

УДК 622.277:622.349.5

**Мальцев Д.В.**, канд. техн. наук, доцент  
(Державний ВНЗ «НГУ»)

## **МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ПАРАМЕТРІВ ВИЛУГОВУВАННЯ ПЕРЕХІДНИХ МЕТАЛІВ**

**Мальцев Д.В.**, канд. техн. наук, доцент  
(Государственное ВУЗ «НГУ»)

## **МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПЕРЕХОДНЫХ МЕТАЛЛОВ**

**Maltsev D.V.**, Ph.D. (Tech.), Associate Professor  
(State HEI "NMU")

## **THE MATHEMATICAL MODELING OF PARAMETERS LEACHING OF TRANSITION METALS**

**Анотація.** Розглянуто порядок математичного моделювання для вилуговування корисних копалин. Класифіковані за загальними ознаками фактори й визначена їх важливість для проведення математичного моделювання. Сформовано необхідні вихідні дані для проведення моделювання технології вилуговування перехідних металів і наведено їх перелік. Розроблено принципову блок-схему, за якою виконано розрахунок технологічних параметрів знеміцнення рудного масиву та вилуговування. Знайдено певний перелік параметрів у технології, який доцільніше змінювати при заданих умовах, докорінно не змінюючи діюче устаткування, інтегруючись у прийнятну камерну систему розробки з бурових штреків. Побудовано декілька важливих графіків та гістограм для обґрунтування параметрів вилуговування перехідних металів в місці залягання. Виконано пошук оптимальних параметрів вилуговування при зміні певних параметрів в умовах діючого підприємства.

**Ключові слова:** моделювання вилуговування, обґрунтування параметрів вилуговування, видобуток урану геотехнологічним способом, уранова руда, вилуговування бідних руд.

**Вступ.** Існує багато способів розробки корисних копалин – підземні, відкриті, геотехнологічні та їх різновиди. Їх сутність детально викладена у безлічі наукових праць, дослідженнях, патентах тощо. Але на цьому їх розробка не зупиняється і суспільство продовжує розробляти та обирати технології, які є більш екологічними, гнучкими, ефективними та соціально спрямованими. Одна з таких технологій є вилуговування металів на місці їхнього залягання. Це не новий напрям у розробці корисних копалин, він вже достатньо вивчений, але все одно потребує вдосконалень, обґрунтувань та адаптації до певних умов. Зараз в цій сфері ведуться інтенсивні дослідження ще й тому, що на даному етапі розвитку науки і техніки вони є досяжними, актуальними та прогресивними, що дозволяє ефективніше використовувати надра.

Як відомо, до групи перехідних радіоактивних металів входять багато елементів, але тільки уран у суттєвих об'ємах видобувається в Україні та може бути вилуговуваним, і це дає змогу використовувати його для роботи як основний

дослідний об'єкт. До того ж, уран являє собою джерело енергії, що прямим чином впливає на енергетичну незалежність країни. Тому уранові родовища України було взято для створення моделі й проведення математичного моделювання параметрів вилуговування перехідних металів на місці залягання.

У попередніх роботах досить детально описано, як і які підприємства видобувають уранову руду [1, 7]. З огляду на це доцільніше розкрити тільки питання щодо зміни її видобутку у технологічному плані, а саме, розглянути геотехнологічні методи розробки з використанням бурових свердловин та шпурів-ін'єкторів, що дозволяють, у низці випадків, спростити та знизити вартість видобутку корисної копалини, підвищити рентабельність при відпрацюванні бідних та вельми бідних родовищ, розпочати розробку родовищ, котрі характеризуються складними умовами залягання тощо. При такому способі розробки з'являється можливість продовжити відпрацювання вже розкритих (діючих) родовищ на тих частинах шахтного поля, де раніше це було складно або не рентабельно. Таким чином, геотехнологічні методи дозволяють подовжити термін експлуатації діючих родовищ, підвищити продуктивність праці щодо кінцевої продукції, скоротити чисельність працюючих тощо. Крім того, їх застосування сприяє певному поліпшенню умов праці та зменшенню негативного впливу на навколишнє середовище. Отже, одним із шляхів зниження витрат, втрат та більш повного освоєння родовища для видобутку є задіяння геотехнологічних способів розробки. Однак вилуговування має низку труднощів при використанні на практиці, такі як контроль перебігу вилуговування в камері, прогнозування технологічних процесів – створення адекватної моделі, моделювання та ін.

Для додаткового вивчення прогнозування та пошуку оптимальних технологічних параметрів можна застосовувати декілька шляхів, але «комп'ютерне моделювання» підходить якнайкраще у даних умовах. Тому в роботі ми саме його будемо використовувати та розуміти під ним математичне моделювання з використанням засобів обчислювальної техніки.

**Постановка проблеми.** На території України сьогодні успішно видобуваються уранові руди за допомогою камерних систем розробки із закладкою виробленого простору речовинами, що твердіють. Отже, з'являється необхідність моделювання технології вилуговування для підвищення його ефективності, оскільки можливість отримання бідних та вельми бідних руд за традиційними способами із задіянням камерних систем розробки вичерпується як технологічно, так і соціально. Тому пошук більш гнучких і ефективних методів вилуговування є важливим завданням для галузі та країни в цілому.

**Виділення невирішених питань та завдання роботи.** Основним завданням роботи є розробка математичної моделі та блок-схеми вилуговування, створення оптимізаційної моделі та пошук оптимальних технологічних параметрів розробки, визначення основних факторів, які впливають на розробку його критеріїв, знаходження параметрів, що підвищують/знижують ефективність. Метою оптимізації є вибір допустимих рішень серед деякої множини, які б відносились до оптимальних. При цьому оптимальність класифікується як доцільність вико-

ристання технологічних параметрів, які підвищують ефективність розробки. Одним із завдань статті є застосування оптимізаційних моделей у геотехнології при підземному видобутку бідних та вельми бідних уранових руд. Відмінність роботи полягає у тому, що використовується адаптована оптимізаційна модель для уранових родовищ України для пошуку оптимальних технологічних параметрів вилуговування.

**Основна частина.** Технологія комп'ютерного моделювання передбачає виконання таких дій: визначення мети моделювання; розробка концептуальної моделі; формалізація моделі; програмна реалізація моделі (незалежно від того, що береться за комп'ютерну програму для реалізації); планування послідовності експериментів; реалізація плану експерименту; перевірка адекватності моделі (ступінь відповідності моделі до реального явища чи об'єкта, для опису якого вона будується); аналіз та інтерпретація результатів моделювання.

Планується створити оптимізаційну модель, яка була б орієнтована на вибір оптимальних технологічних параметрів, що досліджується. З огляду на це адекватність моделі повинна визначатися ступенем її відповідності не стільки реальному об'єкту, скільки цілям дослідження. Таке твердження є справедливим більше для моделей проєктованих систем, тобто в ситуаціях, коли реальної системи взагалі немає, в даному ж випадку вона існує, але потребує додаткових досліджень. Окрім того, потрібно створити стійку модель, щоб досягти здатності зберігати адекватність при дослідженні ефективності системи на всьому можливому діапазоні робочого процесу, а також при внесенні змін у її конфігурацію. Очевидно, що стійкість являє собою позитивну властивість моделі, однак якщо зміна вхідних параметрів моделі не відображається на значеннях вихідних параметрів, то користь від неї є невеликою. У зв'язку з цим виникає необхідність оцінити чутливість моделі до зміни параметрів робочого навантаження і внутрішніх параметрів самої системи.

Оскільки ми будемо використовувати математичну модель для обґрунтування параметрів при вилуговуванні перехідних металів, розглянемо існуючі можливі моделювання для цього процесу. Розрізняють три основних типи моделювання, які можна використовувати при вилуговуванні: натурні (промислові, шахтні та ін.), лабораторні (фізичні, масштабні та ін.) та теоретичні (аналітичні, математичні та ін.). Натурні методи дослідження ґрунтуються на вимірюванні потрібних технологічних параметрів вилуговування в промислових умовах. Лабораторне моделювання виконується в умовах лабораторії на фізичних моделях. У найпростішому випадку модель відтворює досліджуване явище зі збереженням фізичної природи і геометричної подоби, а відрізняється від оригіналу (натури) лише розмірами однойменних параметрів і швидкістю перебігу досліджуваного процесу. Математична модель – це опис перебігу процесів (у тому числі функціонування, руху) і зміни системи на мові алгоритмічних дій з математичними формулами й логічних переходів та перетворень.

Визначивши напрям та тип моделювання, деякі терміни і поняття, перейдемо до формування та змістовного опису моделі у вигляді блок-схеми (рис. 1). Керуючись тим, що важливо створювати таку блок-схему, щоб вона описувала

підготовку масиву для знеміцнення і наступного його вилуговування, була здатна відобразити всі (або основні) процеси від початку і введення вихідних даних до виведення отриманих результатів розрахунків із системи.

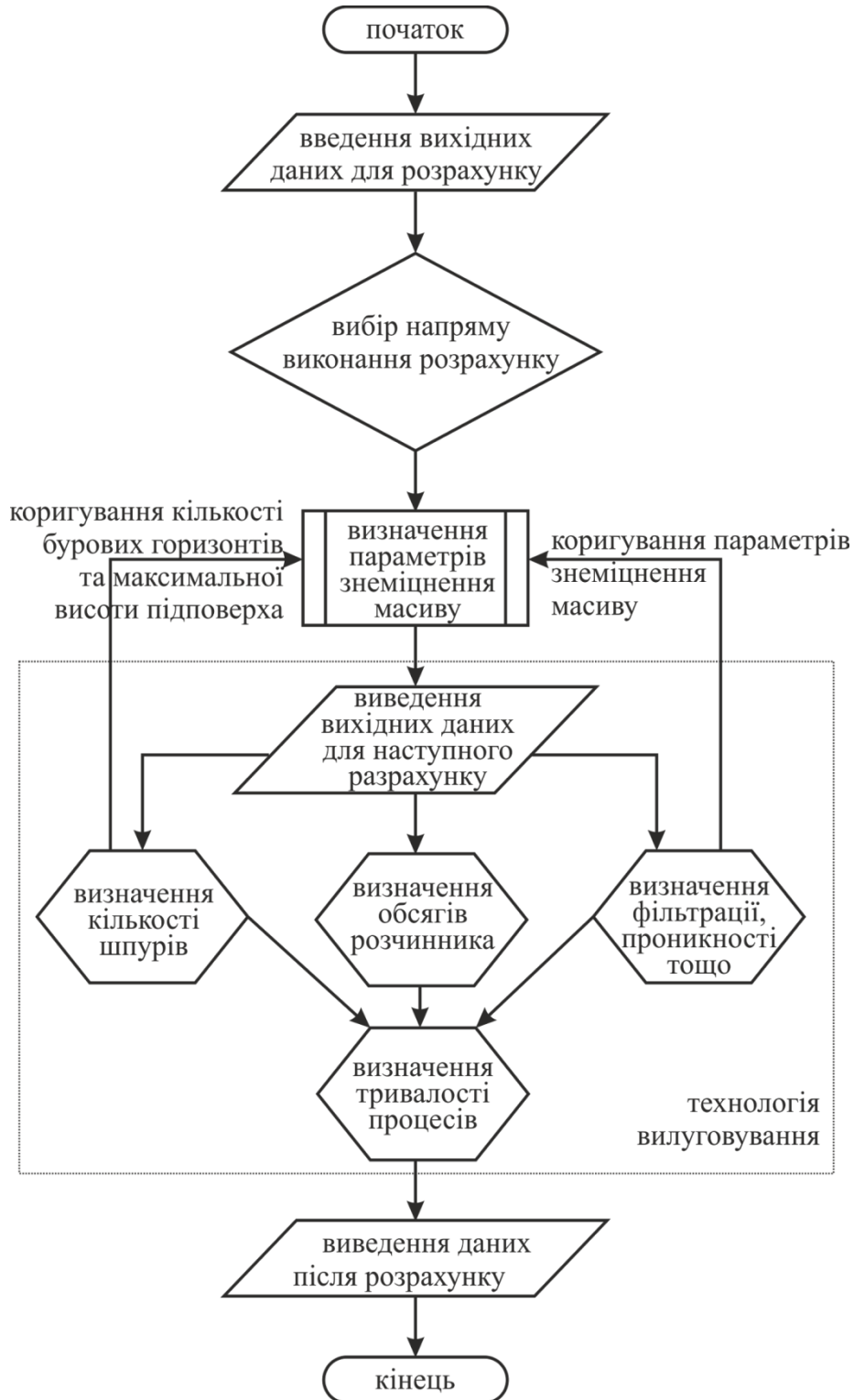


Рисунок 1 - Принципова блок-схема отримання технологічних параметрів в камері при підготовці масиву для знеміцнення та наступного його вилуговування

Далі, дотримуючись блок-схеми, переходимо до першочергової задачі – фо-

рмування вхідних даних для комп'ютерного моделювання. Перерахуємо їх: коефіцієнт тріщинуватості масиву; тип в'язкості; міцність гірських порід; густина заряджання; коефіцієнт впливу на об'ємну концентрацію енергії еталонної вибухової речовини (ВР); коефіцієнт впливу на об'ємну концентрацію енергії діючої ВР; вміст корисного компонента в масиві; об'ємна концентрація енергії еталонної вибухової речовини; об'ємна концентрація енергії ВР, що використовується; максимальна висота підповерха; кількість підповерхів; глибина камери; довжина камери; висота камери; висота бурової виробки; ширина бурової виробки; густина руди; діаметри свердловин, що використовуються в розрахунку, та ін.

Ці дані можна поділити на дві основні групи: геологічні й технологічні фактори. До геологічних параметрів відносяться: вміст корисної копалини в масиві, тріщинуватість масиву, в'язкість та водоприплив, міцність масиву та ін. До технологічної групи – кількість бурових горизонтів, максимальна висота підповерха, ширина, довжина та висота камери, які підлягають зміні.

Далі розглянемо кожний етап алгоритму визначення параметрів вилуговування перехідних металів із застосуванням математичного моделювання окремо. Формули та розрахунки, за якими визначаються технологічні параметри знеміцнення рудного масиву та наступного його вилуговуванням, досить об'ємні, тому ми їх не наводимо. Вони детально описані в працях [4 – 6]. Потім, після накопичення вхідних даних, потрібно визначити параметри буровибухових робіт для знеміцнення рудного покладу, тому послідовно розраховуються коефіцієнт зближення зарядів для знеміцнення масиву; лінія найменшого опору зарядів; відстань між свердловинами й перевіряється співвідношення лінії найменшого опору (ЛНО) та відстані між кінцями свердловин і при потребі коригується. Далі, якщо відомі гірничотехнічні фактори (підвищена в'язкість, слабка тріщинуватість) і є дослід з використання буровибухових робіт (БВР) для конкретних умов, коригується ЛНО та відстань між свердловинами до оптимального значення. Після цього можна визначити розрахункову кількість свердловин у віялі та кількість віял свердловин у підповерхі й блоці відповідно.

Наступним етапом визначаємо технологічні показники вилуговування, які б максимально підходили до реально діючій системі розробки. Для цього виконується розрахунок кількості шпурів-ін'єкторів на одному буровому горизонті та відстань між рядами шпурів відповідно, потім – кількість віял шпурів на буровому горизонті. Далі визначаємо кількість шпурів-ін'єкторів у віялі та кількість подавальних та приймальних шпурів на буровому горизонті й у блоці відповідно.

Передостаннім етапом виконується визначення параметрів для розрахунку обсягу розчинів для вилуговування. Для цього потрібно знати експлуатаційні запаси руди в камері. Оскільки технологія передбачає існування захисної берми, яка є основним джерелом втрат руди, то, спочатку визначається вона, а вже потім експлуатаційні запаси. Потім, за даними дослідження приймається обсяг розчинника, який потрібно для вилуговування 1 т руди в конкретних умовах. Після цього визнається обсяг розчину розчинника, потрібним для вилуговування екс-

плуатаційних запасів. Далі визначається кількість корисної копалини, яка присутня в запасах камери; загальна маса хімічних сполук корисного компонента в продуктивному розчині, що теоретично може розчинитися у розчиннику після усіх стадій вилуговування.

Останнім етапом визначається тривалість відпрацювання запасів, що суттєво залежить від геологічних умов залягання, існуючих хімічних сполук корисної копалини в масиві, швидкості хімічної реакції при переведенні з твердої фази до продуктивного розчину, сітки тріщин та їх розкриття після знеміцнення, кількості та типу отриманих тріщин, що утворюється в результаті знеміцнення гірничих порід у камері тощо.

У результаті, по-перше, розчин рухається у напрямку з відкачувальних до закачувальних шпурів, при цьому його частина розтікається до оточуючих бокових порід, в наслідок чого певна частина витравлювального розчину втрачається, оскільки тріщини характеризуються високою проникністю та суттєво залежать від розмірів шматків і утворення додаткової хаотичної тріщинуватості зі сторони висячого й лежачого боків. По-друге, з часом вилуговування проникність масиву зменшується внаслідок кольматації пор. Для зниження впливу дії цього явища потрібно витримувати певне співвідношення великих та малих шматків масиву, що може призвести до погіршення вилуговування за рахунок зменшення поверхні контакту вилуговуючого розчину та корисної копалини в масиві. В даному випадку, визначити раціональний баланс між розмірами шматків можна тільки дослідним шляхом. Отже, для дослідження було б доцільно більш у розгорнутому вигляді навести та прослідити зміни у процесі вилуговування після отримання знеміцненого масиву: фільтраційну характеристику масиву (реальна швидкість руху витравлювального розчину в масиві), площину зіткнення вилуговуючого розчину з корисним компонентом, швидкість перебігу хімічної реакції при переведенні корисної копалини з твердої фази у рідку тощо. Але подібні натурні дослідження знеміцнення масиву та вилуговування поки що неможливо провести за рахунок закритості даних хімічного складу уранових руд та інших важливих даних. Тому тривалість вилуговування у масиві приймається частково умовно, але час на монтаж і демонтаж устаткування з консервацією виробок – досить точно.

У результаті розрахунку отримуємо такі параметри, що можна об'єднати за основними (принципово різними) технологічними процесами.

#### I. Знеміцнення рудного масиву, проведення БВР:

- лінія найменшого опору зарядів;
- відстані між свердловинами;
- кількість свердловин у віялі;
- кількість віял свердловин на буровому горизонті;
- кількість свердловин на буровому горизонті;
- кількість свердловин у блоці.

#### II. Вилуговування рудного масиву:

- кількість віял шпурів-ін'єкторів на буровому горизонті;
- кількість шпурів-ін'єкторів у віялі;

- кількість шпурів-ін'єкторів у блоці;
- промислові запаси руди в камері;
- розміри захисної берми на бурових горизонтах;
- втрати руди;
- обсяг розчинника, який потрібен для вилуговування 1 т руди та всіх експлуатаційних запасів руди;
- запаси рудної маси в камері;
- прогнозний обсяг корисної копалини, що потрапляє до продуктивного розчину;
- тривалість відпрацювання запасів очисної камери.

Наведений на рис. 1 алгоритм дозволяє змінювати кількість бурових горизонтів з урахуванням максимально допустимої їх висоти; визначити, при яких умовах присутні мінімальні втрати корисної копалини; визначити оптимальну відстань між шпурами-ін'єкторами; знайти мінімальну, але достатню кількість приймальних і подавальних шпурів-ін'єкторів.

Наведемо розрахунок параметрів, що підлягають обґрунтуванню для конкретних умов. Враховуючи гірничотехнічні умови видобутку дослідного родовища, а також накопичений досвід з визначення технологічних параметрів приймаємо наступні основні вхідні дані: середній розмір очисної камери: ширина – 25 м, висота – 70 м, довжина – 55 м; коефіцієнт тріщинуватості масиву на рівні 0,95; міцність руди та бічних порід, що залягають в альбітитах, з коефіцієнтами міцності – в межах 14 – 18 за шкалою проф. М.М. Протод'яконова з неявним розділенням руд і порід; щільність руд – на рівні 2,65 – 2,75 т/м<sup>3</sup>; вміст корисної копалини та інші. Після цього виконаємо відповідні розрахунки та отримані результати подамо у графічному вигляді (рис. 2 – 5). Вони допоможуть визначити оптимальні параметри, що обґрунтовуються.

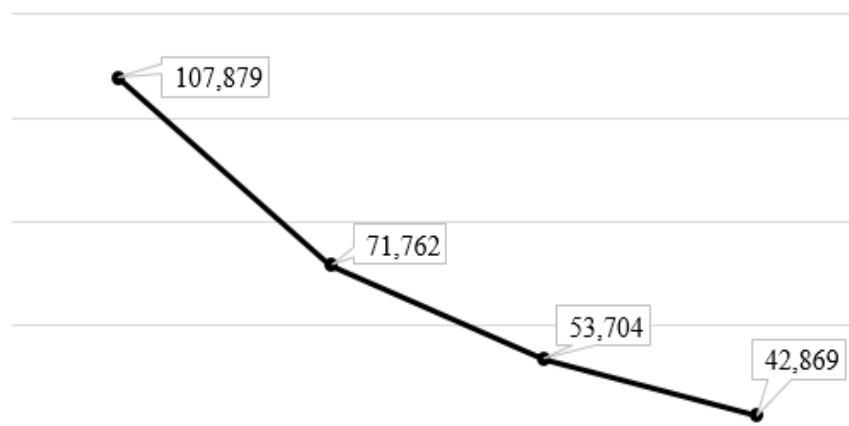


Рисунок 2 - Зміна об'єму руди, що припадає на один шпур ( $Sp$ ) від максимальної висоти бурового горизонту  $h = 15$  м та кількості підповерхів  $h_{pp} = 3 - 6$  горизонтів відповідно

Тепер поступово можна визначити, які саме параметри та як впливають на процес знеміцнення і вилуговування. Отже, при зміні кількості бурових горизонтів від 3 до 6 з кроком в одиницю ( $h_{pp}$ ) постійній максимальній їх висоті на рівні 5 м ( $h$ ) присутні мінімальні зміни в середньому вмісті сполук корисних

копалин у продуктивному розчині ( $C_{cp}$ ); маси сполук корисного компонента, що розчиняється у продуктивному розчині ( $Pe_{\Delta}$ ), корисна копалина, яку теоретично можна перевести у продуктивний розчин ( $Pe$ ) та об'єм розчинника, потрібного для вилуговування руди ( $VH_2SO_4$ ), окрім об'єму руди, що припадає на один шпур ( $Sp$ ), майже не змінюються.

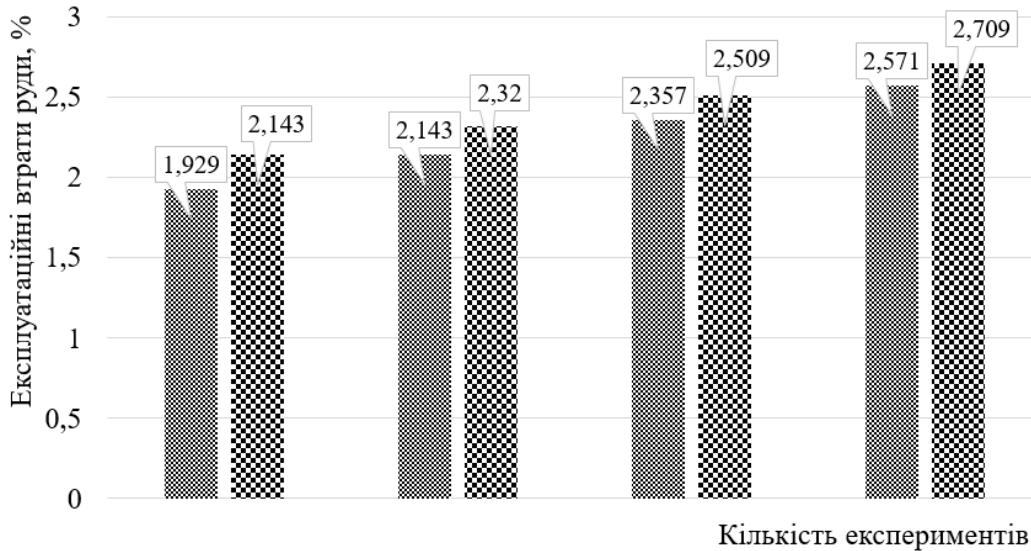


Рисунок 3 - Залежність зміни втрат від максимальної висоти та кількості підповерхів:  
 ■ – максимальна висота бурового горизонту  $h = 15$  м та кількість підповерхів  $hpp = 3; 4; 5; 6$  горизонтів відповідно; ■ – кількість підповерхів  $hpp = 4$  та максимальна висота бурового горизонту  $h = 15; 16; 17$  та  $18$  м відповідно

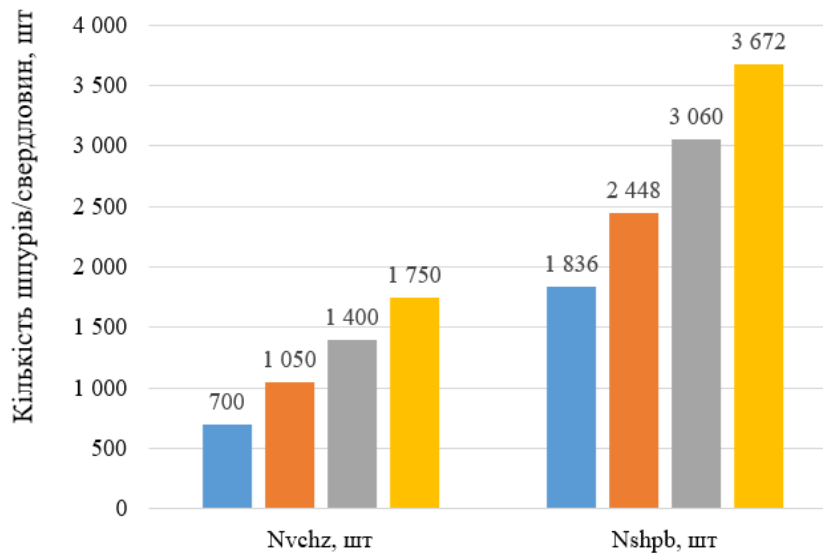


Рисунок 4 - Залежність зміни кількості шпурів на буровому горизонті ( $Nvchz$ ) та кількості свердловин у блоці ( $Nshpb$ ) від максимальної висоти бурового горизонту  $h = 15$  м та їх кількості  $hpp = 3 - 6$  шт. відповідно

При спробі змінити максимальну висоту бурового горизонту ( $h$ ) від 15 до 18 м з кроком в 1 м, зберігаючи кількість бурових горизонтів  $hpp = 4$  м, при дослідженні тих самих параметрів, суттєвих змін не було виявлено. Тому зазначаємо,



що суттєво змінюється тільки об'єм руди, що припадає на один шпур ( $Sp$ ) (рис. 2).

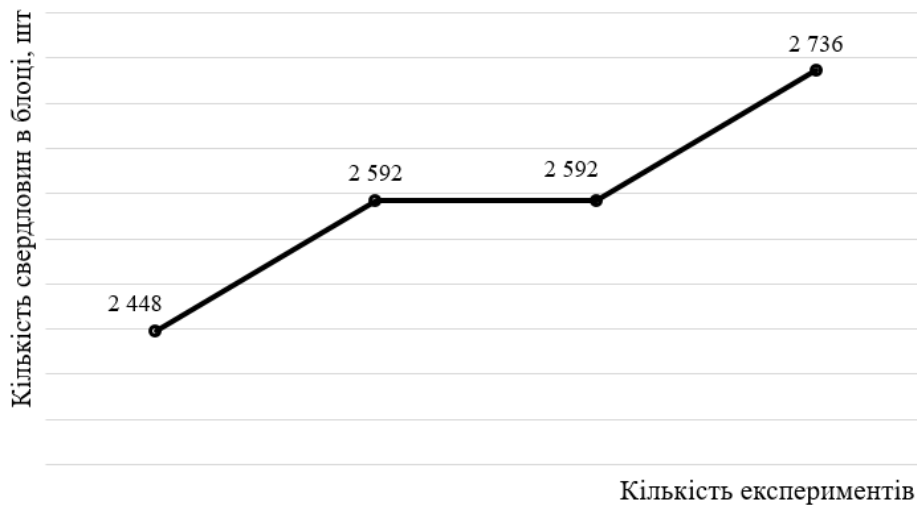


Рисунок 5 - Залежність зміни кількості шпурів на буровому горизонті ( $Nvchz$ ), кількості свердловин на буровому горизонті ( $Nshpe$ ) та кількості свердловин у блоці ( $Nshpb$ ) від кількості підповерхів  $h_{pp} = 4$  та максимальної висоти бурового горизонту  $h = 15 - 18$  м відповідно

При зміні кількості бурових горизонтів і постійній максимальній їх висоті в зазначених вище діапазонах отримуємо чітку зміну у втратах корисних копалин при видобутку (рис. 3). З нього видно, що при збільшенні максимальної висоти бурового горизонту та зменшенні їх кількості спостерігається стійке зниження втрат. Тому потрібно, якщо дозволяє устаткування, намагатися дотримуватись саме такої стратегії.

Тлумачення четвертого рисунку буде таким: при збереженні максимальної висоти бурового горизонту ( $h$ ) на рівні 15 м і зміні їх кількості ( $h_{pp}$ ) з 3 до 6 з кроком в одиницю отримуємо зростання шпурів на буровому горизонті ( $Nvchz$ ) та кількості свердловин у блоці ( $Nshpb$ ), але кількість свердловин на буровому горизонті ( $Nshpe$ ) залишається без змін.

Тлумачення кривої на рис. 5 буде таким: при постійній кількості бурових горизонтів ( $h_{pp}$ ) на рівні чотирьох та зміні їх максимальної висоти від 15 до 18 м з кроком в 1 м отримуємо поступове збільшення кількості свердловин у блоці ( $Nshpb$ ), незначне збільшення кількості свердловин на буровому горизонті ( $Nshpe$ ), причому зберігається постійна кількість шпурів на буровому горизонті ( $Nvchz$ ).

**Висновки.** Розроблений алгоритм передбачає зміну декількох показників, що дозволяє визначити, за якими умовами присутні мінімальні втрати корисної копалини; визначити оптимальну відстань між шпурами-ін'єкторами; знайти мінімальну, але достатню кількість приймальних і подавальних шпурів-ін'єкторів тощо. Математичне моделювання показує, що на результати розрахунків суттєво впливають кількість бурових горизонтів і максимальна висота бурового горизонту. Отже, зі зниженням кількості бурових горизонтів до 4 та збільшенням максимальної висоти бурового горизонту до 18 м отримуємо оп-

тимальну кількість шпурів на буровому горизонті, свердловин на буровому горизонті та у блоці, поступове зменшення втрат руди та зростання експлуатаційних запасів руди в камері, зростання продуктивності шпурів-ін'єкторів та свердловин.

Інші показники – обсяг розчинника, потрібного для вилуговування руди, кількість шпурів-ін'єкторів у віялі, маса всіх сполук корисного компонента, що потрапляє до продуктивного розчину, корисна копалина, яку теоретично можна перевести в продуктивний розчин, середній вміст сполук корисної копалини в продуктивному розчині та інші – суттєво не змінюються.

У результаті моделювання зміна діаметру шпурів і свердловин викликає на порядок менший вплив. Завдяки тому, що розмір очисної камери, вміст корисного компоненту, бурове устаткування, вибухова речовина в дослідженні не змінюються, вдалося наблизитися до умов дослідного родовища. Безумовно, зазначені умовно-постійні параметри можуть змінюватися, і, за ними, відповідно, будуть змінюватися результати моделювання, що призведе до переформатування низки процесів.

#### СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Vladyko, O. The new method extraction poor and extremely poor ores in underground conditions of Vatutinsky deposit (Ukraine) / O. Vladyko, D. Maltsev // *New Developments in Mining Engineering: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining*. – The Netherlands: CRC Press/Balkema, 2015. – P. 247 – 251.
2. Горнохимическая геотехнология добычи урана / В.В.Кротков, Д.Г.Лобанов, Ю.В. Нестеров [и др.]. – М.: Геос, 2001. – 240 с.
3. Кучное выщелачивание благородных металлов / М.И.Фазлуллин, Р.Х.Садыков, В.В. Шаталов [и др.]. – М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. – 647 с.
4. Мальцев, Д.В. Новый подход к добыче урана для Новокопониновского месторождения / Д.В. Мальцев, О.Б. Владыко // *Геотехническая механика: межвед. сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины*. – 2015. – № 120. – С. 203 – 213.
5. Мальцев, Д.В. Аналіз економічної ефективності видобутку оксиду урана з використанням геотехнологічного способу в підземних умовах Ватутинського родовища для бідних і вельми бідних руд / Д.В. Мальцев, О.Б. Владыко // *Геотехническая механика: межвед. сб. науч. тр. ИГТМ НАН Украины*. – 2015. – № 123. – С. 116 – 125.
6. Мальцев, Д.В. Обоснование параметров буровзрывных работ при разрушении массива урано-содержащих руд: дис. ... кандидата техн. наук: 05.15.02 / Мальцев Д.В. –Д., 2013. – 177 с.
7. Фізико-хімічна геотехнологія / Табаченко М.М., Владыко О.Б., Хоменко О.Є. [и др.]. – Д.: НГУ, 2012. – 310 с.

#### REFERENCES

- 1 Vladyko, O. and Maltsev, D. (2015), "The new method extraction poor and extremely poor ores in underground conditions of Vatutinsky deposit (Ukraine)", *New Developments in Mining Engineering: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining*, The Netherlands, CRC Press/Balkema, pp. 247 – 251.
2. Korotkov, V.V. Lobanov, D.G., Nesterov, Yu.V. and Abdulmanov, I.G. (2001), *Gornokhimicheskaya geotekhnologiya dobychi urana* [Mining and chemical geotechnology of uranium mining], Geos, Moscow, Russia.
3. Fazlullin, M.I., Sadykov, A.D. and Shatalov, V.V., [etc.] (2001), *Kuchnoe vyshchelachivanie blagorodnykh metallov* [Heap leach of noble metals ed], Izd. AGN, Moscow, Russia.
4. Maltsev, D.V. and Vladyko, A.B. (2015), "New approach to the booty of uranium for the Novokostyantynivka deposit", *Geo-Technical Mechanics*, no. 120, pp. 203 – 213.
5. Maltsev, D.V. and Vladyko, A.B. (2015), "The economic efficiency analysis of uranium oxide extraction using geotechnological method in underground conditions of Vatutinsky deposit for the poor and ex-

tremely poor ores”, *Geo-Technical Mechanics*, no. 123, pp. 116 – 125.

6. Maltsev, D.V. (2013), “Substantiation of blast-hole drilling parameters during destruction of massif that contains uranium ore”, Abstract of Ph.D. Dissertation, 05.15.02, SHEI «NMU», Dnepropetrovsk, UA.

7. Tabachenko, M.M., Vladyko, O.B., Khomenko, O.E. and Maltsev, D.V. (2012), *Fizyko-khimichna tehnologiya* [Physico-chemical geotechnology], SHEI “National Mining University», Dnepropetrovsk, UA.

---

#### Про автора

**Мальцев Дмитро Валерійович**, кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри підземної розробки родовищ, Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет» (ДВНЗ «НГУ»), Дніпропетровськ, Україна, [m\\_dima@3g.ua](mailto:m_dima@3g.ua).

#### About the author

**Maltsev Dmytro Valeriyovich**, Candidate of Technical Sciences (Ph.D), Associate Professor, Associate Professor of Underground Mining Department, State higher educational institution “National Mining University” (SHEI “NMU”), Dnipropetrovsk, Ukraine, [m\\_dima@3g.ua](mailto:m_dima@3g.ua).

**Аннотация.** Рассмотрен порядок математического моделирования для выщелачивания полезных ископаемых. Классифицированы по общим признакам факторы и определена их важность для проведения математического моделирования. Сформированы необходимые исходные данные для проведения моделирования технологии выщелачивания переходных металлов и приведен их перечень. Разработана принципиальная блок-схема, по которой выполнен расчет технологических параметров разупрочнения рудного массива и выщелачивания. Разработан определенный перечень параметров технологии, который целесообразнее менять при заданных условиях коренным образом, не меняя действующее оборудование, интегрируется в принятую камерную систему разработки с буровых штреков. Построено несколько важных графиков и гистограмм для обоснования параметров выщелачивания переходных металлов в месте залегания. Выполнен поиск оптимальных параметров выщелачивания при изменении определенных параметров в условиях действующего предприятия.

**Ключевые слова:** моделирование выщелачивания, обоснование параметров выщелачивания, добыча урана геотехнологическим способом, урановая руда, выщелачивание бедных руд.

**Abstract.** The order of mathematical modeling for the leaching of minerals are reviewed. Classified by common features and factors determined their importance for mathematical modeling. The necessary input data for the simulation technology of leaching of transition metals are developed and a list of them are given. The principal block diagram, from which have been calculated by the technological parameters of the mass and loss of strength ore leaching are developed. A specific list of technology options that it is more expedient to change under given conditions without drastic change of existing equipment while integrating into the chamber system design of drilling road are develop. Several charts and histograms important for the study of options of transition metals leaching in situ are built. Optimum parameters of leaching with changing certain parameters in terms of the operating enterprise are searched.

**Keywords:** modeling of leaching, substantiation parameters leaching, geotechnological uranium mining method, uranium ore, leaching of ores.

*Статья поступила в редакцию 24.10.2015*

*Рекомендовано к печати д-ром технических наук Четвериком М.С.*