

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет

Кваліфікаційна наукова
праця на правах рукопису

КОВБИК КОСТЯНТИН МИХАЙЛОВИЧ

УДК 622.272:622.646

ДИСЕРТАЦІЯ

УДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ПІДЗЕМНОГО ВІДПРАЦЮВАННЯ
ПОКЛАДІВ ЗАЛІЗНИХ РУД В УМОВАХ ВИСОКОГО ОБВОДНЕННЯ РОДОВИЩ

Спеціальність – 184 Гірництво

Галузь знань – 18 Виробництво та технології

Подається на здобуття наукового ступеня доктора філософії

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

_____ К.М. Ковбик

Науковий керівник – **Калініченко Всеволод Олександрович**, доктор технічних наук, професор

Кривий Ріг – 2025

АНОТАЦІЯ

Ковбик К.М. Удосконалення технології підземного відпрацювання покладів залізних руд в умовах високого обводнення родовищ – Кваліфікаційна наукова праця на правах рукопису

Дисертація на здобуття ступеня доктора філософії за спеціальністю 184 Гірництво – Криворізький національний університет МОН України, м. Кривий Ріг, 2025.

При відпрацюванні покладів багатих залізних руд важливою проблемою стає наявність води в очисному просторі та обводненість родовищ. Вода має вплив на ведення різних технологічних процесів при підземній розробці родовищ корисних копалин і негативно впливає на якісні й кількісні показники видобутку корисної копалини. При веденні підземних гірничих робіт працюючі горизонти часто перетинають водоносні пласти. Перед початком будь яких експлуатаційних робіт, блок дренажують для подальшого ведення видобувних процесів. Інколи навіть попереднє дренажування блоку або панелі не дає змоги повністю захистити їх від водоприпливу. Тому з'являється необхідність у розробленні й удосконаленні сучасних систем для ведення гірничих робіт у таких складних гірничо-геологічних умовах, а також їх адаптації для використання надлишку води в технології гідромеханізації гірничого виробництва. Гідромеханізація є альтернативною ресурсозберігаючою технологією, де як ресурс використовується вода. Пропонується задіяти надлишки води на підземних гірничих підприємствах для проходки компенсаційних камер у нестійких пухких рудах як альтернативу буровибуховому методу формування компенсаційного простору. Далі постає питання випуску руди з очисних камер, так як вода має вплив на її сипкі властивості й перебіг процесу випуску. Отже, питання відпрацювання покладів залізних руд в умовах високого обводнення родовищ є комплексним як з боку використання надлишковою води для технології гідроруйнування, так і в подальшій експлуатації панелі або блоку в таких умовах.

Метою роботи є теоретичне й експериментальне обґрунтування та вдосконалення технології підземного відпрацювання покладів залізних руд в умовах високого обводнення родовищ, які забезпечують високу технологічність і стабільність ведення очисних робіт.

Наукова новизна одержаних результатів характеризується так:

- уперше встановлено залежність виходу фракційного матеріалу при руйнуванні руд водяними струменями від взаємного розташування оголовка гідромонітора до шаруватості рудного масиву;
- уперше визначено залежність зміни величини втрат обводненої руди під час випуску від зміни її фракційного складу;
- набули подальший розвиток теоретичні основи визначення параметрів гідромеханізації на підземних підприємствах, визначено продуктивність гідромонітора при руйнуванні пухких руд струменями води під тиском та встановлено залежності розвантаження структуру пухких руд від нормальних напружень в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень;
- набула подальший розвиток теорія випуску обводнених руд – показники втрат при випуску відбитої і насиченої водою руди залежать від її фракційного складу й коефіцієнта розпушення і при насиченні водою на 5, 5,5, 6, 7% та зміні вмісту фракційного складу 5-3мм з 55,16 % до 60,16%, який знаходиться в квадратичній залежності від коефіцієнта розпушення та використовується як поправочний коефіцієнт рівня втрат відбитої руди по системі розробці з гідровідбійкою залізних руд.

Практичне значення отриманих результатів полягає в розробленні:

- рекомендацій при визначенні оптимального тиску для руйнування порід струменем води як для очисного видобування, так і для проходки виробок;
- методик розрахунку орієнтовної величини втрат при випуску насиченої водою руди;

- методик визначення додаткового коефіцієнта кореляції величини втрат руди залежно від її обводненості;
- методик зменшення показників величини втрат за рахунок керування гранулометричним складом відбитої рудної маси в умовах обводнення родовищ;
- удосконаленого варіанта системи розробки, який забезпечує ефективне видобування корисних копалин в умовах обводнення родовищ і несе в собі елементи енергоефективності й технологій гідроруйнування масиву, дозволяють зменшити втрати відбитої руди з 4,5, 5,64, 6,37, 7,58% до 4,5, 5,17, 5,68, 6,92 %.

У першому розділі роботи виконано аналіз сучасного стану технологій осушення родовищ, які застосовуються у світі. Висвітлено основні напрямки застосування дренажу та інших способів захисту виробленого простору від води. Проаналізовано сучасні технологічні рішення з водозахисту й роботи науковців у царині вивчення та ліквідації водоприпливу на підземних підприємствах і при будівництві підземних об'єктів. Висвітлено сучасний стан розробки родовищ Криворізького залізрудного басейну в умовах обводнення родовищ і принципову пристосованість частини покладів для реалізації технології гідроруйнування.

Встановлено, що сучасні системи розробки не пристосовані для ведення очисного виймання в умовах обводнення родовищ, тому необхідна їхня глибока модернізація. Надлишок води на підземних підприємствах у таких випадках майже не використовується, й тому, як альтернатива розвитку технології очисного виймання, пропонується застосовувати надлишок води в технологічних процесах. Частина покладів Криворізького залізрудного басейну саме відповідає умовам застосування технології гідроруйнування масиву. На підставі виконаного аналізу сформовано мета й завдання дослідження, а саме:

1. Виконати аналіз сучасного стану робіт в умовах Криворізького залізрудного басейну, розглянути питання використання у світовій практиці різних заходів щодо дренажу, ізоляції очисного простору від потрапляння води.
2. Дослідити результати використання експериментальних установок свердловинного гідроруйнування для визначення характеристик руд та їх властивостей при дії на них зрізуючих струменів води.

3. Дослідити процес випуску обводненої рудної маси залежно від насичення руди водою зміни фракційного складу.

4. Удосконалити технологію відпрацювання корисних копалин з метою забезпечення їх високоефективного видобування в умовах обводнення родовищ.

У другому розділі роботи виконано дослідження технологічного процесу гідроруйнування руди гідромоніторами.

Висвітлено загальну методику досліджень з визначення характеристик і процесів, які протікають у результаті гідроруйнування масиву струменями води під тиском.

Запропоновано методику дослідження процесу гідроруйнування та визначення деформаційних характеристик пухких руд при дії на них зрізуючих струменів води. Слід мати на увазі, що не всі поклади Криворізького залізорудного басейну придатні для застосування технології гідроруйнування масиву і технологія використовується при певних умовах залягання й наявності джерела води.

У результаті обробки дослідження з гідроруйнування масиву було визначено основні технологічні параметри цього процесу та встановлено деформаційні характеристики пухких мартитових руд.

Виконані дослідження дозволили виявити основні закономірності протікання процесу гідроруйнування масиву, складеного пухкими рудами.

Загалом результати експериментів показують вирішальний вплив початкового тиску та шаруватості масиву на руйнування пухких руд водою. Зокрема, нагнітання рідини в масив під надлишковим тиском розвантажує структуру пухких руд від нормальних напружень, полегшуючи руйнування масиву в результаті дії зсувних напружень. Цей процес реалізується на границях відкритих пустот у масиві. Сформовано перше наукове положення.

У третьому розділі приведені результати досліджень та експериментів з випуску обводненої рудної маси.

Установлено, що вода в процесі випуску значно погіршує кількісні та якісні показники видобутої руди. Руда злипається, збільшується кількість зависань, погіршуються санітарно-гігієнічні умови ведення очисних робіт.

Проведено лабораторні дослідження з визначення кількісних втрат руди від її насичення водою (обводненості).

Досліджено принципову можливість зменшення втрат обводненої руди за рахунок коригування гранулометричного складу при її випуску.

Установлено, що покращення якості подрібнення, а саме збільшення вмісту в рудній фракції середньокускових шматків руди, поліпшує показники видобування руди в умовах її насичення водою. Це дає змогу незначною мірою знизити втрати руди при її випуску.

Запропоновано поправочний коефіцієнт орієнтовного рівня втрат корисної копалини по системі розробки залежно від насичення руди водою й коефіцієнта розпушення. Сформовано друге наукове положення.

У четвертому розділі наведено результати вдосконалення сучасних систем при підземній розробці залізрудних родовищ. Запропоновано ресурсозберігаючу технологію формування компенсаційного простору способом гідроруйнування. Ця технологія є альтернативою буровибуховому способу утворення компенсаційних камер і дає змогу утворювати більш стійкі компенсаційні порожнини.

За результатами проведених досліджень, з урахуванням досвіду роботи підприємств Кривбасу, рекомендовано технологічну схему, що дозволить підвищити швидкість і технологічність відпрацювання покладів пухких багатих залізних руд та зменшити їх втрати в умовах відробки обводнених покладів на шахтах Кривбасу.

Виконані дослідження дозволили сформувати максимально уніфіковану систему розробки із використанням наявного на підприємствах обладнання. Тобто суттєвих змін у матеріально-технічній базі забезпечення ведення очисних робіт не передбачається, але було суттєво підвищено інтенсивність випуску руди завдяки використанню максимально ефективних прийомів конструювання систем розробки (Додаток А).

Ключові слова: підземна розробка, родовище, руда, залізна руда, гідровиймання, гідроруйнування, гідродезінтеграція, гідромеханізація, руйнування руд, обводнення родовищ, випуск, обводнена руда, насичення, втрати руди, системи розробки.

ABSTRACT

Kovbyk K.M. Improvement of the technology of underground processing of iron ore deposits in conditions of high waterlogging of deposits - Qualification scientific work with the rights of the manuscript

Dissertation for the degree of Doctor of Philosophy in the specialty 184 Mining – Kryvyi Rih National University of the Ministry of Education and Science of Ukraine, Kryvyi Rih, 2025.

When working out deposits of rich iron ores, the presence of water in the cleaning space and the irrigation of the deposits become an important problem. Water has an impact on the conduct of various technological processes in the underground development of mineral deposits and negatively affects the qualitative and quantitative indicators of mineral extraction. When conducting underground mining operations, working horizons often cross aquifers. Before carrying out any operational work, the block is drained, drained for further mining processes. Sometimes, even preliminary drainage of the working space does not make it possible to completely protect the block from water inflow. Therefore, there is a need to develop and improve modern systems for conducting mining operations in such complex mining and geological conditions, as well as their adaptation for using excess water in the technology of hydromechanization of mining production. Hydromechanization is an alternative resource-saving technology that uses water as a resource. It is proposed to use surplus water at underground mining enterprises for the penetration of compensation chambers in unstable loose ores as an alternative to the blasting method of formation of the compensation space. Next, there is the issue of releasing ore from the purification chambers, as water has an effect on the flow properties and the course of the release process. Therefore, the issue of working out iron ore deposits in conditions of high waterlogging of deposits is complex both from the point of view of the use of excess water for hydraulic fracturing technology, and in the further operation of the panel in such conditions.

The purpose of the work is the theoretical and experimental substantiation of the improvement of the technology of underground development of iron ore deposits in

conditions of high waterlogging of deposits, which ensure high manufacturability and stability of cleaning operations.

The scientific novelty of the obtained results is characterized as follows:

- for the first time, the dependence of the fractional material yield during the destruction of ores by water jets was established on the relative location of the head of the hydromonitor to the layering of the ore massif; the performance of the hydromonitor during the destruction of loose loose ores by jets of water under pressure is determined ;
- for the first time, the dependence of the change in the value of losses of water-saturated ore during release on the change in its fractional composition was determined; first regularities of ore losses during release depending on its parameters of water saturation (water saturation) are determined;
- the theoretical foundations of determining the parameters of hydromechanization at underground enterprises were further developed, the productivity of the hydromonitor during the destruction of loose ores by water jets under pressure was determined and the dependence of the unloading of the structure of loose ores on normal stresses as a result of the action of shear stresses, which depend linearly on the value of the ore adhesion and tangentially on the angle of internal friction and vertical stresses, were established; the theoretical basis for determining the parameters of hydromechanization at underground enterprises received further development;
- the theory of watered ore production has been further developed - the loss rates during the production of broken ore, water-saturated ore depend on the fractional composition and the loosening coefficient and when saturated with water by 5, 5.5, 6, 7%, and the change in the content of the fractional composition of 5-3mm from 55.16% to 60.16%, which is in a quadratic dependence on the loosening coefficient and is used as a correction factor for the level of broken ore losses in the iron ore development system with hydraulic breaking.

The practical significance of the obtained results lies in the development of:

- recommendations for determining the optimal pressure for the destruction of rocks with a water jet both for clean mining and for the penetration of workings;

- the methodology for calculating the approximate value of losses when releasing water-saturated ore;
- method of determining the additional coefficient of correlation of the amount of ore losses depending on the water content ;
- the method of reducing loss indicators due to control of the granulometric composition of the reflected ore mass in the conditions of flooding of deposits;
- an improved version of the system development, which ensures the effective extraction of minerals in the conditions of bypassing deposits and carries elements of energy efficiency and the technology of hydraulic fracturing of the massif, reducing the losses of reflected ore from 4.5, 5.64, 6.37, 7.58% to 4.5, 5.17, 5.68, 6.92%.

In the first section of the work an analysis of the current state of field drainage technologies used in the world is performed. The main areas of application of drainage and other methods of protecting the industrial space from water are highlighted. Modern technological solutions for water protection and the work of scientists in the field of studying and eliminating water inflow at underground enterprises and during the construction of underground facilities are analyzed. The current state of development of deposits of the Kryvyi Rih iron ore basin in the conditions of flooding of the deposits and the fundamental suitability of part of the deposits for the implementation of hydraulic fracturing technology are highlighted.

It has been established that modern development systems are not suitable for conducting clean extraction in conditions of flooding of deposits, therefore, their deep modernization is necessary. In such cases , excess water in underground utilities is almost never used, and therefore, as an alternative to the development of clean extraction technology, it is proposed to use excess water in technological processes. Part of the deposits of the Kryvyi Rih iron ore basin exactly meets the conditions of applying the technology of hydraulic fracturing of the massif. On the basis of the performed analysis, the aim and objectives of the research were formed, namely:

1. To investigate the current state of works in the conditions of the Kryvyi Rih iron ore basin, to consider the issue of the use in world practice of various measures regarding drainage, isolation of the cleaning space from water ingress.

2. To analyze the results of the use of experimental installations of borehole hydraulic fracturing to determine the characteristics of ores and their properties under the action of shearing water jets.

3. Investigate the process of release of watered ore mass depending on the saturation of the ore with water and changes in the fractional composition.

4. To improve development systems in order to ensure highly efficient extraction of minerals in conditions of flooding of deposits.

In the second part of the work, a study of the technological process of hydrofracturing of ore with hydromonitors was carried out.

The general research methodology for determining the characteristics and processes that occur as a result of hydraulic fracturing of the massif with jets of water under pressure is highlighted.

The method of researching the hydraulic fracturing process and determining the deformation characteristics of loose ores under the action of shearing water jets is proposed. It should be borne in mind that not all deposits of the Kryvyi Rih iron ore basin are suitable for the use of hydraulic fracturing of the massif, and the technology is used under certain conditions of occurrence and the presence of a water source.

As a result of processing the research on hydraulic fracturing of the massif, the main technological parameters of this process were determined and the deformation characteristics of loose martite ores were established.

The conducted research allowed us to identify the main regularities of the hydrofracturing process of loose ores in the massif.

In general, the results of the experiments show a decisive influence of the initial pressure and layering on the destruction of loose ores by water. In particular, the injection of liquid into the massif under excessive pressure relieves the skeleton of loose ores from normal stresses, facilitating the destruction of the massif as a result of shear stresses. This process is implemented at the boundaries of open voids in the massif. The first scientific position has been formed.

In the third chapter conducted research and experiments on the release of watered ore mass.

It was established that water in the extraction process significantly worsens the quantitative and qualitative indicators of the mined ore. The ore sticks together, the number of suspensions increases, the sanitary and hygienic conditions of clean mining deteriorate.

Laboratory studies were conducted to determine the amount of ore loss due to water saturation (water content).

The fundamental possibility of reducing the loss of watered ore due to the correlation of the granulometric composition during its release has been studied.

It was established that improving the quality of grinding, namely increasing the content of medium-sized pieces of ore in the ore fraction, improves the indicators of ore extraction in conditions of water saturation. This makes it possible to slightly reduce the loss of ore during its release.

The correlation coefficient of the estimated level of loss of a mineral according to the development system depending on the saturation of the ore with water and the coefficient of loosening is proposed. The second scientific position was formed.

The fourth chapter presents the results of the improvement of modern systems for the underground development of iron ore deposits. A resource-saving technology for the formation of compensation space by hydraulic fracturing is proposed. This technology is an alternative to the drilling and blasting method of forming compensation chambers and makes it possible to form more stable compensations.

According to the results of the conducted research, taking into account the experience of Kryvbas enterprises , a technological scheme is recommended, which will increase the speed and manufacturability of processing deposits of friable rich iron ores.

The recommended technological scheme will make it possible to obtain high approximate results of increasing the amount of extracted useful minerals in the conditions of flooding of deposits for underground mining of Kryvbas .

The conducted research made it possible to form the most unified development system using the equipment available at the enterprises. That is, significant changes in the material and technical base for ensuring the conduct of cleaning works are not expected,

but the intensity of ore production has been significantly increased thanks to the use of the most effective methods of designing development systems (Appendix A).

Keywords: underground mining, deposit, ore, iron ore, hydraulic mining, hydrofracturing, hydrodisintegration, hydromechanization, ore destruction, dewatering of deposits, drawing, watered ore, saturation, ore losses, development systems.

Список публікацій здобувача:

- **в яких опубліковано основні результати дисертації:**

1. Stupnik, M., Kolosov, V., Pysmennyi, S., Kovbyk, K. (2019). Selective mining of complex structured ore deposits by open stope systems. E3S Web of Conferences, 123, art. no. 01007. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912301007> (Scopus)
2. Ковбик, К. М. (2020). *Шляхи впровадження штучного зміцнення масиву гірських порід при розробці родовищ корисних копалин покладів криворізького залізрудного басейну, в умовах вторинного обводнення, як додатковий захід до дренажу на основі зарубіжного досвіду*. Вісник Криворізького національного університету. Кривий Ріг. 50. 186–190. <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2020-1-50-186-190>. (Фахове видання категорії Б)
3. Ковбик, К.М., Калініченко, В.О., Кучерук, М.О. (2022). *Визначення характеру деформації та супротив на зріз пухких руд насичених водою при їх руйнування струменями води*. Вісник НУВГП серія «Технічні науки». Рівне. 2(98). 9-15. <https://doi.org/10.31713/vt220222> (Фахове видання категорії Б)
4. Ковбик, К. М. (2022). *Визначення виходу фракційного матеріалу при руйнуванні мартитових руд струменями води в залежності від напрямку їх зрізання*. Збірник наукових праць НГУ. Національний ТУ «Дніпровська політехніка». Дніпро. 69. 35–42. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/69.035> (Фахове видання категорії Б)
5. Ковбик, К.М. Калініченко, В.О. (2023). *Методика моделювання випуску насичених водою багатих залізних руд в умовах криворізького залізрудного басейну*. Гірничий вісник. 111. 18–22. [doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110](https://doi.org/10.31721/2306-5435-2022-1-110) (Фахове видання категорії Б)
6. Ковбик, К.М. (2024). *Дослідження протікання процесу випуску при відпрацюванні насичених водою руд у лабораторних умовах в залежності від змін фракційного складу*. Гірничий вісник. Кривий Ріг. 112. 159-163. [doi:10.31721/2306-5435-2024-1-112-158-164](https://doi.org/10.31721/2306-5435-2024-1-112-158-164) (Фахове видання категорії Б)
7. Ковбик, К.М. (2024). *Дослідження впливу насиченості руди водою на її втрати в процесі випуску у лабораторних умовах в залежності від змін фракційного складу*. Збірник наукових праць НГУ. Національний ТУ «Дніпровська політехніка».

Дніпро. 77(2). 30-37. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/77.030> (Фахове видання категорії Б)

- **які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:**

8. Калініченко, О.В., Ковбик, К.М. (2015). *Удосконалення існуючих систем розробки підповерхового обвалення руди в умовах криворізького залізрудного басейну*. Збірник наукових праць. Кривий Ріг. 55. 223-230. http://nbuv.gov.ua/UJRN/Znpdgi_2015_55_28

9. Калініченко, В.О., Ковбик, К.М., Грищенко Т.С. (26 травня, 2016, Кривий Ріг). *Вплив обводнення масиву гірських порід на механізм їх руйнування, в умовах високого гірничого тиску на шахтах криворізького залізрудного басейну*. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг. 67. 81. [Матеріали конференції](#).

10. Калініченко, В.О., Чухарєв, С.М, Ковбик К.М. (14 грудня, 2016, Кривий Ріг). *Вплив обводнення масиву гірських порід на ведення очисних робіт в залежності від прийнятих режимів випуску на шахтах криворізького залізрудного басейну*. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі». Кривий Ріг. [Тези конференції](#).

11. Ковбик, К.М. (26 травня, 2017, Кривий Ріг). *Актуальність удосконалення технології підземного відпрацювання багатих залізних руд в умовах обводнення родовищ криворізького залізрудного басейну*. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг. 68. [Матеріали конференції](#).

12. Калініченко, В.О., Ковбик, К.М. (14 грудня, 2017, Кривий Ріг). *Деформація масиву гірських порід під час ведення робіт по видобутку корисної копалини підземним способом в складних гідрогеологічних умовах*. II Міжнародна науково-технічна інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі». Кривий Ріг. 116. [Тези конференції](#).

13. Ковбик, К.М., (25 травня, 2023, Кривий Ріг). *Проблеми відпрацювання обводнених покладів та актуальність удосконалення методів моделювання*

технологічних процесів при підземній відробці родовищ корисних копалин в даних умовах. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг. 68. [Матеріали конференції](#).

14. Ковбик, К.М. (23 травня, 2024, Кривий Ріг). *Аналіз проблеми відпрацювання обводнених покладів багатих залізних руд криворізького басейну та актуальність удосконалення випуску руди за рахунок кореляції показників насиченості водою і гранулометричного складу корисної копалини в даних умовах. Матеріали міжнародної науково-технічної конференції «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг. [Матеріали конференції](#).*

ЗМІСТ

ВСТУП.....	19
РОЗДІЛ 1. АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ, МЕТА ТА ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕННЯ.....	25
1.1. Загальні відомості.....	25
1.2. Аналіз технологій осушення родовищ і дренавання, що застосовуються у світі.....	26
1.3. Аналіз досліджень у царині контролю водоприпливу.....	33
1.4. Сучасний стан розробки родовищ Криворізького залізрудного басейну в умовах його обводнення й тенденцій розвитку теорії та практики розробки корисних копалин свердловинними гідротехнологіями.....	39
1.5. Постановка мети та завдання дослідження.....	50
Висновок по розділу 1.....	52
РОЗДІЛ 2. ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ РУЙНУВАННЯ РУДИ ГІДРОМОНІТОРАМИ.....	53
2.1. Загальна методика досліджень.....	53
2.2. Методика дослідження процесу гідроруйнування порід і визначення деформаційних характеристик та параметрів пухких руд.....	53
2.3. Обробка результатів досліджень гідроруйнування масиву гірських порід.....	74
2.4. Обробка результатів дослідження з визначення деформаційних характеристик мартитових руд.....	86
Висновок по розділу 2.....	95
РОЗДІЛ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ОБВОДНЕНOSTІ ГІРСЬКОГО МАСИВУ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПРОЦЕСІВ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ.....	97
3.1. Методика проведення досліджень з випуску руди.....	97
3.2. Дослідження впливу ступеня обводнення відбитої руди на процес її випуску з очисних блоків.....	101
Висновок по розділу 3.....	122

РОЗДІЛ 4. УДОСКОНАЛЕННЯ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ДЛЯ ВІДПРАЦЮВАННЯ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД В УМОВАХ ОБВОДНЕННЯ РОДОВИЩ.....	124
4.1. Підготовка блока (панелі), як додатковий захід захисту від водоприпливу.....	124
4.2. Утворення компенсаційного простору технологією гідроруйнування масиву.....	130
4.3. Запропонований варіант системи розробки в умовах високого обводнення родовищ.....	136
Висновок по розділу 4.....	141
ВИСНОВОК.....	143
ЛІТЕРАТУРА.....	148
ДОДАТОК А.....	161
ДОДАТОК Б.....	162
ДОДАТОК В.....	164

ВСТУП

Дисертаційне дослідження присвячене розв'язанню питання відпрацювання покладів багатих залізних руд в умовах обводнення родовищ. Виконана праця дозволить обґрунтувати та теоретично вдосконалити сучасні системи розробки родовищ корисних копалин за допомогою додаткових технологічних процесів й упровадження змін у класичні системи.

Актуальність роботи. На сьогодні більшість підприємств, які спеціалізуються на видобуванні корисних копалин підземним способом у Кривому Розі, час від часу стикаються з проблемою обводнення рудного масиву. Додавши до цього складні гірничо-геологічні умови, оскільки на цей момент більшість робіт ведеться на глибині, яка перевищує 1200м, отримуємо достатньо складне для подальшої розробки геологічне тіло. Прикладами таких умов є родовища шахт «Криворізька» АТ «Кривбасзалізрудком» та «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка». Обводнення рудного масиву не тільки знижує продуктивність праці, а також несе небезпеку робітникам, які працюють у таких умовах. Вміщуючі породи, поглинаючи воду, втрачають свою стійкість і стають більш схильними до вивалювань. Кріплення під дією води втрачає свої міцнісні властивості. Кількість водоприливу на горизонті значною мірою впливає на кількісні та якісні показники видобування корисної копалини із блоків та панелей.

Для розв'язання такої специфічної проблеми, як обводнення гірських порід, існує дуже багато методів протидії. Основними з них є дренаж та осушення родовища або його ділянки. Ці процеси характеризуються великими техніко-економічними затратами з боку підприємства. Задля розв'язання зазначеної проблеми було виконано аналіз використовуваних технологій і систем розробки, та їхню придатність до таких умов, заходів щодо забезпечення ефективного водовідведення. На підставі виконаного аналізу запропоновано методи протидії обводненню й вторинному обводненню, використання відведеної води як сировини для відбійки масиву та проходки виробок методом гідроруйнування порід.

Питання гідромеханізації підземних підприємств розглядалися багатьма науковцями, зокрема такими як В.М. Тарасютін, Ю.А. Монастирський, А.В. Косенко, З.Р. Маланчук, Є.З. Маланчук, Бабічев, Калько та ін., але в їхніх працях основну увагу зосереджено на підвищенні якості корисної копалини, утворенні концентратів у процесі руйнування порід струменями води та дослідженні окремо процесу гідровидобування руд на підприємстві. Тому комплексні дослідження та вдосконалення систем розробки за рахунок уведення часткового процесу руйнування порід гідромоніторами з використанням дренажної води як матеріального ресурсу, визначення принципів руйнування руд, їхнього опору на зріз, продуктивності установок і деформаційних характеристик руд у складних гідрогеологічних умовах Криворізького залізорудного басейну є актуальним науково-технічним завданням, яке має важливе наукове та практичне значення.

Мета й завдання дослідження. Теоретичне й експериментальне обґрунтування та вдосконалення технології підземного відпрацювання покладів залізних руди в умовах високого обводнення родовищ, які забезпечують високу технологічність і стабільність ведення очисних робіт.

Для досягнення мети праці необхідно розв'язати такі завдання:

1. Виконати аналіз сучасного стану робіт в умовах Криворізького залізорудного басейну, розглянути питання використання у світовій практиці різних заходів щодо дренажу, ізоляції очисного простору від потрапляння води.
2. Дослідити результати використання експериментальних установок свердловинного гідроруйнування для визначення характеристик руд та їх властивостей при дії на них зрізуючих струменів води.
3. Дослідити процес випуску обводненої рудної маси залежно від насичення руди водою зміни фракційного складу.
4. Удосконалити технологію відпрацювання корисних копалин з метою забезпечення їх високоефективного видобування в умовах обводнення родовищ.

Зв'язок роботи з науковими програмами, планами, темами.

Дисертаційна робота виконувалася відповідно до Загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2030 року, затвердженої

Законом України від 21 квітня 2011 року № 3268-VI. Вона відповідає тематиці науково-дослідних робіт Криворізького національного університету: Виконання завдань перспективного плану розвитку напрямку «Рациональне природокористування» за науковим напрямом «Визначення закономірностей трансформації напружено-деформованого стану порушеного виробками гірського масиву з метою створення ресурсозберігаючих технологій видобутку руд» (№ ДР 0115U003179), «Дослідження та науково-практичне обґрунтування технологічних засобів управління якістю сировини при видобутку руд на глибоких горизонтах» (№ ДР 0122U111843).

Ідея роботи. Полягає у використанні закономірностей впливу технології підземного відпрацювання залізних руди в умовах високого обводнення родовищ на якість руйнування багатих залізних руд струменями води при застосуванні вдосконалених систем розробки.

Об'єкт дослідження. Процеси руйнування гірських порід та випуску насиченої водою руди з очисного простору.

Предмет дослідження. Технологія підземного видобутку обводнених залізних руд і параметри технологічних процесів при її застосуванні.

Методи дослідження. Для досягнення поставленої мети при розв'язанні завдань методика дослідження включає методи: конструктивно-функціонального аналізу й узагальнення теорії та практики відпрацювання складних залізорудних родовищ у лабораторних умовах; експериментального дослідження гідромоніторного руйнування багатих мартитових руд та оцінювання результатів досліджень.

У результаті отримаємо дані, які дають змогу оцінити реальні фізико-механічні властивості руд, їх деформаційні характеристики та обирається етап, на якому будуть застосовані технології гідроруйнування.

Наукова новизна отриманих результатів полягає в тому, що:

- уперше встановлено залежність виходу фракційного матеріалу при руйнуванні руд водяними струменями від взаємного розташування оголовка гідромонітора до шаруватості рудного масиву;

- уперше визначено залежність зміни величини втрат обводненої руди під час випуску від зміни її фракційного складу;
- набули подальший розвиток теоретичні основи визначення параметрів гідромеханізації на підземних підприємствах, визначено продуктивність гідромонітора при руйнуванні пухких руд струменями води під тиском та встановлено залежності розвантаження структуру пухких руд від нормальних напружень в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень;
- набула подальший розвиток теорія випуску обводнених руд – показники втрат при випуску відбитої і насиченої водою руди залежать від її фракційного складу й коефіцієнта розпушення і при насиченні водою на 5, 5,5, 6, 7% та зміні вмісту фракційного складу 5-3мм з 55,16 % до 60,16%, який знаходиться в квадратичній залежності від коефіцієнта розпушення та використовується як поправочний коефіцієнт рівня втрат відбитої руди по системі розробці з гідровідбійкою залізних руд.

Наукові положення, що виносяться на захист:

1. Відбійка пухких залізних руд низької міцності при їх гідравлічному руйнуванні нагнітанням води в масив під надлишковим тиском 2 МПа розвантажує структуру пухких руд від нормальних напружень, сприяє високоефективній відбійці масиву в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень, що сприяє утворенню відкритих очисних міні пустот у рудному масиві та дозволяє досягти зниження питомих витрат води на руйнування масиву до 3,4-5,2 м³ на 1 т руди.
2. Показники втрат при випуску відбитої руди, насиченої водою, залежать від її фракційного складу й коефіцієнта розпушення і при насиченні водою 5, 5.5, 6, 7% та зміні вмісту фракційного складу 5-3мм з 55,16 % до 60,16% дозволяють зменшити втрати відбитої руди з 4,5, 5,64, 6,37, 7,58% до 4,5, 5,17, 5,68, 6,92 % відповідно і знаходяться в квадратичній залежності від коефіцієнта розпушення, який

використовується як поправочний коефіцієнт рівня втрат відбитої руди по системі розробці з гідровідбійкою залізних руд.

Наукове значення. Полягає у встановленні закономірностей та визначенні залежностей деформаційних характеристик руйнування руд струменями води від початкових умов та тиску рідини, визначення оптимального тиску при відпрацюванні покладів багатих руд, що дає змогу обрати ділянки родовищ, які є перспективними для ефективного впровадження на них гідровидобутку.

Встановлення зміни показників випуску руди залежно від її насичення водою та дослідження основних параметрів її випуску: кут випуску, висота гребенів, втрати руди та встановлення їх зміни від коригування гранулометричного складу.

Практичне значення отриманих результатів полягає в розробці:

- рекомендацій при визначенні оптимального тиску для руйнування порід струменем води як для очисного видобування, так і для проходки виробок;
- методик розрахунку орієнтовної величини втрат при випуску насиченої водою руди;
- методик визначення додаткового коефіцієнта кореляції величини втрат руди залежно від її обводненості;
- методик зменшення показників величини втрат за рахунок керування гранулометричним складом відбитої рудної маси в умовах обводнення родовищ;
- удосконаленого варіанта системи розробки, який забезпечує ефективне видобування корисних копалин в умовах обводнення родовищ і несе в собі елементи енергоефективності й технологій гідроруйнування масиву, дозволяють зменшити втрати відбитої руди з 4,5, 5,64, 6,37, 7,58% до 4,5, 5,17, 5,68, 6,92 %.

Апробація результатів дисертації. Основні положення дисертаційної роботи та результати досліджень доповідалися на міжнародних науково-практичних та науково-технічних конференціях: «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг, 2016 [9]; інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», 2016, Кривий Ріг [10]; «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг, 2017 [11]; інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі», 2017,

Кривий Ріг [12]; «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг, 2023 [13]; «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг, 2024 [14].

Особистий внесок здобувача полягає у формулюванні наукового завдання, мети, ідеї, задач досліджень, наукових положень, новизни й висновків; аналізу світових тенденцій розробки родовищ і підземного будівництва в умовах високого обводнення. У друкованих працях, опублікованих у співавторстві, особисто здобувачеві належить: складання графіків залежності еквівалентних напружень в залежності від етапу ведення гірничих робіт [1], аналіз розвитку технологій осушення родовищ у світі та впровадження штучного зміцнення масиву для умов Криворізького залізрудного басейну [2]; встановлення закономірностей та визначенні залежностей деформаційних характеристик руйнування руд струменями води [3]; розрахунку продуктивності гідромоніторної установки по пухким багатим залізним рудам в залежності від тиску та розташування шарів у масиві [4]; у проведенні досліджень з випуску обводненої рудної маси [5]; встановленні залежностей видобування корисної копалини від її насичення водою [6] і теоретичної можливості зменшення втрат руди під час її випуску за рахунок керування гранулометричним складом [7]. Зміст дисертації викладено автором особисто.

Основний зміст дисертації опубліковано в 14 роботах, зокрема: 6 – статей у наукових фахових виданнях України, 1 – у виданнях, включених до міжнародних наукометричних баз, 1 – науково-експертна публікація з професійної тематики, 6 – у матеріалах міжнародних конференцій.

Структура й обсяг дисертації. Дисертація складається з анотації, вступу, чотирьох розділів, висновків, списку використаних джерел з 130 найменувань на 13 сторінках, 3 додатків на 6 сторінках. Загальний обсяг дисертації становить 166 сторінок, включаючи 33 рисунки та 32 таблиць.

Ключові слова: підземна розробка, родовище, руда, залізна руда, гідровиймання, гідроруйнування, гідродезінтеграція, гідромеханізація, руйнування руд, обводнення родовищ, випуск, обводнена руда, насичення, втрати руди, системи розробки.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ СТАНУ ПИТАННЯ, МЕТА ТА ЗАВДАННЯ ДОСЛІДЖЕННЯ

1.1. Загальні відомості

Вода суттєво впливає на процеси буріння, вибухові роботи та подальшу переробку руди на підземних підприємствах. Наявність води, що впливає на безпеку, ефективність роботи, продуктивність бурового та доставного обладнання, довкілля й технологічні процеси, викликає проблеми, які необхідно розв'язувати.

При виконанні бурових робіт вода викликає такі складнощі: якщо змінюється стійкість свердловини – вода може дестабілізувати стійкість свердловини, що призводить до її викривлення, затиснення бурового інструменту; підвищення тертя та корозії бурового обладнання; обводнені умови можуть сповільнити процес буріння.

Способи розв'язання проблеми: зневоднення передбачає використання pomp і дренажних систем для видалення води з місця гірничих робіт для покращення показників буріння, випуску та умов праці; використання обсадних труб; застосування інструментів стійких до корозії.

Вода, яка суттєво впливає на вибухові роботи, може знизити ефективність вибухових речовин (ВР), що призведе до відмови свердловинних зарядів вибухівки, зниження якості подрібнення, прострілів тощо, змінюючи властивості ВР.

Наявність води, в свою чергу, ускладнює випуск і доставку руди, спричиняючи проблеми з продуктивністю вибою, і в подальшому з транспортуванням; призводить до додаткового технічного обслуговування обладнання для запобігання проблемам, спричиненим впливом води.

Вода впливає на всі аспекти підземних гірничодобувних робіт: від буріння та вибухових робіт до первинної переробки руди та захисту довкілля. Ефективні способи зменшення наслідків обводнення, включаючи осушення, використання спеціалізованого обладнання та покращене планування і моніторинг, є важливими для розв'язання проблем, які створює вода в виймальному блоці (панелі).

Вищезазначені способи потребують значних затрат на їх реалізацію. Виникають випадки, коли вода потрапляє в робочий простір після початку робіт, що в свою чергу створює ряд проблем на окремих виробничих процесах. У такому разі необхідно удосконалити технологію відпрацюванням рудних покладів з урахування їх обводнення, а також запропонувати рішення з можливістю використання здренованої води на інших технологічних процесах. Наприклад, руйнування порід гідромоніторами дозволить використовувати безвибухову технологію відбійки, підвищуючи стійкість масиву при утворенні компенсаційного простору або проведенні підняттях.

Покращення показників видобування теоретично можливе шляхом підвищення якості подрібнення. Керування показниками коефіцієнта розпушення, залежно від умов обводнення, у теорії дозволить незначною мірою зменшити втрати корисної копалини при випуску руди. Керувати показниками розпушення пропонується за допомогою утворення компенсаційних камер необхідних розмірів з використанням невибухового руйнування масиву (гідроруйнування).

1.2. Аналіз технологій осушення родовищ і дренажу, що застосовуються у світі

Для осушення ділянки родовища, а також забезпечення ефективної роботи дільниць в умовах підземних підприємств перед початком ведення гірничих робіт, застосовують попередній її дренаж. Ділянку родовища осушують і доводять до безпечного та ефективного для відпрацювання стану. Мається на увазі, що підвищена агресивність шахтних вод становить небезпеку для ведення гірничих робіт, зменшуючи тим самим несучу здатність гірських порід, вода приводить до зниження ефективності та рівня безпеки ведення гірничих робіт, а також підвищення собівартості видобутку [1,2].

Удосконалення дренажу – це напрямок, у якому працюють й до сьогодні. Уже винайдено спосіб альтернативи дренажу, так званий «граутінг», або укріплення масиву.

У США підземний дренаж та «граутінг» – це два найбільш поширені способи контролю за водоприпливом на підземних підприємствах та в процесі будівництва підземних споруд. Обидва методи мають низку переваг та обмежень на їхнє застосування, що ґрунтуються на багатьох чинниках. Ці чинники включають:

- 1) гідрогеологічну характеристику покладу (ділянки родовища);
- 2) глибину ведення робіт, а також використані методи видобутку корисної копалини;
- 3) необхідність збереження довкілля.

Існує багато ефективних способів контролю водоприпливу, але лише декілька з них є практичними та економічно ефективними для підземних підприємств:

- 1) гідроізоляція земної поверхні;
- 2) заморожування надр;
- 3) «граутінг» – зміцнення масиву рідким твердіючим розчином;
- 4) підземний дренаж.

Гідроізоляція земної поверхні полягає в попередній ізоляції денної поверхні твердіючими розчинами або перекритті частини родовища з поверхні з метою запобігання потраплянню води в робочий простір. Цей метод є ефективним для контролю водоприпливу в умовах посушливого клімату, але він успішно використовувався на декількох шахтах у всьому світі. У шахті «Neves-Corvo mine in Portugal (Carvalho 1990^[4])» було успішно ізольовано річну течію за допомогою бетону зі сталлюю арматурою та якорями. Шахта «Конкола» в Замбії [3] також є прикладом успішного використання гідроізоляції з поверхні [4,5].

Заморожування надр (рис 1.1) використовують у разі необхідності зміцнення масиву гірських порід. Він є найбільш ефективним методом захисту від водоприпливу, але у порівнянні з іншими методами є й найбільш затратним. Використання цього методу для видобування корисної копалини у Криворізькому залізорудному басейні приведе до підвищення собівартості руди й нерентабельності її видобування. Цей метод використовується здебільшого для проходки тунелів метро на небезпечних ділянках, а також у процесі проходки стволів спеціальним способом [3].

Широко розповсюдженим є метод ін'єкціювання масиву розчинами, що твердіють, з метою його укріплення. Цей метод широко використовують у процесі будівництва підземних тунелів, споруд та інших об'єктів у складних геологічних та гідрогеологічних умовах [17-19].

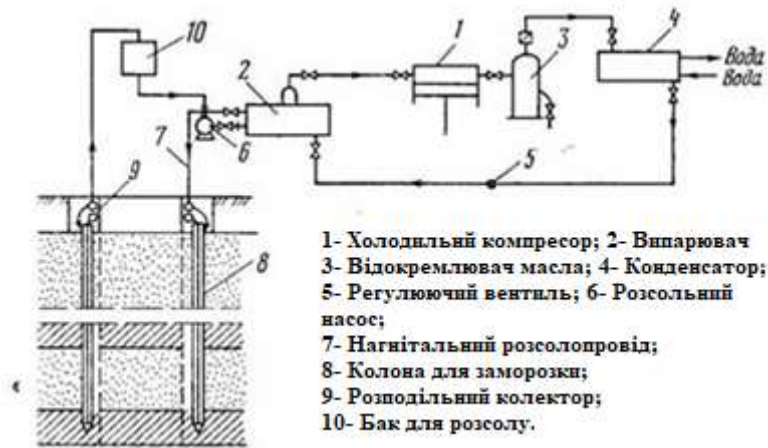


Рис 1.1. Метод заморожування надр

Граутінг використовується для підвищення стійкості порід навколо виробок, збереження їхніх форм у процесі проходки, а також як захист від водоприпливу та раптових порушень порід. У покрівлі виробки вибурюють свердловини завдовжки приблизно 20 м, у які під тиском нагнітають розчин, створюючи захисний екран навколо виробки. Приклади використання граутінгу [6] наведені на рис.1.2, 1.3,1.4.

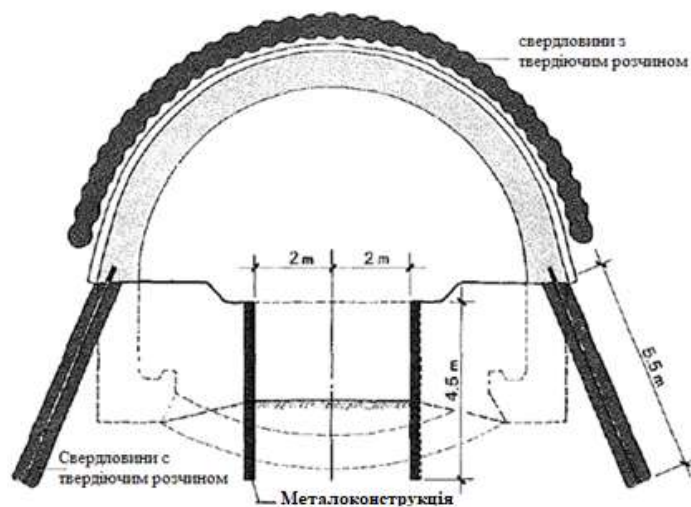


Рис.1.2. Спосіб попереднього зміцнення масиву (граутінг).



Рис 1.3. Технологія одношарового перекриття самохідними установками

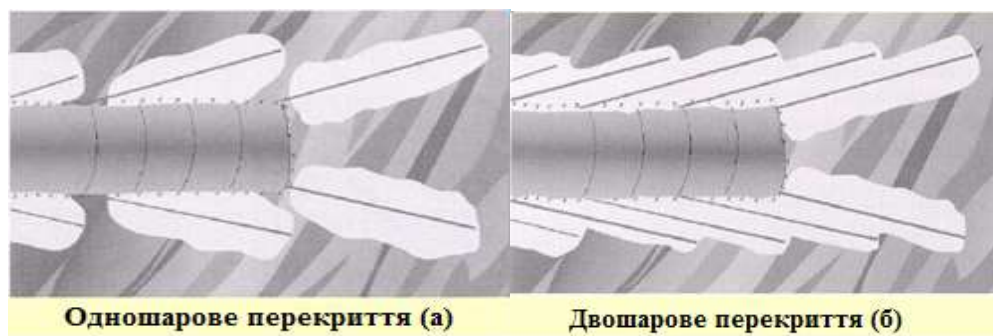


Рис 1.4. Одношарове перекриття (а) та двошарове перекриття (б)

Метод попередньої цементації – найбільш розповсюджений метод у світі (рис. 1.5). Він полягає в зміцненні масиву до проходки виробки задля надання додаткової міцності вміщуючим породам та підвищення їх стійкості в процесі ведення гірничих робіт. Цей метод інтенсивно використовувався в Південній Африці, Великобританії, Сполучених Штатах Америки, а також в декількох стволах вугільних шахт у східній частині Сполучених Штатів [6,7,9].



Рис. 1.5. Схематичне зображення технології попереднього зміцнення масиву

Переваги цього способу:

- 1) може бути виконаний з вибою самої виробки (що звичайно впливає на процеси проходки), або з поверхні (що дає додаткову варіативність проходки);
- 2) забезпечує високі санітарно-гігієнічні умови праці;
- 3) змінює напружено-деформований стан навколо виробки, приймаючи весь тиск на штучний масив, у результаті чого підвищується стійкість виробки (аналог: тюбінгове та набризк-бетоне кріплення).

Недоліки:

- 1) є невелика ймовірність потрапляння води у виробку;
- 2) незначний вплив на довколишній масив (для проходки тунелів);
- 3) значні затрати на реалізацію даної технології.

Метод зміцнення масиву після проходки виробки застосовується, коли необхідно укріпити масив та зменшити водоприплив вже в процесі ведення гірничих робіт (рис. 1.6). Полягає в штучному зміцненні масиву гірських порід вже після проведення виробки методом нагнітання у свердловини твердіючого розчину.

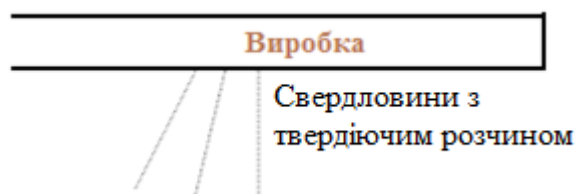


Рис 1.6. Схематичне зображення технології зміцнення масиву після проходки виробки.

Недоліки цього методу:

1) відносно дорогі хімічні складові компоненти розчину, зокрема смоли, що мають здатність твердіти в умовах дуже великої вологості;

2) необхідна спеціально підготовлена команда фахівців та відповідне устаткування.

Підземний дренаж застосовують для попереднього осушення родовища або його ділянок. Він потребує буріння свердловин (або формування траншей чи проходки виробок) в обводненому масиві, зазвичай по нормалі до напрямку міграції вод для їх перехоплення.

Дренаж використовують тільки за умов обмеженого об'єму забруднених вод, які відкачують, допускається їх зворотне скидання у спеціальні резервуари та використання для промислового водозабезпечення.

Обмеження на дренаж визначається такими недоліками цього способу:

1) високими експлуатаційними затратами на відведення води;

2) можливим різким збільшенням об'ємів забруднених вод, які відкачують, завдяки зростанню градієнтів на ділянках між дренажем і джерелом забруднення підземних вод, а також додатковим використанням у водооберті незабруднених вод, що змішуються в процесі відкачування із забрудненими водами. Альтернативою є селективне їх відкачування на різних рівнях.

Переваги:

1) висока мобільність;

2) невеликі затрати на спорудження систем;

3) висока технічна ефективність.

Для підземних гірничих виробок на глибинах до 200 м може бути застосований безшахтний (поверхневий) спосіб осушення. Він виконується перед заглибленням шахтного ствола шляхом буріння навколо нього з поверхні кількох водопонижувальних свердловин [5]. З цих свердловин проводять одночасне довготривале відкачування води для створення випереджаючої депресійної воронки. Якщо на ділянці закладення шахтного ствола знаходяться горизонтальні гірничі виробки (штреки та ін.), пройдені у водонепроникних породах, які залягають нижче, то скидання дренажної води крізь свердловину може бути здійснене у вказані

гірничі виробки. Тобто такі свердловини обладнуються як наскрізні фільтри або поглинальні свердловини. Протифільтраційні завіси, або баражі, мають вигляд глибоких траншей або щілин, заповнених непроникним матеріалом (цементом, глиною, тощо). Такі завіси попереджають зниження рівнів ґрунтових або підземних вод у колодязях і на водозаборах прилеглих населених пунктів. На родовищах II-ї та III-ї категорій експлуатації одних лише водознижувальних свердловин недостатньо. Тут застосовують складні підземні дренажні комплекси, що включають стволи дренажних шахт, штреки із наскрізними та забивними фільтрами, висхідними свердловинами й колодязями в ґрунті. Підземні дренажні комплекси використовують також для покладів значної потужності та які мають крутоспадне залягання. В період експлуатації виробки дренажну систему розширюють з випередженням фронту гірничих робіт. Звичайно підземний спосіб осушення передбачає створення системи дренажних виробок, що прокладають зі спеціальних шахтних стволів, шурфів і штолень.

Високий тиск підземних вод, що часто пов'язаний з високими припливами води, ускладнює подальшу розробку родовища. Отже, основною метою дренажу є:

- 1) створення умов для ведення різних типів робіт;
- 2) зниження тиску підземних вод у масиві;
- 3) зменшення водоприпливу.

Коли воду відкачують зі свердловини, рівень ґрунтових вод поблизу у водоносному горизонті опускається (знижується). Найбільше зниження відбувається безпосередньо біля свердловини. Із зростанням відстані від свердловини зниження є меншим, а на деякій відстані рівень ґрунтових вод залишається незмінним [6,8].

Загальне рівняння, що стосується швидкості викачування (q), водопроникності (k), пониження й відстані, має вигляд:

$$q = [\pi k (h_2^2 - h_1^2)] / [\ln(r_2 / r_1)]. \quad (1.1)$$

Рівняння, що стосується швидкості відкачування (q), водопроникності (k), товщини водоносного горизонту (D) та відстані

$$q = [2\pi Dk (h_2 - h_1)] / [\ln(r_2 / r_1)]. \quad (1.2)$$

де q – швидкість відкачування (м³/год.); k – коефіцієнт водопроникності

свердловини залежно від її діаметра; D – товщина водоносного горизонту (м); r – діаметр свердловини (м); h_1, h_2 – глибини залягання водоносних горизонтів (м); l довжина свердловини (м).

1.3. Аналіз досліджень у царині контролю водоприпливу

Праці були пов'язані, у першу чергу, з дослідженням способів і технологій контролю водоприпливу, а також аналітичного вибору між використанням дренажу та граутінгу [1–12].

Такі дослідники як V. Straskraba та S. EFFNER [1] ставили питання: дренаж або граутінг. У їхній праці приведено аналіз технологій, а також інших способів контролю водоприпливу: заморожування надр, гідроізоляція поверхні. Вони встановили, що дренажні свердловини (осушувальні колодязі), пройдені з поверхні, можуть бути дуже ефективним засобом для першої фази розробки шахти, тобто під час проходки й поглиблення ствола та видобутку штольнею, якщо гідравлічна провідність осушених шарів перевищує приблизно 1×10^{-4} см/с. Проте свердловини з поверхні зазвичай не можуть зневоднити поклад повністю, якщо є численні дефекти або якщо водопроникність гірських порід зменшується з глибиною залягання, що є характерним для більш глибоких шахт. Перевага осушування свердловинами полягає в тому, що шахтний дренаж може бути здійснений до видобутку корисної копалини.

У сильно порушеному або тріщинуватому масиві буріння дренажних свердловин може бути складнішим: у процесі дренажу у свердловину потрібно вставляти пластикову або сталеву захисну оболонку.

Дренажних свердловин може не вистачати для зневоднення шахти, якщо вона розробляє родовище корисних копалин у насиченому водою масиві. У цьому разі використовують комбінацію свердловин, пробурених як із поверхні, так і безпосередньо в самому масиві, що перед веденням очисних робіт забезпечить найкращу систему контролю водоприпливу.

Зміцнення (граутінг) водоносних шарів є високоефективним методом керування водопривливом в шахтах. Багато практичних застосувань показали, що є досяжним високе зниження водоприпливу через захисні шари. Це забезпечується завдяки впровадженню ультрафінкових і хімічних розчинів, що дозволяє ефективно зневоднювати навіть шари з низьким рівнем водопроникності. Недоліком граутінгу є відносно висока вартість і тому зміцнення масиву зазвичай використовується для ущільнення невеликих ділянок, наприклад, розлому або тріщинуватої зони.

Дослідженнями впливу водоприпливу на стан цементного розчину за умов використання технології випереджувального зміцнення масиву в процесі проходки тунелів у міцних породах займалися Dawei Mao, Ming Lu, Zhiye Zhao, Melvin Ng [7,9]. Вони встановили, що невизначеності завжди переважають у прогнозуванні геологічних умов для об'єктів. Інформація, пов'язана з водою, яку отримують попередньою розвідкою за допомогою свердловин, є обов'язковою перед здійсненням зміцнення масиву.

Брудна вода з частками глини або пісків може бути ознаками ерозії порід. Приплив солоних вод прискорює корозію металу та електричного обладнання й суттєво впливає на зміцнюючий розчин. Дебіт і тиск підземних вод, що вимірюються з отворів розвідувальних свердловин, є двома найважливішими параметрами, які можуть розглядатися як «дзеркало» геологічних чинників, безпосередньо пов'язаних із заляганням.

Потік води у гірському масиві переважно відбувається уздовж тріщин, більша кількість потоків може призвести до кількох тріщин, які заповнені водою. Це вказує на те, що відхилення навряд чи можна уникнути й отримати явну кореляцію неможливо. Проте збільшення кількості розвідувальних свердловин може покращити розрахунок очікуваного припливу води (рис 1.7). Завдяки зібраним даним є можливість досягти кращої кореляції, що може дати змогу практичного інженерного використання в майбутньому.

Тиск переміщення розчину сильно залежить від тиску підземних вод, а високий тиск води, в свою чергу, вимагає високого тиску граутінгового обладнання, ускладнюючи зміцнення масиву [7-9].

Також зміцнення масиву гірських порід проявило себе у будівництві тунелю «Xiang'an» під морським дном. У праці [10] представлено прикладне дослідження, яке ілюструє технології граутінгу, прийняті для будівництва тунелю Сянгана в Китаї.

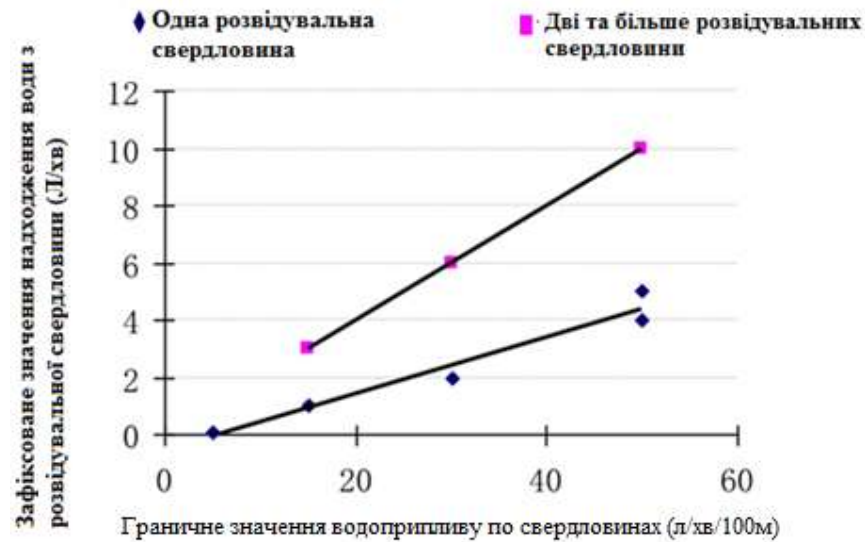


Рис. 1.7. Кореляція зафіксованого значення досліджуваного та залишкового граничного потоку

Відзначено, що через властивості й невизначеність геотехнічних та геологічних умов, виникають складні взаємодії між породами й матеріалом для зміцнення масиву. Параметрами граутінгу є тиск, тип твердіючого розчину та його кількість, які здебільшого визначаються в польових умовах. Результати використання граутінгу наведено в табл. 1.1 [10,11].

Таблиця 1.1. Результати використання граутінгу при будівництві підводного тунелю Сяйця Сянца.

Стан	Вологість (%)	Щільність вологої породи (г/см ³)	Здатність до стискування (МПа ⁻¹)	Модуль Юнга (МПа)	Кут тертя (°)	Когезія (кПа)
До граутінгу	24,3	1,83	0,47	3,7	21,6	43,3
Після граутінгу	10-20	2,13	0,3	4,9	22	51,3

Аналізом розчинів, доступних для використання граутінгу, займалися такі інженери, як Paulo Henrique Tsingos та хімік-інженер Cornely, W.

Зазвичай розчини для граутінгу поділяються на два типи:

1. Розчини на основі цементів, що створюють гранульовану суспензію, які називаються рідинами бінгаміана.
2. Розчини на основі хімічних продуктів, що створюють групу так званих ньютонівських рідин.

Зазвичай використовуються такі типи розчинів [11,14]:

- цементні розчини: вміст цементу від 100 до 500 кг/м³, а також бентоніт (для зменшення седиментації, проникності та міцності). При їх застосуванні необхідно зачекати декілька годин для продовження буропідливних робіт, щоб розчин затвердів [12,13];
- мікроцементи;
- колоїдні кремнеземні суспензії;
- хімічні розчини (більшість із них – силікат натрію). При їх застосуванні час твердіння зменшується (від 30 до 60 хвилин), а механічні властивості порід можуть бути змінені;
- поліуретани: вони реагують з водою й утворюють піну, що залишається після затвердіння;

- акрилові глибинні матеріали: рідини з низькою в'язкістю, поки не пройде процес полімеризації (приблизно одна година);
- епоксидні смоли: менш розповсюджене використання з урахуванням складності процесу керування;
- термопластичні матеріали: асинхронні або розплавлені поліаміди, що швидко закачуються разом із водою;

Особливості використання граутінгу в скельних породах:

- скельна порода має набагато менший об'єм пор, ніж ґрунт, так що важко рівномірно заповнити всі порожнини породи;
- для запобігання винесенню шламу через великі тріщини потрібно використовувати більш щільні розчини;
- має бути встановлено обмеження для об'єму розчину (задля уникнення заповнення надто великих і непотрібних площ);
- необхідно встановити обмеження для тиску розплаву (задля уникнення гідророзриву масиву та відкриття нових тріщин та пор).

Відповідно до того, як відбувається зміцнення, ми можемо говорити про використання бінгаміанських речовин [11-23].

Своєю чергою бінгаміанські рідини поділяються на такі:

- 1) чиста цементна суміш РСМ, що складається з цементу та води: нестабільна суміш, не застосовується як ін'єкційний розчин відповідно до більшості міжнародних стандартів (AFTES);
- 2) цементна суміш з домішками (АСМ), що складається з цементу, води, пластифікаторів або надпластифікаторів, до якої згодом додають згущувач і тиксотропні домішки;
- 3) адиваційна цементна суміш (АДСМ), що складається з мінеральної суміші та глини і може у своєму складі мати інші види наповнювачів або пізлоанічних домішок (кремнезем, пінистий пісок тощо).

Ньютоніан також називають ідеальною рідиною яку, в свою чергу, поділяють на:

1) силікатні гелі (SG) – це силікат натрію у вигляді водних концентрованих розчинів з реагентом (затверджувачем), зазвичай у вигляді неорганічних (бікарбонат натрію або алюмінат натрію) та органічних (ефіри вугільної кислоти, гліюксал) сполук, які утворюють гель (кремнеземний сніг) з дуже низькою механічною стійкістю (застосовується з 30-х років минулого століття і є тимчасовим засобом);

2) фенольні смоли (PH), що у водному розчині активуються сильними кислотами або лужним затверджувачем відповідно до типу смоли та вимагає високої уважності й рівня безпеки праці на робочому місці, оскільки реакційним каталізатором є дуже сильна кислота;

3) акрили (AC) – це смола та зміцнюючий елемент, що змішуються разом за допомогою реакції полімеризації, створюючи стабільний гель з низькою адгезійною та стискуною міцністю, але деякі суміші демонструють помітну міцність на розрив, реакція може бути прискорена шляхом додавання акселератора (у водному розчині) або сповільнення додавання води та зміною співвідношення між смолою й затверджувачем;

4) органо-мінеральні смоли (OM) – це модифікований силікат, що реагує з ізоціанатом задля утворення міцного матеріалу з дуже високою адгезійною міцністю, низькою еластичністю та можливим інтенсивним виділенням піни;

5) поліуретан (PU), що утворює високоміцний адгезивний матеріал, основна властивість якого є універсальність, який можна знайти у складі різних речовин;

6) водореактивні рідини на основі поліуретану після необов'язкового додавання каталізатора, вводять у землю з метою рекультивації.

Типові властивості як бінгемійських, так і ньютонівських рідин приведені в табл. 1.2 [24,25].

Таблиця 1.2. Порівняльна характеристика Бінгемійських та і Ньютонівських розчинів (в'язучих)

Розчин	В'язкість	Усадка	Модуль	Вспінювання	Твердіння	Специфічність
	(mPa.s при 25°C)	Час	Час		при вологості	
ACM	400	12 г	24г	Ні	Добре	Крихка структура, усадка
ADCM	250	10 г	12г	Ні	Добре	Крихка структура, усадка
SG	15	30'' - 20'	120'	Ні	Погано	М'який «вершковий» гель
PF	50 - 1000	30'' -60'	60'	Так/Ні*	Добре	Крихкий, ламкий
AC	10	30'' -30'	30'	Ні	Добре	Твердий гель
OM	300	30'' -50'	30'	Так/Ні*	Дуже добре	Відносно крихкий
PU	50 to1000	30'' -6г'	30'	Так/ні*	Добре	Еластичний, пластичний, добре поглинає тепло, енергію
EP	100 to 1000	2' - 120'	120'	Ні	Середнє	Еластичний, низька енергопровідність

*залежно від домішок.

1.4. Сучасний стан розробки родовищ Криворізького залізорудного басейну в умовах його обводнення й тенденцій розвитку теорії та практики розробки корисних копалин свердловинними гідротехнологіями

У надрах України міститься значна кількість розвіданих запасів різноманітних руд для чорної та кольорової металургії. Зокрема залізні руди, запаси яких становлять приблизно 21579,2 млн.т за категоріями А+В+С1. [26]. У той же час 80% розвіданих запасів багатих залізних руд знаходяться в Українському кристалічному щиті [27].

Епіцентром з видобутку багатих залізних руд є Криворізький залізорудний басейн, розробка якого здійснюється як відкритим, так підземним способами [28]. Масиви багатих залізних руд Кривбасу переважно складені скельними й пухкими зв'язуючими породами, які практично поділяють на три основні види: 1) мартизові руди (34%); 2) гетит-гематит-мартитові (51%); 3) гетит-гематитові (15%) [29-31].

Міцнісні показники деяких видів руд і залізистих кварцитів коливаються від 2 до 12 балів за шкалою проф. Протодьяконова. 51% усіх покладів багатих залізних руд має межу міцності на одновісне стиснення приблизно менше 40 МПа, 32% – 40–60 МПа, 13% – 60–80 МПа, 4% – понад 80 МПа [32].

Більшу частину покладів багатих залізних руд (до 70%) становлять мартитові руди, які за своєю будовою є двокомпонентними агрегатами з кремнезему та гематиту. З них до 25% запасів становлять маломіцні дуже пористі різновиди, що складені на 95–98% гематитом з високим вмістом заліза (64–69%). Такі показники вмісту заліза в рудній сировині дають можливість здійснювати їх переробку без попереднього збагачення [32]. Багаті руди за своєю структурою пористі та займають центральну частину відомих покладів. Це створює перспективу для їх селективної розробки як запасів покладів першої черги з високим вмістом заліза (понад 64%) [33].

Поклади багатих залізних руд перетинають водоносні горизонти, що створює необхідність використання дренажу. Процес дренажування на підземних підприємствах здійснюється з поверхні (водознижувальні свердловини) і за допомогою підземних дренажних свердловин. Вода в такому разі перепускається на нижче лежачі горизонти й скидається у водозбірник. Застосування дренажу на підземних підприємствах створює, в свою чергу, пониження рівня води та ступеня насичення нею рудного масиву.

Згідно з протоколом аналізу води у виробничій зоні (протокол №15-694 від 15 червня 2015 р. шахти «Ювілейна»), вода має такий хімічний склад табл. 1.3.

Таблиця 1.3. Хімічний склад відібраних проб ш. «Ювілейна» орт 2 гор. 1340 м

№	Фізико-хімічні властивості	Результати вимірювань	Одиниці виміру
1	рН- концентрація іонів водню	7,15	од. рН
2	Жорсткість (загальна)	94,12	мг-екв/дм ³
3	Лужний вміст	1,21	мг-екв/дм ³
4	Бікарбонати	73,81	мг/дм ³
5	Хлориди	17529,28	мг/дм ³

Продовження таблиці 1.3.

6	Сульфати	1903,60	мг/дм ³
7	Кальцій	557,11	мг/дм ³
8	Магній	806,45	мг/дм ³
9	Сухий залишок	36097,0	мг/дм ³
10	К + Na	10146,68	мг/дм ³
11	Нітрити	0,178	мг/дм ³
12	Нітрати	5,836	мг/дм ³

Зразки були відібрані з орту 2 осі 5 підповерху на глибині 1340 м покладу «Гніздо». Згідно зі звітами фізико-хімічний склад води різниться. Залежно від місця забору зразків маємо різні показники жорсткості та вмісту хімічних компонентів (протокол №15-448 від 14 травня 2015 р., орт-заїзд 4 осі гор. 1260), табл. 1.4.

Таблиця 1.4. Хімічний склад відібраних проб води на ш. «Ювілейна» орт-заїзду 4 гор 1260. св. № 2¹⁵.

№	Фізико-хімічні властивості	Результати вимірювань	Одиниці виміру
1	рН- концентрація іонів водню	7,15	од. рН
2	Жорсткість (загальна)	60,74	мг-екв/дм ³
3	Лужний вміст	0,15	мг-екв/дм ³
4	Бікарбонати	9,15	мг/дм ³
5	Хлориди	12138,4	мг/дм ³
6	Сульфати	1654,85	мг/дм ³
7	Кальцій	349,3	мг/дм ³
8	Магній	526,65	мг/дм ³
9	Сухий залишок	24616,7	мг/дм ³
10	К + Na	7266,62	мг/дм ³
11	Нітрити	-	мг/дм ³
12	Нітрати	4,042	мг/дм ³

Зміна характеристик підземних вод показує, що вода потрапляє не лише з підземних водоносних горизонтів, але інколи (через розвідувальні свердловини та

порушення масиву) й з поверхні. Як рішення можна використовувати шахтну воду у виробничих процесах на підприємстві. Геологічна будова та фізико-механічні властивості частини запасів багатих залізних руд створюють можливість для застосування безпечної свердловинної гідротехнології, яка в свою чергу, є альтернативною буропідливним роботам [34–38]. Умовами для використання свердловинної гідротехнології є низька міцність і стійкість масивів багатих залізних руд. Глибокі горизонти шахт Кривбасу відповідають цим умовам [32]. Руйнування масивів гірських порід струменем води є прогресивним методом руйнування гірських порід, а для його реалізації в умовах Криворізького басейну вже частково вирішили низку наукових і технічних питань, зокрема визначення оптимальних параметрів свердловинної гідротехнології [39].

Гідроруйнування (свердловинна гідротехнологія – СГТ) – це альтернатива традиційним геотехнологіям видобутку запасів маломіцних залізних руд, що залягають у складних гірничо-геологічних та гідрогеологічних умовах родовищ. Ця технологія придатна для безлюдного відпрацювання покладів руд як із земної поверхні, так і з підземних горизонтів шахт [34–38]. СГТ є новим напрямком у розробці твердих корисних копалин невисокої міцності в різноманітних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах. Ця технологія найбільш повно відповідає світовим тенденціям розвитку підземного рудного видобутку – ресурсозбереження вихідної сировини, ефективного керування якістю руди, протікання технологічних процесів у замкнутому циклі без присутності людей у вибої.

Сутність СГТ полягає в дистанційному руйнуванні рудного масиву в межах проектних контурів виїмкових одиниць високонапірними гідромоніторними струменями води через свердловини з одночасною доставкою гідросуміші із вибою до устя свердловини та її транспортування до місця зневоднення під дією гравітаційних або гідродинамічних сил. В основу СГТ покладено принцип переходу від багатоопераційних технологічних процесів очисного виймання до малоопераційних, з їх технологічним об'єднанням у єдиний потоковий процес. Водночас досягаються основні переваги технології – гнучкість в керуванні концентрацією гірничих робіт та обсягами видобутку, малі терміни освоєння,

безпека і економічність.

Основними чинниками, що визначають склад і структуру гідровидобувного комплексу (рис. 1.8), є технологічна система відпрацювання гірничого відводу родовища очисними ділянками та геотехнологія очисних робіт. Кожна, в свою чергу, залежить від застосовуваних способів відбивання руди, підготовки рудної пульпи та її підйому на поверхню (табл. 1.5) [26,28,29,34,36,39,40,41].

Механізація основних процесів свердловинного гідровидобутку (СГТ) здійснюється комплексами спеціальних агрегатів на базі устаткування, що серійно випускається [46,47]. Можливі два напрямки застосування серійних машин: модернізація серійної машини з метою додаткового виконання гідротехнологічних операцій з видобутку корисних копалин та використання серійної машини за прямим призначенням, а видобувні роботи оснащуються спеціальними свердловинними маніпуляторами.

Вибір основного структурного елемента загальної технологічної схеми очисного виймання визначається станом очисного простору на період ведення видобувних робіт, типом корисних копалин і способом їх відбивання [27,28,34,35,43-45].

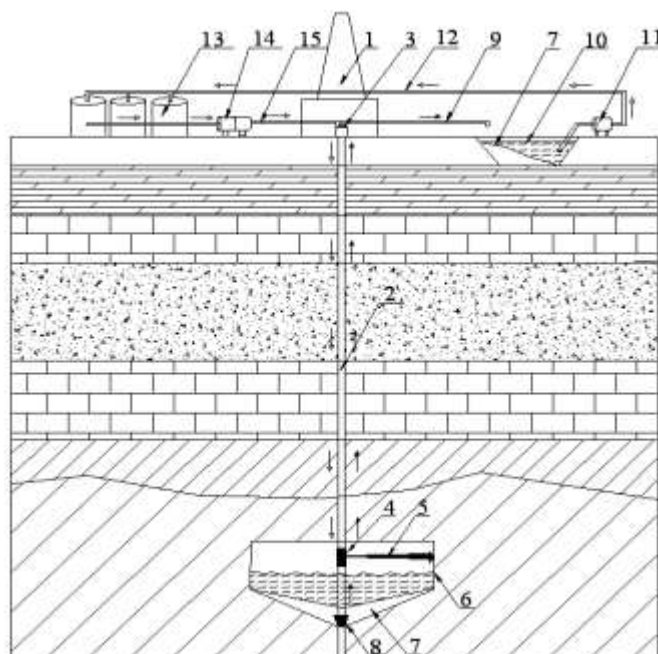


Рис. 1.8. Технологічна схема ділянки з видобутку корисних копалин способом свердловинної гідротехнології:

1 – буровий агрегат; 2 – технологічна свердловина; 3 – верхній оголовок; 4 – гідромонітор; 5 – струмінь води; 6 – видобувна камера; 7 – мінеральний матеріал, 8 – ерліфт; 9 – пульпопровід; 10 – зворотна вода; 11 – насос; 12 – водовід; 13 – ємності для води; 14 – напірний насос; 15 – напірна вода

Таблиця 1.5. Основні гірничо-геологічні, гірничотехнічні умови застосування й характеристики технічних засобів СГТ

Показники	Параметри
Глибина розробки, м	до 1500
Діаметр свердловин, мм	132 - 500
Потужність рудного тіла, м	
мінімальна	0,1
максимальна	немає обмежень
Гідроруйнування при міцності масиву, МПа	
у природному заляганні	до 5
Після вибухового дроблення	немає обмежень
Напір робочої рідини, МПа	5-25

Продовження таблиці 1.5.

Витрата робочої рідини, м ³ /год.	40 - 300
Зовнішній діаметр видобувних снарядів, мм	73, 89, 168, 270
Радіус розмиву, м	до 15
Обсяг видобутої гірничої маси з 1 м свердловини, м ³	100 - 3000
Продуктивність гідровидобутку, м ³ /год.	10 - 100

відкритому очисному просторі вільними гідромоніторними струменями; камерні системи з відбиванням руди в безнапірному затопленому підземними водами очисному просторі вільними затопленими струменями; системи розробки з обваленням руди та вміщуючих порід з гідромоніторним видобуванням корисної копалини. В особливу, раніше невідому групу, необхідно виділити технологічні схеми камерного та безкамерного виймання з обваленням руди при відпрацюванні залізрудних родовищ, що глибоко залягають з обводненим рудним масивом [39, 41-43]. Процес відбивання руди в цій групі є комбінованим – поєднання гідромоніторних струменів і силових гідродинамічних та геомеханічних способів.

У першій групі основними нерозв'язаними проблемами є обґрунтований вибір проєктних параметрів стійких оголень камер, форм і розмірів ціликів, керування процесом формування камер і контроль за їх станом [36,38]. Запропоновано безліч способів підтримки стійких форм камерних пустот. Це і попереднє формування над очисною зоною склепінь природної рівноваги, і зміцнення порід покрівлі різного роду анкерними конструкціями, а також створення штучних масивів із закладкою. Водночас питання обґрунтування технологій і параметрів кожного із способів керування геомеханічним станом камер залишається відкритим.

У процесі розробки корисних копалин способом СГТ на невеликих (до 50 м) глибинах, відбивання рудного масиву здебільшого може здійснюватися високонапірними струменями рідини, або рідше фільтраційними потоками рудникових (шахтних) вод. Гідромоніторні струмені низького (до 1 МПа), середнього (до 5 МПа) і високого (до 30 МПа) тиску формуються спеціальними насадками діаметром 5–16 і 16–32 мм. За конструкцією свердловинні гідромонітори

є коротким висувним штоком з поданням високонапірної рідини під кутом до насадки. В окремих випадках шток обладнується додатковими пульсаторами й концентраторами тиску рідини, що поліпшують характеристики струменів [39,51-54].

Питання доставки рудної маси від вибою до транспортних пристроїв і обладнання досить добре розроблені на техніко-технологічному рівні [49–55].

Керування технологічними процесами СГТ засноване на певній інформації, одержаної у вигляді показників, основними з яких є продуктивність свердловини, щільність і фракційний склад рудної пульпи, щоб забезпечити оперативне регулювання робіт у зоні очисної виробки шляхом зміни подання робочих агентів у видобувних свердловинах і переміщенням гідровидобувних установок у зоні очисних робіт. Водночас необхідно відзначити, що до сьогодні ефективні засоби та способи керування технологіями очисних робіт у процесі розробки рудних родовищ не набули широкого розвитку, що стримує практичне впровадження технологій і не дозволяє визначити раціональні складові видобувних комплексів [56].

Спосіб свердловинного гідровидобутку випробовувався в різних формах у процесі розробки твердих корисних копалин різного типу і в різних гірничо-геологічних умовах.

Перші широкомасштабні дослідно-промислові випробування технології, обладнання та засобів контролю технологічних процесів СГТ проводилися в 1975–1982 р.р. на Кінгісепському родовищі фосфоритів з міцністю на стискання 0,5–2,0 МПа [36,47]. Дослідно-промисловими випробуваннями встановлено, що одним гідровидобувним агрегатом (ГВА) можна видобувати до 20000 тонн руди на місяць з показниками видобування руди 55–60%; питома витрата води й стисненого повітря складає, відповідно, 5–6 і 20–25 м³/т за умов технологічного тиску 3,6 і 0,6 МПа; годинна продуктивність 70–80 т; радіус камери – 7–8 м. Хіміко-мінералогічний аналіз проб фосфоритової руди СГТ показав, що в процесі гідровиїмання й гідротранспорту істотно підвищується природна якість руд та покращуються показники збагачення сировини.

У 1980–1984 р.р. були проведені великомасштабні експериментально-

промислові роботи із застосуванням СГТ будівельних пісків і гравію, що залягають під пухкою, нестійкою та часто обводненою покрівлею на глибинах від 10 до 300 м [48]. Як технічну основу використовували агрегати розвідувального буріння, типові компресори та насоси з широким діапазоном робочих параметрів, що забезпечують максимальну продуктивність видобутку як гідророзмиву, так і фільтраційний потік або їхню комбінацію. Підйом гідросуміші здійснювався аероліфтом. Очисне виїмання характеризувалося невизначеністю та нестабільністю форм і розмірів вибійної зони очисного простору. Це ускладнювало керування технологічними параметрами процесів і їх подальший прогноз. Аналіз результатів роботи показав, що розроблення системи геомеханічного забезпечення технології в умовах нестійких порід покрівлі є актуальним завданням, вирішення якого дозволить значно розширити сировинну базу способу СГТ і область його практичного застосування для видобутку пухких, різнозернистих руд металів та інших корисних копалин.

Випробування технології СГТ золотоносних пісків з багатолітніх мерзлих розсипів показали технічну можливість та економічну перспективність гідромоніторного розмиву руд важких металів і підйому їх аероліфтами [49-57].

Водночас узагальнення результатів випробувань і досліджень СГТ руди, проведені гірничим бюро США [49], показали, що цей спосіб ведення гірничих робіт може бути альтернативою традиційним відкритим і підземним роботам за умов залучення в експлуатацію родовищ в екологічно чистих районах [58-66].

Досвід СГТ корисних копалин з денної поверхні показує, що майже в усіх випадках відпрацювання покладів супроводжувалось інтенсивними геомеханічними процесами руйнування та зміщення вміщуючих порід, приводячи до утворення провальних воронок, втрат видобувних свердловин і устаткування та припинення ведення гірничих робіт [67-70]. Ситуація ускладнюється ще й тим, що теоретичні або емпіричні залежності, які дозволяють оцінити можливий характер поведінки масиву з урахуванням специфіки способу видобутку, відсутні. Від того отримані дані за традиційними методами ведення робіт є практично непридатними відносно нових родовищ з особливими інженерно-геологічними умовами залягання

[25,26,34,35,71].

У процесі дослідно-методичних робіт із застосування СГТ обводнених масивів багатих залізних руд експериментально встановлено, що процес руйнування рудного масиву є комбінованим і здійснюється за рахунок керованого почергового подання через гідромонітор і пневмонасадку, розміщені на гідровидобувному обладнанні, у забій технологічної свердловини водо-повітряної суміші. Циклічно змінюючи в певному діапазоні параметри тиску води та повітря, вдалося руйнувати рудний масив з утворенням камерних просторів неправильних форм, як по підняттю, так і по контуру оголень [39,63-65,68]. Водночас у процесах руйнування, обвалення, пульпопідготовки та підйому на поверхню багаті залізні руди, здатні дезінтегруватися з утворенням рудної маси, що складається на 95% з фракцій – 1 мм з гранулометричним складом, який є близьким до зернового складу руди [41,42,63,72]. Дослідження показали, що основними чинниками руйнування виступає обсяг простору, що знаходиться навколо свердловини, і швидкість технологічної зміни параметрів розподілу пластових вод у рудному масиві, що обумовлює самообвалення деякої кількості руди зі стінок свердловин-камер на великій висоті гідроруйнування. Водночас механізми процесів виробництва гідросуміші, методи визначення параметрів і залежностей цих процесів від чинників впливу в літературі не обговорювалися та залишаються відкритими.

Теоретичний аналіз параметрів струменя [59-64], експериментальних даних і умов гідроруйнування вказує на те, що руйнування реальних напірно-обводнених залізних масивів гідромоніторними струменями з продуктивністю, що задовольняє виробництво, не може бути забезпечена навіть за умови наближення насадки до поверхні вибою на відстані до 0,5 м. Водночас необхідне застосування конструктивно складних висувних гідромоніторних агрегатів. Як альтернативу автори [59] запропонували спосіб використання свердловинних гідромоніторів у процесі утворення камерних пустот напірно-обводненими струменями комплексу свердловин-відгалужень від основної технологічної свердловини, і через них гідроімпульсним впливом руйнувати рудний масив. Водночас, вочевидь, з'являється проблема необхідності оперативного контролю геометричного й геомеханічного

стану очисного простору геофізичними методами, перехід від теоретичної можливості гідроімпульсного руйнування до його моделювання та розроблення методів визначення параметрів процесів.

З огляду на високу значущість промислового освоєння й використання унікальних запасів багатих високоякісних залізних руд для виробництва з них конкурентних на світовому ринку чорних металів товарних продуктів, були проведені техніко-економічні дослідження ефективності технологій СГТ для різних умов розробки складних залізородних родовищ.

У працях [40,64,75,80-82] були визначені основні проєктні техніко-економічні показники роботи СГТ-комплексів з річною продуктивністю 200-500 тис. т високоякісної руди з вмістом заліза понад 68%: термін будівництва 1 рік, термін освоєння продуктивності 0,25 року, собівартість продукції 8,5 дол. США, ціна продукції понад 20 дол. США, термін рентабельності капіталовкладень 2,6 року, рентабельність 75-100%. Ці показники визначені з урахуванням усіх витрат і за умов, що вся рудна продукція підприємств буде використовуватися тільки в традиційних металургійних технологіях. Якщо товарна руда з таким вмістом заліза буде реалізовуватися для виробництв металізованих котунів, залізних порошків, то рівень економічної ефективності буде ще вищим. Отже, попереднє економічне оцінювання способу СГТ багатих залізних руд з глибоких горизонтів у складних геологічних і гідрогеологічних умовах підтвердило його високу ефективність навіть при роботі в дослідному режимі, що супроводжується неминучими значними витратами часу й ресурсів. Дослідження [79] також підтвердили ефективне поєднання різних варіантів свердловинних гідротехнологій з традиційними підземними технологіями при одночасному відпрацюванні запасів багатих залізних руд різних типів і сортів у межах одного шахтного поля або ділянки родовища.

Отже СГТ та її елементи для умов залізородних родовищ Кривого Рогу є перспективною та поки малодослідженою.

Аналіз сучасного стану практики СГТ твердих корисних копалин зі складних покладів показує:

- свердловинна гідротехнологія – це високоефективна малоопераційна,

потокова, безпечна й екологічна геотехнологія розробки покладів маломіцних корисних копалин у складних інженерно-геологічних умовах, зокрема й тих, що глибоко залягають, напірно-обводнених як із поверхні, так і з підземних горизонтів;

- у технологічних процесах очисного виймання відбувається поліпшення природної якості руди за рахунок її послідовної гідродезінтеграції, вимивання та класифікації, що істотно знижує витрати при її подальшій переробці;

- розробка родовищ способом СГТ незалежно від генезису та інженерно-геологічних умов залягання, а також застосовуваних технологічних схем очисного виймання, характеризується складною геомеханічною обстановкою, без керування якою широке освоєння свердловинної гідротехнології стає проблематичним;

- відсутність промислового застосування способу СГТ залізних руд дотепер пов'язане з відсутністю розробок з наукового забезпечення гідравлічного процесу руйнування руди й геомеханічних процесів керування станом конструктивних елементів технологічних схем очисного виймання і послідовністю відпрацювання ділянок покладів;

- ефективність СГТ багатих залізних руд з напірно-обводнених родовищ, що глибоко залягають, визначається вивченням геомеханічних процесів, що протікають як у рудному масиві, так і довкола нього під впливом гірничих робіт;

- розширення області застосування СГТ пов'язане з оцінюванням стану масиву гірських порід і геомеханічних процесів, що протікають в ньому. Неправильно обрані схеми розташування свердловин і неврахування умов формування загального свердловинного простору можуть призвести до невиправдано високих економічних витрат і екологічних наслідків.

1.5. Постановка мети та завдання дослідження

Проаналізувавши стан ведення очисних робіт класичними системами розробки, а також допоміжний процес дренажу на етапі підготовки покладу, можна зробити висновок, що ці процеси є дуже тісно пов'язаними. Дренаж забезпечує безпечне та ефективне відпрацювання покладів у випадку виникнення проблеми відпрацювання

покладів в умовах обводнення родовищ і відсутності можливості осушення ділянки покладу. Оскільки капіталовкладення в осушення в загальному комплексі гірничих робіт можуть досягати 15–20% від загальної вартості й експлуатаційні витрати до 25–30% від собівартості видобутку [25], а залізні руди Криворізького басейну не належать до цінних руд, застосування технологій зміцнення масиву, граутінгу, заморожування надр є економічно недоцільним. У випадках вторинного обводнення масиву або прориву води здебільшого воду відводять на окремих ділянках, але відведена воду майже не використовують у технологічних процесах. Тому необхідно вважати перспективним використання шахтних вод у технологічних процесах видобування корисної копалини. Одним із напрямків такого використання є гідромеханізація, а саме впровадження технологій гідромеханічного відпрацювання покладів багатих обводнених залізних руд.

Метою роботи є теоретичне й експериментальне обґрунтування та вдосконалення технології підземного відпрацювання покладів залізних руди в умовах високого обводнення родовищ, які забезпечують високу технологічність і стабільність ведення очисних робіт.

Для досягнення мети роботи необхідно розв'язати такі завдання:

1. Виконати аналіз сучасного стану робіт в умовах Криворізького залізрудного басейну, розглянути питання використання у світовій практиці різних заходів щодо дренажу, ізоляції очисного простору від потрапляння води.
2. Дослідити результати використання експериментальних установок свердловинного гідроруйнування для визначення характеристик руд та їх властивостей при дії на них зрізуючих струменів води.
3. Дослідити процес випуску обводненої рудної маси залежно від насичення руди водою зміни фракційного складу.
4. Удосконалити технологію відпрацювання корисних копалин з метою забезпечення їх високоефективного видобування в умовах обводнення родовищ.

Висновок по розділу 1

Перший розділ дає змогу оцінити стан ведення підземних гірничих робіт традиційними способами, засобів і систем розробки, що застосовуються. Проведено вивчення питання попереднього дренажу родовища, а також визначення складності відпрацювання покладів залізних руд в умовах обводнення родовищ.

Як показала світова практика, наявність води в очисному просторі або в підземних спорудах є наслідком неправильного, або недостатнього функціонування технології з переднього осушення родовища (дренажу) або раптового перетину ділянок, наповнених водою. В умовах Криворізького залізорудного басейну це є непристосованістю цих технологій і систем розробки, що пов'язано з неможливістю забезпечити стабільний водовідлив на значних глибинах. Це спричиняє неправильне ведення технологічного процесу очисного виймання, оскільки в інших країнах світу поклади завжди попередньо осушені й захищені від надлишкової води (граутінг).

Як альтернатива традиційному способу відпрацювання покладів добре зарекомендувала себе технологія свердловинного гідровидобутку (СГТ). Були виділені основні питання та напрями подальшого розвитку впровадження технології СГТ і виконаний її критичний аналіз.

У подальшому було зроблено висновок, що шахтна вода та її надлишок майже не використовуються в процесах підземних гірничих робіт, а саме очисному вийманні за наявності гідромеханізованих технологій, що дають змогу використовувати воду для руйнування руди.

РОЗДІЛ 2

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНОГО ПРОЦЕСУ РУЙНУВАННЯ РУДИ ГІДРОМОНІТОРАМИ

2.1. Загальна методика досліджень

Загальна методика дослідження включає методи: конструктивно-функціонального аналізу й узагальнення теорії та практики відпрацювання складних залізорудних родовищ видобувними геотехнологіями; експериментального дослідження властивостей порід і руд в лабораторних умовах; експериментального дослідження гідромоніторного руйнування багатих мартитових руд та техніко-економічного оцінювання результатів досліджень.

У зв'язку з тим, що основний обсяг досліджень щодо розв'язання проблеми розвитку наукових основ свердловинної гідротехнології розробки залізних руд виконувався з урахуванням умов багатих залізорудних родовищ шахт Криворізького басейну, характерних для більшості родовищ природно-багатих окислених руд - великі відокремлені масиви маломіцних обводнених і пухких руд високої якості, що залягають на великих глибинах, значного екологічного ризику при розробці, рудні поклади цих родовищ можуть бути обрані як гірничо-геологічні об'єкти досліджень.

2.2. Методика дослідження процесу гідроруйнування порід і визначення деформаційних характеристик та параметрів пухких руд

Для вдосконалення моделі геомеханічних процесів виникла необхідність в отриманні додаткової інформації про параметри пухких руд. Це, перш за все, стосується деформаційних характеристик (модуль Юнга) і параметрів міцності при навантаженнях, що відповідають умовам залягання руд Криворізького залізрудного басейну. Крім того, потребувала експериментальної перевірки можливість застосування в розрахункових схемах принципу ефективних напружень [80-87], що становить основний ключовий момент в удосконаленні моделі прогнозу поведінки

масиву гірських порід при свердловинному гідровидобутку.

Випробування пройшли проби пухких руд, відібраних на стадії попереднього геологічного вивчення ділянки зі свердловини 1М у двох інтервалах 490-491м і 577-578м. Усього було проведено 21 випробування. Для проби були відібрані зразки з тріщинуватою структурою. Отримання зразків з менш тріщинуватою структурою руд не вдалося здійснити, незважаючи на неодноразові спроби протягом усього періоду геологорозвідувальних робіт на ділянці. Однією з можливих причин цього, крім технічних, є високий тиск рідини в масиві в умовах природного залягання, що зберігається при підйомі зразка й руйнує структуру порід множинними локальними гідророзривами.

Випробування виконано з використанням установки УІРП-02, яка є спеціально розробленим у ВІОГЕМ компресійним приладом надвисокого тиску, який дозволяє здійснити зріз зразка в умовах насичення водою під тиском до 6 МПа. Зріз зразка здійснюється шляхом переміщення нижньої частини жорсткої обойми заввишки 2,5 см відносно нерухомої верхньої частини в горизонтальному напрямку. Площа перерізу зразка становила 25 см².

Методика проведення випробувань полягала в тому, що зразок заввишки 5 см поміщався в обойму й навантажувався вертикальним силами $[\sigma]$ до значення, максимальна величина якого становила 12,8 МПа, що відповідало тиску вище розміщених порід в умовах природного залягання. Одночасно з додаванням вертикальних навантажень проводилося підняття тиску рідини в зразку до $[P_0]$ 2-6 МПа, що також відповідало тиску рідини в природних умовах. У процесі навантаження реєструвалося вертикальне навантаження з використанням динамометрів типу ДОСМ з похибкою не більше 0,5 кН. Тиск рідини вимірювався манометром з похибкою не більше 0,1 МПа, а переміщення верхнього торця фіксувалися з похибкою не більше 0,01 мм. Реєстровані параметри дозволили визначити модуль Юнга тестових зразків. Після досягнення визначених параметрів здійснювався швидкий зсув зразка з додатковою реєстрацією навантаження динамометром ДОСМ з похибкою не більше 0,3 кН і горизонтальних переміщень

індикатором годинникового типу з похибкою не більше 0,01 мм. Це дозволяло побудувати паспорт міцності зразка й визначити особливості його руйнування та деформування.

При розрахунку обводнення рудного масиву з надлишковим тиском P_o необхідно застосувати принцип ефективних напружень σ_{ij}^{oe} [80-83].

З огляду на ваговий характер дії пластової рідини (закон Архімеда) і неможливість горизонтальних деформацій у незайманому масиві, для рудного масиву рівняння матиме вигляд:

$$\sigma_{yy} = \sigma_{yy}^0 + P_o' \quad (2.1)$$

де P_o' – тиск рідини, що дорівнює або $\gamma_b H_b$ в безнапірному режимі або $\gamma_b H_b + P_o$ у напірному;

P_o – надлишковий тиск рідини, МПа;

γ_b – об’ємна маса рідини, кг/м³;

H_b – висота стовпа води у водоносному горизонті, м.,

Або

$$\sigma_{yy}^e = \sigma_{yy} - P_o' \quad (2.2)$$

З огляду на те, що в необводненому середовищі $\sigma_{xx}^0 = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_{yy}^0$ природно допустити також, що:

$$\sigma_{xx}^{0e} = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_{yy}^{0e} \quad (2.3)$$

або

$$\sigma_{xx}^{0e} = \frac{\nu}{1-\nu} (\sigma_{yy}^{0e} - P_o'). \quad (2.4)$$

Отже, для необводненого рудного масиву ми отримаємо розподіл σ_{xx}^{op} , σ_{yy}^{op} , σ_{zz}^{op} як верхня кінцева межа, а з урахуванням обводнення отримаємо для σ_{xx}^{oe} , σ_{yy}^{oe} , σ_{zz}^{oe} - нижня (ефективна) межа. Усі можливі випадки, очевидно, будуть перебувати в цьому інтервалі.

Для оцінювання параметрів гірничотехнологічних процесів, пов’язаних із деформацією та руйнуванням залізорудного масиву мартитового складу, велике значення має його порожнистість, обумовлена як пористістю руд, так і величиною розкриття систем тріщин. За даними [59-66], у мартитових рудах пористість η може

змінюватися від 10 до 40%, а розкриття тріщин – від 0,015 до 0,4 (середнє 0,15) мм, забезпечуючи додаткову порожнистість масиву на рівні від 0,1-2,0 до 3-5%. У табл. 2.1. наведено узагальнювальну структурно-геометричну характеристику багатих мартитових руд, що включає число теоретичної кускуватості R , середні розміри шматків руди d_p , зерен мартиту d_m , кварцу d_k , пор d_{Π} і їх співвідношення.

Таблиця 2.1. Геометричні параметри основних структуроутворювальних елементів багатих мартитових руд глибоких горизонтів

Характеристики структурних елементів							
R , тис. шт/м ³	d_p , мм	d_m , мм	d_k , мм	d_{Π} , мм	d_m/d_k	d_{Π}/d_m	d_{Π}/d_k
4,5-125	20-60	0,02-0,3	0,005-0,03	0,1-1,0	>10	>5	>50

При теоретичній обробці експериментально отриманих показників гірничо-технологічних властивостей гірських порід необхідно спиратися на фізичні основи [59.83]. Відомо [84], що для мартитових руд генетичною базою є мартитові роговики та джеспіліти. Незмінно властива для залізистих роговиків і джеспілітів їхня об'ємна структура з дуже щільним зрощенням мартитових і кварцових зерен. При цьому величина тимчасового опору одновісному стисканню $[\sigma_{ст}]$ для тонкошаруватих джеспілітів становить близько 230-250 МПа, а середньошаруватих роговиків – 110-180 МПа. Мікротвердість рудних і кварцових мінералів та контактів між ними має такі значення: мартит $1030 \dots 1180 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^2$ (твердість за Моосом 6-7); кварц $1240 \dots 1370 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^2$ (твердість за Моосом 7); контакт мартита з кварцом $1 \ 200 \cdot 10^7 \text{ Н/м}^2$ (твердість за Моосом 6-7), тобто спостерігається фактична рівність значень мікротвердості рудоутворювальних мінералів і їх контактів.

Структурно модель пористих мартитових руд можна уявити як систему мартитових і кварцових зерен деякого розміру, з'єднаних контактними перешийками, сукупна міцність яких визначає загальну міцність мартитової руди. У цьому разі за аналогією з [83] міцність і пористість будуть пов'язані залежністю, що набуває вигляду [83-85]:

$$[\sigma_{ст}] = [\sigma_k] (1 - \eta)^2 e^{-B\eta}. \quad (2.5)$$

де $[\sigma_k]$ – межа міцності на одновісне стискання базових мартитових роговиків (180 МПа) або джеспілітів (230 МПа), аналогічних за генезисом, мінералогічним складом і структурою пористим мартитовим рудам, МПа;

B – емпіричний коефіцієнт, що характеризує вид досліджуваного матеріалу на міцність (стискання). При цьому зменшення кількості генетичних перетворень при формуванні багатьох мартитових руд веде до зростання абсолютного значення параметра B від 8 до 12.

Аналіз показує, що формула (2.5) дозволяє охарактеризувати межі міцності мартитових руд на одновісне стискання в усьому інтервалі зміни їх пористості.

Отже, при однаковому складі мартитових руд і умовах їх походження основним чинником, що визначає їх властивості міцності, є пористість. Обчислювання та виконання вимірювань дає можливість розрахувати параметри необхідного руйнівного впливу й обрати механізм руйнації. Зі збільшенням розмірів зерен і пористості, що визначає питому площу міжзернових контактів [86], міцність руд при інших однакових умовах зменшується. Це пов'язано з тим, що сили зчеплення є прямо пропорційними середній величині поверхні зіткнення зерен. Як зазначає акад. П.А. Ребіндер, «...чим менші частинки, що складають тверде тіло, тим міцніші міжмолекулярні зв'язки в тілі, тим менші мікротріщинуватості та інші порушення, які є основною причиною руйнування».

Дослідження процесу руйнування масиву гірських порід струменями води під тиском зводиться до вирішення двох класів взаємопов'язаних завдань:

- 1) визначення параметрів і залежностей динаміки перебігу рідини в навколишньому (повітряному, рідкому) середовищі та при її контакті з перешкодою;
- 2) визначення параметрів і залежностей гідравлічного руйнування при контурному обсягу породних масивів з урахуванням особливостей їхнього інженерно-геологічного стану та специфіки способу гідромоніторного руйнування.

При цьому виділяються такі технологічні параметри процесу руйнування конкретних породних масивів гідромоніторними струменями води, як: гранулометричний склад; продуктивність; розміри й параметри зон руйнування, які залежать від фізико-гідротехнологічних властивостей масиву гірських порід;

гідродинамічні характеристики та технологія впливу струменів води на оголення породного масиву [83-87].

Для основних типів руд і порід залізорудних родовищ України, та особливо Кривбасу, раніше проведено обґрунтовані експериментальні вимірювання. Аналітичне узагальнення основного комплексу фізико-механічних властивостей, що використовуються в розрахунках традиційних гірничотехнологічних і гірничо-геомеханічних процесів розробки родовищ корисних копалин, викладено у працях [87-95]. Установлено, що в найбільш поширених мартитових рудах між мінералогічним складом і вмістом заліза та основними щільнісними й деформаційно-міцнісними властивостями спостерігаються закономірні зв'язки, що дозволяє будувати прогнозовані кореляційні залежності за одним із відомих параметрів.

Так наприклад, у діапазоні $4\% < \eta < 20\%$ залежність межі міцності зразків мартитових руд на одновісне стискання $[\sigma_{ст}]$ від пористості η має обернено пропорційний характер, а залежність між вмістом заліза Fe і пористістю η у діапазоні $4 < \eta < 20\%$ має лінійний характер [88-91]. Дослідження також показали, що для руд цього типу відзначається певна закономірність у зміні щільності, пористості та міцнісно-деформаційних характеристик як за глибиною, так і за простяганням. Відзначається, що наднизька міцність при будь-яких видах навантаження властива високопористим мартитовим рудам з гранулобластовою мікрогранульованою структурою. При цьому вплив пористості в діапазоні 20-40% і вище на показники міцності та вміст заліза в мартитових рудах є незначним. Отже, незважаючи на те, що гірничо-технологічні властивості основних різновидів природно багатих залізних руд Криворізького басейну, як об'єктів свердловинної вибухової відбійки, для середніх глибин вивчені досить досконало, гірничо-технологічні властивості частини мартитових руд з вмістом заліза понад 64% і пористістю понад 20%, як об'єктів свердловинної гідромоніторної відбійки, особливо для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу, в достатньому обсязі не вивчалися. Разом з тим практика показує, що при гідрогеологічній підготовці горизонтів гірничих робіт до очисного виймання в масивах багатих вилужених мартитових руд вміст заліза досягає 68-

69,5%. Також відзначається інтенсивний винос з дренажних і гідрогеологічних свердловин значних обсягів порошкових рудних матеріалів, які при насиченні водою мають пливучі властивості. Цей факт є принциповою підставою для проведення досліджень щодо примусового гідравлічного руйнування й переміщення по свердловинах гідросуміші руд зазначеного типу.

Дослідження [59,58,63,83] показали, що характер зміни гідродинамічних параметрів гідромоніторних струменів значною мірою залежить від початкового тиску води на виході з помпи; умов забезпечення гідроповітряною сумішшю гідромоніторної насадки, що формує струмінь; діаметра вихідного отвору насадки.

Найбільш простою й оптимальною з погляду гідродинаміки потоку є конструкція підвідного каналу з прямою трубою, довжина якої перевищує 50 діаметрів її внутрішнього каналу, що закінчується насадкою типу конструкції Ніконова-Шавловського.

Питання протікання потоку води від помпи до виходу з насадки є досить вивченим експериментально для значної кількості технічних чинників впливу [58-65,82-86]. Для промислових типів як наземних, так і шахтних ствольних прямоточних гідромоніторів і гідрорізаків встановлені оптимальні конструктивні співвідношення елементів устаткування, що формують вихідний струмінь [80-90]. Розроблено методики розрахунку основних гідродинамічних і геометричних характеристик напірних струменів [58,59,83-90]. Для розрахунку параметрів струменів свердловинних типів гідромоніторів, незважаючи на умови розташування насадок на стволі гідромонітора, які формують струмінь, застосовуються емпіричні формули прямоточних машин. Відомо, що базовий тип свердловинних гідромоніторів має обмеження діаметром свердловин на габарити гідромоніторних оголовків з боковим стаціонарним розміщенням, що формують струмінь. Ці особливості, порівняно з прямопоточними гідромоніторами, істотно погіршують компактність струменя, сприяють швидшому його розпаду і зрештою знижують руйнівну здатність як за дальністю, так і за ефективністю. Тому дослідження особливостей формування свердловинними гідромоніторами напірних струменів і розроблення методики розрахунку їхніх основних параметрів є одним із актуальних

завдань цього дослідження.

Відомо два методичних підходи до вирішення загального завдання руйнування породних масивів напірним струменем рідини. Перший заснований на теоретичному розгляді процесу зіткнення струменя з масивом. При цьому вважається, що масив є геологічно однорідним, ізотропним і пружним. Іноді розглядаються більш складні структурно-деформаційні моделі масивів, обумовлені можливостями застосовуваного математичного методу вирішення завдань. Теоретичні описи просторового струминного натікання реальної рідини на поверхню твердого середовища довільної форми дотепер будуються тільки на наближених схемах з використанням результатів ідеалізованого вирішення завдань у плоскій задачі. При цьому вважається, що при відомих величинах і розподілах силового впливу струменя на поверхню контакту напружено-деформований стан середовища можна визначити одним із відомих аналітичних, чисельних або експериментальних методів при тих же припущеннях, що й у теорії контактних задач. Були також запропоновані моделі процесу руйнування масивів (переважно вугільних), в основі яких лежать гіпотетичні припущення про механізм впливу струменя на масив: кавітацією, пульсуючим навантаженням, цівками води, гідравлічним клином, динамічним тиском, розмивом. Кількісно описати процес руйнування конкретних масивів з властивим їм складом, структурними особливостями, властивостями міцності й опірністю руйнуванню в рамках зазначених гіпотез поки не вдалося. Отже, спроби теоретичного уявлення принципів процесу гідроруйнування породних масивів струменем рідини в рамках єдиного підходу, заснованого на класичних уявленнях про масив, як суцільний однорідний в ізотропному середовищі, для конкретних умов використання виявилися неможливими. Загалом теоретичне обґрунтування має тільки методичну цінність і нездатність для опису конкретних ситуацій.

Другий підхід пов'язаний з емпіричним узагальненням результатів експериментальних досліджень з руйнування різних породних сполук [58,59,60-65,82-90]. Так спроби включити в емпіричні залежності природні і технологічні чинники (кути падіння й потужності покладу, форми забою тощо) розповсюдження не отримали. Опір різних типів гірських порід руйнуванню гідромоніторами, у

першу чергу, приблизно доцільно оцінювати межею міцності на одновісне стискання $[\sigma_{ст}]$, що визначається експериментальним шляхом у лабораторних умовах на зразках за стандартними методиками. При цьому величина критичного тиску струменя води, яка руйнує пухкі породи, завжди в 2,0-7,5 раза менша $[\sigma_{ст}]$. Достовірно встановлених теоретичних залежностей питомої енергоємності руйнування гірських порід від їх міцності отримати не вдалося, тому вважається, що для конкретних порід техніко-технологічні параметри руйнування та їхні залежності для різних конструкцій гідромоніторів від тиску й витрати води необхідно отримувати дослідним шляхом у натурних умовах конкретних очисних вибоїв. Особливо це стосується розглянутих вище типів залізних руд.

Загальновизнаним вважається, що кількісні техніко-технологічні закономірності параметрів, які характеризують процес гідроруйнування в конкретних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умовах, а також оптимальні параметри устаткування та режимів руйнування, можна отримати тільки експериментальним шляхом. При цьому інтегральним критерієм руйнування для скельних, напівскельних і пухких порід приймається межа міцності на одновісне стискання $[\sigma_{ст}]$.

Отже, відомі методи розрахунку параметрів гідравлічного руйнування гірських порід засновані на емпіричних залежностях, отриманих для конкретних умов, переважно вугільних типів родовищ. Складність і недостатня вивченість процесу руйнування гірських порід змушують у наш час визначати орієнтовну величину необхідного напору струменя й питомої витрати води на стадії проєктування й тільки у виробничих умовах уточнювати їх дослідним шляхом.

Відсутність практики гідромоніторного руйнування багатих залізних руд можна пояснити тим, що дотепер не отримала детального наукового обґрунтування й широкої дослідно-промислової перевірки технологія перетворення енергії напірних струменів води в ефективне руйнування маломіцних залізорудних масивів, що залягають у складних інженерно-геологічних та гідрогеологічних умовах [58].

Виходячи з вищесказаного, метою досліджень є встановлення особливостей, параметрів і закономірностей свердловинного гідромоніторного руйнування

мартитових руд низької міцності від гірничо-геологічних і техніко-технологічних чинників, що забезпечують розроблення ефективного й безпечного технологічного процесу свердловини гідромоніторної відбійки мартитової руди.

Завдання, яке розв'язується в даному розділі:

1. Дослідити й визначити параметри геолого-мінералогічних характеристик і фізико-технологічних властивостей багатих мартитових руд низької міцності на глибоких горизонтах родовищ шахт Кривбасу.

2. Проаналізувати результати експерименту, вивчити особливості механізму та визначити основні параметри й закономірності процесу відбійки масивів високоякісних мартитових руд низької міцності гідромоніторними струменями води через свердловини.

Загальна методика досліджень включає поетапне виконання комплексу шахтних дослідно-методичних і дослідно-експериментальних робіт з руйнування рудних масивів напірними струменями води через свердловини:

1) випробування найпростіших технологічних схем і гідромоніторного обладнання;

2) розроблення наукових основ технології промислової гідромоніторної відбійки масивів високосортних мартитових руд низької міцності через свердловини.

На кожному з етапів дослідження передбачається: попереднє вивчення інженерно-геологічної характеристики залягання запасів багатих мартитових руд, вибір і облаштування представницьких ділянок покладів для проведення досліджень і встановлення гірничотехнологічних властивостей високосортних руд низької міцності; розроблення технологічних схем руйнування рудного масиву, створення відповідних експериментальних установок і розроблення методики експериментальних вимірювань їх техніко-технологічних характеристик; вибір засобів забезпечення гідровидобувних робіт, монтаж і налагодження експериментального обладнання; розроблення методики експериментальних досліджень, вибір методів контролю та вимірювань параметрів процесу відбійки; проведення дослідно-методичних і дослідно-експериментальних робіт з відбором технологічних проб продуктів гідроруйнування; узагальнення та аналіз результатів

експериментів, розроблення інженерної методики розрахунку параметрів і рекомендацій зі створення технології та обладнання з урахуванням досягнутих показників.

При виборі місця проведення дослідно-практичних робіт були враховані результати дослідно-методичних досліджень з руйнування мартитових руд, тип переносної дослідно-методичної гідромоніторної установки; результати мінералогічного аналізу; гірничотехнологічні властивості багатих мартитових руд. Необхідною умовою була можливість підведення енергоносіїв і розміщення експериментального обладнання в гірничих виробках.

На шахті «Ювілейна» дослідно-експериментальні дослідження по відбійці високоякісних залізних руд гідромоніторними струменями середнього діаметра ($d_0 = 10\text{--}12\text{мм}$) через свердловини проводилися в орті-заїзді 59 осі гор. 940 м [101,102]. Центральна частина пластоподібних рудних тіл (приблизно 50% запасів) зі встановленою потужністю до 32 м і кутом падіння $55\text{--}57^\circ$ представлена здебільшого багатими мартитовими рудами: пористими, із вкрапленнями сланців, тріщинуватими, низької стійкості. Забій орту-заїзду розташований у масиві з високоякісною мартитовою рудою із вмістом заліза понад 65%. По орту-заїзду були забезпечені всі необхідні умови для шахтних експериментів: лінії водопневмоелектромагістралей; водостічна канавка; під'їзд електровозного транспорту; умови з техніки безпеки.

Встановлення типу руд та їхньої якісної характеристики в межах попередньо оконтуреної зони багаті частини покладу «Шурфів 42-46» проводилося на підставі геологічного вивчення, що включає відбір зразків кернів руди, їх хімічний аналіз і γγ-картаж по свердловинах.

Свердловини завдовжки 5-10 м бурилися верстатом НКР-100М за заданою схемою. У південній стінці орта-заїзду під кутом 45° було пробурено технологічну свердловину Т, паралельно їй згори та з боків на відстані 0,3-0,4 м було вибурено декілька оглядових та знизу дренажно-оглядових свердловин.

Керни відбиралися спеціальним керновідбірником із шириною інтервалу забору 0,5 м. Спроби отримати з рудних тіл керни непорушеної структури не мали успіху.

Хімічний аналіз проб було проведено в лабораторії Криворізької геологорозвідувальної експедиції, а γγ-каротаж по всіх експериментальних свердловинах приладом РСР-3 за стандартною методикою через 0,5 м [104].

Результати хімічних аналізів наведено в табл. 2.2.

Таблиця 2.2. Результати хімічних аналізів

Інтервал вимірювань, м	Хіманаліз	
	Н	Д
	Fe, %	SiO ₂ , %
0,0-1,0	68,0	1,4
1,0-1,5	68,1	1,3
1,5-2,0	67,9	1,5
2,0-2,5	67,0	1,7
2,5-3,0	67,0	1,7
3,0-3,5	67,1	1,7
3,5-4,0	65,3	1,9
4,0-4,5	-	-
4,5-5,0	-	-

Табл. 2.2 висвітлює такі результати:

1) мартитова руда з масовим вмістом заліза понад 67% і кремнезему 1,6% – це пухка маса;

2) вона представлена зернами й включенням мартиту із вкрапленнями кварцу. Отже, масив мартитових руд із вмістом заліза 65,3-68,1% і кремнезему 1,3-1,9% на 2-3% перевищує якість концентратів ГЗК, та дозволяє розглядати їх як високосортні залізні концентрати для бездоменної металургії [104].

Середнє значення межі міцності на одновісне стискання, як і в дослідно-методичних роботах, складало 1 МПа.

Стаціонарний водяний струмінь, що витікає з насадки гідромонітора в повітряне середовище (рис. 2.1.), – це структурно-неоднорідний як за довжиною, так і за перерізом гідродинамічний об'єкт, який впливає на рудний масив. Структурно

він може бути представлений трьома ділянками: початковою ділянкою (L_n), що включає першу та другу зони щільності струменя й характеризує конусність зовнішніх кордонів, обмежених кутом α , і наявністю щільного осевого ядра, у якому швидкості v_m й осевий динамічний тиск P_m води сталі та рівні швидкості v_0 та осевому динамічному тиску P_0 при вильоті струменя з насадки; основною ділянкою ($L_{осн}$), що включає другу і третю зони щільності струменя, на якому конусність зовнішніх границь обмежена кутом $\beta > \alpha$ і струмінь має порівняно щільну центральну зону, але поблизу границь поверхні вже насичена бульбашками повітря; неефективною ділянкою ($L_{не}$), що включає третю зону щільності струменя, яка складається з відокремлених цівок і крапельок води, що переміщуються в повітрі із згасаючою швидкістю. Теорія і практика руху вільних струменів показує [80-82,97], що найбільш зручною гідродинамічною характеристикою, яка описує розмірність струменя, є осевий динамічний тиск P_m , зміна якого за довжиною основної ділянки струменя $L_{осн}$, що витікає з насадки заданої форми й розмірів під тиском P_0 , залежить від середньої швидкості витікання струменя v_0 в початковому перерізі S_0 , діаметра отвору насадки d_0 , відстані від насадки L_p , щільності рідини ρ , в'язкості рідини μ , поверхневого натягу рідини δ .

Встановлено [58,59,83,101,102], що характер зміни параметра P_m за межами початкової ділянки струменя L_n описується рівнянням:

$$P_m = (L_n / L_p)^n \times P_0, \quad \text{МПа}, \quad (2.6)$$

де n – показник, що характеризує інтенсивність зниження структурно-гідродинамічних характеристик струменя за межами початкової ділянки L_n , змінюється в межах 0,5-1,06 для низьконапірних ($P_0 \leq 1,5$ МПа, $d_0 > 50$ мм) струменів наземних прямоточних гідромоніторів $n = 0,5$; для середньонапірних ($P_0 = 2-5$ МПа, $d_0 < 75$ мм) струменів шахтних прямоточних гідромоніторів $n = 0,85$; для високонапірних ($P_0 = 5-25$ МПа, $d_0 < 10-20$ мм) гідромоніторів з коротким стволом $n > 0,85$), тобто, чим більша величина показника ступеня n , тим гірша компактність струменя.

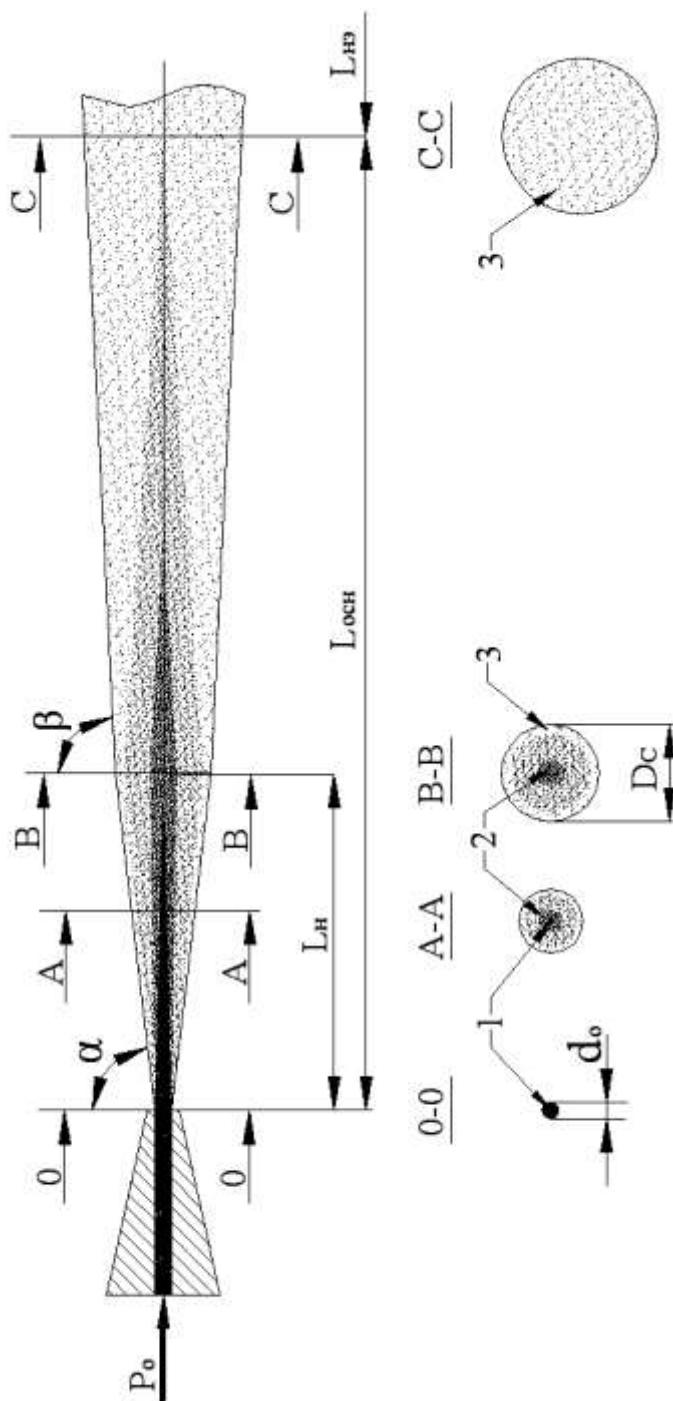


Рис.2.1. Схема гідромоніторного водяного струменя і його структури:

1 – зона суцільного ядра струменя (v_o, P_o); 2 – зона вкраплення бульбашок повітря ($v_c < v_o, P_c < P_o$);

3 – зона окремих цівок і крапель ($v_c < v_o, P_c < P_o$)

Загалом довжину початкової ділянки L_{π} гідромоніторного струменя можна визначити із залежності:

$$L_{\pi} = (A - BRe)d_o, \text{ м}, \quad (2.7)$$

де $Re = v_o d_o / \nu$ – число Рейнольдса для початкового перерізу струменя ($Re < 2300$ – ламінарний потік струменя, $Re > 2300$ – турбулентний потік струменя);

V_o – швидкість витікання струменя, м / с;

d_o – вихідний діаметр насадки, м;

ν – кінематичний коефіцієнт в'язкості рідини, $\text{м}^2/\text{с}$ (для води при $t = 20^\circ \text{C}$, $\nu = 1,01 \cdot 10^{-6}$);

A – емпіричний коефіцієнт, що залежить від особливостей проточної частини насадки (форми, розмірів, чистоти обробки внутрішньої поверхні) ($A = 70, 80, 100$ для відповідно низького, середнього й високої якості обробки);

B – емпіричний коефіцієнт, що залежить від гідравлічних якостей (кривизни повороту потоку зі стовбура до насадки) гідромонітора ($B = (15-60) \cdot 10^{-6}$)

Найбільш стабільні потоки струменя було отримано [101,102] при застосуванні насадок конусної й конічно-циліндричної форми (Ніконова-Шавловського) з параметрами: відношення довжини проточної частини насадки до вихідного діаметра, що становить 3,0-6,7, а відношення вхідного діаметра насадки до вихідного може змінюватися від 2 до 3. Ці насадки забезпечують найбільшу довжину початкової ділянки струменя й кращу його компактність. Разом із тим, основною особливістю конструкції свердловинних гідромоніторів є те, що через обмежені розміри свердловинного простору, закріплені в головці насадки, характеризуються коротким стволом і розташовуються зазвичай під кутом близько 90° до основної осі потоку води в гідромоніторному штоці. При цьому втрати тиску при поворотах струменя на 90° перевищують 15-20%. Таким чином встановлено, що найважливішими параметрами гідромоніторних струменів, які характеризують їх компактність і високий гідродинамічний вплив на об'єкт руйнування, є початкові параметри P_o і d_o , тип гідромонітора, форма й конструктивні розміри насадки, а також їх похідні структурно-гідродинамічні параметри – L_{π} , P_m , L_c , D_c .

На рис. 2.2 представлено технологічну схему проведення дослідження

переносною гідромоніторною установкою в гірничих виробках шахт. Свердловинний (шпуровий) гідромонітор включає: стовбур з става металевих труб завдовжки 2 м, із зовнішнім діаметром 36 мм і внутрішнім діаметром 24 мм; гідромоніторну головку завдовжки 60 мм із діаметром 40 мм з прямоточним або бічним розміщенням замінних струменеформувальних насадок; важелі ручного керування для поздовжнього й обертального переміщення струменя у свердловині. Як генератор тиску води використовується шестеренна високонапірна помпа НШ-50, що забезпечує постійну витрату технологічної води $Q = 3,0 \text{ м}^3/\text{год}$ і розвиває тиск $P_0 = 12 \text{ МПа}$, контрольований при різних початкових діаметрах струменя $d_0 = 3\text{--}5 \text{ мм}$ манометром зі шкалою 0-25 МПа. Привідним двигуном помпи слугує асинхронний електродвигун потужністю 3,6кВт зі швидкістю обертання вала 1450 об/хв.

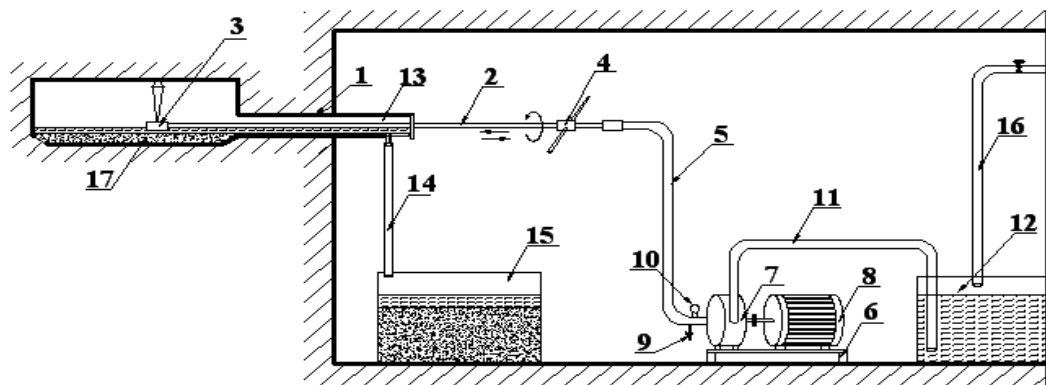


Рис. 2.2. Технологічна схема проведення дослідно-методичних досліджень по руйнуванню залізорудного масиву через свердловину переносної гідромоніторної установки: 1 – свердловина; 2 – ствол гідромонітора; 3 – головка з гідронасадкою; 4 – важелі керування; 5 – рукав високого тиску; 6 – станина генератора тиску води; 7 – помпа; 8 – електродвигун; 9 – дросель; 10 – манометр; 11 – водовід; 12 – ємність для води; 13 – пульповоди; 14 – пульповідводи; 15 – ємність для збору продуктів руйнування (пульпи); 16 – трубопровід; 17 – гідросуміш

На рис. 2.3 і 2.4 представлено технологічні схеми проведення досліджень

свердловинними гідровидобувними комплексами модульного типу. Усі агрегати й вузли дослідних видобувних комплексів розміщувалися в гірничих виробках або стаціонарно чи на рейкових платформах, забезпечуючи здійснення технологічних процесів очисного виймання в замкнутому циклі.

Комплекс включає свердловинний гідромоніторний агрегат, систему доставки гідросуміші від устя видобувних свердловин до місця зневоднення, вузол розвантаження (навантаження) і зневоднення гідросуміші, блок підготовки напірної технологічної води і систему оборотного водопостачання.

Аналіз функціональних і кінематичних операцій свердловинних гідромоніторів показав, що як гідромоніторний агрегат можна використовувати верстати глибокого буріння на кшталт НКР-100МПа або КБУ-1, що забезпечують як буріння в будь-якому напрямку на глибину до 50 м гідротехнологічних свердловин діаметром 105-130 мм, так і гідромоніторної операції з руйнування рудного масиву вздовж і навколо осі високим тиском.

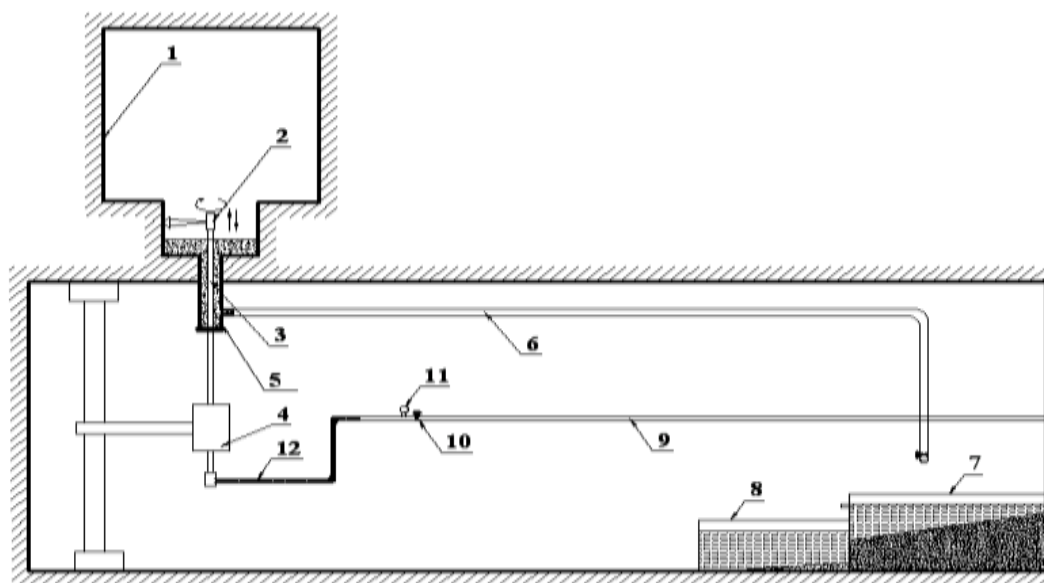


Рис.2.3. Технологічна схема проведення дослідно-експериментальних досліджень з руйнування масиву багатих мартизових руд через свердловини стаціонарним гідровидобувним комплексом: 1 – вироблений простір; 2 – оголовок гідромонітора; 3 – ствол водоскидних штанг; 4 – гідромоніторний агрегат НКР-

100МПа; 5 – превентор видобувної свердловини; 6 – пульповідвід; 7 – карта намівання; 8 – водозбірник; 9 – магістраль напірної води; 10 – вентиль; 11 – манометр; 12 – рукав високого тиску.

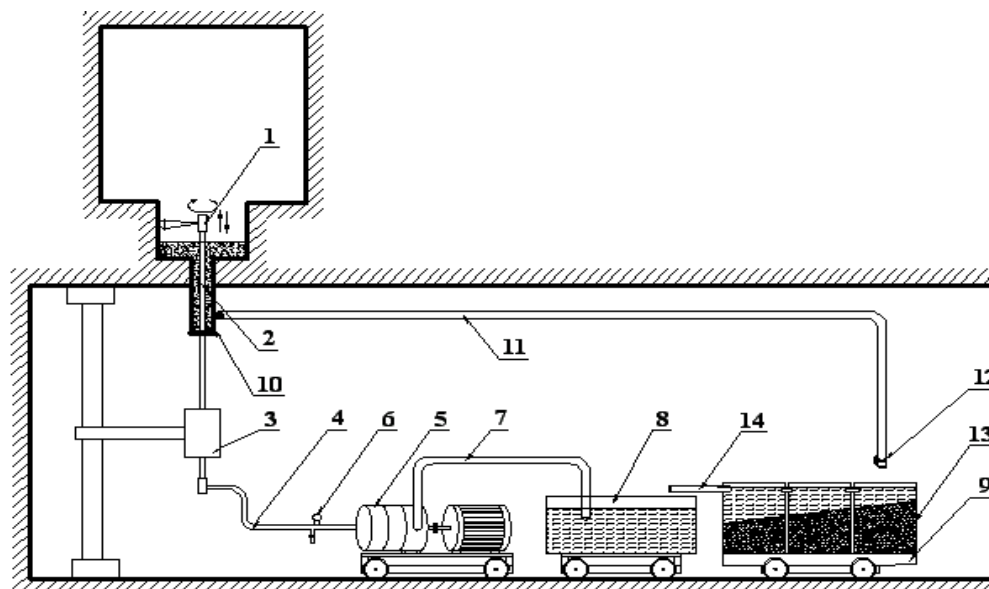


Рис.2.4. Технологічна схема проведення дослідно-експериментальних досліджень з руйнування масиву багатих мартитових руд через свердловини пересувним гідро-видобувним комплексом: 1 – оголовок гідромонітора; 2 – ствол водоскидних штанг; 3 – гідромоніторний агрегат НКР-100МПа; 4 – рукав високого тиску; 5 – насосний агрегат ЦНС-38; 6 – манометр; 7 – водовід; 8 – водозбірник; 9 – контейнерна платформа; 10 – превентор видобувної свердловини; 11 – пульповоди; 12 – розвантажувальний пристрій; 13 – руда; 14-водоперепуск

Для роботи в гідромоніторному режимі бурові агрегати замість пневмоударної штанги забезпечуються розміщенням (з якісними різьбовими з'єднаннями) ствола гідромонітора та спеціальним гідромоніторним оголовком з одинарними або подвійними замінними бічними струменевими насадками. При цьому одна насадка створює реактивну силу відхилення, що під час обертання гідромонітора навколо осі викликає розгойдування ставу штанг і сприяє ліквідації можливого засмічення устя свердловини великими відбитими шматками руди, а дві насадки дозволяють

стабілізувати ствол гідромонітора й удвічі збільшити продуктивність відбійки.

Система доставки гідросуміші складається зі свердловини превентора, яка закріплюється в усті. Це металева труба діаметром 100-130 мм і довжиною 1 м під фланцеве ущільнення та підведеними боковим відводом і пульповодом. Пульповодом є поліетиленова труба діаметром 150 мм, що закінчується гнучким розвантажувальним пристроєм, який гасить швидкість потоку пульпи. Вузол навантаження та зневоднення пульпи складають вагони ВГ-4, уніфіковані системою дренуючих отворів, що з'єднуються між собою знімними водопотоками.

Блок підготовки технологічної води включає вагон-резервуар ВГ-4, вагон-освітлювач води (ВГ-2) і насос ЦНС-38-220 з контрольно-вимірювальною й пусковою апаратурою, електродвигун потужністю 55 кВт, всмоктувальний трубопровід із зворотним клапаном. Насос ЦНС-38-220 забезпечує при стійкому режимі роботи тиск від 2 до 2,8 МПа. Варіація параметрів тиску досягається зміною діаметра насадок від 10 до 12 мм або скиданням частини води через засувку. Напір контролюється водяним манометром з робочою шкалою 0-5 МПа. Від насоса до струменевої насадки напірний струмінь води подається металевими трубами, гнучким рукавом високого тиску й через гідромуфту поставом бурових штанг.

Параметри експериментальних струменів води (рис. 2.5) установлювалися для 7 типів насадок, які формують руйнівний струмінь Ніконова-Шавовського діаметром 3,0; 3,5; 4,0; 4,5; 6,0; 10 і 12 мм, із середньою якістю обробки внутрішньої поверхні насадок. Для порівняння було випробувано як бокові насадки під кутом 90° з розташуванням на оголовку гідромонітора, так і прямоточні насадки по осі гідромоніторного стовбура.

При експериментальному вивченні структурно-гідродинамічних параметрів струменів води для кожної зі струменеформувальних насадок вимірювався: тиск води на вході в насадку P_0 ; довжини початкових ділянок струменя L_n ; діаметри струменя D_c по її довжині; довжини робочої (до початку розпаду) частини струменя L_p . Тиск води P_0 для кожного діаметра насадок фіксувався манометром, а середні значення геометричних параметрів струменів вимірювалися за допомогою масштабної сітки, кутоміра та лінійки. При цьому як роздільна ознака поділу

струменя на початковий L_n і основний $L_{осн}$ ділянки використовувався експериментально встановлений факт [101,102] більш інтенсивного розширення (кут α) по довжині початкової ділянки вихідного діаметра струменя d_o (переріз 0-0) до перехідного в основну ділянку D_n (переріз в-в) і далі під кутом β до переходу струменя в повітряно-водяну ріжучу грань.

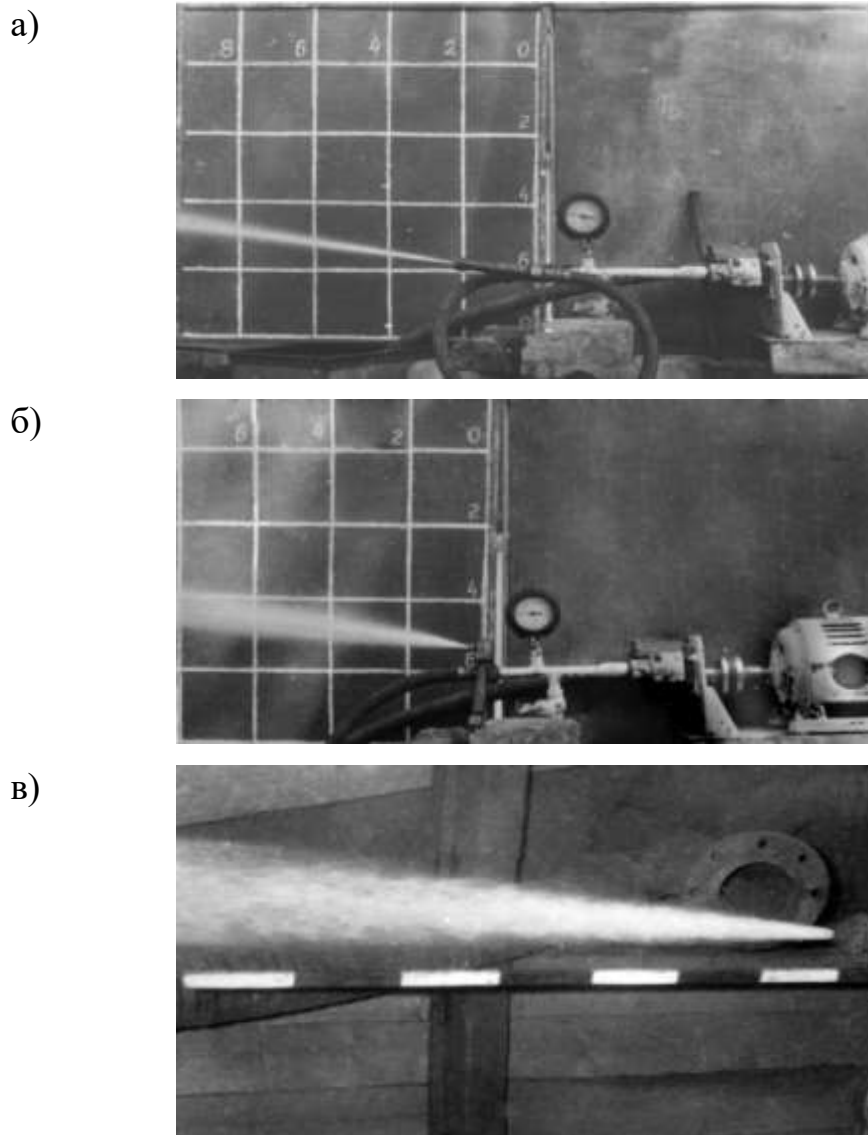


Рис.2.5. Фото водяних струменів експериментальних гідромоніторних установок: а) струмінь з прямоточною насадкою ($d_o=3,5$ мм; $P_o= 4,5$ МПа); б) струмінь з бічною насадкою ($d_o= 4,0$ мм; $P_o= 2,5$ МПа); в) струмінь з бічною насадкою ($d_o= 10$ мм; $P_o= 2,5$ МПа)

Обробка встановлених експериментальних даних (табл. 3.1, розділ 3) показала, що для експериментальних свердловинних гідромоніторів з боковим розміщенням насадки коефіцієнти A і B змінюються відповідно в діапазонах 65-85 і 50-55. При цьому менші значення параметра A та великі параметра B належать до тонких струменів ($d_o = 3-6$ мм), а великі значення A і менші B – до середніх струменів ($d_o = 10-12$ мм).

Отже, залежність (2.6) для переносних гідромоніторів з параметрами $d_o = 3,0-6$ мм і $P_o = 1-8$ МПа в узагальненому вигляді буде:

$$L_{\pi} = (65-55 \times 10^{-6} Re) d_o, \text{ м}; \quad (2.7)$$

а для свердловинних гідромоніторів з параметрами: $d_o = 10-12$ мм і $P_o = 1-2,5$ МПа –

$$L_{\pi} = (85-50 \times 10^{-6} Re) d_o, \text{ м}, \quad (2.8)$$

На підставі відомих величин експериментальних тисків води P_o у насадках і довжин початкових і основних ділянок струменів L_{π} і $L_{осн}$ для випробуваних типів насадок встановлено, що залежність (2.6) буде описуватися формулами:

для тонких струменів

$$P_m = (L_{\pi} / L_p)^{1,5} P_o, \text{ МПа}, \quad (2.9)$$

для середніх струменів

$$P_m = (L_{\pi} / L_p) P_o, \text{ МПа}. \quad (2.10)$$

Розраховані за формулами (2.9) і (2.10) значення осьових динамічних тисків водяних струменів по їх довжині представлено на рис. 2.1. Як порівняння прийнято розрахункові параметри струменів для гідромоніторів з прямоточними насадками. З рисунка бачимо, що за всіх інших рівних умов формування струменів, бічне розташування насадки зменшує в 2-3 рази довжину її початкової ділянки, збільшує на рівних відстанях від насадки діаметр струменя та прискорює його розпад на окремі частини.

Відомо, що переріз струменя в міру віддалення від насадки збільшується за рахунок розривів суцільності й включення в нього обсягів повітря. При цьому переріз компактного струменя не може бути більшим від деякої граничної величини. Аналіз і узагальнення результатів досліджень з прямоточними гідромоніторами

[101,102] показує, що робочим перерізом струменя D_p можна вважати сформований за перехідним перерізом, сформований за початковою ділянкою струменя D_n , де він згідно з вимірами в середньому дорівнює для тонких струменів – $4d_o$, а для середніх – $8d_o$. Досліди також показали, що довжина робочих ділянок тонких і середніх струменів L_p змінюється відповідно в межах 4-5 і 6-8 L_n , причому, чим більший d_o , тим більший L_p .

Отже, параметри для гідромоніторів матимуть вигляд:

для переносних

$$L_n = (85-55 \times 10^{-6} Re) d_o, \text{ м}; \quad (2.11)$$

$$P_m = (L_n / L_p)^{1.5} P_o, \text{ МПа}; \quad (2.12)$$

для свердловинних

$$L_n = (85-50 \times 10^{-6} Re) d_o, \text{ м}; \quad (2.13)$$

$$P_m = (L_n / L_p) P_o, \text{ МПа}. \quad (2.14)$$

Швидкість витікання води з отвору конусоподібної насадки визначається за формулою [71]:

$$v_o = 42 \sqrt{P_o} \text{ м/с}. \quad (2.15)$$

Витрата води через насадку визначається за формулою

$$Q_o = 32 d_o^2 \sqrt{P_o} \text{ м}^3/\text{с}. \quad (2.16)$$

2.3. Обробка результатів досліджень гідроруйнування масиву гірських порід

Було виконано аналіз дослідних робіт, які проводилися у виробничих умовах робочих горизонтів покладів «Шурфів 42-46», «Головний» (V залізистий горизонт) і «Гніздо 1-2» (VI залізистий горизонт) шахти «Ювілейна» і покладу «Основний - 95» (V залізистий горизонт) шахти «Криворізька» [101,102,103].

Метою виконаних випробувань було встановлення принципової можливості здійснення гідромоніторної свердловинної відбійки багатих сортів мартизових руд низької міцності і встановлення основних гірничо-геологічних характеристик і техніко-технологічних параметрів, що забезпечують процес керованого руйнування.

Дослідження з оцінювання принципової можливості гідромоніторного руйнування залізних руд через свердловини свого часу були проведені в покладах: «Шурфів 42-46» (бурова камера 53 осі III підповерху, поверху 860-940 м), «Гніздо 1-2» (бурова камера V підповерху, поверху 940-1020 м; буровий орт 113 осі гор. 940 м), «Головний» (буровий орт 113 осі гор. 940 м.) шахти «Ювілейна».

Бурова камера покладу «Шурфів 42-46» була розташована в масиві багатих тріщинуватих мартитових руд на контакті з вміщуючими породами висячого боку, які представлені джеспілітами. Середні параметри гірничотехнологічних властивостей мартитових руд: межа міцності на одновісне стискання $[\sigma_{ст}]$ становить 1,6 МПа, пористість Π – 35%, об'ємна вага ρ – 3,10 кг/м³, вміст заліза Fe – 67,6% , вміст кварцу SiO₂ – 1,5% (табл. 2.2, код проби Ю1), коефіцієнт міцності $f = 2 - 4$. З камери було пробурено горизонтальне віяло свердловин діаметром 105 мм з відстанню між устями 0,1-0,3 м. Гідравлічне руйнування мартитових руд виконувалося переносним дослідним гідромонітором (рис. 2.1) із заміними бічними струменеформувальними насадками діаметром 4,5 і 6 мм. Гідромонітор з'єднувався рукавом високого тиску з шахтною водяною магістраллю діаметром 25 мм. Тиск води в магістральному водоводі змінювався від 0,7 до 1,0 МПа і контролювався манометром.

Гідромоніторний струмінь переміщався по осі трьох дослідних свердловин від їх устя вглиб зонами по 0,2-0,3 м поступально-зворотними рухами із середньою швидкістю 0,1-0,2 м/с та в бік поряд з пробуреним віялом, розбіжних контрольних свердловин, руйнуючи міжсвердловинний цілик.(рис. 2.6).

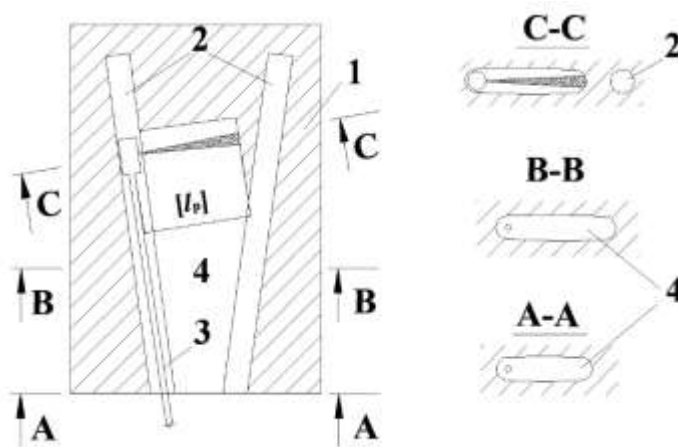


Рис. 2.6. Схема перших досліджень з гідромоніторного руйнування рудного міжсвердловинного цілика: 1 – рудний масив; 2 – свердловина; 3 – гідромонітор; 4 – пустота

Процес гідроруйнування спостерігався візуально. Параметри утворених пустот вимірювалися. Продукти гідроруйнування відбиралися для лабораторних досліджень на фракційний склад. Результати умов, вимірювань і обробки даних досліджень наведено в табл. 2.3.

Бурові виробки покладів «Головний» і «Гніздо 1-2» розташовані в мартитових масивах з відповідно усередненими параметрами гірничотехнологічних властивостей: вміст заліза Fe 67,1 і 67,4%; об'ємна вага ρ – 3,7 кг/м³; межа міцності на одновісне стискання $[\sigma_{ст}]$ 4,8 і 2,8 МПа; коефіцієнт міцності $f=2-4$.

Процес гідроруйнування мартитових руд низької міцності проводився через вертикальні віяла свердловин. Як руйнівний інструмент використовувалася переносна гідромоніторна установка (рис. 2.6), що формує високонапірний струмінь води при тиску насоса 4,5 і 2,5 МПа та діаметрами оголовка 3,5 і 4,0 мм і гідродинамічними параметрами, наведеними в табл. 4.3. Було виконано дві серії по чотири дослідження. У свердловинах, починаючи від устя вглиб зонами на 0,3-0,4 м поступово-зворотним переміщенням струменя зі швидкістю 0,3-5 м/с по осі свердловини та її одночасним обертанням навколо осі в секторі від 0 до 180° утворилися пустоти. Форма й обсяги утворених навколо свердловин пустот завдовжки близько 1 м кожна вимірювалися вимірювальним інструментом.

Граничним уважався розмір радіуса, при якому процес руйнування припинявся (вихід твердої фракції менше 5%).

Час, затрачений на руйнування кожної зони, фіксувався секундоміром. Продукти гідроруйнування відбиралися для лабораторних досліджень на фракційний склад. Результати умов, вимірювань і обробка даних процесу гідроруйнування наведено в табл. 2.3.

З табл. 2.3 видно, що масиви багатой мартитової руди з пористістю від 28 до 35% і межею міцності від 1,6 до 4,8 МПа ефективно руйнуються при середньому осьовому тиску води в струмені від 0,35 до 1,1 МПа. При цьому на контакті з рудою тиск повинен бути не меншим від 0,22 до 0,28 МПа (середнє 0,25 МПа) від межі міцності зразків руди на одновісне стискання. Питома витрата води на руйнування 1 т руди становить, відповідно, 3,4-5,2 м³, а середня продуктивність руйнування високоякісних мартитових руд струменями з діаметром від 3,5 до 6,0 мм і початковим тиском 1,0-4,5 МПа складає, відповідно, 0,5-1,1 т/год. При цьому середнє питома руйнування руди робочою площею струменя становить 2000-6000 т/год·м².

Таблиця 2.3. Результати дослідно-методичних досліджень свердловинного гідромоніторного руйнування мартитових низької міцності руд струменями малого діаметра в гірничих виробках покладів Кривбасу

№ з/п	Задані параметри						Виміряні параметри				Розраховані параметри				
	P_o , МПа	V_o , м/с	$d_o \cdot 10^3$, м	$Q_o \cdot 10^5$, м ³ /с	$S_p \cdot 10^5$, м ²	$[\sigma_{ст}]$, МПа	$[L_p]$, м	$[P_m]$, МПа	$Q_p \cdot 10^3$, м ³	t_c , с	$\frac{[P_m]}{[\sigma_{ст}]}$	$(P_m)_{cp}$, МПа	q , м ³ /т	Π , т/год	$[\Pi] \cdot 10^{-2}$, МПа
Поклад «Шурфів 42-46»															
1	1,0	42	4,5	67	25	1,6	0,26	0,35	50	140	0,22	0,7	5,2	0,6	20
2	1,0	42	6,0	120	45	1,6	0,32	0,4	90	95	0,25	0,7	3,5	1,1	24
Поклад «Гніздо 1-2»															
3	2,5	66	4,0	84	20	2,8	0,22	0,8	70	890	0,28	1,7	3,0	1,1	50
Поклад «Головний»															
4	4,5	89	3,5	86	15	4,8	0,18	1,1	60	860	0,25	2,9	3,4	0,9	60

Тут P_o – початковий тиск води у насадці, МПа; V_o – початкова швидкість струменя води, м/с; d_o – діаметр вихідного отвору насадки, м; Q_o – витрати води через насадку, м³/с; S_p – робоча площа струменя, м²; $[\sigma_{ст}]$ – межа міцності на одновісне стискання, МПа; $[L_p]$ – довжина робочої ділянки струменя, м; $[P_m]$ – середній руйнівний осьовий тиск струменя, МПа; Q_p – об'єм утвореної пустоти, м³; t_c – термін процесу утворення пустоти, с; $(P_m)_{cp}$ – середній осьовий тиск струменя при утворенні пустоти, МПа; q – середні питомі витрати води на 1 т зруйнованої руди, м³/т; Π – середня продуктивність руйнування рудного масиву, т/год; $[\Pi]$ – питома продуктивність робочої площі струменя, т/год·м²

У табл. 2.4 наведено фракційний склад зруйнованої гідромонітором малого діаметра мартитової руди покладів глибоких горизонтів шахт Кривбасу.

Таблиця 2.4. Фракційний склад продуктів гідромоніторного руйнування мартитових руд покладів глибоких горизонтів шахт Кривбасу

Класи крупності, мм	Вихід класів крупності %		
	«Шурфи 42-46»	«Гніздо 1-2»	«Головна»
-5,0+2,0	2,8	8,5	12,0
-2,0+1,0	11,3	13,7	17,8
-1,0+0,5	16,8	20,0	10,9
-0,5+0,25	14,8	12,2	11,8
-0,25+0,1	26,5	17,3	16,4
0,1+0,074	12,7	7,0	5,7
0,074+0,044	7,0	8,6	6,2
-0,044+0	8,1	12,7	19,2
Разом	100	100	100

З табл. 2.4. видно, що перший етап дослідних робіт привів до таких результатів:

1. Руйнування багатих залізних руд напірними струменями води технічно можливе для пухкозв'язаних високоякісних мартитових руд при тиску води, починаючи з 0,5-0,7 МПа.

2. При руйнуванні руд низьконапірними струменями води через насадку діаметром $d_0 = 4,5$ мм область руйнування досягає 0,4 м, що можна порівняти з параметрами, які мають місце при проведенні висхідних виробок з використанням перфораторів для буріння шпурів.

3. Використання шахтної водної магістралі як основного джерела постачання води при проведенні очисних робіт є неефективним, тому що не забезпечується достатній і стабільний напір. Необхідні додаткові і ближче розташовані джерела постачання води.

Другий етап досліджень процесу гідравлічного руйнування руд напірними гідромоніторними струменями води малого діаметра проводилися у вентиляційному

орті 74а блока 76-72 гор. 1195 м покладу «Основний 95» [95]. У місці проведення експериментів рудний масив представлений пористою сильнотріщинуватою мартитовою рудою джеспілітової текстури, дрібнозернистої структури і вмістом заліза 67,5%. Експерименти проводилися на двох стоянках, віддалених одна від одної на відстані 6 м. Перша стоянка (А) – стінка орту 74а, представлена пухкою високопористою ($\eta = 27\%$), з межею міцності на одновісне стискання $[\sigma_{ст}]$ 3,2 МПа, дрібнозернистою, з розмірами зерен і вкраплень мартиту 0,02 – 0,2 мм, рудою. Майже весь мартит знаходиться в масиві з пиловидним кварцом (0,005 – 0,03 мм). Вміст заліза в руді становить 67,8%, кварцу - 1,45%, а об'ємна вага - 3570 кг/м³. Друга стоянка (В) – вибій орту 74а, представлений мартитовою рудою з масовим вмістом заліза 68,4% і кварцу 1,35%. Руда високопориста ($\eta = 26\%$) і пухка ($[\sigma_{ст}] = 4,0$ МПа), коефіцієнт міцності $f = 2 - 4$, що складається з мартиту з розмірами зерен і вкраплень від 0,02 до 0,3 мм і від 0,01 до 0,02 мм кварцу. Об'ємна вага – 3700 кг/м³.

На ділянках виконувалося буріння серій шпурів діаметром 43 мм і довжиною від 0,8 до 1,2 м на висоті - 1,2-1,4 м від підшви виробки навхрест і за простяганням рудного покладу під кутом 10-15° (рис. 2.7). В усті шпурів для збору технологічних проб встановлювався пульповідвід та виконувалося поступове гідроруйнування рудного масиву, починаючи з дослідної свердловини з довжиною інтервалу 0,3 м, періодичним переміщенням гідромоніторної насадки вздовж границі руйнування зі швидкістю 0,5-0,7 м/с і одночасним обертанням праворуч-ліворуч в секторі від 0° до 180°. Для кожної з ділянок витримувався заданий гідродинамічний режим і витрачалася однакова кількість води. Виконувався скид продуктів гідроруйнування на підшву виробки й періодичним відбором його в мірний контейнер для формування технологічних проб. Відбір здійснювався на початкових ділянках відбійки струменями. Здійснювалися виміри геометричних параметрів кожної свердловини (середнього діаметра й довжини зруйнованої зони) після відпрацювання останньої дослідної ділянки і обчислення обсягів пустот; визначення максимального радіуса руйнування руд у досліджуваних діапазонах тисків води.

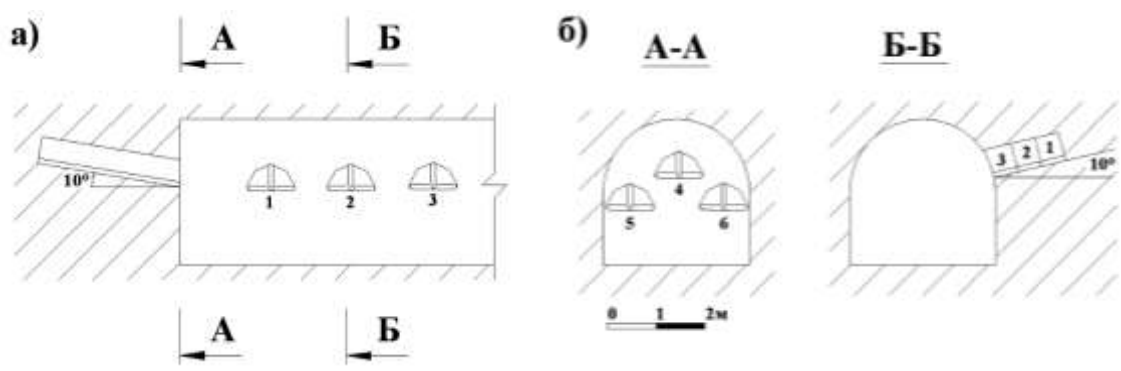


Рис. 2.7. Схема розташування експериментальних пустот для гідромоніторного руйнування масиву в орті 74а: а, б – відповідно, стоянки А і Б;
1, 2, 3 – номери свердловин

Гідроруйнування виконували через свердловини, пробурені уздовж шаруватості рудного масиву (дослідження серії А), і воно включало руйнування перших ділянок технологічних пустот насадкою КН4; руйнування других і третіх ділянок – насадкою КН2 (рис. 2.2 а). Гідроруйнування через свердловини, які було пробурено перпендикулярно шаруватості рудного масиву (досліди серії Б), включало руйнування перших ділянок технологічних пустот насадкою КН4; руйнування другої ділянки насадкою КН3, руйнування третьої ділянки – насадкою КН2 (рис. 2.7, б). В експериментах час фіксувався секундоміром, лінійні розміри – стрічкою, тиск води в гідромоніторі – манометром, факти особливостей процесу руйнування – візуально й фотографуванням.

Фото процесу гідроруйнування маритових руд у стінці орту 74а представлено на рис. 2.8.

Результати визначення основних технологічних характеристик процесу наведено в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5. Основні технологічні характеристики процесу гідроруйнування

№ свердловини	Дослідження серії А					Дослідження серії Б				
	D	L	Z	П	q	D	L	Z	П	q
1	0,32	0,8	0,23	1,3	2,1	0,56	0,65	0,58	3,2	0,82
2	0,36	0,7	0,26	1,4	1,8	0,63	0,72	0,81	4,5	0,6

3	0,30	0,8	0,2	1,1	2,4	0,54	0,72	0,	3,4	0,77
Середнє	0,32	0,77	0,23	1,3	2,1	0,58	0,71	0,57	3,7	0,72



Рис. 2.8. Процес гідроруйнування мартитових руд у стінці орту 74а панелі 76-72 гор. 1195 м шпуровою гідромоніторною установкою

Максимальний радіус руйнування $R_{\max}$ у дослідях серії А досяг значення 0,45 м, а в дослідях серії Б – 0 м, при $P_o = 4,5$ МПа і $d_o = 3,0$ мм. У кожній із серії досліджень відбиралися технологічні проби вагою 2,5-8 кг, які піддавалися фракційному й хімічному аналізу (табл. 2.6).

Таблиця 2.6. Ситовий і хімічний аналіз проб руди

№ інтервалу	Тиск води, МПа	Клас крупності, мм	Вихід класу, %	Масова частка, %	
				Fe _{общ}	SiO ₂
Серія досліджень А					
1	1,5	+1,0	24,2	68,2	1,2
		-1,0 +0,5	23,8	68,7	0,9
		-0,5 +0,25	16,5	68,8	0,7
		-0,25 +0,1	25,7	68,0	1,3
		-0,1	9,8	68,1	1,2
Разом			100	68,4	1,1

Продовження таблиці 2.6.

2	2,5	+1,0	30,2	68,2	1,2
		-1,0 +0,5	26,0	68,7	0,9
		-0,5 +0,25	16,2	68,9	0,6
		-0,25 +0,1	23,0	68,5	1,0
		-0,1	4,5	68,1	1,3
Разом			100	68,4	1,0
3	4,5	+1,0	29,0	68,6	0,9
		-1,0 +0,5	24,9	68,8	0,5
		-0,5 +0,25	14,2	69,1	0,3
		-0,25 +0,1	21,0	68,6	0,6
		-0,1	10,9	68,5	0,6
Разом			100	68,7	0,6
Серія досліджень Б					
1	1,5	+1,0	18,2	68,1	1,1
		-1,0 +0,5	21,8	68,7	0,8
		-0,5 +0,25	15,2	68,7	0,9
		-0,25 +0,1	22,3	68,4	1,0
		-0,1	22,5	68,2	1,2
Разом			100	68,4	1,0
2	2,5	+1,0	28,9	68,7	0,8
		-1,0 +0,5	14,2	68,9	0,5
		-0,5 +0,25	19,7	69,0	0,4
		-0,25 +0,1	24,4	68,5	0,9
		-0,1	12,8	68,4	1,0
Разом			100	68,7	0,7
3	4,5	+1,0	12,9	68,5	1,0
		-1,0 +0,5	21,9	68,8	0,5
		-0,5 +0,25	17,5	69,2	0,3
		-0,25 +0,1	29,8	68,7	0,5
		-0,1	17,9	68,2	1,2
Разом			100	68,7	0,6

Гранулометричний склад проб руди представлений табл. 2.7.

Таблиця 2.7. Гранулометричний склад проб руди

Клас крупності, мм	Вихід класу, %			
	Тиск струменя води, МПа			
	1,5	2,5	3,5	4,0
+1,0	18,2	28,9	30,0	30,3
-1,0 +0,5	21,8	14,2	24,3	26,0

-0,5 +0,25	15,2	19,7	13,7	16,2
-0,25 +0,1	22,3	24,4	23,8	23,0
-0,1	22,5	12,8	8,2	4,5
Середній діаметр шматка, мм	0,544	0,663	0,729	0,753

Відсотковий вміст виходу фракцій руди класу -0,1 +0,0 залежної від тиску водяних струменів і орієнтації щодо шаруватості рудного масиву представлено на рис. 2.9.

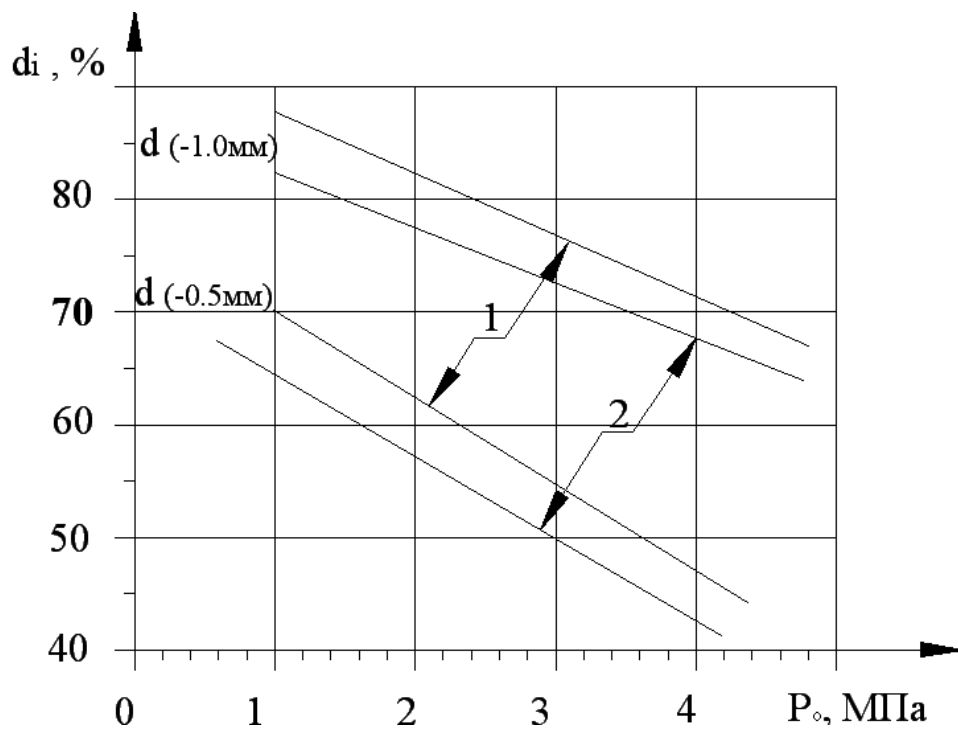


Рис. 2.9. Залежності виходу руди класів (-0,5 + 0,0 мм) і (-1,0 + 0,0 мм) від початкового тиску водяних струменів, спрямованих за шаруватістю (1) і навхрест шаруватості (2) рудного масиву

На рис. 2.10 представлено залежність питомої продуктивності гідромоніторного струменя від початкового тиску в насадці P_0 .

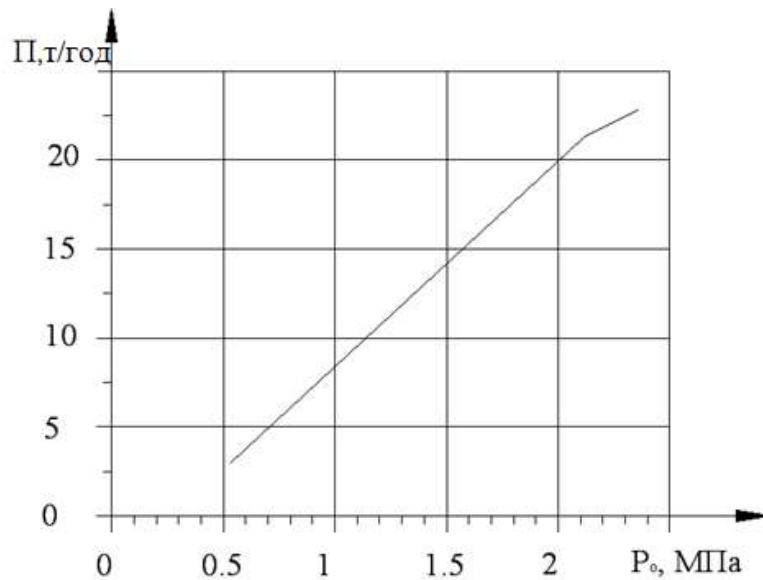


Рис. 2.10. Залежність продуктивності свердловинного гідромоніторного руйнування мартитових руд від початкового тиску в насадці діаметром 10–12 мм

У процесі дослідних робіт випробовувалася конструкція гідромоніторних оголовків, різні діаметри насадок, тиск робочої рідини, напрямок гідроруйнування руд відносно текстурно-структурних особливостей їхнього залягання. При цьому визначалася для різних режимів продуктивність гідроруйнування, питома витрата води, гранулометричний склад гідросуміші.

Продуктивність установки з гідроруйнування руди можна описати таким виразом:

$$\Pi = \left(\frac{32 \cdot d_0^2 \cdot \sqrt{P_0}}{q} \right) / \frac{t}{3600}, \text{ т/год} \quad (2.17)$$

де Π – продуктивність гідроустановки по руді, т/год;

d_0 – діаметри вихідного отвору гідроустановки, мм;

P_0 – початковий тиск струменя, МПа;

t – витрачений час на руйнування, сек;

q – питома витрати води, м³/т.

В результаті виконаних досліджень було встановлено, що продуктивність гідроруйнування пухких пористих мартитових руд міцністю $f < 2 - 4$ описується лінійним рівнянням і залежить від діаметра вихідного отвору гідроустановки,

початкового тиску струменя та питомих витрат води, витраченого часу на руйнування та при зміні робочого тиску рідини від 0,8 до 3,0 МПа складає 2,5–20 т/год., досягаючи максимальної продуктивності 20 т/год. при оптимальному робочому тиску 2 МПа.

Встановлено, що при зміні діаметра насадки в діапазоні від 3 до 10 мм, витрата води змінюється від 3 до 5 м³/год., тиск робочої рідини – від 0,8 до 5,0 МПа; продуктивність по вмісту твердих часток в пульпі складала 0,1-1,5 т/год., питома витрата води – 1,0-1,5 м³/т, вміст фракцій - 1 мм становить 60–80%.

2.4. Обробка результатів дослідження з визначення деформаційних характеристик мартитових руд

Перебіг експерименту та його результати наведено в табл. 2.8.

Таблиця 2.8. Умови проведення лабораторних експериментів з пухкою рудою та основні результати

Код зразка	Умови експерименту			Результати	
	Тиск рідини, Р _о , МПа	Повні вертикальні напруження, σ , МПа	Ефективні вертикальні напруження, ($\sigma - P_o$), МПа	Зсувне навантаження при зрізі, τ , МПа	Модуль Юнга, E, МПа
A1	2,0	7,0	5,0	3,0	0,31
A2	4,0	7,0	3,0	1,7	0,19
A3	6,0	7,0	1,0	1,0	0,13
A4	2,0	8,3	6,3	3,4	0,36
A5	4,0	8,5	4,5	2,5	0,29
A6	6,0	8,9	2,9	2,0	0,20
A7	2,0	12,8	10,8	5,3	0,40
A8	4,0	12,8	8,8	4,1	0,33
A9	6,0	12,5	6,5	3,0	0,19
A10	2,0	4,4	2,4	2,4	0,21
B1	2,0	7,0	5,0	3,0	0,23
B2	4,0	7,0	3,0	1,6	1,00
B3	6,0	7,5	1,5	1,0	0,24
B4	2,0	10,0	8,0	4,2	0,51
B5	4,0	10,0	6,0	3,1	0,40
B6	6,0	10,0	4,0	1,9	0,55
B7	2,0	13,0	11,0	5,2	0,38
B8	4,0	13,0	9,0	4,3	0,27
B9	6,0	13,0	7,0	2,9	0,25
B10	6,0	13,0	7,0	-	-

При винесенні результатів експериментів у графік у системі координат «Зсувне навантаження на зрізі (τ)» - «Ефективне напруження ($\sigma - P_0$)» виявилось, що всі точки розташовуються вздовж однієї загальної прямої (рис.2.11.,б).

Слід зазначити, що проведення експериментів при високому тиску дозволяє використовувати отримані значення C (0,5 МПа) тільки як параметра апроксимуючого рівняння (2.7), оскільки при малих тисках (до 0,5 МПа) цілком імовірно відхилення від прямої до нуля. Однак для умов проведення експериментальних робіт початкова ділянка кривої не має великого значення в силу високих значень напружень в умовах залягання пухких руд.

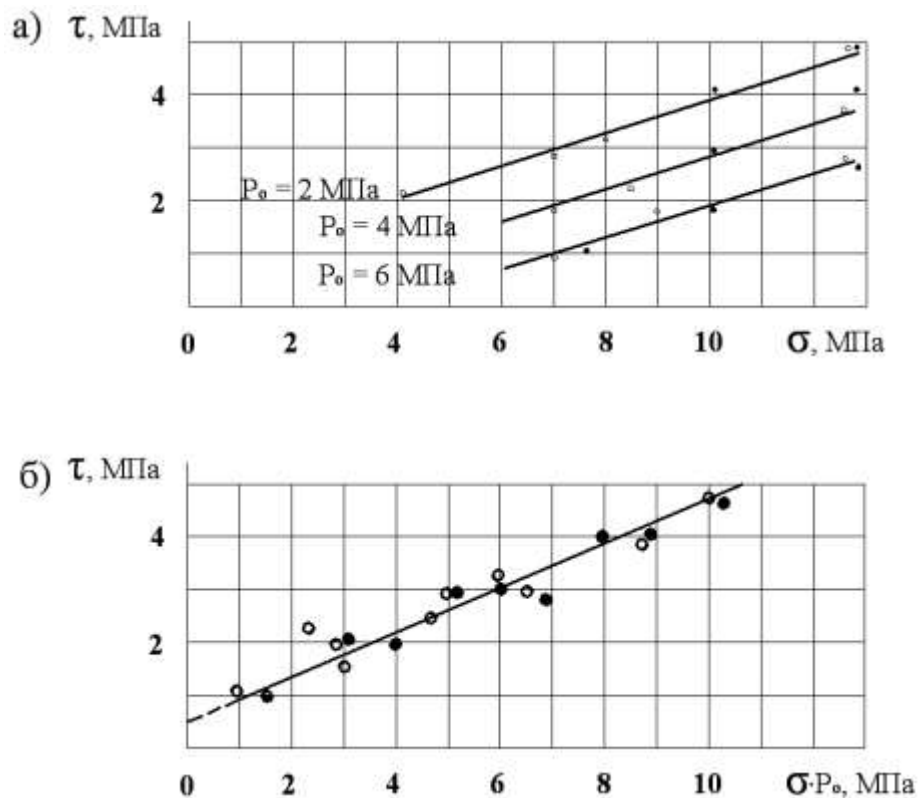


Рис. 2.11. Результати випробувань зразків пухких руд на прямий зріз з урахуванням тиску води: а - залежність зрізуючих напружень τ від повних вертикальних напружень; б - залежність зрізуючих напружень τ від вертикальних ефективних напружень ($\sigma - P_0$). Чорні точки відповідають зразками серії В (глибина відбору 490 м), білі-серії А (глибина відбору 578 м)

Також результати випробувань для руд, відібраних з різних горизонтів (білі та чорні точки на рис. 2.11), дозволяють говорити про ідентичність міцності пухких руд на різних горизонтах і в подальшому розглядати результати експериментів зразків серій А і В спільно. Значення φ для всіх випробуваних зразків згідно з рис.2.11 становить 24° .

Загалом результати експериментів показують значний вплив на руйнування пухких руд тиску рідини. Зокрема, нагнітання рідини в масив під надлишковим тиском розвантажує пухкі руди від нормальних напружень, полегшуючи руйнування масиву в результаті дії зсувних напружень на границях відкритих пустот у масиві.

Іншою важливою характеристикою пухких руд, що відіграє визначальну роль у прогнозі зсувів масиву, є модуль Юнга, який є коефіцієнтом пропорційності між деформаціями й напруженнями.

Типові криві "напруження - деформація" представлені в графічному вигляді на рис. 2.12. Усі графіки характеризуються крутою початковою ділянкою (пунктирна лінія на графіку, який відповідає значенню 2 МПа, що дорівнює модулю пружності води [107], і порівняно пологою рівною ділянкою, що характеризує здатність до стискання пухких руд. Аналіз даних свідчить про наявність деякого зростання модуля пружності пухких руд з підвищенням ефективних напружень, проте з достатньою точністю модуль Юнга може бути прийнятий 0,30 МПа. Отримані дані також показують, що зв'язок між деформаціями й напруженнями для пухких руд є лінійним у всьому діапазоні досліджених параметрів.

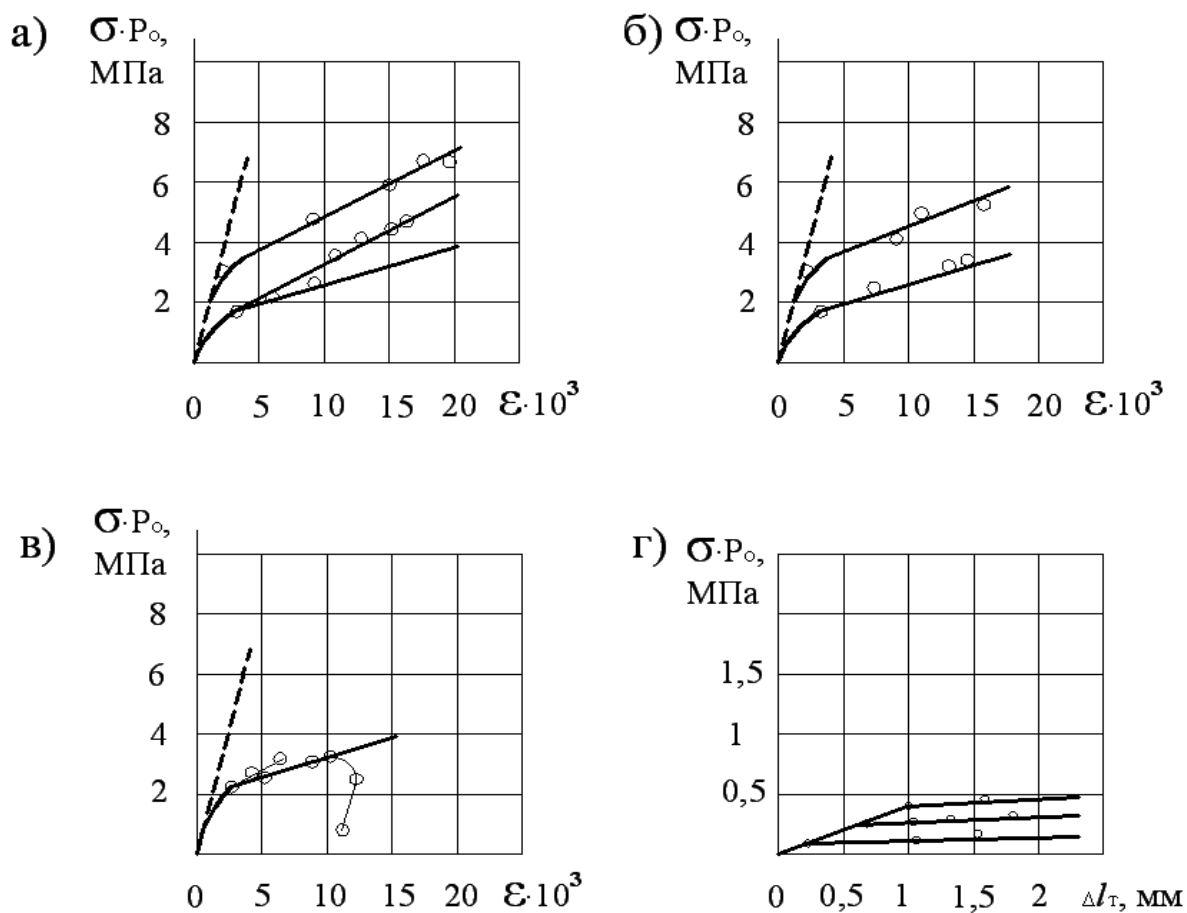


Рис. 2.12. Характер деформування пухких руд: а, б, в - графіки деформування пухких руд відповідно при $P_0 = 2, 4, 6$ МПа; г – графік залежності вертикальних зсувів від горизонтальних

При зменшенні ефективних напружень зразки проявляли досить незначне відновлення деформацій (графік зразка А9), яке відповідає відновленню пружною деформацією рідини, причому вказане явище зазначалося як при зменшенні ефективних напружень на зразку за рахунок зниження загального навантаження, так і за рахунок зростання тиску.

Експерименти по циклічності зміни ефективних вертикальних напружень у межах 0,5 – 2,0 МПа при загальному тиску до 8 МПа показали, що випробувані зразки практично не відновлюють деформації структури, але модуль Юнга незначно збільшується за рахунок більш щільної упаковки зерен. Ця зміна знаходиться в межах розкиду результатів випробувань різних зразків і не може враховуватися.

При проведенні зсуву зразків вертикальні деформації зростали протягом усього періоду зсуву. Типові криві взаємозв'язку вертикальних і горизонтальних переміщень наведено на рис. 2.12, г. Це свідчить про те, що мінеральні зерна руди на поверхні зсуву переподрібнюються та стискаються більш щільно.

Мінерало-структурний аналіз продуктів руйнування дозволяє визначити ступінь розкриття рудних мінералів, як загалом за продуктом руйнування, так і за окремими класами крупності.

Проби було відібрано з одного місця у вибоях ортів-заїздів 142 і 148 осей горизонту - 1240 м у період їхньої проходки по багатих мартитових рудах. Результати ситового й хімічного аналізів, класів крупності проб наведено в табл. 2.9., 2.10., 2.11.

Таблиця 2.9. Мінеральний склад окисленої залізної руди в масиві

Руда	Масова частка мінералів (М) і заліза (Fe), %													
	Магнетит		мартит-гематит		гідрооксид заліза		карбонати		силікати		кварц	апатити	сума	
	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	М	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	М	Fe
Похідна (керна)	0,22	0,16	92,7	64,9	1,95	1,17	0,77	0,04	2,02	0,91	1,6	0,095	100	67,2
Продукти гідроруйнування	0,41	0,30	93,6	65,6	3,3	2,0	0,24	0,039	1,0	0,41	1,4	0,11	100	68,3

Мартит є головним мінералом рудної маси як масиву, так і продуктів гідравлічного руйнування. Кварц є основним нерудним мінералом. Він містить основну масу нерудних частинок. Структура кварцу представлена переважно у вигляді окремих або групи зерен, зв'язки між якими частково послаблені внаслідок особливостей поєднання цих зерен на границі з мінералом мартиту. Спостерігається чітка залежність пористості рудної маси від ступеня її вилуговування. Карбонати (кальцит, доломіт, сидерит) утворюють окремі лінзоподібні вкраплення серед основної маси кварцу.

У результаті вивчення складу окисленої залізної руди встановлено, що загалом

руда має пухку структуру, що сприятливо позначається при її гідравлічній дезінтеграції та подальшому збагаченні.

Аналіз ситового складу руди, отриманої при гідравлічному руйнуванні й механічному подрібненні показує, що розподіл заліза за класами крупності в обох варіантах є аналогічним (табл. 2.10).

Таблиця 2.10. Ситовий склад і ступінь розкриття зерен окисленої залізної руди, підготовленої різними способами

Клас крупності, мм	Механічне подрібнення			Гідроруйнування		
	Вихід, %	Розкриття, %	Вміст Fe, %	Вихід, %	Розкриття, %	Вміст Fe, %
+2,0	3,0	0,0	63,8	2,8	0,0	68,0
-2,0+1,0	9,6	0,0	65,5	11,3	2,0	68,3
-1,0+0,5	13,7	3,0	68,0	16,8	5,0	68,8
0,5+0,25	13,0	8,0	66,7	14,8	10,0	67,8
0,25+0,1	3,3	50,0	67,3	26,5	96,0	68,9
0,1+0,074	14,8	60,0	68,6	12,7	100,0	67,2
0,074+0,044	6,3	85,0	67,7	7,0	100,0	67,9
-0,044	36,3	90,0	67,1	8,1	100,0	68,7
Разом	100	-	67,2	100		68,3

Згідно з даними таблиць, у класі крупності +2,0 мм фіксується різке зменшення масової частки заліза. В інших фракціях вміст загального заліза коливається в діапазоні 66,7–68,9%. Розподіл класів крупності суттєво відрізняється між двома методами руйнування руди. Наприклад, за першим методом частка класу -0,25 +0,1 мм становить 26,5%, тоді як при механічному подрібненні цей показник падає до 3,3%. Також вихід класу -0,044 мм за першим варіантом дорівнює 8,1%, а за другим — зростає до 36,3%. Така різниця пов'язана з надмірним подрібненням рудних мінералів під час механічної обробки, що зумовлено пористою структурою мартиту, схильного до руйнування.

Мікроскопічне вивчення продуктів ситового аналізу показало, що при гідравлічному руйнуванні досягається повне розкриття рудних частинок у класі

крупності менше 0,25 мм, у той же час за другим варіантом подрібнення гранична крупність становить 0,044 мм (рис. 2.13).

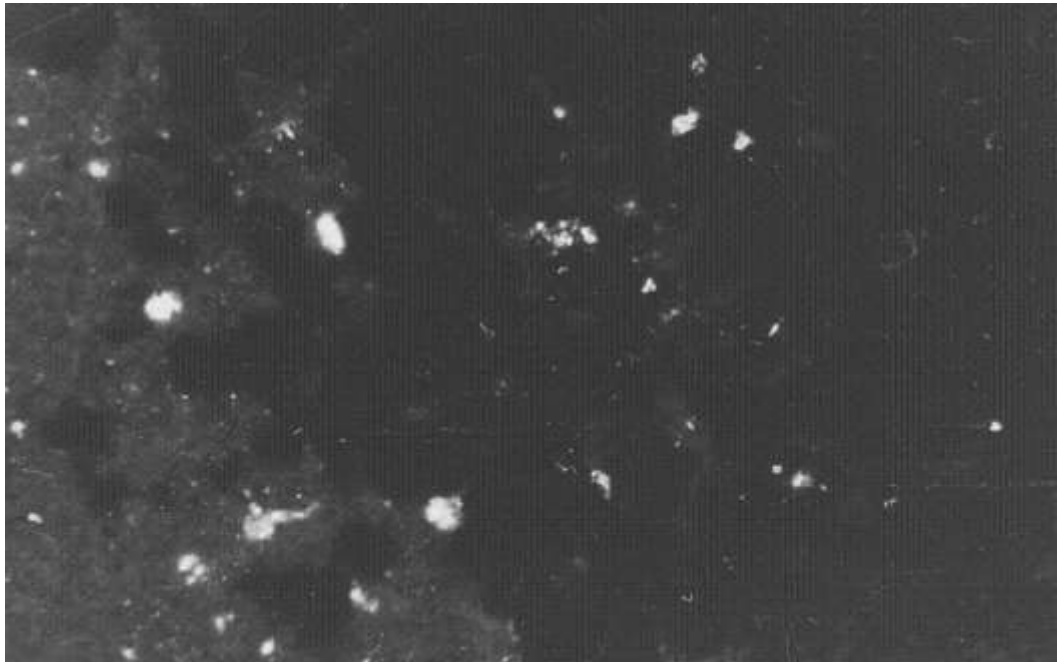


Рис. 2.13. Мікрофото структури окисленої залізної руди при її гідравлічному руйнуванні

Брикет. Світло проходить. Збільшення $\times 250$. Біле – кварц, темне – рудні вкраплення (мартит), сіре – пори й пустоти.

Виконані дослідження переконливо свідчать про можливість використання принципу ефективних напружень при аналізі міцності пухких руд і їх напруженого стану.

Таблиця 2.11. Результати аналізу хімічного складу фракцій мартитової руди при її гідроруйнуванні

Клас крупності, мм	Проба А-2			Проба А-4		
	Вихід, γ, %	Fe _{заг} , %	SiO ₂ , %	Вихід, γ, %	Fe _{заг} , %	SiO ₂ , %
-10,0 +2,0	44,0	66,8	3,0	45,0	67,4	2,6
-2,0 +1,0	18,2	66,8	2,9	10,2	68,1	1,8
-1,0 +0,5	12,2	66,5	3,1	10,9	68,3	1,7
-0,5 +0,25	8,0	67,1	2,5	7,2	68,1	1,7
-0,25 +0,1	5,7	68,4	1,7	9,0	68,8	1,2
-0,1 +0,074	2,1	68,2	1,7	4,8	66,1	3,3
-0,074 +0,044	1,2	67,8	2,1	2,8	66,4	3,2
- 0,044 +0	8,6	64,6	3,3	10,1	67,4	2,2
Разом	100	66,7	2,87	100	67,66	2,24

Таблиця 2.12. Результати аналізу хімічного складу фракцій мартитової руди бурових шлаків при бурінні сведловин

Клас крупності, мм	Проба А-1				Проба А-3			
	Вихід, γ, %	Fe _{заг} , %	SiO ₂ , %	Ступінь розкриття, %	Вихід, γ, %	Fe _{заг} , %	SiO ₂ , %	Ступінь розкриття, %
-10,0 +2,0	6,7	66,8	2,8	-	10,8	69,0	0,8	-
-2,0 +1,0	4,3	67,3	2,0	-	14,0	68,6	1,3	-
-1,0 +0,5	12,5	68,5	1,6	-	18,6	68,5	1,5	-
-0,5 +0,25	14,5	68,7	1,5	-	12,4	68,2	1,7	-
-0,25 +0,1	21,6	68,5	1,6	5	14,6	69,1	0,7	3
-0,1 +0,074	11,2	68,6	1,4	20	8,0	64,8	3,4	20
-0,074 +0,044	7,0	68,1	1,5	46	4,0	68,8	1,1	40
- 0,044 +0	22,2	69,0	0,9	60	17,6	67,8	2,0	67
Разом	100	68,46	1,5		100	68,21	1,53	

Встановлено, що в усьому діапазоні зміни експериментальних параметрів крива може бути апроксимована прямою лінією виду:

$$\tau = C + \tan \varphi (\sigma - P_0) \text{ МПа,} \quad (2.18)$$

де τ – величина зрізуючих напружень, МПа;

C – фізична величина зчеплення (затиснення) пухкої руди, МПа;

φ – кут внутрішнього тертя, град;

σ – повні вертикальні напруження, МПа;

P_0 – ефективні вертикальні напруження, МПа.

Отже, у результаті виконаних досліджень було доведено перше наукове положення, а саме: «Відбійка пухких залізних руд низької міцності при їх гідравлічному руйнуванні при нагнітанні рідини в масив під надлишковим тиском 2 МПа розвантажує структуру пухких руд від нормальних напружень, сприяє високоефективній відбійці масиву в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень, що сприяє утворенню відкритих очисних міні пустот у рудному масиві та дозволяє досягти зниження питомих витрат води на руйнування масиву до 3,4-5,2 м³ на 1 т руди».

Зв'язок між деформаціями й напруженнями для пухких руд є лінійним у всьому діапазоні.

Слід зазначити, що проведення експериментів при високому тиску дозволяє використовувати отримані значення C (0,5 МПа) тільки як параметр апроксимуючого рівняння (2.7), оскільки при малих тисках (до 0,5 МПа) цілком імовірно відхилення. Однак для умов проведення експериментальних робіт початкова ділянка кривої не має великого значення в силу високих значень напружень в умовах залягання пухких руд. Також результати випробувань для руд, відібраних з різних горизонтів (білі та чорні точки на рис. 2.6), дозволяє говорити про ідентичність міцності пухких руд на різних горизонтах і в подальшому розглядати результати експериментів зразків серій А і В спільно. Значення φ для всіх випробуваних зразків згідно з рис.3.6 становить 24°.

Висновок по розділу 2

У другому розділі висвітлені основні методики та шляхи протікання експерименту з гідроруйнування масиву, визначення необхідних залежностей. Запропоновано установки, а також визначено основні напрямки проведення експерименту та орієнтовні результати. Запропоновано дослідити на ефективність спосіб випуску руд в умовах обводнення.

Виконано аналіз досліджень з випробувань принципової можливості гідромоніторної свердловинної відбійки багатих сортів мартитових руд низької міцності та встановлено основні гірничо-геологічні характеристики й техніко-технологічні параметри, що забезпечують процес керованого руйнування. Результати аналізу і розрахунків:

1. Масиви багатой мартитової руди з пористістю від 28 до 35% і межею міцності від 1,6 до 4,8 МПа ефективно руйнуються при середньому осьовому тиску води в струмені від 0,35 до 1,1 МПа.
2. При цьому на контакті з рудою тиск повинен бути не меншим від 0,22 до 0,28 МПа (середнє значення 0,25 МПа) від межі міцності зразків руди на одновісне стискання.
3. Питома витрата води на руйнування 1 т руди становить, відповідно, 3,4-5,2 м³/год.
4. Середня продуктивність руйнування високоякісних мартитових руд струменями з початковим діаметром від 3,5 до 6,0 мм і початковим тиском 1,0-4,5 МПа становить 0,5-1,1 т/год.
5. Середнє питоме руйнування руди робочою площею струменя становить 2000-6000 т/год·м².

Наукова новизна отриманих результатів полягає в тому що:

- уперше встановлено залежність виходу фракційного матеріалу при руйнуванні руд водяними струменями від взаємного розташування оголовка гідромонітора до шаруватості рудного масиву;

– набули подальший розвиток теоретичні основи визначення параметрів гідромеханізації на підземних підприємствах, визначено продуктивність гідромонітора при руйнуванні пухких руд струменями води під тиском та встановлено залежності розвантаження структуру пухких руд від нормальних напружень в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень;

Сформовано перше наукове положення, а саме «Відбійка пухких залізних руд при низькій міцності їх гідравлічному руйнуванні при нагнітанні рідини в масив під надлишковим тиском 2 МПа розвантажує структуру пухких руд від нормальних напружень, сприяє високоефективній відбійці масиву в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень, що сприяє утворенню відкритих очисних міні пустот у рудному масиві та дозволяє досягти зниження питомих витрат води на руйнування масиву до 3,4-5,2 м³ на 1 т руди»

Загалом результати експериментів показують вирішальний вплив початкового тиску та шаруватості на руйнування пухких руд водою. Зокрема, нагнітання рідини в масив під надлишковим тиском розвантажує структуру пухких руд від нормальних напружень, полегшуючи руйнування масиву в результаті дії зсувних напружень. Цей процес реалізується на границях відкритих пустот у масиві.

Іншою важливою характеристикою пухких руд, що відіграє визначальну роль у прогнозі зсувів масиву, є модуль Юнга, який є коефіцієнтом пропорційності між деформаціями й напруженнями. Результати по розділу опубліковано в працях [101,102].

РОЗДІЛ 3

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ОБВОДНЕНOSTІ ГІРСЬКОГО МАСИВУ НА ЕФЕКТИВНІСТЬ ПРОЦЕСІВ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ РОБІТ

3.1. Методика проведення досліджень з випуску руди

Дослідження планується виконувати моделюванням через один випускний отвір. Моделювання випуску руди виконували багато вчених: Г.М Малахов, О.Я Хівренко, М.І. Ступнік, В.О. Калініченко, В.М. Тарасютін., О.Є. Хоменко, А.В. Косенко, [104-124]. Тому для проведення експериментів була обрана методика акад. Г.М. Малахова з фіксованим гранулометричним складом, але з додатковим дослідженням впливу на даний процес ступеня насичення руди водою.

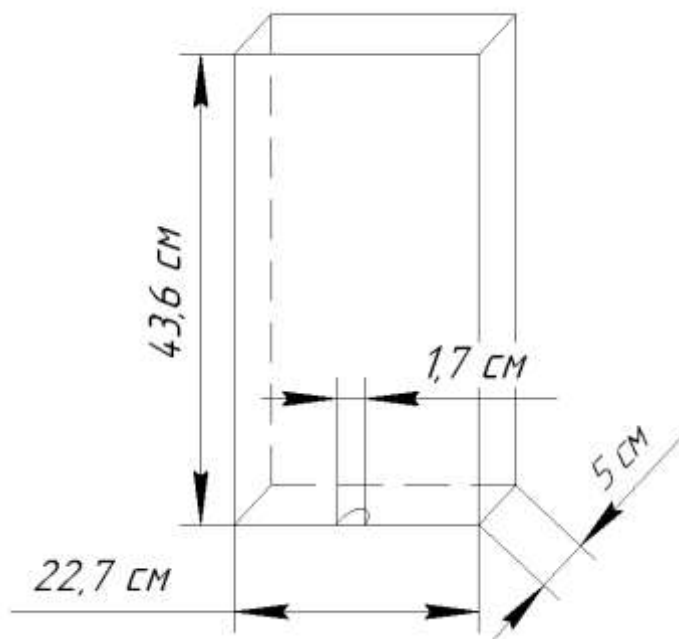


Рис. 3.1. Схематичне зображення моделі для випуску руди.

Запропонована модель є конструкцією з дерев'яними бічними і задньою стінками та прозорою передньою (скло з нанесеною координатною сіткою

розмірами 5x5 см). Випускний отвір має радіус 1,7 см. Макет виконано в масштабі 1:100.

Як матеріал було обрано подрібнену гематит-мартитова руду. Для розсіювання руди було використано сита з такими параметрами:

- 1) 7 – 5 мм;
- 2) 5 – 3 мм;
- 3) 3 – 2 мм;
- 4) 2 – 1 мм;
- 5) 1 – 0,5 мм;
- 6) 0,5 – 0,3 мм.

Для досліджень було обрано фракції: 7 – 5 мм; 5 – 3 мм; 3 – 2 мм; 2 – 1 мм.

Висота засипання моделі становила 40 см (рис.3.2), що в натурних умовах відповідає висоті 40 м. Встановлено, що для засипання моделі на вказану висоту необхідно використати 8520 г сухої (5% вологості) просіяної руди. Гранулометричний склад вказано в табл 3.1.



Рис. 3.2. Загальний вигляд завантаженої рудою моделі

Таблиця 3.1. Гранулометричний склад сухого рудного матеріалу I

Фракція (мм)	7-5	5-3	3-2	2-1	Σ
Вага (г)	2970	4700	425	425	8520
Відсоток (%)	34,86	55,16	4,99	4,99	100

Моделювання випуску руди в умовах обводнення родовищ на матеріалах аналогічних натуральним, викликає деякі складності. Оскільки процес насичення руди водою є неоднорідним і має у своєму складі дуже багато змінних властивостей, які мають суттєвий вплив на фізико-механічні характеристики руд під час випуску, та сипкі властивості руди.

Рудна фракція була змочена водою до необхідного стану. Необхідно було збільшити масу руди шляхом її змочування. Для змочування використовувався водяний зрошувач.

Насичення рудної маси водою – це сформоване поняття, яке характеризується масовою часткою води у рудному матеріалі. Результат буде у відсотках і відображає ступінь насичення руди водою. У вигляді формули його можна виразити формулою 3.1:

$$H_p = \frac{M_b - M_c}{M_c} * 100 \%, \quad (3.1)$$

де H_p – насичення руди водою (вологість), %;

M_c – маса сухої руди, г;

M_b – маса вологої руди, г.

Для досліджень руда поступово змочувалася та ретельно перемішувалася, доки на вагах не була зафіксована необхідна маса. Розрахункова маса руди при насиченні водою в 0,5% складає 8560 г.

Розрахунок необхідного збільшення ваги рудної маси за рахунок її намокання виконувався зі зміненої формули (3.1), де M_b виступало як невідоме значення. Формула (3.2) має такий вигляд:

$$M_b = M_c * \left(1 + \frac{H_p}{100}\right) (\text{г}), \quad (3.2)$$

де H_p – 0,5%;

M_c – 8520 (г).

Підставивши значення у формулу (2.7) отримуємо:

$$M_b = 8520 * (1 + \frac{0,5}{100}) = 8562 \text{ (г)},$$

де M_b – 8562 (г).

Необхідно змочувати руду, доки на вагах не буде досягнута відмітка в 8560 г, оскільки ваги мають похибку ± 5 г.

При виконанні серії досліджень за вищепропонованою методикою планується визначити залежності впливу насичення руди водою на формування втрат у гребенях і загальні показники випуску. Є припущення, що залежно від насичення водою фізико-механічні показники руди змінюються. Випуск руди в таких умовах, навіть на макеті, виконаному в масштабі 1:100, є ускладненим. Тому методика буде вдосконалюватися задля досягнення найбільшої відповідності результатів до реальних умов. Також планується провести додаткові дослідження для визначення показників видобування руди при обраному варіанті випуску та системи розробки.

Наступний етап – це зміна гранулометричного складу сипкого матеріалу з метою дослідження якості подрібнення руди в умовах зміни обводнення родовища. Пропонується така зміна гранулометричного складу (табл. 3.2.).

Таблиця 3.2. Змінений гранулометричний склад сухого рудного матеріалу II

Фракція (мм)	7-5	5-3	3-2	2-1	Σ
Вага (г)	2885	4785	425	425	8520
Відсоток (%)	33,86	56,16	4,99	4,99	100
Змінений гранулометричний склад сухого рудного матеріалу III					
Фракція (мм)	7-5	5-3	3-2	2-1	Σ
Вага (г)	2800	4870	425	425	8520
Відсоток (%)	32,86	57,16	4,99	4,99	100
Змінений гранулометричний склад сухого рудного матеріалу IV					
Фракція (мм)	7-5	5-3	3-2	2-1	Σ
Вага (г)	2714	4955	425	425	8520
Відсоток (%)	31,86	58,16	4,99	4,99	100

Змінений гранулометричний склад сухого рудного матеріалу V					
Фракція (мм)	7-5	5-3	3-2	2-1	Σ
Вага (г)	2629	5040	425	425	8520
Відсоток (%)	30,86	59,16	4,99	4,99	100
Змінений гранулометричний склад сухого рудного матеріалу VI					
Фракція (мм)	7-5	5-3	3-2	2-1	Σ
Вага (г)	2544	5126	425	425	8520
Відсоток (%)	29,86	60,16	4,99	4,99	100

Під час досліджень змінювали питому частку фракцій 7-5 мм та 5-3 мм, які найбільш суттєво впливають на процес випуску насиченою водою рудної маси.

3.2. Дослідження впливу ступеня обводнення відбитої руди на процес її випуску з очисних блоків

На першому етапі (I) в першій серії досліджень суху руду відібраного гранулометричного складу (табл. 3.1) було засипано на висоту шару 40 см. При цьому було знову взято ту ж саму руду тієї ж маси та фракційного складу, але після насичення водою на 0,5%. Загальний об'єм руди збільшився. Висота при цьому становила 42 см. Оскільки модель має ширину 5 см, довжину 22,7 см, то визначити, наскільки руда додала в об'ємі, стає можливим. Різниця об'ємів сухої руди до вологої, помноженої на 100% і буде відображати збільшення її об'єму, що характеризується формулою 3.3:

$$v_p = \frac{V_b - V_c}{V_c} * 100, \quad (3.3)$$

де v_p – відсоток збільшення займаного рудою об'єму в блоці;

V_c – об'єм сухої руди;

V_b – об'єм мокрої руди.

Об'єм розраховується за формулою:

$$V = h \cdot l \cdot m, (\text{см}^3), \quad (3.4)$$

де h – висота рудного шару, см; l – довжина рудного шару, см; m – ширина (потужність) рудного шару, см.

Підставивши значення у формулу 3.4. отримуємо:

$$V_c = 40 \cdot 22,7 \cdot 5 = 4540 \text{ см}^3;$$

$$V_b = 42 \cdot 22,7 \cdot 5 = 4767 \text{ см}^3.$$

Визначивши об'єми, підставляємо значення у формулу 3.1:

$$v_p = \frac{V_b - V_c}{V_c} \cdot 100 = \frac{4767 - 4540}{4540} \cdot 100 = 5 \, \%.$$

Руда збільшилася в об'ємі при насиченні водою з 0,5% на 5%.

Далі здійснювався повний випуск із моделі, доки руда випускається самопливно. З моделі було випущено 3900 г руди. Сформовано гребені (висотою 18 см і 16,9 см відповідно) навколо дучки, що дає можливість визначити кут випуску, який склав 68%.

Кут руху руди при цьому випуску становив $68-70^\circ$, що на $3-5^\circ$ більше, ніж при випуску сухої рудної маси.

Таблиця 3.3. Результати випуску руди з моделі. Насиченість руди водою 5,5%

Друга серія досліджень. Насиченість водою 5.5%. Вага матеріалу 8560 г		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	42	0,49
10	71	0,83
15	104	1,21
20	150	1,75
25	354	4,13
40	1910	22,31
Повний випуск	6158	71,95
Разом	8069	94,26
Втрати	491,3	5,74

За результатами випуску руди при її насиченні водою в 5,5% бачимо, що втрати збільшилися порівняно із випуском сухого матеріалу з 4,5% до 5,64% внаслідок збільшення кутів випуску руди та погіршення її сипких властивостей при такому гранскладі.

Третя серія досліджень виконувалась при збільшенні насичення водою рудної маси ще на 1%. Для розрахунку необхідної кількості змоченої рудної маси використовуємо формулу 3.2.

Для третьої серії досліджень рудну фракцію було знову просіяно й набрано гранулометричний склад у такому співвідношенні, як і в першому (контрольному) експерименті.



Рис.3.3. Просушена рудна фракція для третьої серії досліджень

Розрахункова маса руди при насиченні водою на 1% складає 8610 г.

Розрахунок виконувався згідно перетворення формули 3.1

$$M_b = M_c \cdot \frac{H_p}{100} + M_c \text{ (г)}, \quad (3.2)$$

де H_p – 1%;

M_c – 8520 г.

Підставивши значення у формулу 3.1, отримуємо:

$$M_b = 8520 \cdot \frac{1}{100} + 8520 = 8610 \text{ (г)},$$

де M_b – 8610 г.

Необхідно змочувати руду, доки на вагах не буде досягнуто відмітки в 8610 г, оскільки ваги мають похибку ± 5 г (рис. 3.4).



Рис. 3.4. Заміри ваги вологої рудної маси 6%.

Після необхідних операцій модель було завантажено. Як маркер використовувалася крейда білого кольору, яка позначала шари, аналогічно до попередніх досліджень. Після засипання руди в модель спостерігали збільшення її об'єму, як і в попередньому дослідженні. Висота при цьому становила 43 см (рис. 3.5).



Рис. 3.5. Третя серія досліджень. Насиченість водою 6%. Модель під час випуску

Різниця об'ємів сухої руди до вологої, помноженої на 100%, і буде відображати збільшення її об'єму, що характеризується формулою 3.3:

$$v_p = \frac{V_b - V_c}{V_c} \cdot 100 \quad (3.3)$$

де v_p – відсоток збільшення займаного рудою об'єму в блоці;

V_c – об'єм сухої руди;

V_b – об'єм мокрої руди.

Об'єм розраховується стандартною формулою: – висота помножена на ширину та на довжину (3.4):

$$V = h \cdot l \cdot m, \quad (3.4)$$

де h – висота рудного шару, см; l – довжина рудного шару, см; m – ширина (потужність) рудного шару, см.

Підставивши значення у формулу 3.3, отримуємо:

$$V_c = 40 \cdot 22,7 \cdot 5 = 4540 \text{ см}^3;$$

$$V_b = 43 \cdot 22,7 \cdot 5 = 4880,5 \text{ см}^3.$$

Визначивши об'єми підставляємо значення у формулу 3.3:

$$v_p = \frac{V_b - V_c}{V_c} \cdot 100 = \frac{4880,5 - 4540}{4540} \cdot 100 = 7,5 \, \%.$$

Руда збільшилася в об'ємі при насиченні водою в 1% на 7,5%.

Таблиця 3.4. Результати досліджень випуску руди з моделі. Насиченість руди водою 6%

Третя серія досліджень . Насиченість водою 6%. Вага матеріалу 8610 г		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	40	0,46
10	88	1,02
15	102	1,18
20	149	1,73
25	255	2,96
40	1860	21,6
Повний випуск	6201	72,03

Продовження таблиці 3.2.

Разом	8061	93,63
Втрати	548	6,37

За результатами випуску руди при її насиченні водою 6% видно, що втрати з до 6,37% внаслідок збільшення кутів випуску руди та погіршення її сипких властивостей при такому гранскладі.

Четверта серія досліджень виконувалася при насиченні рудної маси водою на 7%. Було взято фракцію з контрольного першого тесту (табл. 3.1). Руду було заново просіяно та висушено. Контрольні заміри вказано на рис.3.6.

Розрахункова маса руди при насиченні водою на 2% становить 8690 г.

$H_p - 2\%$;

$M_c - 8520$ г.

Підставивши значення у формулу 3.3 отримуємо:

$$M_b = 8520 \cdot \frac{2}{100} + 8520 = 8690 \text{ г.}$$

де $M_b - 8690$ г.

Необхідно змочувати руду, доки на вагах не буде досягнуто відмітку в 8690 г, оскільки ваги мають похибку ± 5 г (рис. 3.6).



Рис. 3.6. Заміри вологої рудної маси 7%

Після засипання руди в модель спостерігали збільшення її об'єму, як і в попередньому дослідженні. Висота при цьому становила 43,6 см (рис. 3.7).



Рис. 3.7. Четверта серія досліджень. Насиченість водою 7%. Модель під час випуску

Підставивши значення у формулу 3.4 отримуємо:

$$V_c = 40 \cdot 22,7 \cdot 5 = 4540 \text{ см}^3;$$

$$V_b = 43,6 \cdot 22,7 \cdot 5 = 4948,6 \text{ см}^3.$$

Визначивши об'єми, підставляємо значення у формулу 3.3:

$$v_p = \frac{V_b - V_c}{V_c} \cdot 100 = \frac{4948,6 - 4540}{4540} \cdot 100 = 9 \text{ \%}.$$

Руда збільшилася в об'ємі при насиченні водою 7% на 9%.

Далі з моделі випускалася рудна маса, доки вона не переставала випускатися з отвору. У процесі дослідження з моделі було випущено 3120 г рудної маси. Було відмічені основні параметри сформованої воронки. Кути руху руди при цьому становили 73-74°. Висота гребенів становила 21,3 см та 23,9 см.

Результати виконаних досліджень занесено до таблиці 3.5.

Таблиця 3.5. Результати випуску руди з моделі. Насиченість руди водою 7%

Четверта серія досліджень . Насиченість водою 7%. Вага матеріалу 8690 г.		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	29	0,33
10	226	2,6
15	199	2,29
20	160	1,84
25	420	4,83
40	1810	20,83
Повний випуск	6219	71,57
Разом	8029	92,4
Втрати	658	7,58

На підставі виконаних досліджень є можливість вивести закономірності та графіки залежностей процесів, які проходять під час випуску обводненої рудної маси.

Основні величини й показники, за яким будуть будуватися графіки залежностей, занесені до таблиці 3.6.

Таблиця. 3.6. Зведені результати за дослідженнями

Насичення водою %	Висота гребенів (середнє значення)	Кут руху руди (град)	Втрати руди, %
5	16,8	65	4,5
5,5	17,5	68	5,64
6	19,8	70	6,37
7	22,6	74-73	7,58

На підставі виконаних досліджень є можливість вивести закономірності та графіки залежностей процесів, які проходять під час випуску обводненої рудної маси.

Основні величини й показники, за якими будуть будуватися графіки залежностей, приведені в табл. 3.7.

Таблиця. 3.7. Зведені результати за дослідженнями.

Перша серія досліджень (контрольна). Відсоток вмісту фракції 5-3мм – 55,16%			
Насичення водою (Н _р ,%)	Висота утворення гребенів (см)	Кут руху руди (град.)	Втрати (В,%)
5	16,8	65	4,5
5,5	17,5	68	5,64
6	19,8	70	6,37
7	22,6	74-73	7,58
Друга серія досліджень. Відсоток вмісту фракції 5-3мм – 56,16%			
Насичення водою (Н _р ,%)	Висота утворення гребенів (см)	Кут руху руди (град.)	Втрати (В,%)
5	16,8	65	4,5
5,5	17,3	67	5,64
6	19,3	69	6,11
7	22	73-74	7,38
Третя серія досліджень. Відсоток вмісту фракції 5-3мм – 57,16%			
Насичення водою (Н _р ,%)	Висота утворення гребенів (см)	Кут руху руди (град.)	Втрати (В,%)
5	16,8	65	4,5
5,5	17,2	67	5,5
6	19,1	68-69	6
7	21,7	72	7,2
Четверта серія досліджень. Відсоток вмісту фракції 5-3мм – 58,16%			
Насичення водою (Н _р ,%)	Висота утворення гребенів (см)	Кут руху руди (град.)	Втрати (В,%)
5	16,8	65	4,5
5.5	17,1	67	5,36
6	18,9	68	5,89
7	21,5	71	7,06
П'ята серія досліджень. Відсоток вмісту фракції 5-3мм – 59,16%			

Насичення водою (H_p ,%)	Висота утворення гребенів (см)	Кут руху руди (град.)	Втрати (B ,%)
5	16,8	65	4,5
5,5	17	66-67	5,27
6	18,7	68	5,75
7	21,3	70	6,97
Шоста серія досліджень (контрольна). Відсоток вмісту фракції 5-3мм – 60,16%			
Насичення водою (H_p ,%)	Висота утворення гребенів (см)	Кут руху руди (град.)	Втрати (B ,%)
5	16,8	65	4,5
5,5	17	66-67	5,17
6	18,5	68	5,68
7	21	70	6,92

На підставі даних таблиці були побудовані графіки залежностей параметрів випуску насиченої водою руди. На рис. 3.8 зображено графік залежності висоти гребенів навколо випускного отвору залежно від насичення руди водою.

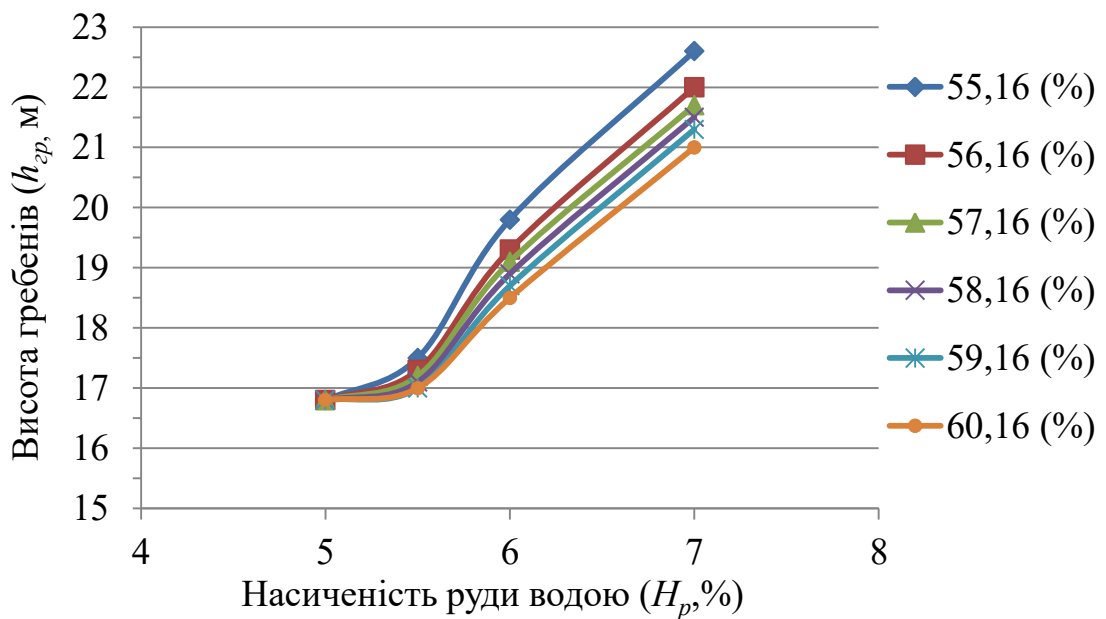


Рис. 3.8. Висота утворення гребенів від насичення руди водою та зміни основного фракційного складу 5-3мм

Як видно з графіку висота гребенів зростає зі збільшенням насичення руди водою. Висоту гребенів можна зменшити за рахунок покращення подрібнення та збільшення питомої ваги кусків руди кондиційного розміру.

На рис. 3.9. зображено графік залежності кута випуску руди від її насичення водою.

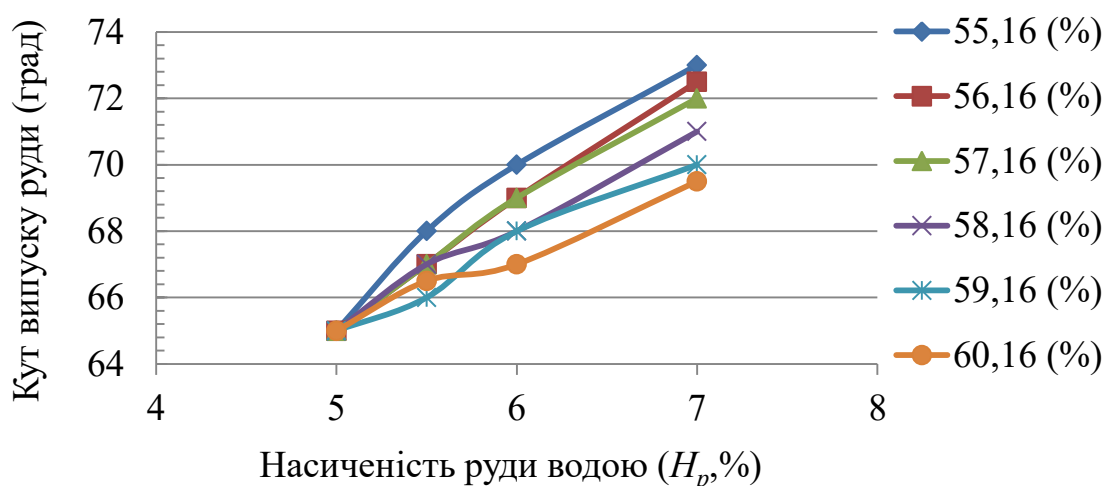


Рис. 3.9. Графік залежності кута випуску руди від насичення руди водою

Цей графік характеризує негативні зміни в такому важливому параметрі при випуску руди з очисного простору, як кут випуску руди. Графіки мають перетин, що вказує на деяку похибку результатів. При 5% обводнення руди кут її випуску є в межах норми і становить 65 градусів, але зі збільшенням насичення руди водою цей кут стрімко зростає, що негативно впливає на рівень вилучення руди внаслідок збільшення втрат руди у гребенях.

Припускається, що висота гребенів при досягненні певних значень обводнення руди вже не буде змінювати свою висоту, тому що 9% насичення водою є критичним.

Налипання дрібних частинок призводить до зниження сипких властивостей руди, процес злежування в такому разі проходить набагато швидше. Це дає змогу

прогнозування збільшення втрат відбитої руди в камері під часу процесу випуску, якщо гірничотехнологічні умови змушують вести випуск насиченої водою руди.

Втрати руди під час випуску зображено на рис. 3.10.

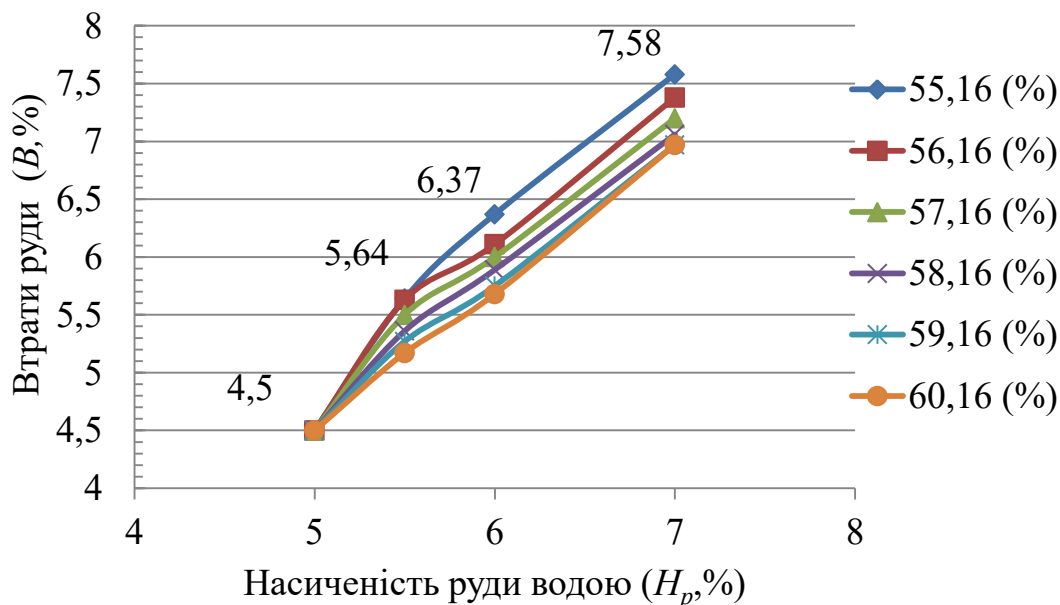


Рис 3.10. Графік залежності втрат руди при випуску від насичення руди водою та зміни основного фракційного складу 5–3мм

Як бачимо із графіка, насиченість водою має суттєвий негативний наслідок на кількість видобутої рудної маси. Це пов'язано з тим, що від обводнення руда змінює свої текучі властивості й кути випуску. Це призводить до утворення «мертвих» зон навколо випускного отвору, які характеризуються висотою гребенів. Установлено залежність втрат від насичення руди водою (рис.3.16). Також одним із основних впливів обводнення руди є збільшення її фізичного об'єму та зменшення власної об'ємної ваги за рахунок змішування фракції з водою.

Це відображається в проявах зависань, оскільки руда переміщається менш рівномірно та збільшується кількість зависань. Як було при дослідженнях з 6% та 7% вологості, найважче почати випуск зволоженої маси, оскільки відразу йде утворення «штоку» та з'являється необхідність ліквідовувати його вибухівкою, що є небезпечно. Поява штоків на початку випуску руди із блока може бути проявом

того, що руду насичено водою і тому необхідно швидко привести її до руху, поки вона під дією своєї збільшеної ваги не почала злежуватися. Графік залежності збільшення об'єму руди від насичення водою зображено на рис. 3.11.

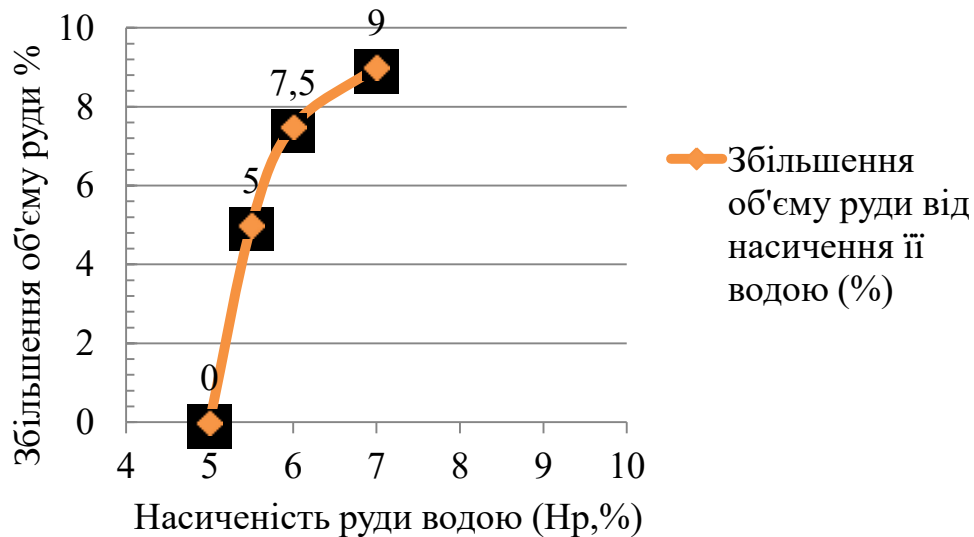


Рис. 3.11. – Графік залежності збільшення об'єму руди (%) від її насичення водою (Нр,%)

Також пропонується для коригування рівня втрат обводненої рудної маси додатковий поправочний коефіцієнт.

Коефіцієнт було виведено на підставі виконаних досліджень та графіка (рис. 3.9).

Формула (3.5) розрахунку коефіцієнт промислових втрат рудника (шахти) [129]:

$$k_{\pi} = k_{\pi\pi} + k_{\text{вп}} \quad (3.5)$$

де: k_{π} – коефіцієнт загальних втрат руди;

k_{π} – коефіцієнт вторинних втрат руди;

Пропонується враховувати при розробці покладів багатих залізних руд в умовах обводнення саму насиченість руди водою.

Коефіцієнт буде виведено на основі втрат. За абсолютний нуль взято втрати при 5% насичення водою, а саме 4,5%. Цей показник буде взятий як 100%, тобто

скоригований нормативний рівень втрат (інструкції). За допомогою формули 3.2 дізнаємося, на скільки відсотків втрати обводненої руди вищі від втрат сухої руди. Ця різниця буде переведена в частки одиниці й додано до формули 3.3:

$$K_{B.B} = \frac{B_{B1...n}}{B_H} \quad (3.6)$$

де $K_{B.B}$ – поправочний коефіцієнт на втрати руди від її насичення водою, частки один.;

B_H – базові (нормативні) втрати руди, %;

B_B – втрати при випуску насиченої водою рудної маси, %;

З даних розділів 2 і 3 маємо такі значення:

$B_H = 4,5\%$; $B_{B1} = 5,64\%$; $B_{B2} = 26,3\%$; $B_{B3} = 31,3\%$.

Підставляємо значення у формулу 3.6:

$$K_{B.B1} = \frac{5,64}{4,5} = 1,27$$

$$K_{B.B2} = \frac{6,37}{4,5} = 1,41$$

$$K_{B.B3} = \frac{7,58}{4,5} = 1,68$$

Дані занесено до таблиці 3.8.

Таблиця 3.8. Значення поправочного коефіцієнта втрат від насичення руди водою

Насиченість руди водою H_p , %	5	5,5	6	7
Поправочний коефіцієнт втрат, $K_{B.B}$	1	1,27	1,41	1,68

Далі змінюємо формулу 3.1 й отримуємо її у наступному вигляді:

$$k_{\Pi} = k_{\Pi\Pi} + k_{B\Pi} \cdot K_{B.B} \quad (3.7)$$

де: k_{Π} – коефіцієнт загальних втрат руди;

k_{Π} – коефіцієнт вторинних втрат руди;

$K_{\text{в.в.}}$ – коефіцієнт втрат руди залежно від її насичення водою.

Наведемо приклад використання поправочного коефіцієнта насичення руди водою (формула 3.7).

Цей коефіцієнт і дана методика розрахунку дає змогу враховувати втрати, які спричиняє або спричинить обводнення родовища та випуск обводненої рудної маси.

Зміна гранулометричного складу руди дозволила спостерігати зміни коефіцієнта розпушення за умов насиченості рудної маси водою, що дозволило покращити видобування руди із блоку. Зміну коефіцієнта розпушення визначається з максимальної висоти засипання моделі, оскільки за шириною та глибиною модель має статичні значення формули (3.8) для визначення коефіцієнта розпушення:

$$K_{\text{pi}} = V_c/V_d, \quad (3.8)$$

де K_{pi} – коефіцієнт розпушення;

V_d – об'єм руди в непорушеному стані;

V_{bi} – об'єм руди в моделі.

Об'єм руди в непорушеному стані, тобто до подрібнення визначається за формулою 3.9

$$V_d = m \cdot H_d \cdot l, \quad (3.9)$$

де m – глибина експериментальної моделі;

H_d – висота рудного шару в непорушеному стані;

l – ширина експериментальної моделі;

З формули 3.8 не відомо H_d . Значення висоти шару непорушеного масиву знаходимо з маси сухого (5%) рудного матеріалу.

В експерименті використовувалася гематит-мартитова подрібнена руда з об'ємною вагою $3,3 \text{ т/м}^3$. Тому, використавши формула 3.10:

$$H_d = \left(\frac{M_c}{\gamma} \right) / (l \cdot m). \quad (3.10)$$

Підставивши значення H_d у формулу 3.8, отримаємо таку формулу 3.11:

$$V_d = \frac{M_c}{\gamma}. \quad (3.11)$$

Визначення об'єму непорушеного масиву дозволяє розрахувати коефіцієнт розпушення за формулою 3.6. Використавши формулу 3.11, отримаємо формулу 3.12

$$K_{pi} = \frac{V_{bi} \gamma}{M_c} \quad (3.12)$$

Для зручності розрахунків зведемо дані експериментів за висотою шару руди в таблицю 3.9.

Таблиця 3.9. Висота шару засипаної моделі в залежності від насиченості водою та фракції

			Вміст фракції 5-3мм (%)					
Насиченість водою (%)		Висота шару руди в моделі H _d (см)	55,16	56,16	57,16	58,16	59,16	60,16
	5		40	40,1	40,21	40,23	40,35	40,39
	5.5		42	42,15	42,3	42,4	42,5	42,54
	6		43	43,2	43,4	43,5	43,59	43,7
	7		43.6	43,7	43,8	43,9	44	44,1

Визначення коефіцієнта розпушення в умовах експерименту дозволить відстежити залежності втрат від обводненості та фракційного складу відбитої руди, що, в свою чергу, дасть змогу рекомендувати оптимальні розміри середнього шматка при відбійці багатих залізних руд в умовах обводнення родовищ.

Розрахуємо коефіцієнт розпушення за формулою 3.12. Для зручності розрахунки будуть поділятися на 6 груп за кількістю серій експериментів.

I група (контрольна):

$$K_{p.k1}^I = 4540 / \left(5 \cdot \left(\frac{\left(\frac{8520}{3,3} \right)}{(22,7 \cdot 5)} \right) \cdot 22,7 \right) = 1,75;$$

$$K_{p.k2}^I = 4767 / (2581) = 1,84;$$

$$K_{p.k3}^I = 4880,5 / (2581) = 1,88;$$

$$K_{p.k4}^I = 4948,6 / (2581) = 1,91.$$

II група:

$$K_{p2}^{II} = 4784 / (2581) = 1,85;$$

$$K_{p3}^{II} = 4903,2/(2581) = 1,89;$$

$$K_{p4}^{II} = 4960/(2581) = 1,92.$$

III група:

$$K_{p2}^{III} = 4801/(2581) = 1,86;$$

$$K_{p3}^{III} = 4926/(2581) = 1,90;$$

$$K_{p4}^{III} = 4971/(2581) = 1,925.$$

IV група:

$$K_{p2}^{IV} = 4812,4/(2581) = 1,864;$$

$$K_{p3}^{IV} = 4937,25/(2581) = 1,91;$$

$$K_{p4}^{IV} = 4982,6/(2581) = 1,93.$$

V група:

$$K_{p2}^V = 4824/(2581) = 1,869;$$

$$K_{p3}^V = 4947/(2581) = 1,916;$$

$$K_{p4}^V = 4994/(2581) = 1,934.$$

VI група:

$$K_{p2}^{VI} = 4828/(2581) = 1,87;$$

$$K_{p3}^{VI} = 4960/(2581) = 1,92;$$

$$K_{p4}^{VI} = 5005/(2581) = 1,94.$$

У результаті обчислень виявлено, що зміна фракційного складу впливає на коефіцієнт розпушення та об'єм рудної маси в моделі при її подальшому обводненні.

Для зручності проведення подальших обчислень зведемо отримані дані в таблицю 3.10.

Таблиця 3.10. Показники коефіцієнта розпушення руди від її фракційного складу та ступеня обводнення

Насиченість водою (Нр,%)		Коефіцієнт розпушення K_p	Вміст фракції 5–3мм (%)					
			55,16	56,16	57,16	58,16	59,16	60,16
	5		1,75	1,754	1,76	1,762	1,765	1,75
	5.5		1,84	1,85	1,86	1,864	1,869	1,87
	6		1,88	1,899	1,90	1,91	1,916	1,92
	7		1,91	1,92	1,925	1,93	1,934	1,94

Маючи експериментальні дані початкового експерименту і розраховані коефіцієнти втрат руди та спостерігаючи тенденцію їх зменшення при випуску за рахунок зміни гранулометричного складу й розрахованого коефіцієнта розпушення, можемо розрахувати рівень втрат корисної копалини залежно від обводненості та бажаного коефіцієнта розпушення. Додавши зміни до формули 3.5, отримуємо формулу:

$$K_{в.в.кор.i} = \left(\frac{B_{в1...n}}{B_n} \right) - \left(\sqrt{1 - \frac{K_{p,k i}}{K_{p,i}^i}} \right) \quad (3.13)$$

Розрахуємо поправочний коефіцієнт рівня втрат корисної копалини при зміні коефіцієнту розпушення. Перша серія досліджень виступає як контрольна група показника розпушення і для неї втрати приймаємо за одиницю.

II Група:

$$K_{в.в.кор.1} = 1,27 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,84}{1,85}} \right) = 1,20 ;$$

$$K_{в.в.кор.2} = 1,41 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,88}{1,899}} \right) = 1,31 ;$$

$$K_{в.в.кор.3} = 1,68 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,91}{1,92}} \right) = 1,607 .$$

III Група:

$$K_{в.в.кор.1} = 1,27 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,84}{1,86}} \right) = 1,166 ;$$

$$K_{в.в.кор.2} = 1,41 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,88}{1,90}} \right) = 1,3 ;$$

$$K_{\text{в.в.кор.3}} = 1,68 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,91}{1,925}} \right) = 1,591.$$

IV Група:

$$K_{\text{в.в.кор.1}} = 1,27 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,84}{1,864}} \right) = 1,156;$$

$$K_{\text{в.в.кор.2}} = 1,41 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,88}{1,91}} \right) = 1,285 ;$$

$$K_{\text{в.в.кор.3}} = 1,68 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,91}{1,93}} \right) = 1,578 .$$

V Група:

$$K_{\text{в.в.кор.1}} = 1,27 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,84}{1,869}} \right) = 1,145 ;$$

$$K_{\text{в.в.кор.2}} = 1,41 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,88}{1,916}} \right) = 1,272 ;$$

$$K_{\text{в.в.кор.3}} = 1,68 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,91}{1,934}} \right) = 1,568 .$$

VI Група:

$$K_{\text{в.в.кор.1}} = 1,27 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,84}{1,87}} \right) = 1,143 ;$$

$$K_{\text{в.в.кор.2}} = 1,41 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,88}{1,92}} \right) = 1,265 ;$$

$$K_{\text{в.в.кор.3}} = 1,68 - \left(\sqrt{1 - \frac{1,91}{1,94}} \right) = 1,555 .$$

Для зручності побудови номограми для визначення значення поправочного коефіцієнта втрат зводимо отримані дані в таблицю 3.11.

Таблиця 3.11. Розрахований поправочний коефіцієнт втрат руди залежно від її розпушення та насичення водою

Насиченість водою (Н _р ,%)		Поправковий коефіцієнт К _{в.в.кор}	Вміст фракції 5–3мм (%)					
			55,16	56,16	57,16	58,16	59,16	60,16
	5		1	1	1	1	1	1
	5,5		1,27	1,20	1,166	1,156	1,145	1,143
	6		1,41	1,31	1,3	1,285	1,272	1,265
	7		1,68	1,607	1,591	1,578	1,568	1,555

Отримані значення поправочного коефіцієнта дають змогу теоретично розрахувати та порівняти рівень втрат, який визначається за пропонованою формулою і рівень та отриманими в результаті моделювання процесу випуску насиченою водою руди (таблиця 3.12).

Розрахунок втрат виконується за формулою 3.14.

$$V_{\text{кор.і}} f(N_p) = V \cdot K_{\text{в.в.кор 1...n}} f(N_p) \quad (3.14)$$

Таблиця 3.12. Порівняльна таблиця результатів досліджень

Перша серія досліджень (контрольна). Відсоток вмісту фракції 5–3мм – 55,16%			
Насичення водою (Н _р ,%)	Розбіжність (Δ, %)	Розраховані втрати (V _{кор.і} , %)	Експериментальні втрати (V _{екс.} , %)
5	0	4,5	4,5
5,5	0	5,64	5,64
6	0	6,37	6,37
7	0	7,58	7,58
Друга серія досліджень. Відсоток вмісту фракції 5–3мм – 56,16%			
Насичення водою (Н _р ,%)	Розбіжність (Δ, %)	Розраховані втрати (V _{кор.і} , %)	Експериментальні втрати (V _{екс.} , %)
5	0	4,5	4,5
5,5	4,38	5,39	5,64
6	3,49	5,89	6,11
7	1,84	7,24	7,38

Третя серія досліджень. Відсоток вмісту фракції 5–3мм – 57,16%			
Насичення водою (Нр,%)	Розбіжність (Δ , %)	Розраховані втрати ($B_{\text{кор.і}}$, %)	Експериментальні втрати ($B_{\text{екс.}}$, %)
5	0	4,5	4,5
5,5	4,8	5,23	5,5
6	2,66	5,84	6
7	0,63	7,15	7,2
Четверта серія досліджень (контрольна). Відсоток вмісту фракції 5–3мм – 58,16%			
Насичення водою %	Розбіжність	Розраховані втрати	Експериментальні втрати ($B_{\text{екс.}}$, %)
5	0	4,5	4,5
5,5	3,5	5,17	5,36
6	2	5,77	5,89
7	0,4	7,03	7,06
П'ята серія досліджень (контрольна). Відсоток вмісту фракції 5–3мм – 59,16%			
Насичення водою (Нр,%)	Розбіжність (Δ , %)	Розраховані втрати ($B_{\text{кор.і}}$, %)	Експериментальні втрати ($B_{\text{екс.}}$, %)
5	0	4,5	4,5
5,5	2,4	5,14	5,27
6	0,5	5,71	5,75
7	1,1	6,89	6,97
Шоста серія досліджень (контрольна). Відсоток вмісту фракції 5–3мм – 60,16%			
Насичення водою (Нр,%)	Розбіжність (Δ , %)	Розраховані втрати ($B_{\text{кор.і}}$, %)	Експериментальні втрати ($B_{\text{екс.}}$, %)
5	0	4,5	4,5
5,5	1,21	5,1	5,17
6	0,1	5,67	5,68
7	1,45	6,81	6,92

Можна зробити висновок, що теоретично розраховані втрати корисної копалини збігаються з результатами, отриманими на практиці з похибкою від 0,1 до 4,8%.

У результаті виконаних досліджень і розрахунків було доведено, що зміна фракційного складу й коефіцієнта розпушення в значній мірі впливає на процес випуску обводненої руди й дозволяє дещо зменшити рівень її втрат. Був запропонований поправочний коефіцієнт втрат руди залежно від насичення водою $K_{\text{в.в.кор}}$ і встановлені його значення.

Маємо приклад використання коефіцієнта насичення руди водою (формула 3.7).

Цей коефіцієнт і ця методика розрахунку дає змогу враховувати втрати, які спричиняє або спричинить обводнення покладу та випуск обводненої рудної маси, як додаткові до вторинних втрат. Використовуємо отриманий коефіцієнт у формулу розрахунку коефіцієнта загальних промислових втрат руди [129] отримуємо формулу 3.15

$$k_{\Pi} = k_{\Pi\Pi} + k_{\text{вп}} \cdot K_{\text{в.в.кор}} \quad (3.15)$$

Де: k_{Π} – коефіцієнт загальних втрат руди; $k_{\Pi\Pi}$ – коефіцієнт первинних втрат руди k_{Π} – коефіцієнт вторинних втрат руди; $K_{\text{в.в.кор}}$ – коефіцієнт втрат руд залежно від насичення водою.

Висновок по розділу 3

Виконана серія досліджень в умовах обводнення родовищ дає змогу оцінити рівень втрат корисної копалини при випуску насиченої водою руди. Зміна гранулометричного складу дала покращення показників вилучення руди, тому можна говорити про можливість керування процесом випуску насичених водою руд. У свою чергу занадто насичена водою руда (9%) у лабораторних умовах вже не підлягає випуску, тому в цьому дослідженні межа насиченості руди водою становить 7%. Це дає змогу вивести залежності втрат та простежити основні зміни параметрів випуску:

1. Встановлено залежності видобування руди від насичення руди водою.
2. Виведено основні параметри, на які впливає обводнення родовищ.

3. Визначено вплив коефіцієнта розпушення на процес випуску обводненої рудної маси.

4. Розроблено методики розрахунку та прогнозування втрат руди від її гранулометричного складу та ступеня насичення водою.

5. Уперше доведено в лабораторних умовах, що можна покращити випуск обводненої рудної за рахунок керування гранулометричним складом обваленої рудної маси.

6. Запропонована удосконалена методика розрахунку коефіцієнта загальних промислових втрат руди шляхом використання додаткового поправочного коефіцієнта, який враховує гранулометричний склад руди та її насичення водою.

Наукова новизна отриманих результатів полягає в тому що:

- уперше визначено залежність зміни величини втрат обводненої руди під час випуску від зміни її фракційного складу;

- набула подальший розвиток теорія випуску обводнених руд – показники втрат при випуску відбитої і насиченої водою руди залежать від її фракційного складу й коефіцієнта розпушення і при насиченні водою на 5, 5,5, 6, 7% та зміні вмісту фракційного складу 5-3мм з 55,16 % до 60,16%, який знаходиться в квадратичній залежності від коефіцієнта розпушення та використовується як поправочний коефіцієнт рівня втрат відбитої руди по системі розробці з гідровідбійкою залізних руд.

Доведено друге наукове положення, а саме «показники втрат при випуску відбитої руди, насиченої водою, залежать від її фракційного складу й коефіцієнта розпушення і при насиченні водою 5, 5.5, 6, 7 %, та зміні вмісту фракційного складу 5-3мм з 55,16 % до 60,16% дозволяють зменшити втрати відбитої руди з 4,5, 5,64, 6,37, 7,58% до 4,5, 5,17, 5,68, 6,92 % відповідно і знаходяться в квадратичній залежності від коефіцієнта розпушення, який використовується як поправочний коефіцієнт рівня втрат відбитої руди по системі розробці з гідровідбійкою залізних руд».

Результати досліджень опубліковані в працях [125 – 127].

РОЗДІЛ 4

УДОСКОНАЛЕННЯ СИСТЕМИ РОЗРОБКИ ДЛЯ ВІДПРАЦЮВАННЯ БАГАТИХ ЗАЛІЗНИХ РУД В УМОВАХ ОБВОДНЕННЯ РОДОВИЩ

4.1. Підготовка блока (панелі), як додатковий захід захисту від водоприпливу

Дренаж використовується тільки при обмежених об'ємах води, яка буде отримана в процесі реалізації даного заходу. Допускається скид води у спеціальні накопичувачі та її використання для зворотного промислового водозабезпечення. Можливості дренажу розширюються при високому ступені розбавлення забрудненої води природньою водою [101].

Обмеження застосування дренажу визначається такими недоліками цього способу:

- 1) високими експлуатаційними затратами на тривале відкачування води;
- 2) можливим різким збільшенням об'ємів відкачуваних забруднених вод за рахунок зростання градієнтів на ділянках між дренажем і джерелом забруднення підземних вод, а також додатковим використанням у водообороті незабруднених вод, які змішуються при відкачуванні із забрудненими водами: альтернатива – селективне відкачування більш ніж на одному рівні.

Переваги:

- 1) висока мобільність;
- 2) відносно невеликі затрати на застосування дренажної системи ;
- 3) висока технічна ефективність.

Тому основна мета – адаптувати альтернативні технології осушення та збереження виробок при відпрацюванні рудних покладів на основі зарубіжних результатів їхнього використання для умов Криворізького залізорудного басейну; розробити рекомендації при веденні робіт у блоках з підвищеним ризиком раптового викиду води.

На підставі зарубіжного досвіду було запропоновано один із варіантів попереднього захисту блоку (панелі) від раптового потрапляння води у виймальний

блок (панель) методом попереднього зміцнення масиву. Запропонований варіант зображено на рис. 4.1

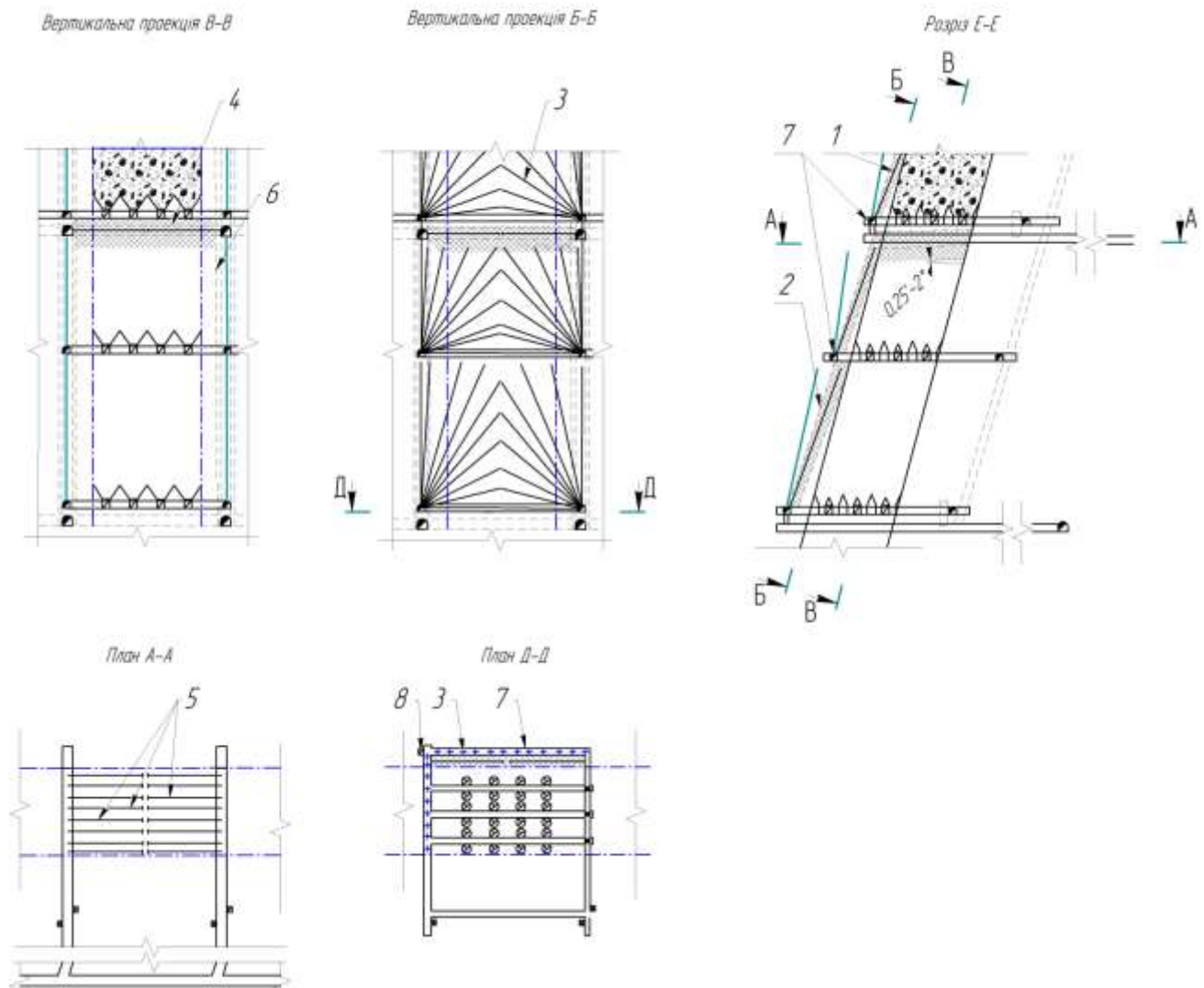


Рис. 4.1. Запропонований варіант захисту панелі від вторинного обводнення шляхом штучного зміцнення масиву висячого боку та стелини при підповерхово-камерній системі

1. Дренажна свердловина.
2. Зміцнений масив шляхом задування свердловин твердіючим розчином.
3. Свердловини для закачування розчину у висячий бік.
4. Посилена стелина.
5. Свердловини для закачування розчину в стелину.

6. Камера.

7. Водовідвідний-вентиляційний штрек

Даним способом пропонуємо зміцнити породи висячого боку, а також стелини для запобігання потрапляння води в очисний простір. В теорії зміцнення допоможе зменшити кількість води, яка безпосередньо просочується через породи висячого боку та стелини. Вода, яку не захоплять дренажні свердловини (1), буде відбиватися від захисного екрана (2), та повертатися на дренаж (1), стікати у виробку (3) та перепускатися на інші горизонти для подальшого водовідведення.

Захисна стелина пройдена під кутом 0,25-2 градусів відносно висячого боку, що дає змогу воді з вище лежачих горизонтів «стікати» по стелині на висячий бік (2), а відкотна виробка разом із приймальним горизонтом використовується для водозбору. Звідти вода потрапляє на дренаж (1).

Як один із варіантів, вищевикладений спосіб застосовується лише для відпрацювання рудних покладів в умовах недостатньої стійкості порід висячого боку, що дає змогу завдяки зміцненню масиву зменшити вірогідність привішування породи під час випуску зі сторони висячого боку.

Пропонується застосовувати спосіб підготовки блоку з попередніми парними дренажними свердловинами. Цей спосіб відрізняється від вищевикладеного тим, що водовідливний фронт, розташовано дещо далі. Перший ряд свердловин більше не слугує для закачування твердіючого розчину, а створює додаткову зону для водовідведення. Цей спосіб зображено на рис. 4.2.

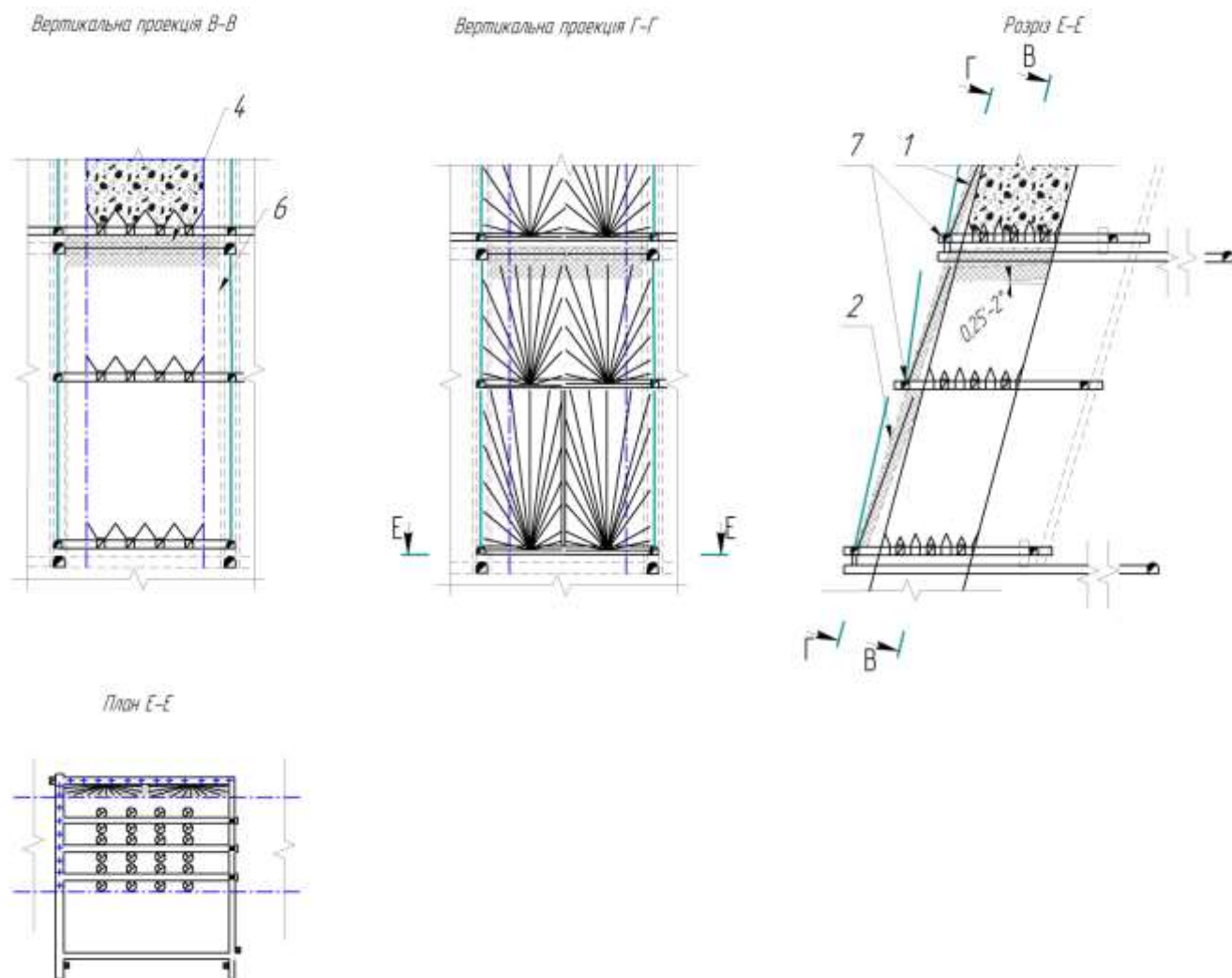


Рис 4.2. Варіант захисту панелі від вторинного обводнення шляхом додаткового розбурювання висячого боку та стелини при підповерхово-камерній системі.

Основною умовою застосування даних способів є висока концентрація підземних шахтних вод на горизонті. Ці переважні способи підготовки блоків і панелей, дають змогу збільшити час на стабільне відпрацювання панелі. Водоприплив, який здебільшого приурочений до висячого боку, уловлюється водозахисними свердловинами, з подальшим скиданням води на нижчележачий горизонт. Розрахунковим методом було встановлено залежність для визначення оптимальної кількості водозахисних свердловин, яку можна визначити за формулою:

$$q = [2\pi Dk (h_2 - h_1)] / \ln R_1, \quad (4.1)$$

де: q – швидкість відкачування;

k – водопроникність свердловини (для свердловин діаметром 0,065 м приймаємо 23-24 л/год. за даними шахти «Ювілейна» станом на 2017 рік);

D – товщина водоносного горизонту, м;

R_1 – відстань між основною водознижувальною свердловиною до водоскидної свердловини, (3-5 м). Схему зображено на рис. 4.3;

l – довжина свердловини, м;

n – кількість свердловин

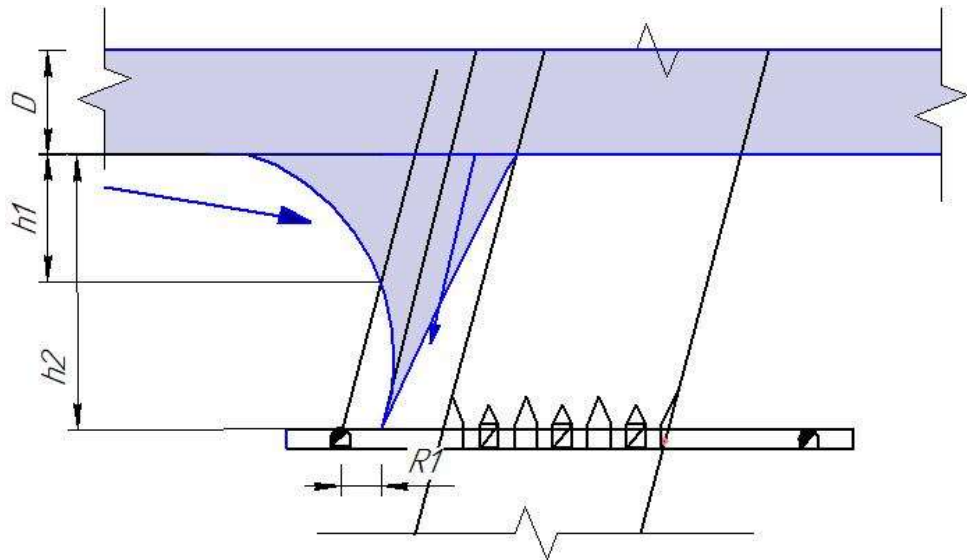


Рис. 4.3. Орієнтовна схема розрахунку дебіту по спарених свердловинах

$$q = [2 \cdot 3.14 \cdot 10 \cdot 23 (30 - 15)] / 1.1 = 21 \text{ л/год.}$$

Це значення є орієнтовним для однієї свердловини в підземних умовах. Нижче побудовано графіки залежностей швидкості відкачування води q від відстані між первинними (рис.4.6) і скидними свердловинами на відстані R_1 та діаметром свердловини.

При $R_1=4$:

$$q = [2 \cdot 3.14 \cdot 10 \cdot 23 (30 - 15)] / 1.39 = 15,6 \text{ л/год.}$$

При $R_1=5$:

$$q = [2 \cdot 3 \cdot 14 \cdot 10 \cdot 23 (30-15)] / 1.61 = 13,45 \text{ л/год.}$$

При $R_1=6$;

$$q = [2 \cdot 3 \cdot 14 \cdot 10 \cdot 23 (30-15)] / 1.1 = 12,1 \text{ л/год.}$$

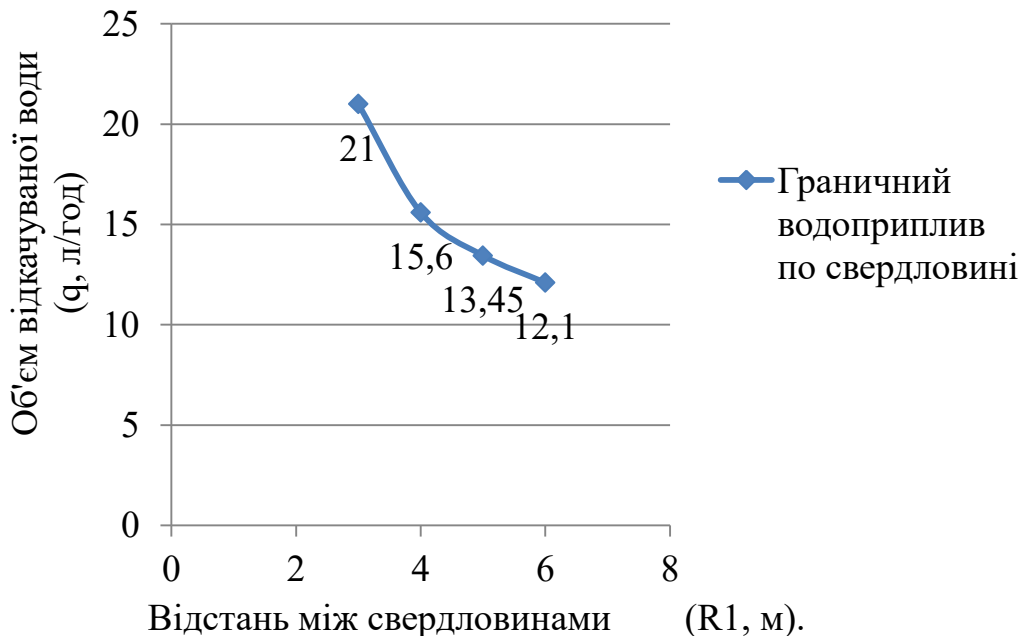


Рис.4.4. Граничний водоприплив по свердловині

Залежність від діаметра свердловини. При $D=105\text{мм}$ математичним способом визначаємо максимальний дебіт по свердловині - 27,57 л/год.:

$$q = [2 \cdot 3 \cdot 14 \cdot 10 \cdot 32,2 (30-15)] / 1.1 = 27,57 \text{ л/год.}$$

При $R=45\text{мм}$ математичним способом визначаємо максимальний дебіт по свердловині, який складає 15,8 л/год.

Схема підготовки блоку.

За безціликовою схемою підготовки й нарізки блоки відпрацьовуються панелями зі зміщенням горизонту випуску й доставки руди на половину висоти підповерху. За цією схемою підготовки й нарізки блоків із штрековим розміщенням виробок випуску й доставки руди зникають недоліки, які є в схемі підготовки з розміщенням виробок випуску й доставки на одному рівні. При цьому зникає необхідність залишати міжпанельні тимчасові цілики, які доводиться

відпрацьовувати у другу чергу в складних гірничотехнічних умовах із великими втратами та засміченням руди. При використанні безціликової схеми відпрацювання блоків зменшується об'єм проходки рудоперепускних підняттяєвих, так як один підняттяєвий забезпечує скреперування руди із доставних штреків, які розміщуються у двох-трьох панелях. Ця схема забезпечує простий перехід до доставки руди на підповерху з акумуляцією руди по господарчому орту в тому разі, коли проходка рудоперепускних підняттяєвих не має сенсу. Схему було обрано, адже вона має такі переваги:

1. Відсутність тимчасових міжпанельних ціликів.
2. Збереження приймальних горизонтів від руйнування, так як вони розташовані за зоною прояву гірського тиску.
3. Використання господарчих та вентиляційних ортів, відпрацьованих панелей першої черги для розбурювання масиву руди, призначеного для відпрацювання у другу чергу.
4. Зниження рівня затрат на підтримку виробок приймального горизонту завдяки різкому скороченню робіт з їх перекріплення.
5. Зниження рівня втрат та засмічення руди.

4.2. Утворення компенсаційного простору технологією гідроруйнування масиву

Розроблено технологічні схеми відпрацювання запасів маломіцних залізних руд способом комбінування буровибухових робіт та свердловинною гідротехнологією з потужних плаstopодібних покладів.

За прототип було взято варіант системи підповерхового обвалення з застосуванням свердловинного гідромоніторного руйнування, яка розроблена Ю.А. Монастирським [118].

При підготовці підповерхів до очисного виймання в багатій частині масиву руд відзначається інтенсивний винос із дренажних свердловин значних обсягів порошкоподібного рудного матеріалу, який дає підстави говорити про принципову

можливість примусового гідравлічного руйнування й переміщення по бурових свердловинах руд зазначеного типу.

Поклад "Основний 95" у підповерххах 1195–1240 м відпрацьований системою підповерхового обвалення з почерговою відбійкою руди вертикальними віялами глибоких свердловин на похилий компенсаційний простір.

Підготовка та нарізка блоків включає проведення нарізних виробок загальною довжиною 700...900 м. Параметри перерізів виробок: господарчих $2,8 \times 2,5$ м, вентиляційних горизонтальних $1,6 \times 1,8$ м, бурових 3×3 м, рудоперепускних $1,5 \times 1,5$ м, компенсаційних 3×2 м, ходових підняттяєвих $1,5 \times 1,5$ м. Витрати підготовчо-нарізних виробок становили від 3,5 до 6 м/1000 т руди.

Одним із шляхів усунення зазначених недоліків є створення в панелі комплексу відокремлених і, відповідно, стійких циліндричних компенсаційних просторів (рис. 4.5).

Нарізка блоку починається з проведення системи горизонтальних виробок, пройдених зі зворотним ухилом від рудоспусків з метою збору води й подальшого її перепуску на нижній горизонт вбік вентиляційних виробок, які використовуються як водозбірник, що усуває можливість потрапляння технологічної води в рудоперепускний підняттяєвий. З виробок скреперування через 5 м проводять парні ніші, які слугують для утворення відокремлених компенсаційних камер і розбурювання рудного масиву комплектами глибоких свердловин.

Компенсаційні камери діаметром до 5 м утворюють свердловинним гідромоніторним руйнуванням рудного масиву з технологічних свердловин, пробурених із ніш горизонту доставки. Допускається попереднє послаблення масиву навколо технологічної свердловини способом комуфлетного підривання для створення додаткової тріщинуватості. Відбита струменем води руда у вигляді пульпи направляється для зневоднення й доставки до місця навантаження в транспортні засоби, а відокремлену воду спрямовують у відстійник-освітлювач, звідки подається насосами для повторного використання в процесі гідроруйнування. Одночасно з гідроруйнуванням із сусідніх ніш бурять вертикальні свердловини діаметром 100-105 мм. Після утворення компенсаційних камер свердловини заряджають і

одночасно з розворотом випускних воронки підбивають. Обвалену руду випускають на виробки скреперування й доставляють скреперною установкою у рудоспуск.

Параметри компенсаційних просторів, утворених за допомогою різних технологій залежно від місця їхнього віддалення від висячого боку, наведено в табл. 4.1.

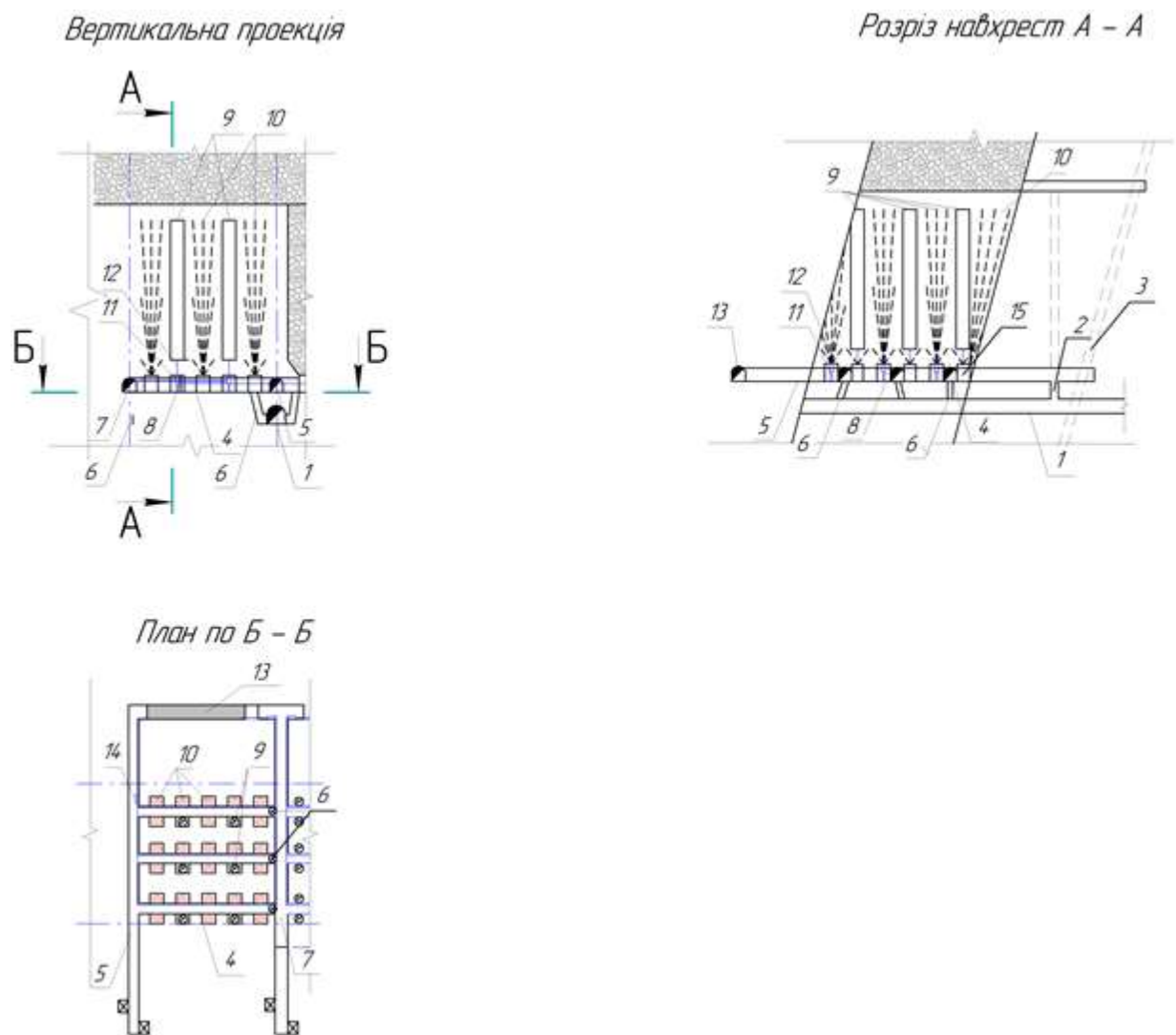


Рис. 4.5. Технологічна схема з утворенням системи відокремлених компенсаційних просторів свердловинної гідротехнології з подальшим відбиванням рудного масиву глибокими вибуховими свердловинами для умов обводнення масиву

Таблиця 4.1. Геометричні параметри компенсаційних просторів для панелей підповерху

Параметри	Утворення компенсаційного простору глибокими свердловинами					Утворення компенсаційного простору із застосуванням гідротехнології				
	L _{вб}									
	100	80	60	40	20	100	80	60	40	20
Граничне значення $l^0_{г}$, м	0,6	10,9	11,3	11,8	13	13,64	13,94	14,3	14,8	16
Граничне значення $l^0_{в}$, м	1,7	12	12,43	13	14,3	15,7	15	15,43	16	17,3
Час існування оголень рудного масиву, міс.	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Висота компенсаційного простору, h, м	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22
Розмір камери за простяганням покладу L _к , м	7	17	17	17	17	17	17	17	17	17
Розмір камери навхрест простягання рудного покладу B _к , м	4	15	16	17	23	20	21	22	23	26
Об'єм компенсаційного простору V _к , м ³ .	5236	5610	5984	6360	8600	7480	7854	8228	8600	9724
Об'єм панелі V _п , м ³	23100									
(V _к /V _п)·100, %	23	24	26	28	37	32	34	36	39	42

Дослідженнями, виконаними для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов покладу встановлено, що одним з перспективних рішень збільшення загального розміру компенсаційних просторів в очисних панелях, складених пухкими нестійкими природно багатими мартитовими рудами, є врахування розташування очисних панелей за потужністю покладу й використання нетрадиційного гідромоніторного способу руйнування й гідродоставки руди. Використання результатів дозволяє збільшити параметри компенсаційних просторів за рахунок надання їм більш стійкої форми, що дає можливість дещо збільшити їх розміри.

Впровадження результатів дослідження в блоках шахти «Криворізька» призведе до значного спрощення конструкції системи розробки підповерхового обвалення зі зменшенням обсягів проходки нарізних виробок та істотного зниження втрат високоякісних мартитових руд.

Техніко-економічну ефективність технологічних схем наведено в табл.4.2.

Таблиця 4.2. Витрати на відпрацювання покладу "Основний-95"

Найменування	Традиційна схема Доларів США		Запропонована схема Доларів США	
	на 1 т	%	на 1 т	%
Утворення компенсаційної камери	9	20	3	11,5
Відбійка руди	10	22,2	5	19,25
Доставка руди	8	17,8	4	15,25
Усього	45,00	100	26,00	100
Втрати		21,7		11,4
Засмічення		17,24		8
Вміст заліза в рудній масі		60,69		63
Прибуток		13,84		101,45

На утворену підсічку по чергово відбивають віяла свердловин, пробурених із бурових ортів і штреків. Після випуску руди з компенсаційної камери виконується відбійка решти масиву підриванням віял свердловин.

Узагальнення техніко-економічних показників за 36 панелями п'яти очисних блоків, розміщених у поверсі «Основний 95» показує, що конструктивні параметри панелей такі: довжина 25–40 м, ширина 20–50 м, висота 30–40 м, запас руди від 70 до 150 тис. т; об'єм компенсаційних просторів 700–2500 м³, що становить від 2 до 13% обсягу панелей; питома витрата нарізних виробок від 3,4 до 5,6 на 1000 т; термін відпрацювання очисних панелей від 2,8 до 7,1 міс.; показники видобування руди: втрати руди 19–20%; засмічення руди 12–17%; вміст заліза в масиві руди 58–60%; вміст заліза у вміщуючих породах 40%; вміст заліза в рудній масі - 58-59%; вилучення рудної маси 75–81%.

Системи розробки для виймання потужних покладів нестійких пухких руд низької стійкості відрізняються складністю конструкції, різноманіттям варіантів схем підготовки й нарізки блоків (панелей).

Істотне поліпшення якості рудної маси можна досягти застосуванням камерних варіантів системи з об'ємом камери до 25–30% від загальних запасів панелі.

Економічний ефект визначається за приростом прибутку від реалізації продукції за формулою [106]:

$$E = (\Pi_2 - C_2 - E_n K) A_2 - (\Pi_1 - C_1) A_1, \text{ грн}, \quad (4.2)$$

Де - Π_1, Π_2 – оптова ціна 1 т сирової руди при базовій і запропонованій технології, грн;

C_1, C_2 – собівартість видобутку 1т руди при базовій і запропонованій технології, грн;

A_1, A_2 – обсяг видобутку руди з панелі при базовій і запропонованій технології, т;

E_n – нормативний коефіцієнт ефективності капіталовкладень (складає 0,08 – 0,15);

K – додаткові питомі капітальні вкладення на впровадження запропонованої технології, грн/т.

Як базову технологію при розрахунку прийнято варіант системи підповерхового обвалення з нормативними показниками вилучення рудної маси. Впровадження технології гідроруйнування потребує додаткових капітальних вкладень. За середню базову ціну взято ціну на рудний дріб'язок Бразильської компанії Vale, раніше CVRD (порти Tubarao–Rotterdam), визначену під час перемовин між цією компанією та сталеплавильними заводами Німеччини. Орієнтиром приймаються річні поставки руди (із вмістом заліза 58–66%), де ціна нормується в центах за відсоток вмісту заліза в сухій метричній тонні від 125 до 144 cent. USA/% Fe.

Залежно від вмісту заліза, вологи, оксиду кремнію та інших домішок, ціна може змінюватися. Зміна вмісту заліза на 1% змінює ціну залізної руди на 2–4%, підвищення вмісту вологи в руді на 1% зменшує її ціну на 2–3%.

Приймаємо до уваги додану вартість на транспортування рудної маси видобутої технологією гідро руйнування, а саме видача на поверхню вагонетками.

Вихідні дані для розрахунку:

1. Погашений запас руди, A_p – 121,5 тис.т.
2. Середній вміст заліза у видобутій рудній масі, p – 63,66%.

3. Середній вміст заліза в засмічуючих породах, $r = 40\%$.
 4. Видобуток рудної маси базовою технологією, $A_1 = 114,75$ тис.т.
 5. Видобуток рудної маси новою технологією, $A_2 = 116,33$ тис.т.
 6. Засмічення руди : %.
 - при базовій технології, $R_1 = 10\%$.
 - при новій технології, $R_2 = 6\%$.
 7. Втрати руди при базовій технології, $\Pi_1 = 15\%$.
 8. Втрати руди при новій технології, $\Pi_2 = 10\%$.
 9. Собівартість очисного виймання, грн/т:
 - при базовій технології, $C_1 = 120$ грн/т;
 - при новій технології, $C_2 = 200$ грн/т.
 10. Середній вміст заліза в руді,:
 - при базовій технології, $q_1 = 60,69\%$;
 - при новій технології, $q_2 = 63\%$.
 11. Оптова ціна руди з вологістю 5% дорівнює:
 - при базовій технології 407 грн/т;
 - при новій технології 613 грн/т.
- Розрахунок загальної економічної ефективності:
- $$E = (407 - 120) \cdot 116030 - (613 - 200) \cdot 114750 = 1409114 \text{ грн.}$$
- Розрахунок питомої економічної ефективності:
- $$e = E/A_{\Pi} = 2255460/121500 = 11,59 \text{ грн/т.}$$

4.3. Запропонований варіант системи розробки в умовах високого обводнення родовищ

Для відпрацювання потужних і середньої потужності рудних покладів багатих залізних руд в умовах обводнення родовищ, представлених недостатньо стійкими рудами та породами, пропонується застосувати варіант системи підповерхового обвалення руди при безціликовій схемі підготовки й нарізки блока з ромбоподібною

формою очисного простору та застосуванням високоінтенсивного випуску обваленої руди скреперними установками.

Враховуючи незначну стійкість рудного масиву, з метою підвищення безпеки ведення робіт та покращення показників подрібнення руди, застосовується технологія утворення вертикальної компенсаційної камери циліндричної форми за допомогою гідромонітора. Для цього на рівні горизонту доставки проходять підсічний орт і відрізний підняттявий, вибивають з першого ряду кожного штреку на другому ряді дучки, через які й буде здійснюватися випуск (під підсічним ортом), а сам масив розбурюють вертикальними віями паралельно зближеними свердловинами діаметром 105 мм.

Цей варіант системи підповерхового обвалення руди представлений на рисунку в Додатку А [130].

Параметри блока: висота поверху - 90 м; довжина блока за простяганням рудного покладу – 50 м; кут падіння - 60°; потужність рудного покладу - 20 м.

Підготовчі роботи включають проведення польового відкотного штреку лежачого боку 1, з якого проходять орти-заїзди 2 на всю потужність рудного покладу. З орта-заїзду в породах лежачого боку проходять блоковий вентиляційно-ходовий підняттявий 12 на всю висоту поверху, два рудоперепускних підняттявих 3 та два господарчих підняттявих 4. У нижній частині блока в породах лежачого боку проходять вентиляційний збірний штрек-колектор 10 і вентиляційний підняттявий 11. Блок за простяганням рудного покладу відпрацьовують трьома вертикальними смугами завдовжки 15–18 м кожна. Кожну смугу поділяють на три підповерхи висотою по 30 м кожний. Нарізні роботи полягають у проведенні на рівнях підповерхів польових господарчих штреків 5 лежачого боку й акумуляційно-вентиляційних ортів 6. Відстань між цими ортами становить 15–18 м. Для випуску й доставки руди в панелі з акумуляційних ортів 6 проходять два штреки скреперування, відстань між якими становить 10 м. Із доставочних штреків через 5 м проходяться двосторонні бурові ніші 8, з яких вибурюють глибокі свердловини для відбійки рудного масиву панелі. Очисне виймання розпочинають з утворення в центральній частині панелі вертикальної компенсаційної камери циліндричної

форми 14 за допомогою гідромонітора. Після відбійки глибоких свердловин, спрямованих на розширення відрізного підняттявого, здійснюють почергову відбійку вертикальних віял глибоких свердловин, пробурених з підсічного орту 13. Після утворення компенсаційної камери проводять послідовну відбійку пучків глибоких свердловин, які пробурюють із ніш горизонту доставки руди.

Масовий випуск обваленої руди проводять з використанням почергово-траншейного режиму випуску. Провітрювання блока здійснюють за рахунок загальношахтної депресії: свіже повітря надходить із орту-заїзду по блоковому вентиляційно-ходовому підняттявому на кожний підповерх. Забруднене повітря на кожному підповерсі переміщується по вентиляційному орту 6, вентиляційно-підняттявому 11 і надходить на вентиляційний збірний штрек-колектор 10.

Масове обвалення основного запасу панелі здійснюють шляхом короткосповільненого підривання пучків глибоких свердловин, пробурених з ніш горизонту доставки, з подальшою скреперною доставкою руди. Відбійку основного панельного запасу у підповерсі виконують за один вибух. Свердловини діаметром 105 мм бурять станками НКР-100МА, у якості ВР застосовується зерногрануліт АС 79/21 або Україніт-ПП-2. Параметри БПР приймаємо: відстань між рядами свердловин 3 м, між кінцями свердловин 3 м.

Поклад горизонтальною потужністю 20 м з кутом падіння 59° , складений мартитовими рудами середньої міцності 6–7 балів. Руди середньої тріщинуватості, низької стійкості. Об'ємна вага руди в масиві - $3,7 \text{ т/м}^3$, вміст заліза - 61,4%. Вміщуючі породи лежачого боку представлені гетит-гематитовими роговиками міцністю 9–11 балів, середньої тріщинуватості, середньої стійкості. Висячий бік представлений мартитовими роговиками міцністю 10–12 балів низької стійкості. Об'ємна вага порід складає $2,8 \text{ т/м}^3$, середній вміст заліза в них - 36,8%.

Геометричні параметри блока та його конструктивні елементи є такими: висота поверху - 90 м, підповерху - 30 м; довжина блоку за простяганням - 54 м. Розміри вертикальної трапецевидної компенсаційної камери: ширина - 6 м, довжина - 14 м, висота - 24 м. Відстань між виробками доставки (штреками скреперування) - 10 м, між дучками - 5 м.

При виконанні підготовчих і нарізних робіт у блоці при цьому варіанті системи підповерхового обвалення необхідно пройти 2390 м виробок, зокрема 1538 м – по пустим породам. Питомі витрати підготовчо-нарізних виробок на 1000т балансових запасів становлять:

$$l_6 = \frac{\sum L_{6л}^p + \sum L_{6л}^n}{0,001 * \sum B_{6л}^p} = \frac{2390}{366300} = 6,52 \text{ м/1000 т}, \quad (4.3)$$

Очисні роботи у цьому варіанті системи розробки підповерхового обвалення розпочинають з утворення декількох вертикальних компенсаційних камер гідромоніторами, з подальшою відбійкою основного запасу панелі пучками глибоких свердловин, які пробурюють з бурових ніш приймального горизонту. Перший ряд ніш розгортають у воронки, другий ряд буде розгорнутий вже в процесі відпрацювання панелі для дотримання необхідного режиму випуску. Для цього виконують недозаряджання нижньої частини свердловин на висоту 7м. Випуск руди виконують під пустими налягаючими породами з подальшою доставкою її скреперними установками.

Розгортання бурових ніш у воронки здійснюють підриванням основного панельного запасу (лише 1 ряд кожного штреку скреперування). Другий ряд воронок буде утворений з ніш доставочного горизонту, які збереглися під час відбійки.

Розгортання ніш у воронки здійснюють підриванням комплектів штангових шпурів, які вибурюють з ніш горизонту доставки. Буріння шпурів діаметром 65 мм виконують телескопним перфратором ПТ-36, доставку відбитої руди здійснюють скреперними установками 30ЛС-2С у рудоспуск.

Враховуючи недостатній кут падіння рудного покладу для зменшення втрат руди на лежачому боці перший ряд воронок проходять по пустих породах і розгортають їх одночасно з відбійкою основного запасу панелі.

Масове обвалення основного запасу панелі здійснюють за один вибух шляхом короткосповільненого підривання пучків глибоких свердловин, пробурених з ніш горизонту доставки, з подальшою скреперною доставкою руди.

Як показано вище, переважна частина запасів (від 10 до 20% і більше), представлена дезінтегрованими пухкими слабозцементованими рудами мартитового

складу. Руди є природно збагаченими продуктами дезінтеграції й відрізняються підвищеним вмістом заліза при низьких концентраціях шкідливих домішок (кремній, сірка, фосфор), що дозволяє вважати їх особливо високоякісними, так би мовити природними концентратами.

Завдяки своєму хімічному та гранулометричному складу, гідротехнологічні руди є найкращою сировиною для отримання високоякісних чавунів і холодостійких сталей, можуть ефективно використовуватися як «важкий» наповнювач бетону при будівництві об'єктів атомної промисловості, для виробництва пігментів у лакофарбовій промисловості, при виробництві феритів, виготовленні акумуляторів, а також у порошковій металургії. При частці руди для свердловинного гідровидобутку в металургійній шихті не менше 50% виходять неофлюсовані котуни із вмістом заліза загального 66,7% і кремнезему 2,2%; можливе отримання металізованих котунів для використання у виробництві особливо якісних сталей для трубної продукції та у відповідальних вузлах і агрегатах машин.

Економічний ефект від зниження в товарній залізній руді вмісту діоксиду кремнію на 1% становить 1,3-1,5 доларів USD/т.

На першому етапі промислового освоєння пропонується створити комплекси малотоннажної установки видобутку й переробки руди в кінцеві продукти. Це можуть бути модулі продуктивністю від 100 до 1000 тис.т на рік, на яких у нетривалі терміни без істотних капітальних витрат нова технологія буде «доведена» до оптимальних параметрів і великомасштабного застосування.

Дослідженнями, виконаними для гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов глибоких горизонтів покладу «Основний-95» ш. «Криворізька» встановлено, що одним з перспективних рішень збільшення питомої ваги компенсаційних просторів системи підповерхового обвалення в очисних панелях, складених нестійкими, пухкими природно багатими мартитовими рудами, є використання безвибухового гідромоніторного способу виймання й доставки руди. Збільшення параметрів компенсаційних просторів забезпечується їхньою більш стійкою циліндричною формою й розмірами, відсутністю при їх утворенні підривних робіт, а також раціональним їх розміщенням їх у межах очисних панелей, що призводить до

значного спрощення конструкції системи розробки (зменшення обсягів проходки нарізних виробок) і зниження якісних і кількісних втрат маритових руд.

Висновок по розділу 4

У четвертому розділі було розроблено удосконалений варіант системи розробки підповерхового обвалення з безціликовою схемою підготовки та утворення компенсаційного простору методом гідроруйнування за рахунок зворотного постачання шахтної води [128].

Основна ідея при вдосконаленні даної системи розробки – максимально зменшити час на відпрацювання блоків і панелей в умовах обводнення родовищ, та прискорити процес утворення компенсаційного простору, відмовившись при цьому від підривних робіт. Оскільки руда має здатність до злежування, а в мокрому стані ця ймовірність зростає прямо пропорційно часу, протягом якого не здійснювався випуск руди, швидкість відпрацювання запасів у цьому разі є основним чинником.

Основні результати проведених досліджень зводяться до наступного:

- складні інженерно-геологічні та гідрогеологічні умови експлуатації ділянок покладів природнобагатих залізних руд на глибоких горизонтах рудників Кривбасу, а також жорсткі економічні обмеження викликають необхідність розроблення й освоєння інноваційних технологій видобутку на принципово нових, відмінних від традиційних, основах;

- кращі техніко-економічні показники гірничих робіт можна забезпечити за допомогою застосування комбінованої технології очисного виймання із селективною високоінтенсивною розробкою різносортних запасів виймальних одиниць на базі нетрадиційної свердловинної гідротехнології та стаціонарного гірничого обладнання, яка забезпечує підвищення безпеки й ефективності гірничих робіт і поліпшення санітарно-гігієнічних умов праці гірників;

- одним із подальших напрямів значного збільшення об'єму компенсаційних камер при забезпеченні їх стійкості в нестійких рудах у складних інженерно-

геологічних умовах є випереджаюче камерне виймання високоякісних мартитових руд свердловинною гідротехнологією на базі самохідних видобувних комплексів модульного типу, з подальшим відпрацюванням основного запасу панелі масовим обваленням на утворені у процесі гідровидобутку вертикальні циліндричні компенсаційні камери та скреперною доставкою руди;

– розроблено раціональні варіанти системи підповерхового обвалення з відбійкою руди вертикальними віялами глибоких свердловин при різних об'ємах компенсаційного простору, що істотно перевершують варіанти традиційної системи розробки за простотою конструкції, безпекою, санітарно-гігієнічними умовами та техніко-економічними показниками ведення гірничих робіт.

При цьому використання утворення компенсаційного простору методом гідроруйнування має низку переваг перед класичними схемами, наведеними в таблиці 4.1. (розділ 4):

1. Технологія забезпечує збільшення об'ємів випуску чистої руди до 75%, що дає можливість зменшити втрати якості видобутої залізорудної сировини з 2–2,3% до 0,8–1,2%.

2. Запропоновано ресурсозберігаючу технологію відпрацювання покладів з гідроруйнуванням рудного масиву та утворенням стійкого компенсаційного простору.

3. Висока інтенсивність відпрацювання панелей дозволяє суттєво зменшити витрати на підтримку та перекріплення виробок випуску й доставки руди в процесі їх експлуатації.

4. Час на відпрацювання однієї панелі становить близько 26 діб, втрати руди при випуску становлять 10,5%, засмічення руди – 5,1%.

Систему було максимально уніфіковано з використанням наявного на підприємствах обладнання. Тобто суттєвих змін у матеріально-технічній базі забезпечення ведення очисних робіт не передбачається, але було суттєво підвищено інтенсивність випуску руди завдяки використанню максимально ефективних прийомів конструювання систем розробки.

ВИСНОВОК

Дисертація є закінченою науково-прикладною роботою, у якій шляхом установлення закономірностей руйнування багатих залізних руд струменями води розв'язано важливе науково-технічне завдання теоретичного, експериментального та практичного обґрунтування та вдосконалення технології підземного відпрацювання покладів залізних руди в умовах високого обводнення родовищ, які забезпечують високу технологічність і стабільність ведення очисних робіт.

У цьому дисертаційному дослідженні було розглянуто питання сучасного стану ведення очисних робіт в умовах обводнення родовищ. Так як частина покладів Криворізького залізорудного басейну – це складно-структурний гідрогеологічний об'єкт, то відпрацювання покладів ведеться здебільшого на глибинах 1100–1500 м. Складності, які викликає наявність води в очисному просторі, відображаються на веденні очисних робіт та їх безпеці. Упровадження нових дренажних горизонтів, а також їх швидке конструювання деколи є нерентабельним, тому пропонується використовувати надлишок води в гірничих процесах.

На основі фізико-хімічного аналізу та особливостей залягання було виділено перспективні для гідроруйнування ділянки покладів на шахті «Криворізька» АТ «КЗРК» та шахті «Ювілейна» ПрАТ «Суша Балка».

Розроблено методику та експериментальну установку для гідроруйнування рудного масиву.

Уперше встановлено залежність виходу фракції руд при їх відбиванні за допомогою методу гідроруйнування від розташування шарів рудного масиву (за шаруватістю та навхрест неї). Встановлено що:

1. Величина виходу фракції -0.5мм до 0 мм (емульсія) залежить від початкового тиску води в гідромоніторі. Чим вищий початковий тиск, тим дрібнішою стає фракція.
2. Величина виходу фракції залежить від шаруватості порід, зрізання навхрест шаруватості дає більш крупну фракцію, ніж зрізання вздовж шарів.

3. Середня продуктивність руйнування високоякісних мартитових руд струменями води з початковим їх діаметром від 3,5 до 6,0 мм і початковим тиском 1,0–4,5 МПа становить 1,5-20 т/год.

4. Залежність продуктивності гідроруйнування високоякісних мартитових руд від початкового тиску в насадці. Використовувати тиск понад 2 МПа не доцільно, оскільки продуктивність починає знижуватися і в породах з'являються пустоти, які не руйнуються.

5. Деформаційні характеристики пухких руд, а саме опір на зріз при тисках 2 МПа, 4 МПа, 6 МПа та виявлено, що при тиску 2 МПа структура руд руйнується, а це свідчить про можливість використання принципу ефективних напружень при аналізі міцності пухких руд і їх напруженого стану. Експерименти за циклічністю зміни ефективного напруження в межах 0,5–2,0 МПа при загальному тиску води до 6 МПа показали, що випробувані зразки практично не відновлюють деформації структури.

Набули подальший розвиток теоретичні основи визначення параметрів гідромеханізації на підземних підприємствах, визначено продуктивність гідромонітора при руйнуванні пухких руд струменями води під тиском та встановлено залежності розвантаження структуру пухких руд від нормальних напружень в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень.

Сформовано перше наукове положення, а саме: «Відбійка пухких залізних руд низької стійкості при їх гідравлічному руйнуванні нагнітанням рідини в масив під надлишковим тиском 2 МПа розвантажує структуру пухких руд від нормальних напружень, сприяє високоефективній відбійці масиву в результаті дії зрізуючих напружень, які лінійно залежать від величини зчеплення руди та тангенційно від кута внутрішнього тертя і вертикальних напружень, що сприяє утворенню відкритих міні пустот у рудному масиві та дозволяє досягти зниження питомих витрат води на руйнування масиву до 3,4-5,2 м³ на 1 т руди»

Проведено серію експериментів з випуску обводненої рудної маси. Встановлено, що вода в процесі випуску значно погіршує кількісні і якісні показники видобутої руди.

Проведені лабораторні дослідження з визначення кількості втрат руди від її насичення водою (обводненості) показали наступні результати:

1. Втрати руди знаходяться у прямій залежності від показника її насичення водою.
2. Втрати руди при насиченні її водою від 5% до 7% становлять, відповідно, 4,5% та 7,58%.
3. Зміна питомої ваги фракції 5–3 мм з 56,16 до 60,16% у загальному об'ємі рудної маси дає змогу покращити показники вилучення обводненої руди за рахунок зменшення рівня її втрат з 7,58% до 6,92%.

Досліджено принципову можливість зменшення втрат обводненої руди за рахунок зміни гранулометричного складу при її випуску.

Встановлено, що покращення якості подрібнення руди поліпшує показники її видобування в умовах її насичення водою. Розраховано поправочний коефіцієнт орієнтовного рівня втрат корисної копалини залежно від насичення руди водою й коефіцієнта її розпушення.

Сформовано друге наукове положення, а саме: «Показники втрат при випуску відбитої руди, насиченої водою, залежать від її фракційного складу й коефіцієнта розпушення і при насиченні водою 5, 5,5, 6, 7% та зміні вмісту фракційного складу 5-3мм з 55,16 % до 60,16% дозволяють зменшити втрати відбитої руди з 4,5, 5,64, 6,37, 7,58% до 4,5, 5,17, 5,68, 6,92 % відповідно і знаходяться в квадратичній залежності від коефіцієнта розпушення, який використовується як поправочний коефіцієнт рівня втрат відбитої руди по системі розробці з гідровідбійкою залізних руд».

Розроблено систему розробки, яка забезпечує максимально швидке видобування корисної копалини в умовах високого обводнення родовищ і використовує елементи енергоефективності. Завдяки додатковому водозахисному екрану, а також використанню на етапі очисного видобування гідромоніторів, а саме

при утворенні компенсаційних камер, можна досягти значного ефекту при використанні води зі сторони висячого боку.

Запропонована система розробки в теорії може забезпечити інтенсивність випуску 5 т/м^2 на добу, при цьому засмічення руди складає 5,1%, а її втрати при випуску становлять 10,5%.

Основні наукові результати, практичні висновки й рекомендації дисертації полягають у такому:

1. Складні гірничо-геологічні та гірничотехнічні умови розроблюваних залізрудних родовищ, гостра необхідність введення в експлуатацію запасів нових родовищ високоякісних руд, що залягають в особливо складних інженерно-геологічних умовах, потребують вирішення комплексу взаємопов'язаних експериментально-теоретичних завдань, що забезпечують наукове обґрунтування основних процесів свердловинної гідротехнології залізних руд низької міцності.

2. Критерієм гідромоніторного руйнування високо пористих мартитових руд є осьовий динамічний тиск у струмені води, що становить 0,15 вздовж і 0,25 навхрест нашарування від межі міцності руди на одновісне стискання.

3. Уперше експериментально обґрунтовано можливість і встановлено закономірності та залежності технологічного процесу гідромоніторного руйнування пухких мартитових руд низької міцності, що враховують фізико-геологічні характеристики рудного масиву, гідродинамічні параметри та спосіб застосування водяних струменів. Стає можливим розроблення методів визначення основних техніко-технологічних параметрів цього процесу й технологічних схем керування гранулометричним складом продуктів гідроруйнування, продуктивністю гідроруйнування, а також параметрами утворених очисних камер.

4. Техніко-економічні переваги нової технології виражаються в збільшенні ступеня видобування запасів багаті частини залізних руд без втрат якості та підвищення техніко-економічних показників очисного виймання. Соціальні наслідки її застосування пов'язані з поліпшенням безпечних і санітарно-гігієнічних умов праці гірників.

5. Встановлено залежності видобування руди з поодинокого отвору від насичення руди водою.
6. Виведено основні параметри, на які впливає обводнення родовищ.
7. Визначено вплив коефіцієнта розпушення обводненої рудної маси на процес її випуску.
8. Розроблено методики розрахунку та прогнозування втрат корисної копалини залежно від коефіцієнта розпушення й насичення руди водою.
9. Уперше доведено в лабораторних умовах, що можна покращити випуск обводненої рудної маси за рахунок керування розмірами основного кондиційного шматка.
10. Створено рекомендації щодо врахування наявності води в блоці на процес видобування руди.
11. Створено методику розрахунку, а також виведено орієнтовний коефіцієнт, який дасть змогу прогнозувати втрати руди, спричинені її підвищеною водонасиченістю під час відпрацювання покладів.

Висловлюю окрему вдячність науковому керівникові – професору, доктору технічних наук кафедри підземної розробки родовищ корисних копалин Калініченку Всеволоду Олександровичу за ефективний супровід протягом виконання дисертаційного дослідження, кандидатів технічних наук, доценту кафедри підземної розробки родовищ корисних копалин Тарасютіну Віктору Михайловичу за проведення консультацій і допомогу в організації досліджень і підтримку, молодшому сержанту і вірному товаришові Мовчану Андрію Анатолійовичу який віддав своє життя боронячи Україну.

ЛІТЕРАТУРА

1. Straskraba, V., Effner, S. (1998). *Water control in underground mines – grouting or drainage*. Imwa symposium. Johannesburg. 195–212.
2. Carvalho, P., Richards D.G., Femandez-Rubio R., and Norton PJ. (1990). *Prevention of Acid Mine Drainage at Nevcs-Corvo Mine*. International Journal of Mine Water. Portugal. Vol. 9, Nos. 1,2,3, and 4.
3. Freeman, G.M. (1970). *Policy Regarding Slimes Disposal, Caving Ground and Water Infiltration*. ZCCM Internal Memorandum.
4. Mulenga, S.C. (1993). *Solution of the Konkola mine groundwater inflow problem proceedings of the first african symposium on mine drainage and environmental protection from mine waste*. Chililabombwe. Zambia.
5. Бабій, Ю.В. (2011). *Збірник фондів лекцій з предмету «Основи геології» для студентів спеціальності 5.05030102 «Підземна розробка корисних копалин»*. ДВНЗ ЧГЕК. Червоноград.
6. Nunna, V., Napugoda, S., Pownceby, M.I., & Sparrow G.J. (2021). *Beneficiation of low-grade, goethite-rich iron ore using microwave-assisted magnetizing roasting*. Minerals Engineering, (166), 106826.
7. Dr. Tóth Ákos. (2015), *Course lectures. –Ground improvement*. Tunnelling and Underground Construction Technology. P.2.2
8. Garshol, K. F., Tam, K. W. J., Mui W. B. S., Chau K. M. H., Lau K. C. K., (2012). *Grouting techniques for deep subsea tunnels in Hong Kong*. Proceedings of world tunnel congress,
9. Weaver, K., (1991). *Dam foundation grouting*. ASCE press. USA.
10. Zhang, D., Fang, Q., Lou, H. (2014). *Grouting Eechniques for the unfavorable geological conditions of Xiang'an subsea tunnel in China*. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. Vol. 6.
11. Fu, R., Sun, L. J., Wang, C. L. (2001). *Catastrophic water inflow in the new Yung-Chuen Tunnel*. Proceedings of the AITES-ITA 2001 World Tunnel Congress. Milan, Italy. Vol. III. 143-150.

12. Stenstad, O., (1998). *Execution of injection works, (in Norwegian)*. Proceedings of Post Graduate Training Course sponsored by the Norwegian Chartered Engineer Association and the Norwegian Rock Mechanics Group, Fagernes. Norway.
13. Beitnes, A. (2005). *Lessons learned from long railway tunnels in Norway*. Tunnels and Tunneling International. June 2005.
14. Bernabe, Y. (1986) *The effective pressure law for permeability in chelmsford granite and barre granite*. *Intl. J. Rock Mech. Min Sci. & Geomech. Abstr.* 23(3). 267–275.
15. Davik, K. I., Andersson, H. (2002). *Urban road tunnels – a subsurface solution to a surface problem*. Norwegian Tunneling Society. Pub. № 12. Oslo.
16. Blindheim, O. T., Oevstedal, E. (2002). *Design principles and construction methods for water control in subsea road tunnels in rock*. Norwegian Tunneling Society. Pub. № 12. Oslo.
17. Houlsby, A. C. (1990). *Construction and design of cement grouting, a guide to grouting in rock foundations*. John Wiley and Sons. New York.
18. Barton, N. (2004). *The theory behind high pressure grouting – Parts 1 and 2*. Tunnels and Tunneling International. September and October, 2004.
19. Karol, R. H. (1983). *Chemical Grouting*. Marcel Decker Inc. New York.
20. Norwegian Tunneling Society, Handbook No. 1, «Injection in rock, practical guidelines for injection strategy and methodology», (in Norwegian).
21. Khandelwal M., Monjezi M. (2013). *Prediction of flyrock in open pit blasting operation using machine learning method*. International Journal of Mining Science and Technology. 23(3).
22. Berge, K. O. (2002). *Water control – reasonable sharing of risk*. Norwegian Tunneling Society. Pub. № 12. Oslo.
23. Dahloe, T. S., Nilsen, B. (1991). *Sub-sea tunneling – stability and rock cover*. Proceedings Norwegian Tunneling Society yearly conference. Oslo .207
24. Karl-Gunnar Holter., Hans-Olav Hognestad. (2012). *Modern pre-injection in underground construction with rapid-setting microcements and colloidal silica – applications in conventional and TBM-tunnelling*. Geomechanics and Tunnelling. 5(1). 49-56.

25. Cornely, W., (1998) *Comparison on Different Chemical Grouts*Title. International CarboTech Workshop.
26. Ляденко, Т.В. (2019). *Особливості виробничо-збутової діяльності вітчизняних залізрудних підприємств на сучасному етапі їх розвитку*. Ефективна економіка. 4. 1–8.
27. Khomenko, O., & Kononenko, M. (2019). *Geo-energetics of Ukrainian crystalline shield*. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. 3. 12–21.
28. Kosenko, A.V. (2021). *Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining*. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. 1.19–25.
29. Маланчук, З.Р., Боблях С.Р., Маланчук Є.З. (2009). *Гідровидобуток корисних копалин*. НУВГП. Рівне. 280 с.
30. Malanchuk, Z., Korniyenko, V., Malanchuk, Y., & Khrystyuk, A. (2016). Results of experimental studies of amber extraction by hydromechanical method in Ukraine. Eastern-European Journal of Enterprise Technologies, 3(10(81)), 24.
31. Василенко, А.П. (2014). *Мінерально-сировинна база України стаття 2. Стан мінерально-сировинної бази металічних корисних копалин України та основні напрями геологорозвідувальних робіт*. Мінеральні ресурси України. 3. 3–7.
32. Тарасютін, В.М., Косенко, А.В., Хоменко, О.Є., Кононенко, М.М. (2023). *Експериментальні дослідження та розроблення методики розрахунку параметрів свердловинної гідромоніторної дезінтеграції масивів багатих залізних руд*. Вісті Донецького гірничого інституту. 1(52). 86–96.
33. Tarasyutin, V.M. (2015). *Geotechnology features of high quality martite ore from deep mines of Kryvyi Rih basin*. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. 1. 54–60.
34. Kononenko, M., Khomenko, O., Savchenko, M., Kovalenko, I. (2019). *Method for calculation of drilling-andblasting operations parameters for emulsion explosives*. Mining Of Mineral Deposits. 13(3). 22–30.
35. Khomenko, O., Kononenko, M., Myronova, I., Savchenko, M. (2019). *Application of the emulsion explosives in the tunnels construction*. E3S Web of

Conferences. 123. 01039.

36. Kononenko, M., Khomenko, O. (2021). *New theory for the rock mass destruction by blasting*. Mining of Mineral Deposits. 15(2). 111–123.

37. Кононенко, М.М., Хоменко, О.Є., Коробка, Є.О. (2021). *Параметри буропідричних робіт для проведення гірничих виробок*. Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва. 23. 54–71.

38. Кононенко, М.М., Хоменко, О.Є., Косенко, А.В. (2022). *Чисельне моделювання лінії найменшого опору при підриванні зарядів*. Збірник наукових праць НГУ. 69. 43–57.

39. Тарасютін, В.М., Косенко, А.В. (2018). *Обґрунтування ресурсозберігаючих технологічних процесів при підземному видобутку різносортовних залізних руд Кривбасу*. Вісник КНУ. Кривий Ріг. 46. 152–159.

40. Ai-min Yang, Tian-yu Jiang, Yang Han, Jie Li, Yi-fan Li, & Chun-yu Liu (2022). Research on application of on-line melting in-situ visual inspection of iron ore powder based on Faster R-CNN. Alexandria Engineering Journal, (61), 8963–8971.

41. Shuhui Zhang, Mingjun Rao, Rendong Xiao, Jinxiang You, Guanghui Li, Tao Jiang (2022). *Enrichment of Nb and Ti from carbonatite pyrochlore ore via calcining-slaking followed by gravity separation*. International Journal of Mining Science and Technology. (32), 615–626.

42. Bear Greek. (1979). *Gears up for commercial use of borehole uranium mining*. Engineering and mining journal. 180(3), 41 - 45.

43. *Borehole jet mining joins U2051 recovery systems in US* (1980). Engineering and mining journal. 80(3). 9.

44. Davis, L.I. (1981). *Bureau of Mines Research improve Underground Metall Mining Technology*. Mining Engineering. 33. 305–312.

45. Savanik, G. A. (1985). *Borehole Mining of deep phosphate ore in st. Gohns Country*. Mining Engineering. Florida. 11.

46. Savanik, G.A. (1987). *Borehole (Slurry) Mining of Coal, Uraniferous sandstone, Oil Sands and Phosphate ore*. Rept. Invest. Bur. Mines US Dep. 9101, 1–39.

47. Koshling, I., Krawssyk, E. (1986). *Otwora eksploatacja fosforytow w Polsce*.

Techn. Poszuk. 25(2). 31–42.

48. *Rezultati istrazivaja mogucnosti primere lusotine za gidraukisko gobi jange podinskih peskova na povrSinkom kopy.* (1989). «Poi je D» u Kolubari. 44(11). 905- 910.

49. Рогіч, Дж. (1982). *Новітні гірничі технології засновані на дослідях Гірничого Бюро США.* Доповідь 11 міжнародного конгресу (31 травня-3 серпня). 6–19.

50. Lina Zhang, & Jinman Wang. (2023). *Prediction of the soil saturated hydraulic conductivity in a mining area based on CT scanning technology.* Journal of Cleaner Production. (383), 135364.

51. Rochev, V. (2018). *Hydraulic borehole mining method possible application at Middle Larba alluvial gold field.* E3S Web of Conferences. VII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources”. 56. 01025

52. Cano-Salinas, L., Sourd, X., Moussaoui, K., Le Roux, S., Salem, M. b, Hor, A., & Zitoune, R. (2023). *Effect of process parameters of Plain Water Jet on the cleaning quality, surface and material integrity of Inconel 718 milled by Abrasive Water Jet.* Tribology International. (178). 108094.

53. Hao Yang, Guichuan Li, Xiaohui Dong, Tuo Deng, Jian Li, Xiaohui Qin, Wei Wang, Yongmin Zhang, & Lu Zhou (2022). *Application of coalbed methane hydraulic jet-increasing permeability-nitrogen injection to increase production in Shanxi mining area.* Journal of Petroleum Science and Engineering. 215. 110611.

54. Zenghui Liu, Zhengkuo Ma, Kai Liu, Shiguang Zhao, & Yijin Wang (2023). *Coupled CEL-FDEM modeling of rock failure induced by high-pressure water jet.* Engineering Fracture Mechanics. 277. 108958.

55. Косенко, А.В., Тарасютін, В.М. (2022). *Обґрунтування раціональних технологій проведення підготовчо-нарізних підняттяєвих виробок у видобувних блоках залізрудних шахт, що забезпечують підвищення стійкості оголеного масиву.* Вісті Донецького гірничого інституту. 1(50). 40–46.

56. Kosenko, A.V., Khorolskyi, A.O. (2022). *Determination of the dependence of the geometric parameters of the drawn stopes (undercuts) for implementing technologies of active control of the mountain massif state.* Науковий вісник ДонНТУ. 1(8)-2(9). 8–19.

57. Kosenko, A., Khomenko, O., & Kononenko, M. (2023). *Technology of hydraulic mining of iron ore in the Kriviy Rig basin*. Physical & Chemical Geotechnologies. Materials of the international scientific and practical conference. Dnipro. 9–19.
58. Косенко, А.В., Тарасютін, В.М. (2022). *Обґрунтування раціональних технологій проведення підготовчо-нарізних підняттяєвих виробок у видобувних блоках залізрудних шахт, що забезпечують підвищення стійкості відслоненого масиву*. Вісті Донецького гірничого інституту. 1(50). 40–46.
59. Tarasyutin, V.M. (2015). *Geotechnology features of high quality martite ore from deep mines of Kryvyi Rih basin*. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, (1), 54–60.
60. Ai-min Yang, Tian-yu Jiang, Yang Han, Jie Li, Yi-fan Li, & Chun-yu Liu (2022). *Research on application of on-line melting in-situ visual inspection of iron ore powder based on Faster R-CNN*. Alexandria Engineering Journal. 61. 8963–8971.
61. Lina Zhang, & Jinman Wang (2023). *Prediction of the soil saturated hydraulic conductivity in a mining area based on CT scanning technology*. Journal of Cleaner Production. 383. 135364.
62. Rochev, V. (2018). *Hydraulic borehole mining method possible application at Middle Larba alluvial gold field*. E3S Web of Conferences. VII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources”. 56. 01025.
63. Cano-Salinas, L., Sourd, X., Moussaoui, K., Le Roux, S., Salem, M. b, Hor, A., & Zitoune, R. (2023). *Effect of process parameters of Plain Water Jet on the cleaning quality, surface and material integrity of Inconel 718 milled by Abrasive Water Jet*. Tribology International. 178. 108094.
64. Hao Yang, Guichuan Li, Xiaohui Dong, Tuo Deng, Jian Li, Xiaohui Qin, Wei Wang, Yongmin Zhang, & Lu Zhou (2022). *Application of coalbed methane hydraulic jet-increasing permeability-nitrogen injection to increase production in Shanxi mining area*. Journal of Petroleum Science and Engineering. 215. 110611.

65. Zenghui Liu , Zhengkuo Ma, Kai Liu, Shiguang Zhao, & Yijin Wang. (2023). *Coupled CEL-FDEM modeling of rock failure induced by high-pressure water jet*. Engineering Fracture Mechanics. 277. 108958.
66. Momber A.W. (1998). *The kinetic energy of wear particles generated by abrasive–water-jet erosion*. Journal of Materials Processing Technology. 83(1–3). 121–126.
67. Franco-Medrano, F. (2015). *Numerical scheme model for the dynamics of a high-speed atomizing liquid jet*. Conference. Mathematics bridge over the Pacific for competitive edge in industry.
68. Fermin Franco-Medrano & Yasuhide Fukumoto (2015). *Analytical model for the dynamics of an atomizing liquid jet*. Conference: XIV Japan Society of Fluid Mechanics Western Branch Conference. 1–4.
69. Fermín Franco Medrano, Yasuhide Fukumoto, Clara Marika Velte, & Azur Hodžić (2017). *Mass entrainment rate of an ideal momentum turbulent round jet*. Journal of the Physical Society of Japan. 86(3). 034401.1–034401. 10.
70. Lukyanchenko, E.S., Fischenko, V.I. (1986). Distantcionnaya gidrootboyka uglya iz vosstayuschih skvazhin na vesma tonkih plastah. Ugol Ukrainyi. 5. 22–23.
71. Collex Cl. (1991). *Contribution a l'etude de l'exploitation de gisement d'uranium a fies forte teneur*. Mines et careers. Suppl. Techn. 3–9.
72. Kudryavtsev, M.I., Stupnik, N.I., Grischenko, T.S. (2011). Sravnitel'naya otsenka sistem podetazhnogo obrusheniya po faktu izvlecheniya chistoy rudyi v usloviyah podzemnogo Krivbassa. Visnik Krivorizkogo tehničnogo unİversitetu. 28. 3–5.
73. Sistemyi razrabotki dlya podzemnyih rudnikov Krivorozhskogo basseyna: tipovyye pasporta. (1986). NIGRI. Krivoy Rog. 133 s.
74. Karlsrud, K., (2002). *Control of water leakage when tunneling under urban areas in the Oslo region*. Norwegian Tunneling Society. Oslo. Pub. 12.
75. Tolppanen, P., Syrjaenen, P. (2003). *Hard Rock Tunnel Grouting Practice in Finland, Sweden, and Norway Literature Study*. MTR JULKAISUT. 1.
76. ISRM (1995). *Final Report of the Commission on Rock Grouting*. International Society for Rock Mechanics.

77. De Paoli, B., Bosco, B., Granata, R., Bruce, D.A. (1991). *Fundamental observations on cement based grouts: Microfine cements and Cemill process*. International Conference Soil and Rock Improvement in Underground Works. Milan.
78. Mitchell, J. K. (1981). *Soil improvement – State of the Art Report*. Proceedings X ICSMFE. Stockholm. 4. 509–565.
79. Lombardi, G., Deere, D. (1993). *Grouting design and control using the GIN principle*. Water and Dam Construction. 45(6).
80. Keil et al. (1989). *Some new initiatives in cement grouts and grouting*. 42nd Canadian Geotechnical Conference. Winnipeg.
81. Melby, K. (1999). *Daily life of subsea rock tunnels – construction, operation and maintenance*. Proceedings of Workshop Strait Crossings – Subsea Tunnels. Oslo.
82. Pers. comm. (1999). *Operations Engineer Hans Ove Fostenes*. Statoil.
83. Маланчук, З. Р., Калько, А.Д., Маланчук, Є.З., (2009). *Технологія і керування гідровидобутком корисних копалин*. НУВГП. Рівне. 480 с.
84. Шевченко, О.Л. (2010). *Робоча навчальна програма з дисципліни: «Гідрогеологія родовищ корисних копалин»*. Київський національний університет імені Тараса Шевченка. Київ.
85. Балута, А.М., Ривкин, И.Д., Тохтуев, Г.В. (1972). *Ожидаемые горно-геологические условия и формы проявления горного давления на глубоких горизонтах Криворожского бассейна*. Наукова думка. Київ. 46 с.
86. Kosenko, A.V. (2018). *Increase of efficiency of technological process of ore drawing and delivery of ore mass at development of deposits of natural-rich iron ores on large depths*. Вчені записки Таврійського національного університету імені В.І. Вернадського. Том 29(68). №3. 101–105.
87. Kipko, E.Y., Polozov, Y.A., Lushinkova, O.Y. (1993). *Integrated Grouting and Hydrogeology of Fractured Rock in the Former USSR*. Published by the U.S Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. Denver, Colorado.
88. Heinz, W.F. (1997). *Cover Grouting: A Rational Approach*. Proceedings of The 6th International Mine Water Congress. Bled, Slovenia.

89. Nel, P.J.L. (1997). *A Critical Overview of a Completed Shaft Project and the Disposal of Excessive Water inflows into the Upcast Ventilation Compartment*. Proceedings of The 6th International Mine Water Congress. Bled, Slovenia.
90. Straskraba, V. (1983). *Ground-Water as a Nuisance*. GcoJournal. D. Reidel Publishing Co. Dordrecht, Holland. 7(5).
91. Kamenskij, G.N., Klimentov, P.P., Ovcinikov, A.M. (1957). *Hydrogeology of Mineral Deposits*. SNTL. Prague.
92. Clode, C. (1997). *Personal Communication with C. Clode*. Chief Geologist, Deep Star Mine.
93. Barker, R.M., Harter, T.R. (1997). *Underground Development at Getchell and Turquoise Ridge*. Mining Engineering. 49(8).
94. Garshol, K. F., Tam, K. W. J., Mui, W. B. S., Chau K. M. H., Lau, K. C. K., (2012). *Grouting Techniques for Deep Subsea Tunnels in Hong Kong*. Proceedings of World Tunnel Congress.
95. Weaver, K. (1991). *Dam foundation grouting*. ASCE press. USA.
96. Zhang, D., Fang, Q., Lou, H. (2014) *Grouting Eechniques for the unfavorable geological conditions of Xiang'an subsea tunnel in China*. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 6.
97. Кононенко, М.М., Хоменко, О.Є., Косенко, А.В. (2022). *Раціональні параметри буропідливних робіт для проведення підняттяєвих*. Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва. 24. 15–13.
98. Khomenko, O., Kononenko, M., Myronova, I., Kosenko, A., & Cabana, Edgar Cáceres (2024). *Environmental assessment of the use of emulsion explosives in underground iron ore mining*. Mining Machines. 42(1). 49-58.
99. Косенко, А.В., Хорольський, А.О., Хоменко, О.Є., Кононенко, М.М. (2023). *Геомеханічне обґрунтування розробки потужних та вельми потужних покладів багатих залізних руд в умовах значних глибин*. Науковий вісник ДонНТУ. 1(10). 91–104.

100. Косенко, А.В. (2020). *Удосконалення технології розробки покладів багатих залізних руд у складних геомеханічних умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу*. Polish journal of science. 33 (1). 45–51.
101. Ковбик, К.М., Калініченко, В.О., Кучерук, М.О. (2022). *Визначення характеру деформації та супротив на зріз пухких руд насичених водою при їх руйнування струменями води*. Вісник НУВГП серія «Технічні науки». Рівне. 2(98). 9-15.
102. Ковбик, К. М. (2022). *Визначення виходу фракційного матеріалу при руйнуванні мартитових руд струменями води в залежності від напрямку їх зрізання*. Збірник наукових праць НГУ. Національний ТУ «Дніпровська політехніка». Дніпро. 69. 35–42.
103. Калініченко, В.О., Ковбик, К.М. (2017). *Деформація масиву гірських порід під час ведення робіт по видобутку корисної копалини підземним способом в складних гідрогеологічних умовах*. Матеріали міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі». Кривий Ріг.
104. Тарасютін, В.М, Косенко, А.В., Хоменко, О.Є, Кононенко, М.М. (2023). *Експериментальні дослідження гідродезінтеграції мартитових залізних руд обертовими струменями води*. Науковий Вісник ДонНТУ. 2(11).149– 60.
105. Калініченко, В.О., Косенко, А.В., Хівренко, О.Я. (2017). *Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу*. Качество минерального сырья. 1. 143–155.
106. Тарасютін, В.М., Косенко, А.В. (2018). *Обґрунтування ресурсозберігаючих технологічних процесів при підземному видобутку різносортих залізних руд Кривбасу*. Вісник КНУ. Кривий Ріг. 46. 152–159.
107. Косенко, А. В. (2018). *Шляхи підвищення ефективності розробки покладів природно-багатих залізних руд в умовах великих глибин*. Гірничий вісник. 103. 70–75.
108. Косенко, А.В., Тарасютін, В.М. (2018). *Дослідження технологічного процесу випуску руди на основі фізичного моделювання*. Вчені записки Таврійського національного університету імені В.І. Вернадського: Серія «Технічні науки». 29

(68). 4. 73–79.

109. Kosenko A., Khomenko O., Kononenko M., Myronova I. (2024). *Raises advance using borehole hydraulic technology*. E3S Web Conf. Volume 567.

110. Kosenko, A.V. (2021). *Improvement of sub-level caving mining methods during high-grade iron ore mining*. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. 1. 19–25.

111. Косенко, А.В. (2020). *Розроблення та обґрунтування раціонального режиму випуску руди при застосуванні систем розробки підповерхового обвалення у складних геомеханічних умовах*. Znanstvena Misel. 48 (1). 29–34.

112. Косенко, А.В. (2020) *Удосконалення технології розробки покладів багатих залізних руд у складних геомеханічних умовах глибоких горизонтів шахт Кривбасу*. Polish journal of science. 33 (1). 45–51.

113. Косенко, А.В. (2017). *Комп'ютерне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов розробки покладів природно-багатих залізних руд різної міцності*. Молодий вчений. 10. 59–64.

114. Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів: пат. 105304 Україна: МПК E21C 41/00. № u 201509471; заявл. 01.10.2015; опубл. 10.03.2016, Бюл. №5. 5 с.

115. Комбінований спосіб доставки рудної маси при підземній розробці крутоспадних потужних рудних покладів: пат. 105305 Україна: МПК E21C 41/00. № u 201509472; заявл. 01.10.2015; опубл. 10.03.2016, Бюл. №5. 5 с.

116. Тарасютин, В.М., Косенко, А.В. (2018). *Обґрунтування ресурсозберігаючих технологічних процесів при підземному видобутку різносортних залізних руд Кривбасу*. Вісник Криворізького національного університету. 46. 152 – 158.

117. Косенко, А.В., Хівренко, О.Я. (2016). *Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску*. Science without borders – 2016: materials of the XII international scientific and practical conference (Sheffield, England, Mach 30–April 7 2016). 20. 15–24.

118. Монастирський, Ю.А. (2010). *варіанти систем підповерхового*

обвалення з застосуванням свердловинного гідромоніторного руйнування. Науковий вісник НГУ. Дніпро. 3. 28 – 31.

119. Kosenko, A.V. (2018). *Definition and justification of rational parameters of technological schemes of delivery ore mass in the process of development of natural-rich iron ore of Krivbass*. Proceedings of XV International scientific conference of students and young scientists «Scientific research in 2018». (Kramatorsk, Ukraine, Feb 9th 2018). Vinnytsya: TOV «Nilan-LTD». 85–89.

120. Kalinichenko, V.A., Kosenko, A.V. (2016). *Prospects for the use of load-haul-dump in the process of ore drawing and delivery of ore in difficult geomechanical conditions of ore deposits*. Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі: матеріали міжнародної науково-технічної Інтернет-конференції. Кривий Ріг. 108.

121. Тарасютін В.М., Косенко, А.В. (2017). *Фізичне моделювання технологічного процесу випуску руди для умов глибоких горизонтів шахт Кривбасу*. Розвиток промисловості та суспільства: матеріали міжнародної науково-технічної конференції. Кривий Ріг. КНУ. 67.

122. Калініченко, В.О., Косенко, А.В. (2017). *Дослідження показників вилучення руди на основі фізичного моделювання її випуску*. Сучасні технології розробки рудних родовищ. Економічні наслідки діяльності підприємств ГМК: IV міжнародна науково-технічна конференція. Кривий Ріг. НДГРІ. 95–96.

123. Косенко, А.В., Тарасютін, В.М. (2018). *Підвищення ефективності технологічного процесу випуску і доставки руди у процесі розробки покладів природно-багатих залізних руд на великих глибинах*. Розвиток промисловості та суспільства: матеріали міжнародної науково-технічної конференції. Кривий Ріг. КНУ. 55.

124. Kosenko, A.V. (2018) *Increase the recovery percentages of natural-rich iron ore at great depths*. Universum view 2: Proceedings of International scientific conference. Vinnytsya. TOV «Nilan-LTD». 42-43.

125. Ковбик, К.М. (2024). Дослідження протікання процесу випуску при відпрацюванні насичених водою руд у лабораторних умовах в залежності від змін нракційного складу. Гірничий вісник. Кривий Ріг. 112.

126. Ковбик К.М. (2024). Дослідження впливу насиченості руди водою на її втрати в процесі випуску у лабораторних умовах в залежності від змін фракційного складу. Збірник наукових праць НГУ. Національний ТУ «Дніпровська політехніка». Дніпро. 77(2).

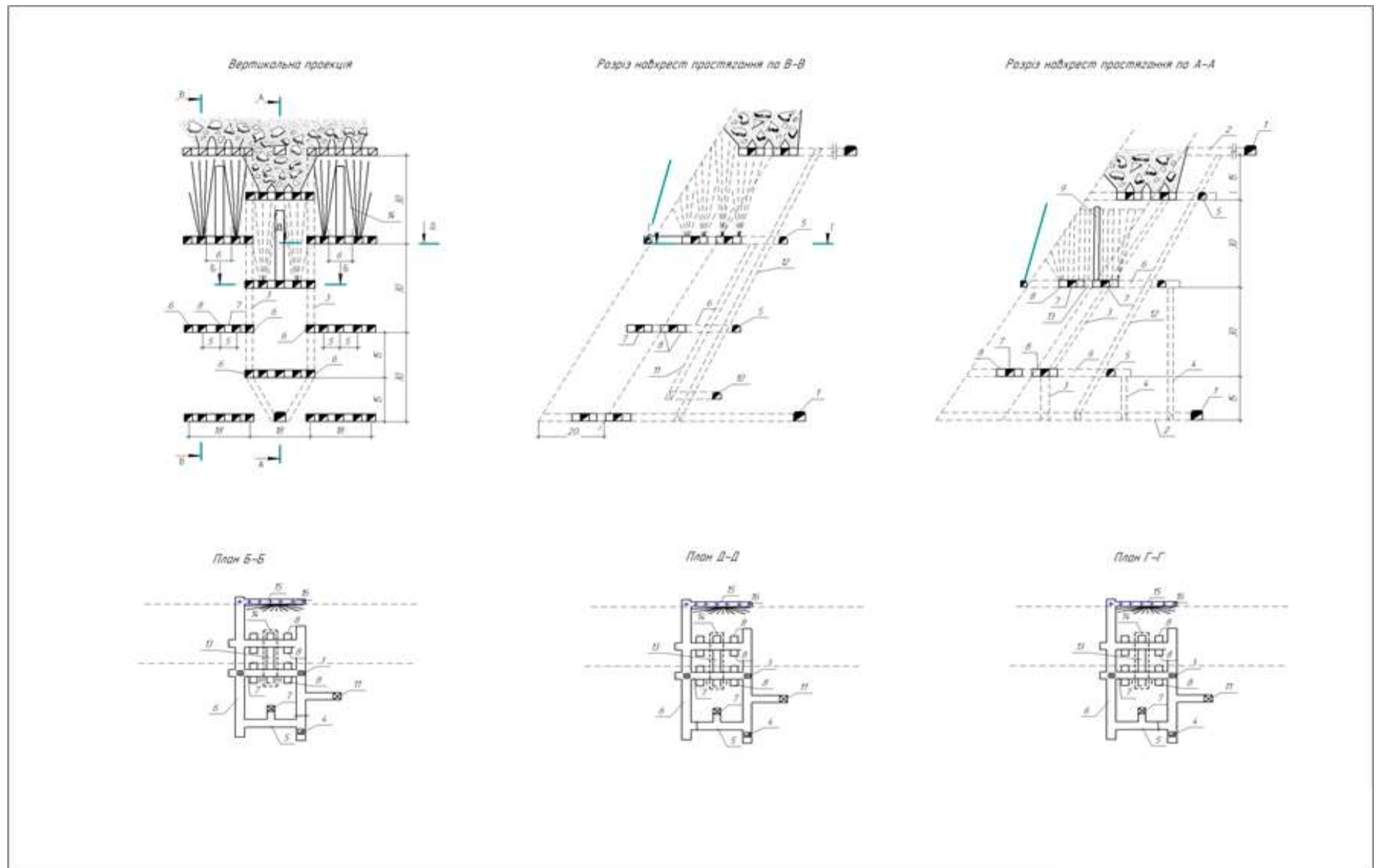
127. Ковбик, К.М., Калініченко, В.О. (2023). *Методика моделювання випуску насичених водою багатих залізних руд в умовах криворізького залізрудного басейну*. Гірничий вісник. 111. 18–22.

128. Ковбик, К. М. (2020). *Шляхи впровадження штучного зміцнення масиву гірських порід при розробці родовищ корисних копалин покладів криворізького залізрудного басейну, в умовах вторинного обводнення, як додатковий захід до дренажу на основі зарубіжного досвіду*. Вісник Криворізького національного університету. Кривий Ріг. 50. 186–190.

129. Азарян А.А., Колосов В.А., Моргун А.В., Плеханов В.К., Попов С.О. (2005). *Инструкция по нормированию, прогнозированию и учету показателей извлечения руды из недр при подземной разработке железорудных месторождений*. «Минерал». Кривой Рог. 131 с.

130. Калініченко, О.В., Ковбик, К.М. (2015). *Удосконалення існуючих систем розробки підповерхового обвалення руди в умовах Криворізького залізрудного басейну*. Збірник наукових праць. Кривий Ріг. 55. 223-230.

ДОДАТОК А



ДОДАТОК Б

Журнал випуску руди								
Друга серія досліджень. Насиченість водою 5.5%. Вага матеріалу 8560 г			Друга серія досліджень. Етап II Насиченість водою 6%. Вага матеріалу 8610 г			Друга серія досліджень. Етап III. Насиченість водою 7%. Вага матеріалу 8690 г		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	42	0,49	5	43	0,5	5	34	0,39
10	71	0,83	10	87	1,01	10	229	2,64
15	104	1,21	15	102	1,19	15	191	2,2
20	150	1,75	20	150	1,74	20	169	1,94
25	354	4,13	25	258	3	25	246	2,83
40	1910	22,31	40	1921	22,3	40	1984	22,83
Повний випуск	6167	72,05	Повний випуск	6162	71,56	Повний випуск	6064	69,79
Разом	8077	94,36	Разом	8083	93,89	Разом	8048	92,62
Втрати	483	5,64	Втрати	526	6,11	Втрати	641	7,38
Третя серія досліджень. Етап I. Насиченість водою 5.5%. Вага матеріалу 8560 г			Третя серія досліджень. Етап II. Насиченість водою 6%. Вага матеріалу 8610 г			Третя серія досліджень. Етап III. Насиченість водою 7%. Вага матеріалу 8690 г		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	43	0,5	5	43	0,5	5	35	0,4
10	77	0,9	10	88	1,02	10	238	2,73
15	115	1,34	15	104	1,21	15	202	2,32
20	163	1,91	20	153	1,78	20	165	1,9
25	358	4,18	25	246	2,86	25	252	2,9
40	1927	22,51	40	1929	22,4	40	1999	23
Повний випуск	6162	71,99	Повний випуск	6164	71,6	Повний випуск	6065	69,8
Разом	8089	94,5	Разом	8093	94	Разом	8064	92,8
Втрати	470	5,5	Втрати	517	6	Втрати	625	7,2
Четверта серія досліджень. Етап I Насиченість водою 5.5%. Вага матеріалу 8560 г			Четверта серія досліджень. Етап II. Насиченість водою 6%. Вага матеріалу 8610 г			Четверта серія досліджень. Етап III. Насиченість водою 7%. Вага матеріалу 8690 г		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	43	0,5	5	43	0,5	5	39	0,45

Продовження ДОДАТОК Б

10	79	0,92	10	96	1,12	10	242	2,79
15	115	1,34	15	112	1,3	15	205	2,36
20	161	1,89	20	158	1,84	20	168	1,93
25	361	4,22	25	250	2,9	25	256	2,95
40	1948	22,76	40	1928	22,4	40	2008	23,11
Повний випуск	6153	71,88	Повний випуск	6174	71,71	Повний випуск	6068	69,83
Разом	8101	94,64	Разом	8102	94,11	Разом	8076	92,94
Втрати	459	5,36	Втрати	507	5,89	Втрати	613	7,06
П'ята серія досліджень. Етап I. Насиченість водою 5.5%. Вага матеріалу 8560 г			П'ята серія досліджень. Етап II. Насиченість водою 6%. Вага матеріалу 8610 г.			П'ята серія досліджень. Етап III. Насиченість водою 7%. Вага матеріалу 8690 г		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	43	0,5	5	45	0,52	5	40	0,46
10	82	0,96	10	103	1,2	10	171	1,97
15	119	1,39	15	112	1,3	15	207	2,38
20	164	1,92	20	164	1,91	20	245	2,82
25	366	4,28	25	257	2,99	25	259	2,98
40	1957	22,86	40	1937	22,5	40	2015	23,19
Повний випуск	6151	71,87	Повний випуск	6177	71,75	Повний випуск	6069	69,84
Разом	8108	94,74	Разом	8114	94,25	Разом	8084	93,03
Втрати	451	5,27	Втрати	495	5,75	Втрати	605	6,97
Шоста серія досліджень. Етап I. Насиченість водою 5.5%. Вага матеріалу 8560 г			Шоста серія досліджень. Етап II. Насиченість водою 6%. Вага матеріалу 8610 г			Шоста серія досліджень. Етап III. Насиченість водою 7%. Вага матеріалу 8690 г		
Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%	Висота шару (см)	Маса дози (г)	%
5	44	0,51	5	43	0,5	5	42	0,48
10	85	0,99	10	89	1,01	10	174	2
15	121	1,41	15	109	1,27	15	209	2,41
20	168	1,96	20	160	1,86	20	248	2,85
25	371	4,33	25	249	2,89	25	2561	3
40	1961	22,91	40	1980	23	40	2018	23,22
Повний випуск	6156	71,92	Повний випуск	6140	71,32	Повний випуск	6070	69,86
Разом	8117	94,83	Разом	8120	94,32	Разом	8088	93,08
Втрати	442	5,17	Втрати	489	5,68	Втрати	601	6,92

ДОДАТОК В

Список публікацій здобувача за темою дисертації та відомості про
апробацію її результатів

**Основні положення й результати дисертації опубліковані в таких
працях:**

Список публікацій здобувача:

- **в яких опубліковано основні результати дисертації:**

1. Stupnik, M., Kolosov, V., Pysmennyi, S., Kovbyk, K. (2019). Selective mining of complex structured ore deposits by open stope systems. E3S Web of Conferences, 123, art. no. 01007. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/201912301007> (Scopus)
2. Ковбик, К. М. (2020). *Шляхи впровадження штучного зміцнення масиву гірських порід при розробці родовищ корисних копалин покладів Криворізького залізрудного басейну, в умовах вторинного обводнення, як додатковий захід до дренажу на основі зарубіжного досвіду*. Вісник Криворізького національного університету. Кривий Ріг. 50. 186–190. <https://doi.org/10.31721/2306-5451-2020-1-50-186-190>. (Фахове видання категорії Б)
3. Ковбик, К.М., Калініченко, В.О., Кучерук, М.О. (2022). *Визначення характеру деформації та супротив на зріз пухких руд насичених водою при їх руйнування струменями води*. Вісник НУВГП серія «Технічні науки». Рівне. 2(98). 915. <https://doi.org/10.31713/vt220222> (Фахове видання категорії Б)
4. Ковбик, К. М. (2022). *Визначення виходу фракційного матеріалу при руйнуванні мартитових руд струменями води в залежності від напрямку їх зрізання*. Збірник наукових праць НГУ. Національний ТУ «Дніпровська політехніка». Дніпро. 69. 35–42. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/69.035> (Фахове видання категорії Б)
5. Ковбик, К.М. Калініченко, В.О. (2023). *Методика моделювання випуску насичених водою багатих залізних руд в умовах Криворізького*

залізорудного басейну. Гірничий вісник. 111. 18–22. [doi:10.31721/2306-5435-2022-1-110](https://doi.org/10.31721/2306-5435-2022-1-110) (Фахове видання категорії Б)

6. Ковбик, К.М. (2024). *Дослідження протікання процесу випуску при відпрацюванні насичених водою руд у лабораторних умовах в залежності від змін фракційного складу*. Гірничий вісник. Кривий Ріг. 112. 159-163. [doi:10.31721/2306-5435-2024-1-112-158-164](https://doi.org/10.31721/2306-5435-2024-1-112-158-164) (Фахове видання категорії Б)

7. Ковбик, К.М. (2024). *Дослідження впливу насиченості руди водою на її втрати в процесі випуску у лабораторних умовах в залежності від змін фракційного складу*. Збірник наукових праць НГУ. Національний ТУ «Дніпровська політехніка». Дніпро. 77(2). 30-37. <https://doi.org/10.33271/crpnmu/77.030> (Фахове видання категорії Б)

- **які засвідчують апробацію матеріалів дисертації:**

8. Калініченко, О.В., Ковбик, К.М. (2015). *Удосконалення існуючих систем розробки підповерхового обвалення руди в умовах Криворізького залізорудного басейну*. Збірник наукових праць. Кривий Ріг. 55. 223-230. http://nbuv.gov.ua/UJRN/Znpdgi_2015_55_28

9. Калініченко, В.О., Ковбик, К.М., Грищенко Т.С. (26 травня, 2016, Кривий Ріг). *Вплив обводнення масиву гірських порід на механізм їх руйнування, в умовах високого гірничого тиску на шахтах Криворізького залізорудного басейну*. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг. 67. 81. [Матеріали конференції](#).

10. Калініченко, В.О., Чухарєв, С.М, Ковбик К.М. (14 грудня, 2016, Кривий Ріг). *Вплив обводнення масиву гірських порід на ведення очисних робіт в залежності від прийнятих режимів випуску на шахтах Криворізького залізорудного басейну*. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі». Кривий Ріг. [Тези конференції](#).

11. Ковбик, К.М. (26 травня, 2017, Кривий Ріг). *Актуальність удосконалення технології підземного відпрацювання багатих залізних руд в*

умовах обводнення родовищ Криворізького залізорудного басейну. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Розвиток промисловості та суспільства». Кривий Ріг. 68. [Матеріали конференції](#).

12. Калініченко, В.О., Ковбик, К.М. (14 грудня, 2017, Кривий Ріг). *Деформація масиву гірських порід під час ведення робіт по видобутку корисної копалини підземним способом в складних гідрогеологічних умовах. II Міжнародна науково-технічна інтернет-конференція «Інноваційний розвиток гірничодобувної галузі»*. Кривий Ріг. 116. [Тези конференції](#).

13. Ковбик, К.М., (25 травня, 2023, Кривий Ріг). *Проблеми відпрацювання обводнених покладів та актуальність удосконалення методів моделювання технологічних процесів при підземній відробці родовищ корисних копалин в даних умовах. Тези Міжнародної науково-технічної інтернет-конференції «Розвиток промисловості та суспільства»*. Кривий Ріг. 68. [Матеріали конференції](#).

14. Ковбик, К.М. (23 травня, 2024, Кривий Ріг). *Аналіз проблеми відпрацювання обводнених покладів багатих залізних руд Криворізького басейну та актуальність удосконалення випуску руди за рахунок кореляції показників насиченості водою і гранулометричного складу корисної копалини в даних умовах. Матеріали міжнародної науково-технічної конференції «Розвиток промисловості та суспільства»*. Кривий Ріг. [Матеріали конференції](#).