

Originality. Based on the analysis of methods for assessing the effectiveness of mineral processing technologies. It is determined that the most rational in the totality of technologies to improve the efficiency and reliability of the hydrotransport complex is the use of polyethylene pipes, as well as additives to the carrier fluid of hydrodynamically active substances.

Practical value. It consists in the improvement of methods for calculating rational parameters and modes of operation of hydraulic systems, allowing to determine the value of the velocity and concentration of the slurry, providing a minimum of reduced costs for the estimated period. These methods are adapted for the case of using polyethylene pipes, taking into account additives to the

carrier fluid of hydrodynamically active substances, taking into account the reduction of reduced costs due to diagnosing the technical condition of the equipment, as well as allowing to optimize maintenance costs.

Key words: hydraulic systems, evaluation and comparative analysis, coefficient of hydraulic reliability, economic efficiency.

Рекомендована к публикации
д. т. н. И. О. Садовенко

Поступила 30.11.2018



УДК 622.234.42:622.235

Производство

В. И. Ляшенко /к. т. н./

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

Ф. Ф. Топольный /д. б. н./

ГВУЗ «Центральноукраинский национальный технический университет», г. Кропивницкий, Украина
e-mail: topolnij@gmail.com

Г. Д. Коваленко /д. ф.-м. н./

Научно-исследовательское учреждение «Украинский научно-исследовательский институт экологических проблем», г. Харьков, Украина
e-mail: grygoryk0@gmail.com

Повышение эффективности выщелачивания металлов из рудного сырья¹

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

HP "Ukrainian scientific-research and design-prospecting" Institute of industrial technology, Zheltye Vody, Ukraine
e-mail: vilyashenko2017@gmail.com

F. F. Topolnij /Dr. Sci. (Biolog.)/

GVUS "Central Ukrainian National Technical University", Kropivnizkij, Ukraine
e-mail: topolnij@gmail.com

G. D. Kovalenko /Dr. Sci. (Tech.)/

Scientific Research Institution "Ukrainian Research Institute of Environmental Problems", Kharkov, Ukraine
e-mail: grygoryk0@gmail.com

Improving the efficiency of leaching of metals from ore raw materials

Цель. Повышение эффективности выщелачивания металлов из рудного сырья путем обоснования параметров подземных горных работ и внедрения комплексной технологии в сочетании с геотехнологией, обеспечивающих рациональное использование, охрану недр и окружающей среды при отработке запасов комбинированными геотехнологическими методами.

¹В организации создания, совершенствования и внедрения 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.

© В. И. Ляшенко /к. т. н./, Ф. Ф. Топольный /д. б. н./, Г. Д. Коваленко /д. ф.-м. н./, 2018 г.

Методика. Описаны методы обобщения, анализа и оценки 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 развитых горнодобывающих стран мира.

Результаты. При ПБВ необходимо высокое качество дробления рудосодержащих материалов взрывом для эффективного извлечения металла из замагазинированных руд. Отбойка руды скважинами диаметром 85 и 105 мм характеризуется практически таким же гранулометрическим составом, что и при диаметре скважин 67 мм, однако с меньшим удельным расходом ВВ. Наиболее интенсивное инфильтрационное 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 составляет 10 %. Геохимические технологии выщелачивания металлов предусматривают подачу выщелачивающего раствора (в нашем случае это низкоконцентрированные растворы серной кислоты, т.е. эрзац кислоты) на рудосодержащий материал. Время выщелачивания металла составляет до 6 месяцев. После чего продуктивный раствор собирают в емкости и направляют для последующей и более полной гидрометаллургической переработки на ГМЗ. Установлены факторы, определяющие эффективность выщелачивания металлов руд, экологическую и сейсмическую безопасность и обоснованы параметры взрыва с учетом размера среднего линейного куска взорванной рудной массы, площади эманулирующей поверхности и сейсмической безопасности охраняемых объектов (промышленные здания и сооружения, дома жилой застройки, подрусловый поток реки Ингул, г. Кропивницкий и др.).

Научная новизна. Рекомендованы эмпирическая зависимость для прогноза скорости колебаний от приведенной массы заряда на ступень замедления при взрывной подготовке руды к подземному выщелачиванию металлов для условий месторождения вида $y=a \cdot b$ (a и b – коэффициенты, зависящие от сейсмоакустических свойств горного массива и условий взрывания), а также значение допустимой скорости смещения грунта в основании защищаемых объектов $u_{\text{доп}} = 0,4$ см/с.

Практическая значимость. При вовлечении в производство некондиционных руд месторождений их сырьевая база на действующих шахтах может быть увеличена в 1,4–1,6 раза.

Экологическая значимость. Технологическая схема ПБВ включает максимальное использование существующих горных выработок для создания горизонтов орошения выщелачивающих и улавливания продуктивных растворов, магистральный трубопровод, сорбционную колонну, емкость приема сорбента, оросители, насосные станции, зумпфы приготовления и дозакисления, нейтрализации сбора продуктивных растворов и скважины наблюдения за миграцией указанных растворов и проведение гидрогеологического мониторинга. (Ил. 4. Табл. 2. Библиогр.: 26 назв.)

Ключевые слова: горнотехнические технологии, подземная разработка, выщелачивание металла, экологическая безопасность, эффективность

DOI: 10.33101/S005-3587967

Введение. Мировой опыт применения технологии, включающей традиционную камерную систему с твердеющей закладкой различного состава и прочности и подземное блочное выщелачивание металла из замагазинированных в камере скальных руд, в частности их буровзрывной подготовки, еще недостаточен [1–4]. Поэтому повышение эффективности подготовки руд к выщелачиванию металлов путем обоснования параметров подземных горных работ, а также внедрения комплексной технологии в сочетании с геотехнологией, обеспечивающих рациональное использование и охрану недр, повышение их эффективности при отработке запасов комбинированными геотехнологическими методами, – важная научная, практическая и социальная задача, требующая неотлагательного решения [5–7].

Теория и методика исследований. В процессе исследований авторы использовали метод комплексного обобщения, анализа и оценки 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 методикам ведущих специалистов в этой области [8–10]. Установлено, что эффективность разных вариантов технологии выщелачивания металла из руд определяется полнотой его извлечения. Накопленный в мировой практике опыт свидетельствует, что при прочих равных условиях, таких как характер минерализации, структура, пористость руды, коэффициент диффузии, температура, концентрация рабочих растворов и т. п., полнота выщелачивания непосредственно зависит от качества дробления руды, равномерности и плотности ее распределения в замагазинированном состоянии. 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 [11–13].

Обсуждение результатов исследований. Впервые в бывшем Советском Союзе согласно рекомендациям институтов «ПромНИИпроект» (г. Москва) и его Украинского филиала (г. Желтые Воды), «ВНИИХТ» (г. Москва) внедрена технология добычи металла подземным выщелачиванием на пластовых месторождениях Украины [14; 15; 17]. В частности *участок подземного выщелачивания «Девладово»* ГП «ВостГОК» находился в эксплуатации с 1956 по 1983 гг. Месторождение вскрывается системой скважин, располагаемых рядами, многоугольниками, кольцами (рис. 1).

В скважины подают растворитель, который, фильтруясь по залежи, выщелачивает полезные компоненты и затем откачивается через другие скважины. Конструкция скважин для ПВ проста (рис. 1б). Общая площадь – 2350 тыс. м². Месторождение относится к юго-западной части Приднепровского блока Украинского кристаллического щита. В 16 км к западу от площадки подземного выщелачивания протекает р. Саксагань, а в 4 км на восток – р. Камянка. В результате отработки месторождения с 1959 по 1983 гг., подземные воды продуктивного горизонта, размещенные в бучакской свите, оказались загрязненными остаточными растворами. После отработки проведена дезактивация и рекультивация грунтов, в ходе которой загрязненные грунты сняты на глубину 0,5 м и вывезены. В результате рекультивации грунтовый покров восстановлен, радиационная обстановка на поверхности месторождения отвечает нормативным требованиям. После окончания эксплуатации в недрах оста-

лось около 6,0 млн м³ остаточных технологических растворов, загрязненных радионуклидами и химическими соединениями. Земли, отчужденные на период эксплуатации месторождения «Девладово», рекультивированы и переданные первичному землепользователю.

В Николаевской области находились два участка подземного выщелачивания. В частности *участок подземного выщелачивания «Братское»* расположен в бассейне р. Южный Буг. Река Мертвод (в 5 км от месторождения) является естественным дренажем для подземных вод. Общая площадь – 1120 тыс. м². Отработка месторождения проводилась с 1971 по 1989 гг., нарушенные земли рекультивируются. После эксплуатации в недрах осталось около 5,2 млн м³ остаточных технологических растворов, загрязненных радионуклидами и химическими соединениями. *Участок подземного выщелачивания «Сафоновское»* относится к южной части Украинского кристаллического щита. Наиболее крупный водоток – р. Висунь отмечается низкой затратой. В период 1981–1984 гг. проводилась его опытная отработка по технологии подземного выщелачивания. В данное время участок рекультивирован, а земли переданы землепользователю.

Геотехнология добычи металлов рудного месторождения. 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.

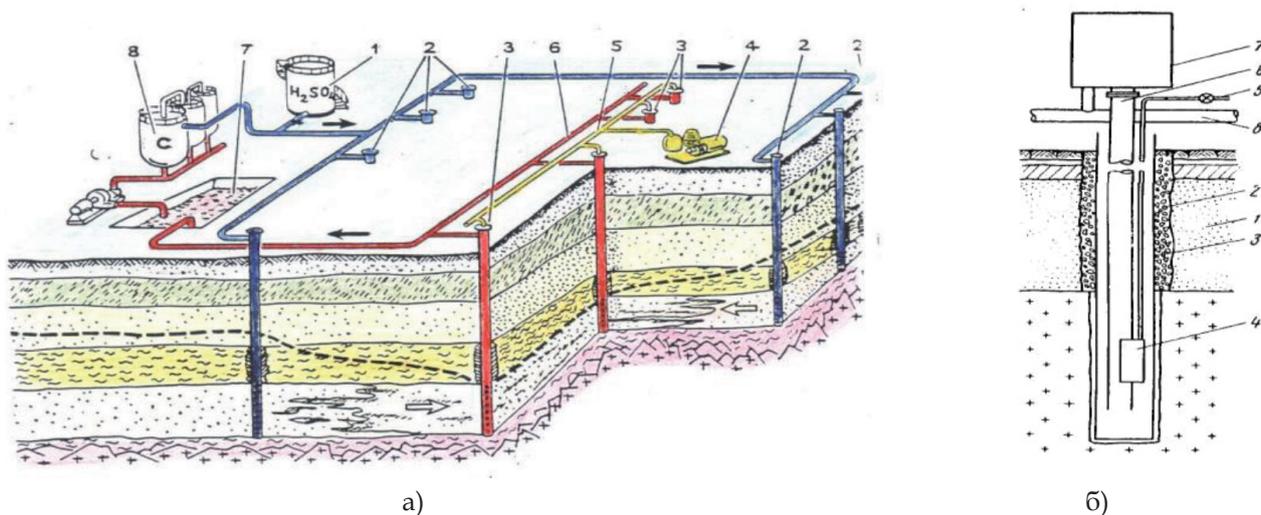


Рис. 1. Схема отработки пластового месторождения выщелачиванием через скважины (типа «Девладово», «Сафоновка» и «Братское»):

- а): 1 – узел приготовления раствора; 2 – нагнетательная скважина; 3 – дренажная скважина; 4 – компрессор; 5 – воздухопровод для эрлифта; 6 – коллектор для продуктивного раствора; 7 – отстойник; 8 – установка для переработки раствора; 9 – насос;
- б) – конструкция дренажных скважин при подземном выщелачивании: 1 – пласт полезного ископаемого; 2 – гравийная засыпка; 3 – колонна обсадных труб с фильтром; 4 – смеситель; 5 – труба для подачи воздуха; 6 – колонна водоподъемных труб; 7 – воздухоотделитель; 8 – коллектор

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. 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. 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 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. Протоdjяконова $f = 14 \div 18$), 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 отработывают подэтажами 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 [14–16]. Применяется также самоходное буровое, погрузочно-доставочное и вспомогательное оборудование фирм «Atlas Copco», «Tamrock» и др.

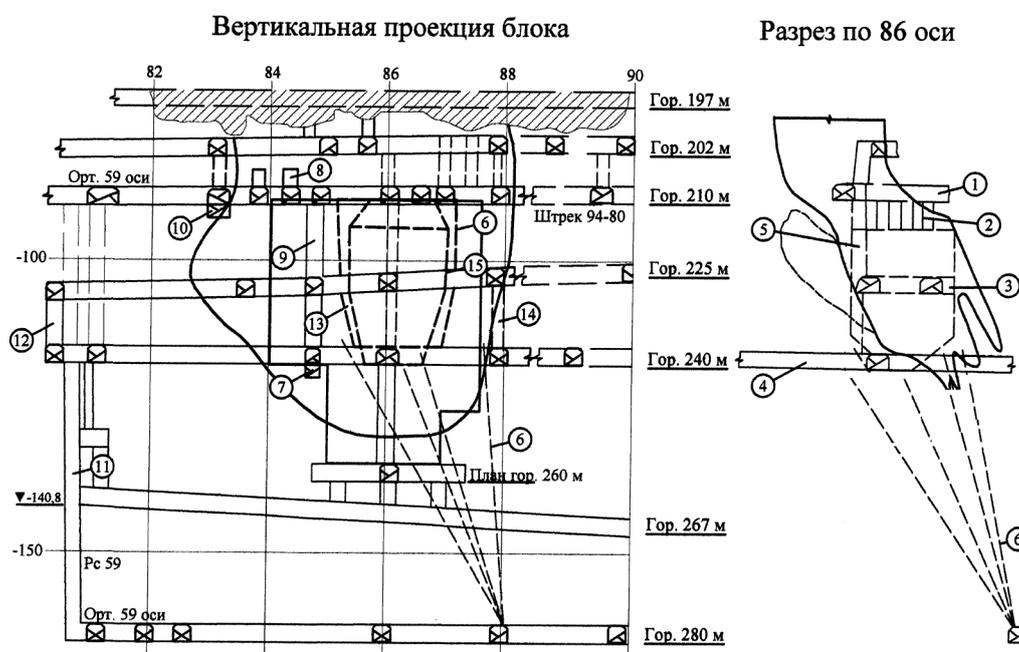


Рис. 2. Технологическая схема подготовки эксплуатационного блока 5-86 к выщелачиванию:

- 1 – орт горизонта орошения –210 м; 2 – скважины системы орошения; 3 – отрезная щель гор. –225 м;
- 4 – горизонт улавливания продуктивных растворов; 5 – блоковый отрезной восстающий;
- 6 – наблюдательные скважины; 7 – зумпф продуктивных растворов; 8 – восстающий под колонну АМП;
- 9 – восстающий ходовой технологический гор. –240–210 м; 10 – зумпф растворов нейтрализации;
- 11 – восстающий рудоперепускной; 12 – восстающий ходовой 59 оси; 13 – веера скважин интенсификации;
- 14 – восстающий ходовой гор. –240–225 м; 15 – контур рудной отбойки

При расчетах параметров взрывного разрушения руд с заданным качеством дробления для обеспечения блочного выщелачивания (ВВ) 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. Исследованиями установлено, что 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 горнохимической 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 трещиноватыми. Породы в районе подготовки опытного блока к ВВ представлены мигматитами биотитовыми серого цвета, среднезернистыми с порфиroidными выделениями кристаллов полевых шпатов. Встречаются сланцы окварцованных биотитовых гнейсов.

При подготовке блоков к выщелачиванию проводят отрезную щель площадью сечения 12 м², для чего бурят параллельные скважины. После завершения их бурения и взрывания ВВ 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.

Достижение преимуществ рекомендуемой схемы подготовки блоков возможно при высокой точности бурения скважин, а также соблюдении технологии заряжания и очередности взрывания. Согласно работам проф. В. Н. Мосинца удельный расход ВВ на разрушение и перемещение горнорудной массы в зависимости от условий обеспечения заданной степени измельчения определяется согласно формуле [5]:

$$q_{др.} = \frac{5 \cdot \sqrt{f} \cdot (\sqrt{f} + 0,06 \cdot \lg U_n) \cdot (5 - \mu) \cdot \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1..m}} + \frac{\rho \cdot \text{Ln} K_p}{2} \cdot v_0^2 \cdot 10^{-3}}{\eta \cdot Q_V}, \quad (1)$$

где q – суммарные удельные затраты ВВ на разрушение и перемещение, кг/м³; f – коэффициент прочности горной породы; U_n – энергия при разрушении горных пород, кДж/с; μ – коэффициент Пуассона; D – диаметр средней отдельности массива горных пород, см; $d_{1..m}$ – линейный размер определенного класса крупности, см; ρ – плотность раздробленной горной породы, кг/м³; K_p – коэффициент разрыхления; Q_V – потенциальная энергия ВВ, кДж/кг, $U_0=15$ м/с – начальная скорость разлета кусков взорванной горной массы; $\eta=0,05$ – коэффициент полезного действия взрыва.

Для упрощения расчётов лучше использовать формулу [6]:

$$q_{др.} = \frac{5 \cdot \sqrt{f} \cdot (\sqrt{f} + 0,06 \cdot \lg U_n) \cdot (5 - \mu) \cdot N}{\eta \cdot Q_V} \quad (2)$$

$$N = \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1..m}} = 2,4 - 1,1 \cdot \lg d_c + 0,055 \cdot (\lg d_c)^2$$

Так как удельный расход ВВ на перемещение отбитой горнорудной массы относительно не-

лик (составляет: $q_n=0,01\div 0,03$ кг/м³), используют формулу [7]:

$$q_n = \frac{\rho \cdot \text{Ln}K_p \cdot v_0^2 \cdot 10^{-3}}{\eta \cdot Q_v}, \text{ кг/м}^3 \quad (3)$$

где:

$$q_{др.} = \frac{1800 \cdot (\sqrt{f} + 0,16 \cdot Lg v_n) \cdot N}{Q_v^{1+\eta}} \quad (4)$$

$$N = 240 - 110 \cdot Lgd_c + 5,5 \cdot (Lgd_c)^2$$

Расчёты по вышеприведённым зависимостям делаются на эталонное ВВ (они составлены для дробления обычными промышленными тротил-содержащими ВВ с плотностью ~1 кг/дм³). Затем производится пересчёт на применяемое ВВ.

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/м³;
- распределение концентрации ВВ по рудному массиву (равномерное или неравномерное).

Равномерное распределение массы ВВ 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 ВВ на отбойку посредством варьирования параметров БВР, к которым относятся: диаметр зарядов, расположенных в скважинах веера; линия наименьшего сопротивления, м; расстояние между концами скважин, м.

В зависимости от среднего линейного размера куска раздробленной горной массы показатель степени дробления определяется по формуле:

$$N = 2,4 - 1,10Lgd_c + 0,055(Lgd_c)^2, \quad (5)$$

где d_c – средний диаметр куска взорванной горной массы, см.

Между диаметром взрывной скважины d_0 и средним линейным размером куска раздробленной руды установлена следующая зависимость:

$$d_0 = d_c^{0,95}. \quad (6)$$

Необходимое качество дробления руды на практике достигается изменением сетки расположения зарядов и изменением удельного расхода ВВ. В зависимости от удельного расхода ВВ линия наименьшего сопротивления w определяется по формуле:

$$w = (0,9\sqrt{\rho_{ВВ}/qm})d_0, \quad (7)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность заряжения ВВ, ед.; m – коэффициент сближения (для скальных мелкоотрицоватых пород его значение изменяется от 1,0 до 1,2).

При определенных условиях, когда коэффициент сближения $m = a/w \approx 1$ и значение $a \approx w \leq 30d_0$ (d_0 – диаметр взрывной скважины), увеличение энергетических затрат на отбойку горнорудной массы приводит к приближению среднего диаметра куска раздробленной руды d_c к значению d_0 . При проведении исследовательских работ определилась зависимость отношения среднего размера (диаметра) куска в раздробленной рудной массе к диаметру заряда – от удельного расхода ВВ при магазинировании руды в блоках шахтного выщелачивания.

Таким образом, авторами установлено, что необходимое по условию максимального выщелачивания урана отношение среднего линейного размера куска раздробленной рудной массы к диаметру буровой скважины достигается путем согласования уровня энергии взрыва, который трансформируется в разрушаемый массив, с кинетической энергией кусков породы, которые разлетаются, и является логарифмической функцией удельного расхода ВВ на первичное дробление:

$$d'_c = -0,553\text{Ln}q_{ВВ} + 2,1145. \quad (8)$$

При переходе на отбойку буровыми скважинами другого диаметра d_i , удельный расход ВВ q_i определяется по формуле:

$$q_i = q_0 \sqrt{\frac{d_0}{d_i}}. \quad (9)$$

Согласно работам проф. В. Н. Мосинца удельный расход ВВ q , кг/м³ на разрушение и перемещение горнорудной массы в зависимости от условий обеспечения заданной степени измельчения определяют по формуле [5; 6]:

$$q \cong \frac{0,085}{K_{mp} \cdot A_{ВВ}} \cdot f, \text{ кг/м}^3, \quad (10)$$

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

Проведенные исследовательские работы позволили также определиться с выходом класса крупности от удельного расхода ВВ, при разных видах отбойки. При отбойке рудной массы в камерах устанавливают оптимальный удельный расход ВВ и распределяют его по рудному массиву (равномерно или неравномерно). Равномерное распре-

деление 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/м³ (расчетный) и 3,6 кг/м³ (фактический).

При подготовке исследовательского блока 5-86 к выщелачиванию авторами обоснована собственная 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 (табл. 2, рис. 3).

В частности 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.

Анализ данных свидетельствует о высокой точности выданного прогноза качества измельчения

Таблица 1

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

Очередность взрывания	Горизонт или подэтаж (веера скважин)	Параметры БВР				
		$d_{\text{скв}}$, мм	W , м	Расстояние между скважинами a , м	Коэффициент сближения скважин m	Удельный расход ВВ q , т/м ³ , (кг/м ³)
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

Показатели	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 металла по классу крупности, %	0,038	0,038	0,030	0,025	0,014
Извлечение металла по классу крупности, %	26,3	26,3	33,3	40,0	71,4

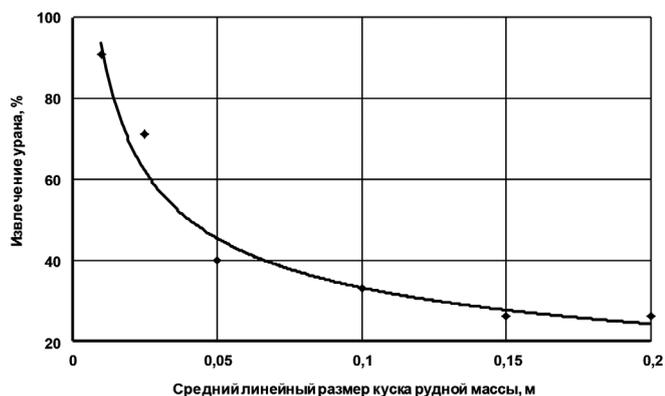


Рис. 3. Зависимость извлечения металла от среднего линейного размера раздробленной взрывом рудной массы

руды (максимальное отклонение фактического состава класса руд $-25+0$ составляет 7,2 %). 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 [10–13]. При отработке экспериментального блока 5–86 Мичуринского месторождения ГП «ВостГОК» (Украина) и в соответствии выданными рекомендациями максимально использовались ранее пройденные выработки. Придание днищу блока требуемого наклона обеспечивает-

ся 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 металла из замагистрированных руд [14–16].

Сейсмическая безопасность ПБВ. При подготовке блоков к ПБВ на Мичуринском месторождении проведены исследования уровня сейсмозрывных сотрясений (рис. 4). Критерием сейсмической безопасности в стандартах развитых горнодобывающих стран мира принята кинематическая характеристика движения грунта – максимальное значение скорости колебания (первая производная смещения).

Допустимое значение этого критерия варьируется от 0,2 до 10 см/с в зависимости от состояния и степени ответственности построек. Большинство стандартов разработано на основании эмпирических сведений, полученных экспериментальным путем для различных типов охраняемых объектов и строений. Для определения скорости сдвижения грунта наземной поверхности при проведении технологических подземных взрывов нами использовалась известная формула проф. М. А. Садовского [14]:

$$V = K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^n, \quad (11)$$

где V – скорость смещения грунта, см/с; n – показатель степени затухания колебания поверхности в зависимости от расстояния между охраняемым объектом и геометрическим центром взрываемо-

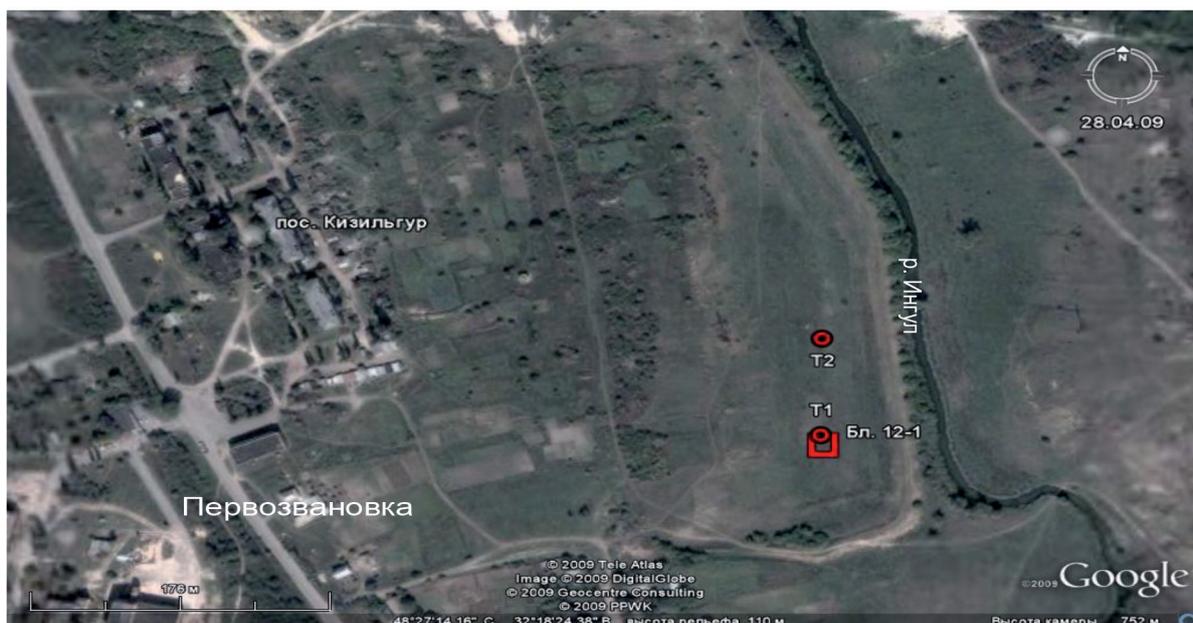


Рис. 4. Схема установки датчиков сейсмографа Blast Mate Series III на поверхности при отработке приповерхностных запасов месторождения: T1, T2 – точки сейсмических замеров от взрывов запасов эксплуатационного блока

го заряда (изменяется от 1 до 3); K – показатель удельной интенсивности сотрясений, характеризующий сейсмичность данного геологического района и технологию ведения взрывных работ, ед.; Q – масса заряда взрывчатого вещества, кг; R – расстояние от эпицентра взрыва до точки размещения датчика на земной поверхности, м.

Рассчитывая коэффициенты K и n , нами более точно определена сейсмически безопасная масса заряда взрывчатого вещества, обеспечивая тем самым сейсмическую безопасность охраняемых объектов, зданий и сооружений, находящихся в зоне влияния подземных взрывов. Уточнение этих коэффициентов позволит корректировать массу сейсмобезопасных зарядов для эксплуатационных блоков. При наличии на пути распространения сейсмических волн трещин, разломов, выработанных и заложённых пространств и др., необходимо провести дополнительные исследования по определению указанных коэффициентов [15].

Показатель затухания сейсмических колебаний (n) в направлении от заряда к охраняемому объекту, а также коэффициент пропорциональности K , характеризующий среду, проводящую сейсмические колебания (величине K придают физический смысл «удельной интенсивности сотрясений», характеризующей сейсмичность данного геологического района и технологию ведения взрывных работ) определяются согласно требований Государственного стандарта Украины (ДСТУ 4704:2008) [16]. Для проверки полученных зависимостей были использованы результаты многолетних сейсмических наблюдений при производстве массовых взрывов на шахтах ГП «Вост-ГОК» (Украина). Экспериментальные значения скоростей V_1 и V_2 сейсмических колебаний в районе охраняемых объектов авторы определяли согласно выражений:

$$V_1 = K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q_1}}{R_1} \right)^n; \quad V_2 = K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q_2}}{R_2} \right)^n \quad (12)$$

Показатель n и коэффициент K определяли согласно выражений:

$$n = \frac{\ln V_2 - \ln V_1}{\ln R_1 - \ln R_2 + \frac{1}{3} \cdot (\ln Q_2 - \ln Q_1)}; \quad (13)$$

$$K = V_1 \left(\frac{R_1}{\sqrt[3]{Q_1}} \right)^n = V_1 \cdot Q_1^{-\frac{n}{3}} \cdot R_1^n \quad (14)$$

На основании проведенных обследований зданий и сооружений в зоне действия подземных взрывов определено значение допустимой скорости смещения грунта в основании защищаемых объектов $v_{\text{дон}} = 0,4$ см/с, что соответствует требованиям ДСТУ 4704:2008. Проведения промысловых

взрывов. Нормы сейсмической безопасности [16]. Показатель n и коэффициент K для ориентировочного расчета принимаются равными ($n = 2$ и $K = 500$). Так, результаты измерений на дневной поверхности по двум смежным точкам при отбойке руды конкретного горного массива и эксплуатационного блока составили: $V_1 = 0,054$ см/с; $V_2 = 0,042$ см/с; $R_1 = 334$ м; $R_2 = 377$ м. Тогда показатель n сейсмических колебаний согласно выражения (14) составит: 2,074, а значение K по первой и второй точкам согласно формуле (15) соответственно 395,94 и 395,88. Уточнение этих коэффициентов позволит оперативно корректировать массу сейсмобезопасных зарядов на одно замедление для смежных эксплуатационных блоков, планируемых к отработке.

Эффективность внедрения геотехнологий. Прибыль от вовлечения забалансовых по содержанию полезных компонентов запасов в производство за счет увеличения объемов добычи, прироста продукции и повышения отдачи капитала для комбинированных технологий выщелачивания определяется согласно математической модели вида [25]:

$$\Pi = \sum_1^n \left[(C_p^o - 3_\delta^o - 3_o^o - 3_m^o) A_\delta^o + (C_p^k - 3_\delta^k - 3_o^k - 3_m^k) - Ш_o \right] A_k, \quad (15)$$

где Π – годовая прибыль от комбинирования технологий, р.; C_p^o – стоимость реализации металлов из балансовых руд, р./т; 3_δ^o – затраты на добычу балансовых руд, р./т; 3_o^o – затраты на обогащение балансовых руд, р./т; 3_m^o – затраты на металлургический передел балансовых руд, р./т; C_p^k – стоимость реализации металлов из комбинированных запасов, р./т; 3_δ^k – затраты на добычу балансовых руд, р./т; 3_o^k – затраты на обогащение комбинированных запасов, р./т; 3_m^k – затраты на металлургический передел комбинированных запасов, р./т; A_δ^o – объем селективно добытых балансовых руд, т; A_k – объем добычи комбинированных запасов, т; n – номенклатура извлекаемых металлов; $Ш_o$ – штраф за хранение загрязняющих.

Таким образом, внедрение в промышленных масштабах геотехнологической комбинированной системы, включающей блочное выщелачивание металлов, не только значительно улучшит экономические показатели производства, но и позволит добывать запасы бедных и некондиционных руд и расширить имеющуюся сырьевую базу горнодобывающей отрасли промышленности, а также обеспечить повышение экологической безопасности подземной разработки скальных руд [17–20].

Направление дальнейших исследований. Авторы отмечают, что весьма важным является изучение зависимости эффективности выще-

лачивания металла от размеров эманулирующей поверхности кусков руды, а также технологической схемы выщелачивания (инфильтрационной или фильтрационной) и др. [21–23]. Кроме того, следует продолжить исследования по совершенствованию взрывной подготовки руды для эффективного извлечения металлов из замагазинированных руд и разработке мероприятий по сейсмической безопасности охраняемых объектов [24; 25]. Необходимо также продолжить исследования и проводить мониторинг по проникновению в геологическую среду выщелачивающих и продуктивных растворов, определению мест загрязняющих веществ, созданию завес по недопущению дальнейшего распространения их ареола [26].

Выводы

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

2. 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 ВВ. При дальнейшем освоении технологии ПБВ рекомендуется переход на разбуривание рудного массива скважинами диаметром 85 мм. Расчетный удельный расход ВВ при их взрывании составляет $2,2 \text{ кг/м}^3$.

3. Рекомендованы эмпирическая зависимость для прогноза скорости колебаний от приведенной массы заряда на ступень замедления при взрывной подготовке руды к подземному выщелачиванию металлов для условий месторождения вида $y=a \cdot b$ (a и b – коэффициенты, зависящие от сейсмоакустических свойств горного массива и условий взрывания), а также значение допустимой скорости смещения грунта в основании защищаемых объектов $v_{\text{дон}} = 0,4 \text{ см/с}$.

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.

Kelly B. *Stress analysis for boreholes on department of defense lands in the western united states: a study in stress heterogeneity*. Proceedings, Thirty-Eighth

Workshop on Geothermal Reservoir Engineering Stanford University. Stanford, Stanford University, 2013, pp. 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 [Electronic resource] / C. Polak // International Atomic Energy Agency. – Vienna, 2014. – P. 8–9. Access mode: <http://www-pub.iaea.org/iaeameetings/46085/>

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*. International Atomic Energy Agency. Vienna, 2014, pp. 8–9. Available at: <http://www-pub.iaea.org/iaeameetings/46085/> (19.08.2016).

3. Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste [Electronic resource] // Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency. – Vienna, 2014. – P. 246. Access mode: <http://www.iaea.org/books>

Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste. *Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency*. Vienna, 2014, pp. 246. Available at: <http://www.iaea.org/books> (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.

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

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

Mosinets V. N. *Drobyashchee i seysmicheskoe deystvie vzryva v gornyykh porodakh*. Moscow, Nedra, 1976, 271 p.

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

Mosinets V. N., Abramov A. V. *Razrushenie treshchinovatykh i narushennykh porod*. Moscow, Nedra, 1982, 248 p.

7. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания: монография / В. Н. Мосинец, Д. П. Лобанов, М. Н. Тедеев [и др.]; под общ. ред. проф., д-ра техн. наук В. Н. Мосинца. – 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. *Stroitel'stvo i ekspluatatsiya rudnikov podzemnogo vyshchelachivaniya*. Moscow, Nedra, 1987, 304 p.

8. Ляшенко В. И. Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания / В. И. Ляшенко, О. В. Колоколов // Безопасность труда в промышленности. – 1994. – № 10. – С. 51–54.

Lyashenko V. I., Kolokolov O. V. *Teoriya i praktika dobychi poleznykh iskopaemykh dlya kombinirovannykh sposobov vyshchelachivaniya*. Bezopasnost' truda v promyshlennosti, 1994, no. 10, pp. 51–54.

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

Chernov A. P. (ed.) *Dobycha i pererabotka uranovykh rud v Ukraine*. Kiev, ADEF-Ukraine, 2001, 238 p.

10. Ляшенко В. И. Совершенствование добычи полезных ископаемых комбинированными способами выщелачивания / В. И. Ляшенко // Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 28–34.

Lyashenko V. I. *Sovershenstvovanie dobychi poleznykh iskopaemykh kombinirovannymi sposobami vyshchelachivaniya*. Gornyy zhurnal, 2001, no. 1, pp. 28–34.

11. Ляшенко В. И. Добыча полезных ископаемых комбинированными технологиями выщелачивания / В. И. Ляшенко, В. И. Голик // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2007. – № 4. – С. 68–73.

Lyashenko V. I., Golik V. I. *Dobycha poleznykh iskopaemykh kombinirovannymi tekhnologiyami vyshchelachivaniya*. Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost', 2007, no. 4, pp. 68–73.

12. 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.

Lyashenko V. I., Dudchenko A. Kh., Kolokolov O. V. *Standartizatsiya parametrov buruvzryvnykh robot pri otrabotke uranovykh mestorozhdeniy Ukrainy*. Naukoviy visnik NGU Ukrainy, 2007, no. 12, pp. 28–35.

13. Ляшенко В. И. Комбинированные технологии добычи полезных ископаемых с подземным выщелачиванием / В. И. Ляшенко, В. И. Голик, Е. Н. Козырев // Горный журнал. – 2008. – № 12. – С. 37–40.

Lyashenko V. I., Golik V. I., Kozyrev E. N. *Kombinirovannyye tekhnologii dobychi poleznykh iskopaemykh s podzemnym vyshchelachivaniem*. Gornyy zhurnal, 2008, no. 12, pp. 37–40.

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

Sadovskiy M. A. *Geofizika i fizika vzryva*. Moscow, Nedra, 1997, 334 p.

15. Ляшенко В. И. Научно-технические основы повышения безопасности подземной разработки урановых месторождений / В. И. Ляшенко, А. Х. Дудченко, Е. П. Чистяков // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2010. – № 2. – С. 164–167.

Lyashenko V. I., Dudchenko A. Ch., Tcheshchkov E. P. *Nauchno-tekhnicheskie osnovy povysheniy besopasnosti podzemnoy rasrabotki uranovykh mestorozhdeniy* [Scientific and technical bases for improving the safety of underground mining of uranium deposits]. *Metallurgicheskaj i gornorudnaj promischlennost'*, 2010, no. 2, pp. 164–167.

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

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

17. Ляшенко В. И. Повышение сейсмической безопасности при производстве взрывных работ под городской застройкой / В. И. Ляшенко, Г. В. Мельник, А. В. Малоок // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2010. – № 6. – С. 74–80.

Lyashenko V. I., Melnik G. V., Malook A. V. *Povyshenie seysmitcheskoy besopasnosti pri proizvodstve vzryvnykh robot pod gorodskoy zastroykoy* [Increase of seismic safety in the production of explosive works under urban development]. *Metallurgicheskaj i gornorudnaj promischlennost'*, 2010, no. 6, pp. 74–80.

18. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых / В. Ж. Аренс, Н. И. Бабичев, А. Д. Башкатов, О. М. Гридин, А. С. Хрулев, Г. Х. Хчяян. – 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. *Skvaginnaj gidrodobitcha polesnich iskopaemich* [Hydraulic borehole mining of minerals]. Moscow, Gornaj kniga, 2011, 295 p.

19. 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. *Rasvitie resursosberehajschich i resursovoproizvodyaschih geotekhnologij kompleksnoho osvoenij mestorogonij polesnich iskopaemich* [Development of resource-saving and resursovoproizvodyaschih geotechnologies integrated development of mineral deposits]. Moscow, IPKON RAN, 2014, 196 p.

20. Карамушка В. П. Рекультивация объектов добычи и переработки урановых руд / В. П. Ка-

рамушка, Е. Н. Камнев, Р. З. Кузин. – М.: Горная книга, 2014. – 183 с.

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

21. 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.

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

22. 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.

Lyashenko V. I., Andreev B. N., Kucha P. M. *Kombinirovannye tehnologii podzemnoho blochnoho vyshchelachivaniya urana iz skal'nykh rud*. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*, 2016, no. 10, pp. 71-77.

23. Ляшенко В. И. Научное и конструкторско-технологическое сопровождение развития уранового производства. Достижения и задачи / В. И. Ляшенко, В. И. Голик // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 7. – С. 137–152.

Lyashenko V. I., Golik V. I. *Nauchnoe i konstruktorsko–tehnologicheskoe soprovozhdenie razvitiya uranovogo proizvodstva. Dostizheniya i zadachi*. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*, 2017, no. 7, pp. 137-152.

24. Lyashenko V. Improving The Efficiency Of Blasting Operations In Mines With The Help Of Emulsion Explosives / V. Lyashenko, A. Vorobyov, V. Nebogin, K. Vorobyev // *Mining of Mineral Deposits*. – 2018. – № 1 (12). – P. 95–102.

Lyashenko V., Vorobyov A., Nebogin V., Vorobyev K. *Improving The Efficiency Of Blasting Operations In Mines With The Help Of Emulsion Explosives*. *Mining of Mineral Deposits*, 2018, no. 1 (12), pp. 95-102.

25. Ляшенко В.И., Воробьев А. Е., Андреев Б. Н., Воробьев К.А. Развитие горнотехнических технологий подземного блочного выщелачивания металлов из забалансовых по содержанию полезного компонента руд / В. И. Ляшенко, А. Е. Воробьев, Б. Н. Андреев, К. А. Воробьев // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2018. – № 2. – С. 66–74.

Lyashenko V. I., Vorob'ev A. E., Andreev B. N., Vorob'ev K. A. *Razvitie gornotekhnicheskikh tehnologiy podzemnoho blochnoho vyshchelachivaniya*

metallov iz zabalansovykh po sodержaniyu poleznogo komponenta rud. *Metallurgicheskaya i gornorudnaya promyshlennost'*, 2018, no. 2, pp. 66-74.

26. Голик В. И. Условия выщелачивания цветных металлов из забалансового сырья / В. И. Голик, Ю. И. Разоренов, В. И. Ляшенко // *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. – 2018. – Т. 329, № 6, С. 6–16.

Golik V. I., Razorenov Yu. I., Lyashenko V. I. *Usloviya vyshchelachivaniya tsvetnykh metalloiv iz zabalansovogo syr'ya*. *Izvestiya Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesursov*, 2018, vol. 329, no. 6. pp. 6-16.

Мета. Підвищення ефективності вилуговування металів з рудної сировини шляхом обґрунтування параметрів підземних гірничих робіт і впровадження комплексної технології в поєднанні з геотехнологією, що забезпечують раціональне використання, охорону надр і навколишнього середовища при відпрацюванні запасів комбінованими геотехнологічними методами.

Методика. Описано методи узагальнення, аналізу та оцінки практичного досвіду і наукових досягнень у сфері геотехнології, теорії і практики вибухового руйнування твердих середовищ, механіки суцільних середовищ, математичної статистики, а також методів дослідження хвильових процесів за стандартними і новими методиками провідних фахівців розвинених гірничодобувних країн світу.

Результати. При ПБЗ необхідна висока якість дроблення рудовмісних матеріалів вибухом для ефективного отримання металу із замагазинованих руд. Відбійка руди свердловинами діаметром 85 і 105 мм характеризується практично таким же гранулометричним складом, що і при діаметрі свердловин 67 мм, однак з меншою питомою витратою ВР. Найбільш інтенсивне інфільтраційне вилуговування відбувається при класі крупності рудних шматків –100+0 мм. Для Мічурінського родовища при вилуговуванні рекомендується вихід такої фракції у відбиваній руді близько 90 %. Менш інтенсивно і тривало отримують метали з фракцій –200+100 мм. Рекомендований вихід руди цього класу крупності становить 10 %. Геохімічні технології вилуговування металів передбачають подачу витравлюючого розчину (у нашому випадку це низькоконцентрований розчин сірчаної кислоти, тобто ерзац кислоти) на рудовмісний матеріал. Час вилуговування металу становить до 6 місяців. Після чого продуктивний розчин збирають в ємкості і направляють для подальшої і більш повної гідрометалургійної переробки на ГМЗ. Встановлено фактори, що визначають ефективність вилуговування металів руд, екологічну та сейсмічну безпеку і обґрунтовані параметри вибуху з урахуванням розміру середнього лінійного шматка підірваної рудної маси, площі емануючої поверхні й сейсмічної безпеки охоронюваних об'єктів (промислові будівлі і споруди, будинки житлової забудови, підрусловий потік річки Інгул, м. Кропивницький та ін.).

Наукова новизна. Рекомендовані емпірична залежність для прогнозу швидкості коливаний від наведеної маси заряду на щабель уповільнення при вибуховий підготовці руди до підземного вилуговування металів

для умов родовища виду $y=a \cdot b$ (a і b – коефіцієнти, що залежать від сейсмоакустичних властивостей гірського масиву і умов підривання), а також значення допустимої швидкості зсуву ґрунту в підґрунті об'єктів, що захищаються, = 0,4 см/с.

Практична значущість. При залученні у виробництво некондиційних руд родовищ їх сировинна база на діючих шахтах може бути збільшена в 1,4–1,6 рази.

Екологічна значущість. Технологічна схема ПБЗ включає максимальне використання існуючих гірничих виробок для створення горизонтів зрошення витравлюючих і уловлювання продуктивних розчинів, магістральний трубопровід, сорбційну колону, ємність прийому сорбенту, зрошувачі, насосні станції, зумпфи приготування і дозакислення, нейтралізації збору продуктивних розчинів і свердловини спостереження за міграцією зазначених розчинів і проведення гідрогеологічного моніторингу.

Ключові слова: гірничотехнічні технології, підземна розробка, вилуговування металу, екологічна безпека, ефективність.

Purpose. Improving the efficiency of leaching of metals from ore raw materials by justifying the parameters of underground mining and the introduction of integrated technology in combination with geotechnology, ensuring the rational use, protection of the subsurface and the environment during the development of reserves by combined geotechnological methods.

Methodology. The methods of 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, as well as research techniques of wave processes according to standard and new techniques of the leading experts of the world's advanced mining countries are described.

Findings. In the case of PBV, a high quality of crushing of ore-containing materials is necessary by an explosion for the efficient extraction of metal from zagazinirovannyh ores. The breaking of ore by wells with a diameter of 85 and 105 mm is characterized by almost the same particle size distribution as with a diameter of 67 mm, but with a lower specific consumption of explosives. The most intensive infiltration leaching occurs at the class of ore size –100+0 mm. For the Michurinskoe deposit

during leaching, the yield of such a fraction in the ore being recovered is about 90 %. Metals from fractions –200+100 mm are extracted more intensively and more slowly. The recommended ore yield of this size class is 10 %. Geochemical technologies for leaching metals provide for leaching solution (in our case, these are low concentrated solutions of sulfuric acid, i.e. acid ersat) to the ore-containing material. The leaching time of the metal is up to 6 months. After that, the productive solution is collected in the tank and sent for further and more complete hydrometallurgical processing at the GMP. The factors determining the leaching efficiency of metal ores, environmental and seismic safety are established and the parameters of the explosion are justified taking into account the size of an average linear piece of exploded ore mass, the area of an emanating surface and the seismic safety of protected objects (industrial buildings, residential buildings, the Ingul river underflow, Kropivnitsky, etc.).

Originality. Recommended empirical dependence for the prediction of the oscillation speed on the reduced mass of charge per deceleration step in the explosive preparation of ore for underground leaching of metals for the field conditions of the form $y=a \cdot b$ also the value of the permissible displacement rate of the soil at the base of the protected objects = 0.4 cm/s.

Practical value. When non-conforming ores of deposits are involved in the production, their raw material base at operating mines can be increased 1.4–1.6 times.

Ecological value. Technological scheme of PBB includes maximal use of existing mine workings to create irrigation horizons for leaching and trapping of productive solutions, main pipeline, sorption column, sorbent receiving tank, irrigators, pumping stations, sump preparation and dozakisleniya, neutralize the collection of productive solutions and well monitor the migration of these solutions and conducting hydrogeological monitoring.

Key words: mining technology, underground mining, metal leaching, environmental safety, efficiency.

Рекомендована к публикации
д. б. н. А. Н. Крайнюковой

Поступила 01.12.2018

