

ЕКОЛОГІЧНА БЕЗПЕКА ТА ОСНОВИ ПРИРОДОКОРИСТУВАННЯ ENVIRONMENTAL SAFETY AND NATURAL RESOURCES

UDK 622.725:553.945 (088.8)

Vasil Lyashenko¹, candidate of technical sciences, Senior Researcher, Head of the Research Department

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0001-8361-4179> **e-mail:** vilyashenko2017@gmail.com

Tamara Dudar², Doctor of technical Sciences, Senior Researcher, Professor, Head of the Department of Environmental Studies

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0003-3114-9732> **e-mail:** dudar@nau.edu.ua

Viktor Stus³, Doctor of medical sciences, Professor, Professor of the Department of Surgery No. 1 and Urology

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0002-4539-8126> **e-mail:** viktor.stus@gmail.com

Viktor Shapovalov⁴, candidate of technical sciences, Associate Professor, Associate Professor of the Department of Occupational Safety and Civil Safety

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0002-5965-2869> **e-mail:** Shapovalov@knu.edu.ua

¹State Enterprise «Ukrainian Research and Design Institute of Industrial Technology», Zhovti Vody, Ukraine

²National Aviation University, Kyiv, Ukraine

³Dnipro State Medical University, Dnipro, Ukraine

⁴State Kryvyi Rih National University, Kryvyi Rih, Ukraine

IMPROVEMENT OF COMBINED TECHNOLOGIES OF UNDERGROUND BLOCK LEACHING OF METALS FROM OUT OF BALANCE AND UNCONDITIONED ORES

Abstract. The object of the research is technologies and technical means for combined leaching of metals from hard ores in installations mounted in underground leaching blocks (BWB) with their preliminary crushing by explosives (BV). One of the most problematic places is the difficulty of achieving the specified quality of crushing, as well as the necessary height of ore storage in the chamber for further leaching of metals and the coefficient of loosening, taking into account the management of the energy of explosive destruction of rock ores. In the course of the study, the following were used: data from literary sources and patent documentation in the field of technologies and technical means for PBV of metals from ores in energy-disturbed massifs, substantiation of technological parameters of operational units; laboratory and production experiments; physical modeling of metal extraction from ores from the average linear size of a piece of blasted ore. Analytical studies, comparative analysis of theoretical and practical results using standard and new methods were performed with the participation of the

authors. It was established that the most intense infiltration leaching occurs in the size class of ore pieces $-100+0$ mm. For the Michurynske deposit, Ukraine, during leaching, it is recommended that the yield of such a fraction in the reflected ore is about 90%. Metals are extracted less intensively and longer from fractions of $-200+100$ mm. It has been proven that the main place in PBV should be occupied by the explosive preparation of ore, which ensures effective extraction of metal from stored ores with a loosening coefficient of $1.15 > Kr < 1.20$, which is regulated by the volume of ore released from the block (up to 30%) and parameters cameras (length, width and height). The extraction of metal ξ , %, which significantly depends on the average linear size of a piece of blasted ore d_{cp} and with a high degree of reliability ($R^2 = 0.97$), was established. Due to the involvement in the production of substandard and off-balance ores, the raw material base of metal extraction at existing mines and those that are being built again can be increased by 1.4–1.6 times. Research results can be used during the underground development of ore deposits of off-balance and non-conditional ores of complex structure.

Keywords: metal leaching, ore crushing, efficiency, environmental management.

В.І. Ляшенко¹, Т.В. Дудар², В.П. Стусь³, В.А. Шаповалов⁴

¹Державне підприємство «Український науково-дослідний і проектно-розвідувальний інститут промислової технології», м. Жовті Води, Україна

²Національний авіаційний університет, м. Київ, Україна

³Дніпровський державний медичний університет, м. Дніпро, Україна

⁴Криворізький національний університет, м. Кривий Ріг, Україна

ВДОСКОНАЛЕННЯ КОМБІНОВАНИХ ТЕХНОЛОГІЙ ПІДЗЕМНОГО БЛОКОВОГО ВИЛУГОВУВАННЯ МЕТАЛІВ ІЗ ПОЗАБАЛАНСОВИХ І НЕКОНДИЦІЙНИХ РУД

Анотація. Об'єктом дослідження є технології та технічні засоби для комбінованого вилуговування металів із позабалансових і некондиційних міцних руд в установках, змонтованих у гірничих виробках блоків підземного вилуговування (ПБВ) із попереднім їх дробленням вибуховими речовинами (ВР). Одним із найпроблемніших місць є складність досягнення заданої якості дроблення, а також необхідної висоти магазинування руди в камері для подальшого вилуговування металів та коефіцієнта розпушення з урахуванням керування енергією вибухового руйнування скальних руд. У ході дослідження використовувалися: дані літературних джерел та патентної документації у галузі технологій та технічних засобів для ПБВ металів із руд в енергопорушених масивах, обґрунтування технологічних параметрів експлуатаційних блоків; лабораторні та виробничі експерименти; фізичне моделювання вилучення металу із руд від середнього лінійного розміру шматка підірваної руди. Виконано аналітичні дослідження, порівняльний аналіз теоретичних та практичних результатів за стандартними та новими методиками за участю авторів. Встановлено, що найінтенсивніше інфільтраційне вилуговування відбувається при класі крупності рудних шматків $-100+0$ мм. Для Мічуринського родовища, Україна при вилуговуванні рекомендується вихід такої фракції в руді, що відбивається, близько 90%. Менш інтенсивно і триваліше витягують метали з фракцій $-200+100$ мм. Доведено, що основне місце при ПБВ повинна займати вибухова підготовка руди, що забезпечує ефективне вилучення металу із замагазинованих руд при коефіцієнті розпушення $1,15 > Kr < 1,20$, який регулюється обсягом руди, що

випускається з блоку (до 30%), і параметрами камер (довжина, ширина та висота). Встановлено вилучення металу ξ , %, яке істотно залежить від середнього лінійного розміру шматка підірваної руди $d_{\text{ср}}$ із високим ступенем достовірності ($R^2 = 0,97$). За рахунок залучення у виробництво некондиційних та позабалансових руд сировинна база видобутку металів на діючих шахтах і тих, що знову будуються, може бути збільшена в 1,4–1,6 рази. Результати досліджень можуть бути використані під час підземної розробки рудних родовищ позабалансових та некондиційних руд складної структури.

Ключові слова: вилуговування металів, дроблення руди, ефективність, природокористування

<https://doi.org/10.32347/2411-4049.2024.4.5-27>

Вступ

Світові інтеграційні процеси з посиленням конкурентної боротьби за виживання супроводжуються припиненням діяльності малоприбуткових чи дотаційних гірничих підприємств. У прагненні зберегти економічну ефективність активізується вибіркова розробка найбагатших ділянок родовищ із переведенням значної частини запасів у категорію неактивних [1, 2]. У той же час запаси багатьох родовищ, некондиційні або позабалансові для традиційних способів отримання, є кондиційними і балансовими для комбінованих технологій із вилуговуванням металів. Такими є, наприклад, родовища в Україні, Північному Казахстані, Німеччині та інших розвинених гірничодобувних країнах світу [3, 4]. Підвищити ефективність отримання металів можна за рахунок впровадження комплексної технології, яка включає традиційну камерну систему із закладкою, що твердіє, і підземного блочного вилуговування (ПБВ) із скельних некондиційних або позабалансових руд та вилуговування на денній поверхні в кучах (штабелях) [5, 6]. Тому обґрунтування технології та технічних засобів для ПБВ металів із скельних некондиційних або позабалансових руд, що забезпечують підвищення економічної ефективності, раціональне використання та охорону надр, а також збільшення сировинної бази виробництва металів на шахтах, що діють, – актуальне наукове, практичне та соціальне завдання, що потребує нагального рішення. Наукові та практичні результати отримані під час виконання науково-дослідних робіт за темами (науковий керівник – Ляшенко В.І.): «Дослідження напруженого стану гірничого масиву, здатного до прояву гірничого тиску, оцінка стійкості камер та обґрунтування їх безпечних параметрів на шахтах ДП «СхідГЗК» («Параметри камери» – номер державної реєстрації 0105U001957); «Сейсмічний моніторинг дій вибухових робіт в межах гірничого відведення шахти ДП «СхідГЗК» (номер державної реєстрації №0109U002127); «Дослідження та розробка сейсмобезпечної технології підготовки рудної маси до підземного блокового вилуговування покладів 1, 4, 5, 10 на поверхнях 280–210 м Мічурінського родовища» – номер державної реєстрації 0108U008931) та інші. Означена робота є продовженням досліджень, основні наукові та практичні результати яких найбільш повно наведені у роботах [7, 8]. Об'єктом дослідження є традиційні гірничі технології та технічні засоби в поєднанні з ПБВ металів із скельними рудами та попереднім їх дробленням вибуховими речовинами (ВР). Існують різні технологічні схеми ПБВ, з якими широко застосовується вилуговування металів із проникненням у природному заляганні через свердловини,

пробурені з поверхні. Також можливе застосування схеми з попереднім дробленням скельних руд вибухами ВР. Із найбільш проблемних місць є складність досягнення заданої якості дроблення, а також необхідної висоти зберігання руди в камері та її параметрів для подальшого вилуговування металів і коефіцієнта розпушування з урахуванням енергії вибухового руйнування скельних руд. Дослідження гірничих аспектів вилуговування та розробка наукових основ і способів його здійснення є одним із нагальних завдань гірничодобувного виробництва [9, 10].

Аналіз останніх досліджень і публікацій

Залучення у виробництво запасів, що списуються, має не тільки економічне значення, а й стратегічне. Означене служить зміцненню мінерально-сировинної бази і національної безпеки держав, оскільки в процесі вилуговування попутно витягуються стратегічні рідкоземельні метали. Реальну можливість залучити у виробництво мінерально-сировинні ресурси надають технології з вилуговування металів із відбитих та замагазинних у камерах руд ПБВ, а також на денній поверхні у складованих у купах чи штабелях (купне вилуговування). Однак тривалість процесів компенсації витрат перешкоджає розширенню сфери застосування цих технологій, хоча на гірничо-хімічних та гірничо-збагачувальних комбінатах обсяг видобутку вилуговування металів збільшується [11, 12]. Розробкою, опробуванням та впровадженням у виробництво ефективних технологій займається низка науково-дослідних, проектно-конструкторських та вищих навчальних закладів України. Зокрема, означені дослідження в Україні здійснює Інститут геотехнічної механіки імені М.С. Полякова Національної академії наук України (ІДТМ НАН України, м. Дніпро): роботи А.Ф. Булата, О.М. Зоріна, В.В. Виноградова, Т.А. Паламарчука; Науково-дослідний гірничорудний інститут Криворізького національного університету (НДГРІ КНУ, м. Кривий Ріг): роботи А.Г. Каткова, І.С. Зіцера, В.С. Нігматуліна, В.П. Волощенко, В.В. Цариковського, Г.К. Хижняка, А.П. Григор'єва, В.Д. Запорожця, В.І. Миконця; Національний технічний університет «Дніпровська політехніка», м. Дніпро: роботи М.М. Протодьяконова, О.М. Дінника, А.В. Савостьянова, С.Г. Борисенко, О.І. Зільбермана, О.В. Колоколова, В.І. Бондаренко, П.І. Пономаренко, Г.А. Симановича, Л.М. Ширіна, В.І. Бузіло, В.Я. Кириченко, Ю.М. Халімендика, О.Є. Хоменко; Криворізький національний університет, м. Кривий Ріг: роботи Г.М. Малахова, Ю.П. Капленко, В.Ф. Лавріненко, Б.М. Андрєєва, Є.І. Логачова, В.А. Калініченко; Державне підприємство «Український науково-дослідний та проектно-розвідувальний інститут промислової технології» (ДП «УкрНДПРІ промтехнології, м. Жовті Води): роботи О.К. Авдєєва, В.М. Мельниченка, Ю.Й. Кошика, М.М. Слепцова, Ю.Я. Савельєва, В.І. Ляшенка, та інші. [13, 14]. Незважаючи на позитивний досвід промислового вилуговування, поки тільки урану, міді, золота, недостатня вивченість процесу перешкоджає широкому впровадженню методу на родовищах руд інших металів. Підземне вилуговування в блоках без урахування всіх природно-техногенних факторів може дискредитувати ідею, тому основним завданням розвитку методу є розробка наукових засад нової технології [15].

Мета досліджень

Мета дослідження – вдосконалення комбінованих технологій підземного блокового вилуговування металів із позабалансових і некондиційних руд. Це підвищить екологічну безпеку та природокористування, економічну ефективність, покращить раціональне використання та охорону надр, а також збільшить сировинну базу видобутку металів на діючих шахтах у 1,4–1,6 рази.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити такі завдання:

- провести аналіз теорій та практики буровибухової підготовки та відбійки великих обсягів рудних мас для ПБВ металів із скельних некондиційних та позабалансових руд;
- обґрунтувати ефективність охорони надр при підземній розробці рудних родовищ традиційними технологіями (камерами із погашенням техногенних пустот закладкою) та комбінованими з вилуговуванням металів із скельних некондиційних та позабалансових руд (в камерах та на земній поверхні в штабелях-купах);
- розробити методику визначення ефективності підземної розробки рудних родовищ шляхом порівняння показника повноти вилучення корисного компонента з надр традиційними та комбінованими технологіями.

Методика дослідження

У ході дослідження використано методи комплексного узагальнення, аналізу та оцінки практичного досвіду і останніх наукових досягнень у галузі:

- технології підземного видобутку руд в енергопорушених масивах складної структури;
- підземної геотехнології;
- комплексної технології, що включає традиційну камерну систему з закладкою і ПБВ металів зі скельних руд;
- теорії та практики вибухового руйнування твердих середовищ.

Також були використані методи механіки суцільних середовищ, математичної статистики та методи дослідження хвильових процесів за стандартними та новими методиками провідних фахівців розвинених гірничодобувних країн світу за участю авторів у цій галузі, зокрема авторів означених робіт [16].

Результати дослідження

Системи вивільнення металів у блоках (ПБВ) застосовуються на місцях народження, що характеризуються достатньою активною пористістю та фільтраційною здатністю. Недоліком зазначеної системи ПБВ є відсутність обґрунтованих буровибухових параметрів, що забезпечують задану якість дроблення та технологічні умови, спрямовані на більш повне використання енергії вибухового руйнування, крім повільного підриву та підриву в стисненому середовищі. Крім того, не визначені стійкі параметри експлуатації блоків ПБВ, які без урахування управління енергією вибухового руйнування можуть призвести до порушення їх конструктивних елементів. В результаті чого одним із самих проблемних місць є складність досягнення заданої якості дроблення, а також вимагається висота зберігання руди в камері для подальшого

вищощування металів і коефіцієнт розривання з урахуванням керування енергією вибухового руйнування скальної руди [17]. Схема вилуговування металів із проникаючих руд у природному заляганні через свердловину представлена на рис. 1. Позначено: 1 – вузол приготування розчину; 2 – свердловина для подачі розчину; 3 – свердловина для видачі продуктивного розчину; 4 – компресор; 5 – повітропровод для ерліфта; 6 – колектор продукційного розчину; 7 – відстійник; 8 – установка для переробки розчину. У нього подають розчинник, який, фільтруючись по покладах, вилуговує корисні компоненти і потім відкачується через інші свердловини. Особливістю свердловин є застосування труб з поліетилену. За цією технологією розроблені родовища України, зокрема «Девладівське», «Братське» і «Сафонівське» ДП «Схід ГЗК» у період із 1959 по 1984 роки. В даний час всі ділянки, розроблені технологічною схемою підземного вилуговування (ПВ), рекультивовані, а землі передані землекористувачу. Спеціалізована лабораторія веде моніторинг забруднення гідрогеологічного середовища в пробах води, відібраних через свердловини в зоні впливу зазначеного гірського об'єкта [18]. Схему підготовки рудних тіл до вилуговування на «Бикогірському» родовищі, Північний Кавказ без руйнування рудного масиву у ПВБ наведено на рис. 2. Зазначена технологія дозволила суттєво скоротити операції порівняно із традиційною системою розробки.

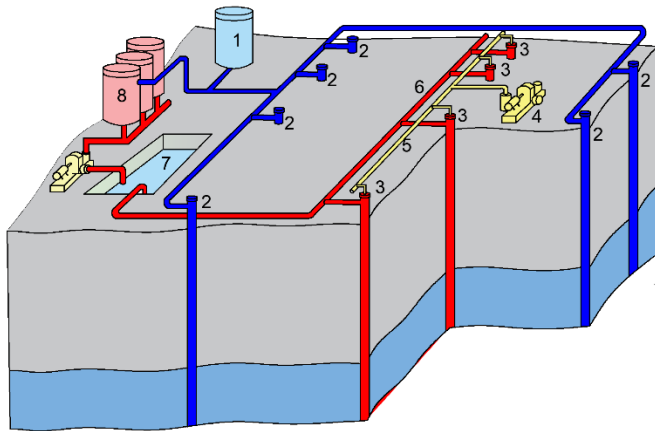


Рис. 1. Схема відпрацювання родовища вилуговуванням

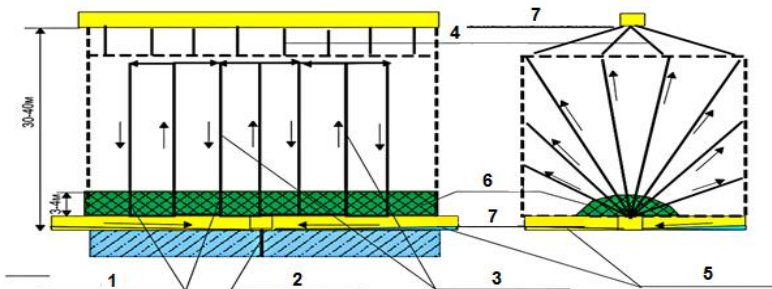


Рис. 2. Підготовка рудних тіл до ПВБ із проникаючих руд у природному заляганні через свердловини: 1, 2, 3, 4 – відповідно дренажні, перепускні, подаючі та зрошувальні свердловини; 5 – гідроізоляція; 6 – тампонаж; 7 – відкатний горизонт

Об'єднання можливостей підприємств, наприклад, свинцево-цинкового комбінату та ВАТ «Кавдоломіт» (Північний Кавказ), забезпечує доломітом, від повного виробничого циклу та видобутку сировини до реалізації продукції. Це підприємство має природоохоронну значущість, оскільки заповнення виробленого простору закладною сумішшю з урахуванням в'язучих із доломіту зменшить втрати руд під час відбійки.

Для отримання в'язучої фракції доломіту застосовують млини, в яких питома поверхня доломітів збільшується до $3000 \text{ см}^2/\text{г}$, що підвищує активність в'язучих добавок на 20-30%. Одним з найкращих способів зниження кількості відходів радіоактивних речовин на поверхні землі, скорочення обсягів закладки та збільшення продуктивності підприємства в процесі випуску продукції є видобуток урану вилуговуванням під землею.

Балансові запаси уранових руд, локалізовані в осадових породах міцністю 4-6 за шкалою проф. М.М. Протодияконова (рис. 3), відпрацьовували на родовищі Північного Казахстану. Розміри блоку: довжина 23–27 м, ширина – 5 м, висота – 28 м. Верстатом НКР-100М пробурено 44 паралельних свердловини із нахилом по падінню рудного тіла і недобуром на 1,5 м. Заряджання свердловин здійснювалося гранулітом АС-8. Вибух – електричним способом, із інтервалом уповільнення між рядами 25 с. Загальна вага заряду – 4200 кг. Коефіцієнт розпушування – 1,12. Вилуговування тривало 6,5 місяця.

Для визначення повноти вилуговування блок був розкритий на 4 підповерхнях виробками. Якісне дроблення масиву відбулося не по всьому блоку. Інтенсифікацію вилуговування здійснено підриванням зарядів грануліту АС-4 у свердловинах. Після інтенсифікації за 4,5 місяця одержано металів у 1,22 раза більше, ніж за першу стадію вилуговування. Блок 2 мав розміри: довжина – 60 м, ширина 10 – 26 м, висота – 36 м. Для відбійки руди застосовувалися висхідні свердловини діаметром 85 мм. Вибух здійснювався із уповільненням 25, 30, 75 та 100 мс. Коефіцієнт розпушення руд – 1,23.

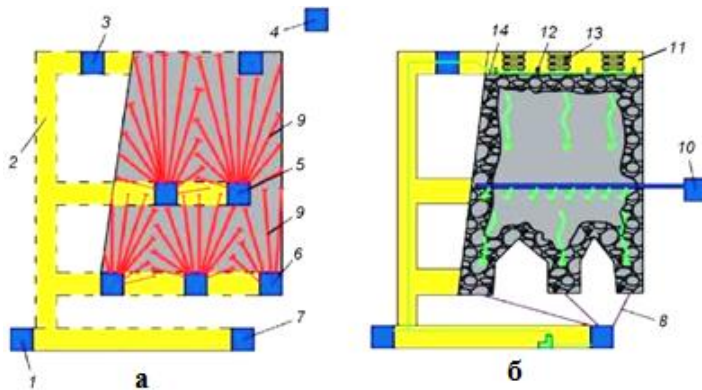


Рис. 3. Підземне блокове вилуговування металів із руд: а, б – відповідно, розбурювання камерних запасів блоку і вилуговування відбитих і замагазинних руд в камері: 1 – штрек; 2 – вертикальна виробітка; 3 – штрек для зрошення; 4 – штрек вентиляційний; 5 – бурові штреки; 6 – дренажно-бурові штреки; 7 – дренажний штрек; 8 – дренажні свердловини; 9 – проміжний горизонт зрошення; 10 – проміжний горизонт зрошення; 11 – штрек для зрошення; 12 – верхнє підсікання; 13 – кріплення; 14 – зрошувальна система

На рудниках в минулому Радянського Союзу (СРСР), Співдружності Незалежних Держав (СНД), України, Північного Казахстану, Німеччини та інших розвинених гірничодобувних країн світу застосовують системи розробки з вилуговуванням металу з магазинованих у камері руд у промислових масштабах (рис. 4) [19].

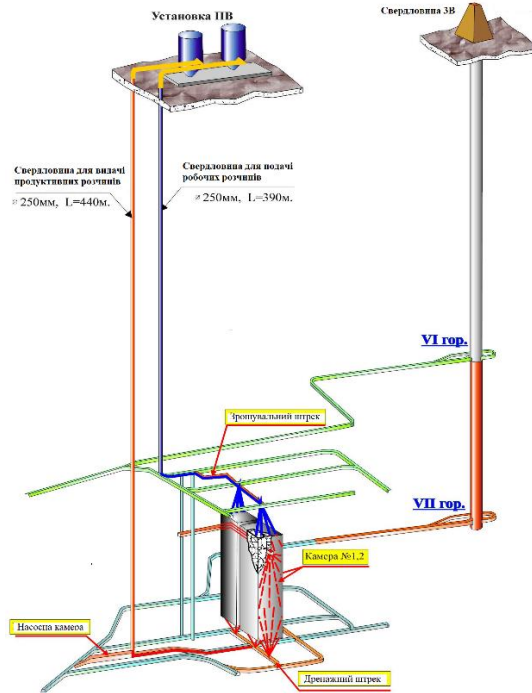


Рис. 4. Схема підземного блокового вилуговування металу з руд, замагазинованих у камерах на руднику «Глибокий»

Основними недоліками існуючих технологій ПБВ металів із магазинованих у камері руд є:

- трудомісткість технологічного процесу для створення умов ефективного вилуговування;
- необхідність транспортування гірничої маси та заповнення виробленого простору твердіючою сумішшю, формування штучного днища;
- відсутність обґрунтованих параметрів буропідричних робіт, що забезпечують задану якість дроблення руд та технологічних умов, та короткосповільненого підривання у затиснутому середовищі;
- не визначено також стійкі параметри блоків, які без урахування керування енергією вибухової руйнації можуть призвести до обвалення конструктивних елементів блоків;
- не обґрунтовано ефективної висоти вилуговування металів та коефіцієнт розпушування відбитих руд з урахуванням управління енергією вибухового руйнування.

Технічним завданням, для вирішення якого спрямована пропонується комбінована технологія, є підвищення ефективності процесу розробки рудних родовищ у поєднанні з ПБВ шляхом оптимізації параметрів експлуатаційних

блоків та створення умов управління енергією вибухового руйнування. Це забезпечує оптимальний гранулометричний склад гірничої маси та зниження витрат технологічних розчинів при вилюговуванні корисних компонентів.

Теорія та практика буровибухової підготовки руд до підземного вилюговування металів

Здійснюють буріння свердловин та зарядку вибухової речовини, її короткоуповільнене підривання у затиснутому середовищі. Виконують проходку горизонту зрошення та днища для збирання продуктивних розчинів, частковий випуск відбитої на відрізу щілину руди. На підставі результатів багаторічних досліджень під час підземної розробки родовищ в енергопорушених масивах автори пропонують розрахункові формули щодо обґрунтування параметрів буровибухових робіт та безпечних параметрів камер із урахуванням ефективності ПБВ металів (табл. 1 та табл. 2).

Таблиця 1. Параметри буровибухових робіт при віяловому розташуванні свердловин для відбивання руди з підповерхових штреків (ортів)

Діаметр свердловин, $d_{св}$ мм	Відношення висоти підповерху до ширини камери, h/ϵ	Коефіцієнт від h/v , K	Коефіцієнт, f	Коефіцієнт тріщинуватості, $K_{тр}$	Коефіцієнт зближення свердловин, m	Лінія найменшого опору, W , м	Відстань між кінцями свердловин, a , м	Вихід гірничої маси з одного метра, λ , м	Питома витрата на відбійку, q , кг/м ³
75	1,3	0,1	16	1,00	7,8	1,6	2,9	2,5	1,4
65	1,3	0,1	14	1,00	$\frac{2,1^*}{2,0}$	$\frac{1,44^*}{1,5}$	$\frac{3,0^*}{3,0}$	2,3	1,15

* – у чисельнику параметри по номограмі, у знаменнику – для користувача.

Таблиця 2. Безпечні параметри камер для рудних родовищ

Найменування параметрів	Розрахункові формули
Довжина експлуатаційного блоку l для досягнення заданої якості дроблення гірничої маси, м	$e_1 = e_0 + 2l_e e_1$
Ширина компенсаційного простору під час вибуху в затиску визначається шириною відрізної щілини e_0 і довжиною ділянки часткового випуску l_e , обмеженим коефіцієнтом розпушення $1,15 > Kp < 1,2$, м	$l = 2(K + m) + e_1$
Ефективна висота h замагазинованої гірничої маси в ПБВ з урахуванням технологічних і гідродинамічних характеристик руд, що вилюговуються, м	$h = \frac{\theta \cdot t}{V \cdot \lambda}$

Примітка: K , m – відповідно, розмір ділянок інтенсивного зіткнення відбитої гірської маси та вибухом ВР у затиску, м; e_1 – розмір компенсаційного простору, м; θ – режим зрошення, м³/м²·час; t – час інтенсивного вилюговування, годин; V – витрата реагенту на 1 т руди, м³; γ – щільність вилюговуючих руд, т/м³

Під час розробки системою підповерхових штреків допускається вихід свердловин за межі рудних тіл трохи більше 5% від загального обсягу бурових робіт у блоці. Зазначений допуск не поширюється на буріння в камерах при системі підповерхових ортів. В Україні рекомендовано до застосування варіант видобутку руд дробленням руд зарядами ВР та вилуговуванням металів в установках, розташованих у виробках експлуатаційного блоку.

Обґрунтування ефективного коефіцієнта розпушення дозволяє підвищити вилучення корисних компонентів із руд до економічно доцільних меж [20]. Це дозволило залучити до відпрацювання запаси некондиційної сировини та продовжити термін існування діючих шахт. Вилучення металу залежить від розміру шматка підірваної руди d_{cp} і ($R^2 = 0,97$) і описується відповідним виразом (рис. 5).

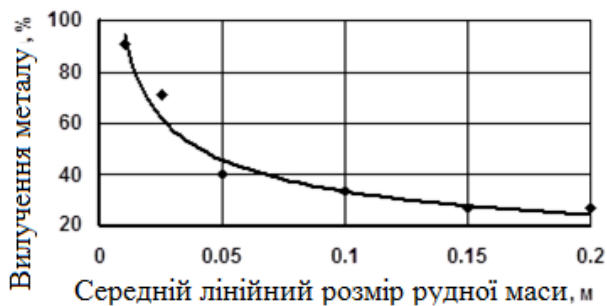


Рис. 5. Графік залежності вилучення металу від середнього лінійного розміру роздробленої вибухом вибухових речовин рудної маси

В умовах Мічурінського родовища ДП «СхідГЗК» (Україна) проведено дослідження кількісних параметрів процесу вилуговування уранових руд. Зменшення розміру шматка та збільшення площі руйнування масиву сприяють раціональному використанню кінетичної енергії вибуху.

Комбінована геотехнологія видобутку руд та вилуговування металу

Останнім часом у розвинених гірничодобувних країнах світу знаходять застосування комбіновані геотехнології ПБВ металів із рудної сировини (рис. 6 та рис. 7). При комбінуванні технологій багаті руди видають на поверхню та переробляють на заводі, а бідні вилуговують у підземних блоках та штабелях з отриманням металів, будівельної сировини, знесоленої води, газів, кислот та низькосортних лугів. Такі технології ефективні, коли 40% багатой руди видається на поверхню, а 60% руди вилуговується під землею. При однаковій продуктивності підприємства з гірничої маси продуктивність з металу підвищується вдвічі. Вилучення металів вилуговуванням може застосовуватися на всіх етапах розробки родовища.

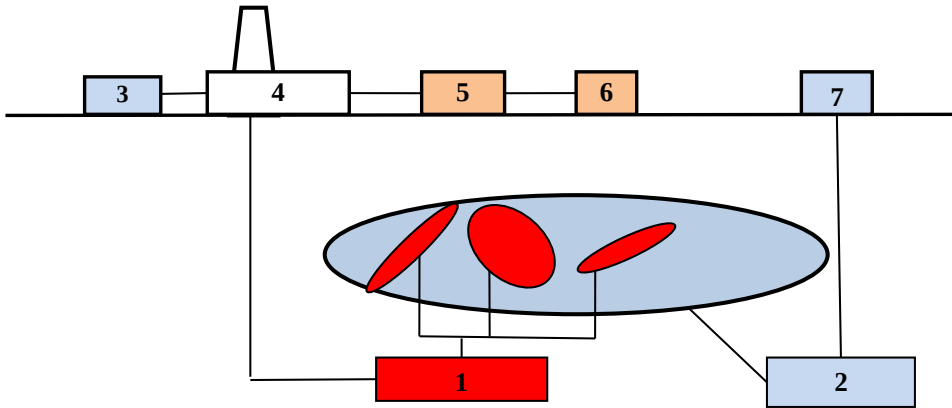


Рис. 6. Комбінована розробка рудного родовища (схема): 1, 2 – відповідно, багаті та бідні (за вмістом металів) руди; 3 – комплекс купного вилуговування бідних та позабалансових руд (за вмістом металів); 4, 5 – відповідно, рудоконтрольна та збагачувальна станція (РКС) та фабрика (РОФ); 6 – закладний комплекс; 7 – цех приготування розчинів для вилуговування

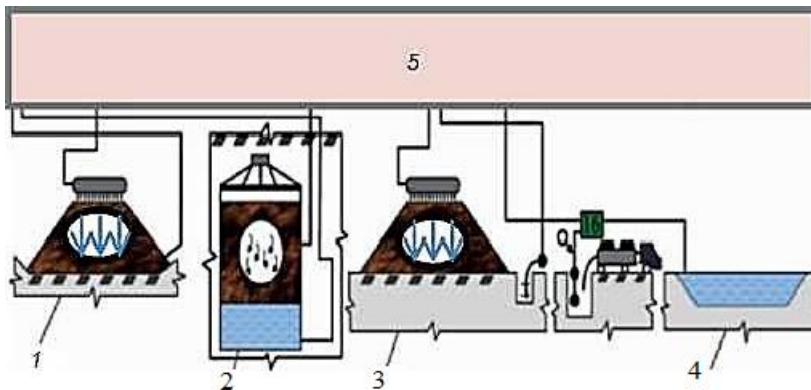


Рис. 7. Купне вилуговування металів на земній поверхні (схема): 1 – штабель купного (у штабелях) вилуговування; 2 – фотоелектричний блок; 3 – відвал; 4 – ставок; 5 – цех обробки розчину

Запаси Мічурінського родовища, значна частина якого залягає під річкою Інгул, локалізовані в крутопадаючих рудних тілах. ПВВ освоюються за таких умов:

- стійкі та середньої стійкості крутопадаючі рудні тіла, що залягають у скельних кисло-водостійких вмшчующих породах;
- балансові, бідні та позабалансові руди;
- зони тріщинуватості в навколоблоковому просторі слаборозвинені, а присутність карбонатів не більше 2-4%;
- рудні поклади мають позабалансові ореоли за відсутності глинистих включень.

Сейсдобезпечна маса заряду на одне уповільнення визначається згідно з формулами, наведеними в табл. 3.

Таблиця 3. Сейсмобезпечна маса заряду на одне уповільнення (Q), кг

Найменування параметрів	Розрахункові формули
для гірничого масиву;	$Q = \left[\frac{U_d}{K} \right]^{\frac{3}{n}} \cdot r^3$
для закладного масиву: при нормальному розташуванні віялових зарядів;	$Q = \left(\frac{2\sigma_{p.z.} \cdot g \cdot 1000}{85 \cdot \gamma \cdot C_p} \right)^{2,34} \cdot r^3$
при паралельному розташуванні віялових зарядів	$Q = \left(\frac{\sigma_{сж} \cdot g}{0,290 \cdot \gamma \cdot C_p} \right)^{1,44} \cdot r^3$

Примітка. У формулах позначено: U_d – допустима швидкість зміщення для різних підземних об’єктів і оголень камер ($U_d = 24\text{--}75$ і залежить від категорії та термінів служби об’єктів, що охороняються), см/с; K – коефіцієнт, що враховує властивості середовища (гірські та штучні масиви, розломи та ін.), що проводить сейсмічні коливання ($K = 100\text{--}600$), од.; n – показник ступеня згасання сейсмовибухових хвиль ($n = 1,85\text{--}2,1$); C_p – швидкість поширення поздовжніх хвиль у закладному масиві, см/с. При $\sigma_{сж} = 3,0$; 6,0 і 8,5 МПа, показник $C_p = 22 \cdot 10^4$; $25 \cdot 10^4$ та $26 \cdot 10^4$ см/с, відповідно; r – відстань між камерами (від епіцентру вибуху до оголення), м; $\sigma_{p.z.}$, $\sigma_{сж}$ – відповідно, межа міцності закладки на розтягування та стиск, МПа; g – питома витрата ВР на відбійку руди, кг/м³; γ – щільність руди, т/м³

Стійкість оголення залежить від величини еквівалентного прольоту гірського масиву та закладки, що твердіє. Розрахунки геометричних параметрів камер із заданими геомеханічними характеристиками виконані, виходячи з таких умов: руда і породи середньої тріщинуватості, міцність за шкалою проф. М.М. Протодияконова 12–18, кут падіння покладів більше 50°, потужність рудних тіл 3–15 м.

Відмінною особливістю наведеної вище технології є те, що вилуговуючі розчини подають з сорбційної колони, розміщеної в гірничих виробках горизонту зрошення в безпосередній близькості до експлуатаційного блоку. Видачу продуктивних розчинів здійснюють із сорбційної колони, розміщеної в гірничих виробках горизонту зрошення, у вагонетках на денну поверхню і далі в цистернах на ГМЗ.

Робочі розчини в цьому режимі з горизонту зрошення (горизонт 210 м) подають на поверхню замаганізованої руди перфорованими поліетиленовими трубами діаметром 16 мм в 48 свердловинах, пробурених з горизонту 210 м в камеру блоку. Зрошення проводиться періодично по 30 хвилин при паузах 2–3 години. Під час пауз створюються сприятливі умови для аерації рудного матеріалу та розвитку окисних процесів, що сприяють переходу металу з важкорозчинної чотиривалентної форми в легкорозчинну шестивалентну. Щільність зрошення під час експерименту змінювалася від 9 л/м² годину до 16 л/м² годину, що забезпечувало інфільтраційний режим зрошення.

Забезпечення нормативного розпушення руд дозволяє підвищити їх витяг до економічно доцільних меж. Дослідний блок ПБВ мав параметри: висота – 20 м; ширина – 16 м; довжина – 24 м (рис. 8).

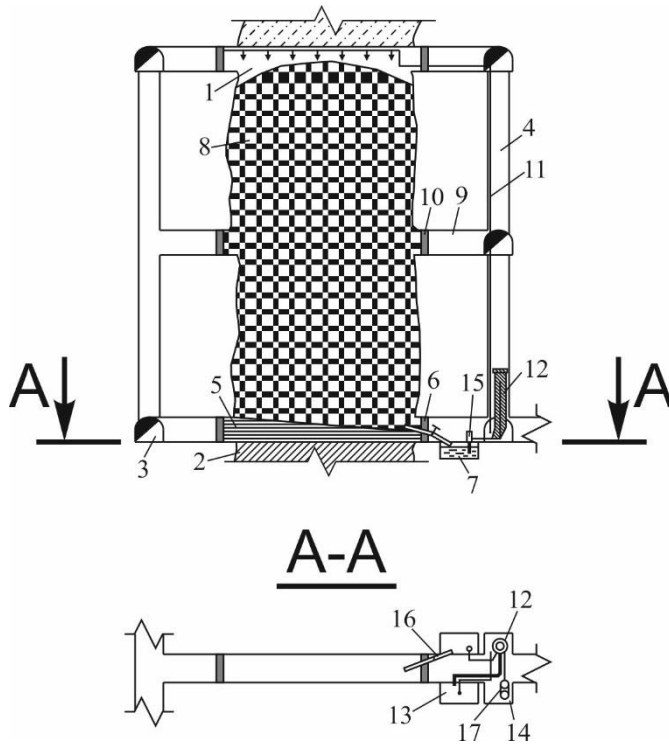


Рис. 8. Технологічна схема вилугування металу із скельних руд в установках, розміщених у гірничих виробках: 1 – камера; 2 – рудне тіло; 3, 4 – виробітки; 5 – ізолюючий матеріал; 6 – ізолююча перемичка; 7 – ємність; 8 – магазинована руда; 9 – вироблення; 10 – ізолююча перемичка; 11 – трубопровід; 12 – апарати для переробки продуктивних розчинів; 13 – ємність для приготування розчину; 14 – ніші; 15 – насоси; 16 – труба; 17 – апарат десорбції

Технологія дослідної ділянки ПБВ включає такі операції:

- закислення відбитої руди в дослідному блоці;
- зрошення замагазинованої руди розчинами сірчаної кислоти;
- сорбцію металу з продуктивних розчинів на смолу (регенерований аніоніт марки АМП);
- інтенсифікацію процесів вилугування вибухами, що струшують;
- відкачування через головний водовідлив шахти надлишку розчинів після сорбції на обладнанні для очищення шахтних вод (УОШВ);
- нейтралізацію та промивання відпрацьованої рудної маси розчином вапна та шахтною водою.

Вилугування забезпечується технологічним обладнанням, що включає: поверхневий вузол; технічний комплекс прийому та видачі кислоти та смоли; підземний вузол; технологічний комплекс вилугування та сорбції. Сірчана кислота із залізничної цистерни, яка використовується як витратна ємність, періодично насосом через бурак (ємність) та зливальний пристрій закачується в транспортну вагонетку-цистерну. Вагонетка-цистерна з кислотою опускається по стволу на горизонт 210 м. Кислота, відповідно до технологічного регламенту, дозується на горизонті 240 м у зумпф продуктивних розчинів – на приготування розчину, що вилугує.

Періодично насичена смола із сорбційної колони вивантажується в спеціальну вагонетку-цистерну і піднімається на поверхню, де за допомогою «транспортної» води від насоса завантажується самопливом в автоцистерну об'ємом 6,4 м³ і транспортується для регенерації на гідрометалургійний завод. Відрегенована смола завантажується у вагонетку з автоцистерни самопливом – за допомогою оборотної води, яка під час завантаження дренає з вагонетки чи автоцистерни через патронний фільтр. На відкатувальному горизонті смола подається з вагонетки-цистерни в сорбційну колону ерліфтом.

Після завершення вилуговування, промивання та нейтралізації блоку в примикаючих виробках горизонтів споруджуються ізолюючі та вентиляційні перемички для запобігання еманції радону та інших шкідливих речовин. Вилужена руда після доставки з блоку до вагонів і транспортування на поверхню була ретельно відгрохована через мінливі сита на рудозбагачувальній фабриці (РЗФ), зібрана і досліджена фракційно (табл. 4).

Таблиця 4. Вміст та вилучення металу за класами крупності у вилуженій руді

Крупність, мм	-200+150	-150+100	-100+50	-50+25	-25+0
Вихід класу, %	8,8	17,0	27,0	35,3	11,9
Вміст металу, %	0,038	0,038	0,030	0,025	0,014
Вилучення металу, %	26,3	26,3	33,3	40,0	71,4

При комбінуванні геотехнологій багаті руди видають на поверхню і переробляють на гідрометалургійному заводі (ГМЗ), інші – вилуговують у шахтних умовах ПБВ і штабелях на земній поверхні. Об'єм руди для підземного вилуговування:

$$Q_y = Q_{з.м.} - Q \frac{M^1 \cdot K_p}{\beta \cdot (K_p - 1)} \cdot \gamma, \quad (1)$$

де $Q_{з.м.}$ – запаси родовища, м³; Q – обсяг руди, що видобувається з надр, м³; M – кількість металу, що видається на поверхню, т; β – вміст металу в руді, частки од.; γ – щільність руд, т/м³; K_p – коефіцієнт розпушення, одиниць.

Техногенними родовищами є хвости збагачення та гірничо-металургійного переділу. Сумарна цінність металів у відходах нерідко перевищує цінність ідентифікованих запасів у надрах. Використання геотехнологій з вилуговуванням металів у певних умовах може забезпечити прибуток та зайнятість населення регіону. При порівнянних витратах з надр витягується більше металу і товарного продукту. У розчин витягуються практично всі метали, що містяться в хвостах, що радикально підвищує видобуту цінність продуктів переробки.

Сейсмічна безпека

Критерієм рівня сейсмовибухового струсу є швидкість коливання, допустиме значення якої варіюється від 0,2 до 10 см/с і визначиться за формулою М.А. Садовського [21]:

$$V = K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^n, \quad (2)$$

де V – швидкість зміщення порід, см/с; n – показник загасання коливань; K – інтенсивність струсів, що характеризує сейсмічність геологічного району та технологію вибухових робіт, од.; Q – маса заряду вибухової речовини, кг; R – відстань від епіцентру вибуху до точки розміщення датчика, м.

Показник загасання сейсмічних коливань (n) та коефіцієнт пропорційності (K) визначаються відповідно до вимог Державного стандарту України ДСТУ 4704:2008 «Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки». Швидкості V_1 та V_2 заміряли у двох точках датчиками сейсмографа типу Blast Mate Series III (Канада) на поверхні при відпрацюванні запасів експлуатаційного блоку (рис. 9) [22].



Рис. 9. Сейсмограф Blast Mate Series III (загальний вигляд)

Розрахунками визначено сейсмічно безпечну масу заряду вибухової речовини, що забезпечує необхідне дроблення гірничорудної маси та сейсмічну безпеку об'єктів у зоні впливу підземних вибухів при відпрацюванні приповерхневих запасів блоками ПВ на околицях річки Інгул (рис. 10).

Значення швидкостей V_1 і V_2 сейсмічних коливань в районі об'єктів, що охороняються, згідно з уточненою формулою М.А. Садовського (2) для вирішення для двох точок вимірювань:

$$V_1 = K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q_1}}{R_1} \right)^n; \quad V_2 = K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q_2}}{R_2} \right)^n. \quad (3)$$

Показник n і коефіцієнт K для двох точок розраховуються згідно з формулами:

$$n = \frac{\ln \frac{V_2}{V_1}}{\ln \frac{R_1}{R_2} + \frac{1}{3} \cdot \ln \frac{Q_2}{Q_1}}, \quad n = \frac{\ln V_2 - \ln V_1}{\ln R_1 - \ln R_2 + \frac{1}{3} \cdot (\ln Q_2 - \ln Q_1)}. \quad (4)$$



Рис. 10. Схема установки датчиків сейсмографа Blast Mate Series III на поверхні під час відпрацювання блоками ПВ: T_1 , T_2 – точки сейсмічних вимірів від вибухів

Коефіцієнт, що залежить від стану гірського масиву, наявності тріщин та розломів, закладеного та незакладеного виробленого простору, визначається згідно з виразами:

$$K = v_1 \left(\frac{R_1}{\sqrt[3]{Q_1}} \right)^n = v_1 \cdot Q^{-\frac{n}{3}} \cdot R_1^n . \quad (5)$$

Приклад.

Вихідні дані:

$$R_1 = 377 \text{ м}$$

$$R_2 = 334 \text{ м}$$

$$Q_1 = 96,4 \text{ кг}$$

$$Q_2 = 96,4 \text{ кг}$$

$$v_1 = 0,042 \text{ см/с}$$

$$v_2 = 0,054 \text{ см/с}$$

Рішення. Згідно з паспортом вимірювань показник сейсмічних коливань (n), що визначається згідно з виразом (4), складе:

$$n = \frac{\ln \frac{v_1}{v_2}}{(\ln R_1 - \ln R_2)} = \frac{\ln \frac{0,042}{0,054}}{\ln 377 - \ln 334} = \frac{0,251}{0,12} = 2,074 .$$

Знаючи величину n , знаходимо значення для конкретного масиву та блоку по першій точці згідно з формулою (5):

для першої точки:
$$K = v_1 \cdot Q_1^{-\frac{n}{3}} \cdot R_1^n = \frac{0,054 \cdot 334^{2,074}}{96,4^{0,69}} = 395,94 ,$$

для другої точки:
$$K = v_2 \cdot Q_2^{-\frac{n}{3}} \cdot R_2^n = \frac{0,042 \cdot 377^{2,074}}{96,4^{0,69}} = 395,88 .$$

Показник n та коефіцієнт K для орієнтовного розрахунку прийняті рівними ($n = 2$ і $K = 500$). Уточнення показників n та коефіцієнта K дозволить коригувати масу сейсмобезпечних зарядів ВР [23, 24].

Подальше вдосконалення вибухових робіт при підповерховій відбійці руд необхідно здійснювати шляхом застосування:

- внутрішньовіялового уповільнення;
- зустрічного ініціювання зарядів;
- застосування свердловин верхнього поверху для утворення екрану;
- зменшення W для першого віяла, що відбивається на відрізу щілину (перше віяло дає найбільшу кількість негабариту);
- застосування неелектричних систем ініціювання ВР (Шосткинський «Імпульс», ПРИМА-ЕРА Павлоградського хімзаводу та інші);
- застосування електронних систем ініціювання;
- застосування емульсійних ВР.

Ефективність отриманих результатів

Прибуток від залучення некондиційних запасів у виробництво забезпечується за рахунок збільшення обсягів видобутку і випуску попутної продукції [25, 26]. Економічна ефективність результатів визначена на підставі даних про фактичну собівартість металу на ПБВ:

$$E_{\text{real}} = (N_{\text{blok}} \times T_{\text{on}} \times T_{\text{of}}) \times C_{\text{blok}} - (N_{\text{trad}} \times T_{\text{trad}}) \times C_{\text{trad}}, \text{ грошових од.} \quad (6)$$

де N_{blok} – кількість металу в замагазинованій руді ПБВ, кг; T_{on} – вилучення металу на іонообмінну смолу, частки од.; T_{of} – вилучення металу з іонообмінної смоли, частки од.; C_{blok} – собівартість 1 кг металу, одержаного з ПБВ, грошових од.; N_{trad} – кількість металу, що знаходиться в ідентичному рудному блоці, що відпрацьовується традиційною технологією, кг; T_{trad} – витяг металу з руди, здобутого з блоку традиційною технологією, частки од.; C_{trad} – собівартість 1 кг металу, отриманого з руди блоку, відпрацьованого традиційною технологією, грошових од.

Протокол та сейсмометричний звіт сейсмографа BlastMate Series III з амплітудно-частотними характеристиками сейсмічних коливань ґрунту біля фундаменту будівель наведено на рис. 11.

Економічна ефективність від впровадження рекомендованої технології:

$$\{P - C_{\text{blok}}\} \times R \times K \times T_1 \times T_2 \times 20, \text{ грошових од. /год,} \quad (7)$$

де P – ціна 1 кг металу в концентраті, грошових од.; R – експлуатаційні запаси убогої руди, т; K – вміст металу в руді, що добувається, умовних од.; T_1 – вилучення металу шахтного ПБВ, частки од.; T_2 – вилучення металу заводське із шахтного ПБВ на ГМЗ, частки од.; 20 – прийнята кількість років відпрацювання запасів бідної, за змістом корисного компонента, руди (табл. 5).

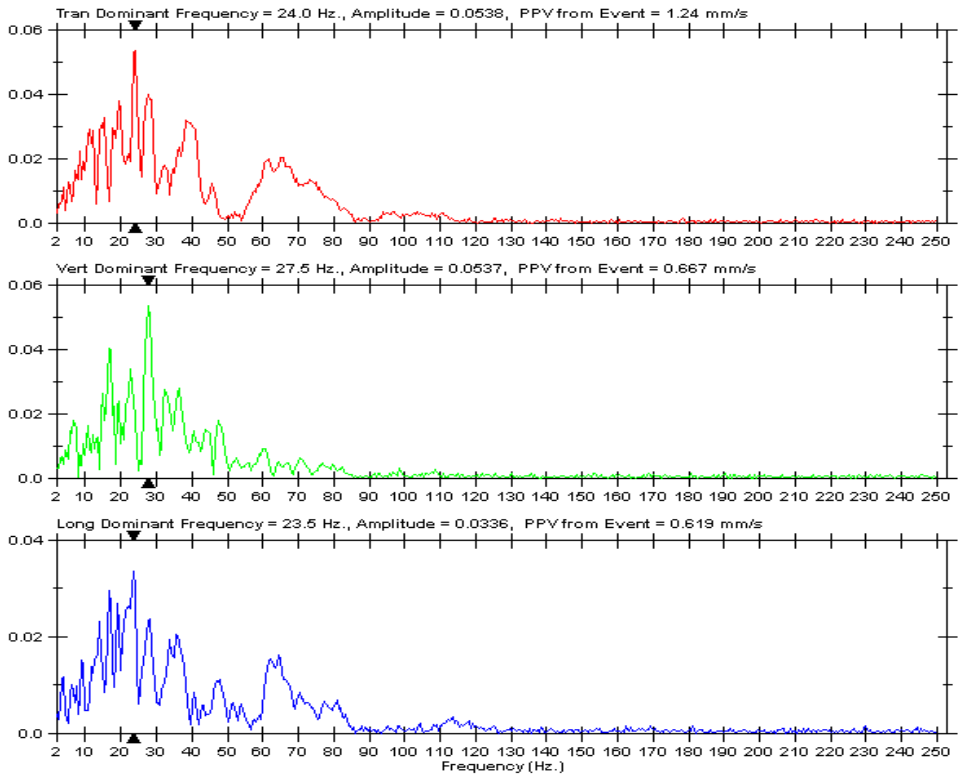


Рис. 11. Протокол та сейсмометричний звіт сейсмографа BlastMate Series III з амплітудно-частотними характеристиками сейсмічних коливань ґрунту біля фундаменту будівель

Таблиця 5. Обсяги виробництва

Найменування	Показники
Підземне вилюговування, т	28 284
Вміст металу, ум. од.	0,038
Кількість металу в руді, кг	10 748
Вилучення на смолу, %	70,0
Вилуговуючий розчин ПБВ, кг	7 524
Вилучення зі смоли, %	99,5
Продуктивний розчин ПБВ, кг	7 486

Впровадження технологій вилюговування покращує економічні та екологічні показники гірничого виробництва [27, 28].

Аналіз результатів досліджень

Дослідженнями обґрунтовано параметри та обрано раціональні схеми підготовки очисних блоків при комбінованому видобутку руд традиційним способом та вилюговуванням металів ПБВ. Це забезпечить охорону та раціональне використання надр, підвищення економічної ефективності.

Переваги блочного вилуговування: відсутні витрати на окремі операції порівняно з традиційною технологією видобутку та переробки руди, а саме:

1) під час видобутку:

- вторинне дроблення та випуск руди;
- внутрішньошахтні перевезення руди;
- видача руди на поверхню;
- дроблення та збагачення руди;
- закладка виробленого простору;
- завантаження в залізничні вагони та перевезення руди на ГМЗ;

2) під час переробки на ГМЗ:

- навантаження руди;
- подрібнення руди;
- вилуговування;
- сорбція;
- регенерація смоли;
- складування хвостів.

Для нейтралізації та зниження забруднень гідрогеологічного середовища вилуговуючими та продуктивними розчинами та важкими металами в зоні впливу ПБВ, рекомендовано промивання відпрацьованої рудної маси та обробка розчином вапна та шахтною водою через свердловини для подачі вилуговувальних розчинів (зрошувальна система). Для вирішення гідроекологічних завдань рекомендовано організувати постійний моніторинг забруднення підземних вод через спостережні свердловини, що пробурені в днищі експлуатаційного блоку та знаходяться в контакті з рудним тілом, а також зон тріщинуватості та гідрогеологічного розриву порід у зоні впливу ПБВ [29, 30].

Вимагають особливої уваги питання стійкості виробок горизонту зрошення, розташованого у районі інтенсивного впливу відпрацьованих блоків. Рудний масив у поперсі 197–210 м ослаблений існуючими до підготовки блоків до ПБВ нарізними та очисними виробками, а також мережею свердловин створюваної системи зрошення. У цих виробках було організовано систематичний контроль за їх стійкістю та характером напружено-деформованого стану приконтурного масиву геофізичними методами та приладами (геомеханічний моніторинг). Негативним фактором є наявність значної кількості піску та сміття у відрегенованій смолі на ГМЗ. Згодом було прийнято рішення щодо монтажу на ГМЗ автономного вузла регенерації смоли для дослідних ділянок ПБВ.

Висновки

Рекомендовано технологічні операції формування відрізних щілин та компенсаційних просторів для забезпечення оптимального розпушування замагазинованої руди за умов вилуговування руд та стійкості оголень масивів. Це забезпечується за коефіцієнта розпушення $1,15 > K_p < 1,2$ та конструктивних стійких параметрів камер: висота замагазинованої руди – 20 м; ширина – 16 м; довжина – 24 м.

Встановлено вилучення металу ξ , %, яке суттєво залежить від середнього лінійного розміру шматка підірваної руди d_{cp} із високим ступенем достовірності ($R^2 = 0,97$). Відмінною особливістю методології визначення

параметрів руйнування скельних руд із заданою якістю дроблення для вилуговування є знаходження необхідної енергії вибуху з урахуванням граничної енергоємності дроблення гірських порід.

На підставі дослідно-промислових випробувань відпрацювання дослідного блоку показано, що найбільш інтенсивне інфільтраційне вилуговування відбувається при класі крупності рудних шматків $-100+0$ мм. Рекомендується вихід цієї фракції в руді, що відбивається, близько 90%. Менш інтенсивно і триваліше витягуються метали з фракцій $-200+100$ мм.

Зазначено, що за час експерименту в розчин переведено близько 54% запасів металу, сировинна база збільшена у 1,4–1,6 рази. Повнота вилуговування металів залежить від якості дроблення руди, рівномірності її розподілу за щільністю в зруйнованому стані та умов, у тому числі: мінералізація, структура, пористість руди, коефіцієнт дифузії, температура, концентрація робочих розчинів тощо.

Показано, що для нейтралізації та промивання відпрацьованої рудної маси її слід обробляти розчином вапна та шахтною водою через свердловини для подачі вилуговувальних розчинів (зрошувальна система). Охорону гідрогеологічного середовища здійснювати шляхом замулювання глинистим розчином днища камери зі збирання продуктивних розчинів. Організувати моніторинг підземних вод через спостережні свердловини, пробурені в днищі експлуатаційного блоку та до контактів з рудним тілом, а також зон тріщинуватості та гідрогеологічного розриву порід.

Перспективні дослідження

Запропоновано здійснювати буріння спостережних свердловин у зоні впливу ПБВ для контролю за зміною забруднення гідрогеологічного середовища та проведення відповідного моніторингу. Для зниження радону провітрювання шахтного поля слід здійснювати з використанням вентиляційних колекторів, а розрахунок кількості повітря для провітрювання робочих ділянок шахти проводити з урахуванням забруднень від ПБВ відповідно до галузевих вимог «Норм радіаційної безпеки України» (НРБУ-97).

За якістю гідрогеологічного середовища у зоні впливу ПБВ продовжити дослідження на основі даних гідрогеологічного моніторингу забруднень підземних вод. Автори вважають за доцільне спорудження напівактивних водопроникних хімічно активних бар'єрів (ВХАБ) та застосування біологічних технологій під час ПБВ шляхом замулювання глинистим розчином днища камери зі збору продуктивних розчинів.

Здійснювати також наукове обґрунтування та розробку профілактичних заходів щодо мінімізації негативних наслідків на здоров'я людини від дії важких металів та радіаційних факторів з урахуванням особливостей їх поєданого впливу на населення та робітників уранодобувної та гірничо-металургійної промисловості.

REFERENCES

1. Aben, E., Markenbayev, Zh., Khairullaev, N., Myrzakhmetov, S., & Aben, Kh. (2019). Study of change in the leaching solution activity after treatment with a cavitator. *Mining of Mineral Deposits*, 13(4), 114-120. <https://doi.org/10.33271/mining13.04.114>

2. Bondarenko, V., Kovalevs'ka, I., Svystun, R., & Cherednichenko, Yu. (2013). Optimal parameters of wall bolts computation in the united bearing system of extraction workings frame-bolt support. *Annual Scientific-Technical Colletion – Mining of Mineral Deposits*, 5-9 [in Ukrainian].
3. Dobycha i pererabotka uranovyh rud [Mining and processing of uranium ores]. Monografija. Pod obshhej redakciej A.P. Chernova (2001). Kiev: «Adef-Ukraina» [in Ukrainian].
4. Kelly, B. (2013). Stress analysis for boreholes on department of defense lands in the western united states: a study in stress heterogeneity. *Proceedings, Thirty-Eighth Workshop on Geothermal Reservoir Engineering Stanford University* (pp. 139–150). Stanford: Stanford University.
5. Kalinichenko, V., Dolgikh, O., Dolgikh, L., & Pysmennyi, S. (2020). Choosing a camera for mine surveying of mining enterprise facilities using unmanned aerial vehicles. *Mining of Mineral Deposits*, 14(4), 31-39. <https://doi.org/10.33271/mining14.04.031>
6. Kalinichenko, O.V. (2020). Development of the scientific foundations of the management of the stress-strain state of the massif during the formation of underground workings: Diss. doc. technical Science: 05.15.02 Kalinichenko O.V. Dnipro [in Ukrainian].
7. Kucha, P.M. (2013). Justification of the technology and parameters of underground mining operations during block leaching of uranium from solid ores. *Sustainable development of industry and society: international science and technology conf.* (May 22-25, 2013) (vol. 1, pp. 26–27). Kryvyi Rih: DVNZ "KNU" [in Ukrainian].
8. Lyashenko, V.I., Topolny, F.P., & Lisova, T.S. (2011). Environmental safety of uranium production. Kirovohrad: "CODE" publishing house [in Ukrainian].
9. Lyashenko, V., Topolnij, F., & Dyatchin, V. (2019). Development of technologies and technical means for storage of waste processing of ore raw materials in the tailings dams. *Technology Audit and Production Reserves* 5(3(49)):33-40. <https://doi.org/10.15587/2312-8372.2019.184940> [in Ukrainian].
10. Lyashenko, V., Khomenko, O., Topolnij, F., & Golik, V. (2020). Development of natural underground ore mining technologies in energy distributed massifs. *Technology Audit and Production Reserves*, 1(3(51)), 17–24. doi:10.15587/2312-8372.2020.195946 [in Ukrainian].
11. Lyashenko, V., Khomenko, O., Golik, V., Topolnij, F., & Helevera, O. (2020). Substantiation of environmental and resource-saving technologies for void filling under underground ore mining. *Technology Audit and Production Reserves*, 2(3(52)), 9–16. <https://doi.org/10.15587/2312-8372.2020.200022> [in Ukrainian].
12. Lyashenko, V., Khomenko, O., Topolnij, F., & Helevera, O. (2020). Substantiation of technologies and technical means for disposal of mining and metallurgical waste in mines. *Technology Audit and Production Reserves*, 3(3(53)), 4–11. <https://doi.org/10.15587/2706-5448.2020.200897>
13. Lyashenko, V., Khomenko, O., Chekushina, T., Dudar, T., & Topolnij F. (2021). Substantiation of efficiency and environmental safety of leaching metals from ore: ways of development and prospects. *Technology Audit and Production Reserves*, 3 (3 (59)), 19–26. <http://doi.org/10.15587/2706-5448.2021.235288> [in Ukrainian].
14. Lyashenko, V., Andreev, B., & Dudar, T. (2022). Substantiation of mining-technical and environmental safety of underground mining of complex-structure ore deposits. *Mining of Mineral Deposits*, 16(1), 43-51. <https://doi.org/10.33271/mining16.01.043> [in Ukrainian].
15. Lyashenko, V. I., Dudar, T. V., Stus, V. P., & Shapovalov, V. A. (2024). Justification of efficiency and subsoil protection during underground development of ore deposits using traditional technologies in combination with metals leaching. *Mineral resources of Ukraine*, 2, 69-77. (in Ukrainian). [Ляшенко, В. І., Дудар, Т. В., Стус, В. П., & Шаповалов, В. А. (2024). Обґрунтування ефективності та охорони надр при підземній розробці рудних родовищ традиційними технологіями в комбінації із вилуговуванням металів. *Мінеральні ресурси України*, (2), 69-77]. <https://doi.org/10.31996/mru.2024.2.69-77>
16. Lyashenko, V. I., Dudar, T. V., Oliynyk, T. A., & Shapovalov, V. (2024). Justification of the effectiveness of subsoil protection and environmental safety during the development of near-surface reserves of ore deposits. *Mineral resources of Ukraine*, (3), 78-85.

- <https://doi.org/10.31996/mru.2024.3.78-85> (in Ukrainian). [Ляшенко, В. І., Дудар, Т. В., Олійник, Т. А., & Шаповалов, В. А. (2024). Обґрунтування ефективності охорони надр та екологічної безпеки під час розробки приповерхневих запасів рудних родовищ. *Мінеральні ресурси України*, (3), 78-85]. <https://doi.org/10.31996/mru.2024.3.78-85>.
17. Malanchuk, Z., Korniienko, V., Malanchuk, Ye., Soroka, V., & Vasylychuk, O. (2018). Modeling the formation of high metal concentration zones in man-made deposits. *Mining of Mineral Deposits*, 12(2), 76-84. <https://doi.org/10.15407/mining12.02.076> [in Ukrainian].
 18. Mac Carthy, J., Nosrati, A., Skinner, W., & Addai-Mensah, J. (2016). Atmospheric acid leaching mechanisms and kinetics and rheological studies of a low grade saprolitic nickel laterite ore. *Hydrometallurgy*, 160, 26–37.
 19. Onika, S.G., Rysbekov, K.B., Aben, E.K., & Bahmagambetova, G.B. (2020). Leaching rate dependence on productive solution temperature. *Vestnik KazNRTU*, 142(6), 700-705. <https://doi.org/10.51301/vest.su.2020.v142.i6.122>.
 20. Polak, C. (2014). International Symposium on 23–27 June 2014 Vienna, Austria Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues. International Atomic Energy Agency (pp. 8–9). Retrieved from <http://www-pub.iaea.org/iaeaameetings/46085/>
 21. Stupnik, M.I., Fedko, M.B., Pysmennyi, S.V. et al. (2018). Problems of discovery and preparation of ore deposits in the deep horizons of the mines of Kryvbas. *Bulletin of the Kryvorizk National University: Coll. of science works*, 47, 3–8. DOI: 10.31721/2306-5451-2018-1-47-3-8 [in Ukrainian].
 22. Reiter, K., & Heidbach, O. (2014). 3-D geomechanical–numerical model of the contemporary crustal stress state in the Alberta Basin (Canada). *Solid Earth*, 5, 1123–1149.
 23. Sadovskij, M.A. (1997). *Геофизика і фізика всрива* [Geophysics and physics of explosion]. Moscow: Nedra (in Russ.). [Садовский, М.А. (1997). *Геофизика и физика взрыва*. М.: Недра].
 24. Radiation Protection and Safety of Radiation Sources: International Basic Safety Standards. (2015). Vienna: IAEA. [Радиационная защита и безопасность источников излучения: международные основные нормы безопасности. (2015). Вена: МАГАТЭ].
 25. Rysbekov, K., Huayang, D., Kalybekov, T., Sandybekov, M., Idrissov, K., Zhakypbek, Y., & Bakhmagambetova, G. (2019). Application features of the surface laser scanning technology when solving the main tasks of surveying support for reclamation. *Mining of Mineral Deposits*, 13(3), 40-48. <https://doi.org/10.33271/mining13.03.040>
 26. Stupnik, M., Kalinichenko, O., Kalinichenko, V., Pysmennyi, S., & Morhun, O. (2018). Choice and substantiation of stable crown shapes in deep-level iron ore mining. *Mining of Mineral Deposits*, 12(4), 56-62. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.056>
 27. Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste. *Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency*. Vienna, 2014. Pp. 246. Retrieved 19.08.2016 from <http://www.iaea.org/books>
 28. Chetveryk, M., Bubnova, O., & Babiy, K. (2017). The rate of deformation development in the rock massif on the basis of surveying monitoring on the earth surface. *Mining of Mineral Deposits*, 11(1), 57-64. <https://doi.org/10.15407/mining11.01.057>
 29. Ghorbani, Y., Franzidis, J.-P., & Petersen, J. (2016). Heap Leaching Technology – Current State, Innovations, and Future Directions: A Review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 37 (2), 73–119.
 30. Zhanchiv, B., Rudakov, D., Khomenko, O., & Tsendzhav, L. (2013). Substantiation of mining parameters of Mongolia uranium deposits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, 4, 10–18.

Стаття надійшла до редакції 13.03.2024 і прийнята до друку після рецензування 12.08.2024

The article was received 13.03.2024 and was accepted after revision 12.08.2024

Автори висловлюють щирю подяку за участь у роботі: Тархіну Ю. М., Худошиній Н. О., Ляшенко Л. А., Дудченку А. Х., Ткаченку А. А. (ДП «УкрНДППромтехнології», Україна), Пухальському В. М., Кучі П. М., Копанєву А. В., Сінчуку В. В., Меркулову В. А. (ДП «СхідГЗК»), а також цінні і конструктивні зауваження та рекомендації – рецензентам статті.

Ляшенко Василь Іванович

кандидат технічних наук, старший науковий співробітник, начальник науково-дослідного відділу, Державне підприємство «Український науково-дослідний і проектно-розвбудувальний інститут промислової технології»

Адреса робоча: б-р Свободи, 37, м. Жовті Води, 52204, Україна

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0001-8361-4179> **e-mail:** vilyashenko2017@gmail.com

Дудар Тамара Вікторівна

доктор технічних наук, професор, завідувачка кафедри екології, Національний авіаційний університет

Адреса робоча: просп. Любомира Гузара, 1, м. Київ, 03058, Україна

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0003-3114-9732> **e-mail:** dudar@nau.edu.ua

Стусь Віктор Петрович

доктор медичних наук, професор, професор кафедри хірургії № 1 та урології Дніпровського державного медичного університету

Адреса робоча: вул. Володимира Вернадського, 9, м. Дніпро, 49044, Україна

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0002-4539-8126> **e-mail:** viktor.stus@gmail.com

Шаповалов Віктор Анатолійович

кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри охорони праці та цивільної безпеки, Криворізький національний університет

Адреса робоча: вул. Віталія Матусевича, 11, м. Кривий Ріг, 50000, Україна

ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0002-5965-2869> **e-mail:** Shapovalov@knu.edu.ua