без магнітної сепарації)	новому (с магнітною сепарацією)
1	2	3
Видобуток некондиційних кварцитів, тис. т/год:	765,33	765,33
Складування порід розкриття:		
тис. м ³	263,00	120,76
тис. т	765,33	351,42
Переробка некондиційних кварцитів, тис. т/год:		
натуральна маса	-	765,33
суха маса	-	742,37
Масова доля вологи в видобутих некондиційних кварцитах й продуктах збагачення, %	3,00	3,00

Кінець таблиці 7.3

1	2	3
Виробництво промислового продукту сепарації, тис. т/год:		
натуральна маса	-	413,91
суха маса	-	401,49
Хвости магнітної сепарації, тис. т/рік		351,42
Масова доля заліза, %:		
в некондиційних кварцитах (вихідному живленні): – загальне	19,36	19,36
– магнетитове	12,48	12,48
в промисловому продукті сепарації	-	
– загальне		29,00
– магнетитове	-	16,63
Вихід промислового продукту сепарації, %	-	54,08
Витягання заліза в промисловий продукт сепарації, %		81,02

Продуктивність передзбагачувального комплексу, яка розрахована теоретично за технічними параметрами обладнання за формулою (7.1) може складати $Q_{\text{компл}} = 849,87$ тис. т/рік, тоді як за проектними даними на Петрівському кар'єрі видобуток некондиційних кварцитів складає 765,33 тис. т/рік. Таким чином, продуктивність передзбагачувального комплексу в подальших розрахунках приймаємо виходячи з існуючої сировинної бази.

До складу капітальних інвестицій (відносно проектних даних щодо будівництва ЦПТ на кар'єрі) додатково включаються витрати щодо будівництва комплексу передзбагачення і внутрішньокар'єрного транспорту. Додаткових капітальних вкладень в перевезення промислового продукту передзбагачення на збагачувальну фабрику не потрібно. Кошторисна вартість будівництва комплексу велико шматкової сухої магнітної сепарації і придбання транспортних засобів в кар'єрі оцінюються в сумі 123 290,41 тис. грн з урахуванням податку на додану вартість (ПДВ) або $C_{\text{стр}} = 102 742,01$ тис. грн без ПДВ. У подальших розрахунках

ПДВ не враховується, оскільки і ціни і експлуатаційні витрати також визначаються без урахування ПДВ.

Очікувані технологічні показники отримання з промислового продукту при передзбагаченні на збагачувальній фабриці комбінату визначені для умов збагачувальної фабрики ПАТ "ЦГЗК" (таблиця. 7.4).

Таблиця 7.4 – Технологічні показники переробки при передзбагаченні

Найменування показників	Величина показників
Переробка промпродукту СМС, тис. т/рік:	
в натуральних умовах	413,91
суха гірська маса	401,49
Масова доля вологи в продуктах збагачення, %:	
в промпродукті СМС	3,00
в концентраті	9,90
Виробництво концентрату, тис. т/год:	
гірська маса в натуральних умовах	115,38
суха гірська маса	103,96
Хвости (суха маса), тис. т/рік	297,53
Масова доля заліза, %:	
в промпродукті СМС - загального	29,00
- магнетитового	16,63
в концентраті - загального	67,50
- магнетитового	59,73
Вихід концентрату, %	25,89
Витягування заліза в концентрат, %:	
- загального	60,27
- магнетитового	93,00

Переробка промислового продукту ТПРК передбачена за схемою збагачувальної фабрики ПАТ "ЦГЗК" з трьома стадіями кульового подрібнення і класифікації, чотирма стадіями мокрої магнітної сепарації в слабкому полі, двома стадіями знешламлювання і фільтруванням. Масова доля заліза в концентраті мокрої магнітної сепарації (67,5%) прийнята на 1,3 пункту нижче рівня, що отримується з магнетитових кварцитів Петрівського кар'єру, проте є досить високою і забезпечує достатню конкурентоспроможність за цим показником якості. Витягання заліза магнетитового в концентрат (93%) відбиває рівень застосованої технології; приймається на 2 пункти нижче аналогічного показника при збагаченні магнетитових кварцитів Петрівського кар'єру.

Вихід концентрату (γ) з промислового продукту ТПРК на збагачувальній фабриці комбінату розраховується за формулою:

$$\gamma = \frac{\alpha_m \varepsilon_m k_3}{\beta}, \% \quad (7.9)$$

де α_m – масова доля заліза магнетитового в промисловому продукті передзбагачення, %;

ε_m – витягання заліза магнетитового в концентрат, %;

k_3 – коефіцієнт захвату немагнітних мінералів в концентрат (враховує відношення масової долі загального заліза к залізу магнетитовому);

β – масова доля заліза в концентраті після мокрої магнітної сепарації, %.

$$\gamma = 16,63 \cdot 93 \cdot 1,13 / 67,5 = 25,89\%.$$

Нижче зроблені розрахунки економії експлуатаційних витрат, пов'язаних зі зменшенням об'єму заскладованих у відвал порід розкриття, а також додаткових витрат щодо комплексу великошматкового попереднього збагачення, перевезенню промислового продукту передзбагачення залізничним транспортом з кар'єру на фабрику, переділу збагачення промислового продукту.

У основу розрахунку річних експлуатаційних витрат покладено застосування до фактичних витрат умовно-постійних і умовно-змінних частин собівартості.

Економія річних експлуатаційних витрат щодо складування порід розкриття складає:

$$\Delta C_{\text{вп}} = 6,547 \cdot (263,00 - 120,76) = 931,25 \text{ тис. грн.},$$

де 6,547 – умовно- змінна частина витрат щодо складування порід розкриття, які оцінюються, грн/м³;

263,00 и 120,76 – об'єми складування порід розкриття щодо порівнюваних варіантах, тис. м³.

Додаткові річні експлуатаційні витрати щодо перевезення промислових продуктів передзбагачення залізничним транспортом з кар'єру на збагачувальну фабрику складають:

$$\Delta C_{\text{зд}} = 0,27 \cdot 413,91 \cdot 35 = 3\,911,45 \text{ тис. грн.},$$

де 0,27 – умовно-змінна частина витрат щодо перевезення залізничним транспортом, грн/т·км;

413,91 – об'єм перевозки промислового продукту передзбагачення, тис. т;

35 – відстань перевезення з Петрівського кар'єру на збагачувальну фабрику і назад, км.

Додаткові річні експлуатаційні витрати щодо збагачення промислового продукту передзбагачення на фабриці (без витрат на складування хвостів мокрої магнітної сепарації) складають:

$$\Delta C_{\text{зф}} = (107,78 - 13,39) \cdot 115,38 = 10\,890,72 \text{ тис. грн},$$

де 107,78 – умовно-змінна частина витрат на виробництво 1 тони концентрату з промислового продукту передзбагачення, грн;

13,39 – те саме, на видалення і складування хвостів ММС, грн/т концентрату;

115,38 – виробництво концентрату з промислового продукту передзбагачення (продуктивність), тис. т.

Додаткові річні експлуатаційні витрати щодо видалення хвостів збагачення промислового продукту передзбагачення на збагачувальній фабриці складають:

$$\Delta C_{xx} = 7,00 \cdot 297,53 = 2\,082,71 \text{ тис. грн,}$$

де 7,00 – умовно-змінна частина витрат на видалення і складування 1 тони хвостів ММС, грн;

297,53 – додатковий випуск хвостів при виробництві концентрату з промислового продукту передзбагачення, тис. т.

Річні експлуатаційні витрати щодо комплексу велико шматкового магнітного механізованого передзбагачення і внутрішньокар'єрному транспорту визначається укрупненим способом, виходячи із співвідношення капітальних інвестицій і собівартості за нормативами післяопераційних витрат [9]. При перерахунку в ціни поточних років за допомогою офіційних індексів [10] це співвідношення складає 3,70.

Тоді експлуатаційні витрати щодо комплексу велико шматкового магнітного механізованого передзбагачення складуть:

$$\Delta C_{кр} = C_{стр} / 3,70 = 102\,742,01 / 3,70 = 27\,768,11 \text{ тис. грн.,}$$

де $C_{стр}$ – кошторисна вартість будівництва комплексу, тис. грн.

Загальна сума додаткових експлуатаційних витрат:

$$\Delta C = -931,25 + 3\,911,45 + 10\,890,72 + 2\,082,71 + 27\,768,11 = 43\,721,74 \text{ тис. грн.}$$

Вартість додаткової товарної продукції (залізородного концентрату) складає:

$$\Delta\Pi = 750 \cdot 115,38 = 86\,535,00 \text{ тис. грн.}$$

де 750 – ціна 1 тони концентрату, грн (мінімальний рівень 2013 р.).

Приріст прибутку в результаті застосування комплексу велико шматкового магнітного механізованого передзбагачення:

$$\Delta\Pi = \Delta\Pi - \Delta C = 86\,535,00 - 43\,721,74 = 42\,813,26 \text{ тис. грн.}$$

Очікуваний річний економічний ефект від застосування технології передзбагачення для скельних порід розкриття в умовах Петрівського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК" складе:

$$E = \Delta\Pi - 0,15 \cdot C_{\text{стр}} = 42\,813,26 - 0,15 \times 102\,742,01 = 27\,401,96 \text{ тис. грн.}$$

Термін окупності капітальних інвестицій:

$$T_{\text{ок}} = C_{\text{стр}} / \Delta\Pi = 102\,742,01 / 42\,813,26 = 2,4 \text{ роки.}$$

Очікуваний термін окупності 2,4 року в 2,8 разу нижче нормативного (6,7 року), що свідчить про економічну ефективність використання запропонованої технології передзбагачення скельних порід розкриття [11,12].

Розрахунок очікуваного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в умовах Петровського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК" затверджений заступником директора за економічними питаннями ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ» (Додаток П). Акт використання результатів науково-дослідних робіт в проектній документації ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ» (Додаток Р).

Основні параметри технологічної схеми та результати розрахунків надані в таблиці 7.5.

Таблиця 7.5 – Результати розрахунку економічної ефективності застосування технології передзбагачення скельних порід розкриття

Найменування показників	Величини показників
1	2
Видобуток й переробка некондиційних кварцитів, тис. т/год	765,33
Зменшення об'ємів складування порід розкриття:	
тис. м ³	142,24
тис. т	413,91
Виробництво промислового продукту передзбагачення, тис. т/рік	413,91
Виробництво залізорудного концентрату, тис. т/рік	115,38
Хвости ММС збагачувальної фабрики (суха маса), тис. т/рік:	297,53
Масова доля заліза, %:	
в некондиційних кварцитах (вихідному живленні передзбагачення):	
– загального	19,36
– магнетитового	12,48
в промисловому продукті передзбагачення:	-
– загального	29,0
– магнетитового	16,63
в концентраті	67,50
Вихід промислового продукту передзбагачення, %	54,08
Витягання заліза в промисловий продукт передзбагачення, %	81,02
Масова доля вологи в продуктах збагачення, %:	
в некондиційній руді и промисловому продукті	3,00
в концентраті	9,90
Вихід концентрату з промислового продукту, %	25,89

Кінець таблиці 7.5

1	2
Витягання заліза в концентрат з промислового продукту, %	
загального	60,27
магнетитового	93,00
Додаткові капітальні інвестиції на будівництво комплексу велико шматкового магнітного механізованого передзбагачення і придбання транспортних засобів в кар'єрі, тис. грн	102 742,01
Додаткові експлуатаційні витрати, тис. грн.	43 721,74
в том числі:	
щодо комплексу велико шматкового магнітного механізованого передзбагачення	27 768,11
щодо складування порід розкриття (економія)	- 931,25
щодо перевозки промислового продукту передзбагачення залізничним транспортом з кар'єра на фабрику	3 911,45
щодо збагачення промислового продукту передзбагачення на фабриці	10 890,72
щодо складування хвостів збагачення в хвостосховище	2 082,71
Ціна 1 т залізородного концентрату, грн	750,00
Вартість товарної продукції, тис. грн	86 535,00
Приріст прибутку, тис. грн	42 813,26
Очікуваний річний економічний ефект, тис. грн	27 401,96
Термін окупності капітальних інвестицій, роки	2,40

Визначений також вплив об'ємів видобутку і переробки скельних порід розкриття з магнітними складовими (втрат, некондиційних кварцитів, тощо) на величину річного економічного ефекту (рис. 7.3) [13].

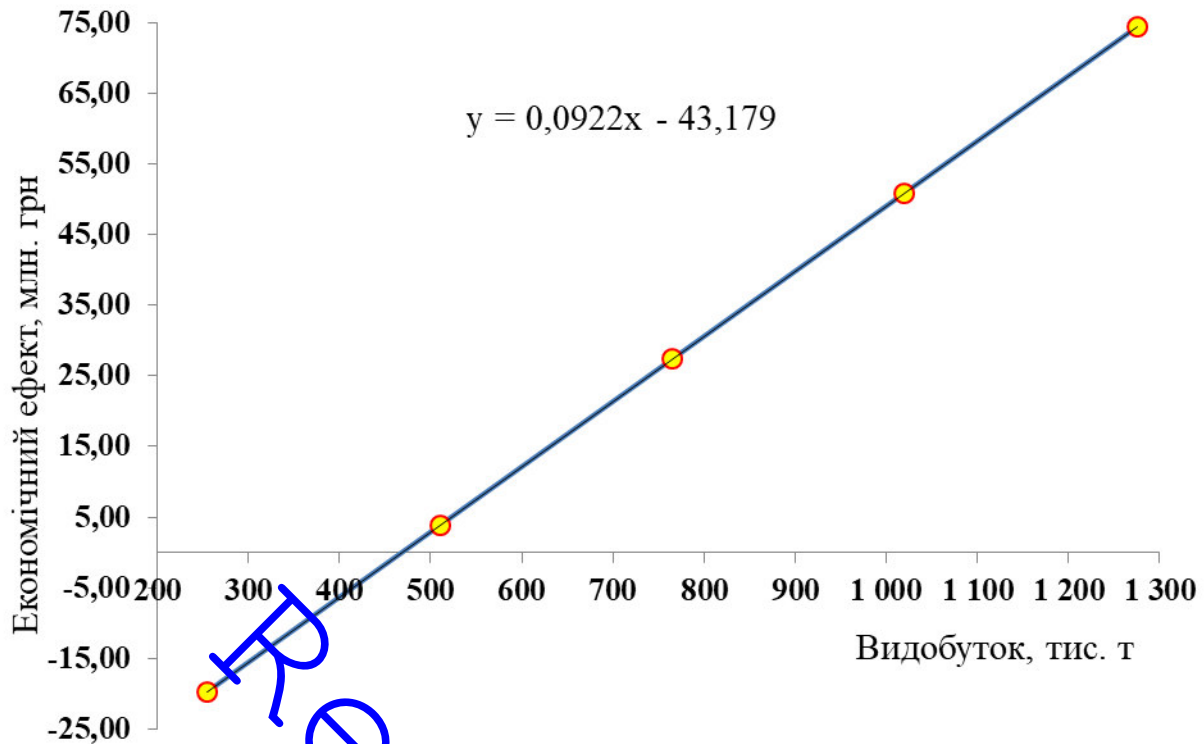


Рисунок 7.3 – Залежність величини економічного ефекту (Е) від об'єму виїмки ($Q_{\text{Роз}}^{\text{магн}}$) некондиційних кварцитів

Згідно отриманих розрахунків отримана економіко-математична модель, яка представляє собою прямо пропорційну залежність:

$$E = 0,0922 Q_{\text{Роз}}^{\text{магн}} - 43,179. \quad (7.11)$$

Допустимі значення об'ємів видобутку, які забезпечують умову, при якій економічний ефект $E \geq$ нулю, знаходяться на рівні:

$$Q_{\text{Роз}}^{\text{магн}} \geq \frac{43,179}{0,0922} = 468,32, \text{ тис. т.}$$

Представляється, що істотніше залучення до переробки некондиційних кварцитів може спричинити збільшення виробничих потужностей комплексу великошматкового магнітного механізованого передзбагачення, потреби в додаткових

транспортних коштах і, отже, додаткові капітальні інвестиції і експлуатаційні витрати.

7.6. Висновки за розділом 7

1. Розроблена технологічна схема напівстаціонарного дробильно-збагачувального комплексу для скельних порід розкриття, який передбачено розташувати на перевантажувальному пункті ЦПТ Петрівського кар'єру (ЦПТ запроектована проектною організацією), для економічного обґрунтування якої виконаний розрахунок очікуваного річного економічного ефекту.

2. Очікуваний річний економічний ефект від застосування технології передзбагачення був визначений в порівняльному аналізі двох варіантів: базового (без магнітного передзбагачення) і нового (з магнітним передзбагаченням). У основу розрахунку річних експлуатаційних витрат покладено застосування до фактичних витрат умовно-постійних і умовно-змінних частин собівартості.

3. Очікуваний річний економічний ефект від застосування технології передзбагачення для скельних порід розкриття в умовах Петрівського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК" склав 27 401,96 тис. грн. Термін окупності капітальних інвестицій 2,4 року, що в 2,8 разу нижче нормативного (6,7 року), що свідчить про економічну ефективність використання запропонованої технології передзбагачення скельних порід розкриття на комплексі велико шматкової магнітної механізованої сепарації.

Розрахунок експлуатаційних і капітальних витрат дробильно-збагачувального комплексу показав, що **витрати збільшуються за наступними позиціями:**

- Придбання устаткування: сепаратор сухої магнітної сепарації, 3 передаточних конвеєри, бункер під магнітний продукт, навантажувач.
- Персонал на обслуговування.
- Збільшення споживання електроенергії.
- Збільшується об'єм мокрих хвостів на збагачувальній фабриці за рахунок переробки більшої кількості гірської маси.

Витрати зменшуються:

- Зменшуються втрати руди у породах розкриття, отже, зменшується податок на втрати.
- Зменшується об'єм порід розкриття на об'єм магнітного продукту, це означає, що треба менше місця на відвалі.
- Звільняється техніка на відвалі за рахунок меншого об'єму порід розкриття (екскаватор).
- Збільшується виробнича потужність кар'єру на об'єм витягнутого магнітного продукту.
- Збільшується об'єм кінцевого продукту (концентрату тощо).
- Зменшується коефіцієнт розкриття.
- Переробка забалансових запасів (некондиційних руд, втрат з контактних зон, збіднюваних руд).

4. Економіко-математична модель дозволила визначити вплив об'ємів виїмки і переробки скельних порід розкриття з магнітною складовою на величину річного економічного ефекту, яке полягає в тому, що економічний ефект матиме позитивне значення при переробці мінімум 468,32 тис. т гірської маси.

7.7. Список використаних джерел за розділом 7

1. Вілкул О.Ю. Огляд світового ринку залізорудної сировини // Вісник Криворізького технічного університету. 2004. № 4. С. 3 – 12.
2. Бабий Е.В. Зависимость разубоживания полезного ископаемого от параметров экскавационных машин // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2011. Вып. 94. С. 3-10.
3. Бабий Е.В., Синенко М.А. Квалиметрическая оценка качества добычи железных руд, потери и разубоживание // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2010. Вып. 89. С. 9-18.
4. Разработка технологических схем предобогащения руды в карьерах по условиям качественных характеристик руд и технологических комплексов, которые

используются: отчет о НИР (промежут.) / ИГТМ НАН Украины; рук. Четверик М.С.; исполн.: Бабий Е.В. [и др.]. Днепропетровск, 2008. 50 с. № ГР0107U012100. Инв. № 6867.

5. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 3 т. М.: Горная книга, 2008. Т 1. Обогащительные процессы и аппараты. 470 с.

6. Четверик М.С., Бабий Е.В., Терещенко В.В., Левченко К.А. Повышение производственной мощности карьера с применением комплекса предобогащения // Metallurgical and Mining Industry. Днепропетровск, 2013. № 3. С. 96-101.

7. Общесоюзные нормы технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов. ОНТП 18-85. Утверждены приказом Министерства промышленности Строительных материалов СССР № 808 от 20.12.85. Согласованы Госстроем СССР и ГКНТ (письмо № 45-914 от 20.11.85). Ленинград, 1988.

8. Методика (основные положения) определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений / URL: <http://www.economics.kiev.ua> (дата звернення: 12.07.2014).

9. Методика пооперационной оценки технологических схем обогащения железных руд и нормативы затрат / НИИ «Механообрчермет». Кривой Рог, 1987. 47 с.

10. Ціноутворення у будівництві: Збірка офіційних документів і роз'яснень. К.: ІНПРОЕКТ, 2016. № 2. 58 с.

11. Бабий К.В. Теоретичні основи технології передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах // Metallurgical and Mining Industry. 2018. № 1. С. 45-50.

12. Бабий Е.В. Экономическое обоснование применения комплекса предварительного обогащения для скальных вскрышных пород карьеров Кривбасса // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2016. Вип. 129. С. 205-216.

13. Бабий Е.В., Султанбекова Ж.Ж. Методические основы обоснования параметров технологии предобогащения руды в карьере для определения ее экономической эффективности // Горный журнал Казахстана. Алматы, 2018. № 11. С. 9-15.

Read-Only

ВИСНОВКИ

Дисертація є завершеною науково-дослідною роботою в галузі геомеханіки відкритої розробки корисних копалин, у якій дано рішення актуальної наукової проблеми розвитку геомеханічних основ технологій передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах, яке полягає у встановленні закономірностей зміни гранулометричного складу і показників рудного потоку від геомеханічних, геологічних, технічних та технологічних параметрів видобутку під впливом вибухового руйнування та сухої магнітної сепарації, що дозволило розробити нові технологічні схеми та способи видобутку і переробки мінеральної сировини в глибоких залізородних кар'єрах, впровадження яких дозволило отримати очікуваний економічний ефект від використання способу передзбагачення порід розкриття з магнітною складовою у сумі більше ніж 27 млн грн в рік, що має суттєве значення для підвищення ефективності гірничодобувних підприємств.

Основні наукові і практичні результати дисертаційної роботи.

1. Підвищення ефективності видобутку залізних руд досягається управлінням якості рудного вантажопотоку з гірського масиву складної геологічної будови завдяки підготовці гірської маси через рівномірність руйнування та переробки за допомогою сухої магнітної сепарації.

2. Вперше експериментально встановлений вплив орієнтування осі вибухової порожнини відносно площини контактної зони складно структурного масиву на показники кондиційного дроблення гірської маси, розрахунки якого виявили, що оптимальні умови при розташуванні вибухової порожнини паралельно до контактних зон $K_{др}=63,2-64,5\%$, задовільні при розташуванні вибухової порожнини перпендикулярно до шарів $K_{др}=55-57,5\%$ і найгірші для структурно однорідного масиву $K_{др}=47,2\%$.

3. Встановлені емпіричні залежності коефіцієнту запасу стійкості укосу видобувного уступу від геологічних параметрів родовища, які характеризується кількістю анізотропних гірських порід у видобувному блоку різних фізико-механічних властивостей, поліноміальною залежністю від кута падіння контактної

зони та логарифмічною залежністю від потужності включення. Виявлено, що несприятливим є виймання гірської маси екскаватором при кутах падіння безрудного прошарку в межах 35-45 градусів до площини виїмки гірської маси.

4. Вперше встановлено закономірності збіднювання рудного потоку за допомогою коефіцієнта засмічення, який встановлюється ступеневою залежністю від технічної характеристики (місткість ківшу екскаватора), експоненціальною залежністю від технологічних характеристик (ширини заходки видобувного блоку, висоти уступу) та ступеневою залежністю від геологічних характеристик (кута нахилу безрудного прошарку та його потужності) й знаходиться в прямо пропорційній залежності від згідного напрямку контактної зони і лінії укосу уступу і знижується в 2-3 рази під впливом дії додаткового технологічного процесу сухої магнітної сепарації в кар'єрі.

5. Вперше встановлена залежність втрат корисної копалини від якісних характеристик гірської маси, яка визначається відношенням якісних показників: вмісту заліза в промпродукті від вмісту заліза у вихідній сировині і відходах збагачення, які в свою чергу поліноміально залежать від технічних характеристик устаткування, та зворотно пропорційною залежністю від об'ємів переробки. Обґрунтована ефективність переробки скельних порід розкриття в кар'єрі після стадії крупного механічного дроблення, що досягається зменшенням втрат корисної копалини до 5 разів.

6. Розроблена класифікація контактних зон «руда-вміщуючі породи» за геологічними ознаками (форма, переміжність, складність, магнітна сприйнятливність, візуальні відмінності між різними контактуючими шарами), якісними характеристиками порід, які вміщують (типи порід, вміст корисного компонента), технологічними параметрами ведення гірничих робіт (згідне або незгідне падіння контактної зони, лінії укосу уступу і фронту робіт, кут падіння контакту), яка дозволяє оцінити міру засмічення рудної маси і обсяги втрат корисної копалини.

7. Розроблено нові способи розробки і переробки залізних руд, які відрізняються тим, що в кар'єрі застосовують додаткові технологічні процеси (стадії дроблення та суху магнітну сепарацію) в залежності від типу гірської маси:

некондиційні або збіднювані руди, скельні породи розкриття, що стало основою при розробці рекомендацій щодо створення дослідно-промислової ділянки технології передзбагачення руди на Інгулецькому кар'єрі.

8. Розроблено методику коригування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі, яка дозволяє дослідити вплив попереднього збагачення на зміну кожного з параметрів виробничих комплексів підприємства в межах об'ємів гірської маси щодо порід розкриття, рудної маси та концентрату.

9. Доведена ефективність технології передзбагачення руди в кар'єрі, яка визначається енергозбереженням за технологічними процесами видобутку й переробки залізних руд в кар'єрі і на збагачувальній фабриці ГЗК, які визначаються експоненціальною залежністю питомих енерговитрат вибуху, поліноміальною залежністю буріння гірських порід, ступеневою залежністю трьох стадій дроблення від фізико-механічних властивостей порід та лінійною залежністю екскавації, транспорту, грохочення і сепарації від технічних характеристик обладнання, що дозволяє зберегти до 12 % енергії в процесі переробки і лінійно залежить від відсотка об'єму передзбагачення до загального об'єму видобутку.

10. Виконано техніко-економічне обґрунтування доцільності впровадження технології передзбагачення скельних порід розкриття в кар'єрах Кривбасу. В умовах Петрівського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК" отриманий очікуваний річний економічний ефект у 27 401,96 тис. грн. Термін окупності капітальних інвестицій 2,4 року, що в 2,8 разу нижче нормативного (6,7 року), свідчить про економічну ефективність використання запропонованої технології.

11. Розроблені науково-технічні основи створення технології передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах, технічні пропозиції, методики і рекомендації, розроблені способи видобутку й переробки руди упроваджувались в проектах і передавались проектним організаціям та гірничодобувним підприємствам Криворізького залізородного басейну.

ДОДАТКИ

Read-Only

ДОДАТОК А

Дані польових відомостей геофізичних досліджень контактних зон в видобувному блоку. Виконання каротажу магнітної сприйнятливості гірських порід і залізних руд в свердловинах

Блок 109 гор. -40 м

Першотравневий кар'єр ПівнГЗКу

№ св.	Координати устя свердловини, виконання вимірів				Глиби на	Залізо магн.	№ св.	Координати устя свердловини, виконання вимірів				Глиби на	Залізо магн.
	X	Y	Z	Z устя				X	Y	Z	Z устя		
1	52873,41	59966,74	-21,8	-21,3	0,5	13,22	2	52861,79	59969,19	-22,41	-21,91	0,5	9,34
			-22,3	-21,3	1	13,22				-22,91	-21,91	1	9,34
			-22,8	-21,3	1,5	9,34				-23,41	-21,91	1,5	9,34
			-23,3	-21,3	2	11,93				-23,91	-21,91	2	11,28
			-23,8	-21,3	2,5	8,69				-24,41	-21,91	2,5	10,63
			-24,3	-21,3	3	11,28				-24,91	-21,91	3	11,28
			-24,8	-21,3	3,5	11,28				-25,41	-21,91	3,5	10,63
			-25,3	-21,3	4	6,73				-25,91	-21,91	4	9,99
			-25,8	-21,3	4,5	8,69				-26,41	-21,91	4,5	11,93
			-26,3	-21,3	5	9,34				-26,91	-21,91	5	11,93
			-26,8	-21,3	5,5	7,38				-27,41	-21,91	5,5	12,57
			-27,3	-21,3	6	8,04				-27,91	-21,91	6	10,63
			-27,8	-21,3	6,5	8,69				-28,41	-21,91	6,5	13,22
			-28,3	-21,3	7	6,73				-28,91	-21,91	7	9,99
			-28,8	-21,3	7,5	7,38				-29,41	-21,91	7,5	13,86
			-29,3	-21,3	8	6,73				-29,91	-21,91	8	13,86
			-29,8	-21,3	8,5	8,04				-30,41	-21,91	8,5	13,22
			-30,3	-21,3	9	9,34				-30,91	-21,91	9	15,16
			-30,8	-21,3	9,5	9,34				-31,41	-21,91	9,5	13,86
			-31,3	-21,3	10	11,28				-31,91	-21,91	10	11,28
	-31,8	-21,3	10,5	8,69		-32,41	-21,91	10,5	11,93				
	-32,3	-21,3	11	9,34		-32,91	-21,91	11	9,99				
	-32,8	-21,3	11,5	9,99		-33,41	-21,91	11,5	10,63				
	-33,3	-21,3	12	8,04		-33,91	-21,91	12	13,22				
	-33,8	-21,3	12,5	12,57		-34,41	-21,91	12,5	11,28				
	-34,3	-21,3	13	13,22		-34,91	-21,91	13	8,69				
	-34,8	-21,3	13,5	13,86		-35,41	-21,91	13,5	8,69				
	-35,3	-21,3	14	13,22		-35,91	-21,91	14	9,99				
	-35,8	-21,3	14,5	14,51		-36,41	-21,91	14,5	10,63				
	-36,3	-21,3	15	15,16		-36,91	-21,91	15	11,93				
	-36,8	-21,3	15,5	17,75		-37,41	-21,91	15,5	9,34				
	-37,3	-21,3	16	17,10		-37,91	-21,91	16	8,69				
	-37,8	-21,3	16,5	16,45		-38,41	-21,91	16,5	9,99				
	-38,3	-21,3	17	15,80		-38,91	-21,91	17	9,34				
	-38,8	-21,3	17,5	17,10		-39,41	-21,91	17,5	9,34				
	-39,3	-21,3	18	15,80		-39,91	-21,91	18	8,69				
	-39,8	-21,3	18,5	15,16		-40,41	-21,91	18,5	13,86				
	-40,3	-21,3	19	16,45		-40,91	-21,91	19	11,93				
	-40,8	-21,3	19,5	15,16									

№ св.	Координати устя свердловини, виконання вимірів				Глиби на	Залізо магн.	№ св.	Координати устя свердловини, виконання вимірів				Глиби на	Залізо магн.
	X	Y	Z	Z устя				X	Y	Z	Z устя		
3	52861,70	59955,88	-22,04	-21,54	0,5	15,80	4	52863,37	59943,10	-21,37	-20,87	0,5	13,86
			-22,54	-21,54	1	15,80				-21,87	-20,87	1	13,86
			-23,04	-21,54	1,5	15,16				-22,37	-20,87	1,5	11,93
			-23,54	-21,54	2	17,75				-22,87	-20,87	2	10,63
			-24,04	-21,54	2,5	19,06				-23,37	-20,87	2,5	9,34
			-24,54	-21,54	3	17,10				-23,87	-20,87	3	9,34
			-25,04	-21,54	3,5	15,16				-24,37	-20,87	3,5	11,93
			-25,54	-21,54	4	15,80				-24,87	-20,87	4	16,45
			-26,04	-21,54	4,5	18,40				-25,37	-20,87	4,5	21,69
			-26,54	-21,54	5	17,75				-25,87	-20,87	5	21,69
			-27,04	-21,54	5,5	16,45				-26,37	-20,87	5,5	20,37
			-27,54	-21,54	6	13,86				-26,87	-20,87	6	29,93
			-28,04	-21,54	6,5	18,40				-27,37	-20,87	6,5	22,36
			-28,54	-21,54	7	17,10				-27,87	-20,87	7	26,43
			-29,04	-21,54	7,5	16,45				-28,37	-20,87	7,5	21,03
			-29,54	-21,54	8	19,06				-28,87	-20,87	8	21,69
			-30,04	-21,54	8,5	19,06				-29,37	-20,87	8,5	19,06
			-30,54	-21,54	9	17,10				-29,87	-20,87	9	21,03
			-31,04	-21,54	9,5	19,06				-30,37	-20,87	9,5	21,03
			-31,54	-21,54	10	17,75				-30,87	-20,87	10	19,71
			-32,04	-21,54	10,5	17,10				-31,37	-20,87	10,5	20,37
			-32,54	-21,54	11	17,10				-31,87	-20,87	11	25,74
			-33,04	-21,54	11,5	15,80				-32,37	-20,87	11,5	20,37
			-33,54	-21,54	12	18,40				-32,87	-20,87	12	19,71
			-34,04	-21,54	12,5	17,75				-33,37	-20,87	12,5	21,03
			-34,54	-21,54	13	17,10				-33,87	-20,87	13	20,37
			-35,04	-21,54	13,5	15,80				-34,37	-20,87	13,5	18,40
			-35,54	-21,54	14	16,45				-34,87	-20,87	14	19,71
	-36,04	-21,54	14,5	19,71		-35,37	-20,87	14,5	17,17				
	-36,54	-21,54	15	17,10		-35,87	-20,87	15	17,75				
	-37,04	-21,54	15,5	18,40		-36,37	-20,87	15,5	20,37				
	-37,54	-21,54	16	18,40		-36,87	-20,87	16	19,06				
	-38,04	-21,54	16,5	18,40		-37,37	-20,87	16,5	20,37				
	-38,54	-21,54	17	20,37		-37,87	-20,87	17	23,03				
	-39,04	-21,54	17,5	17,75		-38,37	-20,87	17,5	20,37				
	-39,54	-21,54	18	17,10		-38,87	-20,87	18	21,03				
	-40,04	-21,54	18,5	15,80		-39,37	-20,87	18,5	25,74				
	-40,54	-21,54	19	17,10		-39,87	-20,87	19	21,03				
	-41,04	-21,54	19,5	17,75		-40,37	-20,87	19,5	22,36				
	-41,54	-21,54	20	18,40		-40,87	-20,87	20	20,37				
	-42,04	-21,54	20,5	19,719		-41,37	-20,87	20,5	25,06				
						-41,87	-20,87	21	19,06				
						-42,37	-20,87	21,5	21,03				
						-42,87	-20,87	22	19,06				

ДОДАТОК Б

Програма-методика дослідження в полігонних умовах впливу анізотропії міцностних і акустичних властивостей матеріалу моделей на характер їх дроблення вибухом подовженого циліндричного заряду ВР і відомості розрахунку гранулометричного складу продуктів руйнування експериментальних моделей

ПОГОДЖЕНО

Начальник АРЗ СП ГУ ДСНС України
в Дніпропетровській області

полковник

В.В.Сокол

« 16 » 01 2018 г.

УТВЕРЖДАЮ

Зам. директора ИГТМ
НАН Украины по научной работе
чл-кор. НАН Украины

А.И. Волошин

« 17 » 01 2018 г.

ПРОГРАММА-МЕТОДИКА

ИССЛЕДОВАНИИ В ПОЛИГОННЫХ УСЛОВИЯХ ВЛИЯНИЯ
АНИЗОТРОПИИ ПРОЧНОСТНЫХ И АКУСТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ
МАТЕРИАЛА МОДЕЛЕЙ НА ХАРАКТЕР ИХ ДРОБЛЕНИЯ ВЗРЫВОМ
УДЛИНЕННОГО ЦИЛИНДРИЧЕСКОГО ЗАРЯДА ВВ

Разработчики:

АРЗ СП ГУ ДСНС України у Дніпропетровській області

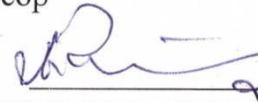
Начальник ГПР АРЗ СП ГУ ДСНС
України у Дніпропетровській області
майор служби ЦЗ



В.А.Адамов

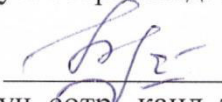
ИГТМ НАН Украины

Зав. отделом геомеханических основ
технологий открытой разработки ме-
сторождений, докт. техн. наук, про-
фессор



М.С. Четверик

Ст. науч. сотр., канд. техн. наук



Е.В. Бабий

Ст. науч. сотр., канд. техн. наук



К.С. Ищенко

Днепро

ВВЕДЕНИЕ

Физико-механические свойства горных пород, их строение, перемежаемость, трещиноватость, условия залегания, обводненность оказывают существенное влияние на характер их взрывного дробления. Наличие трещин различной морфологии (плотно-сомкнутых и раскрытых), контактных зон с различной прочностью пород (рудная залежь с вмещающими породами, прослойки пород в рудной залежи) в разрушаемой взрывом среде изменяет действие на нее основных разрушающих факторов взрыва – волн напряжений и газообразных продуктов детонации.

Данная методика направлена на изучение в полигонных условиях влияния анизотропии прочностных и акустических свойств среды на характер дробления взрывом удлиненного цилиндрического заряда взрывчатого вещества (ВВ). В разработке методики а также в методическом сопровождении экспериментальных исследований и обработке результатов экспериментов принимают участие сотрудники отдела механики взрыва горных пород и отдела геомеханических основ технологий открытой разработки месторождений ИГТМ НАН Украины. Сопровождение экспериментов проводится сотрудниками аварийно-спасательного отряда спецназначения главного управления государственной службы Украины по чрезвычайным ситуациям в Днепропетровской области (АСО СН ГУ ГСЧС Украины в Днепропетровской области).

1. ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ МОДЕЛЕЙ И УСЛОВИЙ ИХ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ

Для проведения экспериментальных исследований по изучению характера дробления неоднородных (с различной прочностью) твердых сред запланировано две серии экспериментов:

- изучение характера дробления неоднородных (с различной прочностью) твердых сред взрывом одиночного удлиненного цилиндрического заряда ВВ, расположенных перпендикулярно \perp и параллельно \parallel слоистости;
- изучение характера дробления неоднородных (с различной прочностью) твердых сред взрывом при взаимодействии двух удлиненных цилиндрических зарядов ВВ, расположенных перпендикулярно \perp и параллельно \parallel слоистости.

Для проведения 2-х серий экспериментальных исследований по моделированию разрушения взрывом твердой среды с контактными зонами различной прочности изготавливаются модели из песчано-цементной смеси кубической формы с ребром 200 мм. Для этого в металлической форме размещаются песчано-цементное тесто слоями. Один слой формируется из смеси равной пропорции: 1: 1 – песок + цемент марки 400М, а другой: 1 : 1 – гранитная крошка + цемент марки 400М с добавлением 0,5 л воды.

При изготовлении моделей для 2-х серий экспериментов с помощью вставок относительно их оси на глубину 105 мм формируются цилиндрические полости диаметром 8-10 мм для размещения в них удлиненных цилиндрических зарядов ВВ (рис. 1). В модели с размером ребра 200 мм формируются две зарядные полости.

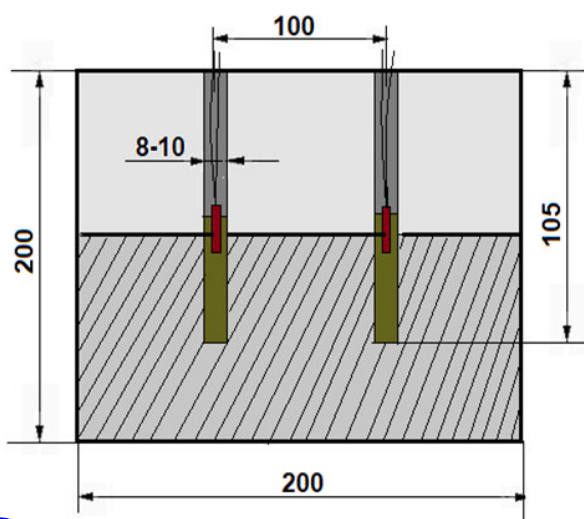


Рисунок 1 – Схема модели с расположением в ней зарядных полостей

Перед формированием в модели удлиненных цилиндрических зарядов ВВ изготавливаются бумажные патроны, наружный диаметр которых составляет 0,95 диаметра зарядной полости. В подготовленных цилиндрических патронах размещается высокобризантное ВВ типа тэн массой 1,0 г или отрезки детонирующего шнура (ДШ) для всех серий экспериментов. Удельный расход составляет 0,3 кг/м³. В качестве забойки используется кварцевый песок фракции 0,25 мм. Для инициирования зарядов применяются отрезки волноводов – НСИ «Импульс», «ПРИМА ЭРА» длиной 0,8 м, соединенные с капсюлем-детонатором. Подрыв зарядов осуществляется взрывным прибором ПИВ-100М.

Так как действие взрыва зависит от физико-механических и прочностных свойств разрушаемой среды, одновременно с изготовлением основных моделей изготавливаются образцы кубической формы с ребром 40 ± 2 мм для определения в лабораторных условиях плотности (ρ), скорости продольных волн (C_p) и прочности на одноосное сжатие материала моделей ($\sigma_{сж}$). Прочностные и физико-механические свойства разрушаемой среды определяются в соответствии с действующими ГОСТами [1-4].

Экспериментальные исследования разрушающего действия взрыва удлиненных цилиндрических зарядов ВВ на подготовленных песчано-цементных моделях планируется проводить в условиях учебного полигона АСО СН ГУ ГСЧС Украины в Днепропетровской области. Модели необходимо размещать в толстостенную металлическую обрешиненную взрывную камеру. Внешний вид взрывной камеры с установленной в ней моделью, до и после взрыва представлен на рис. 2.

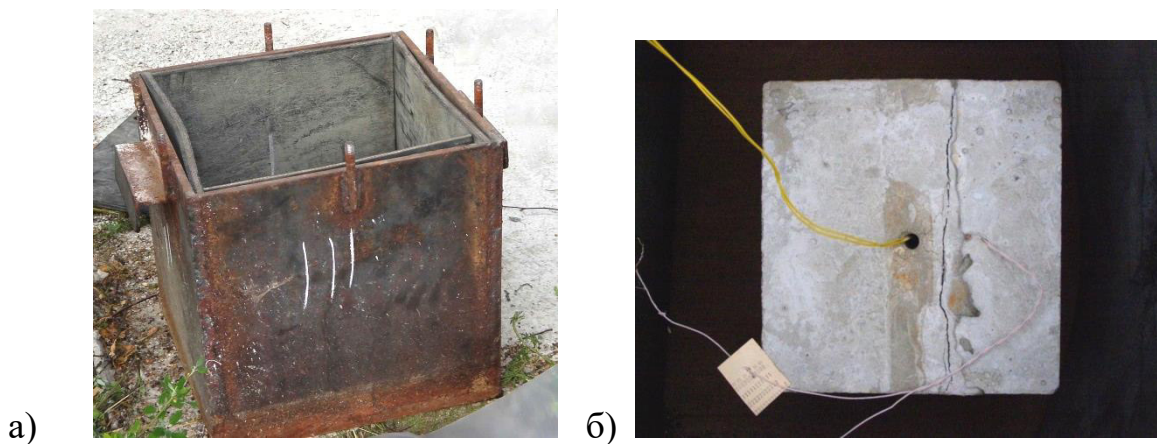


Рисунок 2 – Внешний вид взрывной камеры (а) и камеры с моделью (б) до взрыва

2. ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА РАЗРУШЕННЫХ МОДЕЛЕЙ

После каждого взрыва предусмотрено исследование гранулометрического состава разрушенных моделей методом ситового анализа с использованием анализатора ситового А30 и набора лабораторных сит типа СЛ-200 №58 с отверстиями следующих размеров 0,25; 0,5; 1,0; 2,0; 3,0; 5,0; 7,0; 10,0; 12,0; 16,0; 20,0; 26,0; 30,0; 40,0; 50,0; 60,0; 70,0; 80,0 мм.

При обработке гранулометрического состава определяется общая масса разрушенной взрывом части модели, содержание мелких фракций, содержание крупных фракций и диаметр среднего куска.

3. ОБЪЕМ И СРОКИ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ

3.1. Для испытаний будет изготовлено 5 моделей. В каждой модели, имеющей зарядную полость, будет формироваться удлиненный цилиндрический заряд ВВ типа тэн.

3.2. Инициирование зарядов в модели будут проводить отрезком волновода длиной 0,8 м НЭСИ «Импульс» или «Прима ЭРА» соединенный с капсюлем-детонатором.

3.3. Общее количество ЭД – 5 шт.

3.4. Сроки проведения испытаний – II– III квартал 2018 г.

4. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ В ПОЛИГОННЫХ УСЛОВИЯХ

4.1. Перед началом испытаний лица, их проводящие, должны быть ознакомлены с программой-методикой проведения полигонных испытаний.

4.2. Сотрудники АСО СН ГУ ГСЧС Украины в Днепропетровской области и ИГТМ НАН Украины, участвующие в выполнении экспериментальных исследований, перед выездом на учебный полигон должны быть ознакомлены и

проинструктированы в соответствии с правилами ТБ и ЕПБВР с обязательной росписью в специальном журнале АСО СН ГУ ГСЧС Украины в Днепропетровской области.

4.3. Сборку моделей, установку их во взрывную камеру будут осуществлять сотрудники ИГТМ НАН Украины.

4.4. Регламентные работы, связанные с подготовкой и проведением взрывов на моделях выполняют сотрудники учебного полигона АСО СН ГУ ГСЧС Украины в Днепропетровской области.

4.5. Формирование зарядов ВВ в зарядных полостях моделей, коммутацию взрывной сети и их подрыв будет вести сотрудники учебного полигона АСО СН ГУ ГСЧС Украины.

4.6. Ответственным за безопасное проведение взрывных работ при взрывании моделей на полигоне осуществляют сотрудники учебного полигона АСО СН ГУ ГСЧС Украины.

4.7. Все работы на полигоне ведут в строгом соответствии с ЕПБВР.

Литература

1 ГОСТ 21153.0–75. Породы горные. Отбор проб и общие методы физических испытаний. Введен с 01.07.75. – М.: Изд-во стандартов, 1976. – 20с.

2 ГОСТ 10181.2–81. Смеси бетонные. Методы определения плотности. Введен с 01.01.81. – М.: Изд-во стандартов, 1981. –25с.

3 ГОСТ 21153.2–84. Породы горные. Метод определения предела прочности при одноосном сжатии. Введен с 01.07.86. – М.: Изд-во стандартов, 1986. – 10с.

4 ГОСТ 21153.7–75. Породы горные. Метод определения скоростей распространения упругих продольных и поперечных волн. Введен с 01.01.75.– М.: Изд-во стандартов, 1976. – 35с.

5 Барон Л.И. Определение свойств горных пород / Л.И. Барон, Б.М. Логунцов, Е.З. Позин. – М.: Гос. научн.–техн. изд. лит. по горному делу, 1962. –162с.

Гранулометрический состав продуктов разрушения экспериментальных моделей

Модель 1

Модель Тип ее Размер, Масса Условия нагружения	Общая площадь поверхнос ти модели, $S_{об}$, $см^2$	Размер фракции, d_i , см	Средний размер фракции, d_{icp} , см	Масса i-ой фракции, m_i , кг	Доля i-ой фракции в общей массе разрушенной части модели, W_i		Средний диаметр i- ой фракции d_i , W_i ($\sum d_{icp} W_i$ - сред кус.)	Площадь новой поверхности i-ой фракции m_i / d_{icp}	Площадь вновь образованной поверхности, S_H $см^2$
					$m_i/m_{общ}$	%			
Песчано- цементная 200x200 мм Масса =16,350 кг Плотность= 2,043 кг/м ³ Объем= 8x10 ⁻³ м ³ Нагружение 2-мя зарядами массой 4 г высокобризан- тного ВВ Удельный расход ВВ $Q=m/v =$ $=4 \cdot 10^{-3} / 8 \cdot 10^{-3} =$ 0,5 кг/м ³	2 400 $см^2$	- 0 + 0,025	0,0125	0,400	0,025	2,5	0,0003	32,0	$S_H = 2223,2$ $см^2$
		- 0,025 + 0,05	0,0375	0,570	0,035	3,5	0,001	15,2	
		- 0,05 + 0,1	0,075	0,315	0,02	2,0	0,0013	4,2	
		- 0,1 + 0,2	0,15	0,450	0,03	3,0	0,0045	3,0	
		- 0,2 + 0,3	0,25	0,430	0,026	2,6	0,0065	1,72	
		- 0,3 + 0,5	0,4	0,530	0,035	3,5	0,014	1,45	
		- 0,5 + 0,7	0,6	0,490	0,03	3,0	0,018	0,816	
		- 0,7 + 1,00	0,85	0,70	0,043	4,3	0,036	0,82	
		- 1,00 + 1,2	1,10	0,50	0,03	3,0	0,033	0,45	
		- 1,2 + 1,6	1,4	1,330	0,082	8,2	0,115	0,95	
		- 1,6 + 2,0	1,8	0,850	0,052	5,2	0,0935	0,47	
		- 2,0 + 2,6	2,3	0,850	0,052	5,2	0,111	0,37	
		- 2,6 + 3,0	2,8	0,580	0,035	3,6	0,1	0,2	
		- 3,0 + 4,0	3,5	1,740	0,10	10,0	0,35	0,5	
- 4,0 + 6,0	5,0	2,100	0,13	13,0	0,65	0,42			
- 6,0 + 8,0	7,0	4,350	0,268	26,8	1,876	0,62			
				$\sum 16,235$ кг			$d_{cp} = \sum 3,41$ см	$\sum = 60,2$ $см^2$	

$$S_H = \frac{6}{\rho} \left(\sum_{i=0}^n \frac{m_i}{d_{icp}} + \dots + \frac{m_{in}}{d_{icp}} \right) - S_o, \text{ см}^2$$

Модель 3

Модель Тип ее Размер, Масса Условия нагружения	Общая площадь поверхности модели, $S_{об}$, $см^2$	Размер фракции, d_i , см	Средний размер фракции, d_{cp} , см	Масса i-ой фракции, m_i , кг	Доля i-ой фракции в общей массе разрушенной части модели, W_i		Средний диаметр i-ой фракции $d_{icp} \cdot W_i$ ($\sum d_{icp} \cdot W_i$ - сред кус.)	Площадь новой поверхности и i-ой фракции m_i / d_i	Площадь вновь образованной поверхности, S_H $см^2$
					$m_i / m_{общ}$	%			
Песчано-цементная Слоистая различной прочности 200x200 мм Масса = 16,140 кг Плотность = 2,3 кг/м³ Объем = $8 \times 10^{-3} м^3$ Нагружение 2-мя зарядами массой 4 г высокобризан- тного ВВ ⊥ плоскости грани модели Удельный расход ВВ $Q = m/v =$ $= 4 \cdot 10^{-3} / 8 \cdot 10^{-3} =$ 0,5 кг/м³	2 400 $см^2$	- 0 + 0,025	0,0125	0,2	0,013	1,3	0,00016	16,0	$S_H = 2296,4 \text{ см}^2$
		- 0,025 + 0,05	0,0375	0,27	0,017	1,7	0,00063	7,2	
		- 0,05 + 0,1	0,075	0,243	0,015	1,5	0,0011	3,24	
		- 0,1 + 0,2	0,15	0,33	0,034	3,4	0,0051	3,5	
		- 0,2 + 0,3	0,25	0,435	0,027	2,7	0,007	1,7	
		- 0,3 + 0,5	0,4	0,5	0,032	3,2	0,013	1,25	
		- 0,5 + 0,7	0,6	0,5	0,032	3,2	0,02	0,83	
		- 0,7 + 1,00	0,85	0,8	0,052	5,2	0,044	,094	
		- 1,00 + 1,2	1,10	0,69	0,044	4,4	0,05	0,63	
		- 1,2 + 1,6	1,4	1,05	0,069	6,8	0,095	0,75	
		- 1,6 + 2,0	1,8	1,0	0,065	6,5	0,117	0,55	
		- 2,0 + 2,6	2,3	1,120	0,072	7,2	0,166	0,49	
		- 2,6 + 3,0	2,8	1,920	0,124	12,4	0,35	0,686	
		- 3,0 + 4,0	3,5	1,32	0,085	8,5	0,3	0,38	
		- 4,0 + 6,0	5,0	2,4	0,15	15,0	0,75	0,5	
		- 6,0 + 8,0	7,0	2,5	0,16	16,0	1,12	0,35	
				$\sum 15,475$ кг			$d_{cp} \sum 3,2$ см	39,00 $см^2$	

Модель 4

Модель Тип ее Размер, Масса Условия нагружения	Общая площадь поверхнос ти модели, $S_{об}$, $см^2$	Размер фракции, d_i , см	Средний размер фракции, d_{icp} , см	Масса i-ой фракции, m_i , г	Доля i-ой фракции в общей массе разрушенной части модели, W_i		Средний диаметр i- ой фракции $d_{icp} W_i$ ($\sum d_{icp} W_i$ - сред кус.)	Площадь новой поверхности i-ой фракции m_i / d_i	Площадь вновь образованной поверхности, S_n $см^2$
					$m_i/m_{общ}$	%			
Песчано-цемен- тная слоистая различной прочности 200x200 мм Масса = 16,125 кг Плотность= 2,3 кг/м³ Объем= 8x10⁻³ м³ Нагружение 2-мя зарядами массой 4 г высокобрызган- тного ВВ слоям модели Удельный расход ВВ $Q=m/v =$ $=3 \cdot 10^{-3} / 8 \cdot 10^{-3} =$ 0,5 кг/м³	2 400 $см^2$	- 0 + 0,025	0,0125	0,28	0,05	5,0	0,0006	22,4	$S_n = 2282,8 \text{ см}^2$
		- 0,025 + 0,05	0,0375	0,29	0,02	2,0	0,00075	7,7	
		- 0,05 + 0,1	0,075	0,15	0,0094	0,94	0,0007	2,0	
		- 0,1 + 0,2	0,15	0,46	0,03	3,0	0,0045	0,92	
		- 0,2 + 0,3	0,25	0,4	0,025	2,5	0,005	1,6	
		- 0,3 + 0,5	0,4	0,64	0,04	4,0	0,016	1,6	
		- 0,5 + 0,7	0,6	0,6	0,037	3,7	0,022	1,0	
		- 0,7 + 1,00	0,85	0,80	0,05	5,0	0,0425	0,94	
		- 1,00 + 1,2	1,10	0,58	0,036	3,6	0,04	0,52	
		- 1,2 + 1,6	1,4	1,00	0,063	6,3	0,088	0,71	
		- 1,6 + 2,0	1,8	1,26	0,08	8,0	0,144	0,7	
		- 2,0 + 2,6	2,3	1,150	0,072	7,2	0,165	0,5	
		- 2,6 + 3,0	2,8	0,75	0,047	4,7	0,13	0,26	
		- 3,0 + 4,0	3,5	1,5	0,094	9,4	0,239	0,43	
		- 4,0 + 6,0	5,0	3,42	0,215	21,5	1,07	0,7	
- 6,0 + 8,0	7,0	2,6	0,163	16,3	1,141	0,37			
				$\sum 15,88 \text{ кг}$			$d_{cp} \sum 3,10 \text{ см}$	44,92 $см^2$	

ДОДАТОК В

Методика коректування виробничої потужності кар'єру і продуктивності розкривного комплексу при застосуванні технології передзбагачення руди в кар'єрі

НАЦИОНАЛЬНАЯ АКАДЕМИЯ НАУК УКРАИНЫ
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова

УТВЕРЖДАЮ

Зам. директора по научной работе

ИГТМ НАН Украины

член-корреспондент НАН Украины



А.И.Волошин

МП « 10 » / 04 2013 г.

МЕТОДИКА
КОРРЕКТИРОВАНИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА
И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ВСКРЫШНОГО КОМПЛЕКСА
ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДОБОГАЩЕНИЯ
РУДЫ В КАРЬЕРЕ

Зав. отделом геомеханических
основ технологий открытой
разработки месторождений
д-р техн. наук, проф.


М.С. Четверик

Старший научный сотрудник
канд. техн. наук


Е.В. Бабий

Днепропетровск
2013

УДК 622.271.012.3:622.741.3-144

Методика корректирования производственной мощности карьера и производительности вскрышного комплекса при применении технологии предобогащения руды в карьере. - Днепропетровск: Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2013.- 14 с.

Настоящая методика разработана в Институте геотехнической механики им. Н.С. Полякова на основании теоретических исследований в области развития перспектив горно-металлургического комплекса Украины и передовых энерго- и ресурсосберегающих технологий.

Работа выполнена в рамках бюджетных тем № III-46-08 «Розробка теоретичних основ технології передзбагачення руди в кар'єрах та формування технологічних комплексів», утвержденной Постановлением Бюро отделения механики НАН Украины, протокол № 4 от 11.07.07 г. и № III-63-12 «Обґрунтування геотехнологічних систем розробки, схем розкриття горизонтів, технологічних процесів та їх параметрів при доробці глибоких кар'єрів» утвержденной Постановлением Бюро отделения механики НАН Украины, протокол № 5 от 08.11.2011 г.

В основу методики корректирования производственной мощности карьера положены результаты исследований способов добычи и переработки железорудных крутонаклонных месторождений, создания и обоснования технологии предобогащения руды в карьере, формирования технологических схем и типизации комплексов оборудования предобогащения, производительности оборудования и взаимосвязи производственных мощностей горно-обогатительного комбината.

Методика предназначена для определения производственной мощности карьера при применении технологии предобогащения, изменения производительности вскрышного комплекса и обогатительной фабрики в условиях карьеров Кривбасса.

В разработке методики принимали участие научные сотрудники и инженерно-технические работники ИГТМ НАН Украины: Четверик М.С., Бабий Е.В., Синенко М.А., Тужикова Е.С., Икол А.А.

ВВЕДЕНИЕ

Криворожский бассейн - богатейшее месторождение железных руд Украины, при разработке которого получают высококачественные концентраты и окатыши. Однако запасы богатых руд, расположенных в верхних горизонтах, истощены и в разработку вовлекаются более бедные руды с глубоких горизонтов. Кроме того процесс добычи и транспортирования горной массы сопровождается потерями и разубоживанием. Это обусловлено усложнением геологического строения продуктивной толщи, многочисленной перемежаемостью рудных и безрудных пород, наличием некондиционных и забалансовых руд, перемешиванием горной массы при взрывных работах, необходимостью выемки безрудных прослоев до 10 м в рудную массу, невозможность селективной выемки из-за использования комплекса машин большой единичной мощности и т.д. Бедные руды необходимо предварительно подвергать обогащению. Этот процесс существенно удорожает стоимость конечной продукции, поэтому одной из основных проблем развития и освоения минерально-сырьевой базы железных руд Кривбасса является создание экономически конкурентоспособных технологий добычи и обогащения для получения ликвидных товарных продуктов высокого качества.

При технологии предобогащения руды в карьере (ТПРК) на обогатительную фабрику из карьера поступает предобогащенная руда. Сущность ТПРК заключается в применении в карьере, кроме существующих (буровзрывные работы, экскавация, транспорт, крупное механическое дробление) дополнительно технологические процессы: среднее механическое дробление (при необходимости) и сухую магнитную сепарацию [1,2].

Ввод этих технологических процессов требует обоснования системы разработки с учетом геологических данных о месторождении, свойствах пород и качестве руд, разработки схем и систем вскрытия горизонтов, обоснования их параметров, установления объемов предобогащения по месторождению. На их основе, с учетом минимума энергетических затрат по процессам выбрать технологический комплекс по предобогащению руды в карьере. Это позволяет в совокупности обосновать параметры технологических процессов.

На базе установленных закономерностей указанных выше параметров и их взаимосвязи, в методике дается расчет производственной мощности карьера при применении технологии предобогащения руды в карьере для разных типов минерального сырья. Обосновано изменение производительности вскрышных работ; выход магнитного продукта при предобогащении кондиционных, некондиционных, разубоженных руд и скальной вскрыши, содержащей магнетит; извлечение полезного компонента и изменение объема горной массы поступающей на обогатительную фабрику, что позволяет проектировать и эффективно применять технологию предобогащения руды в карьере.

1 СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА

При проектировании и планировании горных работ производственные мощности карьера по руде, вскрышным работам и обогатительной фабрики находятся во взаимосвязи. Изменение одной производственной мощности повлечет за собой изменение остальных. Так, если уменьшить объем вскрышных работ, то уменьшатся вскрытые запасы, и за отсутствием необходимого объема добычных работ будет простаивать обогатительная фабрика. Или повышение добычи руд соответственно вызывает необходимость увеличения вскрышных работ и изыскание резервов на обогатительной фабрике для переработки горной массы.

2 УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ЭТАПЫ

2.1. Объекты

2.1.1. Объектом технологии предобогащения могут быть следующие подразделения горного предприятия: карьер, шахта, отвал, хвостохранилище.

2.2. Подготовительные этапы исследования объекта и сбора исходных данных

2.2.1. Горно-геологический анализ объекта:

– строение месторождения (монокристаллическое рудное тело или многочисленная перемежаемость рудных и безрудных пород, выклинивание полезного ископаемого, наличие тектонических нарушений и железорудных горизонтов, не вошедших в продуктивную толщу),

– анализ контактных зон «руда – вмещающие породы» (согласное или несогласное направление отработки, тип вмещающих пород по содержанию в них полезного компонента),

– физико-механические свойства рудных разновидностей,

– схемы вскрытия рудных горизонтов и направления отработки добычного участка,

– выявить причины потерь и разубоживания руды согласно применяемой технологии добычи и переработки,

– определиться с типом горной массы подлежащей предобогащению: кондиционная руда, разубоженная руда, некондиционные или окисленные руды, вскрышные породы, содержащие магнетит.

2.2.2. Определить объемы потерь и разубоживания руды по годам согласно плану горных работ и режиму отработки месторождения вдоль контактных зон со вскрышными породами, безрудными прослойками, тектонических нарушений и т.д.

2.2.3. Определить объем горной массы подлежащий предобогащению как сумму полезного ископаемого и примешиваемых пустых пород:

- при предобогащении разубоженных руд: объем кондиционных руд и примешиваемые пустые породы;

- при предобогащении скальных вскрышных пород: объем потерь полезного ископаемого и вмещающих пород.

2.2.4. В зависимости от ценности типа перерабатываемого минерального сырья определиться со стадией механического дробления перед технологическим процессом сухой магнитной сепарации:

- кондиционные руды с высоким содержанием полезного компонента рационально подвергать всем трем стадиям дробления;

- разубоженные руды слабомагнитными включениями из контактных зон и некондиционные руды забалансовых запасов подлежат рудоразборке после среднего дробления;

- разубоженные руды пустыми породами и вскрышные породы, содержащие магнетит рационально подвергать рудоразборке после крупного дробления.

2.2.5. Исходя из необходимой крупности перерабатываемого куска горной массы, выполнить подбор оборудования технологического комплекса.

2.2.6. Для обоснования экономической эффективности и рентабельности применения комплекса рудоразборки выполнить лабораторные эксперименты или стендовые испытания на соответствующих сепараторах проб горной массы. Получить параметры предварительного обогащения.

2.2.7. Разработать технологическую схему предобогащения с размещением:

- оборудования на одном уступе;
- поуступное расположение оборудования;
- при расположении оборудования на борту карьера;
- возле квершлага при открыто-подземной выемке железистых кварцитов.

2.2.8. Определить производительность комплекса предобогащения в соответствии с оборудованием и технологической схемой.

3 ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

3.1 Исходными данными для расчета производственной мощности карьера при технологии предобогащения являются:

- объем горной массы, подлежащий предобогащению;
- тип минерального сырья, подлежащего предобогащению;
- физико-механические свойства исходного минерального сырья;
- физико-механические свойства вмещающих пород;
- высота скальных уступов;
- длина фронта рудных и вскрышных работ;
- средний угол откоса рабочего борта карьера;
- содержание железа общего и магнитного в исходном минеральном сырье;
- содержание железа общего и магнитного в магнитном продукте;

- содержание железа общего и магнитного в отходах обогащения;
- текущая производственная мощность карьера и производительность вскрышного комплекса;
- себестоимость добычи руды;
- себестоимость вскрышных работ;
- расходы обогатительной фабрики на 1 т концентрата;
- расход руды на 1 т концентрата.

4 РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМОВ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ РАЗНЫХ ТИПОВ РУД

4.1. Применение технологии предобогащения в карьере для разубоженных руд при текущей эксплуатации предприятия приведет к уменьшению объема рудной массы, поступающей на обогатительную фабрику на объем выделяемых хвостов (рис. 1). Следовательно, на обогатительной фабрике будут дни простоя из-за недостатка минерального сырья [3].



Рисунок 1 – Схема распределения объемов горной массы при применении комплекса рудоразборки для разубоженных руд

4.2. Применение технологии предобогащения в карьере для скальных вскрышных пород (некондиционные руды, потери и руды, не вошедшие в продуктивную толщу) при текущей эксплуатации предприятия приведет к увеличению объема рудной массы, поступающей на обогатительную фабрику на объем извлеченного магнитного продукта (рис. 2).



Рисунок 2 – Схема распределения объемов горной массы при применении комплекса рудоразборки для скальных вскрышных пород

4.3. Применение технологии предобогащения в карьере для кондиционных и разубоженных руд приведет к улучшению качества рудной массы и уменьшения его объема, поступающего на обогатительную фабрику (см. рис. 1). Поэтому чтобы на обогатительной фабрике не было простоев необходимо увеличить производственную мощность карьера (рис. 3), что повлечет за собой дополнительные объемы вскрышных работ.

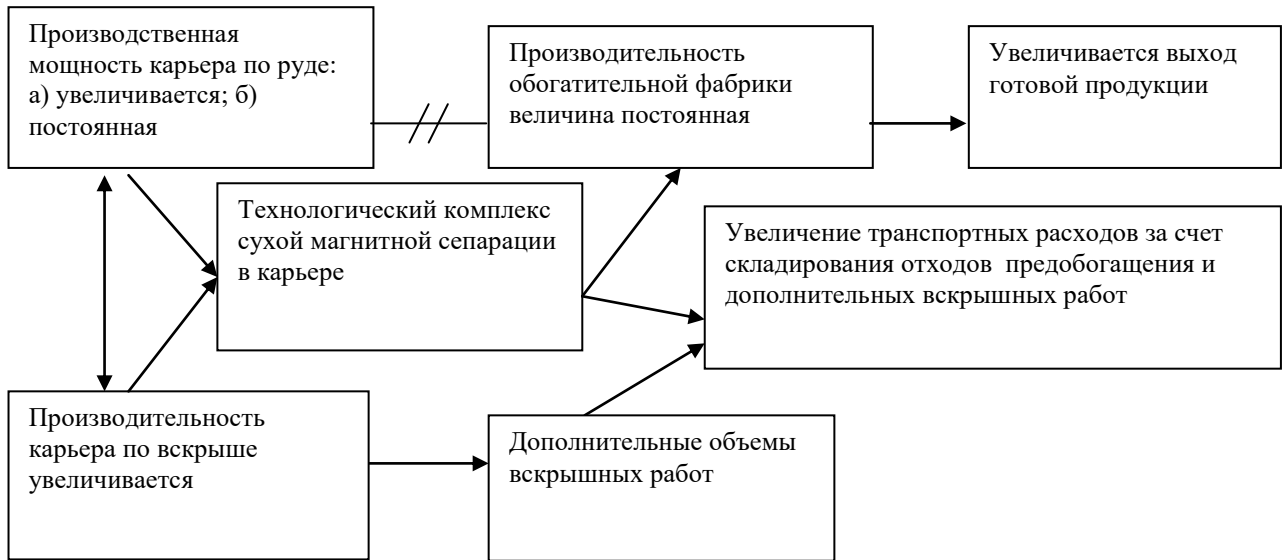


Рисунок 3 – Схема взаимосвязи производственных комплексов горнодобывающего предприятия при увеличении производственной мощности карьера и применении технологии предобогащения

5 РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КОМПЛЕКСОВ ГОРНОДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ В КАРЬЕРЕ

5.1. Технологический процесс сухой магнитной сепарации производит разделение исходной горной массы на два продукта: магнитный продукт (руда) и немагнитный продукт (отходы обогащения).

5.1.1. Выход магнитного продукта

$$\gamma_{\text{к}}^{\text{пр}} = \frac{\alpha - \theta}{\beta_{\text{пр}} - \theta} 100, \quad (1)$$

где $\gamma_{\text{к}}^{\text{пр}}$ – выход магнитного продукта при предобогащении, %; α – содержание полезного компонента в исходной горной массе, %; $\beta_{\text{пр}}$ – содержание полезного компонента в извлеченном магнитном продукте, %; θ – содержание полезного компонента в отходах предобогащения, %.

Содержание полезного компонента в исходной горной массе определяется геологической службой карьера. Содержание полезного компонента в извлеченном магнитном продукте и отходах обогащения определяются лабораторными экспериментами или стендовыми испытаниями на соответствующих сепараторах проб горной массы карьера.

5.1.2. Исходя из условия разделения исходной горной массы на два конечных продукта [4] определяются сухие отходы обогащения (с выходом $\gamma_{\text{хв}}^{\text{пр}}$)

$$\gamma_{\text{хв}}^{\text{пр}} = 100\% - \gamma_{\text{к}}^{\text{пр}}. \quad (2)$$

5.2. Распределение объема горной массы в процессе рудоразборки

$$\Delta Q_{\text{пр}} = Q_{\text{пр}}^{\text{магн}} + Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}, \quad (3)$$

где $\Delta Q_{\text{пр}}$ - объем горных пород, подлежащий предобогащению; $Q_{\text{пр}}^{\text{магн}}$ - объем магнитного продукта; $Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}$ - объем немагнитного продукта (хвосты сухой магнитной сепарации).

5.2.1. Определение объема магнитного продукта

$$Q_{\text{пр}}^{\text{магн}} = \frac{\Delta Q_{\text{пр}} \gamma_{\text{к}}^{\text{пр}}}{100}. \quad (4)$$

5.2.2. Определение отходов обогащения

$$Q_{\text{пр}}^{\text{хв}} = \frac{\Delta Q_{\text{пр}} \gamma_{\text{хв}}^{\text{пр}}}{100} = \Delta Q_{\text{пр}} - Q_{\text{пр}}^{\text{магн}}. \quad (5)$$

5.3. Производственная мощность карьера согласно типу перерабатываемого минерального сырья

5.3.1. Производственная мощность карьера при предобогащении разубоженных руд (см. п. 4.1) и рудного грузопотока (балансовые запасы) уменьшается на объем извлеченных хвостов обогащения

$$Q_{\text{р}}^1 = Q_{\text{р}} - \Delta Q_{\text{пр}} + Q_{\text{пр}}^{\text{магн}}, \quad (6)$$

где $Q_{\text{р}}$ - производственная мощность карьера до применения предобогащения; $Q_{\text{р}}^1$ - производственная мощность карьера после применения предобогащения.

5.3.2. Производственная мощность карьера при предобогащении вскрышных пород, содержащих магнетит (см. п. 4.2) из вскрышного скального грузопотока, (забалансовые запасы) увеличивается на объем извлеченного магнитного продукта

$$Q_{\text{р}}^2 = Q_{\text{р}} + (\Delta Q_{\text{пр}} - Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}) = Q_{\text{р}} + Q_{\text{пр}}^{\text{магн}}. \quad (7)$$

5.3.3. Для поддержания постоянной производственной мощности карьера или ее увеличения при применении предобогащения к кондиционным рудам (см. п. 4.3) рудного грузопотока (балансовые запасы) необходимо увеличить добычу полезного ископаемого на $\Delta Q_{\text{р}}$ равный объему извлеченных отходов предобогащения

$$Q_{\text{р}}^3 = Q_{\text{р}} = Q_{\text{р}}^1 + \Delta Q_{\text{р}}. \quad (8)$$

5.4. Влияние технологии предобогащения руды в карьере на изменение производительности вскрышного комплекса

5.4.1. Производительность вскрышного комплекса при предобогащении кондиционных или разубоженных руд из рудного грузопотока (балансовые запасы) увеличивается на объем извлеченных хвостов обогащения

$$Q_B^1 = Q_B + Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}, \quad (9)$$

где Q_B - производительность вскрышного комплекса до применения предобогащения; Q_B^1 - производительность вскрышного комплекса после применения предобогащения.

5.4.2. Производительность вскрышного комплекса при предобогащении некондиционных руд и вскрышных пород, содержащих магнетит, из вскрышного скального грузопотока (забалансовые запасы) уменьшается на объем извлеченного магнитного продукта

$$Q_B^2 = Q_B - \Delta Q_{\text{пр}} + Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}. \quad (10)$$

5.4.3. При увеличении производственной мощности карьера или при увеличении добычи на $\Delta Q_{\text{р}}$ для компенсации объема извлеченных отходов предобогащения необходимо увеличить производительность вскрышного комплекса. Зависимость производительности вскрышного комплекса от производственной мощности карьера представляет собой [5]

$$Q_B' = \frac{Q_{\text{р}} h_{\text{у}} L_{\text{о.в.}} \text{ctg} \beta_{\text{ср}}}{\gamma \Pi_{\text{ср}} L_{\text{о.р.}}}, \quad (11)$$

где Q_B' - производительность вскрышного комплекса при увеличении производственной мощности карьера, м³; $h_{\text{у}}$ - высота уступов, м; $L_{\text{о.в.}}$ - общая длина фронта вскрышных работ, м; $\beta_{\text{ср}}$ - средний угол откоса рабочего борта карьера, град.; γ - плотность руды, т/м³; $\Pi_{\text{ср}}$ - средняя ширина рабочей площадки по руде, м; $L_{\text{о.р.}}$ - общая длина фронта рудных работ, м.

Кроме того объем вскрышных пород при применении технологии предобогащения увеличится на объем выделенных отходов обогащения, поэтому производительность вскрышного комплекса составит

$$Q_B^3 = Q_B' + Q_{\text{пр}}^{\text{хв}}. \quad (12)$$

5.5. Производительность обогатительной фабрики

Производительность обогатительной фабрики по концентрату без применения технологии предобогащения руды в карьере составляет

$$Q_{\text{ф}} = Q_{\text{р}} \frac{\alpha - \varphi}{\beta - \varphi}, \quad (13)$$

где Q_{ϕ} - производительность обогатительной фабрики по концентрату, т; α - содержание металла в руде, добытой в карьере, %; β - содержание металла в конечной продукции обогатительной фабрики, %; φ - содержание металла в отходах обогащения, %.

5.5.1. Производительность обогатительной фабрики по концентрату без увеличения производственной мощности и использовании технологии предобогащения в карьере для балансовых руд будет та же, перерабатывая меньший объем, но лучшего качества. В этом случае на обогатительной фабрике будут дни простоя оборудования из-за недостатка сырья

$$Q_{\phi}^1 = Q_{\phi} = Q_p^1 \frac{\beta_{\text{пр}} - \varphi}{\beta - \varphi}. \quad (14)$$

5.5.2. Производительность обогатительной фабрики по концентрату без увеличения производственной мощности и использовании технологии предобогащения в карьере для забалансовых руд будет больше за счет извлеченного магнитного продукта из вскрышных пород

$$Q_{\phi}^2 = Q_p^2 \gamma_k = Q_p \frac{\alpha - \varphi}{\beta - \varphi} + Q_{\text{магн}} \frac{\beta_{\text{пр}} - \varphi}{\beta - \varphi}, \quad (15)$$

где γ_k - выход конечного продукта из обогатительного передела, %.

5.5.3. Производительность обогатительной фабрики по концентрату при использовании технологии предобогащения в карьере для всего рудного грузопотока с увеличением производственной мощности на объем выделенных отходов предобогащения будет больше за счет переработки более качественного минерального сырья

$$Q_{\phi}^3 = Q_{\phi} = Q_p^1 \frac{\beta_{\text{пр}} - \varphi}{\beta - \varphi} = Q_p \frac{\beta_{\text{пр}} - \varphi}{\beta - \varphi}. \quad (16)$$

5.6. Прирост производства концентрата

5.6.1. При применении технологии предобогащения для балансовых руд без увеличения производственной мощности карьера прирост производства отсутствует

$$\Delta q^1 = 0. \quad (17)$$

5.6.2. При применении технологии предобогащения для забалансовых руд без увеличения производственной мощности карьера прирост производства составит

$$\Delta q^2 = Q_{\phi}^2 - Q_{\phi} = Q_{\text{магн}} \frac{\beta_{\text{пр}} - \varphi}{\beta - \varphi}. \quad (18)$$

5.6.3. При применении технологии предобогащения для балансовых руд с увеличением производственной мощности карьера прирост производства составит

$$\Delta q^3 = Q_{\Phi}^3 - Q_{\Phi} = Q_p \frac{\beta_{np} - \varphi}{\beta - \varphi} - Q_p \frac{\alpha - \varphi}{\beta - \varphi} = Q_p \frac{\beta_{np} - \alpha}{\beta - \varphi}. \quad (19)$$

5.7. Скорость понижения горных работ

При повышении производственной мощности карьера путем увеличения скорости понижения горных работ увеличится глубина карьера и годовые объемы вскрышных работ. Скорость понижения горных работ при текущей производственной мощности карьера составляет

$$h = \frac{Q_p}{SK_{II}}, \quad (20)$$

где h – скорость понижения горных работ, м/год; S – средняя площадь рудной залежи по карьере, м²; K_{II} – коэффициент извлечения руд.

5.7.1. Скорость понижения горных работ при применении технологии предобогащения в карьере для балансовых руд без увеличения производственной мощности будет такой же, как без ТПРК.

5.7.2. Скорость понижения горных работ при применении технологии предобогащения в карьере для забалансовых руд без увеличения производственной мощности будет такой же, как без ТПРК.

5.7.3. При применении технологии предобогащения в карьере для балансовых руд и увеличении производственной мощности карьера необходимая скорость понижения горных работ определяется зависимостью [5]

$$h_{гн} = \frac{Q_{\Phi} K_{np}}{\gamma Ш_{cp} L_{op}} \quad (21)$$

где $h_{гн}$ – необходимая скорость понижения горных работ, м/год; K_{np} – коэффициент, учитывающий потери и разубоживание руды при добыче; γ – плотность руды, т/м³; $Ш_{cp}$ – средняя ширина рабочей площадки по руде, м; L_{op} – общая длина рудного фронта работ, который будет перемещаться в данном году, м.

ВЫВОДЫ

1. При технологии предобогащения руды в карьерах процесс концентрации полезного компонента в железных рудах осуществляется с помощью технологического процесса - сухой магнитной сепарации. Его применение возможно при наличии у предобогащаемой горной массы магнитного свойства. Анализ горной массы карьера показал, что магнитными свойствами обладают: руда и часть скальной вскрыши. Относительно учета запасов эти горные породы относятся к балансовым запасам (кондиционные и разубоженные руды) и забалансовым запасам (некондиционные руды, тонкие магнитные прослойки, не подсчитанные в запасы, выклинивающиеся участки полезного ископаемого, потери и т.д.).

2. Применение технологии предобогащения руды в карьере (комплексно или частично на отдельные рудные потоки, подлежащие сухой магнитной сепарации) приведет к уменьшению производственной мощности карьера на объем выделенных хвостов предобогащения, что в результате приведет к уменьшению производительности обогатительной фабрики, так как за нехваткой рудной массы будут дни простоя оборудования. При этом за счет переработки более качественного минерального сырья на выход готовой продукции это не повлияет.

3. При постоянной производительности обогатительной фабрики и применении технологии предобогащения руды в карьере необходимо либо увеличить производственную мощность карьера, либо выполнять предобогащение вскрышных пород, чтобы компенсировать выделенный объем хвостов и добавить объем рудной массы до требуемого на обогатительной фабрике. 5e

4. При технологии предобогащения руды в карьере:

а) повышается производительность комбината по концентрату за счет переработки более качественного сырья;

б) снижаются затраты на концентрат в связи с вовлечением в переработку некондиционных и разубоженных руд и уменьшения при этом потерь и коэффициента вскрыши;

в) уменьшаются объемы транспортирования руды из карьера на поверхность и от карьера до обогатительной фабрики;

г) снижается объем энергопотребления, поскольку расходы энергии на дробление и сухую магнитную сепарацию в карьере меньше, чем на измельчение не предобогащенной руды на обогатительной фабрике.

Таким образом, потери и разубоживание руды, наличие некондиционных руд, эксплуатация на карьерах оборудования большой единичной мощности, а также наличие многих разновидностей сортов руд вызывает необходимость применения технологии предобогащения сырья непосредственно в карьерах. Этому способствует применение циклично-поточной технологии, включающей крупное механическое дробление, и создание электромагнитных сепараторов для предобогащения слабомагнитных и магнитных крупнокусковых руд.

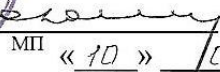
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бабий Е. В. Технология предобогащения железных руд в глубоких карьерах / Е. В. Бабий - К. : Наукова думка, 2011. – 183 с.
2. Четверик М.С. Разработка Удоканского месторождения при открыто-подземных горно-обогатительных работах / М.С. Четверик, В.В. Кармазин // Цветная металлургия, 1988. - № 11. – С. 34-38.
3. Бабий Е. В. Теоретическое обоснование взаимосвязи производственных мощностей карьера и обогатительной фабрики при технологиях открытой добычи руд / Е. В. Бабий // Геотехническая механика : Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2011. - Вып. 92. - С. 36-46.
4. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 3 т. – М.: Горная книга, 2008. – Т 1. Обогачительные процессы и аппараты. – 470 с.
5. Медведева О.О. Управління виробничю потужністю глибоких залізорудних кар'єрів на основі формування їх виробничої зони: автореф. дис. канд. техн. наук: 05.15.03 / О.О. Медведева. – Дніпропетровськ, 2010. – 19 с.

ДОДАТОК Г
Акт передачі Методики коректування виробничої потужності кар'єру до ТОВ
«Южгіпроруда»




УТВЕРЖДАЮ
 Зам. директора по научной работе
 ИГТМ НАН Украины
 член корреспондент НАН Украины


 А.И. Волошин
 МП « 10 » 04 2013 г.



УТВЕРЖДАЮ
 Главный инженер
 ООО «Южгіпроруда»


 О.А. Игнатов
 МП « 10 » 04 2013 г.

АКТ

передачи научно-технической продукции

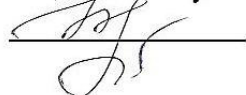
Данным актом подтверждаем передачу в ООО «Южгіпроруда» «Методики коректування виробничої потужності кар'єра і продуктивності вскривного комплексу при використанні технології передобогащення руди в кар'єрі», розробленої в ІГТМ ім. Н.С. Поліякова НАН України при виконанні дисертаційної роботи Бабій Катерини Васильєвни на соискание ученої ступені доктора технічних наук в напрямленні бюджетної теми № III-63-12 «Обоснование геотехнологических систем разработки, схем вскрытия горизонтов, технологических процессов и их параметров при доработке глубоких карьеров» (№ госрегистрации 0112U000453).

От ИГТМ НАН Украины:

Зав. отделом геомеханических
 основ технологий открытой
 разработки месторождений
 д-р техн. наук, проф.


 М.С. Четверик


Старший научный сотрудник
 канд. техн. наук


 Е.В. Бабий



От ООО «Южгіпроруда»:

Главный инженер проекта


 Т.Л. Гребенчук

ДОДАТОК Д
Обґрунтування типу обладнання в технологічних комплексах попереднього
збагачення

ОБОСНОВАНИЕ ТИПА ОБОРУДОВАНИЯ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ
КОМПЛЕКСАХ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Оборудование необходимое при составлении технологических комплексов технологии предобогащения руды в карьере (отвале, шламохранилище, шахте) определяется следующими технологическими процессами:

- буровзрывные работы;
- экскавация;
- транспортирование;
- механическое дробление: крупное, среднее, мелкое;
- грохочение;
- сухая магнитная сепарация: сепараторы для слабомагнитных и магнитных руд.

Буровые работы. Горные работы в скальных породах возможны только при условии буровзрывных работ. Объем бурения скважин в крепких трудно взрываемых породах с коэффициентом прочности по шкале проф. Протоdjeяконова $f = 18-20$ составляет 67 %, в средних - с коэффициентом прочности $f = 12-18$ около 18 % и в слабых породах с $f = 10-12$ составляет 15 %, при этом 88 % этих пород обводненные.

Бурение взрывных скважин в условиях карьеров Криворожского месторождения осуществляется:

- станками СБШ-250 МН (диаметр 250 мм) бурится около более 80 % от общего объема;
- станками фирмы «Atlas Copco» ROC-L8 (диаметром 160 мм) бурится около более 10 % от общего объема;
- станками бурения огня СБК (диаметр свыше 400 мм) бурится около более 10 % от общего объема.

Так согласно технико-экономическим показателям [1] по данным на 2009 год: на карьере ОАО «ЮГОК» среднегодовое количество буровых станков 22 единицы из них СБШ-250 14 штук; на ЦГОКе – 14, в т.ч. СБШ-250 14 штук; на ОАО «СевГОК» - 26, в т.ч. СБШ-250 26 штук.

Взрывные работы. От качества проведения взрывных работ зависит эффективность всех последующих технологических процессов. Кусковатость горной массы, получаемая в результате взрыва, влияет на продуктивность всего горнотранспортного оборудования добычи и переработки полезных ископаемых.

Существует много инженерных способов управлением энергией взрыва, которые позволяют достичь необходимой степени дробления горной массы. К таким способам относятся: рациональные параметры расположения зарядов ВВ в массиве; высокая степень рассредоточения ВВ в объеме массива за счет уменьшения диаметра зарядов; применение наклонных скважин; применение схем многорядного

короткозамедленного взрыва, который обеспечивает максимальное столкновение кусков горной массы между собой; взрыв в «утесненном» пространстве; применение инициирования удлиненных зарядов.

Увеличение энергии взрыва в практических условиях при взрывной отбойке достигается увеличением удельного заряда ВВ или выбором нового типа ВВ повышенной мощности (табл. 1). Таким образом, чем больше степень энергонасыщенности массива, то есть количество удельного расхода взрывчатого вещества, тем лучше обеспечивается равномерное дробление пород и проработка подошвы уступа.

Таблица 1 - Энергетические характеристики и плотность заряжания промышленных ВВ

Наименование ВВ	Теплота взрыва, Мкал/кг	Полная идеальная работа взрыва, Мкал/кг (МДж/кг)	Плотность заряжания, кг/дм ³	Объемная энергия, Мкал/дм ³ (МДж/дм ³)
Алюмотол	1,26	1,02	1,10	1,12
Гранулотол	0,980	0,71	1,00	0,98
Акватол М-15	1,25	0,95	1,35	1,29
Ифзанит Т-20	0,79	0,67	1,35	0,91
Ифзанит Т-60	0,90	0,76	1,50	1,14
Аммонит №6 ЖВ	1,08	0,85	0,9	0,76
Граммонит 79/21	-	(3,3)	-	(3,4)
Граммонит 50/50 В	0,88	0,74	0,9	0,67
Граммонит 30/70В	0,91	0,78	0,90	0,70
Гранулит АС-4	1,08	0,87	0,83	0,72
Гранулит АС-8	1,24	0,95	0,85	0,81
Граммонит 50/50	1,03	0,85	0,9	0,78
Граммонит 30/70	0,87	0,74	0,9	0,67
Игданит	0,92	0,4	0,9	0,82
ГЛТ-20	-	-	1,5	1,35
Украинит ПМ	-	-	-	-
Анемикс (64,49%)	-	-	-	-
Полимикс ГР4 Т10(20,35%)	-	-	-	-
Полимикс ГР5 Т18*(6,61%)	-	-	-	-
Комполайт ГС*(2,96%)	-	-	-	-

Экскавация. Экскавационные работы производятся в добывающих забоях, в забоях мягких и скальных пород вскрыши, на перегрузочных автомобильно-железнодорожных пунктах и на отвалах. В зависимости от объема работ на предприятиях в парке машин должна быть техника разной производительности: в забоях техника высокой производительности, а на отвалах - меньшей. На карьерах Кривбасса в основном используются экскаваторы ЭКГ с разным объемом ковша (табл. 2) и некоторые модели американского и японского производства [2].

Таблица 2 - Экскавационное оборудование на карьерах Кривбасса на 2005г

Предприятия	Общее количество	В том числе					Другие
		ЭКГ-12,5	ЭКГ-8I	ЭКГ-10	ЭКГ-6,3УС	ЭКГ-4У	
1	2	3	4	5	6	7	8
ЮГОК	47		20	14	3	10	
Арселор Миттал Кривой Рог		2	22	3	1		
ИнГОК	44	1	24	8			Хитачи 2500, Катерпилер К51/30
ЦГОК Петровский карьер	40/15	1	26/10	3/3	1		ЭШ-6/45 – 2шт/ ЭКГ-5 – 2 шт
СевГОК [ТЭП нигри 2010]/ Первомайский карьер	70/54	4	38/35	18/5	3/3	4/-	ЭКГ-15 ЭКГ-5А
Полтавский	48		32	7	4	4	ЭКГ-15, ЭШ-6/45 ЭКГ-5А

Карьерные экскаваторы выпускаются АО «Уралмаш», АО «Ижорски заводы», АО «УЗАМ» (Россия), АО «НКМЗ» (Украина) и «Харнишфегер» (США). Эксплуатация экскаваторов на карьерах Криворожского бассейна показала, что самыми распространенными являются экскаваторы типа ЭКГ-8I и серия экскаваторов с объемом ковшей 10 м³. Однако также используется техника с небольшой емкостью, кроме того учитывая направление горнорудных предприятий на постоянное увеличение продукции обогатительной фабрики, идет тенденция увеличения производительности оборудования. Это возможно при увеличении количества единиц техники или их производительности за счет изменения емкости ковшей. Поэтому при обосновании экскавационного оборудования необходимы технические характеристики экскаваторов от 4 кубов до 20 (табл. 3).

Таблица 3 - Технические характеристики карьерных экскаваторов

Показатели	ЭКГ-5А	ЭКГ-8I	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5	ЭКГ-15	ЭКГ-20А
Емкость ковша, м ³	5	5	10	12,5	15	20
сменного	3,2; 7	8	8; 12,5; 16	16	-	16; 30
Длина стрелы, м	10,5	20,6	13,8	18	18	17
Длина рукоятки, м	7,8	15,0	11,8	13,6	13,6	11,9
Радиус черпания, м	14,5	23,7	18,4	22,6	22,6	21,6
Высота черпания, м	10,3	22,8	13,5	15,6	16,4	17,9
Радиус разгрузки, м	12,65	22,14	16,2	20	19,6	19,4
Мощность двигателя, кВт: сети	250	630	630	1250	1250	2500
- механизма подъема	200	2*190	2*250	2*450	2*450	2*500
- механизма напора	54	100	140	140	140	2*150
- механизма поворота	2*60	2*100	2*140	3*175	3*175	4*150
- ходовой части	54	2*54	2*60	2*100	2*100	2*100
Конструктивная масса, т	157	337	337	638	660	900

Транспорт. Транспортирование горной массы из забоя до обогатительной фабрики осуществляется в настоящее время различными способами. Наибольшее распространение имеют автомобильный и железнодорожный транспорт. Получают все большее применение непрерывные виды транспорта – конвейерный, трубопроводный и гидравлический.

Выбор и обоснование того или иного вида транспорта определяется горно-геологическими условиями объекта разработки, возможностями транспортного машиностроения и производительностью предприятия. Экономическая эффективность каждого из вариантов оценивается путём экономико-математического моделирования на основании показателя приведенных затрат.

Автомобильный транспорт. Постоянное увеличение емкости ковшей экскаваторов влечет к увеличению грузоподъемности автосамосвалов. Увеличение единичной мощности экскаваторов и автосамосвалов приводит к меньшему контролю кусковатости горной массы, что при циклично-поточной технологии отрицательно влияет на технико-экономические показатели работы механического дробления и конвейерного транспорта.

Таблица 4 – Карьерные автосамосвалы (выпускаемые)

Показатели	БелАЗ-7540К	БелАЗ-75450	БелАЗ-7555Д	БелАЗ-7555Е	БелАЗ-75570	БелАЗ-75135	БелАЗ-75137	БелАЗ-75302
Грузоподъемность, т	30	45	55	60	90	110 – 130	130 – 136	220
Масса (без груза), т	22,6	35	41,5	44		100,1	107,1	156,1
Геометрический объём кузова, м ³	15	21,5	28	28	53,3	45,5 – 103,8	45,5 – 103,8	80 – 117
Колёсная формула	4×2							
Радиус поворота, м	10,2	10,2	9	9		13	13	15
Номинальная мощность двигателя, кВт	298	448	515	559	783	882	1194	1715
Удельный расход топлива при $N_{ном}$, г/(кВт·ч)	203	209	209,9	211		207,2	201	198
Тип трансмиссии	Гидромеханическая					Электромеханическая		
Максимальная скорость, км/ч	50	55	50	50	55	50	50	50

Железнодорожный транспорт используется для транспортирования мягких и скальных вскрышных пород и рудной массы. На продуктивность железнодорожного транспорта практически не влияет кусковатость пород. Это объясняется большими габаритами думпкаров, которые без дополнительного измельчения могут вмещать дополнительные фракции горной массы. Железнодорожные перевозки обеспечивают преимущественно за счёт электровозной откатки и в значительно меньшем объёме – тепловозами (табл. 5 – 8).

Таблица 5 – Тепловозы

Показатели	ТЭ-3	2ТЭ10Л	2ТЭ116
Масса	252	25	270
Число секций	2	2	2
Мощность дизеля, кВт	2×1470	2×2210	2×2210
Удельный расход топлива, г/(кВт·ч)	239	228	204
Длина, мм	2×16969	2×16969	2×18150
Длительная сила тяги, кН	2×202	2×270	2×250
Скорость длительного режима, км/ч	20	23	24,5

Таблица 6 – Электровозы

Показатели	Д94	EL2	EL1	21E(E21)	26E(E26)
Изготовитель	ДЭВЗ	б. ГДР	б. ГДР	б. ЧССР	б. ЧССР
Масса, т	94	100	150	150	180
Напряжение в контактной сети, кВ	10	1,5	1,5	1,5	1,5
Род тока	Переменный	Постоянный			
Мощность в часовом режиме, кВт	1630	1400	2100	1560	2550
Мощность в длительном режиме, кВт	1170	1160	1700	1200	2020
Сила тяги в часовом режиме, кН	200	160	242	198	317
Сила тяги в длительном режиме, кН	170	126	189	153	270
Скорость в часовом режиме, км/ч	30	30	30	28	28,7
Конструктивная скорость, км/ч	85	65	65	65	65
Минимальный радиус кривой, м	80	60	60	60	60
Длина по осям автосцепок, мм	16400	13800	21320	20960	21470

Таблица 7 – Тяговые агрегаты

Показатели	ПЭ2М	ОПЭ1	ОПЭ1А	ОПЭ1Б	ОПЭ2	EL10	ПЭ3Т
1	2	3	4	5	6	7	8
Изготовитель	ДЭВЗ	Новочерк. ЭВЗ	ДЭВЗ	ДЭВЗ	ДЭВЗ	б. ГДР	ДЭВЗ
Состав	ЭУ+2МД	ЭУ+ДС+М Д	ЭУ+ДС+М Д	ЭУ+ДС +МД	ЭУ+2МД	ДЭУ+ 2МД	ЭУ+ДС+МД
Род тока	Постоянный	Переменный					Постоянный
Масса, т	368	360	372	372	372	366	372
Напряжение в контактной сети, В	3000/1500	10000	10000	10000	10000	10000	3000/1500
Грузоподъёмность думпкара, т	44	45	44	44	44	55	44
Мощность при часовом режиме, кВт	5460/2570	5480	5325	5325	5325	4770	5325/2160

Окончание таблицы 7

1	2	3	4	5	6	7	8
Сила тяги при часовом режиме, кН	694	810	662	662	662	681	662
Скорость при часовом режиме, км/ч	28,9/13,6	30	29,5	29,5	29,5	25,7	30/24
Мощность тягового двигателя в длит. режиме, кВт	420	500	418	418	418	360	418
Мощность автономного питания, кВт		1470	1100	1470		550	1470
Расход топлива, г/(кВт·ч)		231	204	231		244	231
Длина агрегата по осям автосцепок, мм	51306	50910	51506	51306	51306	52300	51306

Таблица 8 - Думпкары (вагоны – самосвалы)

Показатели	6BC-60	BC-85	2BC-105	BC-136	2BC-180
Грузоподъёмность, т	60	85	105	136	180
Масса тары вагона, т	29	35	47	67,5	68
Коэффициент тары	0,48	0,41	0,45	0,5	0,38
Объём кузова геометрический, м ³	26,2	38	48,5	68	58
Число осей, шт.	4	4	6	8	8
Число разгрузочных цилиндров, шт.	4	4	6	8	8
Максимальный радиус кривой пути, м	70	80	80		80
Ширина кузова внутри вверху, мм	2910	3120	3230		3300
Длина кузова внутри вверху, мм	10 000	10 530	13 520	16 110	16 216
Высота кузова внутри, мм	960	1280	1220	1580	1315
Высота вагона, мм	2680	3180	3700	3620	3660
Длина вагона по осям автосцепки, мм	11 720	12 170	15 020	17 630	17 580

Механическое дробление. Механическое дробление в технологических схемах предобогащения представлено стадиями крупного, среднего и мелкого дробления. Крупное дробление используется в передвижных комплексах, полустационарных и стационарных. В передвижных дробильно-обогатительных комплексах со сравнительно небольшой производительностью и выборочностью переработки горной массы (селективная выемка) конструкторы проектируют дробилки крупного дробления центробежно-ударного типа, внутривалкового или вибрационно-щелевые. Тогда как в полустационарных или стационарных комплексах лучше себя зарекомендовали конусные дробилки. В этом направлении были проведены многочисленные исследования, конструкторские проработки,

опытно-промышленные эксперименты, направленные на создание дробилки крупного дробления для условий Кривбасса в составе ЦПТ, вместо конусной, но они оказались безрезультатными. Поэтому в технологических схемах ТПРК в качестве дробильного оборудования для крупного, среднего и мелкого механического дробления рекомендуется применять конусные дробилки (табл. 9-11).

Таблица 9 - Конусные дробилки крупного дробления

Параметры	ККД - 500/75	ККД - 900/140	ККД- 1200/150	ККД- 1500/180	КРД- 700/75	КРД- 700/100
1	2	3	4	5	6	7
Ширина приёмного отверстия B , мм	500	900	1200	1500	700	700
Номинальная ширина выходной щели в фазе раскрытия профилей A , мм	75	140	150	180	75	100
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1200	1700	1900	2520	2040	
Производительность при дроблении руды средней твёрдости влажностью не более 4% (насыпная плотность 1,6 т/м ³), м ³ /ч	200	420	680	1450	400	680
Наибольший размер кусков в питании, мм	400	750	1000	1000	550	550
Частота качания подвижного конуса, мин ⁻¹	200	140	120	110	125	
Мощность, кВт	110	250	320	400	250	400
Масса дробилки, т	40,6	145	240	404	138	237

Перспективным направлением является следующее: на карьерах Кривбасса для взрывного разрушения горных пород применяются простейшие ВВ относительно небольшой стоимости, поэтому имеются исследования о целесообразности повышения качества дробления пород взрывом, что позволит уменьшить затраты на механическое дробление, а также применить дробилки меньшего типоразмера. Однако эти способы добычи полезного ископаемого так и не прижились в условиях карьеров Кривбасса. Не смотря на это, разработаны технологические схемы ТПРК, которые ограничиваются средним или средним и мелким дроблением: для условий переработки горной массы на автомобильно-железнодорожных перегрузочных пунктах с учетом сегрегации или при открыто-подземной добыче, когда кусок горной массы не превышает 350 мм.

Для среднего и мелкого дробления целесообразно применение конусных (табл. 10, 11) либо центробежно-ударных дробилок. Так, по данным работы [3] ЗАО «Новые технологии» применение центробежно-ударной дробилки типа Титан Д-250 для дробления титаномагнетитовых руд показало возможность сброса в хвосты на стадии сухой магнитной сепарации до 40% горной породы против 15% при дроблении в конусных дробилках.

Таблица 10 - Дробилки среднего дробления (конусные)

Параметры	КСД-600	КСД-900	КСД-1200Гр	КСД-1200Т	КСД-1750Гр	КСД-1750Т	КСД-2200Гр	КСД-2200Т	КСД-3000Т
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Диаметр основания дробящего конуса, мм	600	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200	3000
Ширина приёмного отверстия в фазе раскрытия профилей, мм	75	130	185	125	250	200	350	275	475
Ширина разгрузочной щели в фазе сближения профилей, мм	12 – 25	15 – 40	20 – 50	10 – 25	25 – 60	15 – 30	30 – 60	15 – 30	25 – 50
Длина параллельной зоны, мм	50	70	110		130	180	150	250	
Производительность при дроблении в открытом цикле при минимальной и максимальной ширине разгрузочной щели, м ³ /ч	12 – 40	30 – 70	77 – 115	42 – 95	170 – 320	100 – 190	360 – 610	180 – 360	425 – 850
Наибольший размер загружаемых кусков в питании, мм	80	105	150	100	200	160	300	250	380
Число качаний дробящего конуса в 1 мин	350	330	260	260	260	200	242	242	
Мощность приводного электродвигателя, кВт	30	55	75	75	160	160	300	250	380
Масса дробилки, т	4,05	12,5	22	22	47	47	86	86	217

Таблица 11 – Дробилки мелкого дробления (конусные)

Показатели	КМД-1200Гр	КМД-1200Т	КМД-1750Гр	КМД-1750Т	КМД-2200Гр	КМД-2200Т1	КМД-2200Т2	КМД-3000Т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200	2200	3000
Ширина приёмного отверстия в фазе раскрытия профилей, мм	100	50	130	80	140	100	85	95
Ширина разгрузочной щели в фазе сближения профилей, мм	5 – 15	3 – 12	9 – 20	5 – 15	10 – 20	5 – 15	7 – 15	6 – 20
Производительность дробления при мин. и макс. ширине разгрузочной щели, т/ч	45 – 60	27 – 50	95 – 130	85 – 110	220 – 260	160 – 220	150 – 210	320 – 440
Наибольший размер кусков в питании, мм	80	40	100	70	110	85	75	75
Мощность приводного электродвигателя, кВт	75	75	160	160	250	250	320	400
Масса дробилки, т	21	21	53	53	97	97	93	220

В ИГТМ НАН Украины разработаны внутривалковые дробилки, которые предназначены для среднего и мелкого дробления (рис. 1). Особенностью и преимуществом этой модификации дробилок является то, что в процессе дробления практически отсутствует переизмельченный продукт. Это благоприятно отражается на следующей стадии технологии предобогащения – сухой магнитной сепарации, так как мелкие классы обладают повышенной влагоемкостью, налипают на крупные нерудные куски, приводят к залипанию магнитных блоков и снижению качества и объемов переработанной горной массы. Установлено, что основные потери магнетита происходит за счет класса минус 6 мм.

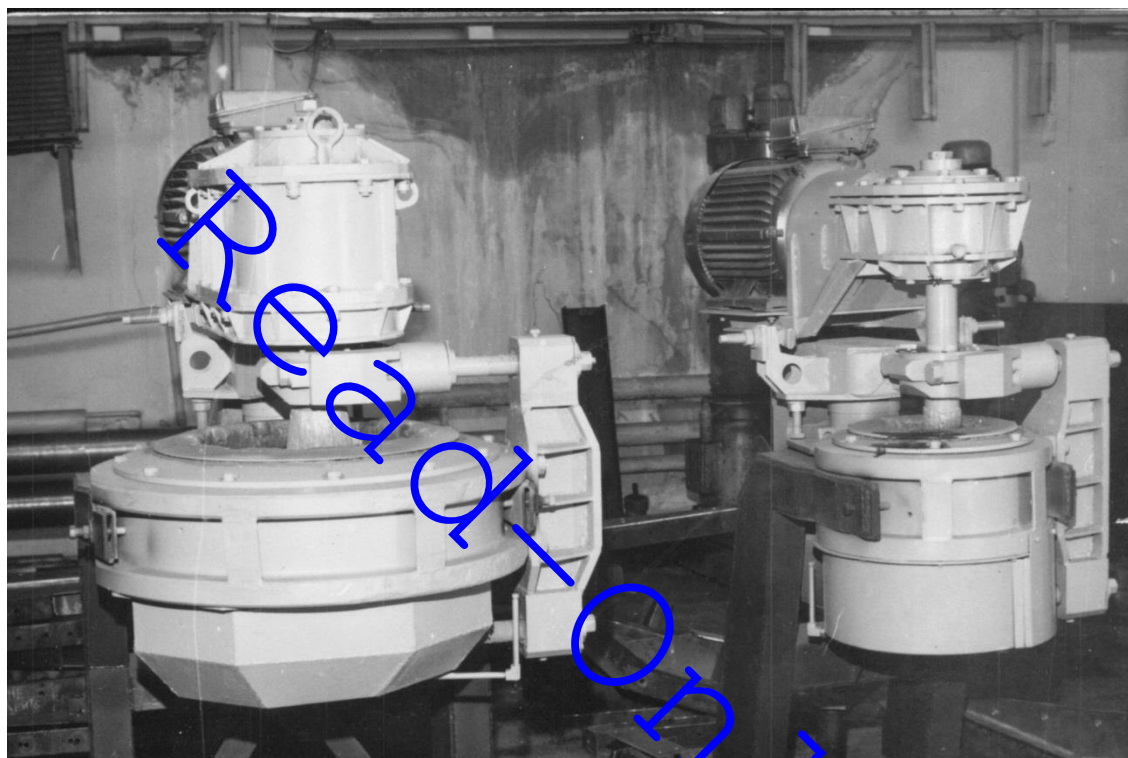


Рисунок 1 - Внутривалковые дробилки опытного производства ИГТМ НАНУ

Грохот. Грохот представляет собой устройство (машина или аппарат), предназначенное для разделения кускового и сыпучего материалов, а также твердой фазы пульпы на продукты различной крупности с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями [4]. В горнорудной промышленности для разделения материалов на классы используют вибрационные, инерционные и самобалансные грохоты перед дроблением, для отмывки суспензий, обезвоживания продуктов обогащения, для удаления некондиционной мелочи из сырых окатышей или после обжига, до и после спекания агломератов и т.д.

В технологических схемах предобогащения минерального сырья в карьере (отвале, шламохранилище, шахте) грохочение может применяться до или после каждой стадии дробления либо индивидуально перед сухой магнитной сепарацией при ограничении оборудования по заданной крупности. Поэтому в таблицы 12 и 13 сведены технологические показатели грохотов группами по классам крупности 300 – 250 мм, 75 – 50 мм, 25 – 0 мм. Для сухого грохочения руд черных и цветных

металлов широко используются грохоты инерционные тяжелого типа (табл. 12), грохоты инерционные самобалансные и вибрационные (табл. 13).

Таблица 12 – Инерционные грохоты тяжёлого типа

	ГИТ-41 (СМ-690)	ГИТ-52 (ГИТ-52Н)	ГИТ-61А (185-Гр)	ГИТ-42 (ГИТ-42Н)	ГИТ-32 (ГИТ-32Н)	ГИТ-61 (С-725)
Размеры просеивающей поверхности сита, мм (ширина/ длина)	1500/ 3000	1750/ 3500	2000/ 4000	1500/ 3000	1250/ 2500	2000/ 4000
Площадь одного сита, м ²	4,5	6,12	8,0	4,5	3,12	8,0
Число сит	1	2	1	2	2	1
Размеры отверстий сит, мм	75; 200	20; 40; 60; 80; 100	50; 100	20; 25; 40	20; 25; 30; 40	75; 200
верхнего						
нижнего	–	10; 16; 20; 25	–	12; 16; 20; 25	12; 16; 20; 25	
Наибольший размер куска в питании, мм	1000	350	600	200	300	1300
Угол наклона короба, градус	15 – 30	10 – 30	25; 30	20 – 25	10; 20; 25; 30	25 – 30
Производительность, т/ч	700	350 – 1000	1000 – 1500	850	360	900
Мощность электродвигателя, кВт	13	22	22	13	10	22
Масса грохота без двигателя и укрытия, т	5,1	7,45	8,3	4,7	3,6	9,5

Таблица 13 – Вибрационные грохоты

Параметры	ГВ-2Б	ГВ-1,2/4,5	ГВ-3КП
Производительность, т/ч	500	600	400
Длина транспортирования, м	4,0	4,5	3,5
Просеивающая поверхность, м			
длина/ ширина/ ширина щели	1,9/1,2	1,5/1,2	2,5/1,2
	70-100	40	250
Мощность привода, кВт	7,5	5,5	2×5,5
Габаритные размеры, м			
длина/ ширина/ высота	4,1/1,77/1,15	5,8/2,5/1,7	3,7/1,5/1,2
Масса, кг	2875	3100	3050

Большой вклад в развитие этой отрасли вложили ученые Института геотехнической механики: М.Г. Новожилов, Н.А. Резников, С.М. Бро, Г.Г. Грищенко, Б.Н. Тартаковский, М.С. Четверик, И.И. Гаврилюк, С.А. Бондарь [5,6]. Были проведены научно-исследовательские работы, конструкторские проработки, опытно-промышленные эксперименты и промышленная проверка работы грохотильных устройств по сортировке крупнокусковой руды при циклично-поточной технологии (неподвижные колосниковые грохота).

Разработкой новых решений грохочения мелкодробленой руды занимаются в отделе механики машин и процессов переработки минерального сырья ИГТМ

НАНУ под руководством д-ра техн. наук, проф. В.П. Надутого. Предпочтение на производстве отдают вибрационным грохотам, потому что они имеют более высокую эффективность процесса грохочения с наименьшими удельными энергозатратами [7] (табл. 14).

Таблица 14 - Параметрический ряд грохотов с непосредственным возбуждением сита

Технологические и конструктивные параметры	Типоразмер грохота				
	ГНВС-0,6x1,5	ГНВС-1,0x2,5	ГНВС-1,5x3,5	ГНВС-2,0x4,0	
Производительность по исходному питанию, т/ч	1,0	3,0	10	20	
Минимальная крупность разделения, мкм	50	50	50	50	
Количество сит, шт.	1-2	1-2	1-2	1-2	
Габаритные размеры короба, м	- ширина	0,6	1,0	1,5	2,0
	- длина	1,5	2,5	3,5	4,0
Мощность привода, кВт	0,17	0,35	0,75	1,1	
Частота колебаний привода, Гц	25	25	25	25	
Вес грохота, кг	400	800	1800	2000	

Сухая магнитная сепарация. Осуществление технологии предобогащения руды в карьере стало возможным благодаря последним техническим разработкам в области сухого магнитного обогащения и создания магнитных сепараторов для предобогащения магнитных, слабомагнитных и окисленных руд.

Комплекс оборудования, разработанный ООО «ЭРГО плюс», представляет собой линию магнитной рудоразборки для крупнодробленой магнетитовой руды, засоренной породой в процессе добычи в зонах контакта рудных и породных тел. Предназначен для установки непосредственно на борту карьера (рис. 2).

а)



б)



а) для черных металлов; б) для переработки отвалов и шлаков черного литья

Рисунок 2 - Линии магнитной сепарации, разработанные ООО «ЭРГО плюс»

Для магнитных и слабомагнитных кварцитов рекомендуется применять сепараторы нового поколения с магнитной системой, которые представлены ООО

«НПП «Укрэкология», НПО «Эрга» г. Калуга, ООО «НТЦ магнитной сепарации МАГНИС ЛТД» и других производителей (табл. 15).

Таблица 15 - Производители оборудования для обогащения сильно- и слабомагнитных руд крупностью до 450 мм

Производитель оборудования	Комплекс	Крупность горной массы, мм	Производительность комплекса, т/ч
ООО «ЭРГО плюс» г. Калуга [8], Российская Федерация	Линия магнитной сепарации (рис. 2, а); ВМС-1 (для вторичных металлов); ВМС-2 (шлаки) (рис. 2,б)	450 – 0	1500 200 10 – 200
ООО «Научно-технический центр «МАГНИС ЛТД» г. Луганск [9],	КМР-1,2/1,4 ВР КМР-1,8/2 КО КМР1,8/2 С	300 – 0 350 – 0 350 – 0	355 – 500
Пекинский центральный научно-исследовательский институт по горному делу и металлургии, Китай	СТ-1016 СТ-1416	300 – 100 400 – 0	150 – 200 200 – 350
Ma'anshan Baiyun Environment Protection Equipment Co., Ltd [10], Китай	CTDG 1515N CTDG 1214N	350 – 40	600 – 800 500
SIWEN MAGNETIC CO., Ltd [11], Китай	SD011	350 300 250	600 – 800 300 400
Sala International AB, Швеция	BSA-1224-235	300 – 0	150 – 250

Широко развито производство магнитных сепараторов для крупнокусковой разборки руды в Китае. В таблице 16 приведены сепараторы фирмы Ma'anshan Baiyun Environment Protection Equipment Co., Ltd и в таблице 17 - SIWEN MAGNETIC CO., Ltd.

Таблица 16 - Технические данные сепараторов на основе Nd-Fe-B

Технические характеристики модели	CTDG 1515N	CTDG 1214N	CTDG 1210N	CTDG 1010N	CTDG 0812N	CTDG 0810N	CTDG 0808N	CTDG 0606N	CTDG 0505N	CTDG 0405N
Диаметр барабана (мм)	1500	1250	1250	1000	800	800	800	630	500	460
×Длина барабана (мм)	×1800	×1600	×1150	×1150	×1400	×1150	×950	750	×550	×520
Ширина ленты (мм)	1600	1400	1000	1000	1200	1000	800	650	500	500
Магнитная напряженность на поверхности барабана (кА/м)	≥3000	≥3000	≥3000	≥3000	≥3000	≥3000	≥3000	≥3000	≥3000	≥3000
Крупность руды, верхний предел (мм)	350	350	350	250	200	200	200	70	50	40
Производительность (т/ч)	600-800	500	300-350	300	400	250	200	80	50	40

Таблица 17 – Сепараторы SIWEN MAGNETIC CO., Ltd для железных руд

Параметры	SD011	SD011	SD011	SD011	SD011
Диаметр и длина барабана, мм	1500×1800	1250×1600	1250×1150	1000×1150	800×1150
Ширина ленты, мм	1600	1400	1000	1000	1200
Скорость движения, м/с	1,6×2,5				
Макс. кусок, мм	350	350	350	300	250
Производительность, т/ч	600 – 800	500	300 – 350	300	400
Масса, т	17,2	16,1	10,0		
Размеры, мм	11850×3180×2130				80×2100
Мощность двигателя, кВт	30	130	11	45	15
Длина транспортирования, м	<10	<130	<15	<70	<30

На российских горно-обогатительных комбинатах применяются шведские сепараторы (табл. 18) и отечественного производства Воронежского завода горно-обогатительного оборудования (табл. 19-20).

Таблица 18 - Ленточный сепаратор BSA-1224-235

Технические характеристики	Технические данные
Производительность, т/ч на 1 м длины	150÷250
Размеры (диаметр и рабочая длина), мм	1200×2400
Крупность руды, мм	до 300
Скорость на поверхности барабана, м	0,5÷2,5
Полусный шаг, мм	235
Напряжённость магнитного поля, Э	1224

Магнитные сепараторы НПО «Эрга» изготовлены на основе редкоземельных магнитов, причем на рабочей поверхности сепаратора магнитная индукция составляет более 400 мТл, что позволяет удерживать куски до 400-450 мм [12].

Для гематит-мартитового железорудного сырья, характеризующегося низкой магнитной восприимчивостью, разработаны и применяются сепараторы сухой магнитной сепарации на основе сплава Nd-Fe-B (табл. 21). Компанией ООО «НПП «Укрэкология»» разработан барабанный сепаратор ПСС-90×110, в котором блоки магнитной системы характеризуются высокой магнитной энергией 366 кДж/м³. Показатели работы сепаратора уникальны, однако недостатком является низкая производительность 30-60 т/час. По окисленным рудам разработаны комплексы для сухого магнитного обогащения НПФ «Продэкология» г. Ровно. В составе комплекса вибропитатель и магнитные сепараторы: барабанного (СМБ 1) и роликового (СМРС) типов [13]. В результате выделяются три продукта: концентрат, промпродукт и хвосты.

Таблица 19 - Типы и технические характеристики магнитных барабанных сепараторов

Параметры	ПБС							ПЛБС				ПП С	НПО «Эпра»	4 ПБС 63/100 (189-СЭ)	ЭБС- 90/100 (171-СЭ)	3ЭБС- 90/100 (168-СЭ)	
	60/ 20	60/ 40	60/ 60	60/ 80	60/ 100	90/ 250	150/ 200	50/ 60; 75; 95; 115	65/75; 95 115; 140	80/ 95; 115; 140; 160	100/ 115; 140; 160; 180	31/1 2					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	
Производительность по твёрдому исходному продукту, т/ч	15	30	100	150	180	350		60 ÷ 110	80 ÷ 14 0	100 ÷ 160	150 ÷ 260	20		400	60	140	
Крупность исходного продукта, мм, не более	50						100		50				350/ 450	50			
Число барабанов	1																
Диаметр рабочей части барабана, мм	600					900		520	670	820	1020	360		600	900		
Длина барабана (включая реборды), мм	200	400	600	800	1000	1500		600; 750; 950; 1150	750; 950; 1150; 1400	950; 1150; 1400; 1600	1150 1600 00180 0	120		2000	1000		
Напряжённость магнитного поля в рабочей зоне на поверхности барабана, Э, не менее	4000							3000				3200					
Число магнитных блоков (сектор МС, °)	10 (145)					14 (170)	14 (170)	11 (160)	10 (160)	12 (160)	14 (160)						

Окончание таблицы 19

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	
Частота вращения барабанов, об/мин: - верхних нижних	20				20			см. паспорт транспортёра				регулируемая		49÷102 31÷49	25	43 25	
Номинальная мощность электродвигателя, кВт	0,75							см. паспорт транспортёра				0,18					
Номинальная мощность привода и питателя, кВт														7,6	1,1	3,6	
Напряжённость магнитного поля на поверхности барабанов, кА/м, верхних нижних														80- 88 110- 120	110- 120	55÷6 4 110÷ 120	
Мощность возбуждающего поля, кВт																5,5	8,3

Таблица 20 - Сепараторы для мелкодробленной массы

Параметры	ПБС-150/200	2ПБС-90/250	ПБСС-90/110 (ПБСС-90×110)	DS-1224-65	ПБС-60/50 (206-СЭ)	ПБС-63/100 (251-СЭ)	ПБСЦ-63/200	ЭБС-80/1701	СМБ-1+СМРС
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Производительность, т/ч	около 300	500-600	20÷30 (по др. источникам - 30÷60)	10÷200 на 1 м длины	до 20	до 50	до 100	до 100	30÷80
Крупность питания, мм	25 – 0	25-0	10(20) – 0	0,01 – 20	3			15	-10+0
Размеры барабана, мм: диаметр длина			900 1100	1200 2400	600 500	630 1000	630 2000	800 1700	
Мощность привода, кВт			6,5						
Номинальная мощность привода и питателя, кВт					3	4,5	7,5	3	
Мощность возбуждающего поля, кВт								6,4	
Частота вращения барабана (регулируемая), об/мин			0÷60 (по др. источникам - 0÷55)		40÷300			34	
Индукция магнитного поля на поверхности барабана, Тл		0,25	0,6 (по др. источникам – 0,65)						СМБ-1 – 0,4÷0,7; СМРС – 0,45
Напряжённость магнитного поля, Э				1224					
Напряжённость магнитного поля на поверхности барабана, кА/м					100			191	

Таблица 21 - Сепараторы СМС на основе сплава Nd-Fe-B

Марка	Изготовитель	Материал	Кусковатость, мм	Производительность, т/ч
СМБ 1-63/100-Н	НПФ "Продэкология" (г. Ровно)	Шлаки феррохрома	-40+20; -20+5	30
ПБСС-90/110	ООО НПП "Укрэкология"	Отходы богатых окисл. руд	90% -10+0	20-60
СМБМ	НПФ "Эрга" (г. Калуга, РФ)	Слабомагнитные руды		До 30
СМВИ	НПФ "Эрга" (г. Калуга, РФ)	Слабомагнитные руды	-3+0,15	
СМБ1+СМРС	НПФ "Продэкология" (г. Ровно)	Окисленные железные руды	-10+0	30-80
ПБС-90/250	ПГ "Магнитный сепаратор", РФ	Сильно- и слабомагнитные руды	100 max	350
ПБС 150/200	ПГ "Магнитный сепаратор", РФ	Сильно- и слабомагнитные руды	100 max	350

Для любой технологической схемы предобогащения в зависимости от качества минерального сырья разработан и имеется в продаже полный комплект оборудования.

Список использованной литературы в приложении Д

1. Технично-экономические показатели горнодобывающих предприятий Украины в 2008-2009 гг. / Е.К. Бабец, Л.А. Штанько, В.А. Салганик и др. Кривой Рог: ГП «НИГРИ», 2010. 124 с.

2. Криворізький залізорудний басейн. До 25-річчя з початку промислового видобутку / Вілкул Ю.Г. [та ін]. Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2006. 583 с.

3. Влияние дробления пород на эффективность технологических процессов открытой разработки / М.Ф. Друкованый, Б.Н. Тартаковский, В.С. Вишняков [и др.]. К.: Наукова думка, 1974. 272 с.

4. Вайсберг Л.А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. М.: Недра, 1986. 144 с.

5. Тартаковский Б.Н., Четверик М.С., Гаврилюк И.И., Каменщук В.П. К определению параметров неподвижных колосниковых грохотов при циклично-поточной технологии горных работ // Разработка рудных месторождений. К.: Техника, 1973. № 15. С. 158-162.

6. Промышленная проверка работы грохотильных устройств при циклично-поточной технологии на опытно-промышленном участке карьера НКГОК / Гаврилюк И.И., Резиков Н.А., Каменщук В.П., Четверик М.С. и др. // Материалы II

Всесоюзного совещания по проблемам разработки глубоких горизонтов карьеров. К.: Наукова думка, 1973. С. 68-74.

7. Грохот вібраційний: пат. 39362 України. № u200810796; заявл. 01.09.2008; опубл. 25.02.09. Бюл. № 4. 4 с.

8. Линия магнитной рудоразборки. Серия ЛМР // Дата оновлення: 10.01.2018. URL: <http://erga.ru/products/kompleksy-magnitnoy-separatsii/lmr> (дата звернення: 02.03.2018).

9. Сепараторы промышленные // Дата оновлення: 23.04.2006. URL: <http://magnis-ltd.all.biz/separatory-promyshlennye-mcg2798> (дата звернення: 10.03.2008).

10. Сепараторы магнитные крупнокусковые. Производство Китай // Дата оновлення: 23.11.2005. URL: <http://www.ecvv.com/product/2961006.htm> (дата звернення: 10.03.2008).

11. Сепараторы магнитные на постоянных магнитах // Дата оновлення: 02.06.2006. URL: http://siwenmag.com/html_products/Dry_Perrr (дата звернення: 10.03.2008).

12. Красногоров В.О., Путилов Ю.Г., Тупиков Д.Ю. Комплексы для магнитной рудоразборки крупнокусковой магнетитовой руды // Обогащение руд. 2011. № 6. С. 28-29.

13. Комплекс для сухого магнитного обогащения гематитовых кварцитов / Р.Т. Артюшов, В.В. Нитяговский, Е.В. Евтехов и др. // Геотехническая механика. Днепропетровск, 2007. Вип. 72. С. 32-39.

ДОДАТОК Ж

Довідка про використання науково-дослідних робіт в проектній документації ДП
«ДП «КРИВБАСПРОЕКТ»

Міністерство промислової політики України
**ДЕРЖАВНЕ ПІДПРИЄМСТВО «ДЕРЖАВНИЙ
 ІНСТИТУТ ПО ПРОЕКТУВАННЮ ПІДПРИЄМСТВ
 ГІРНИЧОРУДНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ
 «КРИВБАСПРОЕКТ»
 (ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ»)**

50000, м. Кривий Ріг, пр. К. Маркса, 40. ЄДРПОУ 04689369, р/р 26009962483794 ПАТ «ПУМБ» м. Донецьк
 М.Ф.О 334851, ІПН 046893604058, номер свідоцтва 03303523
 Телефон +38 (0564) 90-21-62, 92-35-87, Телетайп 106286 "Німфа", Факс +38 (0564) 92-40-41
 E-mail: kkrivbass@mail.ru, krivbassproekt@ukr.net
 Web: www.krivbassproekt.com.ua

СИСТЕМА УПРАВЛІННЯ
 ЯКІСТЮ
 ДСТУ ISO 9001:2009

19.12.11 № 002-4283 На № _____ від _____

ДОВІДКА

про врахування науково-дослідних робіт при проектуванні

При виконанні проектних робіт за напрямками розвитку кар'єрів ІнГЗКу та Першотравневого кар'єру ІнГЗКу розглядалась можливість розташування на внутрішньо кар'єрних перевантажувальних пунктах (автомобільно-залізничний та автомобільно-конвеєрний транспорт) обладнання при використанні технології передзбагачення руди в кар'єрах. В цих роботах були використані рекомендації фахівців Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України: «Рекомендації по розташуванню на внутрішньо кар'єрних перевантажувальних пунктах (автомобільно-залізничний та автомобільно-конвеєрний транспорт) обладнання при використанні технології передзбагачення руди в кар'єрах». Вони отримані за результатами досліджень по темі «Розробка теоретичних основ технології передзбагачення руди в кар'єрах та формування технологічних комплексів»; науковий керівник проф., докт. техн. наук М.С. Четверик, відповідальний виконавець к.т.н., с.н.с. К.В. Бабій.

Головний інженер інституту

О.В. Романенко

Візи:

B. Vukobratovic
[Signature]

ДОДАТОК К
Довідка про використання науково-дослідних робіт в проектній документації ТОВ
«Южгіпроруда»

ДОВІДКА

про врахування науково-дослідних робіт в проектну документацію

У 2008 році в ВАТ «Укргіпроруда» при складанні проектної документації за темою «Розвиток сировинної бази комбінату до 2015 року. Ганнівський кар'єр. Розробка технології відвальних робіт на першому ярусі північно-західних відвалів з заходами, які забезпечують стійкість відвалів» були враховані рекомендації та пропозиції фахівців Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. В технічній нараді доповідались результати науково-дослідної роботи Ш-32-07 «Науково-технічні основи розрахунків параметрів процесів та машин, які забезпечують надійність, екологічну безпеку та ресурсозбереження технологій видобутку, транспортування та переробки мінеральної сировини» щодо розробки технологічних схем видобутку та транспортування порід розкриття, стійкості бортів кар'єрів та відкосів відвалів, рекультивація техногенно порушених земель. Участь приймали д.т.н., проф. М.С. Четверик, к.т.н., с.н.с. К.В. Бабій, к.т.н., с.н.с. О.О. Медведева, інж. Н.М. Сарвас, інж. О.А. Ворон.

Головний інженер проекту

ТОВ «Южгіпроруда»

61058, м. Харків,
вул. Ромен Роллана, 12



А.І. Воробйов

ДОДАТОК Л

Протокол засідання Вченої ради Державного підприємства «Науково-дослідний гірничорудний інститут»

ПРОТОКОЛ
заседания Ученого совета
Государственного предприятия
«Научно-исследовательский горнорудный институт»

02 апреля 2010 года

№ 2

г.Кривой Рог

Председателя Ученого совета – Бабец Е.К.

Ученый секретарь – Щербина С.Г.

Присутствовали: члены ученого совета – 9 человек,
 приглашенных – 6 человек,
 всего – 17 человек (список прилагается)

Повестка дня:

1. Текущее состояние хозяйственных дел и развитие предприятия на ближайшие пять лет.
2. Распирение сферы научно-технической деятельности предприятия.
3. Ознакомление специалистов ГП «НИГРИ» с основными направлениями научной деятельности ИГГри по открытой разработке месторождений и дальнейшего сотрудничества на карьерах Кривбасса для выполнения этих работ.

1. СЛУШАЛИ:

БАБЦА Е.К., директора ГП «НИГРИ» – Как Вы знаете стоимость за отопление повысилась в два раза. **1 млн. 200 тыс. грн.** – это стоимость нашего отопительного сезона. За март – **190 тыс. грн.** мы должны уплатить только за тепло. **140 тыс. грн.** мы уже задолжали. Необходимо искать пути минимизации наших затрат. Для этого предлагаю восстанавливать свою котельную. Поставим три котла – это значительно снизит затраты и по предварительным расчетам в месяц будем платить примерно **35 тыс. грн.** На данный момент существуют большие проблемы с ремонтом крыш. Т.е. возникает много производственных вопросов, куда нужно вкладывать деньги и немалые. Для этого возникает необходимость в открытии кредитной линии (под залог) и искать наиболее выгодные варианты работы, обмена и т.п. для решения данных задач.

Что касается научных дел и какие у нас перспективы, то можно сказать, что подписано сервисное соглашение с горнорудным дивизионом и нашим предприятием. По ЦГОКу, СевГОКу, ИнГОКу – составлены перечни работ по годам на пять лет (это договор о стратегическом партнерстве). Пока еще нет предложений по Кривбассруде.

Предлагаю в ГП «НИГРИ» создать инновационно-инвестиционное подразделение. Тогда не будет необходимости в НТО ГП «НИГРИ», НТО «Горняк».

Необходимо также отметить, что в этом году на 30-40% договоров у нас больше, чем в прошлом году. В ближайшее время будет подписан договор с ИнГОКом и ГП «Кривбасспроект». И таким образом мы должны выйти на 3-4 млн. грн.

Есть договоренность о финансировании нашего сборника научных трудов – это КТУ, ГОКи на взаимовыгодных условиях (в сборнике будут публиковаться статьи ученых КТУ, производственников).

Выполнение тематики также необходимо подкреплять заявками (ответственная **Касьяненко Н.А.**). Есть предварительная договоренность с **Чистяковым Е.П.**, **Близнюковым В.Г.**, **Чепурным В.И.**, **Седуновой Т.Т.**, **Ахкозовым Ю.Л.**, что в течение текущего года ими будут поданы заявки.

Также следует подумать, как можно выйти на зарубежный рынок, учитывая то, что ГП «НИГРИ» располагает большим фондом разработок. Надо взвешенно оценить ситуацию. Опыт Кривбасса является крупномасштабным. К данному вопросу подойти нужно профессионально (изучить технологии и т.д.).

ВЫСТУПИЛИ:

БЛИЗНЮКОВ В.Г., советник директора – Нужно искать варианты сотрудничества, возможно взаимозачеты – это наиболее оптимальный вариант для решения хозяйственных вопросов.

ПОСТАНОВИЛИ:

1.1. Искать пути решения для открытия кредитной линии (возможно под залог зданий).

1.2. Искать и просчитывать наиболее выгодные варианты работы для развития нашего предприятия.

1.3. Выполнение тематики подкреплять заявками (ответственная Касьяненко Н.А.).

1.4. Искать пути для выхода на зарубежный рынок.

2. СЛУШАЛИ:

БАБЦА Е.К., директора ГП «НИГРИ» – Для расширения сферы научно-технической деятельности на предприятии предлагаю создать лабораторию «Исследование и усовершенствование процессов горного производства, математического моделирования и геомеханики горных работ». Для выполнения этих работ будут привлекаться специалисты других институтов (КТУ, НИИБТГ, ГП «Кривбасспроект»). Для создания наиболее благоприятных условий работы, для закрепления тематики на нашем предприятии предлагается создать все необходимые условия для работы этих специалистов. С этой целью при расчете калькуляционной стоимости работ необходимо учитывать нормативы, в которых предусмотрено увеличение процента заработной платы основным исполнителям (чтобы было до 40% заработной платы от стоимости работ без НДС).

ВЫСТУПИЛИ:

САЛГАНИК В.А., зав. научно-технического отдела – Привлечение специалистов других институтов нам очень выгодно и удобно для закрепления тематики на нашем предприятии. Таким образом, и у нас объем работ будет увеличен, что благоприятно скажется на деятельности нашего предприятия.

ЦАРИКОВСКИЙ В.В., зав. отдела подземных горных работ и геомеханики – Поддерживаю предложение **БАБЦА Е.К.** о создании лаборатории

«Исследование и усовершенствование процессов горного производства, математического моделирования и геомеханики горных работ».

ПОСТАНОВИЛИ:

2.1. Создать лабораторию «Исследование и усовершенствование процессов горного производства, математического моделирования и геомеханики горных работ».

2.2. При расчете калькуляционной стоимости работ учитывать нормативы, в которых предусмотрено увеличение процента заработной платы основным исполнителям (чтобы было 40% заработной платы от стоимости работ без НДС).

3. СЛУШАЛИ:

БАБИЙ Е.В., кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института геотехнической механики им.Н.С.Полякова НАНУ – Сделал доклад на тему: «Теоретические основы технологии предобогащения руды в глубоких железорудных карьерах».

Изложил особенности разрабатываемой в ИГТМ НАНУ технологии предобогащения руды в карьерах. Они заключаются в том, что в карьере выполняют дополнительные технологические процессы: среднее механическое дробление и сухую магнитную сепарацию. Это позволит увеличить производительность по концентрату, снизить энергопотребление, уменьшить потери руды в карьере.

ВЫСТУПИЛИ:

БЛИЗНЮКОВ В.Г., советник директора – Надо разобраться, как мы можем сотрудничать с ИГТМ, например, по вопросам рекультивации.

ДЯДЕЧКИН Н.И., ведущий научный сотрудник НТО – Какие перспективы имеет Кривбасс в вопросах сотрудничества? При возникновении подвижек не возникнут ли проблемы?

ЯЩЕНКО Б.Е., зав. лаборатории отдела открытых горных работ – Какие есть проработки Вашего проекта?

БАБЕЦ Е.К., директор предприятия – Нужно ознакомиться с Вашими работами, направлениями.

ПОСТАНОВИЛИ:

3.1. Результаты в выполненной НИР одобрить и продолжить исследования в данном направлении.

3.2. Рекомендовать основные результаты исследований и передать проектным организациям для использования в проектах.

Председатель Ученого совета

Ученый секретарь



Е.К.Бабец

С.Г.Щербина

ДОДАТОК М
Протокол технічної наради ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»

УТВЕРЖДАЮ:

Главный инженер
 института ГП «ГПИ
 «Кривбасспроект»,
 докт. техн. наук
 _____ Б.И. Римарчук
 « 06 » _____ 2007 г.



ПРОТОКОЛ

Технического совещания по рассмотрению рекомендаций по созданию опытно-промышленного участка «Технология предобогащения окисленных руд в карьере при использовании дробильно-перегрузочного пункта автомобильно-конвейерного транспорта», разработанных в ИГТМ НАН Украины.

19.06.2007 г.

г. Кривой Рог

Председатель: нач. горного отд. Павленок Ф.Л.

Секретарь: нач. техн. отд. Егоров Г.А.

ПРИСУТСТВОВАЛИ:

от ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины:

1. докт. техн. наук, проф. Четверик М.С.;
2. научн. сотр., к.т.н. Бабий Е.В.;

от ГП «ГПИ «Кривбасспроект»:

1. главный инженер института, докт. техн. наук Римарчук Б.И.;
2. нач. горного отдела Павленок Ф.Л.;
3. нач. технического отдела Егоров Г.А.;
4. зам. нач. горного отдела Кивгила Е.В.;
5. зав. группой Биленко А.Е.;
6. вед. инж. Миронов М.Д.;
7. вед. инж. Варганов Д.С.

ПОВЕСТКА ДНЯ:

Рассмотрение рекомендаций по созданию опытно-промышленного участка «Технология предобогащения окисленных руд в карьере при использовании дробильно-перегрузочного пункта автомобильно-конвейерного транспорта», разработанных в ИГТМ НАН Украины.

СЛУШАЛИ:

Доклад проф., докт. техн. наук Четверика М.С.: Создание опытно-промышленного участка «Технология предобогащения окисленных руд в

карьере при использовании дробильно-перегрузочного пункта автомобильно-конвейерного комплекса».

Главной причиной больших затрат на транспорт и переработку железных руд в Кривбассе являются: а) низкое качество исходного минерального сырья; б) увеличение вместимости ковшей экскаваторов (с 5 м^3 до 12 м^3), которое приводит к разубоживанию руд и невозможности их селективной выемки. Поэтому увеличиваются энергозатраты на транспортировку руды из карьера и ее переработку. На добычу руды расходуется 10 кВт ч/т (с учетом механического дробления при ЦПТ), а на обогащение – 40 кВт ч/т . Около 30 % этой энергии расходуется на измельчение и складирование в хвостохранилищах пустых пород.

В этой связи возникла необходимость в создании новой технологии – технологии предобогащения руды в карьерах (ТПРК). Сущность этой технологии заключается в том, что предобогащение руды осуществляют в карьере, а отходы предобогащения размещают в выработанном пространстве или складировуют совместно со вскрышными породами. Эта технология горных работ отличается от известных тем, что в карьере производят дополнительные технологические процессы: среднее, мелкое дробление и сухую магнитную сепарацию.

При этой технологии: а) повышается производительность обогатительных фабрик по концентрату за счет переработки более качественного сырья; б) снижаются объемы отходов обогащения; в) уменьшаются объемы транспортирования руды из карьера на поверхность; г) уменьшаются объемы транспортирования руды от карьера до обогатительной фабрики; д) снижается объем энергопотребления, поскольку расходы энергии на дробление и сухую магнитную сепарацию в карьере меньше, чем на измельчение не предобогащенной руды на обогатительной фабрике.

Основой создания технологии предобогащения руды в карьерах служат такие разработки: а) создание и использование на карьерах Кривбасса циклично-поточной технологии горных работ; б) применение в карьерах стадии крупного механического дробления; в) разработка дробилок с большой величиной сокращения и большим раскрытием минеральных зерен, способствующих применению сухой магнитной сепарации; г) создание электромагнитных сепараторов для предобогащения слабомагнитных и магнитных руд.

Опытно-промышленный участок технологии предобогащения руды в карьере рационально создать там, где применяется циклично-поточная технология горных работ. Одним из таких является Ингулецкий ГОК, где впервые по проекту ГП «ГПИ «Кривбасспроект» в промышленном масштабе применена циклично-поточная технология горных работ.

Опытно-промышленный участок рекомендуется создать на гор. – 60 м, где перегрузочный узел не несет существенной нагрузки и расположен в зоне окисленных кварцитов. Транспортные, а также технологические схемы по дроблению и предобогащению могут быть различными.

Создание опытно-промышленного участка необходимо для решения таких задач:

1. Испытать новое оборудование при переработке окисленных руд: центробежно-ударные, валковые дробилки, магнитные сепараторы, крутонаклонные конвейера.

2. Отработать технологию предобогащения окисленных руд в карьере в условиях ИнГОКа; определить разновидности руд, наиболее эффективно поддающиеся предобогащению.

Таким образом, эксплуатация на карьерах оборудования большой единичной мощности, а также наличие многих разновидностей руд вызывает необходимость применения технологии предобогащения сырья непосредственно в карьерах. Этому способствует применение циклично-поточной технологии, включающей крупное механическое дробление, а также пространство для размещения оборудования (в том числе и в подземных камерах).

ВОПРОСЫ

В обсуждении доклада приняли участие и задали вопросы: Павленок Ф.Л., Римарчук Б.И., Кивгила Е.В., Биленко А.Е.

Выступили: Павленок Ф.Л., Кивгила Е.В., Римарчук Б.И.

ПОСТАНОВИЛИ:

1. Технология предобогащения руды в карьерах, разработанная в ИГТМ НАН Украины, актуальна и перспективна для условий карьеров Кривбасса, особенно в области переработки окисленных руд.

2. Опытно-промышленный участок технологии предобогащения окисленных руд возможно создать в условиях ИнГОКа на перегрузочном пункте гор. - 60 м. Однако транспортная схема, а также комплекс оборудования по дроблению и магнитной сепарации требуют уточнения.

3. Рекомендовать ИГТМ НАН Украины рассмотреть возможность создания такой технологии и на других карьерах Кривбасса, где применяется циклично-поточная технология горных работ, например в условиях карьера №1 ЦГОК на гор. – 134 м.

4. Просить руководство ОАО ИнГОК рассмотреть данные рекомендации с целью их дальнейшей реализации.

5. Для проверки эффективности этой технологии целесообразно ГП «ГПИ «Кривбасспроект» совместно с ИГТМ НАН Украины выполнить ТЭО создания опытно-промышленного участка технологии предобогащения окисленных руд. Просить руководство ОАО ИнГОК профинансировать эту работу.

Председатель технического совещания
начальник горного отдела

Павленок Ф.Л.

Секретарь технического совещания
начальник технического отдела

Егоров Г.А.

ДОДАТОК Н

Титульний лист рекомендацій щодо розробки дослідно-промислової ділянки на кар'єрі Інгулецького ГЗКу

Национальная академия наук Украины
Институт геотехнической механики им. Н.С. Полякова

49005, г. Днепропетровск,
ул. Симферопольская, 2а
тел. (0562) 46 01 51, факс 46 24 46

УТВЕРЖДАЮ:

Директор ИГТМ НАН Украины
академик НАН Украины



А. Булат
2007 г.

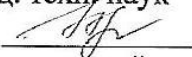
Рекомендации по разработке проекта опытно-промышленного участка на карьере Ингулецкого ГОКа:

**«ТЕХНОЛОГИЯ ПРЕДОБОГАЩЕНИЯ
МАГНИТНЫХ И ОКИСЛЕННЫХ РУД В КАРЬЕРЕ
ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНОГО
ПУНКТА АВТОМОБИЛЬНО-КОНВЕЙЕРНОГО
КОМПЛЕКСА»**

Разработчики: д-р техн. наук, проф.

 Четверик М.С.

канд. техн. наук

 Бабий Е.В.

инж.-констр. I кат.

 Икол А.А.

2007 г.

ДОДАТОК П

Акт передачі рекомендацій щодо розробки дослідно-промислової ділянки на кар'єрі Ингулецького ГЗКу

УТВЕРЖДАЮ

Зам. директора по научной работе
ИГТМ НАН Украины
член-корреспондент НАН Украины



МП « 12 » 06 2007 г.

А.И. Волошин

АКТ

передачи научно-технической продукции

Данным актом подтверждаем передачу в ГП «ГПИ «Кривбасспроект» рекомендаций по разработке опытно-промышленного участка на карьере Ингулецького ГОКа «Технологии предобогащения магнитных и окисленных руд в карьере при использовании дробильно-перегрузочного пункта автомобильно-конвейерного комплекса», разработанных в ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины при выполнении диссертационной работы Бабий Екатерины Васильевны на соискание ученой степени доктора технических наук в направлении бюджетной темы № III-63-12 «Обоснование геотехнологических систем разработки, систем вскрытия горизонтов, технологических процессов и их параметров при доработке глубоких карьеров» (№ госрегистрации 0112U000493).

От ИГТМ НАН Украины:

Зав. отделом геомеханических
основ технологий открытой
разработки месторождений
д-р техн. наук, проф.

 М.С. Четверик

От ГП «ГПИ «Кривбасспроект»:

Главный инженер проекта

 Н.В. Корчагин

Старший научный сотрудник
канд. техн. наук

 Е.В. Бабий

ДОДАТОК Р
Титульна сторінка альбому технологічних схем

1

НАЦИОНАЛЬНАЯ АКАДЕМИЯ НАУК УКРАИНЫ
ИНСТИТУТ ГЕОТЕХНИЧЕСКОЙ МЕХАНИКИ им. Н.С. Полякова

УТВЕРЖДАЮ

Зам. директора по научной работе
Института геотехнической механики
им. Н.С. Полякова НАН Украины
член-корреспондент НАН Украины



Волошин А.И. Волошин

« 29 » ноября 2012 г.

АЛЬБОМ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ,
СКЛАДИРОВАНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД ПРИ
ЦИКЛИЧНОЙ И ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИЯХ С
ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НАКЛОННЫХ И КРУТОНАКЛОННЫХ
КОНВЕЙЕРОВ, СКИПОВЫХ ПОДЪЕМНИКОВ
для условий Ингулецкого карьера

Зав. отделом
геомеханических основ технологий
открытой разработки месторождений
д.т.н., проф.

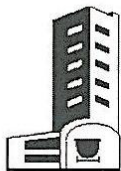
М.С. Четверик
М.С. Четверик

Ст. научн. сотр. отдела
геомеханических основ технологий
открытой разработки месторождений
к.т.н.

Е.В. Бабий
Е.В. Бабий

Днепропетровск
2012

ДОДАТОК С
Акт використання результатів НДР і дисертаційної роботи в проектній документації ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»»



**ГОСУДАРСТВЕННОЕ АГЕНТСТВО УКРАИНЫ ПО УПРАВЛЕНИЮ
ГОСУДАРСТВЕННЫМИ КОРПОРАТИВНЫМИ ПРАВАМИ И ИМУЩЕСТВОМ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ «ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ИНСТИТУТ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ ПРЕДПРИЯТИЙ
ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ «КРИВБАСПРОЕКТ»
(ГП «ГПИ «КРИВБАСПРОЕКТ»»)**

«10» 12 2012 г.

г. Кривой Рог

№ 356

АКТ

використання результатів науково-дослідної роботи ІГТМ ім. М.С. Полякова
НАН України в проектній документації

ДП «Державний інститут по проектуванню підприємств гірничорудної промисловості «Кривбаспроект» при виконанні НДР «Визначення найбільш оптимальної технологічної схеми доставки порід розкриття до місця складування в умовах ІнГЗК» на підставі договору № 199 від 23.07.2012 р. з ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України за темою «Обґрунтування раціональних технологічних схем транспортування, складування та переробки порід розкриття з різними властивостями та геомеханічними параметрами в умовах кар'єру ІнГЗК» (науковий керівник д.т.н., проф. М.С. Четверик, відповідальний виконавець к.т.н. К.В. Бабій) виконали аналіз і оцінку доцільності використання наступних технологічних схем:

- 1 технологічна схема на базі крутопохилого конвеєра з перевантаженням в залізничний транспорт;
- 2 технологічна схема на базі похилого конвеєра з перевантаженням в залізничний транспорт;
- 3 технологічна схема на базі скіпового підйомного устаткування з перевантаженням в залізничний транспорт;
- 4 технологічна схема на базі крутопохилого конвеєра та опірно-ланцюгового відвалоутворювача;
- 5 технологічна схема в складі пересувної дробарки, комплексу конвеєрів та опірно-ланцюгового відвалоутворювача;
- 6 технологічна схема у складі крутопохилого конвеєра й опірно-ланцюгового відвалоутворювача з рудосортувальним комплексом на борту кар'єру;
- 7 технологічна схема у складі крутопохилого конвеєра й опірно-ланцюгового відвалоутворювача з рудосортувальним комплексом на перевантажувальному пункті земної поверхні.

Визначені найбільш ефективні і перспективні напрямки розвитку гірничих робіт та транспортних систем, відмічено раціональність застосування рудосортувального комплексу для гірської маси з контактних зон. Результати науково-дослідної роботи, отримані за цим Договором, використовувались при виборі раціональних варіантів технологічних схем доставки порід розкриття до місця складування в умовах Інгулецького кар'єру.

**Директор ДП «ДПІ «Кривбаспроект»
доктор техн. наук, професор**

В.В. Перегудов

Головний інженер проекту

К.В. Ковальов



ДОДАТОК Т
Акт використання результатів НДР і дисертаційної роботи в проектній документації ТОВ «Южгіпроруда»



ТОВАРИСТВО З ОБМЕЖЕНОЮ ВІДПОВІДАЛЬНІСТЮ
„Ю Ж Г І П Р О Р У Д А”

вул.Ромен Роллана, 12, м.Харків, 61058 тел 705-05-49
 п/р 26000036483 в ПАТ „БАНК „ГРАНТ” м.Харкова, МФО 351607
 № свід. 200103346, іпн № 352440220304, ЄДРПОУ 35244024
 факс (057) 705-05-48 E-mail: ruda@uzgiproruda.com.ua

Система якості ДСТУ ISO 9001:2001, система екологічного керування ДСТУ ISO 14001:2006 - сертифіковані

31.05.17 № 24/1375
 на № _____ від _____

Директору ІГТМ НАН України
 академіку НАН України
 Булату А.Ф.

АКТ

використання результатів науково-дослідної роботи ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України в проектній документації

ТОВ «Южгіпроруда» при виконанні робочого проекту «Формування тимчасового внутрішнього відвалу на південно-західному борті Першотравневого кар'єру» враховувало результати НДР «Вибір раціональних параметрів технології внутрішнього відвалоутворення із забезпеченням стійкості ярусів для внутрішнього відвалу на південно-західному борті Першотравневого кар'єру ПРАТ «ПІВНГЗК», проведеної в ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України при виконанні госпдоговірної теми № 638ю/576, бюджетної теми № III-68-16 (№ держреєстрації 0116U004044) та дисертаційних робіт Бубнової Олени Анатоліївни та Бабій Катерини Василівни на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук, Ворон Олени Анатоліївни на здобуття наукового ступеня кандидата технічних наук.

Результати роботи, що отримані від ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України, склались із:

- результатів моделювання стану насипного масиву із різними параметрами при розміщенні його у внутрішньокар'єрному просторі із врахуванням впливу зовнішніх чинників у вигляді атмосферних опадів, підземних вод, динамічних навантажень від відвального комплексу обладнання та сейсмічної хвилі масових вибухів в кар'єрі;
- обґрунтованих параметрів внутрішнього відвалу, що забезпечать стійкість його ярусів;
- обґрунтованих раціональних параметрів відвалоутворення,

та направлені на забезпечення безпечного функціонування кар'єру та відвалу, екологічну безпеку робіт та гірничу підготовку до проведення рекультивациі поверхні після відпрацювання кар'єру.

Головний інженер ТОВ «Южгіпроруда» _____ Головні О.О.

Головний інженер проекту _____ Інженер-проектувальник В.М.



ДОДАТОК У

Розрахунок очікуваного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в умовах Петровського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК"

ЗАТВЕРДЖУЮ

Заступник директора по науковій роботі Інституту геотехнічної механіки, член-кореспондент НАН України



О.І. Волошин

«04» 01 2018 р.

ЗАТВЕРДЖУЮ

Заступник директора по економіці та перспективному розвитку ДП «ДП «КРИВБАСПРОЕКТ» Канд. техн. наук

І.Є. Григор'єв
«04» 01 2018 р.

РОЗРАХУНОК

**ОЧІКУВАНОГО ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ
ВІД ЗАСТОСУВАННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕДЗБАГАЧЕННЯ
В УМОВАХ ПЕТРОВСЬКОГО КАР'ЄРУ
ПАТ "ЦЕНТРАЛЬНИЙ ГЗК"**

м. Дніпро – м. Кривий Ріг
2018 р.

ДОДАТОК Ф

Акт використання результатів науково-дослідних робіт в проектній документації

ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»

ПОГОДЖЕНО

Заступник директора по науковій роботі Інституту геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України, член-кореспондент НАН України

О.І. Волошин
«16» 01 2018 р.

ЗАТВЕРДЖУЮ

Директор
ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»
докт. техн. наукВ.В.Перегудов
«16» 01 2018 р.

АКТ

використання результатів науково-дослідних робіт

Цим актом підтверджуємо, що результати роботи за темами: _____
 № III-68-16 (№ держ. реєстрації 0116U004044) розділ «Розробка наукових основ формування промислово-господарчих комплексів на порушених та техногенних геологічних середовищах, утворених при видобутку та переробці корисних копалин»; ІІ-46-08 (№ держ. реєстрації (№0107U012100) «Розробка теоретичних основ технології передзбагачення руди в кар'єрах та формування технологічних комплексів» та дисертаційної роботи Бабій Катерини Василівни на здобуття наукового ступеня доктора технічних наук

(найменування теми, № держ. реєстрації)

виконані в ІГТМ ім. М.С. Полякова НАН України

(найменування ВУЗу, НДІ, КБ)

в 2005-2018

(термін виконання)

використані в проектній документації ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»

(найменування підприємства, де здійснювалася використання)

1. Вид використаних результатів: вдосконалення технології відкритої розробки залізних руд шляхом застосування нового способу видобутку, транспортування й переробки корисної копалини; розробка технологічної схеми

(експлуатація виробу, робота технології, виробництво (вироби, роботи, технологія), функціонування систем)

2. Характеристика масштабу використання: одиничне

(унікальне, одиничне, партія, масове, серійно)

3. Форма використання: врахування в проектній документації нового способу видобутку, транспортування й переробки корисної копалини при розробці альтернативних варіантів розвитку Петровського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК" шляхом використання для скельних порід розкриття з магнітною складовою з контактних зон комплексу попереднього збагачення

4. Новизна результатів науково-дослідних робіт _____

результати є принципово нові

(піонерські, принципово нові, якісно нові, модифікації, модернізація старих розробок)

5. Дослідно-промислова перевірка відсутня

(вказати номер и дату актів випробування)

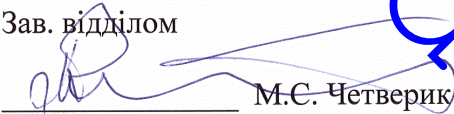
(найменування підприємства, період)

6. Використані результати: технологічна схема за новим способом видобутку, транспортування й переробки корисної копалини, що стосується переробки скельних порід розкриття з магнітною складовою комплексом попереднього збагачення біля кар'єру. Розрахунок очікуваного економічного ефекту від застосування технології передзбагачення в умовах Петровського кар'єру ПАТ "Центральний ГЗК" склав двадцять сім мільйонів чотириста одна тисяча дев'ятсот шістдесят гривень в год. Очікуваний термін окупності 2,4 року.

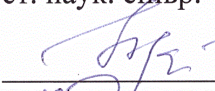
7. Соціальний та науково-технічний ефект запропонована технологія ресурсозберігаюча, реалізація способу видобутку, транспортування й переробки дозволить зменшити рівень втрат і зубожіння корисної копалини
(охорона довкілля, надір; покращення і оздоровлення умов труда, вдосконалення структури управління, науково-технічні напрямлення, спеціальні призначення тощо)

Від ІГТМ НАН України

Зав. відділом


М.С. Четверик
« 16 » 01 2018 р.

Відповідальний виконавець,
ст. наук. співр.


К.В. Бабій
« 16 » 01 2018 р.

Від ДП «ДПІ «КРИВБАСПРОЕКТ»

Заступник директора по економіці
та перспективному розвитку


І.Є. Григор'єв
« 16 » 01 2018 р.



ПРОЕКТ

ДОДАТОК Х
СПИСОК ПУБЛІКАЦІЙ ЗДОБУВАЧА ЗА ТЕМОЮ ДИСЕРТАЦІЇ ТА
ВІДОМОСТІ ПРО АПРОБАЦІЮ РЕЗУЛЬТАТІВ ДИСЕРТАЦІЇ

Монографія

51. Бабий Е.В. Технология предобогащения железных руд в глубоких карьерах: монография. К.: Наук. думка, 2011. 184 с.

**Статті у наукових періодичних виданнях інших держав або України, які
включені до міжнародних наукометричних баз**

52. Четверик М.С., Бабий Е.В., Левицький А.П. Технология предобогащения в карьерах как перспективное направление добычи магнитных и окисленных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. Научно-технический журнал. М.: Горная книга, 2011. № 1. С. 99-105.

53. Четверик М.С., Молдабаев С.К., Бабий Е.В., Бубнова Е.А. Параметры технологии, процессов и горных машин при открытой добыче руд // Горный журнал Казахстана. Алматы, 2016. № 8 (136). С. 18-23.

54. Бабий К.В. Визначення основних параметрів технології передзбагачення руди в кар'єрах та їх вплив на роботу гірничо-збагачувального комплексу // Вісник Кременчуцького національного університету імені Михайла Остроградського, 2018. Випуск 1/2018 (108). С. 87-94.

55. Четверик М.С., Бабий Е.В. Режим горных работ при технологии предобогащения руды в карьере // Горный информационно-аналитический бюллетень. Научно-технический журнал. М.: Горная книга, 2013. № 3. С. 205-210.

56. Ковров А., Бабий Е., Ракишев Б., Куттыбаев А. Влияние обводненности насыпного массива пород на геомеханическую устойчивость участка циклично-поточной технологии // Mining of Mineral Deposits Journal. Volume 10 (2016). Issue 2. pp. 55-63.

57. Ракишев Б.Р., Ковров А.С., Молдабаев С.К., Бабий Е.В. Обеспечение геомеханической устойчивости насыпей для конвейеров при циклично-поточной

технологии // Хабаршысы вестник. Сб. научн. тр. НАН Республики Казахстан. Алматы, 2016. Вып. 2. С. 103-110.

58. Бабий Е.В., Султанбекова Ж.Ж. Методические основы обоснования параметров технологии предобогащения руды в карьере для определения ее экономической эффективности // Горный журнал Казахстана. Алматы, 2018. № 11. С. 9-15.

59. Chetveryk M., Bubnova O., Babii K., Shevchenko O., Moldabaev S. Review of geomechanical problems of accumulation and reduction of mining industry wastes, and ways of their solution // Mining of Mineral Deposits Journal. Volume 12 (2018). Issue 4. pp. 63-72.

Статті у наукових фахових виданнях

60. Четверик М.С., Бабий Е.В., Медведева О.А., Сарвас Н.М. Электрометрическая диагностика массива горных пород, подверженного оползневым процессам при открытой разработке // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2011. Вып.95. С. 155-161.

61. Четверик М.С., Бабий Е.В. Обоснование устойчивости насыпи под конвейерную галерею комплекса циклично-поточной технологии на Первомайском карьере // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2015. Вып. 123. С. 142-152.

62. Бабий Е.В., Гребенник В.Н. Комплексный анализ причин развития оползневых процессов в техногенно нарушенных массивах (на примере Анновского карьера) // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2008. Вып. 77. С. 16-24.

63. Ковров А.С., Бабий Е.В., Бубнова Е.А. Геомеханическая оценка устойчивости внутреннего отвала на подработанном основании борта карьера // Metallurgical and Mining Industry. 2017. № 5. С. 60-67.

64. Бабий Е.В., Синенко М.А., Биленко А.Е. Вскрытие горизонтов Артемовского месторождения при технологии предобогащения руды в карьере // Науковий вісник Національного гірничого університету. 2011. № 6. С. 31-35.

65. Бабий Е.В. Зависимость разубоживания полезного ископаемого от параметров экскавационных машин // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2011. Вип. 94. С. 3-10.

66. Бабий Е. В. Производственные процессы технологии предобогащения руды в карьере // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2007. Вип. 72. С. 161-167.

67. Бабій К.В. Теоретичні основи технології передзбагачення руди в глибоких залізородних кар'єрах // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. 2018. № 1. С. 45-50.

68. Бабий Е.В. Применение крутонаклонных конвейеров при технологии предобогащения руды в карьерах // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2009. Вип. 81. С. 17-23.

69. Бабий Е.В. Теоретическое обоснование взаимосвязи производственных мощностей карьера и обогатительной фабрики при технологиях открытой добычи руд // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2011. Вип. 92. С. 36-46.

70. Бабий Е.В., Синенко М.А. Кваліметрическая оценка качества добычи железных руд, потери и разубоживание // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2010. Вип. 89. С. 9-18.

71. Бабий Е.В., Синенко М.А. О качестве рудного потока при технологии предобогащения руды в карьере // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. пр. Кривий Ріг, 2010. № 25. С. 19-24.

72. Четверик М.С., Бабий Е.В., Терещенко В.В., Левченко К.А. Повышение производственной мощности карьера с применением комплекса предобогащения // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. Днепропетровск, 2013. № 3. С. 96-101.

73. Бабий Е.В. Экономическое обоснование применения комплекса предварительного обогащения для скальных вскрышных пород карьеров Кривбасса // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2016. Вип. 129. С. 205-216.

74. Бабий Е.В. Особенности технологических схем и комплексов оборудования технологии предобогащения сырья в карьерах, шахтах, отвалах и

хвостохранилищах // Геотехнічна механіка. Дніпропетровськ, 2012. Вип. 103. С. 28-37.

75. Булат А.Ф., Вилкул Ю.Г., Четверик М.С., Станков А.П., Бабій К.В. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров при циклично-поточной технологии в условиях глубоких карьеров Кривбасса // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. 2014. № 6. С. 73-78.

76. Четверик М.С., Бабій Е.В., Икол А.А. Формирование комплексов при технологии предобогащения руды в карьерах // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. 2007. № 3. С. 91-93.

77. Четверик М.С., Бабій Е.В. Современное использование сухой магнитной сепарации и возможность ее применения в технологии предобогащения руды в карьере // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. Кривий Ріг, 2009. № 23. С. 14-18.

78. Vybnova O.A., Babiy K.V., Levchenko K.S. Technology of technogenic deposits development improving // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2016. Вип. 130. С. 137-143.

79. Четверик М.С., Бабій Е.В., Бубнова Е.А., Терещенко В.В. Основные направления рационального природопользования при открытой добыче полезных ископаемых // Гірничий вісник. Наук.-техн. зб. Кривий Ріг: Криворізький національний університет, 2013. Вип. 96. С. 58-62.

80. Четверик М.С., Бабій Е.В., Икол А.А., Терещенко В.В. Перспективы применения крутонаклонных конвейеров при циклично-поточной технологии горных работ на карьерах Кривбасса // Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'. 2010. № 5. С. 94-98.

81. Геомеханика устойчивости системы карьер – внутренний отвал – природная среда / М.С. Четверик, Е.В. Бабій, Е.А.Бубнова, В.Н. Гребенник // Геотехнічна механіка. Дніпро, 2018. Вип. 140. С. 176-187.

82. Бабій К.В. Вплив параметрів вибухового руйнування видобувних блоків складної геологічної будови на формування технологічних комплексів

передзбагачення руди в кар'єрах // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. 2018. № 6. С. 23-35.

83. Бабий Е.В., Шевченко А.И., Икол А.А. Крутонаклонные конвейеры в горнодобывающей промышленности и перспективы их применения на глубоких карьерах Кривбасса // *Геотехнічна механіка*. Дніпропетровськ, 2014. Вип. 118. С. 114-129.

84. Четверик М.С., Бубнова Е.А., Бабий Е.В. Взаимосвязь параметров горных машин, технологии и процессов при открытой добыче руд // *Геотехнічна механіка*, Дніпро, 2016. Вип. 126. С. 58-70.

85. Четверик М.С., Бабий Е.В., Швец Д.В., Тойманов Н.Т., Акилбаев Т.И. Определение перспективных направлений по извлечению балансовых запасов руд при открытой их добыче // *Геотехнічна механіка*. Дніпро, 2017. Вип. 132. С. 85-95.

Розділи в монографії

86. Четверик М.С., Перегудов В.В., Романенко А.В. и др. Циклично-поточная технология на глубоких карьерах. Перспективы развития / Кривой Рог: Дионис, 2012. С. 235-323.

Статті та тези в виданнях конференцій

87. Chetverik M., Bubnova E., Babiy E. The main technical solutions in rational excavation of minerals in open-pit mining // VII International scientific-practical conference «School Underground Mining» // Annual Scientific-Technical Collection «Mining of Mineral Deposits». Netherlands: CRC Press/Balkema, 2013. P. 173-176. (заочна участь).

88. Бабий Е.В., Терещенко В.В. О снижении потерь железных руд на примере Петровского карьера // *Матеріали конференції «Сталий розвиток промисловості та суспільства» 22-25 травня 2013р.* Кривий Ріг: Криворізький національний університет. 2013. Том 1. С. 5-6. (очна участь).

89. Четверик М.С., Пивень В.А., Романенко А.В., Бабий Е.В. Перспективные технологии открытой добычи руд в условиях Кривбасса (на примере Ингулецкого ГОКа) // *Форум горняка – 2006: Материалы междунаро. конф., 21-23 октября 2006 г.* Днепропетровск: НГУ, 2006. С. 100-114. (очна участь).

90. Бубнова Е.А., Бабий Е.В., Ворон Е.А. Пути решения проблем эксплуатации накопителей отходов обогащения // Форум гірників – 2015: матеріали міжнар. конф., 30 вересня-3 жовтня 2015 р., м. Дніпропетровськ: Національний гірничий університет. 2015. Т. 1. С. 211-219. (очна участь).

91. Четверик М.С., Бабий К.В., Бубнова Е.А. Технические решения проблемы накопления отходов горнодобывающей промышленности // Зб. наук. праць за результатами роботи III Міжнародної наук.-техн. конф. «Сучасні технології розробки рудних родовищ» 19 червня 2015 р. Кривий Ріг: Вид. Р.А. Козлов, 2015. С. 34-36. (очна участь).

92. Четверик М.С., Бабий Е.В. Технология предобогащения в карьерах как перспективное направление добычи бедных руд // Форум гірників – 2007: Матеріали міжнарод. конф. Дніпропетровськ: НГУ, 2007. С. 246-253. (очна участь).

93. Четверик М.С., Бабий Е.В., Синенко М.А. Технология предобогащения руды в карьере как ресурсосберегающая технология // Матеріали Юбилейной XX Международ. науч. школы. им. академика С.О. Христиановича 20-26 сентября 2010 г. Симферополь: Таврич. нац. ун-т, 2010. С. 361-363. (заочна участь).

94. Бабий К.В. Технологія передзбагачення руди в кар'єрі як напрямок зниження негативного впливу на навколишнє середовище // Матеріали Міжнародної науково-технічної конференції 08 жовтня 2010 р. Кривий Ріг: ДП «НДГРІ», 2010. С. 97-98. (очна участь).

95. Четверик М.С., Бабий Е.В. Перспективные технологии добычи руд в глубоких карьерах с минимальными энергетическими затратами // Збірник наукових праць за результатами роботи II Міжнародної науково-технічної конференції 21-22 грудня 2012 р. Кривий Ріг: ФОП Чернявський Д.О., 2012. С. 97-98. (очна участь).

96. Бабий Е.В. Обоснование эффективности применения технологии предобогащения руды в карьере // Збірник наукових праць за результатами роботи V Міжнародної наук.-техн. конференції (Кривий Ріг, 23-24.11.2018). Кривий Ріг, 2018. С. 30-32. (очна участь).

Патенти України

97. Спосіб розробки крутоспадних залізорудних кар'єрів: пат. на винахід 101761 Україна / Бабій К.В., Косенко В.І., Ікол О.О. № а 2012 00115; заявл. 04.01.2012; опубл. 25.04.2013, Бюл. № 8. (кн. 1), С. 3.161.

98. Спосіб розробки залізних руд та їх переробки біля кар'єру: пат. на кор. модель № 114357 / Четверик М.С., Бабій К.В., Ікол О.О. № и 2016 08448 заявл. 01.08.2016; опубл. 10.03.2017, Бюл. № 5. (кн. 1), С. 4.104.

99. Спосіб розробки порід розкриття в залізорудних кар'єрах: пат. на винахід 109833 Україна / Четверик М.С., Бабій К.В., Ікол О.О., Левченко К.С. № а 2014 04364 заявл. 22.04.14; опубл. 12.10.2015, Бюл. № 19. (кн. 1), С. 3.96.

100. Спосіб розробки залізних руд в кар'єрах: пат. на винахід № 118041 Україна / Четверик М.С., Бабій К.В., Ікол О.О. № а 2016 08458 заявл. 01.08.2016; опубл. 12.11.2018, Бюл. № 21. (кн. 1), С. 3.74.