

<https://doi.org/10.30836/igs.1025-6814.2024.3.304036>
 УДК 622.1: 681.51:622

Дослідження та оцінка запасів корисних копалин на основі автоматизованого геоінформаційного системного забезпечення на прикладі Новокосянтинівського родовища урану

E-mail: vilyashenko2017@gmail.com,
<https://orcid.org/0000-0001-8361-4179>;
dudar@nau.edu.ua,
<https://orcid.org/0000-0003-3114-9732>;
Shapovalov@knu.edu.ua,
<https://orcid.org/0000-0002-5965-2869>

*Corresponding author /
 Автор для кореспонденції:
 V.I. Lyashenko, vilyashenko2017@gmail.com

Received / Надійшла до редакції:
 14.02.2024

Received in revised form /
 Надійшла у ревізованій формі:
 16.05.2024

Accepted / Прийнята:
 30.07.2024

Keywords: deposit modeling; geoinformation systems and devices; reserve; management estimation.

Ключові слова: моделювання родовищ; геоінформаційні системи та прилади; оцінка та управління запасів; технології розробки.

V.I. Lyashenko^{1*}, T.V. Dudar², V.A. Shapovalov³

¹Державне підприємство «Український науково-дослідний і проектно-розвідувальний інститут промислової технології», м. Жовті Води, Україна; ² Національний авіаційний університет, м. Київ, Україна; ³ Криворізький національний університет, м. Кривий Ріг, Україна

Research and assessment of mineral reserves based on automated geo-information system support using the example of the Novokostyantyniv uranium ore deposit

V.I. Lyashenko^{1*}, T.V. Dudar², V.A. Shapovalov³

¹State Enterprise “Ukrainian Research and Design Institute for Industrial Technology”, Zhovti Vody, Ukraine; ² National Aviation University, Kyiv, Ukraine; ³ Kryvyi Rih National University, Kryvyi Rih, Ukraine

The article presents the scientific and practical results of research and assessment of mineral reserves based on automated geo-information system support using the example of the Novokostyantyniv uranium ore deposit. This will ensure the creation of databases of mining-geological and mining-technological conditions of mining operations with the use of computer graphics tools, which make it easier to detail the outline of the ore body by logging the fans of exploratory and explosive wells. It also makes it easier to manage the preparation of ore and metal reserves in it for mining. In the course of the study, data from literary sources and documentation in the field of underground development of ore deposits of complex structure were used. Classical clustering methods were used for data selection. The most practical is the method of inverse weighted distances, spine, trend, kriging, etc. The methods of mathematical statistics, correlation methods, determination of difference equations using the Wiener–Hopf equation, classic and new methods of multi-link systems with the participation of the authors were used in the creation of models. It has been proven that in the contour zone of the chamber, the coefficients of ore desalting reach 60–70% of the total values, and on average they are 29–32% for the operational block. Reserve coefficients are set, taking into account the verifiability of ore reserves (1.10) and metal in it (1.05). The general reserve coefficient (its value is in the range of 1.30–1.45) for rational use and protection of the subsoil during the development of deposits of a complex structure is substantiated. It is shown that the total reserve coefficient should take into account not only the technological reliability of the mine for the extraction of ore and metal in it, but also the verifiability of subsoil reserves. In particular, the values of readiness of reserves for extraction are determined by ore, differ by 10–15% from similar values for metal, and the indicators of extraction of minerals from the subsoil – from the characteristics of the elements of ore deposits (loss and depletion coefficients for metal are about 75%, similar indicators determined by ore). On the basis of the received data, albums-catalogues, methods for them were compiled, specialized computer modules based on K-MINE® GIS were developed. The proposed graph-analytical, tabular and computer calculation methods simplify the management and control of extraction of mineral reserves from the subsoil. The Derzhhirpromnahlyad “Instructions on rationing of ore reserves, prepared and ready for extraction at the Novokostyantynivska mine” of the State Enterprise “Skhidnyi GZK” was developed and agreed upon. Geophysical devices and systems with RAM simplify data entry into the computer database using special programs such as Surfer or GIS K-MINE®, VENTSIM, etc. Their implementation with the help of the automated system of geological and economic assessment (AT GEO) GIS K-MINE® makes it easier to solve applied questions of GEO of reserves of mineral deposits. The obtained results of the research allow to determine, optimize and control losses and depletion of ore and metal in it due to the establishment of the optimal contour of ore reflection in the contour zone, as well as to effectively manage ore reserves prepared and ready for extraction during the development of deposits of complex structure, which are, in particular, uranium deposits.

© Видавець Інститут геологічних наук НАН України, 2024. Стаття опублікована за умовами відкритого доступу за ліцензією CC BY-NC-ND (<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0/>)

© Publisher Institute of Geological Sciences of the National Academy of Sciences of Ukraine, 2024. This is an Open Access article under the CC BY-NC-ND license (<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0/>)

Ц и т у в а н н я : Ляшенко В.І., Дудар Т.В., Шаповалов В.А. Дослідження та оцінка запасів корисних копалин на основі автоматизованого геоінформаційного системного забезпечення на прикладі Новокосянтинівського родовища урану. *Геологічний журнал*. 2024. № 3 (388). С. 61–78. <https://doi.org/10.30836/igs.1025-6814.2024.3.304036>

C i t a t i o n : Lyashenko V.I., Dudar T.V., Shapovalov V.A. 2024. Research and assessment of mineral reserves based on automated geo-information system support using the example of the Novokostyantyniv uranium ore deposit. *Geologichnyi žurnal*, 3 (388): 61–78. <https://doi.org/10.30836/igs.1025-6814.2024.3.304036>

Вступ

В умовах ринкової економіки гірничі підприємства, щоб мати надто великі прибутки, вдаються до нерегульованої вибіркової розробки родовищ, що супроводжується негативними економічними наслідками (збитками) (Jgamadzea et al., 2018; Apollaro et al., 2019). Сучасний напрям розвитку методів управління запасами базується на широкомасштабному використанні автоматизованих геоінформаційних систем (ГІС), що забезпечують збирання, зберігання, обробку, відображення, аналіз, моделювання та поширення просторово-координованих даних (De Oliveira et al., 2014; Lu Luo et al., 2017). У зв'язку з цим наукові дослідження в галузі управління запасами корисних копалин, технологічними комплексами для побудови оптимальної автоматизованої системи управління процесами видобування та переробки руди є актуальними.

Наукові та практичні результати отримані під час виконання науково-дослідних робіт (науковий керівник – В.І. Ляшенко) за темою «Дослідження та розробка інструкції щодо нормування запасів руд, підготовлених та готових до виїмки на шахті ДП «СхідГЗК» (номер державної реєстрації 0109U007701). Означена робота є продовженням досліджень, основні наукові та практичні результати яких найбільш повно наведені у роботах (Ляшенко та ін., 2007а, 2007б, 2024).

Світові тенденції вирішення поставлених завдань. У практиці роботи шахт нормування запасів руд за рівнем підготовленості посідає особливе місце серед науково-технічних досліджень. Найбільш ґрунтовними є праці М.В. Мельникова, М.І. Агошкова, І.А. Букліна, С.М. Гаркаві, Н.В. Дронова, В.Д. Титова, С.Л. Йофіна, А.І. Стешенка, С.Г. Борисенка, Н.П. Тихомирової, І.І. Безсонова, Н.Х. Загірова, В.В. Чемезова, В.А. Шестакова, Б.О. Повного, О.С. Мечікова, В.І. Ляшенка та ін. (Сердюк та ін., 2011; Рудько та ін., 2012); методичні вказівки АТ «ВНДМІ», АТ «ВІОГЕМ», АТ «ВНДІцвітмет», АТ «Іргіредмет», АТ «Гіпроруда», Кольського наукового центру РАН, ТОВ «НВПпромтехнології», Національного технічного університету «Дніпровська політехніка», ДП «НДГРІ», ДП «УкрНДПІпромтехнології», Криворізького національного університету та ін. (Hollis et al., 2017; Ganapathy et al., 2020). Необхідно окремо виділити роботи Я.М. Адігамова та Н.Х. Загірова, які мають велике практичне та теоретичне значення (Ghorbani et al., 2016; Farlin et al., 2019).

Суттєвим фактором складних виробничих процесів є випадковість значень технологічних параметрів функціонування, яку пропонується враховувати в працях Б.І. Мокіна, О.М. Марюти, Ю.Г. Качана, В.О. Бунька та ін. Суміщення технологічних пристроїв з приладами вимірювання технологічних параметрів, вибору оптимальних установок регуляторів технологічних параметрів висвітлено у роботах Є.В. Кочури, адаптивне управління процесів подрібнення і класифікації руд – у публікаціях В.С. Моркуна, розвиток імітаційних моделей процесів збагачення – у працях В.П. Хорольського. Виконані дослідження спираються також на результати робіт у галузі проектування та нормалізації об'єктно-орієнтованих баз даних вітчизняних науковців В.М. Курейчика, Б.К. Лебедева, В.В. Курейчика, С.Д. Кузнєцова, А.В. Замуліна, М.М. Гриньова, а також зарубіжних вчених E.F. Codd, G. Jaeschke, H.J. Schek, M. Berler, J. Eastman, C. Russell, T. Stanienda, T. Kvatrani, Z. Meral Ozsoyoglu, L.Y. Yuan, M.A. Roth, H.F. Korth, T.W. Ling, L.L. Yan, V.M. Markowitz, J. Rumbaugh, M. Blaha, W. Premerlani, F. Eddy, W. Lorensen, Z. Tari, J. Stokes, S. Spaccapietra, W. Ambler, A. Formica, H.D. Groger, M. Missikoff, S. Ghosh, T. Dinh-Trong та ін. (Alakangas et al., 2020; Elshkaki et al., 2017).

Мета роботи – дослідження та оцінка запасів корисних копалин на основі автоматизованого геоінформаційного системного забезпечення на прикладі Новоколятинівського родовища урану. Це забезпечить створення баз даних гірничо-геологічних та гірничотехнологічних умов ведення гірничих робіт із використанням засобів машинної графіки, що дозволяють деталізувати контур рудного тіла шляхом каротажу віялів геологорозвідувальних та буровибухових шпурів і свердловин. Дозволить також визначати, оптимізувати та контролювати втрати та розубожіння руди і металу в ній та ефективно керувати запасами руд, підготовленими та готовими до виїмки під час розробки родовищ складної структури.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити такі завдання:

- дослідити шляхи мінімізації впливу гірничо-геологічних і техногенних факторів, що постійно змінюються, під час видобування руд;
- обґрунтувати шляхи раціонального використання та охорони надр під час підземної розробки рудних родовищ складної структури;
- випробувати нові дозиметри-радіометри з оперативним запам'ятовуючим пристроєм (ОЗП) для спеціальних програм типу Surfer, ГІС K-MINE®, ВЕНТСИМ тощо.

Завдання вирішували на підставі вивчення та оцінки матеріалів звітів геологічних та геолого-маркшейдерських служб шахт, складання відповідних таблиць та побудови карток за обраними даними. Під час побудови карток застосовували різні методи інтерполяції. Найбільш практичними вважають методи зворотних зважених відстаней, спайн, тренд, крикінг тощо (Zhan et al., 2018; Hebblewhite, 2020).

Методика дослідження

При відбійці рудного масиву складної морфології за допомогою буровибухових робіт (БВР) був досягнутий високий рівень вилучення корисних копалин із надр, але при цьому зросло розубожіння руди. Низьке розубожіння руди передбачає значне збільшення витрат на її видобування. Нормування витрат та розубожіння руди в камері забезпечуються встановленням оптимального контура відбивання руди. Для вирішення поставленого завдання аналізувалися дані про експлуатаційні блоки і гірничі виробки, в яких визначалися повнота та якість виїмки запасів із надр за окремими джерелами їх утворення по площинах віялів гірничовибухових свердловин, на яких визначалися контури рудного тіла, межі відбійки руди, втрати невідбитих руд і прирізка вмичуючих порід. Результат витрат і розубожіння руди по блоку обчислювався як середньозважене значення за кожною площиною віял гірничовибухових свердловин. Технологічні дослідження доповнювалися натурними спостереженнями та вимірами, що уточнюють фактичні зони виробленого простору.

На геологічних розрізах виділяли контур рудного тіла та приконтурну зону. Зовнішня її межа відповідає контуру відбійки, що виключає втрати $P = 0$ при максимальному розубожінні руди $P = \max$, а внутрішня – відповідає контуру відбійки, при якому, навпаки, $P = \max$ і $P = 0$. Були виміряні: протяжність рудного тіла падіння (H), м; площа балансової руди (S_{ρ}) за геологічним контуром, м²; площа приконтурної зони S_p , м²; ширина приконтурної зони (d_i), м у кожному перетині; вміст корисного компонента в надрах (C), у руді, що втрачається (C_g), в розубожених породах (B) і руді, що відбивається із приконтурних зон (C_{np}), частки од. Оптимальний контур виїмки визначали техніко-економічним розрахунком на основі загальноприйнятого економічного критерію – максимального прибутку на 1 т погашених балансових запасів або мінімальної сумарної шкоди

(економічні наслідки), завданої 1 т втраченої руди Y_n і примішаних розубожених порід Y_p , коли ціни встановлені на рівні замикаючих витрат відповідно до виразу:

$$\alpha_m Y_n + \alpha_g Y_p \rightarrow \min,$$

де α_m , α_g – частини площ приконтурної зони руди і відповідно розубожених порід, частки од.

Сутність економічних наслідків полягає в недоотриманому прибутку від втраченої руди і від зменшення кількості корисного компонента в готовій продукції внаслідок втрати якості в видобутій рудній масі за рахунок примішування до неї порожніх порід, бідних і позабалансових руд.

Чисельні значення Y_n та Y_p визначаються з урахуванням витрат на амортизацію гірничого комплексу та відповідно на «погашення гірничопідготовчих робіт», встановленої ціни одиниці металу в готовій продукції (гранично допустима та відпускна), повних витрат на видобування, транспортування та переробку руди, собівартості одиниці металу в готовій продукції, вилучення корисного компонента в готову продукцію при переробці відповідно руди, що втрачається у видобутій гірничорудній масі та розубожених порід, недоотриманого прибутку від витрат корисного компонента в невідбитій руді від зменшення корисного компонента і переробки розубожених порід, вартості корисного компонента у відпускних цінах готової продукції з 1 т порід. При відборі даних для створення математичних моделей було використано класичні методи кластеризації, а саме: методи математичної статистики, кореляційні методи, визначення різницевої рівнянь із застосуванням рівняння Вінера–Хопфа, класичні та нові методи багатов'язкових систем за участю авторів.

Метод зворотних зважених відстаней передбачає, що кожна вхідна точка впливає на розрахункову величину залежно від відстані. При цьому для розрахункового значення може використовуватися задане число найближчих точок або всі точки в межах заданої відстані. Розрахунок здійснюється способом ковзного вікна.

Сплайн-метод використовує умову мінімальної кривизни поверхні, проведеної через вхідні точки. Цей метод добре працює для плавно мінливих поверхонь і не застосовується при різких змінах значень аплікат на короткому інтервалі.

Тренд підбирає математичну функцію (поліном заданого порядку) для всіх вхідних точок таким чином, щоб сумарна різниця між реальними та роз-

рахунковими значеннями по всій поверхні була мінімальною. Найчастіше для аналізу використовується тренд першого порядку. Результуюча поверхня в цьому випадку є площиною, кут і азимут ухилу якої відображають загальну тенденцію.

Крикінг – це особливий метод інтерполяції, який ґрунтується на припущенні, що відстань або напрямок між тестовими точками вказує на просторову кореляцію, яка сприяє опису поверхні. Цей тип інтерполяції ефективний, коли наперед відомо, що зміна значень аплікату не випадкова, а підпорядковується будь-якій закономірності (Ayvaz et al., 2018; Lin et al., 2019).

Приладове забезпечення. Деталізацію контура рудного тіла проводили шляхом каротажу віялів свердловин з інтервалом 10 см радіометрами-дозиметрами із ОЗП на 1000 вимірів та прив'язкою до географічних координат, занесенням цих даних у ПК для побудови рудного контура за спеціальними програмами типу Surfer або ГІС K-MINE®. Зокрема, радіометр-дозиметр ДКС-96К застосовується в геологічній розвідці для непрямих вимірювань радіоактивності гірських порід, руд та рідин з гамма-випромінювання при каротажі свердловин, шпурів та суспензій. Він виготовляється на підприємствах та приватних фірмах (м. Жовті Води, Україна), які мають великий науковий та практичний досвід створення радіометричної, геофізичної та дозиметричної апаратури. Дозиметр-радіометр залежно від набору блоків детектування додатково вирішує такі завдання: визначення ступеня поверхневої альфа- та бета-забрудненості, потужності дози гамма, рентгенівського та нейтронного випромінювань, зокрема у полях імпульсного випромінювання.

Застосовується також для пошуку місцезнаходження джерел іонізуючого випромінювання у вантажах та важкодоступних місцях транспортних засобів, локальних джерел забруднень, радіометричної гамма-зйомки місцевості тощо.

Прилад радіометричний ОХРА-1М призначений для визначення вмісту природних радіоактивних речовин під час геологічної розвідки в гірничорудній промисловості, забруднення місцевості шляхом вимірювання потужності експозиційної дози гамма-випромінювання від 0 до 100 000 мкР/год. Застосовується для гамма-каротажу шпурів (блок БДЛ) свердловин глибиною до 25 м (блоки БДЛГ-К-1, БДЛГ-К-06Д), свердловин глибиною до 100 м (блок БДЛГ-К-1Д) та гамма-випробування гірничих виробок (блок спрямованого прийому БДЛГ-Н-03Д). Забезпечує автоматичний запис службової інформації та даних вимірювань в енергонезалежний «Flash» – накопичувач інформації обсягом 32 Кб реєстратора РПГ-05 та виведення записаної інформації на комп'ютер за інтерфейсом RS-232. Вибір та введення службової інформації у діалоговому режимі здійснюються за допомогою 16 функціональних кнопок. Відградуєвано по радіонукліді радій-226 експозиційної дози в діапазоні 0–100 000 мкР/год без розбивки на піддіапазони. Забезпечено автоматичний контроль джерел живлення. Розробник та виробник приладу – науково-виробничий комплекс «Автоматика та машинобудування» (м. Жовті Води, Україна).

Об'єкт дослідження. Промислове освоєння Новокостянтинівського родовища урану складної структури ДП «Східний ГЗК» (Україна) за гірничо-геологічними та гірничотехнічними особливостями (рис. 1).

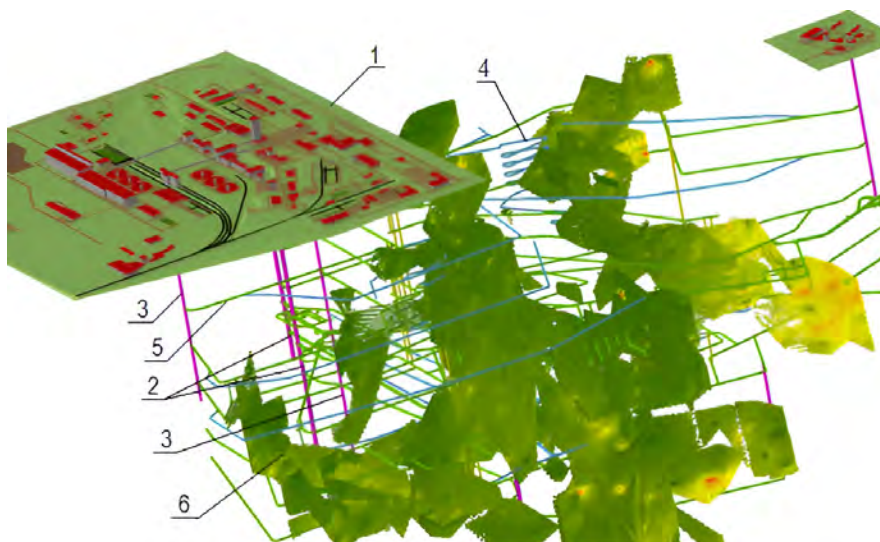


Рис. 1. Суміщена тривимірна модель Новокостянтинівського родовища урану (Новоукраїнський район, Кіровоградська обл., Україна): 1 – поверхневий технологічний комплекс шахти «Новокостянтинівська»; 2 – центральний вертикальний ствол; 3 – флангові вертикальні виробки; 4 – спіральний з'їзд; 5 – горизонтальні виробки; 6 – рудні поклади

Fig. 1. Combined three-dimensional model Novokostyantynivska uranium deposit (Novoukrainsky district, Kirovohrad region, Ukraine): 1 – superficial technological complex of the Novokostyantynivska mine; 2 – central vertical barrel; 3 – flanking vertical products; 4 – spiral descent; 5 – horizontal products; 6 – ore deposits

Родовище відноситься до I групи за таких умов:

- стійкі міцні рудовмісні породи та руди;
- прості заходи щодо захисту навколишнього середовища;
- слабе проникнення хімічно неактивних газів;
- кристалічні породи не змінюють своїх фізико-механічних властивостей при впливі води та кисню повітря;
- рудні поклади та рудовмісний масив представлені скельними породами – гранітами, альбітитами, сієнітами, гнейсами, що мають опір стиску від 40,9 до 221,1 МПа;
- виробки зберігають свою форму і лише в місцях широких з'єднань та перетинів ослаблених тектонічних зон потрібне зміцнювальне штангове кріплення із затяжкою покрівлі металевою сіткою;
- у поодиноких випадках з'являється необхідність застосування підтримуючого кріплення із суцільною затяжкою покрівлі та стінок виробок;
- коефіцієнт розпушування скельних порід, що впливає на технологію та якість БВР.

Гірничо-геологічні, геомеханічні, гідрогеологічні та гірничотехнічні умови сприятливі для відпрацювання рудних покладів підземним способом. Зокрема, передбачається здійснити видобування руди системами із заповненням техногенних порожнин твердіючою сумішшю різного складу і міцності. На технологічних процесах використовуються різні типи самохідної бурової, вантажно-доставкової, транспортної та допоміжної техніки вітчизняного та зарубіжного виробництва.

В результаті аналізу переваг та недоліків комплексів провідних фірм світу можна їх оцінити так:

- високі ергономічні якості вантажно-доставкових машин та самоскидів фірми «Atlas Copco» є пріоритетними порівняно з такими фірми «Tamrock»;
- продуктивність Boomer 281(282), ST 3,5 фірми «Atlas Copco» на прохідницьких роботах удвічі вища за таку комплексу Мінібур 1Ф, TORO 151 фірми «Tamrock» при однакових відстанях транспортування гірської маси;
- річна продуктивність вантажно-доставкових машин ST 3,5 вдвічі вища за таку TORO 151;
- підвищується ефективність відпрацювання родовища з одиниці його площі за рахунок збільшення річної продуктивності видобутку металу з експлуатаційного блоку незалежно від системи розробки при застосуванні комплексів

самохідної техніки з більш високою продуктивністю;

- для механізації процесу заряджання шпурів та свердловин доцільно використовувати самохідну зарядну установку з дизельним приводом фірми-постачальника основного комплексу.

Застосування нових самохідних комплексів внесе корективи в конструкції систем розробки, що спричинить зміну валового принципу видобування руди на селективне високоякісне вилучення балансових запасів із мінімальним вантажопотоком порожніх порід на поверхню.

Гірнича технологія. На рудних родовищах складної структури ДП «Східний ГЗК» (Україна) застосовуються різні варіанти камерних систем із закладкою виробленого простору твердіючою сумішшю (Добыча..., 2001; Ляшенко та ін., 2024). Вони мають загальні і відмінні ознаки та використовуються для виїмки різних за геоморфологічними ознаками та рудоносністю покладів. Так як при камерних системах підповерхових штреків (ортів) після виїмки руд очисний простір заповнюють твердіючою сумішшю, при цьому експлуатаційні блоки відпрацьовують по простяганню у 2 черги, а вхрест простягання в 3–4 черги, то необхідно залишення рудних міжкамерних і міжповерхневих ціликів. Залежно від потужності рудного тіла (М) крутопадаючі рудні тіла (кут нахилу понад 50°) відпрацьовуються системою підповерхових штреків (М = 3–20 м) або системою підповерхових ортів (М > 20 м) із закладкою (рис. 2).

Руда і породи, що вміщують гірський масив, стійкі, з коефіцієнтом міцності за шкалою проф. М.М. Протодьяконова не менше 12. Параметри блоку при розташуванні камер ухрест простягання (м): висота 60–120, довжина 20–60, ширина 15–20. При розташуванні камер по простяганню рудних покладів ширина камер дорівнює потужності рудного тіла. Висота поверху сягає до 15 м (у виняткових випадках – до 17–18 м); висота днища – 8–11 м (максимум 13 м з горизонтом вторинного дроблення); відстань між випускними дучками – 8–10 м.

У процесі понад 50-річного відпрацювання родовища камерна система розробки з відбійною руди з підповерхових штреків (ортів) і закладкою сумішами, що твердіють, добре освоєна, має високу продуктивність праці, порівняно низьку собівартість продукції і найголовніше – високу інтенсивність. Це дуже важливо при залученні в експлуатацію покладів Новокостянтинівського родовища.

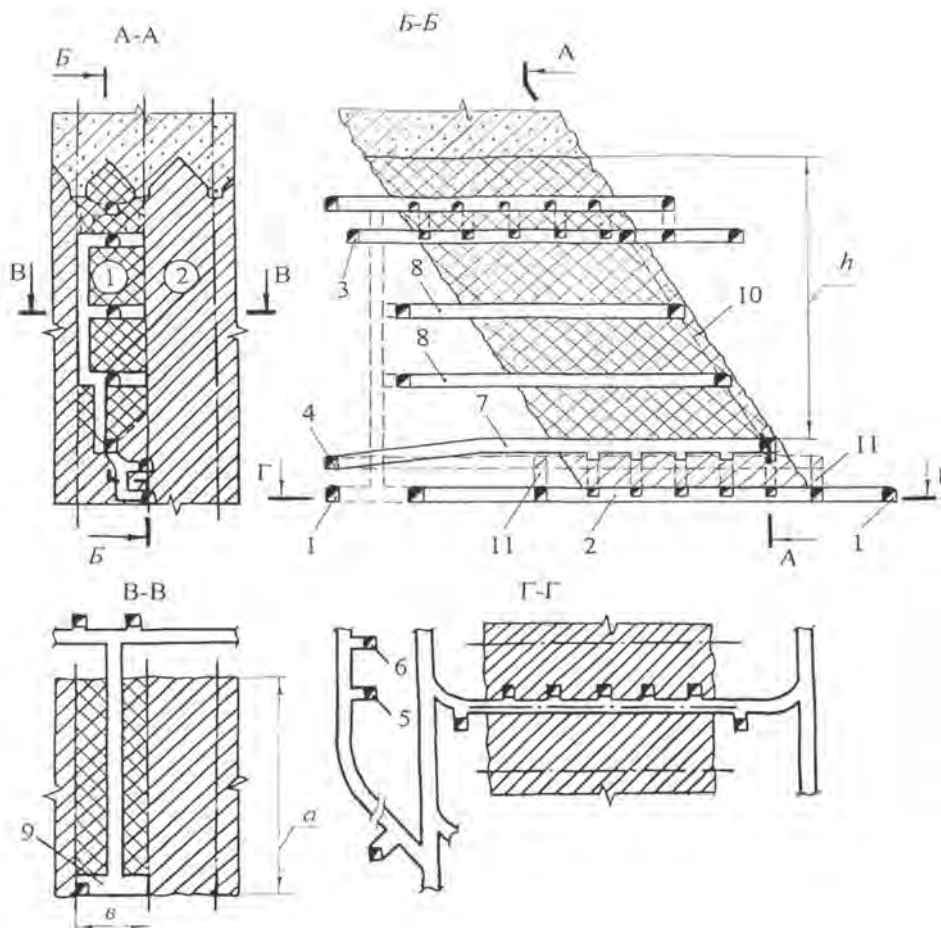


Рис. 2. Система розробки підповерховими ортами із закладкою виробленого простору твердіючою сумішшю: гірничопідготовчі виробки: 1 – штрек відкатний; 2 – квершлаг блоковий; 3 – штрек вентиляційний; 4 – колектор; 5 – блоковий повстаючий; 6 – рудоспуск; нарізні виробки: 7 – орт підсичний, 8 – орт підповерховий; 9 – захід відрізний; 10 – повстаючий відрізний; 11 – ходок вентиляційний; *j, k* – камери першої та другої черги, відповідно; *a, b, h* – відповідно довжина, ширина та висота експлуатаційного блоку

Fig. 2. The system of development of underground orths with paving of the created space with a hardening mixture: mining and preparatory works: 1 – roll-back stretch; 2 – crossbar block; 3 – ventilation duct; 4 – collector; 5 – block rebel; 6 – ore launch; threaded products; 7 – subcut ort; 8 – underground room; 9 – the event is cut off; 10 – rising cut-off; 11 – ventilation walker; *j, k* – cameras of the first and, respectively, the second stage; *a, b, h* – length, width and height of the operating unit, respectively

Системи розробки виконуються у двох варіантах, що відрізняються днищем блоку та обладнанням на випуску руди – через дучки віброжівильника ПВГ-1,2/3,1 або ПВГ-1,3/7,0 до вагонів ВГ-4М. Застосовувався також торцевий випуск або через випускні виробки вантажно-доставковими машинами з ручним та дистанційним керуванням МПДН-1 та МПДН-1М вітчизняного виробництва.

Гірничопідготовчі роботи полягають у проведенні рудних та польових штреків (ортів) на відкатувальному та вентиляційному горизонтах, вентиляційному колекторі, блокових повстаючих та рудоспуску. Причому за умови застосування централізованої (групової) підготовки блокові вертикальні виробки та рудоспуски відпрацьовують на групу блоків. Є варіанти підготовки з проходкою з'їздів для доставки по похилих виробленнях машин, обладнання, матеріалів, подачі свіжого повітря до вибою та ін.

Нарізні роботи включають проведення підсичних та підповерхових штреків (ортів), відрізних західок та вертикальних, випускних дучок, збоїв.

Очисне вилучення запасів камер починається з утворення відрізних щілин. Відбійку запасів камер чергують з випуском руди в транспортні

засоби на горизонт відкатування, лінія забою ступінчаста або близька до вертикальної. Відбиті руди випускаються з камер послідовно через одну, дві, три та більше дучок залежно від довжини. Камери, розташовані в потужних рудних тілах значного простягання (200–300 м), відпрацьовують запаси в 2, 3 і більше черги, а виїмка запасів камер, розташованих по простягання, здійснюється у 2 черги. Гірничі роботи виконують на глибині від 40 до 350 м. Камери відпрацьовують під поверхами висотою 10–15 м. Відбійку руди здійснюють свердловинними зарядами діаметром 57 і 65 мм. Свердловини бурять верстатами НТ-2, «Норіт» та ПК-75.

Паралельні низхідні свердловини діаметром 85 та 105 мм для утворення відрізних щілин бурять верстатами НКР-100 М (Україна). Застосовується також самохідне бурове обладнання вітчизняного виробництва для прохідницьких та очисних робіт: установка бурова БУ-85С; колонка для буріння шпурів ручним перфоратором ЛКР-МН; установка бурильна шахтна УБШ-201; установка бурильна шахтна УБШ-203; електрогідролічна вантажно-транспортна машина ПТ-2ЕШ-М. Крім того, використовується обладнання зарубіжних фірм «Atlas Copco» (бурові установки

Boomer 281, Boomer S1D; вантажно-доставкова машина Wagner ST-3,5; «Tamrock» тощо) (Maldaner et al., 2018; Шумлянська та ін., 2024).

Після випуску гірської маси з камери йде підготовка до закладки за допомогою ізоляції очисного простору перемичками на всіх поверхах і в днищі (Stupnik et al., 2018). На закладку очисного простору і твердіння штучного масиву потрібен певний час. Причому нормативна міцність закладки, що твердіє, в залежності від черговості відпрацювання камери різна (Stupnik et al., 2022). Тому запаси камер других та наступних черг відпрацьовуються не раніше, ніж через 6–8 місяців. Це той час, через який дозволяється ведення очисних робіт у камері, суміжній із закладеною камерою.

Аналіз показує, що збільшення питомої витрати вибухової речовини (ВР) вище за граничне значення $q = 3,0 \text{ кг/м}^3$ не призводить до значного поліпшення якості дроблення. Наслідком зростання значення q до $5,0 \text{ кг/м}^3$ є посилення дроблення руди та збільшення виходу дуже дрібних фракцій. Відбійка зарядами свердловинами діаметром 85 і 100 мм характеризується практично такими ж показниками гранулометричного складу, що і відбійка зарядами діаметром 67 мм. Однак питома витрата ВР при використанні свердловин більшого діаметра значно менше. Виходячи з цього, для родовища складної структури можна рекомендувати перехід на розбурювання рудного масиву буровими свердловинами діаметром 85 мм.

Результати та їх обговорення

Геолого-маркшейдерське забезпечення гірничих робіт. Одним із важливих показників, що впливають на величину підготовленості запасів руди до підземного видобування, є підтвердженість надр за кількістю та якістю мінеральної сировини, що визначається зіставленням рудних контурів та запасів блоків до та після видобування руди. Встановлюється також, яка частина рудної площі підтвердилася або з'явилася нова (приріст запасів), наскільки збільшилися при цьому обсяги гірничопідготовчих, нарізних, експлуатаційно-розвідувальних виробок, свердловин та тривалість їх виконання.

Технологія встановлення контурів запасів балансових руд. Детальна розвідка рудних родовищ складної структури здійснюється колонковими свердловинами, пробуреними з поверхні мережі $50 \times 50 \text{ м}$. Запаси підраховані за

коефіцієнтом рудоносності без оконтурювання конкретних рудних тіл. Досвід проведення підготовчих та очисних робіт показав, що всі поклади мають складну морфологічну будову, а оцінка параметрів зруденіння (потужність і протяжність покладин по простяганню, вміст корисного компонента та ін.) за вказаною мережею свердловин не дає надійних результатів блоків. Тому мережа розвідувальних свердловин, порядок проходження виробок під час розкриття нових горизонтів та підготовки блоків на рудних родовищах буде проводитися в такій послідовності.

На першому етапі здійснюється розбурювання проміжних віял розвідувальних свердловин через 25 м із відкатних виробок вищого горизонту. Основною умовою є випередження проходки гірничих виробок та буріння розвідувальних свердловин на відкатувальному та буровому горизонтах по відношенню до підповерхових виробок.

Другий етап відбувається після проходження підповерхових бурових виробок і полягає в бурінні контрольних віялів свердловин безпосередньо по рудному тілу в кожному блоці. Відстань між віялами контрольних свердловин 5–6 м, вибирається кратною лінії найменшого опору. У цьому випадку свердловини контрольних віял можуть бути використані для відбивання руди під час очисних робіт. У контрольному віялі приймається 4–6 свердловин (рис. 3).

Третій етап – це буріння вибухових свердловин для відбивання руди, виходячи з прийнятих параметрів БВР по сітці $W \times a$, де $W = 1,2\text{--}1,5$ – відстань між віялами свердловин (лінія найменшого опору), м; $a = 2,2\text{--}3,0$ – відстань між кінцями свердловин у віялі, м.

Завдання зниження втрат і розубожіння руди по кожному геологічному розрізу і блоку загалом зводиться до точної відбійки руди за нормативним контуром, оптимально встановленим у приконтурній зоні, оскільки ці показники мають превалююче значення і становлять 60–70 % від загальних величин (див. рис. 3). Відбійка руди за нормативним контуром забезпечується набійкою інертними матеріалами інтервалів свердловин, що виходять за оптимізований нормативний контур відбійки руди, контролюється комплексом буропідричних робіт, а за наявності маркшейдерських приладів – інструментальною зйомкою меж очисних камер. За результатами геофізичного випробування свердловин визначається рудний контур у блоці та виконується остаточний підрахунок запасів.

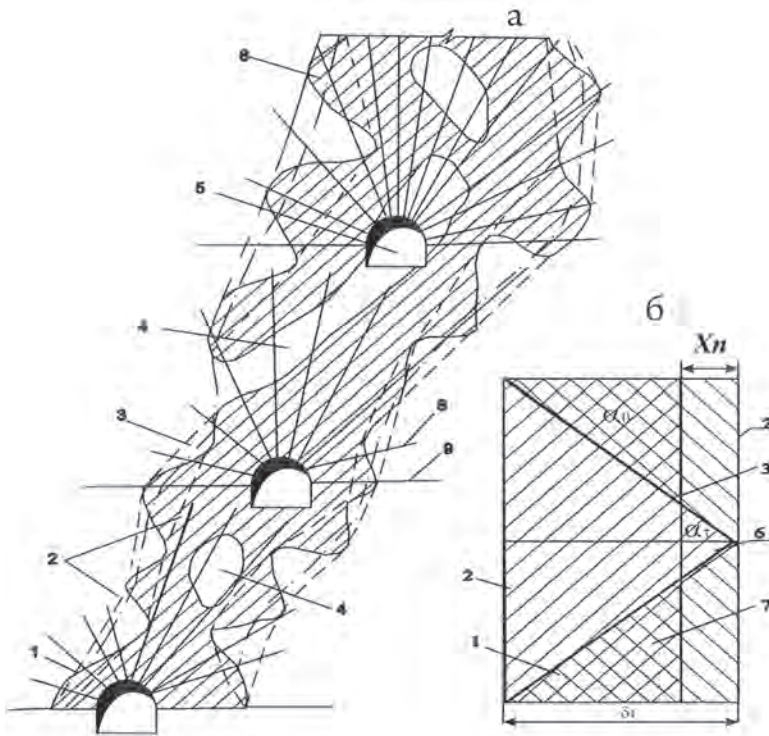


Рис. 3. Геологічний розріз рудного покладу експлуатаційного блоку по віялах розвідувальних та вибухових свердловин: а – розріз; б – елементарні осередки приконтурної зони (схема): 1 – геологічний контур балансової руди; 2 – межі приконтурної зони; 3 – нормативний контур відбійки руди; 4 – включення порід та позабалансових руд; 5 – підповерхова виробка; 6 – втрати руди; 7 – прирізка розубожених порід; 8, 9 – свердловини вибухові та розвідувальні; α_m , α_s – частини площ приконтурної зони руди, що втрачається, і відповідно розубожених порід, частки од.; $l_n = X_n \times d$ – відстань від зовнішньої межі приконтурної зони до нормативного контура відбійки руди, м; X_n – розмір втраченої частини руди у приконтурній зоні (d), м

Fig. 3. Geological cross-section of the ore deposit of the production block along the fans of exploration and blast wells; a – cut; b – elementary cells of the contour zone (diagram): 1 – geological contour of the balance ore; 2 – boundaries of the contour zone; 3 – regulatory outline of ore removal; 4 – inclusion of rocks and off-balance ores; 5 – underground production; 6 – loss of ore; 7 – cutting of impoverishing rocks; 8, 9 – explosive and exploratory wells; α_m , α_s – part of the area of the contour zone of ore that is lost and, accordingly, depleting rocks, parts of units; $l_n = X_n \times d$ – distance from the outer boundary of the contour zone to the regulatory contour of ore removal, m; X_n – the size of the lost part of the ore in the near-contour zone (d), m

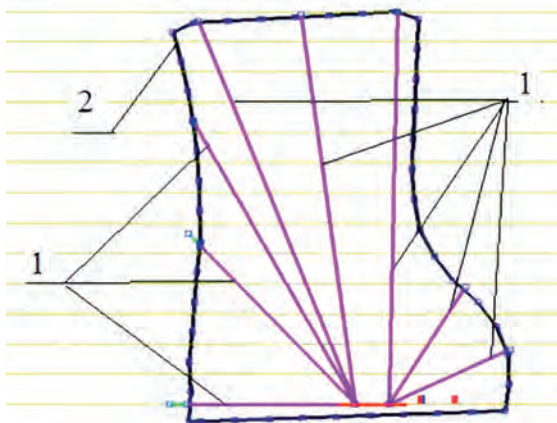


Рис. 4. Оконтурювання рудного покладу експлуатаційного блоку Новокосянтинівського родовища за даними всіх груп свердловин на базі програмного забезпечення типу ГІС K-MINE® (віяло № 10): 1 – геологорозвідувальні свердловини; 2 – контур рудного тіла

Fig. 4. Contouring of the ore deposit of the operational block of the Novokostiantyniv deposit according to the data of all groups of wells on the basis of the type K-MINE® GIS software (fan No. 10): 1 – geological and exploratory wells; 2 – contour of the ore body

Деталізацію контура рудного тіла автори пропонують проводити шляхом каротажу віялів свердловин з інтервалом 10 см за спеціальною програмою Surfer або ГІС K-MINE® (рис. 4). Розробником програмного забезпечення є ТОВ «Науково-виробниче підприємство КАІ» (м. Кривий Ріг, Україна) (Li et al., 2019; Sebutsoe et al., 2017).

Технологія створення цифрових моделей родовищ уранових руд. ГІС має у своєму складі спеціалізований модуль геометричного моделювання родовищ корисних копалин, який може бути використаний для виконання робіт із моделювання під час їх розробки. Блок-схема визначення геологічних параметрів довільної точки інформаційного простору за даними цифрового математичного моделювання показана на рис. 5.

Процес моделювання передбачає виконання таких етапів:

- розробку структури таблиць бази даних свердловин геологічного випробування, створення реляційних зв'язків між ними (зв'язування, індексування тощо);
- ведення первинних даних для свердловин;
- виділення первинних інтервалів за бортовим вмістом корисного компонента і навіть «ураганних» проб, розрахунок усереднених показників якості;
- побудову свердловин у просторі моделі із усередненими рудними інтервалами;
- первинний аналіз даних випробування, визначення меж рудних інтервалів у розвідувальних перетинах, поєднання рудних інтервалів, формування усереднених інтервалів;
- об'єднання свердловин у групи (ряди, розрізи, віяла);

- оконтурювання рудного тіла в межах груп свердловин;
- формування каркасної моделі та блокової структури родовища (експлуатаційного блоку);
- розрахунок якісних показників блокової моделі за даними розвідувальних свердловин.

Як початкові вихідні дані для виконання розрахунків (блок 1) слугують координати X, Y, Z точки центра елементарного блоку інформаційного простору, для якої необхідно отримати вектор властивостей (блок 2).

Блок 3 призначений для прямого доступу до бази геологорозвідувальних даних та збору початкової інформації про якісні показники проб.

Блок 4 застосовується для визначення параметрів еліпсоїда запиту під час розрахунку параметрів якості для точки, що шукається. Визначення параметрів еліпсоїда виконується на підставі даних варіограми, отриманих для даної ділянки родовища.

Блок 5 призначений для визначення загальної кількості проб, що потрапляють всередину еліпсоїда запиту, з можливістю їх фільтрації за видами корисних копалин.

Блок 6 – розрахунок середньозважених значень показників якості в точці, що шукається, методом крайгінгу.

Блок 7 використовується для формування кінцевого вектора властивостей для точки, що шукається, і видачі результатів у викликаючу програму. Після обробки одного елементарного блоку виконується розрахунок якісних показників інших. Процес продовжується доти, доки всі блоки у структурі не будуть оброблені.

Наведено приклад даних первинного випробування для першої геологорозвідувальної свердловини, горизонту 412 м, 9-го віяла свердловин; координати точки центра елементарного блоку інформаційного простору $X = 12155,2$; $Y = 8333$; $Z = -239$; горизонтальний кут дорівнює $294,7^\circ$, зенітний кут сягає 0 (табл. 1).

Для виконання оконтурювання рудного тіла виконується відображення групи свердловин, об'єднаних в окремий шар, а потім оконтурювання з урахуванням точок об'єктної прив'язки інтервалів у свердловинах. Основою для функціонування зазначеного модуля є побудована тривимірна геологічна модель родовища. Ця модель включає: ведення журналів випробування родовища, оперативне ведення суміщених погоризонтних планів та розрізів, моделювання контурів поширення гірських порід

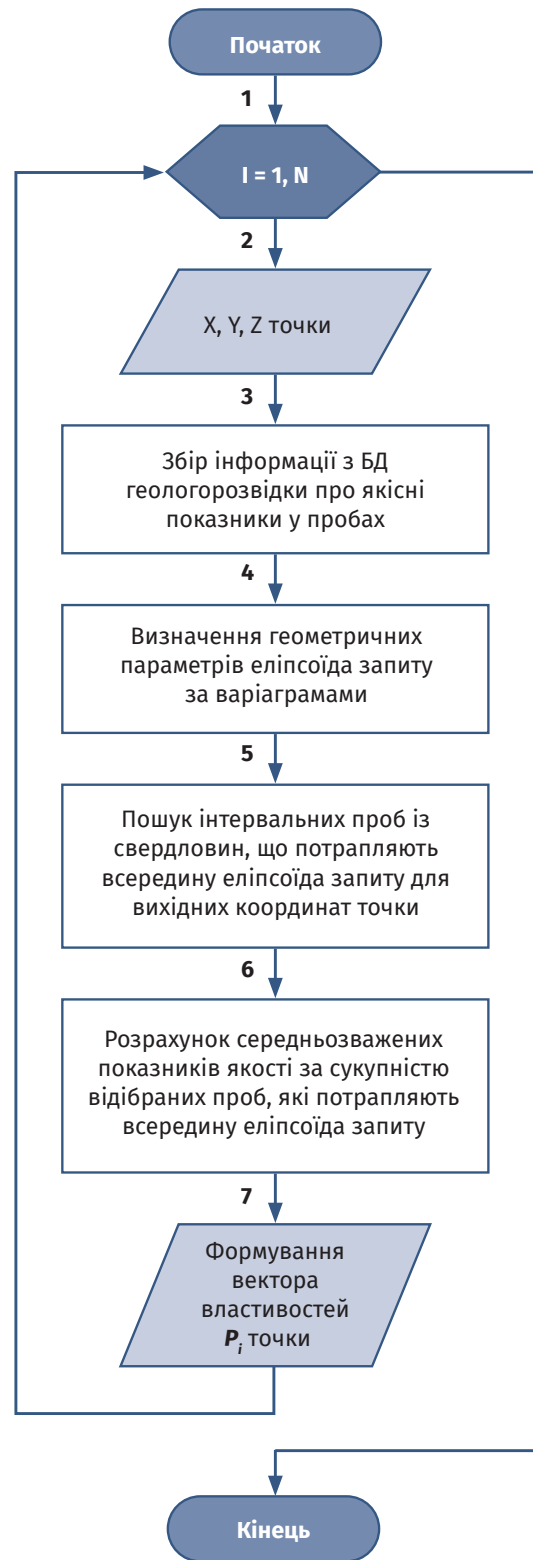


Рис. 5. Алгоритм визначення геологічних параметрів довільної точки інформаційного простору за даними цифрового математичного моделювання (блок-схема): 1-7 – номер розрахункового блоку; N – кількість розрахункових точок; X, Y, Z – координати точки центра елементарного блоку інформаційного простору; $БД$ – база даних

Fig. 5. Algorithm for determining the geological parameters of an arbitrary point of the information space based on the data of digital mathematical modeling (block diagram): 1-7 – number of the calculation block; N - number of calculation points; X, Y, Z - coordinates of the center point of the elementary block of the information space; DB - data base

Таблиця 1. Дані первинного випробування для першої свердловини

Глибина свердловини, м	Діапазон виміру, од.	Значення, од.	Вміст металу у руді, ум. од.
0,0	2	900	1,8
0,5	2	1200	2,4
1,0	1	600	0,6
1,5	2	1500	3
2,0	2	975	1,95
2,5	2	1275	2,55
3,0	2	1875	3,75
3,5	1	600	0,6
4,0	1	450	0,45
4,5	1	750	0,75
5,0	2	870	1,74
5,5	2	1350	2,7
6,0	2	1875	3,75
6,5	2	3750	7,5
7,0	2	1875	3,75
7,5	2	1275	2,55
8,0	2	1800	3,6
8,5	1	600	0,6
9,0	1	600	0,6

на відпрацьованих ділянках, розрахунок якісних та кількісних показників у довільних контурах, побудову суміщених геолого-маркшейдерських розрізів у довільному напрямку, ведення статистичної та звітної документації тощо (Fang et al., 2018).

Розрахунок підтверджуваності запасів руди та металу в ній за даними геолого-маркшейдерського, методичного та приладного забезпечення із урахуванням відпрацювання аналогічних рудних родовищ наведено у табл. 2.

Середню підтверджуваність запасів руди (частки од.) ($P_{з.ср}$) та металу (частки од.) ($P_{с.ср}$) в i -му експлуатаційному блоці обчислювали відповідно за формулами (1) та (2):

$$P_{з.ср} = \frac{\sum_{i=1}^{n=10} P_{з.i}}{n} = \frac{1,05+0,92+0,92+1,10+1,00+1,06+1,00+1,07+0,93+1,11}{10} = 1,02 \quad (1);$$

$$P_{с.ср} = \frac{\sum_{i=1}^{n=10} P_{с.i}}{n} = \frac{0,86+1,00+0,90+1,00+1,17+0,82+0,88+1,00+0,89+0,75}{10} = 0,93 \quad (2),$$

де n – кількість експлуатаційних блоків (камер, шарів), що знаходяться одночасно в очисній виїмці (од.).

Таблиця 2. Підтверджуваність запасів руди та металу в ній (частки од.)

Найменування показників	Розрахункові формули
Підтверджуваність запасів руди ($P_{зi}$) та металу ($P_{сi}$) i -го експлуатаційного блоку	$P_{з.i} = \frac{B_{ф.i}}{B_i} = \frac{59,0}{56,0} = 1,05$ $P_{с.i} = \frac{C_{ф.i}}{C_i} = \frac{0,06}{0,07} = 0,86$
Центрована підтверджуваність запасів руди ($P_{з.ср}$) та металу ($P_{с.ср}$) i -го експлуатаційного блоку	$P_{з.i} - P_{з.ср} = 1,05 - 1,02 = 0,03$ $P_{с.i} - P_{с.ср} = 0,86 - 0,93 = -0,07$
Дисперсія підтверджуваності запасів руди та металу i -го експлуатаційного блоку	$(P_{з.i} - P_{з.ср})^2 = 0,03^2 = 0,0009$ $(P_{с.i} - P_{с.ср})^2 = (-0,07)^2 = 0,0049$
Коефіцієнт резерву, що враховує підтверджуваність запасів руди ($K_{р.з}$) та металу ($K_{р.с}$)	$K_{р.з} = P_{з.ср} + \sigma_z = 1,02 + 0,077 = 1,10$ $K_{р.с} = P_{с.ср} + \sigma_c = 0,93 + 0,119 = 1,05$
Загальний коефіцієнт резерву, що враховує технологічну надійність роботи шахти з видобутку руди та металу в ній ($K_{р.м}$), а також підтверджуваність запасів руди ($K_{р.з}$) і металу ($K_{р.с}$)	$K_p = K_{р.м} \cdot K_{р.з} \cdot K_{р.с} = 1,16 \times 1,10 \times 1,05 = 1,34$

Примітка: $B_{фi}$, B_i – балансовий запас руди i -го експлуатаційного блоку, фактичний (видобутий) та початковий, тис. т; C_f , C_i – відповідно вміст металу в балансових запасах i -го експлуатаційного блоку, фактичний (видобутий) та початковий, %.

Середньоквадратичне відхилення окремих показників підтвердженості запасів руди (частки од.) (δ_3) і металу (частки од.) (δ_c) експлуатаційного блоку від середнього його значення обчислювали відповідно за формулами (3) та (4):

$$\sigma_3 = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (P_{3,i} - P_{3,CP})^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{0,0009+0,0100+0,0100+0,0064+0,0004+0,0016+0,0004+0,0004+0,0025+0,0081+0,0144}{10-1}} = 0,077 \quad (3);$$

$$\sigma_c = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (P_{c,i} - P_{c,CP})^2}{n-1}} = \sqrt{\frac{0,0049+0,0049+0,0009+0,0049+0,0576+0,0121+0,0025+0,0049+0,0016+0,0324}{10-1}} = 0,119 \quad (4).$$

Геолого-економічна оцінка корисних копалин. Модуль геолого-економічної оцінки (ГЕО) – K-MINE–GeoExpert (Україна) – дозволяє автоматизувати процеси оцінки запасів родовищ різних генетичних типів для різних корисних копалин. Тривимірна модель визначення запасів корисних копалин та вмшуючих порід показана на рис. 6. Модуль входить до складу ГІС K-MINE®, яка є складовою частиною автоматизованої системи геолого-економічної оцінки запасів (АС ГЕО). Система АС ГЕО дозволяє насамперед виконувати оперативну-автоматизований збір, обробку, збереження та передачу всієї первинної геологічної, геофізичної, маркшейдерської, гірничотехнічної, технологічної, гідрогеологічної, екологічної, економічної та іншої інформації, що була отримана у процесі виконання

геологорозвідувальних робіт або експлуатації родовища корисних копалин та ін.

Структурну схему автоматизованої системи (АС) ведення гірничих робіт на шахтах ДП «Східний ГЗК» наведено на рис. 7. На основі існуючої графічної інформації для гірничих підприємств створюється єдиний масив геопросторових даних, що описує структури виробок, тривимірну каркасну модель покладів, схеми комунікацій (залізничні колії, трубопроводи водо- та газопостачання, кабельні, дренажні та вентиляційні мережі тощо) та інша інформація. Створена в такий спосіб модель зберігається на сервері бази даних (БД) і файловому сервері, може використовуватися різними службами гірничого підприємства.

Геологічна та маркшейдерська служби підприємства є основними споживачами геопросторової інформації. Тобто, цифрова модель має щодня поповнюватися. Для автоматизації процесу поповнення вихідної інформації про структуру підземних шахтних виробок, а також для виконання розмічувальних та розбивальних робіт під час нарізання нових вибоїв, визначенні напрямків проходки, місць перетинів та інших маркшейдерських робіт доцільно використовувати електронні тахеометри.

Український ринок на сьогоднішній день широко представлений електронними тахеометрами, а також радіометричними та геофізичними приладами провідних виробників типу Sokkia, Trimble, Topcon, Nikon, Leica, OXPRA-1M тощо. Їх використання спрощує вирішення прикладних завдань, дозволяє значно прискорити виконання зйомок, уточнення контурів рудних покладів,

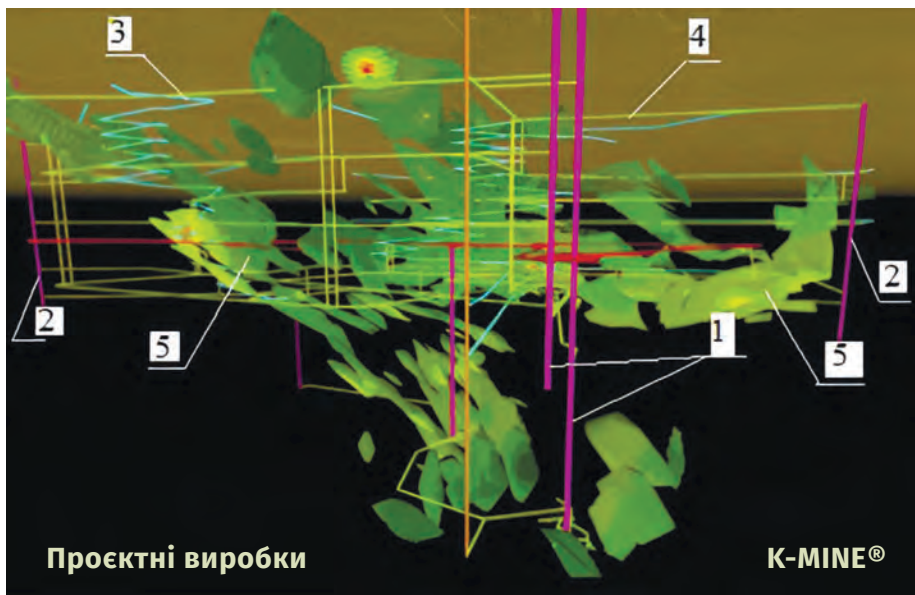


Рис. 6. Проект розтину запасів Новокостянтинівського родовища складної структури гірничо-капітальними виробками: 1 – центральний вертикальний ствол; 2 – флангові вертикальні виробки; 3 – спіральний з’їзд; 4 – горизонтальні виробки; 5 – рудні поклади

Fig. 6. Project for the growth of reserves of the Novokostyantyniv deposit of a folding structure with mining and capital workings: 1 – central vertical trunk; 2 – flank vertical workings; 3 – spiral con-volution; 4 – horizontal workings; 5 – ore deposits

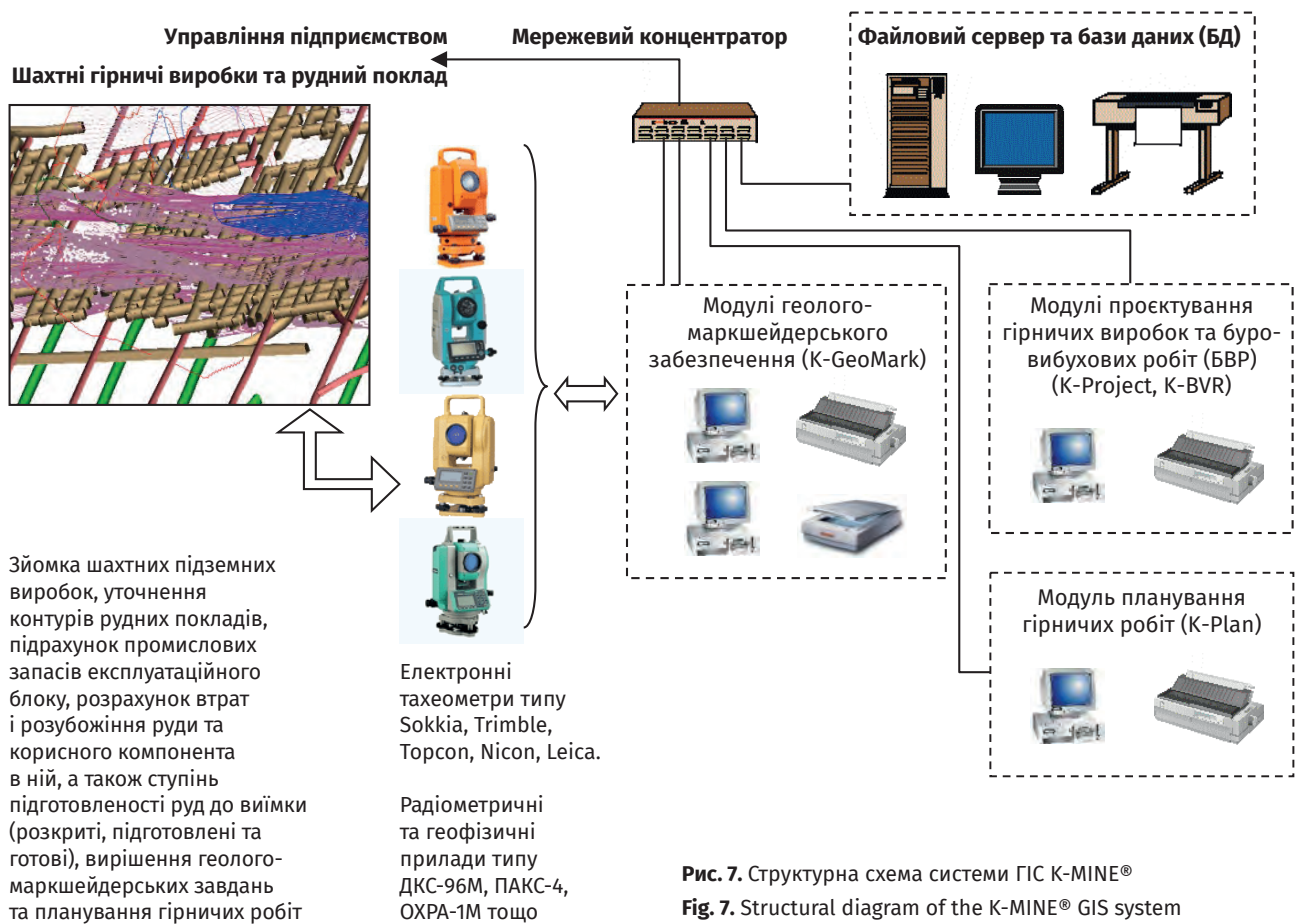


Рис. 7. Структурна схема системи ГІС K-MINE®
Fig. 7. Structural diagram of the K-MINE® GIS system

підрахунок промислових запасів експлуатаційного блоку, розрахунок втрат і розубожіння та корисного компонента в ній, зйомку шахтних підземних виробок, уточнення контурів рудних покладів, підрахунок промислових запасів експлуатаційного блоку, розрахунок втрат і розубожіння руди та корисного компонента в ній, а також ступінь підготовленості руд до виїмки (розкриті, підготовлені та готові), вирішення геолого-маркшейдерських завдань та планування гірничих робіт. Запропоновані відповідні методи та засоби дозволяють також підвищити їх якість та прискорити процес обробки зйомок і щодобового поповнення вихідними даними моделей.

Найбільша ефективність системи досягається при її використанні у процесах проектування та планування гірничих робіт. Тому доцільним є застосування модулів планування та проектування у технічному та проектному відділах шахти. Для забезпечення інформаційного обміну між елементами системи використовують локальну мережу. Таким чином, існує можливість підвищити якість відпрацювання уранових родовищ, ефективність планування гірничих робіт, їхню рентабельність, що є важливим фактором існування підприємства в умовах ринку.

Основними носіями деталізованих, проміжних та фінальних результатів (запаси, кондиції, економічна оцінка, стратегія відпрацювання), а водночас середовищем взаємодії різнорідних моделей є каркасно-блокова модель обсягу. В ній весь простір, що включає об'єкт оцінки, представлений як динамічний масив блоків прямокутної форми, кожен з яких містить вектор параметрів (кількісних, якісних, умовно-імовірнісних). Інші моделі так чи інакше «проектуються» на вищезгадані та у такий спосіб описують всі властивості обсягу, починаючи з геології та закінчуючи стратегією відпрацювання. В основу технології ГЕО покладено інформацію про дані випробування, в результаті чого створюється первинна модель передобробки, яка дозволяє побудувати точкову та інтервальну модель випробування, моделі розрізів, що перетинаються, і поверхонь з урахуванням просторової мінливості геологічних характеристик. Твердотільна блокова та каркасна моделі обсягу з використанням економічних показників забезпечують багатоваріантні розрахунки з обґрунтуванням моделі запасів, а також економічні моделі. Завершальними моделями є моделі проекту відпрацювання та економічна модель (Рудько та ін., 2015; Назаренко, 2016).

Моделювання та оцінка ресурсів. Означене дозволяє виконувати такі роботи: створення 3D моделей родовищ – аналіз наявних результатів виконаних геологорозвідувальних та дослідницьких робіт на ділянці родовища та оцінка перспектив розвідки та приросту запасів; створення баз даних за наявними результатами геологорозвідувальних робіт; експертиза та складання проєктів геологорозвідувальних робіт; техніко-економічне обґрунтування кондицій з ГЕО запасів та ресурсів родовищ та захистом їх у кортикостероїдах; оцінка запасів/ресурсів мінеральної сировини за міжнародними стандартами (CRIRSCO, JORC, NI 43-101, PERC та ін.); надання консультаційних послуг у галузі надрокористування (технічний супровід реєстрації робіт, пов'язаних з геологічним вивченням надр у ДНВП «Геоінформ України»); підготовка пакету геологічної документації для отримання спеціального дозволу на користування надрами та ін.

Тривимірна модель родовища дозволила використати геоінформаційну систему типу ГІС K-MINE® при створенні геологічної моделі Новокосянтинівського родовища урану складної

структури (Україна). У найближчій перспективі розглядається питання можливості створення детальної моделі тектонічних порушень по означеному родовищу. Створення такої моделі вимагатиме внесення до БД даних про тектоніку по свердловинах. У результаті буде реалізована можливість підвищити якість проєктування гірничих та буропідривних робіт, а також уточнити простягання рудних покладів на глибоких горизонтах (Рудько та ін., 2018).

Оцінка одержаних результатів. Враховуючи обмеженість інформації, що характеризує рудні тіла, а також з метою скорочення витрат інженерної праці, трудомісткості розрахунків та їх оперативності, як приклад, результати нормованих показників для уранового родовища з урахуванням $\alpha_m = 0,038$; $\alpha_g = 0,264$; $X_n = 0,27$ наведені у табл. 3.

Для раціонального використання та охорони надр, підвищення ефективності роботи гірничодобувних підприємств та безпечного ведення гірничих робіт під час відпрацювання крутопохилих покладів складної структури камерними системами із закладкою (до 80 %), а при куті падіння

Таблиця 3. Нормативи розубожіння при відбійці руди по системі розробки під поверховими штреками із закладкою виробленого простору сумішню, що твердіє

Потужність рудних покладів, м	Показник складності приконтурної зони*, ум. од.	Розубожіння руди, %				
		При відбійці	Самообвалення під час випуску	До РКС**	Відсортування на РКС	Після РКС
3-4	2	43,8	2,0	44,9	8,5	39,8
3-4	1,5	38,6	2,2	40,0	8,0	34,8
3-4	1	32,5	2,4	34,1	7,5	28,8
3-4	0,9	31,6	2,6	33,4	7,0	28,4
4-6	0,85	31,4	2,8	33,3	6,6	28,6
4-6	0,8	31,1	3,0	33,2	6,2	28,7
4-6	0,75	30,9	3,2	33,1	5,8	29,0
4-6	0,7	30,5	3,4	32,8	5,4	29,0
6-8	0,65	30,3	3,6	32,8	5,0	29,3
6-8	0,6	30,0	3,8	32,7	4,6	29,4
6-8	0,55	29,7	4,0	32,5	4,2	29,6
6-8	0,5	29,4	4,2	32,4	3,9	29,6
8-11	0,45	29,1	4,4	32,2	3,5	29,8
8-11	0,4	28,7	4,6	32,0	3,1	29,9
8-11	0,35	28,5	4,8	31,9	2,7	30,0
8-11	0,3	28,4	5,0	32,0	2,3	30,4
8-11	0,25	27,9	5,2	31,6	2,0	30,2
11-15	0,2	27,5	5,4	31,4	1,6	30,4
11-15	0,15	27,2	5,6	31,3	1,2	30,4
11-15	0,1	26,9	5,8	31,2	0,8	30,6

* Показник складності приконтурної зони β , який дорівнює відношенню площ приконтурної зони S_a до балансової руди S_b , виміряні по геологічному контуру рудного тіла відповідно до виразу: $\beta = S_a \times S_b^{-1}$.
 ** РКС – рудоконтрольна станція.

менше 40–45° – шаровими системами виїмки руди у висхідному порядку із закладкою (до 20 %) спеціалістами ДП «УкрНДППромтехнології» (м. Жовті Води, Україна) розроблено та узгоджено з Держгірпромнаглядом «Інструкцію із нормування запасів руд, підготовлених та готових до виїмки на шахті «Новокосянтинівська» ДП «Східний ГЗК» (науковий керівник – В.І. Ляшенко). Розрахунок нормативних показників підготовленості до виїмки запасів руд та вмісту металу в них здійснено із урахуванням техніко-економічного обґрунтування «Технології відпрацювання Новокосянтинівського рудного родовища самохідною технікою» (табл. 4).

Ефективність від впровадження ГІС K-MINE®. Застосування ГІС K-MINE® дає можливість здійснювати: багатоваріантне моделювання, планування, проектування, прогнозування та аналіз ведення гірничих робіт; оперативний та перспективний підрахунок та перерахунок запасів, кон-

троль їх руху; отримання необхідних розрахункових даних та графічного матеріалу для подання їх у ДКЗ. Зокрема, затвердження кондицій та запасів родовищ; перерахунок запасів корисних копалин; списання запасів корисних копалин; виконання ГЕО запасів всього родовища та його окремих ділянок. Максимальна ефективність використання системи може бути досягнута при спільному використанні її модулів різними службами підприємства (Ляшенко та ін., 2007 а, б).

Перспективні напрями досліджень. Автори вважають за доцільне використовувати практичний досвід проведення дистанційного навчання фахівців при роботі з ГІС. За наявності в системі мультимовного інтерфейсу з'являється можливість підключення відповідних мовних словників зробити її зрозумілою для іноземних фахівців. Це дозволить суттєво підвищити кількість навчених фахівців у всьому світі, що особливо актуально під час пандемій типу COVID-19 та інших обмежень.

Таблиця 4. Показники підготовленості до вилучення запасів руд і металу

Найменування показників		Символи	За системами розробки		Загальні показники по шахті	
			Камерна із закладкою $j = 1$	Шарові із закладкою $j = 2$		
Нормативні запаси руди до виїмки	Готові:	тис. т	Q_2	600,0	47,0	647,0
		місячні норми видобутку	T_2	3,58	1,11	4,69
	Підготовлені:	тис. т	Q_n	3600,0	987,0	4587,0
		місячні норми видобутку	T_n	21,48	23,31	44,79
Нормативні запаси металу до виїмки	Готові:	т	Q'_2	473,0	42,6	515,6
		місячні норми видобутку	T'_2	3,6	1,12	4,72
	Підготовлені:	т	Q'_n	2838,0	894,6	3732,6
		місячні норми видобутку	T'_n	21,6	23,52	45,12
Співвідношення підготовлених та готових до виїмки запасів руд, од.		$\frac{Q_n}{Q_2}$	6,0	21,0	9,55	
		$\frac{T_n}{T_2}$	6,0	21,0	9,55	
Питома вага системи розробки з видобутку руди, частки од.			τ_j	0,80	0,20	1,00
Питома вага системи розробки з видобутку металу, частки од.			τ'_j	0,77	0,23	1,00
Річний плановий обсяг видобутку руди, тис. т			A_2	2000,0	500,0	2500,0
Річний плановий обсяг видобутку металу, т			A'_2	1560,0	456,0	2016,0
Місячний плановий обсяг видобутку руди, тис. т			A_m	168,0	42,0	210,0
Місячний плановий обсяг видобутку металу, т			A'_m	130,0	38,0	168,0

В цілому, в роботі авторами наведено системний аналіз матеріалу, який присвячено актуальній проблемі підвищення еколого-геологічної безпеки та еколого-технологічної ефективності видобутку урановорудної сировини родовищ Придніпров'я, які мають складні гірничотехнологічні умови та масштабні порушення геотехнічної стійкості геологічного середовища. Виконаний аналіз можливих змін еколого-геологічних параметрів і економічних показників безпечної розробки уранового рудопородного масиву має достатню актуальність та наукову новизну. Одержані результати досліджень дозволяють визначати, оптимізувати та контролювати втрати та розубожіння руди і металу в ній за рахунок встановлення оптимального контура відбивання руди у приконтурній зоні, а також ефективно керувати запасами руд, підготовленими та готовими до виїмки під час розробки родовищ складної структури.

На нашу думку, заслуговують на увагу такі нові науково-методичні положення:

- Відмічено, що для родовищ складної структури, якими є родовища урану, потрібно враховувати та деталізувати контур рудного тіла шляхом комплексного каротажу віялів геологорозвідувальних та буровибухових шпурів і свердловин.
- Запропоновано визначати оптимальний контур виїмки руди техніко-економічним розрахунком на основі загальноприйнятого економічного критерію – максимального прибутку на 1 т погашених балансових запасів або мінімальної сумарної шкоди (економічні наслідки), завданої 1 т втраченої руди Y_n і примішаних розубожених порід Y_p , коли ціни встановлені на рівні замикаючих витрат відповідно до виразу: $\alpha_m Y_n + \alpha_g Y_p \rightarrow \min$, де α_m , α_g – частини площ приконтурної зони руди і відповідно розубожених порід.
- Рекомендовано враховувати підтвердженість не лише запасів руди, але також і металу в ній за даними геолого-маркшейдерського, методичного та приладного забезпечення з урахуванням практичного досвіду відпрацювання аналогічних рудних родовищ.
- Методами математичної статистики удосконалена оцінка залежності загального коефіцієнта резерву (його величина знаходиться в межах 1,30–1,45) для ефективного керування запасами руд, підготовленими та готовими до виїмки під час розробки родовищ складної

структури. Він має враховувати не лише технологічну надійність роботи шахти з видобування руди та металу в ній, а також і надійність підтверджуваності запасів надр.

Висновки

Показано, що управління вилученням запасів та досягнення нормативів відпрацювання надр забезпечується геологічною, маркшейдерською та технологічною службами гірничих підприємств шляхом якісної випереджувальної розвідки (розбурювання проміжних віял геологорозвідувальних свердловин здійснюється через 25 м, контрольних свердловин – через 5–10 м та буровибухових шпурів і свердловин – через 1,2–1,5 м) та побудови рудних контурів із використанням дозиметрів-радіометрів з ОЗП та занесенням цих даних до комп'ютера.

Відмічено, що український ринок на сьогоднішній день широко представлений електронними тахеометрами, а також радіометричними та геофізичними приладами провідних виробників типу Sokkia, Trimble, Topcon, Nicon, Leica, ДКС-96М тощо. Геофізичні прилади та системи із ОЗП типу ОХРА-1М спрощують занесення даних до бази комп'ютера за спеціальними програмами типу Surfer або ГІС K-MINE®, ВЕНТСИМ тощо. Їх реалізація за допомогою АС ГЕО типу ГІС K-MINE® сприяє вирішенню прикладних питань ГЕО запасів родовищ корисних копалин.

Враховуючи обмеженість інформації, що характеризує рудні тіла складної структури, а також із метою скорочення витрат інженерної праці, трудомісткості розрахунків та їх оперативності, результати нормованих показників розубожіння при відбійці руди по системі розробки під поверховими штреками із закладкою виробленого простору сумішшю, що твердіє, для уранового родовища рекомендовано відповідні розрахунки виконувати з урахуванням установлених показників $\alpha_m = 0,038$; $\alpha_g = 0,264$; $X_n = 0,27$, а також потужності рудних покладів, складності приконтурної зони під час відбійки, самообвалення при випуску гірничорудної маси під час її випуску та доставки до рудоконтрольної станції (РКС), її відсортування на РКС та після РКС. Доведено, що у приконтурній зоні камери коефіцієнти розубожіння руди досягають 60–70 % від загальних величин, а в середньому по експлуатаційному блоку сягають 29–32 %. Встановлені також коефіцієнти резерву, що враховують підтвердженість запасів руди (становить 1,10) та металу в ній (сягає 1,05).

Наведені значення підготовленості запасів до видобування, визначені по руді, відрізняються на 10–15 % від аналогічних значень по металу, а показники вилучення корисних копалин із надр – від характеристики елементів залягання рудних покладів (коефіцієнти втрат і розубожіння по металу становлять близько 75 % аналогічних показників, визначених за рудою).

Складено альбоми-каталоги, методики до них, розроблено спеціалізовані комп'ютерні модулі на базі ГІС K-MINE®. Запропоновані графоаналітичні, табличні та комп'ютерні методи розрахунку спрощують керування та контролювання вилучення запасів корисних копалин із надр. Розроблено та узгоджено з Держгірпромнаглядом «Інструкцію із нормування запасів руд, підготовлених та готових до виїмки на шахті «Новокосятинівська» ДП «Східний ГЗК».

Сучасний напрям розвитку методів управління запасами надр базується на широкомасштабному використанні обчислювальної техніки (персональних комп'ютерів – ПК) та проведенні експерименту, що забезпечує імітацію

динаміки гірничих робіт на основі створення автоматизованих баз даних з гірничо-геологічних та гірничотехнологічних умов ведення гірничих робіт із використанням засобів машинної графіки. Означене дозволить деталізувати контур рудного тіла шляхом каротажу віялів вибухових свердловин та занесення цих даних у ПК, визначати, оптимізувати та контролювати втрати і розубожіння руди, а також раціонально використовувати та охороняти надра.

Подяки. Автори висловлюють велику вдячність за цінні і конструктивні зауваження і рекомендації спеціалістам та викладачам кафедр «Автоматизовані електромеханічні системи у промисловості і транспорті», «Комп'ютерні системи і мережі», «Охорони праці та цивільної безпеки» Криворізького національного університету (Україна) М.В. Назаренку, Н.В. Назаренко, С.А. Хоменку, С.С. Барановському та ін., а також фахівцям ТОВ «Науково-промислове підприємство КАІ» (Україна), ДП «УкрНДППромтехнології» (Україна), ДП «СхідГЗК» (Україна) та ін. Окрема подяка рецензентам статті.

Наведено наукові і практичні результати дослідження та оцінки запасів корисних копалин на основі автоматизованого геоінформаційного системного забезпечення на прикладі Новокосятинівського родовища урану. Це забезпечить створення баз даних гірничо-геологічних та гірничотехнологічних умов ведення гірничих робіт із використанням засобів машинної графіки, що дозволить деталізувати контур рудного тіла шляхом каротажу віялів розвідувальних та вибухових свердловин. Полегшить також управляти підготовленістю запасами руди та металу в ній до виїмки. В ході дослідження використано дані літературних джерел та документації в галузі підземної розробки рудних родовищ складної структури. При відборі даних було задіяно класичні методи кластеризації. Найбільш практичними вважаються метод зворотних зважень по металу, а відстаней, спайн, тренд, крикінг тощо. При створенні моделей використано методи математичної статистики, кореляційні методи, визначення різницевих рівнянь із застосуванням рівняння Вінера–Хопфа, класичні та нові методи багатозв'язкових систем за участю авторів. Доведено, що у приконтурній зоні камери коефіцієнти розубожіння руди досягають 60–70 % від загальних величин, а в середньому по експлуатаційному блоку становлять 29–32 %. Запропоновано визначати оптимальний контур виїмки руди техніко-економічним розрахунком на основі загальноприйнятого економічного критерію – максимального прибутку на 1 т погашених балансових запасів або мінімальної сумарної шкоди (економічні наслідки), завдані 1 т втраченої руди і примішаних розубожених порід, коли ціни встановлені на рівні замикаючих витрат. Встановлено коефіцієнти резерву, що враховують підтвердженість запасів руди (сягає 1,10) та металу в ній (дорівнює 1,05). Обґрунтовано загальний коефіцієнт резерву (його величина знаходиться в межах 1,30–1,45) для раціонального використання та охорони надр під час розробки родовищ складної структури. Показано, що загальний коефіцієнт резерву має враховувати не лише технологічну надійність роботи шахти з видобутку руди та металу в ній, а також підтвердженість запасів надр. Зокрема, значення підготовленості запасів до видобутку, визначені по руді, відрізняються на 10–15 % від аналогічних значень по металу, а показники вилучення корисних копалин із надр – від характеристики елементів залягання рудних покладів (коефіцієнти втрат і розубожіння по металу становлять близько 75 % аналогічних показників, визначених за рудою). На основі отриманих даних складено альбоми-каталоги, методики до них, розроблено спеціалізовані комп'ютерні модулі на базі ГІС K-MINE®. Запропоновані графоаналітичні, табличні та комп'ютерні методи розрахунку спрощують керування та контролювання вилучення запасів корисних копалин із надр. Розроблено та узгоджено з Держгірпромнаглядом «Інструкцію із нормування запасів руд, підготовлених та готових до виїмки на шахті «Новокосятинівська» ДП «Східний ГЗК». Геофізичні прилади та системи з ОЗП спрощують занесення даних до бази комп'ютера за спеціальними програмами типу Surfer або ГІС K-MINE®, ВЕНТСИМ тощо. Їх реалізація за допомогою автоматизованої системи геолого-економічної оцінки типу ГІС K-MINE® полегшує вирішення прикладних питань ГЕО запасів родовищ корисних копалин. Одержані результати досліджень дозволяють визначати, оптимізувати та контролювати втрати і розубожіння руди та металу в ній за рахунок встановлення оптимального контура відбивання руди у приконтурній зоні, а також ефективно керувати запасами руд, підготовленими та готовими до виїмки під час розробки родовищ складної структури, якими є, зокрема, родовища урану. Сучасний напрям розвитку методів управління запасами підготовленості до виїмки базується на широкомасштабному використанні обчислювальної техніки (персональних комп'ютерів ПК) та проведенні експерименту, що забезпечує імітацію динаміки гірничих робіт на основі створення автоматизованих баз даних з гірничо-геологічних та гірничотехнологічних умов ведення гірничих робіт з використанням засобів машинної графіки.

Список літератури

- Добыча и переработка урановых руд в Украине: Чернов А.П. (ред.). Киев: АДЕФ, 2001. 238 с.
- Ляшенко В.І., Назаренко В.М., Назаренко М.В. Охороні надр – надійне інженерне та системне забезпечення. *Екологія довкілля та безпека життєдіяльності*. 2007а. № 4. С. 5–21.
- Ляшенко В.І., Назаренко В.М., Назаренко М.В. Рациональному використанню надр уранових родовищ надійне геолого-маркшейдерське та приладове забезпечення. *Екологія довкілля та безпека життєдіяльності*. 2007б. № 6. С. 5–19.
- Ляшенко В.І., Дудар Т.В., Стусь В.П., Шаповалов В.А. Обґрунтування ефективності та охорони надр при підземній розробці рудних родовищ традиційними технологіями в комбінації із вилуговуванням металів. *Мінер. ресурси України*. 2024. № 2. С. 69–77. <https://doi.org/10.31996/mru.2024.2.69-77>
- Назаренко М.В. Геоінформаційна система K-MINE: сьогодення та майбутнє. Використання геоінформаційної системи K-MINE у різних сферах діяльності: Зб. доп. III Міжнар. наук.-практ. семінару “SVIT GIS-2016”. Кривий Ріг: ФОП Чернявський Д.А., 2016. 280 с. ISBN: 978-617-7250-56-1.
- Рудько Г.І., Нецький О.В., Назаренко М.В., Хоменко С.А. Національні та міжнародні системи класифікації запасів і ресурсів корисних копалин: стан та перспективи гармонізації. Київ; Чернівці: Букрек, 2012. 240 с.
- Рудько Г.І., Ловинюков В.І. Національна класифікація запасів і ресурсів в контексті основних класифікацій світу. *Надрокористування в Україні. Перспективи інвестування*: Матеріали II Міжнар. наук.-практ. конф. Трускавець, 2015. С. 82–91.
- Рудько Г.І., Нецький О.В., Назаренко М.В. Геоінформаційні технології при геолого-економічному оцінюванні родовищ корисних копалин (на прикладі ГІС K-MINE®). *Geoinformatika*. 2018. № 3 (67). С. 14–24.
- Сердюк А.М., Стусь В.П., Ляшенко В.І. Екологія довкілля та безпека життєдіяльності населення у промислових регіонах України. Дніпропетровськ: Пороги, 2011. 486 с.
- Шумлянська Л., Пігулевський П., Віларраса В. Тривимірна модель густини під Українським щитом. *Науковий вісник національного гірничого університету*. 2024. № 2. С. 12–18. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2024-2/012>
- Apollaro C., Buccianti A., Vespasiano G., Vardè M., Fuoco I., Barca D., Bloise A., Miriello D., Cofone F., Servidio A., De Rosa R. Comparative geochemical study between the tap waters and the bottled mineral waters in Calabria (Southern Italy) by compositional data analysis (CoDA) developments. *Applied Geochemistry*. 2019. Vol. 107. P. 19–33.
- Alakangas L.J., Mathurin F.A., Åström M.E. Diverse fractionation patterns of Rare Earth Elements in deep fracture groundwater in the Baltic Shield – Progress from utilisation of Diffusive Gradients in Thin-films (DGT) at the Äspö Hard Rock Laboratory. *Geochimica et Cosmochimica Acta*. 2020. Vol. 69. No. 269. P. 15–38.
- Ayuvaz M.T., Elçi A. Identification of the optimum groundwater quality monitoring network using a genetic algorithm based optimization approach. *Journal of Hydrology*. 2018. Vol. 563. P. 1078–1091.
- De Oliveira D.M., Sobral L.G.S., Olson G.J., Olson S.B. Acid leaching of a copper ore by sulphur-oxidizing microorganisms. *Hydrometallurgy*. 2014. Vol. 147–148. P. 223–227.
- Elskhaki A., ReckB.K., Graedel T.E. Anthropogenic nickel supply, demand, and associated energy and water use. *Resources, Conservation and Recycling*. 2017. Vol. 125. P. 300–307.
- Farlin J., Gallé T., Pittois D., Bayerle M., Schaul T. Groundwater quality monitoring network design and optimisation based on measured contaminant concentration and taking solute transit time into account. *Journal of Hydrology*. 2019. Vol. 573. P. 516–523.
- Fang H., Zhu J. Simulation of groundwater exchange between an unconfined aquifer and a discrete fracture network with laminar and turbulent flows. *Journal of Hydrology*. 2018. Vol. 562. P. 468–476.
- Ganapathy G.P., Zaalishvili V.B., Chandrasekaran S.S., Melkov D.A. Integrated monitoring of slope process in India and Russia. *Sustainable Development of Mountain Territories*. 2020. No. 12 (4). P. 572–581.
- Ghorbani Y., Franzidis J., Petersen P, Heap J. Leaching Technology – Current State, Innovations, and Future Directions. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2016. Vol. 37, No. 2. P. 73–119.
- Hebblewhite B. Fracturing, caving propagation and influence of mining on groundwater above longwall panels – a review of predictive models. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2020. Vol. 30. P. 49–54.
- Hollis S.P., Mole D.R., Gillespie P., Barnes S.J., Cas R.A.F., Hildrew C., Pumphrey A., Goodz M. D., Caruso S., Yeats C.J., Verbeeten A., Belford S.M., Wyche S., Martin L.A.J. Ga plume associated VHMS mineralization in the Eastern Goldfields Superterrane, Yilgarn Craton: Insights from the low temperature and shallow water, Ag-Zn-(Au) Nimbus deposit. *Precambrian Research*. 2017. Vol. 291. P. 119–142.
- Jgamadzea A., Gabechavaa J., Gvakhariaa V., Sozashvilia D., Lebanidze B., Jebashvilia T., Maglakelidzea A. Assessment of exploitation reserves of Nabeghlavi mineral water deposit. *Annals of Agrarian Science*. 2018. Vol. 16. P. 352–356.
- Luo Lu, Pang Z., Liu J., Hu Sh., Rao S., Li Y., Lu L. Determining the recharge sources and circulation depth of thermal waters in Xianyang geothermal field in Guanzhong Basin: The controlling role of Weibei Fault. *Geothermics*. 2017. Vol. 69. P. 55–64.
- Lin Mi, Biswas A., Bennett E.M. Identifying hotspots and representative monitoring area of groundwater changes with time stability analysis. *Science of the Total Environment*. 2019. Vol. 667. P. 419–426.
- Li H., Gu J., Hanif A., Dhanasekar A., Carlson K. Quantitative decision making for a groundwater monitoring and subsurface contamination early warning network. *Science of the Total Environment*. 2019. Vol. 683. P. 498–507.
- Maldaner C.H., Quinn P.M., Cherry J.A., Parker B.L. Improving estimates of groundwater velocity in a fractured rock borehole using hydraulic and tracer dilution methods. *Journal of Contaminant Hydrology*. 2018. Vol. 214. P. 75–86.
- Sebutsoe T.C., Musingwini C. Characterizing a mining production system for decision-making purposes in a platinum mine. *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2017. Vol. 117. P. 199–206.
- Stupnik M., Kalinichenko O., Kalinichenko V., Pysmennyi S., Morhun O. Choice and substantiation of stable crown shapes in deep-level iron ore mining. *Mining of Mineral Deposits*. 2018. No. 12 (4). P. 56–62. <https://doi.org/10.15407/mining12.04.056.26>
- Stupnik M., Kalinichenko V., Fedko M., Pysmennyi S., Kalinichenko O., Pochtarev A. Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE “SkhidGZK” underground mines, Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*. 2022. No. 16 (2). P. 33–41. <https://doi.org/10.33271/mining16.02>
- Zhan Sh., Wang T., Jeng F. Fracture characterization using hydrogeological approaches and measures taken for groundwater inrush mitigation in shaft excavation. *Tunnelling and Underground Space Technology*. 2018. Vol. 82. P. 554–567.

References

- Alakangas L.J., Mathurin F.A., Åström M.E. 2020. Diverse fractionation patterns of Rare Earth Elements in deep fracture groundwater in the Baltic Shield – Progress from utilisation of Diffusive Gradients in Thin-films (DGT) at the Äspö Hard Rock Laboratory. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 269: 15–38.
- Apollaro C., Buccianti A., Vespasiano G., Vardè M., Fuoco I., Barca D., Bloise A., Miriello D., Cofone F., Servidio A., De Rosa R. 2019. Comparative geochemical study between the tap waters and the bottled mineral waters in Calabria (Southern Italy)

- by compositional data analysis (CoDA) developments. *Applied Geochemistry*, 107: 19–33.
- Ayvaz M.T., Elçi A. 2018. Identification of the optimum groundwater quality monitoring network using a genetic algorithm based optimization approach. *Journal of Hydrology*, 563: 1078–1091.
- Chernov A.P. (Ed.). 2001. Mining and processing of uranium ores in Ukraine. Kyiv: ADEF (in Ukrainian).
- De Oliveira D.M., Sobral L.G.S., Olson G.J., Olson S.B. 2014. Acid leaching of a copper ore by sulphur-oxidizing microorganisms. *Hydrometallurgy*, 147–148: 223–227.
- Elshkaki A., Reck B.K., Graedel T.E. 2017. Anthropogenic nickel supply, demand, and associated energy and water use. *Resources, Conservation and Recycling*, 125: 300–307.
- Fang H., Zhu J. 2018. Simulation of groundwater exchange between an unconfined aquifer and a discrete fracture network with laminar and turbulent flows. *Journal of Hydrology*, 562: 468–476.
- Farlin J., Gallé T., Pittois D., Bayerle M., Schaul T. 2019. Groundwater quality monitoring network design and optimisation based on measured contaminant concentration and taking solute transit time into account. *Journal of Hydrology*, 573: 516–523.
- Ganapathy G.P., Zaalishvili V.B., Chandrasekaran S.S., Melkov D.A. 2020. Integrated monitoring of slope process in India and Russia. *Sustainable Development of Mountain Territories*, 12 (4): 572–581.
- Ghorbani Y., Franzidis J., Petersen P., Heap J. 2016. Leaching Technology – Current State, Innovations and Future Directions. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 37, 2: 73–119.
- Hebblewhite B. 2020. Fracturing, caving propagation and influence of mining on groundwater above longwall panels – a review of predictive models. *International Journal of Mining Science and Technology*, 30: 49–54.
- Hollis S.P., Mole D.R., Gillespie P., Barnes S.J., Cas R.A.F., Hildrew C., Pumphrey A., Goodz M.D., Caruso S., Yeats C.J., Verbeeten A., Belford S.M., Wyche S., Martin L.A.J. 2017. Ga plume associated VHMS mineralization in the Eastern Goldfields Superterrane, Yilgarn Craton: Insights from the low temperature and shallow water, Ag-Zn-(Au) Nimbus deposit. *Precambrian Research*, 291: 119–142.
- Jgamadzea A., Gabechavaa J., Gvakhariaa V., Sozashvilia D., Lebnidzea B., Jebashvilia T., Maglakelidzea A. 2018. Assessment of exploitation reserves of Nabeghlavi mineral water deposit. *Annals of Agrarian Science*, 16: 352–356.
- Li H., Gu J., Hanif A., Dhanasekar A., Carlson K. 2019. Quantitative decision making for a groundwater monitoring and subsurface contamination early warning network. *Science of the Total Environment*, 683: 498–507.
- Lin Mi, Biswas A., Bennett E.M. 2019. Identifying hotspots and representative monitoring area of groundwater changes with time stability analysis. *Science of the Total Environment*, 667: 419–426.
- Luo Lu, Pang Z., Liu J., Hu Sh., Rao S., Li Y., Lu L. 2017. Determining the recharge sources and circulation depth of thermal waters in Xianyang geothermal field in Guanzhong Basin: The controlling role of Weibei Fault. *Geothermics*, 69: 55–64.
- Lyashenko V.I., Dudar T.V., Stus V.P., Shapovalov V.A. 2024. Justification of the efficiency and protection of the subsoil during the underground development of ore deposits using traditional technologies in combination with metal leaching. *Mineral resources of Ukraine*, 2: 69–77. <https://doi.org/10.31996/mru.2024.2.69-77> (in Ukrainian).
- Lyashenko V.I., Nazarenko V.M., Nazarenko M.V. 2007a. Subsurface protection – reliable engineering and system support. *Environmental ecology and life safety*, 4: 5–21 (in Ukrainian).
- Lyashenko V.I., Nazarenko V.M., Nazarenko M.V. 2007b. Reliable geological surveying and instrument support for the rational use of uranium deposits. *Environmental ecology and life safety*, 6: 5–19 (in Ukrainian).
- Maldaner C.H., Quinn P.M., Cherry J.A., Parker B.L. 2018. Improving estimates of groundwater velocity in a fractured rock borehole using hydraulic and tracer dilution methods. *Journal of Contaminant Hydrology*, 214: 75–86.
- Nazarenko M.V. 2016. Geoinformation system K-MINE: present and future. Use of geoinformation system K-MINE in various spheres of activity: Collection of reports of the 3rd International Scientific and Practical Seminar “SVIT GIS-2016”. Kryvyi Rih: D.A. Chernyavskiy Publishing House, 2016. ISBN: 978-617-7250-56-1 (in Ukrainian).
- Rudko G.I., Lovinyukov V.I. 2015. National classification of reserves and resources in the context of the main classifications of the world. *Nadrokoristuvannya in Ukraine. Investment prospects: Materials of the 2nd International Scientific and Practical Conference*. Truskavets, pp. 82–91 (in Ukrainian).
- Rudko G.I., Netskiy O.V., Nazarenko M.V. 2018. Geoinformation technologies for geological and economic assessment of genus of bark copalina (using GIS K-MINE®). *Geoinformatika*, 3 (67): 14–24 (in Ukrainian).
- Rudko G.I., Netskiy O.V., Nazarenko M.V., Khomenko S.A. 2012. National and international systems for the classification of reserves and mineral resources: the state and prospects of harmonization: monograph. Kyiv; Chernivtsi: Bukrek (in Ukrainian).
- Shumlianska L., Pigulevskiy P., Vilarrasa V.(2024). THREE-DIMENSIONAL DENSITY MODEL OF THE MANTLE BENEATH THE UKRAINIAN SHIELD. *Naukovi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu* (2). 12–18. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2024-2/012>
- Sebutsoe T.C., Musingwini C. 2017. Characterizing a mining production system for decision-making purposes in a platinum mine. *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 117: 199–206.
- Serdyuk A.M., Stus V.P., Lyashenko V.I. 2011. Ecology and livelihoods of the population in the industrial regions of Ukraine. Dnipropetrovsk: Porohy (in Ukrainian).
- Shumlianska L., Pigulevskiy P., Vilarrasa V.(2024). Three-dimensional density model of the mantle beneath the ukrainian shield. *Naukovi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*, (2): 12–18. <https://doi.org/10.33271/nvngu/2024-2/012>
- 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/mining12.04.056.26>
- Stupnik M., Kalinichenko V., Fedko M., Pysmennyi S., Kalinichenko O., Pochtarev A. 2022. Methodology enhancement for determining parameters of room systems when mining uranium ore in the SE “SkhidGZK” underground mines, Ukraine. *Mining of Mineral Deposits*, 16 (2): 33–41. <https://doi.org/10.33271/mining16.02>
- Zhan Sh., Wang T., Jeng F. 2018. Fracture characterization using hydrogeological approaches and measures taken for groundwater inrush mitigation in shaft excavation. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 82: 554–567.