

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ РУД К ПОДЗЕМНОМУ БЛОЧНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ

В.И. Ляшенко¹, О.Е. Хоменко², Б.Н. Андреев³, В.И. Голик⁴

¹ ГП «УкрНИПИПромтехнологии», Желтые Воды, Украина, e-mail: vilyashenko2017@gmail.com

² Национальный технический университет «Днепропетровская политехника», Днепр, Украина

³ Криворожский национальный университет, Кривой Рог, Украина

⁴ Северо-Кавказский государственный технологический университет, Владикавказ, Россия

Аннотация: Рассмотрено обоснование параметров буровзрывной подготовки руд к подземному блочному выщелачиванию (ПБВ) металлов в условиях месторождений сложной структуры, обеспечивающих рациональное использование и охрану недр, повышение их эффективности и экологической безопасности. Это достигается за счет отработки запасов камерными системами с твердеющей закладкой различного состава и прочности и геотехнологическими методами. Показано, что ПБВ металла из скальных руд требуют качественной подготовки больших объемов рудных масс и сопряжены с взрыванием десятков тонн ВВ за один прием. При этом обеспечивается интенсификация взрывного дробления посредством увеличения удельного расхода ВВ на отбойку до 2,9–3,3 кг/м³, а также аккумулярование горной массы в ограниченном пространстве с низким коэффициентом разрыхления не ниже $K_p = 1,2-1,3$, особенно в нижней части камеры. Определено, что при совместном ведении добычи руд традиционным способом и выщелачиванием металлов ПБВ на Мичурином месторождении в этаже гор. 260–210 м, ширине блока ПБ, равной 20 м, и высоте магазина от 35 до 50 м обеспечивается необходимая устойчивость кровли обнажений, исключающая вывалы негабаритных и некондиционных фракций в замагазинированную руду при выщелачивании металлов. Разработаны рекомендации к проектным решениям ПБВ, проведены их опытно-промышленные испытания (при отработке опытного блока 5-86, опытно-промышленных блоков 5-84-86 и 5-88-90, а также промышленно-экспериментального блока 1-75-79), в которых максимально использовались ранее пройденные выработки.

Ключевые слова: обоснование параметров, буровзрывная подготовка руд, блочное выщелачивание металлов, скальные руды.

Для цитирования: Ляшенко В. И., Хоменко О. Е., Андреев Б. Н., Голик В. И. Обоснование параметров буровзрывной подготовки руд к подземному блочному выщелачиванию // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 3. – С. 58–71. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-3-0-58-71.

Justification of drill and blast pattern designs for ore treatment before in-situ leaching

V.I. Lyashenko¹, O.E. Khomenko², B.N. Andreev³, V.I. Golik⁴

¹ SE «UkrNIPiIPromtehnologii», Zheltye Vody, Ukraine, e-mail: vilyashenko2017@gmail.com

² National Technical University «Dnipro Polytechnic», Dnipro, Ukraine

³ Krivoi Rog National University, Krivoi Rog, Ukraine

⁴ North Caucasian State Technological University, Vladikavkaz, Russia

Abstract: The article discusses drill and blast pattern designs for ore treatment before in-situ leaching (ISL) in ore bodies of complex structure with a view to ensuring ecological safety, enhanced ISL efficiency, as well as balanced subsoil protection and management. This is achievable using cut-and-fill method with cemented backfill of different composition and strength, as well as with other geotechnical methods. It is shown that ISL of metals from solid ore requires high-quality preparation of large volume blocks, associated with blasting of tens of tones of explosives at a time. Rock fragmentation by blasting is improved through the higher powder factor to 2.9–3.3 kg/m³, as well as through accumulation of rocks with a degree of fragmentation not less than $K_f = 1.2$ –1.3 in a limited space at the bottom of a stope. A case study of the concurrent application of a conventional mining technology and ISL technology in the Michurin deposit, on level 26–21 m, at the ISL block width of 20 m and shrinkage height of 35 to 50 m has proved the required stability of roof spans, without any falls of oversizes or off-standard sizes to ISL ore blocks. The recommendations for the design approaches to ISL are developed and tested in mined-out stopes in test block 5-86 and in pilot production blocks 5-84-86, 5-88-90 and 1-75-79.

Key words: drill and blast pattern design justification design, ore treatment by drilling and blasting, in-situ metal leaching, solid ore.

For citation: Lyashenko V.I., Khomenko O.E., Andreev B.N., Golik V.I. Justification of drill and blast pattern designs for ore treatment before in-situ leaching. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(3):58-71. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-3-0-58-71.

Введение

Технология подземного блочного выщелачивания (ПБВ) металлов из руд в крепких слаботрещиноватых массивах требует качественной подготовки больших объемов рудных масс, что сопряжено с взрыванием десятков тонн взрывчатых веществ (ВВ) за один прием. При этом необходимо учитывать ограничения по скоростям распространения сейсмических волн в массивах пород с разными допустимыми уровнями смещения в зависимости от назначения подземного или поверхностного охраняемого объекта. Для выполнения этих требований необходимо совершенствование конструкций отдельных элементов блока, позволяющих направить (локализовать) энергию отраженных и продольных (прямых) волн на выполнение работы по дроблению рудной массы при обеспечении устойчивости выработанных пространств камер, в которых мага-

зинируется руда для последующего выщелачивания металлов. Это достигается интенсификацией взрывного дробления посредством увеличения удельного расхода ВВ на отбойку до 2,9–3,3 кг/м³, а также аккумулярованием горной массы в ограниченном пространстве с низким коэффициентом разрыхления (не ниже $K_p = 1,2$ –1,3), особенно в нижней части камеры.

Поэтому исследование и разработка сейсмотехнологии подготовки рудной массы к ПБВ в условиях ее «зажима», является важной научной и практической задачей, требующей неотлагательного решения [1–5].

Цель работы — обоснование параметров буровзрывной подготовки руд к подземному блочному выщелачиванию металлов из скальных руд (параметров и размеров камер, буровзрывных работ и сейсмической безопасности) на основе создания и внедрения эффективной

технологии горно-химической разработки сложноструктурных месторождений.

Для достижения поставленной цели авторами решены такие задачи:

- произвести анализ теорий и практики буровзрывной подготовки и отбойки больших объемов рудных масс для шахтного выщелачивания металлов из скальных руд;
- исследовать и обосновать параметры и выбрать рациональные схемы подготовки очистных блоков при совместном ведении добычи руд традиционным способом и выщелачиванием металлов ПБВ;
- определить параметры подземных горных работ при горно-химической добыче металлов в условиях месторождений сложной структуры;
- разработать рекомендации к проектным решениям ПБВ, провести их опытно-промышленные испытания на Ингульской шахте ГП «ВостГОК» Мичуринского месторождения.

Методы исследований

Авторами использованы методы комплексного обобщения, анализа и оценки практического опыта и научных достижений в области подземной геотехнологии, теории и практики взрывного разрушения твердых сред, методов механики сплошных сред, математической статистики, а также методов исследования волновых процессов по стандартным и новым методикам ведущих специалистов развитых горнодобывающих стран мира с участием авторов.

Обсуждение и оценка полученных результатов

Рассматриваемые месторождения сложной структуры ГП «ВостГОК» (Украина) характеризуются следующими горно-геологическими и горнотехническими условиями: руда и вмещающие породы устойчивые, средней трещи-

новатости, крепость по шкале проф. М.М. Протодяконова 12–18, угол падения залежей более 50°; при мощности рудных тел 3–15 м применяется система разработки подэтажными штреками, при мощности более 15 м — подэтажными ортами. На основании многолетней эксплуатации систем разработки обоснованы их основные конструктивные и технологические параметры, а также проведены широкомасштабные исследования по определению параметров буровзрывной отбойки скальных руд с заданным качеством дробления. Высота этажа 60 и 70 м, подэтажей — 15–18 м; порядок отработки подэтажей почвоуступный, бурение восходящими веерами скважин диаметром 57 и 65 мм; пустоты погашаются твердеющей закладкой прочностью от 1,5 до 6,0 МПа [6, 7].

Повышение эффективности производства буровых работ на шахтах обеспечивается применением высокопроизводительной буровой техники нового поколения: установки буровые колонковые УБГ, малогабаритная электрогидравлическая буровая установка УБШ-1ГЛ, станок буровой самоходный БУ-85С, установки буровые шахтные типа УБШ-201-А и УБШ-203, расширитель скважин РС-220, измерители глубины взрывных шпуров и скважин ИГС и угла заложения их в веере ИУС-1, разработанные специалистами отрасли, а также ведущими научными центрами (разработанные НПК «А и М» и изготовленные совместно с РМЗ ГП «ВостГОК») и др.

Обоснование и расчет технологических параметров ПБВ

Основными параметрами ПБВ является их высота H , длина и ширина B . При разрушении рудных массивов с заданным качеством дробления и последующим магазинированием отбитых руд, если длина и ширина магазина совпадают с длиной и шириной блока, высота h замага-

зинированных руд зависит, в основном, от горнотехнических условий выщелачивания, принятой системы орошения, а также вариантов дренажа и улавливания промышленных растворов. Поэтому при совместном ведении добычи традиционным способом и ПБВ на Мичуринском месторождении в этаже гор. 260–210 м высота магазина может варьировать от 35 до 50 м. По опыту отработки этих месторождений h колебалась от 35 до 80 м и горно-химическая технология добычи металла была рентабельной при извлечении 65% [8, 9]. Физические основы подготовки скальных горных массивов до заданного гранулометрического состава предусматривают разрушение горных пород с использованием предельной энергоемкости дробления. Как отмечалось ранее, при отбойке руд для выщелачивания такой эффект достигается за счет использования кинетической энергии перемещающихся кусков и волн напряжений при взрыве в зажиме. Исходя из сказанного, длина блока выщелачивания определится как сумма зон разлета L_1 и зажима L_3

$$L = L_1 + L_3. \quad (1)$$

По опыту отбойки крепких крупноблочных горных пород при подземной разработке рудных тел сложной морфологии расстояние L_1 , на котором соударение встречных кусков гарантировано, определится из выражения [10]

$$L_1 = 0,6 \cdot V_0 \sqrt{\frac{H_1}{g}} \quad (2)$$

где V_0 – скорость разлета кусков отбиваемой горной массы, м/с ($V_0 = 16 \dots 20$ м/с для крепких горных пород); H_1 – высота подэтажа (отбиваемого слоя), м; g – ускорение силы тяжести, м/с².

Мощность отбиваемого слоя на зажимающую среду для каждого конкретного случая определяем по формуле [11, 12]

$$l_3 = \frac{V_n + V_c + V_y}{B \cdot h}, \quad (3)$$

где V_n – объем пустот (горные выработки, компенсационное пространство), м³; V_c – объем пустот выбуренных скважин, м³; V_y – объем уплотнения зажимающей среды, м³.

$$V_y = K \cdot V_0, \quad (4)$$

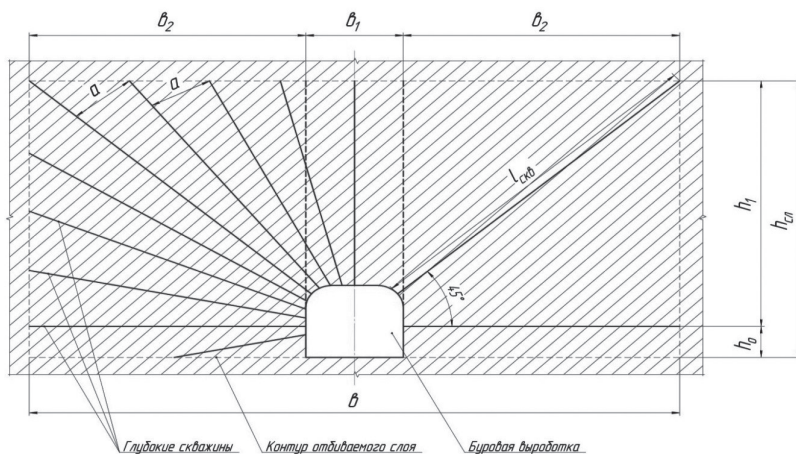


Рис. 1. Схема к определению ширины блока: h_0 – высота до центральной точки установки бурового оборудования в выработке для разбуривания скважин в веере, м; a – расстояние между концами скважин, м; $l_{\text{скв}}$ – длина скважины, м (в тексте другие обозначения)

Fig. 1. Block width determination diagram: h_0 – height to the central installation point of drill equipment for fan drilling, m; a – distance between the ends of holes, m; l_h – length of boreholes, m (other notions are explained in the text)

где K – коэффициент уплотнения зажимающей среды; V_0 – отбиваемый объем горной массы, M^3 .

$$K = \frac{K_p - K'_p}{K_p}, \quad (5)$$

где K_p – коэффициент разрыхления горных пород, принимается $K_p = 1,5 \dots 1,6$; K'_p – коэффициент разрыхления магазинируемых руд без переуплотнения. Этот параметр равен $K'_p = 1,15 \dots 1,18$, но не более 1,2.

При таком коэффициенте разрыхления объем всех пустот составит около 20% от общего объема замагазинированной руды в блоке [13]. Ширина блока находится по геометрическому расположению скважин в веере из выражения (рис. 1)

$$B = 2 \cdot b_2 + b_1, \text{ м}, \quad (6)$$

где b_1 – ширина выработки, м

$$b_2 = l_{\text{СКВ}} \cdot \cos \alpha. \quad (7)$$

Высота отбиваемого слоя (подэтажа) $h_{\text{сл}}$ определяется как

$$h_{\text{сл}} = h_1 + h_2, \quad (8)$$

где $h_1 = b_2$, $h_2 = 1/2 h_6$; h_6 – высота буровой выработки. Тогда

$$h_{\text{сл}} = l_{\text{СКВ}} \cdot \cos \alpha + 0,5 \cdot h_6. \quad (9)$$

При круговом расположении вееров взрывных скважин высота отбиваемого слоя составит $h_{\text{сл}} = 2 \cdot h_{\text{к}}$. По результатам опытно-промышленной проверки в блоке 5–86 длина скважин достигала 14 м. Рекомендованная глубина скважин при их отклонении $\alpha = 1^\circ$ составляла 9 м. Принимаем среднюю $l_{\text{СКВ}} = 12$ м, позволяющую выдержать требуемую точность бурения. Тогда ширина блока согласно формуле (6) составит

$$B = 2 \cdot 12 \cdot \sin 45 + 3; B = 20 \text{ м}$$

Учитывая, что значения экспериментального и расчетного значений удельного расхода ВВ практически совпадают,

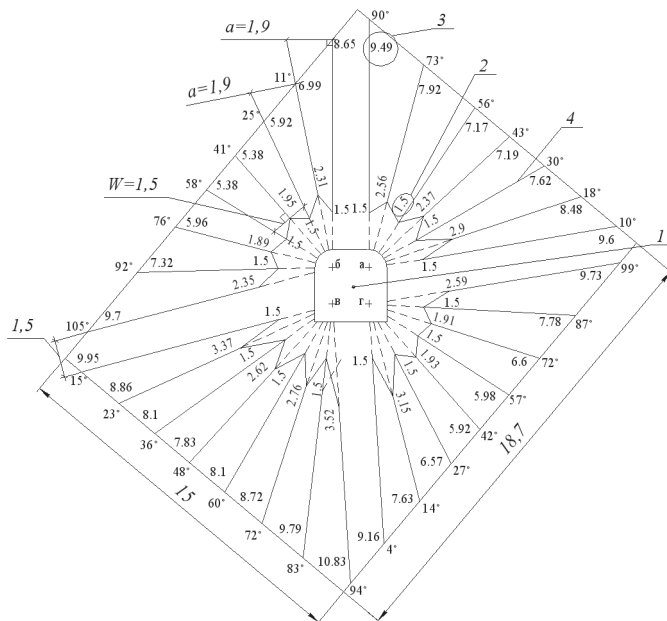


Рис. 2. Схема расположения скважинных зарядов по круговому вееру для отбойки горной массы «зажим»: 1 – буровая выработка; 2, 3 – соответственно, длины скважины и ее недозаряда; 4 – заряд ВВ
Fig. 2. Ring drilling pattern in confined blasting: 1 – drilling drift; 2 and 3 – charge and uncharged lengths; 4 – explosive charge

получим следующую картину расположения скважинных зарядов по круговому вееру на примере расположения залежи под углом 50° (рис. 2). Из практики ведения горных работ на Ингульской шахте ГП «ВостГОК» Мичуринского месторождения при ширине блока $B = 20$ м обеспечивается необходимая устойчивость кровли обнажений, исключая вывалы негабаритных фракций в замагазинированную руду при выщелачивании. Высота отбиваемого слоя (подэтажа) согласно формуле (9) составит

$$h_{cn} = 12 \cdot \sin \alpha + \frac{1}{2} \cdot 2,7 = 8,484 + 1,35 = 9,83$$

Принимаем $h_{cn} = 10$ м.

Если необходимо бурить скважины большой длины, то можно увеличить высоту отбиваемого слоя, сократив длину блока. Тогда расстояние L_1 согласно формуле (2) составит

$$L_1 = 0,6 \cdot (15 \dots 20) \sqrt{\frac{10}{9,8}} \approx 9 \dots 12 \text{ м.}$$

Принимаем $L_1 = 10$ м.

При центральном расположении отрезной щели в блоке и отбойке на свободную поверхность в начальной стадии подготовки горной массы к выщелачиванию расстояние, на котором гарантируется соударение кусков, с учетом формулы (2) составит

$$L_1 = 10 \cdot 1,6 = 16,0 \text{ м,}$$

где $1,6$ — коэффициент разрыхления пород.

Предельное число взрывааемых вееров скважинных зарядов, влияющее на уплотнение ранее отбитых слоев, не должно превышать $3 \div 5$ [14]. При $W = 2$ м глубина уплотнения зажимающей среды составит $6 \div 10$ м с каждой стороны зоны со встречной отбойкой руд. Тогда длина участка замагазинированной руды в блоке составит

$$l_m = l_1 + l_2 + l_3, \quad (10)$$

где l_1 — ширина отрезной щели м; l_2 — ширина зоны соударения по обе стороны от отрезной щели, м; l_3 — глубина уплотнения по обе стороны от зоны соударения, м.

$$l_m = 4 + 5,5 \cdot 2 + (6 \dots 10);$$

$$l_m = 27 \dots 35 \text{ при } K_p = 1,2 \dots 1,25.$$

При $B = 20$ м, $h = 50$ м, $l_m = 30$ м, $V_m = 30\,000 \text{ м}^3$.

Тогда мощность слоя, отбиваемого на зажатую среду составит

$$l_3 = \frac{4200 + 300 + 30\,000 \cdot 0,213}{20 \cdot 50} = \frac{10\,890}{1000} = 10,89$$

$$l_3 = 11 \text{ м, } l_m = 37 \text{ м; при } K'_p = 1,18.$$

По результатам отбойки в блоке $5 - 86$ глубина уплотнения замагазинированной руды составила 18 м. В этом случае $l_m = 15 + 18 = 33$ м при $K'_p = 1,2$. Принимаем длину блока выщелачивания $L = 35$ м.

Пример подготовки буровзрывной отбойки запасов руды к ПБВ

Подготовка и нарезка рудной залежи осуществляется для одного и более эксплуатационных блоков. Комплекс работ при подготовке блоков Мичуринского месторождения к ПБВ включает следующие операции: проходка 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. Отличительной особенностью определения параметров взрывной отбойки руд для ПБВ является расчет на основе

предельной энергоемкости дробления руд. Анализ опыта показывает, что более полное и быстрое извлечение металла достигается при выщелачивании руды, представленной в основном классами крупности — 100+0 мм, менее интенсивно и более длительно извлекаются металлы из фракций — 200+100 мм. В зависимости от задаваемых проектом стоимости, времени и полноты извлечения ценных металлов из руд, другие классы крупности по техническим условиям выщелачивания рекомендуется считать негабаритной фракцией [15, 16].

Геохимические технологии выщелачивания металлов предусматривают подачу выщелачивающего раствора (в нашем случае это низкоконцентрированные растворы серной кислоты, т.е. эрзацкислоты) на рудосодержащий материал, а также подготовку приемного горизонта в виде днища, подготовленного и заиленного глинистым раствором под углом до 5–6° в сторону сбора продуктивного раствора. Время выщелачивания металла составляет до 6 месяцев [17, 18].

При высоте замагазинированной руды 50 м, ширине блока 20 м и его длине 35 м с учетом наличия существующих горных выработок горизонтов 260...202 м и проходки дополнительного бурового штрека гор. 250 м возможны два варианта схемы подготовки блока к ПБВ. Общей особенностью двух вариантов являются отказ от горизонта подсечки, дренажных скважин и оформления днища блока взрыванием вееров нисходящих скважин, а также круговое расположение взрывных скважин в подэтажах. Учитывая, что при отработке блоков 5—86, 5—84—58 и 5—88—90 утечек промышленных растворов за пределы блоков не наблюдалось, для придания днищу блока нужного наклона и требуемого оформления, необходимо уменьшить длину взрываемых скважин.

Кроме того, высота взрываемого слоя при круговом расположении скважинных зарядов не должна превышать 20 м. Перечисленные особенности системы подготовки очистного блока к ПБВ обусловили проходку дополнительного бурового штрека гор. 250 м. Максимальная глубина нисходящих скважин, пробуренных с гор. 250 м до контура днища не превышает 9 м. Рассматриваемые варианты отличаются только подготовкой горной массы к выщелачиванию. Вариант 1 предусматривает комбинированное круговое, и при этом веерное — восходящее и нисходящие расположение буровых скважин в отработываемом слое. Вариант 2 предусматривает только круговое бурение скважин. Достоинством варианта 2 является упрощение организации работ при бурении скважин, которое производится с двух горизонтов: 225 м и 250 м.

Недостатки — снижение точности бурения в связи с отклонением скважин при увеличении их глубины ($l_{\max} = 15$ м). Максимально возможная величина отбиваемого слоя составляет 28 м. Эта величина может регулироваться очередностью взрывания в отбиваемом слое, но даже при этом глубина скважин не изменяется. При наличии соответствующей буровой техники или приспособлений к станку НКР-100М, позволяющих выдерживать точку забуривания скважин с точностью до 0,05 м и отклонение по глубине скважины до 0,2 м [19, 20], можно рекомендовать вариант 2. Для случая эксплуатации имеющейся буровой техники предлагается вариант 1. Его недостатком по сравнению с вариантом 2 является ухудшение организации работ, поскольку бурение скважин производится с 4-х горизонтов. Однако имеется и преимущество, поскольку выдерживаются требования, предъявляемые к точности бурения и высоте отбиваемого слоя.

При подготовке блока к выщелачиванию соблюдается следующий порядок ведения горных работ. При наличии буровых штреков проходятся выработки отрезной щели, сечением 12 м², затем бурятся параллельные скважины отрезного восстающего, отрезной щели, веера скважин. Бурение производится одновременно или раздельно в зависимости от организации работ [21, 22].

После завершения работ по бурению скважин оформляется отрезная щель, начиная с проходки отрезных восстающих между гор. 210 и 225 м; гор. 225 –

250 м. С гор. 250 м на гор. 260 м осуществляется сбойка, на которую затем взрывают скважины при оформлении днища. При проходке восстающих направление бурения скважин сверху вниз. Взрывание скважин отрезного восстающего секционное. Для увеличения высоты взрывающей секции в центре восстающего бурятся компенсационные скважины. Эквивалентный диаметр компенсационных скважин определяется по формуле

$$D = \alpha_{\text{скв}} \cdot \sqrt{n} \quad , \quad (11)$$

Расчетные параметры варианта схемы подготовки блоков к ПБВ
Design values for block treatment before ISL

Наименование показателей	Обозначение	Показатель
Параметры блока, м:		
– высота	H	50
– ширина	B	20
– длина	L	35
– объем, м ³	V_0	33 600
Объем пустот, в том числе, м ³ :	V^m	5360
– отрезной щели	$V_{\text{отр}}$	4000
– штреков	–	1300
– скважин	$V_{\text{скв}}$	60
Коэффициент разрыхления руды	K'_p	1,16
Параметры бурения, м:		
– диаметр скважин	d	0,085
– линия наименьшего сопротивления	W	2,0
– расстояние между концами скважин	A	2,0
Расход бурения скважин, м:		
– слой 1	–	225
– слой 2	–	120
– слой 3	–	215
– слой 4	–	125
– всего в слоях	–	685
– в блоке	–	9590
– удельный расход бурения, м/м ³	–	0,285
Длина скважин в отбиваемом слое, м:	$l_{\text{скв}}$	
– средняя по высоте		7,8
– максимальная		12
Количество отбиваемых слоев:		
– по высоте блока	–	4
– по длине блока	–	14
Количество ступеней замедления	–	28

где n — количество компенсационных скважин.

При диаметре $d_{\text{скв}} = 0,105$ м эквивалентный диаметр составит $D \approx 0,150$ м. Исходя из практики ведения взрывных работ, высота взрывающей секции при таком диаметре компенсации может достигать 15 м. В таком случае отрезной восстающий между гор. 220 — 225 м можно пройти за один взрыв, между гор. 225 — 250 м — за два. Для проходки восстающего необходимого сечения (4 м^2) очень важна очередность взрывания, позволяющая расширить диаметр компенсационной полости. Предлагается спиральная очередность взрывания [23, 24].

При формировании отрезной щели на отрезной восстающий производится взрывание параллельных скважин, пробуренных в пределах контура отрезной щели. При коэффициенте разрыхления $K'_p = 1,18$ расширение отрезной щели до нужных размеров компенсационного пространства не предусматривается. Основная рудоподготовка в блоке начинается короткозамедленным взрыванием на отрезную щель скважин в слое в заданной очередности. Нарушение этой технологии (взрывание блока по частям) может привести к необратимым потерям из-за подбоя и пережима скважин. Поэтому для обеспечения необходимых интервалов замедления, в том числе — внутрискважинного, рекомендуется применение современных систем инициирования, в частности, неэлектрическая система инициирования типа Exel (фирма «Orica») или «Импульс» (Украина) [25, 26].

Достижение преимуществ рекомендуемой схемы подготовки блоков к шахтному выщелачиванию возможно при выполнении следующих основных требований: высокая точность бурения как веерных, так и параллельных скважин; соблюдение необходимой очередности взрывания; строгое соблюдение техно-

логии заряжания (таблица). Таким образом, на основании результатов проведенных исследований уровня сейсмозрывных сотрясений при подготовке блоков к ПБВ на Мичуринском месторождении при двух взрывах в блоке 5–86 и 5–88–90, трех — в блоке 5–84–86 дана оценка их сейсмического действия на дневную поверхность и поверхностные объекты. Замеренные максимальные колебания во всех точках наблюдений показали, что они не представляют опасности для дневной поверхности и поверхностных объектов при допустимой скорости смещения массива $0,8 \text{ см/с}$ [27, 28].

Перспективные направления исследований

Основную часть рудоподготовки в блоке ПБВ необходимо производить короткозамедленным взрыванием на отрезную щель скважин в слое с заданной очередностью. Поэтому для обеспечения необходимых интервалов замедления, в том числе внутрискважинного, рекомендуется применение современных неэлектрических систем инициирования типа Exel (фирма «Orica») или «Импульс» (Украина). Для достижения эффективного извлечения внимание должно быть уделено также технологии формирования отрезных щелей и компенсационных пространств, а также обеспечению оптимального разрыхления замагазинированной руды по условию выщелачивания (коэффициент разрыхления $K_p \leq 1,2$), которое регулируется объемом выпускаемой из блока руды [29–31].

Выводы

1. Показано, что технологии шахтного выщелачивания металла из скальных руд требуют качественной подготовки больших объемов рудных масс и сопряжены с взрыванием десятков тонн ВВ

за один прием. Это достигается интенсификацией взрывного дробления посредством увеличения удельного расхода ВВ на отбойку до 2,9–3,3 кг/м³, а также аккумулярованием горной массы в ограниченном пространстве с низким коэффициентом разрыхления (не ниже $K_p = 1,2–1,3$), особенно в нижней части камеры.

2. Обосновано, что при совместном ведении добычи руд традиционным способом и выщелачиванием металлов ПБВ на Мичуринском месторождении в этаже гор. 260 – 210 м высота магазина может изменяться от 35 до 50 м.

3. Определены параметры подземных горных работ при горно-химической добыче металла в условиях месторождений сложной структуры. На Ингульской шахте ГП «ВостГОК» при ширине блока ПБВ, равной 20 м, и высотой магазина от 35 до 50 м обеспечивается необходимая устойчивость кровли обнажений, исключая вывалы негабаритных и некондиционных фракций в замагазинированную руду при выщелачивании металлов.

4. Разработаны рекомендации к проектным решениям ПБВ, проведены их

опытно-промышленные испытания (при отработке опытного блока 5–86, опытно-промышленных блоков 5–84–86 и 5–88–90, а также промышленно-экспериментального блока 1–75–79), в которых максимально использовались ранее пройденные выработки на Ингульской шахте ГП «ВостГОК» Мичуринского месторождения. В выработках горизонта орошения (верхних частях этажа), расположенных в районе интенсивного влияния отработанных блоков, для обеспечения устойчивости этих выработок необходимо организовывать контроль за характером напряженно-деформационного состояния приконтурного массива.

В организации создания, совершенствования и внедрения научных разработок принимали участие и оказывали содействие специалисты ГП «УкрНИПИИ-промтехнологии» и ГП «ВостГОК» (г. Желтые Воды), АО «ВНИПИпромтехнологии», АО «ВНИМИ» (г. Санкт-Петербург), КП «Кировгеология» (г. Киев), Национальный технический университет «Днепровская политехника» и ИГТМ НАН Украины (г. Днепр), ГВУЗ «Криворожский национальный университет» (г. Кривой Рог) и др.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. 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. Uranium exploration (2004-2014): New discoveries, new resources / Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues. International Symposium on 23–27 June 2014 Vienna, Austria. Vienna, IAEA, 2014. Pp. 8–9. 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. Vienna, IAEA, 2014. Pp. 246. URL: <http://www.iaea.org/books> (дата обращения: 19.08.2016).

4. Reiter K., Heidbach O. 3-D geomechanical-numerical model of the contemporary crustal stress state in the Alberta Basin (Canada) // Solid Earth. 2014. Vol. 5. No 2. Pp. 1123–1149.

5. Сафонов О. П., Шкроба О. П. Вероятностный метод оценки сейсмического эффекта промышленных взрывов. — М.: Недра, 1970. — 56 с.

6. Шашурин С. П., Плакса Н. В., Лебедев А. П. Разработка мощных рудных месторождений системами с одностадийной выемкой. — М.: Недра, 1971. — 201 с.

7. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1976. — 271 с.
8. Цейтлин Я. И., Смолий Н. И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов. — М.: Недра, 1981. — 192 с.
9. Богацкий В. Ф., Фридман А. Г. Охрана сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов. — М.: Недра, 1982. — 162 с.
10. Мосинец В. Н., Абрамов А. В. Разрушение трещиноватых и нарушенных пород. — М.: Недра, 1982. — 248 с.
11. Khomenko O., Tsendjav L., Kononenko M., Janchiv B. Nuclear-and-fuel power industry of Ukraine: production, science, education // Mining of Mineral Deposits. 2017. Vol. 11. No 4. Pp. 86–95. DOI: 10.15407/mining11.04.086.
12. Слепцов М. Н., Азимов Р. Ш., Мосинец В. Н. Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов. — М.: Недра, 1986. — 206 с.
13. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits // Mining of Mineral Deposits. 2016. Vol. 10. No 2. Pp. 40–47. DOI: 10.15407/mining10.02.040.
14. Добыча и переработка урановых руд в Украине. Монография / Под общ. ред. А.П. Чернова. — Киев: АДЕФ-Украина, 2001. — 238 с.
15. Zhanchiv B., Rudakov D., Khomenko O., Tsendzhav L. Substantiation of mining parameters of Mongolia uranium deposits // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. 2013. No 4. Pp. 10–18.
16. Савельев Ю. Я., Недельский А. Г., Крук П. Т., Дудченко А. Х., Ткаченко А. А. и др. Организация мониторинга сейсмического действия взрыва при отработке рудных залежей под городской застройкой. Ч. 2 // Науковий вісник НГУ. — 2004. — № 1. — С. 5–7.
17. Кутузов Б. Н., Белин В. А. Проектирование и организация взрывных работ. — М.: МГГУ, 2011. — 410 с.
18. Сивенков В. И., Иляхин С. В., Маслов И. Ю. Эмульсионные взрывчатые вещества и неэлектрические системы инициирования. — М.: Щит-М, 2013. — 320 с.
19. Трубецкой К. Н. Развитие ресурсосберегающих и ресурсовоспроизводящих геотехнологий комплексного освоения месторождений полезных ископаемых. — М.: ИПКОН РАН, 2014. — 196 с.
20. Jonson D. Controlled shock waves and vibrations during large and intensive blasting operations under Stockholm city / Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting Hosted by the 10th Int. Symp. on Fragmentation due to Blasting (Fragblast 10), New Delhi, India, 24–25 November, 2012. Pp. 49–58.
21. Monalás F. I., Arusu T. Blasting works in urban area a Singapore case study / Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting hosted by the 10th Int. Symp. on Fragmentation due to Blasting (Fragblast 10), New Delhi, India, 24–25 November, 2012, Pp. 23–30.
22. Gupta I. D., Trapathy G. R. Comparison of construction and mining blast with specific reference to structural safety // Indian Mining and Engineering Journal. 2013. Vol. 54. No 4. Pp. 13–17.
23. Lyashenko V., Vorob'ev A., Nebohin V., Vorob'ev K. Improving the efficiency of blasting operations in mines with the help of emulsion explosives // Mining of Mineral Deposits. 2018. Vol. 12, No 1. Pp. 95–102. <http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>.
24. Ракишев Б. Р., Ракишева З. Б., Ауэзова А. М. Скорости и время расширения цилиндрической взрывной полости в массиве пород // Взрывное дело. — 2014. — № 111/68. — С. 3–17.
25. Ильяхин С. В., Норов А. Ю., Якшибаев Т. М. Определение радиуса зон трещинообразования горного массива при камуфлетном взрыве // Взрывное дело. — 2016. — № 116/73. — С. 29–36.


26. Ляшенко В. И., Голик В. И. Научное и конструкторско-технологическое сопровождение развития уранового производства. Достижения и задачи // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2017. — № 7. — С. 137–152. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-7-0-137-152.

27. Ляшенко В. И., Голик В. И., Комащенко В. И. Повышение эффективности буровзрывной подготовки скальных руд к подземному блочному выщелачиванию металлов // Взрывное дело. — 2018. — № 120/77. — С. 147–168.

28. Ляшенко В. И., Андреев Б. Н., Куча П. М. Развитие горнотехнических технологий подземного блочного выщелачивания металлов из скальных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2018. — № 3. — С. 46–60. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-3-0-46-60.

29. Ляшенко В. И., Андреев Б. Н. Повышение эффективности буровзрывной подготовки рудной массы к подземному блочному выщелачиванию // Безопасность труда в промышленности. — 2019. — № 8. — С. 27–34. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-8-27-34.

30. Боровков Ю. А., Якшибаев Т. М. Теоретические исследования изменения радиуса зон трещинообразования в рудном штабеле кучного выщелачивания взрывом камуфлетного скважинного заряда ВВ // Известия вузов. Горный журнал. — 2019. — № 5. — С. 30–36. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-30-36.

31. Ляшенко В. И., Хоменко О. Е. Повышение эффективности буровзрывной отбойки руды в зажатой среде // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2019. — № 11. — С. 59–72. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-0-59-72. 

REFERENCES

1. 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. Uranium exploration (2004–2014): New discoveries, new resources. *Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Economics and Environmental Issues. International Symposium on 23–27 June 2014 Vienna*, Austria. Vienna, IAEA, 2014. Pp. 8–9, available at: <http://www-pub.iaea.org/iaea-meetings/46085/> (accessed 19.08.2016).

3. *Techno-economic comparison of geological disposal of carbon dioxide and radioactive waste*. Vienna, IAEA, 2014. Pp. 246, available at: <http://www.iaea.org/books> (accessed 19.08.2016).

4. Reiter K., Heidbach O. 3-D geomechanical-numerical model of the contemporary crustal stress state in the Alberta Basin (Canada). *Solid Earth*. 2014. Vol. 5. No 2. Pp. 1123–1149.

5. Safonov O. P., Shkreba O. P. *Veroyatnostnyy metod otsenki seysmicheskogo effekta promyshlennykh vzryvov* [Probabilistic method for estimating the seismic effect of industrial explosions], Moscow, Nedra, 1970, 56 p.

6. Shashurin S. P., Plaksa N. V., Lebedev A. P. *Razrabotka moshchnykh rudnykh mestorozhdeniy sistemami s odnostadiynoy vyemkoy* [Development of powerful ore deposits with one-stage recessed systems], Moscow, Nedra, 1971, 201 p.

7. Mosinets V. N. *Drobyashchee i seysmicheskoe deystvie vzryva v gornykh porodakh* [Development of powerful ore deposits with one-stage recessed systems], Moscow, Nedra, 1976, 271 p.

8. Tseytlin Ya. I., Smoliy N. I. *Seysmicheskije i udarnye vozdushnye volny promyshlennykh vzryvov* [Seismic and shock air waves of industrial explosions], Moscow, Nedra, 1981, 192 p.

9. Bogatskiy V. F., Fridman A. G. *Okhrana sooruzheniy i okruzhayushchey sredy ot vrednogo deystviya promyshlennykh vzryvov* [Protection of structures and the environment from harmful effects of industrial explosions], Moscow, Nedra, 1982, 162 p.

10. Mosinets V. N., Abramov A. V. *Razrushenie treshchinovatykh i narushennykh porod* [Destruction of fractured and broken rocks], Moscow, Nedra, 1982, 248 p.

11. Khomenko O., Tsendjav L., Kononenko M., Janchiv B. Nuclear-and-fuel power industry of Ukraine: production, science, education. *Mining of Mineral Deposits*. 2017. Vol. 11. No 4. Pp. 86–95. DOI: 10.15407/mining11.04.086.

12. Sleptsov M.N., Azimov R.Sh., Mosinets V.N. *Podzemnaya razrabotka mestorozhdeniy tsvetnykh i redkikh metallov* [Underground mining of nonferrous and rare metals], Moscow, Nedra, 1986, 206 p.

13. Khomenko O., Kononenko M., Danylchenko M. Modeling of bearing massif condition during chamber mining of ore deposits. *Mining of Mineral Deposits*. 2016. Vol. 10. No 2. Pp. 40–47. DOI: 10.15407/mining10.02.040.

14. *Dobycha i pererabotka uranovykh rud v Ukraine*. Monografiya. Pod red. A.P. Chernova [Mining and processing of uranium ores. A. P. Chernov (Ed.)], Kiev, ADEF-Ukraine, 2001, 238 p.

15. Zhanchiv B., Rudakov D., Khomenko O., Tsendzhav L. Substantiation of mining parameters of Mongolia uranium deposits. *Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu*. 2013. No 4. Pp. 10–18.

16. Savel'ev Yu. Yu., Nedel'skiy A. G., Kruk P. T., Dudchenko A. Kh., Tkachenko A. A. Organization of monitoring of the seismic action of an explosion during the exploration of ore deposits under urban development. Part 2. *Naukoviy visnik NGU*. 2004, no 1, pp. 5–7.

17. Kutuzov B. N., Belin V. A. Proektirovanie i organizatsiya vzryvnykh rabot [Design and organization of blasting operations], Moscow, MGGU, 2011, 410 p.

18. Sivenkov V. I., Ilyakhin S. V., Maslov I. Yu. *Emul'sionnye vzryvchatye veshchestva i neelektricheskie sistemy initsirovaniya* [Emulsion explosives and non-electrical initiation systems], Moscow, Shchit-M, 2013, 320 p.

19. Trubetsky K. N. *Razvitie resursosberegayushchikh i resursovoproizvodyashchikh geotekhnologiy kompleksnogo osvoeniya mestorozhdeniy poleznykh iskopaemykh* [Development of resource-saving and resource-generating geotechnologies of integrated development of mineral deposits], Moscow, IPKON RAN, 2014, 196 p.

20. Jonson D. Controlled shock waves and vibrations during large and intensive blasting operations under Stockholm city. *Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting Hosted by the 10th Int. Symp. on Fragmentation due to Blasting (Fragblast 10)*, New Delhi, India, 24–25 November, 2012. Pp. 49–58.

21. Monalas F. I., Arusu T. Blasting works in urban area a Singapore case study. *Workshop on Tunneling by Drilling and Blasting hosted by the 10th Int. Symp. on Fragmentation due to Blasting (Fragblast 10)*, New Delhi, India, 24–25 November, 2012, Pp. 23–30.

22. Gupta I. D., Trapathy G. R. Comparison of construction and mining blast with specific reference to structural safety. *Indian Mining and Engineering Journal*. 2013. Vol. 54. No 4. Pp. 13–17.

23. Lyashenko V., Vorob'ev A., Nebohin V., Vorob'ev K. Improving the efficiency of blasting operations in mines with the help of emulsion explosives. *Mining of Mineral Deposits*. 2018. Vol. 12. No 1. Pp. 95–102. <http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>.

24. Rakishev B. R., Rakisheva Z. B., Auezova A. M. Velocity and time of expansion of the cylindrical explosive cavity in the rock mass. *Vzryvnoe delo*. 2014, no 111/68, pp. 3–17. [In Russ].

25. Il'yakhin S. V., Norov A. Yu., Yakshibaev T. M. Determination of the radius of zones of rock mass cracking during camouflage explosion. *Vzryvnoe delo*. 2016, no 116/73, pp. 29–36. [In Russ].

26. Lyashenko V. I., Golik V. I. Scientific and engineering supervision of uranium production development. Achievements and challenges. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2017, no 7, pp. 137–152. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-7-0-137-152.

27. Lyashenko V. I., Golik V. I., Komashchenko V. I. Improvement of efficiency of blasting preparation of rock ores for underground block leaching of metals. *Vzryvnoe delo*. 2018, no 120/77, pp. 147–168. [In Russ].

28. Lyashenko V. I., Andreev B. N., Kucha P. M. Technological development of in-situ block leaching of metals from hard ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2018, no 3, pp. 46–60. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-3-0-46-60.

29. Lyashenko V. I., Andreev B. N. Improvement of the efficiency of drilling and blasting preparation of ore mass for the underground block leaching. *Occupational Safety in Industry.* 2019, no 8, pp. 27–34. [In Russ]. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-8-27-34.

30. Borovkov Yu. A., Yakshibaev T. M. Theoretical studies of changes in fracture zones radius in the ore pile of heap leaching with camouflet blasthole charge explosion. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedeniy. Gornyy zhurnal.* 2019, no 5, pp. 30–36. [In Russ]. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-30-36.

31. Lyashenko V. I., Khomenko O. E. Enhancement of confined blasting of ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019, no 11, pp. 59–72. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-0-59-72.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Ляшенко Василий Иванович – канд. техн. наук,
старший научный сотрудник,

начальник научно-исследовательского отдела,

ГП «УкрНИПИИПромтехнологии», Украина,

e-mail: ipt@iptzw.dp.ua, vilyashenko2017@gmail.com,

Хоменко Олег Евгеньевич – д-р техн. наук, профессор,

Национальный технический университет

«Днепровская политехника», Украина,

e-mail: rudana.in.ua@gmail.com,

Андреев Борис Николаевич – д-р техн. наук, профессор,

зав. кафедры, Криворожский национальный университет,

e-mail: andreyevbn@gmail.com,

Голик Владимир Иванович – д-р техн. наук, профессор,

Северо-Кавказский государственный технологический университет,

e-mail: v.i.golik@mail.ru.

Для контактов: Ляшенко В.И., e-mail: vilyashenko2017@gmail.com.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.I. Lyashenko, Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher,

Head of Research Department,

SE «UkrNIPIIIPromtehnologii», 52204, Zheltye Vody, Ukraine,

e-mail: ipt@iptzw.dp.ua, vilyashenko2017@gmail.com,

O.E. Khomenko, Dr. Sci. (Eng.), Professor,

National Technical University «Dnipro Polytechnic»,

49005, Dnepr, Ukraine, e-mail: rudana.in.ua@gmail.com,

B.N. Andreev, Dr. Sci. (Eng.), Professor, Head of Chair,

Krivoi Rog National University, Krivoi Rog, Ukraine,

e-mail: andreyevbn@gmail.com,

V.I. Golik, Dr. Sci. (Eng.), Professor,

Mining North-Caucasian State Technological University,

362021, Vladikavkaz, Russia, e-mail: v.i.golik@mail.ru.

Corresponding author: V.I. Lyashenko, e-mail: vilyashenko2017@gmail.com.

Получена редакцией 06.05.2020; получена после рецензии 25.06.2020; принята к печати 10.02.2021.

Received by the editors 06.05.2020; received after the review 25.06.2020; accepted for printing 10.02.2021.