

УДК 622.277:622.349.5

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

НОВИЙ ПІДХІД ДО ВИДОБУТКУ УРАНУ ДЛЯ НОВОКОНСТЯНТИНІВСЬКОГО РОДОВИЩА

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

НОВЫЙ ПОДХОД К ДОБЫЧЕ УРАНА ДЛЯ НОВОКОНСТАНТИНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Maltsev D.V., Ph.D. (Tech.), Associate Professor
Vladyko O.B., Ph.D. (Tech.), Associate Professor
(State HEI "NMU")

A NEW APPROACH TO THE URANIUM PRODUCTION UNDER THE CONDITIONS OF THE NOVOKONSTYANTYNIVKA DEPOSIT

Анотація. При вивченні проблеми розглянуто можливість застосування технологій вилуговування з гірничих виробок (комбінованим способом) під час видобутку уранових руд. Показано етапи отримання урану з порівнянням двох різних технологій видобутку. Розглянуті технологічні процеси видобування урану і порядок ведення робіт за допомогою запропонованого комбінованого способу. Розроблений алгоритм розрахунку первинних параметрів вилуговування в очисних камерах. Визначено параметри знеміцнення гірничих порід перед вилуговуванням. Отримані попередні розрахунки витрат часу на вилуговування залежно від фізико-хімічних властивостей гірничих порід, витрати реагентів, перелік додаткових робіт тощо. В результаті виконаних досліджень доведена ефективність запропонованої технології з наведенням технологічних схем вилуговування для умов Новокостянтинівського родовища.

Ключові слова: вилуговування, видобуток урану, руда, уран, закис-окис урану, продуктивний розчин, розчин сірчаної кислоти, камерні системи розробки, розрахунок вилуговування, бідні уранові руди.

Постановка проблеми. Найбільш поширеними у світі енергоносіями є нафта, газ, вугілля та уран. Україна в достатній мірі має тільки вугілля і уран, причому запаси останнього складають 4 % від світових.

Це забезпечує нашій країні місце в десятці лідерів міжнародного рейтингу власників уранових руд. При існуючому рівні забезпеченості баланс використання енергії урану в інших енергоносіях становить 44 на 56 % не на користь урану. Видобування уранових руд в Україні здійснює державне підприємство «Східний гірничо-збагачувальний комбінат» (ДП «СхідГЗК»), в складі якого три шахти. Предметом вдосконалення виступає технологія отримання урану з Новокостянтинівського родовища – шахти «Смолінська», де спостерігається ускладнення форми покладу та збільшення кількості бідних руд, що вимагає застосовувати більш гнучких технологій видобутку урану в

порівнянні з класичними способами.

Одним із шляхів зниження витрат є розробка родовища за допомогою комбінованого способу видобутку урану, який містить елементи підземної розробки та свердловинної технології. Таким чином, пошук оптимальних параметрів видобутку урану має актуальне значення для розробки на даному родовищі.

Зв'язок проблеми з науково-практичними завданнями. Виробництво уранових руд, як стратегічної сировини України, пов'язане з підвищеними витратами на їх видобуток. Це пояснюється використанням систем розробки з підтриманням виробленого простору, небезпечними умовами праці обслуговуючого персоналу та підвищеними витратами на безпечне ведення виробництва, які істотно знижують техніко-економічні показники видобутку. Частковим вирішенням проблеми є застосування геотехнологічних способів видобутку урану. Вони більш ефективні порівняно з підземною розробкою і дозволяють задіяти меншу кількість людей на виробництві.

Виділення невирішених завдань. На підприємствах, які видобувають уранову руду, сьогодні застосовуються камерні системи розробки з закладкою виробленого простору речовинами, що твердіють. Такі системи розробки технологічно передбачають руйнування гірського масиву з наступним його випуском через дучки на відкотному горизонті і подальшим підйомом на поверхню. Після його її транспортують до збагачувального комбінату для наступної переробки. А у відпрацьовану камеру закладають суміші, що твердіють. В такому технологічному ланцюзі велику частину вартості видобутку складає саме випуск руди, транспортні витрати до поверхні, транспортні витрати до гідрометалургійного комбінату, комплекс закладних робіт, а на збагачувальному комбінаті – переробка (подрібнення та вилуговування). Тому пошук способів зниження витрат з отримання уранової сировини є важливим питанням не тільки на підприємстві, а й для країни в цілому. Вирішенням питання є використання геотехнологічних способів видобутку, які дають можливість зменшити витрати на транспортування і закладку виробленого простору тощо.

Аналіз останніх досліджень та публікацій.

Всебічно висвітлені геотехнологічні способи видобутку урану в багатьох працях професора В.Ж. Аренса [4]. Звітняги у розвитку геотехнології належать академікам В.В. Ржевському і Є.І. Шемякіну, професорам Д.П. Лобанову, Ю.Д. Дядькіну і І.І. Шаровару [5, 6]. Вони довели реальність використання геотехнологічних способів безпосередньо видобутку в масиві та зробили попередні розрахунки технологічної можливості видобутку [7, 8, 10].

Постановка завдання: Наукове обґрунтування технологічних параметрів отримання оксидів урану при застосуванні комбінованих способів видобутку, а саме – підземної розробки з використанням геотехнологічних способів.

Таким чином, обґрунтування раціональних параметрів вилуговування під землею з гірничих виробок має актуальне значення для атомно-енергетичного комплексу України.

Основна частина. Проведений авторами аналіз видобутку урану показав, що багато наукових робіт присвячено підземному видобутку урану і геотехно-

логічним способам видобутку. Але технології, які б застосовувалися елементи підземного видобутку та геотехнологічні методи, використовуються дуже рідко. Виходячи з цього комбінований спосіб видобутку та його параметри потребують додаткового дослідження.

Внаслідок цього основною метою роботи є видобуток урану комбінованим способом та отримання його параметрів. Для реалізації мети поставлені і мають бути вирішені наступні задачі:

1. Проаналізувати існуючі технології і параметри видобування урану комбінованими способами.

2. Розробити алгоритм розрахунку отримання технологічних параметрів при комбінованому видобутку оксидів урану.

3. Виконати попередній розрахунок отримання оксидів урану на прикладі Новокосятинівського родовища.

Зазначимо етапи, які будемо використовувати при виконанні роботи та зобразимо схематично проходження цих етапів за двома зазначеними технологіями: перша – діюча технологія видобутку уранової руди та подальшої переробки на збагачувальному комбінаті з отриманням оксидів урану, а також друга – запропонована технологія отримання оксидів урану на підприємстві без ланок транспортування та переробки на збагачувальній фабриці (рис. 1).

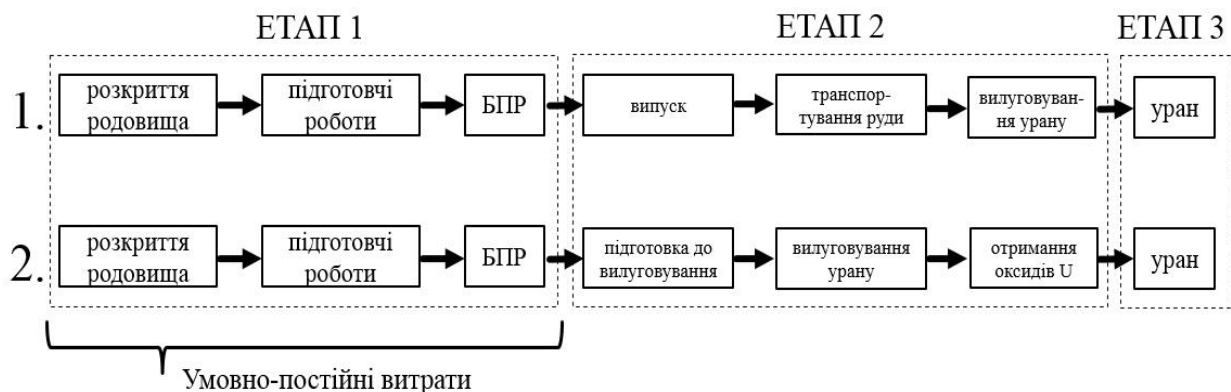


Рисунок 1 – Етапи отримання урану за двома технологіями

Етап 1. На якому етапі витрати щодо першої та другої технологій є приблизно однаковими та їх можна віднести до умовно-постійних.

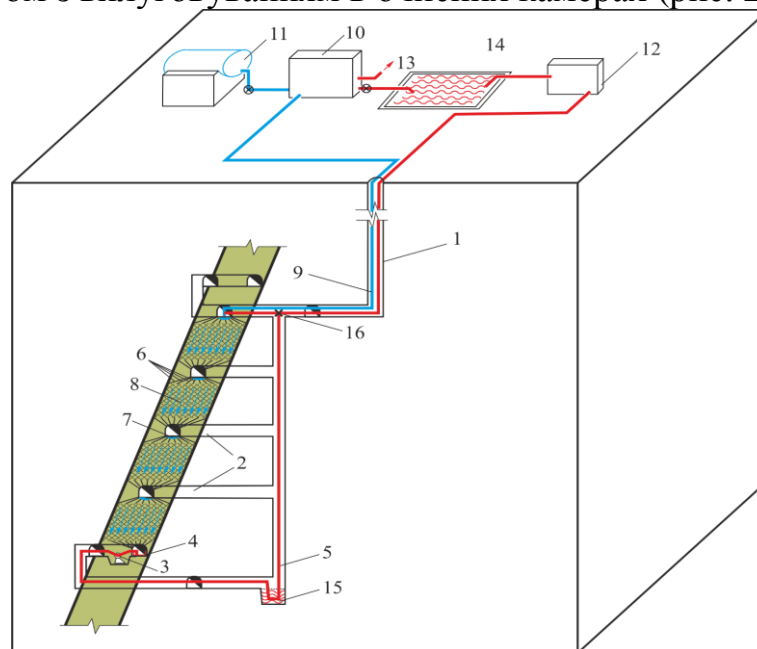
Етап 2. Він обумовлений суттєвими змінами в запропонованій технології, тому його ми і будемо розглядати більш детально.

Етап 3. Виділення з отриманих оксидів урану металевого урану або кінцева переробка для використання його на ядерних електростанціях. Цей етап для нашої роботи не є вирішальним, оскільки подібна переробка не здійснюється в країні, а можлива тільки за кордоном. Діюча технологія видобутку уранової руди вже відома та більш детально викладена в джерелах [1] та [2], тому розкривати її не має сенсу. Перейдемо до детального викладення рекомендованої технології.

Теоретичний розгляд запропонованих методів видобутку бідних уранових руд показує, що найбільш ефективними способами видобутку є геотехнологіч-

ні. Вони показують більшу ефективність по відношенню до традиційної технології. При концентрації урану до 0,3 % видобуток методом геотехнології на 20 % ефективніше ніж класичні способи. Але при зростанні вмісту урану в рудах до 0,5 % відбувається зближення собівартості урану з класичними способами видобутку.

Зазначимо, що основними технологічними процесами, які істотно впливають на собівартість видобутої руди, є видача корисної копалини на поверхню та транспортування до збагачувальної фабрики, матеріальні витрати та кількість задіяних працівників при подальшому закладанні камери сумішами, що твердіють, подальші витрати на підготовку та вилуговування тощо. Рекомендована технологія вилуговування на підприємстві вирішує істотну частину цих питань, а деякі з них взагалі усуває. Розглянемо основні процеси вилуговування безпосередньо в камері і видачі на поверхню окису-закису урану. Задля цього наведемо загальну схему геотехнологічного комплексу з видобутку окису урану підземним способом з вилуговуванням в очисних камерах (рис. 2).



- 1 – ствол; 2 – квершлаг; 3 – глибинний насос; 4 – збірна ємність для розчину, насиченого закисом урану; 5 – мережа транспортування насиченого розчину; 6 – ін’єктори; 7 – поглиблення в підшві виробки для зібрання розчину; 8 – підповерх камери для вилуговування; 9 – мережа для подачі розчину в камеру; 10 – технічний вузол окислення; 11 – склад сірчаної кислоти; 12 – насосна станція для відкачування продуктивного розчину; 13 – вихід збагаченого розчину після закінчення процесу вилуговування; 14 – поверхневий відстійник тонкої очистки; 15 – контурний відстійник; 16 – перемикач обладнаний контрольно-вимірюючим приладом

Рисунок 2 – Технологічна схема видобутку урану комбінованим способом

На рис. 2 під цифрою 12 зображена насосна станція для відкачування продуктивного розчину. До нього поступає продуктивний розчин, збагачений оксидами урану, по мережі 5. Далі продуктивний розчин надходить до відстійника

14. У відстійнику 14 відбувається очищення від механічних домішок шляхом відстоювання та осадження. Після чого розчин подається на технічний вузол закислення 10. На даному етапі проводиться нагнітання недозбагаченого розчину в мережу 9 після додавання сірчаної кислоти з ємності 11, який насичується до потрібної концентрації. Розчин, що подається в шахту по мережі надходить у продуктивний горизонт, де відбувається вилуговування урану кислими розчинами. Саме на даному етапі формується розчин, що містить уран. Після досягнення продуктивного розчину потрібної концентрації його вилучають з обігу через відвід 13.

Найбільш ефективно для шахтного вилуговування урану в даних умовах потрібно визначити втрати розчину, які сягають близько 20 % від загального об'єму розчину за рахунок розтікання по тріщинах, минаючи гідроізоляційний шар. Під кожною камерою монтується 4 – 5 електровакуумних насосів. Із центрального збірника ємністю 160 м³ розчинник насосами відкачується на поверхню по трубах з неіржавної сталі діаметром 133 мм у насосну станцію 12 (рис. 2). Для підвищення якості вилучення урану роблять розділення подачі під тиском робочого розчину, а саме – подача робочого розчину здійснюється поперемінно у парні і непарні номери віял шпурів. Цикл закінчується, коли в продуктивному розчині падає вміст урану нижче мінімально-припустимого рівня.

Для більш детального розуміння, як повинен циркулювати розчин в камері та виробках, покажемо це на принциповій схемі, зображеній на рис. 3.

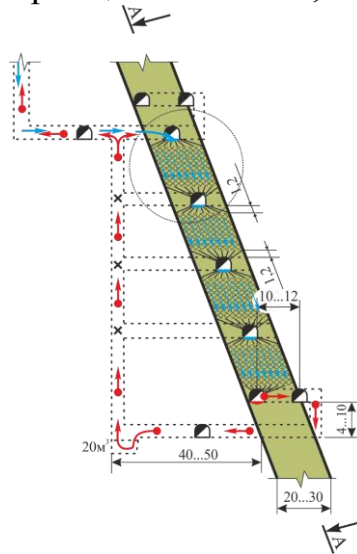


Рисунок 3 – Принципова схема видобутку урану методом хімічного вилуговування

На ній синім кольором (рух вказаний зверху-вниз цілісною стрілкою) показано рух розчину з поверхні до першого горизонту, а також процес збагачення розчину, який проходить через камеру (стрілки руху зверху-вниз у масиві руди). Продуктивний розчин, що пройшов крізь масив, позначений червоним кольором (рух знизу-вгору, стрілка з крапкою) відкачується насосами через підняттявий на верхній горизонт, а далі на поверхню.

Для уточнення руху розчину та основних технологічних параметрів шпурів-

ін'єкторів розглянемо верхній буровий горизонт, зображений на рис. 4.

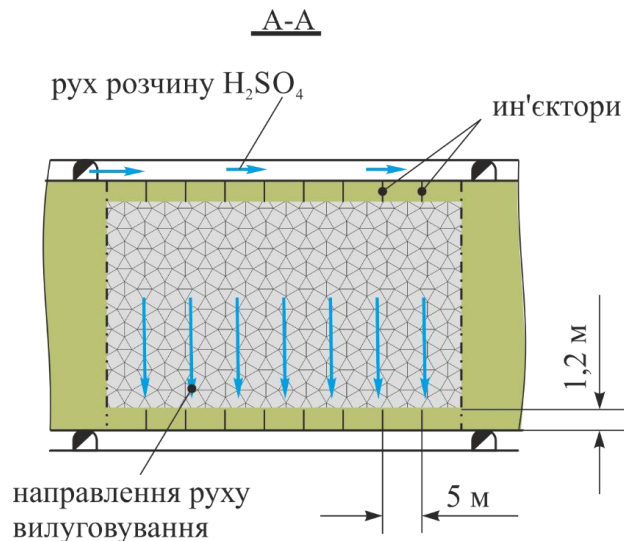


Рисунок 4 – Принципова схема розташування шпурів-ін'єкторів, гідроізоляційного шару та ймовірний напрям руху розчину сірчаної кислоти

Як було вже вказано раніше, після закінчення циклу збагачення розчин подається на поверхню для подальшої переробки, яка розташована на майданчику поверхневого комплексу. Тривалість всього процесу розрахунково становить приблизно 260 діб, де закислення і вистоювання камери – близько 30 – 50 діб, зрошення і вилуговування – близько 90 діб та сорбція – близько 130 діб. Втрати продуктивного розчину зазвичай складають до 10 %, вилучення урану в розчин з масиву становить близько 50 %, а при отриманні урану з розчину – 60 – 80 %. Щодо запропонованої технології слід додати той факт, що при роботі зі сірчаною кислотою слід не забувати про безпеку працівників та можливий вплив парів сірчаної кислоти. Тому для захисту працівників необхідно спорудити ізолюючі та вентиляційні перепони для запобігання виходу радону на границях очисної камери. Склад такої перепони повинен бути з кислотостійких матеріалів – піщано-цементних сумішей або інших.

Для визначення кінцевих параметрів руйнування та вилуговування ураномісного масиву використаємо загально визнаний розрахунок руйнування та вилуговування. Задля нормального процесу вилуговування потрібно підготувати (зруйнувати) масив, в якому буде проводитися вилуговування.

Алгоритм розрахунку параметрів вилуговування.

1. Виконання бурових робіт для знеміцнення масиву у зажатому середовищі
Розрахунок лінії найменшого опору зарядів [1]

$$W = K_{mp} \cdot \frac{90}{\sqrt{f}} \cdot \sqrt{\frac{L}{L_{нов} \cdot m}} \cdot d_{свд} \text{ м,}$$

де K_{mp} – коефіцієнт який враховує тріщинуватість гірничого масиву, $K_{mp} = 0,95$; f – міцність гірничих порід; $f = 18$; $L_{нов} = A_{нов} \cdot P$ – об'ємна концентрація енергії еталонної вибухової речовини, Ккал/см³; $L = V_{BV} \cdot P$ – також для вибухових ре-

човин, які використовуються, Ккал/см^3 ; m – коефіцієнт зближення зарядів, м; h – максимальна висота підповерха, h м; B – ширина камери, $B = 20$ м; $d_{свд}$ – діаметр свердловини, 85 мм; k – коефіцієнт, залежний від співвідношення h/b та інших гірничотехнологічних факторів, при h/b , $k = 0,13$ при h/b 1,3 $k = 0,1$; P – густина заряджання кг/см^3 .

Визначення відстані між кінцями свердловин визначається виразом:

$$a = m \cdot W, \text{ м.}$$

При зміні коефіцієнта зближення зарядів потрібно враховувати, що добуток $m \cdot W$ повинен зберігатися постійним.

Розрахунок геотехнологічних параметрів.

Як основні геотехнологічні показники при їх розрахунку без урахування зміни в часі та впливу параметрів системи розробки розглядаємо [3]:

- загальний обсяг розчинів необхідний для досягнення заданого вилучення металу в розчин, у тому числі об'єм розчинів на закислення гірничорудної маси;

- загальна кількість робочих реагентів необхідних для відпрацювання родовища до заданого рівня вилучення металу в розчин, в тому числі робочі реагенти на закислення гірничорудної маси;

- середній вміст металу в продуктивних розчинах за час відпрацювання до заданого рівня вилучення металу в розчин;

- час відпрацювання одного шпуру до заданого рівня вилучення окису в розчин, в тому числі час на закислення гірничорудної маси;

- кількість відкачних шпурів для відпрацювання родовища (його частини, покладу, блоку), у тому числі в одночасній роботі при проектній потужності підприємства.

2. Загальний обсяг розчинів (V_0), який потрібно для опрацювання гірничорудної маси до заданого рівня вилучення металу в розчин, визначати за формулою (1):

$$V_0 = Q_e \cdot f_o, \text{ м}^3, \quad (1)$$

де Q_e – експлуатаційні запаси руди в надрах (гірничорудна маса), т; f_o – відношення маси розчину до гірничорудної маси при заданій величині вилучення металу за загальний час відпрацювання родовища, його частини, покладу, блоку (коефіцієнт Р:Т відпрацювання), $\text{м}^3/\text{т}$.

3. Обсяг закисляючих (V_3) і продуктивних (V_{II}) розчинів визначати за формулами (2) і (3):

$$V_3 = Q_3 \cdot f_3, \text{ м}^3, \quad (2)$$

$$V_{II} = Q_3 \cdot f_B, \text{ м}^3, \quad (3)$$

де f_3 – відношення маси розчину до гірничорудної маси за час закислення гірничорудної маси родовища, його частини, покладу, блоку (коефіцієнт співвідношення рідке:тверде (Р:Т) закислення), $\text{м}^3/\text{т}$; f_B – відношення маси розчину до

гірничорудної маси при заданій величині вилучення металу за час вилуговування корисних компонентів з руди, його частини, блоку або покладу (коефіцієнт Р:Т вилуговування), м³/т.

4. Загальна кількість робочих реагентів, необхідних для відпрацювання родовища (його частини, покладу, блоку), визначається виходячи з величини реагентоемності на одиницю гірничорудної маси прийнятої за результатами експериментальних робіт та затвердженої в складі вихідних даних для проектування або як суми добуток обсягів заокислюючих і робочих розчинів і концентрацій робочих реагентів в них.

5. Середній вміст металу ($C_{сер.}$) в продуктивних розчинах по родовищу (його частини, покладу, блоку) визначати за формулою (4):

$$C_{сер} = \frac{P_{e.p.}}{V_{II}} \cdot 10^6, \text{ мг/л}, \quad (4)$$

де $P_{e.p.}$ – експлуатаційні запаси металу, які добуваються в продуктивний розчин, т.

6. Річна проектна продуктивність по продуктивних розчинах (V_{II}^{Γ}) визначається за формулою (5):

$$V_{II}^{\Gamma} = \frac{P_{e.p.}^z}{C_{cp}} \cdot 10^6, \text{ м}^3, \quad (5)$$

де $P_{e.p.}^z$ – річна проектна продуктивність по експлуатаційних запасах металу, вилученими у продуктивний розчин, т;

7. Час відпрацювання ($t_{від}$) одного експлуатаційного шпура визначається за формулою (6):

$$t_{від} = \frac{S_{я} \cdot M_e \cdot \gamma_n \cdot f_o}{q_o}, \text{ доба}, \quad (6)$$

де $S_{я}$ – експлуатаційна площа однієї експлуатаційної клітинки, яка відпрацьовується одного відкачного шпура, м²; q_o – продуктивність одного відкачного шпура, м³/добу.

8. Час заокислення ($t_{зак}$) гірничорудної маси одного експлуатаційного шпура визначається за формулою (7):

$$t_{зак} = \frac{S_{я} \cdot M_e \cdot \gamma_n \cdot f_3}{q_o}, \text{ доба}. \quad (7)$$

9. Кількість одночасно працюючих відкачних шпурів ($n_{від}$) визначати за формулою (8):

$$n_{від} = \frac{V_{II}^{\Gamma}}{q_o \cdot 340}, \text{ штук}, \quad (8)$$

де 340 – кількість днів роботи обладнання на рік.

10. Загальна кількість відкачних шпурів ($n_{від}$), яке необхідно для відпрацювання родовища (його частини, поклади, блоку) визначається за формулою (9):

$$N_{від} = \frac{S_e}{S_я}, \text{ штук.} \quad (9)$$

Попередній розрахунок параметрів вилуговування для умов Новокосянтинівського родовища.

Для шахти Новокосянтинівського родовища урану була запроєктована та реалізується поверхово-камерна система розробки [9].

Визначимо лінію найменшого опору (ЛНО) для знеміцнення рудного покладу без зміни діючого обладнання, тобто з діаметром свердловини 85 мм та станками НКР-100М та БУ-85.

Враховуючи гірничотехнічні фактори (підвищена в'язкість гірничих порід, слаба тріщинуватість), а також накопичений досвід з використання параметрів буропідричних робіт в умовах даного родовища, ЛНО між віялами свердловин для $d_{свр} = 85$ мм складе 2 метри, відстань між свердловинами – $a = 2,4$ метри

Попередній розрахунок кількості ін'єкторів в розрахунку на середньо статистичну камеру з розмірами $25 \times 70 \times 55$ м (Ш \times В \times Д) наведено нижче.

Ширина камери складає 25 м, а вимоги до відстані між ін'єкторами такі: від 1 до 10 м, тоді на відому ширину камери нам потрібно 4 шпурів з розрахунку, що відстань між кінцями ін'єкторів складає до 5 м. З цього ми можемо визначити кількість нагнітальних ін'єкторів на один підповерх, виходячи з довжини камери 55 метрів, кількість рядів ін'єкторів дорівнюватиме 10, з розрахунку що відстань між рядами складає 5 м. Загальна кількість нагнітальних ін'єкторів на підповерх дорівнюватиме 20 штук. Приймаємо, що кількість приймаючих ін'єкторів дорівнює кількості нагнітальних. Тоді загальна кількість ін'єкторів, що обслуговує один підповерх, складає 200 штук. В розрахунку, що в середньо-статистичній камері п'ять бурових горизонтів, можемо визначити загальну кількість на камеру, яка дорівнює 1000 штук.

Розрахункова вага закисляючого розчину складає 2500 кг та отриманого продуктивного розчину 3128 кг розраховано за формулами 1 – 3. Час закислення гірничорудної маси складе 30 – 50 діб.

Висновки

Аналіз технології видобутку урану комбінованим способом довів що його можна ефективно використовувати для видобутку урану Новокосянтинівського родовища. Також показано, що геотехнологічні способи для даних умов мають перевагу над класичними.

Тестовий розрахунок дозволяє розглянути параметри для виконання проекту комбінованої технології видобутку урану на Новокосянтинівському родовищі.

Перспективи розвитку напрямлення

Кінцевим результатом дослідження є технологія видобутку урану, що враховує параметри вилуговування урану. Її впровадження на Новокосянтинівсь-

кому родовищі дозволить підвищити ефективність видобутку і збільшити безпеку для обслуговуючого персоналу.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Мальцев, Д. В. Обоснование параметров буровзрывных работ при разрушении массива урано-содержащих руд: дис. ... к-та техн. наук: 05.15.02: защищена 26.04.2013: утв. 04.07.2013 / Д.В. Мальцев – Днепропетровск: ГВУЗ “НГУ”, 2002. – 177 с.
2. Добыча и переработка урановых руд в Украине / А.П. Чернова, М.И. Бабак, Ю.И. Кошик, [и др.]. – К.: АДЕФ-Украина, 2001. – 238 с.
3. Фізико-хімічна геотехнологія / М.М. Табаченко, О.Б. Владико, О.Є. Хоменко, [та ін.]. – Д.: Національний гірничий університет, 2012. – 310 с.
4. Физико-химическая геотехнология / В.Ж. Аренс, О.М. Гридин, Е.В. Крейнин [и др.]. – М.: МГУ, 2010. – 575 с.
5. Шаровар, И.И. Геотехнологические способы разработки пластовых месторождений / И.И. Шаровар. – Москва: МГУ, 1999. – 242 с.
6. Горнохимическая геотехнология добычи урана / В.В. Кротков, Д.Г. Лобанов, Ю.В. Нестеров [и др.]. – М.: Геос, 2001. – 240 с.
7. Кучное выщелачивание благородных металлов / М.И. Фазлуллин, Р.Х. Садыков, В.В. Шаталов [и др.]. – М.: Академия горных наук. 2001. – 647 с.
8. Толстов, Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском районе / Е.А. Толстов, Д.Е. Толстов. – М.: ООО "Геоинформцентр", 2002. – 277 с.
9. Скипочка, С.И. Оценка горно-геологических условий разработки Новокопачинского уранового месторождения / С.И. Скипочка, Т.Г. Войтович // Геотехническая механика: Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2013. – Вып. 107. – С. 19 - 26.
10. Vladyko, O. (2013), “Technological parameters of cutoff curtains, created with the help of inkjet technology”, *Geomechanical processes during underground mining*, CRC Press, Netherlands, p 135-140.

REFERENCES

1. Maltsev, D.V. (2013), «Substantiation of blast-hole drilling parameters during destruction of massif that contains uranium ore», Ph.D. Thesis, 05.15.02, SHEI «NMU», Dnepropetrovsk, UA.
2. Chernova, A.P. Babak, M.I. Koshyk, Y.E. [and others] (2001), *Dobycha i pererabotka uranovikh rud v Ukraine* [Mining and processing of uranium ore in Ukraine], ADEF-Ukraine, Kiev, UA.
3. 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.
4. Arens, V.Zh. (2010), *Fiziko-khimicheskaya geotekhnologiya* [Physico-chemical geotechnology], MSU, Moscow, RU.
5. Sharovar, I.I. (1999), *Geotekhnologicheskiye sposoby razrabotki plastovikh mestorozhdeniy* [Geotechnological methods development of layered deposits], MSU, Moscow, RU.
6. Korotkov, V.V. Lobanov, D.G. Nesterov, Yu.V. and Abdulmanov, I.G. (2001), *Gornokhimicheskaya gejtexnologiya dobychi urana* [Mining and chemical geotechnology of uranium mining], Geos, Moscow, RU.
7. Fazlullin, M.I. , Sadykov, R.Kh., Shatalov, V.V. [and others] (2001), *Kuchnoye vyshchelachivaniye blagorodnykh metallor* [Heap leach of noble metals], Academy of mine sciences, Moscow, SU.
8. Tolstov, E.A. and Thick, D.E. (2002), *Fiziko-khemscheskiye geotekhnologii osvoyeniya mestorozhdeniy urana i zolota v Kyzylkumskom rayone* [Physicochemical geotechnologies development field of uranium and gold in the Kyzylkum region], Geotechnology Geoinform Center, Moscow, RU.
9. Skipochka, S.I. and Wojtowicz, T. (2013), «Assessment of mining and geological conditions of Novokonstantinovsk uranium deposit development», *Geo-Technical Mechanics*, no. 107, pp. 19 – 26.
10. Vladyko, O. (2013), «Technological parameters of cutoff curtains, created with the help of inkjet technology. “Underground Mining-2013”», *Geomechanical processes during underground mining*, CRC Press, Netherlands, pp. 135-140.

Про авторів

Мальцев Дмитро Валерійович, кандидат технічних наук, доцент, Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет» (Державний ВНЗ «НГУ»), Дніпропетровськ, Україна, m_dima@3g.ua

Владико Олександр Борисович, кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри підземної розробки родовищ, Державний вищий навчальний заклад «Національний гірничий університет» (Державний ВНЗ «НГУ»), Дніпропетровськ, Україна, labprml@rambler.ru

About the authors

Maltsev Dmytro Valeriyovich, Candidate of Technical Sciences (Ph.D), Associate Professor, State higher educational institution "National Mining University" (State HEI "NMU"), Dnipropetrovs'k, Ukraine, m_dima@3g.ua

Vladyko Oleksandr Borysovych, Candidate of Technical Sciences (Ph.D), Associate Professor, Associate Professor of Underground Mining Department, State higher educational institution "National Mining University" (State HEI "NMU"), Dnipropetrovsk, Ukraine, labprml@rambler.ru

Аннотация. При изучении проблемы рассмотрена возможность применения технологий выщелачивания с горных выработок (комбинированным способом) при добыче урановых руд. Показано этапы получения урана со сравнением двух разных технологий добычи. Рассмотрены технологические процессы добычи урана и порядок ведения работ предлагаемым комбинированным способом. Разработан алгоритм расчета первичных параметров выщелачивания в очистных камерах. Определены параметры разупрочнения горных пород перед выщелачиванием. Полученные предварительные расчеты затрат времени на выщелачивание в зависимости от физико-химических свойств горных пород, расход реагентов, перечень дополнительных работ и т.п. В результате выполненных исследований доказана эффективность предложенной технологии с указанием технологических схем выщелачивания для условий Новоконстантиновского месторождения.

Ключевые слова: выщелачивание, добыча урана, руда, уран, закись-окись урана, продуктивный раствор, раствор серной кислоты, камерные системы разработки, расчет выщелачивания, бедные урановые руды.

Abstract. During the study a possibility of using leaching technologies (a combined method) while extracting uranium ore was considered. Stages of uranium produce is shown by comparing two different extraction technologies. Technological processes of uranium mining and a proposed procedure of combined operations are considered. An algorithm for calculating primary parameters of the leaching in stoping chambers was developed. Parameters of rock weakening before leaching were determined. Preliminary estimates of timetable for leaching depending on the physical and chemical properties of rocks, reagent consumption, list of additional works, etc. are given. As a result of the research effectiveness of the proposed technology and flow sheets for leaching under the conditions of the Novokonstantynivka deposit has been proved.

Keywords: leaching, uranium production, ore, uranium, uranium oxide, productive solution, solution of sulfuric acid, chamber system of mining, calculation of leaching, poor uranium ores.

Статья поступила в редакцию 5.01.2015

Рекомендовано к печати д-ром техн. наук В.Г. Шевченко

УДК 622.465.3:519.242 (075)

Евстратенко Л. И., аспирант
(Криворожский национальный университет)

Юрченко А. А., канд. техн. наук, доцент,

Столбченко Е. В., канд. техн. наук, доцент
(Государственное ВУЗ «НГУ»)

**ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ ПЛАНИРОВАНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ
ЭКСПЕРИМЕНТОВ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ УПРАВЛЕНИЯ
ПРОВЕТРИВАНИЕМ ШАХТ**

Євстратенко Л.І., аспірант

(Криворізький національний університет)

Юрченко А. А., канд. техн. наук, доцент,

Столбченко О.В., канд. техн. наук, доцент
(Державний ВНЗ «НГУ»)

**ЗАСТОСУВАННЯ МЕТОДІВ ПЛАНУВАННЯ ПРОМИСЛОВИХ
ЕКСПЕРИМЕНТІВ ДЛЯ ВИРІШЕННЯ ЗАДАЧ УПРАВЛІННЯ
ПРОВІТРЮВАННЯМ ШАХТ**

Yevstratenko L.I., Doctoral Student
(National University of Krivoy Rog)

Yurchenko A. A. Ph.D. (Tech.), Associate Professor,

Stolbchenko Ye. V. Ph.D. (Tech.), Associate Professor
(State HEI "NMU")

**APPLICATION OF METHODS OF INDUSTRIAL EXPERIMENT
PLANNING FOR SOLVING PROBLEMS WITH MINE VENTILATION
CONTROL**

Аннотация. Приведены результаты теоретических исследований по применению методов планирования промышленных экспериментов для определения режимов работы, последовательно работающих вентиляторов при комбинированной схеме проветривания рудной шахты. Такой подход позволяет получить математическую модель управления распределением воздуха по потребителям и утечками воздуха через зону обрушения.

Исследование этой модели дает возможность определить значения регулирующих устройств главных вентиляционных установок оптимального режима проветривания шахты, при которых обеспеченность воздухом подземных потребителей соответствует их расчётным значениям, а утечки воздуха через зону обрушения будут минимальными.

Ключевые слова: рудная шахта, промышленный эксперимент, распределение воздуха, вентиляционная система.

Введение. Решение задач управления проветриванием шахт расчётными методами требуют знания исходной информации высокой достоверности о параметрах шахтной вентиляционной сети, вентиляционных устройств, утечек, направлении и величине естественной тяги, аэродинамических характеристиках