

В. И. Ляшенко /к. т. н./

ГП «УкрНИПИИпромтехнологии»,  
г. Желтые Воды, Украина  
e-mail: vilyashenko2017@gmail.com

А. Е. Воробьев /д. т. н./

Институт повышения квалификации  
руководящих работников и специалистов  
топливно-энергетического комплекса,  
г. Раменское, Россия  
e-mail: fogel\_al@mail.ru

Б. Н. Андреев /д. т. н./

ГВУЗ «Криворожский национальный  
университет», г. Кривой Рог, Украина  
e-mail: andrejev\_bn@mail.ru

К. А. Воробьев

Российский университет дружбы народов,  
г. Москва, Россия  
e-mail: k.vorobyev98@mail.ru

## Развитие технологий подземного блочного выщелачивания металлов из забалансовых руд<sup>1</sup>

V. I. Lyashenko /Cand. Sci. (Tech.)/

State Enterprise «UkrNIPIpromtehnologii»,  
Yellow Waters, Ukraine  
e-mail: vilyashenko2017@gmail.com

A. E. Vorob'ev /Dr. Sci. (Tech.)/

Institute for Advanced Studies of Leaders and  
specialists of the fuel and energy complex  
Ramenskoye, Russia  
e-mail: fogel\_al@mail.ru

B. N. Andreev /Dr. Sci. (Tech.)/

State Educational Institution "Krivoy Rog National  
University", Krivoy Rog, Ukraine  
e-mail: andrejev\_bn@mail.ru

K. A. Vorobyev

Peoples' Friendship University of Russia, Moscow,  
Russia  
e-mail: k.vorobyev98@mail.ru

## Development of technologies for underground block leaching of metals from off-balance ores

**Цель.** Развитие технологий подземного блочного выщелачивания (ПБВ) металлов из забалансовых руд путем применения камерной системы разработки с твердеющей закладкой и подземного блочного выщелачивания металла из замагазинированных в камере руд для повышения эффективности отработки запасов сложноструктурных месторождений.

**Методика.** Обобщение, анализ и оценка практического опыта и научных достижений в области геотехнологии, теории и практики взрывного разрушения твердых сред, механики сплошных сред, математической статистики, а также исследовательских приемов волновых процессов по стандартным и новым методикам ведущих специалистов в этой области.

**Результаты.** Установлены факторы, определяющие эффективность ПБВ металлов из скальных руд и обоснованы параметры взрыва с учетом среднего линейного размера куска взорванной рудной массы и сейсмической безопасности охраняемых объектов.

**Научная новизна.** При отработке месторождений бедных скальных руд в Украине перспективным направлением следует считать применение ПБВ. Процент извлечения металла  $\xi$  существенно зависит от

<sup>1</sup>В организации создания, совершенствования и использования научных разработок принимали участие и оказывали содействие специалисты ГП «УкрНИПИИпромтехнологии» (г. Желтые Воды), АО «ВНИПИпромтехнологии» (г. Москва), АО «ВНИИХТ» (г. Москва), ФГБНУ «ВНИМИ» (г. Санкт-Петербург), КП «Кировгеология» (г. Киев) и др.

среднего линейного размера куска взорванной руды  $d_{cp}$  и с высокой степенью достоверности ( $R^2 = 0,97$ ) описывается зависимостью вида  $\xi = 11,817d_{cp}^{-0,4501}$ .

**Практическая значимость.** Отработка опытного блока 5–86 на Ингульской шахте ГП «ВостГОК» (отбито 8248 т бедной руды) подтвердила возможность ПБВ из скальных руд, а также обоснованность схемы подготовки (максимальное отклонение фактически замеренного класса –25+0 составляет 7,2 %). При вовлечении в производство некондиционных руд месторождений сырьевая база на действующих шахтах может быть увеличена в 1,4–1,6 раза. (Ил. 5. Табл. 3. Библиогр.: 16 назв.).

**Ключевые слова:** подземная разработка, некондиционные руды, блочное выщелачивание, извлечение металла.

**Введение.** Национальный производитель урана в Украине – государственное предприятие «Восточный горно-обогатительный комбинат» (ГП «ВостГОК»), которому в августе 2016 г. исполнилось 65 лет. Шахты этого комбината отрабатывают месторождения скальных руд с низким содержанием полезного компонента камерными системами с закладкой выработанного пространства. Успешное функционирование комбината в условиях рыночной экономики невозможно без применения новых технологических решений при добыче и переработке уранового сырья. Мировой опыт применения горно-химической технологии извлечения урана подземным способом из скальных руд еще недостаточен [1–4]. Поэтому развитие технологий подземного блочного выщелачивания (ПБВ) металлов из забалансовых руд на основе обоснования параметров подземных горных работ, применения камерной системы с твердеющей закладкой, подземного блочного выщелачивания металла из замагазинированных в камере руд, обеспечивающих рациональное использование и охрану недр, повышение их эффективности при отработке запасов геотехнологическими методами, – важная научная, практическая и социальная задача.

**Результаты исследований.** Установлено, что эффективность разных вариантов технологии выщелачивания металла из руд определяется полнотой его извлечения [5–7]. Накопленный в мировой практике опыт свидетельствует, что при прочих равных условиях, таких как характер минерализации, структура, пористость руды, коэффициент диффузии, температура, концентрация рабочих растворов, полнота выщелачивания непосредственно зависит от качества дробления руды, равномерности и плотности ее распределения в замагазинированном состоянии.

На Мичуринском месторождении ГП «ВостГОК» (Украина) проведены широкомасштабные исследования по извлечению металла из раздробленной и разделенной на фракции рудной массы, позволившие установить количественные параметры процесса выщелачивания (рис. 1). Как видно из рис. 1, процент извлечения металла  $\xi$  существенно зависит от среднего линейного размера куска взорванной руды  $d_{cp}$  и с высокой

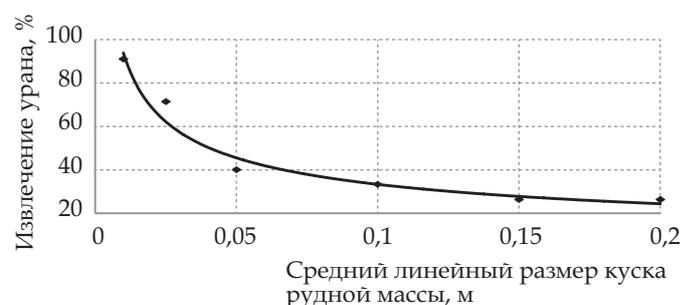
степенью достоверности ( $R^2 = 0,97$ ) описывается выражением:

$$\xi = 11,817d_{cp}^{-0,4501} \quad (1)$$

Отличительная особенность методологии определения параметров разрушения скальных руд с заданным качеством дробления для выщелачивания – нахождение требуемой энергии взрыва с учетом предельной энергоемкости дробления горных пород. Зная удельный расход взрывчатого вещества (ВВ), можно определить массу заряда на одну скважину и геометрические параметры расположения скважин во взрываемом блоке.

Из анализа выражения (1) можно сделать вывод о целесообразности уменьшения средневзвешенного линейного размера куска отбитой руды, а также додробливания составляющих выщелачиваемых сред в целях увеличения поверхностей контакта. Эта закономерность используется для управления последующими параметрами процесса выщелачивания. Один из таких методов, позволяющих снизить средний линейный размер куска и увеличить вновь образованную площадь разрушаемого горного массива – это подготовка рудной массы к выщелачиванию с использованием кинетической энергии разлетающихся кусков горной массы с последующей отбойкой руд в зажиме.

Приповерхностные запасы Мичуринского месторождения, значительная часть которого залегает под рекой Ингул, промышленными и гражданскими зданиями и сооружениями, представлены крутопадающими рудными телами различной мощности. Длина рудных тел по простиранию



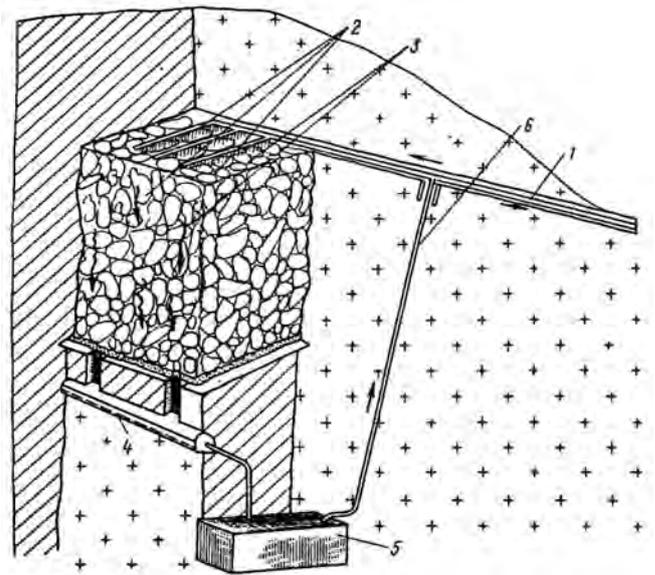
**Рис. 1.** Зависимость извлечения металла от среднего линейного размера раздробленной взрывом рудной массы

изменяется от 600 до 700 м (преимущественно составляет 100–250 м), по падению – от 150 до 400 м. Руды и вмещающие их породы крепкие (коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова  $f = 14\div 18$ ), массивные, имеют неслоистое строение. В направлении к поверхности происходит существенное ухудшение количественных и качественных характеристик трещиноватости как по отдельным залежам, так и по месторождению в целом. На верхних горизонтах породы выветренные, коэффициент  $f$  снижается до 6. Месторождение разрабатывают камерной системой разработки с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. В зависимости от горно-геологических условий разработка ведется камерами, располагаемыми как по простиранию, так и вкрест простирания рудных залежей, что в общешахтной добыче составляет 37,9 и 62,1 % соответственно. Горные работы развиваются на глубине от 40 до 350 м. Камеры обрабатывают поэтажами высотой 10–15 м. Руду отбивают скважинами диаметрами 57 и 65 мм, пробуренными станками НТ-2 и ПК-75. Параллельные нисходящие скважины диаметрами 85 и 105 мм для образования отрезных щелей бурят станками НКР-100 М [8].

На действующих шахтах Украины рекомендован к применению комбинированный способ добычи металла как наиболее эффективный. Установлено, что объем подготовительных горных работ при комбинированном способе добычи непосредственно зависит от полноты использования прежде пройденных (существующих) горных выработок и принятой схемы ПБВ (рис. 2).

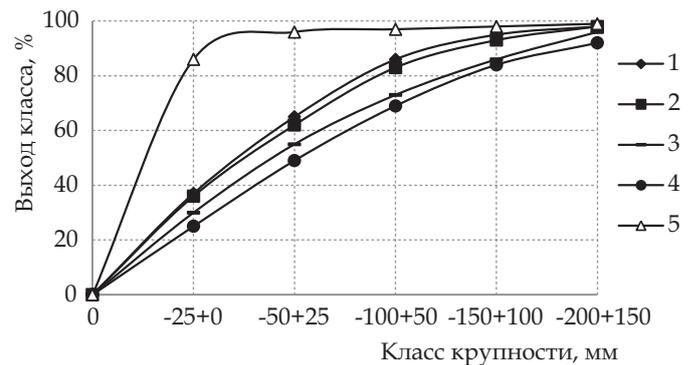
Как показали исследования, несмотря на расхождение в рассматриваемых вариантах схем подготовки блоков к выщелачиванию, их общая черта – высокие требования, предъявляемые к качеству буровзрывных работ (БВР) как основному технологическому процессу, который обеспечивает рудоподготовку для последующего эффективного извлечения металла из замагазинированных руд. Изучали выход соответствующих классов крупности при различных диаметрах скважин  $d$  и удельных расходах ВВ  $q$  на взрыв (рис. 3).

Анализ кривых (рис. 3) показывает, что увеличение удельного расхода ВВ выше предельного значения  $q = 3 \text{ кг/м}^3$  не приводит к значительному улучшению качества дробления (кривые 1 и 2). Следствие роста значения  $q$  до  $5 \text{ кг/м}^3$  – улучшение дробления руды и увеличение выхода очень мелких фракций (кривая 5). Отбойка скважинами диаметром 85 и 100 мм характеризуется практически такими же показателями гранулометрического состава, что и отбойка скважинами диаметром 67 мм (кривые 3 и 4). Однако удельный расход ВВ при использовании буровых скважин большего



**Рис. 2. Схема подземного выщелачивания с использованием горных выработок:**

- 1 – трубопровод для рабочих агентов; 2 – трубопровод для орошения рудного массива; 3 – взорванный блок руды; 4 – приемник для продуктивного раствора; 5 – общий раствороприемник; 6 – трубопровод для подъема продуктивного раствора



**Рис. 3. Выход соответствующих классов крупности при различных диаметрах скважин  $d$  и удельных расходах ВВ  $q$  на взрыв: Мичуринское месторождение (блок 5-86, Ингульская шахта):**

- 1 – заданное качество дробления ( $d = 67 \text{ мм}$ ,  $q = 2,5 \text{ кг/м}^3$ ); 2 – фактическое качество дробления ( $d = 67 \text{ мм}$ ,  $q = 3,6 \text{ кг/м}^3$ ); 3 – заданное качество дробления ( $d = 85 \text{ мм}$ ,  $q = 2,34 \text{ кг/м}^3$ ); Быкогорское месторождение (Республика Северная Осетия – Алания): 4 – заданное качество дробления ( $d = 100 \text{ мм}$ ,  $q = 1,1 \text{ кг/м}^3$ ); 5 – фактическое качество дробления ( $d = 100 \text{ мм}$ ,  $q = 5 \text{ кг/м}^3$ )

диаметра значительно меньше. Исходя из этого, при дальнейшем освоении технологии ПБВ из замагазинированных руд рекомендован переход на разбуривание рудного массива скважинами диаметром 85 мм. При расчетах параметров взрывного разрушения руд с заданным качеством дробления для обеспечения блочного выщелачивания (БВ) рекомендовано руководствоваться установленными зависимостями. Формировать

магазин рудной массы для ПБВ надо с использованием кинетической энергии разлетающихся кусков с последующим измельчением руды в зажиме. Предложенная новая технология горных работ позволяет обеспечить оптимальные затраты на подготовку блока к выщелачиванию и взрывную подготовку руды заданного качества. Для достижения эффективного извлечения металла из замагазинированной руды значительное внимание должно быть обращено как на технологию формирования отрезных щелей и компенсационных пространств, так и на обеспечение оптимального разрыхления магазина руды при условии эффективного выщелачивания (коэффициент разрыхления  $k_p \leq 1,2$ ), что регулируется объемом руды, выпущенной из блока. При совместном ведении подземных горных работ традиционными методами и способом ПБВ один из путей повышения эффективности технологии – более полное использование действующих горных выработок. Высоту магазина подготавливаемой к выщелачиванию рудной массы предлагается корректировать на основе анализа горнотехнической ситуации, созданной на участке добычи конкретной залежи, и принимать равной 50 м.

По данным исследований, оруденение залежи локализовано в обладающих высокой хрупкостью «пластинчатых» альбититах, которые образовались при метасоматическом замещении мигматитов. Морфологически оруденение залежи – это сложнопостроенное метасоматическое образование линзовидной формы с углом падения 55–60°. Руды в пределах залежи представлены щелочно-амфиболовыми альбититами и мигматитами. В их составе преобладает альбитит – 93–98 %, кислотоёмкие минералы (карбонат и флогопит) составляют 2–7 %. Руды характеризуются вкрапленными, реже прожилково-выраженными текстурами.

В геологическом строении принимают участие (сверху вниз) почвенно-растительный слой, лесовидные суглинки, супеси и суглинки, мелкие среднезернистые пески бучакского яруса. Общая мощность осадочных пород составляет 12–14 м. Осадочные породы повсеместно залегают по элювию коры выветривания кристаллических пород протерозоя. Кора выветривания сложена глинисто-обломочным материалом – первичным каолином, дресвяно- и песчано-глинистым, в зависимости от состава кристаллических пород. Кристаллические породы фундамента до 60 м представлены альбититами массивной текстуры средней прочности, интенсивно катаклазированными и трещиноватыми. Породы в районе подготовки опытного блока к БВ представлены мигматитами биотитовыми серого цвета, среднезернистыми с порфириновидными выделениями

кристаллов полевых шпатов. Встречаются сланцы окварцованных биотитовых гнейсов.

При подготовке блоков к выщелачиванию проводят отрезную щель площадью сечения 12 м<sup>2</sup>, для чего бурят параллельные скважины. После завершения их бурения и взрывания БВ оформляют отрезную щель. При проходке восстающих скважины бурят сверху вниз. Основную подготовку руды в блоке начинают короткозамедленным взрыванием скважин с заданной очередностью. Для обеспечения взрывания в зажатой среде формируют компенсационное пространство путем порционного выпуска отбитой горной массы. Для обеспечения необходимых интервалов замедления, в том числе внутрискважинного, рекомендовано применение систем инициирования на базе волноводов низкоэнергетического типа.

Параметры буровзрывных работ.

*При образовании компенсационного пространства:*

- ширина отрезной щели не менее 4 м;
- диаметр скважин – 85 мм;
- количество скважин в ряду – 4;
- расстояние между рядами скважин – 1,5 м.

*При отбойке рудной массы в камерах:*

- оптимальный удельный расход на отбойку, кг/м<sup>3</sup>;
- распределение концентрации БВ по рудному массиву (равномерное или неравномерное).

Равномерное распределение массы БВ по массиву возможно при условии параллельного расположения колонковых зарядов, что невозможно при сложной морфологии рудных тел при невысокой рудоносности залежей. При веерном расположении зарядов равномерное распределение энергии в массиве неосуществимо. Для достижения более высокого качества дробления, чем при валовой выемке, необходимо увеличение удельного расхода БВ на отбойку посредством варьирования параметров БВР, к которым относятся:

- диаметр зарядов, расположенных в скважинах веера;
- линия наименьшего сопротивления, м;
- расстояние между концами скважин, м.

Согласно работам проф. В. Н. Мосинца удельный расход БВ  $q$ , кг/м<sup>3</sup> на разрушение и перемещение горнорудной массы в зависимости от условий обеспечения заданной степени измельчения определяют по формуле [5; 6]:

$$q \cong \frac{0,085}{K_{mp} \cdot A_{БВ}} \cdot f, \text{ кг/м}^3, \quad (2)$$

где  $K_{mp}$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость горного массива (изменяется от 0,95 до 1,1);  $A_{БВ}$  – полная идеальная работа взрыва при использовании БВ (граммонит 79/21, гранулит АС-4; АС-4В; АС-8; АС-8В, аммонит скальный № 1 и др.).

При отбойке рудной массы в камерах устанавливаются оптимальный удельный расход ВВ и распределяют его по рудному массиву (равномерное или неравномерное). Равномерное распределение возможно при условии параллельного расположения колонковых зарядов, что невозможно в случае сложной морфологии рудных тел при невысокой рудоносности залежей. При веерном расположении зарядов равномерное распределение энергии в массиве невозможно. Для достижения более высокого качества дробления, чем при валовой выемке, необходимо увеличение удельного расхода ВВ на отбойку посредством варьирования параметров БВР (диаметр зарядов в скважинах веера, линия наименьшего сопротивления, расстояние между концами скважин).

Увеличение удельного расхода ВВ на отбойку возможно за счет увеличения диаметра скважин колонковых зарядов от 85 до 105 мм и целесообразно при бурении кругового или нисходящих вееров, что позволяет при дроблении массива получить гранулометрический состав заданных параметров (табл. 1).

Использование для этих целей малых диаметров скважин (57, 67 мм) малоэффективно из-за необходимости уменьшать линию наименьшего сопротивления и принимать расстояние между концами скважин менее 1,3 м, что небезопасно и подтверждается практикой разработки рудных месторождений. Комплекс работ при подготовке к БВ включал следующие операции: проведение нарезных и буровых выработок, бурение скважин, проходка отрезных восстающих, формирование отрезных щелей и компенсационного пространства, отбойка руд скважинными зарядами с последующим их магазинированием.

В каждом конкретном случае схемы подготовки блоков при их общности имеют свою специфику. Блок 5-86 имел следующие параметры: высота 20 м, ширина 16 м, длина 24 м. Взрывные скважины диаметром 67 мм бурили станком НТ-2, скважины отрезной щели диаметром 85 мм – станком НКР-100 М. Удельный расход ВВ на отбойку камерных запасов для технологического выщелачивания обосновывается ранее проведенными опытно-промышленными работами и составляет в среднем 3 кг/м<sup>3</sup> (расчетный) и 3,6 кг/м<sup>3</sup> (фактический).

При подготовке исследовательского блока 5-86 к выщелачиванию была обоснована рекомендация максимального использования ранее пройденных горных выработок. Такой подход выполнен при подготовке к выщелачиванию для эксплуатационных блоков 5-86, 5-84-86, 5-88-90 и 1-75-79. Для получения заданного качества дробления в опытном блоке 5-86 исполнение взрывных работ было организовано на сформированное компенсационное пространство. Для качественного дробления использовали кинетическую энергию кусков руды, которые, разлетаясь, соударяются и дополнительно измельчаются, а также свойства волн напряжений при взрыве в зажиме. Расчетные и фактические параметры взрывной отбойки руд довольно близки (табл. 2), что свидетельствует о высокой достоверности методики расчета параметров БВР при взрывной подготовке руды к выщелачиванию с заданной степенью дробления с учетом предельной энергоемкости разрушения.

Как показали исследования, гранулометрический состав руд после выщелачивания изменился. Их кусковатость отличалась как от заданных рас-

Таблица 1

**Параметры БВР блока 5-84-86 для отбойки камерных запасов**

Очередность взрывания	Горизонт или подэтаж (веера скважин)	Параметры БВР				
		$d_{св\bar{r}}$ , мм	$W$ , м	Расстояние между скважинами $a$ , м	Коэффициент сближения скважин $m$	Удельный расход ВВ $q$ , т/м <sup>3</sup> , (кг/м <sup>3</sup> )
1-й взрыв	-260 м (1'-5', 1-8)	85	1,8	1,9	1,06	1,160 (3,07)
	-240 м (1,б-6,б)	85	1,8	1,9	1,06	1,080 (2,88)
	-240 м (1'-5', 6)	67	1,2	1,2	1,00	1,080 (2,88)
2-й взрыв	-225 м (1'-3', 1-7)	105	2,0	2,2	1,10	0,945 (2,50)
3-й взрыв	-210 м (1, 2, 3, 1А-4А)	105	2,0	2,2	1,10	1,280 (3,39)
4-й взрыв	-210 м (1А'-3А', 4-10, 5А-10А)	105	2,0	2,2	1,10	1,280 (3,39)

Таблица 2

**Содержание и извлечение металла по классам крупности в выщелоченной руде**

Показатель	Класс крупности, мм				
	-200+150	-150+100	-100+50	-50+25	-25+0
Выход класса, %	8,8	17,0	27,0	35,3	11,9
Содержание урана по классу крупности, %	0,038	0,038	0,030	0,025	0,014
Извлечение урана по классу крупности, %	26,3	26,3	33,3	40,0	71,4

Гранулометрический состав горной массы расчётный и после отбойки

Класс крупности, мм	-200+150	-150+100	-100+50	-50+25	-25+0
Расчетный выход заданного класса крупности, %	3,0	7,0	35,0	15,0	40
Выход класса крупности после отбойки, %	4,0	12,0	30,4	20,8	32,8

четом параметров, так и от значений, полученных после отбойки в блоке (табл. 3).

Анализ данных свидетельствует о высокой точности выданного прогноза качества измельчения урановой руды (максимальное отклонение фактического состава класса руд -25+0 составляет 7,2 %).

При выщелачивании металла из замагазинированных скальных руд величина его извлечения находится в степенной зависимости от среднего линейного размера куска взорванной рудной массы и достигает максимальных значений при ее классе крупности -25+0 мм, что позволяет выбирать рациональные параметры взрывной подготовки урановых руд с заданным качеством дробления, усилить инфильтрацию продуктивных растворов и извлечь свыше 70 % полезных компонентов. Требуемое по условию максимального извлечения урана отношение среднего линейного размера куска взорванной рудной массы к диаметру скважины достигается путем согласования энергии взрыва с кинетической энергией разлетающихся кусков горной массы и является логарифмической функцией удельного расхода ВВ на первичное дробление, что обеспечивает адекватность технологических параметров скважинной отбойки условиям выщелачивания и сейсмобезопасности [9-11].

Для ПБВ рекомендовано применение очистных блоков шириной 20 м и длиной 35 м, исходя из целесообразности более полного использования существующих горных выработок. Особенности подготовки блоков к БВ – отказ от горизонта подсежки, дренажных скважин, от оформления днища блока взрыванием вееров нисходящих скважин. Придание днищу блока требуемого наклона обеспечивается за счет уменьшения длины соответствующих взрывных скважин в круговых веерах. Исследования показали, что при ПБВ предъявляют высокие требования к качеству БВР как основному технологическому процессу для последующего эффективного извлечения урана из замагазинированных руд. Предложены новая технология горных работ (рис. 4) и технологическое оборудование для ее осуществления (рис. 5).

**Направление дальнейших исследований.** Извлечение урана из недр способом подземного выщелачивания является высокоэффективной природоохранной технологией и позволяет сократить выдачу на поверхность горно-рудной массы по обрабатываемым запасам на 70 %, в результате соответственно уменьшаются объемы твердых отходов от переработки радиоактивного сырья на примере Приаргунского производственного горно-химического объединения, предприятия уранового холдинга «АРМЗ», которое на сегод-

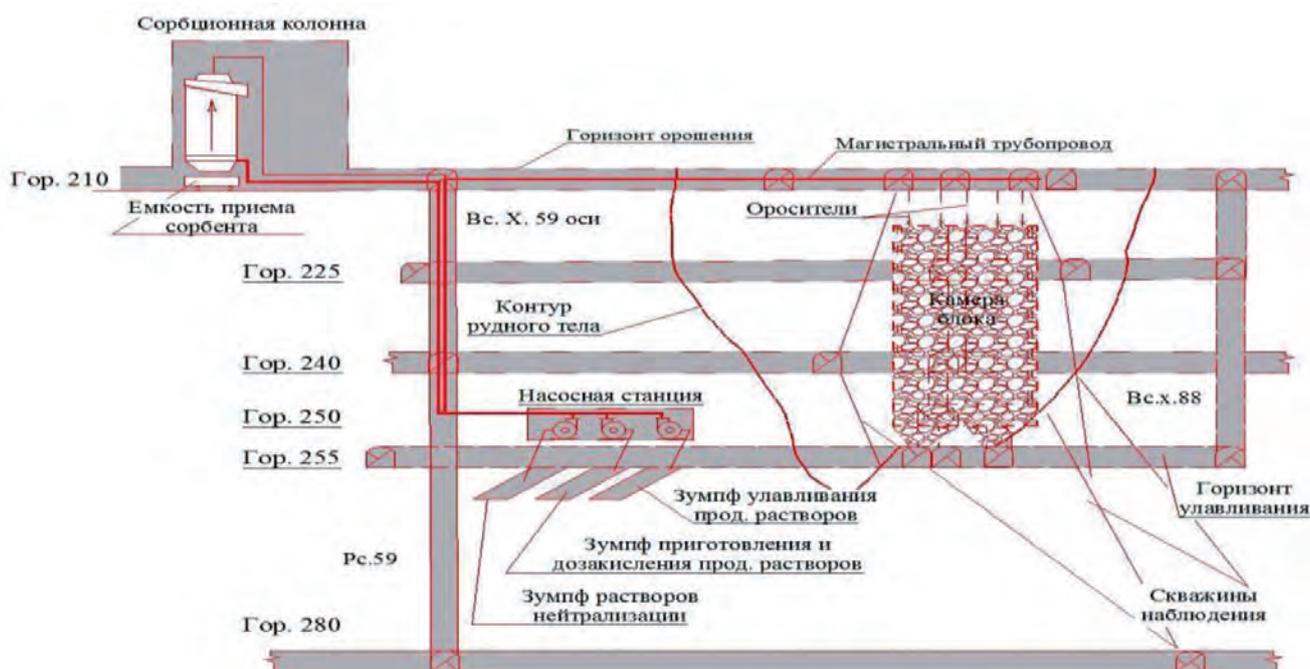


Рис. 4. Технологическая схема подготовки блока к выщелачиванию:

Рс.59 –рудоспуск 59 оси; Вс.Х 59, Вс.Х 88 – вентиляционно-ходовой восстающий 59 и 88 оси, соответственно



а)



б)



в)



г)

**Рис. 5. Технологическое оборудование для выщелачивания руды на Ингульской шахте ГП «Вост ГОК» (фото): а и б – сорбционные колонны типа ШНК; в – насосная с ёмкостью 0,4м<sup>3</sup> и насосом АХ; г – состав ёмкостей с ионнообменной смолой и разбавленной серной кислотой**

няшний день является крупнейшим уранодобывающим предприятием Российской Федерации [14].

Таким образом, применение в промышленных масштабах комбинированной системы, включающей БВ, позволит не только значительно улучшить экономические показатели, но и увеличить добычу запасов бедных и некондиционных руд, расширить имеющуюся сырьевую базу горнодобывающей отрасли промышленности [15; 16].

**Выводы**

1. Обосновано, что при отработке месторождений бедных урановых руд в Украине перспективным направлением следует считать применение ПБВ. Процент извлечения металла существенно зависит от среднего линейного размера куска взорванной. Отработка опытного блока 5–86 на Ингульской шахте ГП «ВостГОК» (отбито 8248 т некондиционной руды) подтвердила возможность ПБВ из скальных руд, а также обоснованность схемы подготовки (максимальное отклонение фактически замеренного класса –25+0 составляет 7,2 %).

2. Установлено, что наиболее интенсивное инфльтрационное выщелачивание происходит при классе крупности рудных кусков –100+0 мм. Для Мичуринского месторождения при выщелачивании рекомендуется выход такой фракции в отбиваемой руде около 90 %. Менее интенсивно и более длительно извлекают металлы из фракций –200+100 мм. Рекомендованный выход руды этого класса крупности 10 %.

3. Доказано, что основное место при ПБВ должна занимать взрывная подготовка руды, обеспечивающая эффективное извлечение урана из замагазинированных руд. Не менее ответственны технологические операции по формированию отрезных щелей и компенсационных пространств, а также по обеспечению оптимального разрыхления замагазинированной руды.

4. Определено, что отбойка руды скважинами диаметром 85 и 105 мм характеризуется практически таким же гранулометрическим составом, что и при диаметре скважин 67 мм, однако меньшим удельным расходом БВ. При дальнейшем освоении технологии ПБВ рекомендуется переход

на разбуривание рудного массива скважинами диаметром 85 мм. Расчетный удельный расход ВВ при их взрывании составляет 2,2 кг/м<sup>3</sup>.

5. В результате исследования установлено, что горно-химические технологии могут быть использованы для разработки убогих и некондиционных руд отечественных месторождений, которые при добыче традиционными технологиями относят к нерентабельным. За счет вовлечения в производство некондиционных руд сырьевая база урана на действующих шахтах может быть увеличена в 1,4–1,6 раза.

### Библиографический список / References

1. Kelly B. Stress analysis for boreholes on department of defense lands in the western united states: a study in stress heterogeneity / B. Kelly // Proceedings, Thirty-Eighth Workshop on Geothermal Reservoir Engineering Stanford University. – Stanford: Stanford University, 2013. – P. 139–150.

2. Polak C. International Symposium on 23–27 June 2014 Vienna, Austria Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues / Polak C. // International Atomic Energy Agency. – Vienna, 2014. – P. 8–9 (254 s). – URL: <http://www-pub.iaea.org/iaea-meetings/46085/> (дата обращения: 19.08.2016).

3. Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste // Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency. – Vienna, 2014. – P. 246. – URL: <http://www.iaea.org/books> (дата обращения: 19.08.2016).

4. Reiter K. 3-D geomechanical-numerical model of the contemporary crustal stress state in the Alberta Basin (Canada) / K. Reiter, O. Heidbach // Solid Earth. – 2014. – No. 5. – P. 1123–1149.

5. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В. Н. Мосинец. – М.: Недра, 1976. – 271 с.

Mosinez V. N. (1976). *Drobyshee i seismicheskoe dejstvie vsriva v gornich porodach* [Blunt and the seismic effect of the explosion in the rocks]. Moscow, Nedra. 271 p. (In Russian).

6. Мосинец В. Н. Разрушение трещиноватых и нарушенных пород / В. Н. Мосинец, А. В. Абрамов. – М.: Недра, 1982. – 248 с.

Mosinez V. N., Abramov A. V. (1982). *Razrushenie treshhinovatykh i narushennykh gornyh porod* [Destruction of fractured and broken rocks]. Moscow, Nedra. 248 p. (In Russian).

7. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания: монография / В. Н. Мосинец, Д. П. Лобанов, М. Н. Тедеев, А. В. Абрамов, А. М. Капканчиков, Г. П. Арапов,

В. К. Бубнов; под общ. ред. В. Н. Мосинца (проф., д-р техн. наук). – М.: Недра, 1987. – 304 с.

Mosinets V. N., Lobanov D. P., Tedeev M. N., Abramov A. V., Kapkanschikov A. M., Arapov G. P., Bubnov V. K. (1987). *Stroitelstvo i ekspluatacij rudnikov podzemnoho* [Construction and operation of underground leaching mine]. Moscow, Nedra. – 304 s. (in Russian).

8. Добыча и переработка урановых руд в Украине / под общ. ред. А. П. Чернова. – Киев: АДЕФ-Украина, 2001. – 238 с.

Chernov A. P. (Ed.) (2001). *Dobycha i pererabotka uranovykh rud* [Mining and processing of uranium ores]. Kiev, Adef-Ukraine, 238 p. (In Ukraine).

9. Ляшенко В. И. Стандартизация параметров буровзрывных работ при отработке урановых месторождений Украины / В. И. Ляшенко, А. Х. Дудченко, О. В. Колоколов // Науковий вісник НГУ України. – 2007. – № 12. – С. 28–35.

Ljashenko V. I, Dudchenko A. Ch., Kolokolov O. V. (2007). *Standartizacij parametrov burovzryvnykh robot pri oirabotke uranovykh mestorogonij Ukraini* [Standardization of the parameters of drilling and blasting work in the development of uranium deposits in Ukraine]. Naukovyi visnyk NGU, no.12, pp. 28–35.

10. Садовский М. А. Геофизика и физика взрыва / М. А. Садовский. – М.: Недра, 1997. – 334 с.

Sadovskij M. A. (1997). *Geofisika i fizika vsriva* [Geophysics and physics of explosion]. Moscow, Nedra, 334 p. (In Russian).

11. ДСТУ 4704:2008. Проведення промислових вибухів. Норми сейсмічної безпеки. – Київ: Держстандарт України, 2009. – 10 с.

DSTU 4704:2008. *Provedennj promislovich vibuchiv. Normi sejsmitchnoi bespeki*. Kiev [ISO 4704:2008. Conducting industrial explosions. Seismic safety standards]. Gosstandart of Ukraine. 2009, 10 p. (In Ukrainian).

12. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых: учеб. пособие / В. Ж. Арэнс, Н. И. Бабичев, А. Д. Башкатов, О. М. Гридин, А. С. Хрулев, Г. Х. Хчеян. – 2-е изд. – М.: Горная книга», 2011. – 295 с.

Arens V. G., Babitchev N. I., Bashkatov A. D., Hridin O. M., Chrulev A. S., Chtejn G. Ch. (2011). *Skvaginnaj gidrodobitcha polesnich iskopaemich* [Hydraulic borehole mining of minerals]. Moscow, Gornaj kniga, 295 p. (In Russian).

13. Трубецкой К. Н. Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых / К. Н. Трубецкой. – М.: ИПКОН РАН, 2014. – 196 с.

Trubezkoj K. N. (2014). *Rasvitie resursosberehajschich i resursovoproizvodyaschih geotechnologij kompleksnoho osvoenij mestorogonij polesnich iskopaemich* [Development of resource-saving and resurso-

vosproizvodyaschih geotechnologies integrated development of mineral deposits]. Moscow, IPKON RAN, 196 p. (In Russian).

14. Карамушка В. П. Рекультивация объектов добычи и переработки урановых руд / В. П. Карамушка, Е. Н. Камнев, Р. З. Кузин. – М.: Горная книга, 2014. – 183 с.

Karamushka V. P., Kamnev E. N., Kuzin R. Z. (2014). *Reclamation of uranium ore mining and processing facilities*. – Moscow, Mining book, 183 p. (In Russian).

15. Ляшенко В. И. Инновационные технологии подземной разработки сложноструктурных месторождений / В. И. Ляшенко, Б. Н. Андреев, П. М. Куча // Известия вузов. Горный журнал. – 2015. – № 7. – С. 9–18.

Ljashenko V. I., Andreev B. N., Kutha P. M. (2015). *Innovazionnie tehnologii podsemnoj rasrabotki slozhnostrukturnich mestorogonij* [Innovative technology of underground mining of deposits slozhnostrukturnyh]. *Izv. VUZov. Gornyj zhurnal*, no. 7, pp. 9-18.

16. Ляшенко В. И. Комбинированные технологии подземного блочного выщелачивания урана из скальных руд / В. И. Ляшенко, Б. Н. Андреев, П. М. Куча // Безопасность труда в промышленности. – 2016. – № 10. – С. 71–77.

Ljashenko V. I., Andreev B. N., Kutha P. M. (2016). *Combinirovannnie tehnologii podsemnoho blochnoho vitchelachivanie urana is skalnich rud* [The combined technology of the underground block leaching of uranium ore from the rock]. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*, no. 10, pp. 71-77.

**Purpose.** Development of technologies for underground block leaching of metals from off-balance

ores by using a chambered development system with hardening and underground block leaching of metal from the ores stored in the chamber to increase the efficiency of working out reserves of complex-structure deposits.

**Methodology.** Generalization, analysis and evaluation of practical experience and scientific achievements in the field of geotechnology, theory and practice of explosive destruction of solid media, continuum mechanics, mathematical statistics, and research methods of wave processes using standard and new techniques of leading specialists in this field.

**Findings.** Factors determining the effectiveness of WSP metals from rocky ores are established and the parameters of the explosion are justified taking into account the average linear size of the piece of blasted ore mass and the seismic safety of the protected objects.

**Methodology.** When developing deposits of poor rocky ores in Ukraine, a promising area should be considered the use of PBW. The percentage of metal extraction depends significantly on the average linear dimension of the piece of blasted ore dcp and with a high degree of reliability ( $R^2 = 0.97$ ) is described by a dependence of the form

**Practical value.** Testing of the experimental block 5-86 at the Ingul mine of the State Enterprise "VostGOK" (8248 tons of poor ore was repulsed) confirmed the possibility of the WSP from rock ores, as well as the validity of the preparation scheme (the maximum deviation of the actually measured class  $-25 + 0$  is 7.2%). With the involvement of sub-standard ore deposits in the production of raw materials at existing mines can be increased by 1.4–1.6 times.

**Key words:** underground mining, sub-standard ores, block leaching, extraction of metal.

**Рекомендована к публикации  
д. т. н. М. С. Четвериком**

**Поступила 13.03.2018**

