

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ РУДЫ В ЗАЖАТОЙ СРЕДЕ

В.И. Ляшенко¹, О.Е. Хоменко²

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

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

Аннотация: Подземная разработка рудных месторождений характеризуется ухудшением горно-геологических и горнотехнических условий, повышением требований к охране окружающей среды и недр, безопасности жизнедеятельности человека в зоне влияния объектов горнорудного производства. Цель работы: повышение эффективности буровзрывной отбойки руды в зажатой среде путем обоснования параметров взрыва с учетом требуемого гранулометрического состава рудной массы (размера среднего линейного куска взорванной рудной массы в зажатой среде) и безопасности охраняемых объектов на примере промышленных зданий и сооружений в зоне влияния горных работ (подрусловый поток реки Ингул, жилые дома и объекты социальной сферы поселка «Кизельгур» пригорода г. Кропивницкий, Украина и др.). Применялись следующие методы: аналитический, математический, шахтных, лабораторных и экспериментальных исследований, математического и физического моделирования, а также анализ и оценка технологий буровзрывной отбойки руды в зажатой среде; анализ результатов опытно-промышленных исследований отбойки горной массы с заданным гранулометрическим составом; анализ горно-геологических и геомеханических условий отработки рудных залежей в этаже 280—210 м Мичуринского месторождения (Украина) по стандартным и новым методикам с участием авторов. К элементам новизны работы авторы относят обоснование коэффициента разрыхления буровзрывной отбойки руды в зажатой среде 1,2—1,3, который является одним из основных параметров для расчета длины секции, состоящей из слоев (рядов), после их отбойки разрыхление зажатой рудной массы становится предельным и составляет в среднем 3,0 кг/м³ при крепости руд по М.М. Протодьяконову 12—18 и более. Результатом исследования стала разработка сейсмобезопасной технологии буровзрывной отбойки руды в зажатой среде, которая будет использована при отработке рудных залежей 1, 4, 5 и 10 и остаточных запасов в этаже 280—210 м Мичуринского месторождения. Определена экологическая и социальная эффективность технологических решений.

Ключевые слова: подземная разработка, рудные месторождения, буровзрывная отбойка, зажатая среда, коэффициент разрыхления, эффективность.

Для цитирования: 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.

Enhancement of confined blasting of ore

V.I. Lyashenko¹, O.E. Khomenko²

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

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

Abstract: Underground mining of ore deposits features worsening of geological and geotechnical conditions, exclusive standards of environmental protection and subsoil conservation as well as more stringent requirements of life safety in the influence zones of mining. This study focuses on higher efficiency of confined blasting through justification of blast design with regard to a required grain-size composition of broken ore (average linear size of ore particle after confined blasting) and safety of guarded objects in terms of industrial and residential infrastructure in the influence zone of mining (the Ingul River underflow, domestic buildings and social framework objects in the settlement of Kizelgur in the suburb of the Kropyvnytskyi city, Ukraine, etc.). The study used analytical, mathematical, in-mine, laboratory and experimental research methods, mathematical and physical modeling, as well as the analysis and assessment of the confined blasting technologies, implementation analysis of pilot confined blasting at the preset grain-size composition, and the analysis of geological and geomechanical conditions on Level 280–210 m in the Michurin deposit (Ukraine) by standard and new procedures (developed with participation of the present article authors). The novelty of this study is justification of the ratio of fragmentation by confined blasting as 1.2–1.3. The fragmentation ratio is one of the main parameters in calculation of length of a section composed of layers (rows). After confined blasting in such section, fragmentation is limiting and equals on average 3.0 kg/m³ at rock hardness of 12–18 and more on Protodyakonov's scale. As a result of the implemented research, a seismically safe confined blasting technology was developed to be applied in extraction of ore bodies 1, 4, 5 and 10, as well as residual reserves on level 280–210 m of the Michurin deposit. The ecological and social efficiency of the engineering solutions is evaluated.

Key words: underground mining, ore deposits, blasting, confined blasting, ratio of fragmentation, efficiency.

For citation: Lyashenko V. I., Khomenko O. E. Enhancement of confined blasting of ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019;(11):59-72. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-11-0-59-72.

Введение

Горные технологии (открытые и подземные работы) развиваются преимущественно эволюционным путем, обеспечивая лишь незначительное улучшение основных технико-экономических показателей. По мнению авторов, они должны развиваться с учетом сейсмической безопасности охраняемых объектов (поверхностных и подземных) в крепких и слаботрещиноватых горных массивах (крепость по шкале проф. М.М. Протодьяконова 12–18 и более) при условии качественного дробления с получением заданного гранулометрического состава рудной массы и по возможности в зажатой среде. При этом ограничиваются скорости смещения массивов разными допустимыми уровнями в зависимости от назначения подземного или поверхностного защищаемого объекта. Для выполнения этих требований необходимо

совершенствование конструкций отдельных элементов эксплуатационного блока, позволяющего направить (локализовать) энергию отраженных и продольных (прямых) волн на выполнение работы по дроблению кусков рудной массы требуемого гранулометрического состава.

Такая технология обеспечивается путем совершенствования нарезных и буровзрывных работ в эксплуатационных блоках, которые позволяют разрушать рудный массив и магазинировать рудную массу в камере с необходимым коэффициентом разрыхления при заданном гранулометрическом составе и допустимых параметрах сейсмических колебаний. Это достигается интенсификацией взрывного дробления посредством увеличения удельного расхода ВВ на отбойку от 2,9 до 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 технологии, обеспечивающей повышение эффективности буровзрывной отбойки руды в зажатой среде, — важная научная, практическая и социальная задача, требующая оперативного решения [1–7].

Теория и методика исследований

Авторы использовали метод комплексного обобщения, анализа и оценки практического опыта и научных достижений в области повышения эффективности буровзрывной отбойки руды в зажатой среде на основе обоснования параметров взрыва с учетом требуемого гранулометрического состава рудной массы (размера среднего линейного куска взорванной рудной массы в зажатой среде) и безопасности охраняемых объектов в зоне их влияния. Использованы также сведения о теории и практике буровзрывной отбойки, разрушении твердых сред, механике сплошных сред, математической статистике, а также исследовательские приемы изучения волновых процессов по стандартным методикам, предложенным ведущими специалистами в этой области и авторами статей [8–10].

Обсуждение результатов исследований

На Мичуринском месторождении ГП «ВостГОК» (Украина) проведены широкомасштабные исследования по определению параметров буровзрывной отбойки урановых руд с заданным качеством дробления [11–14]. Зная удельный расход взрывчатого вещества (ВВ), можно определить массу заряда на одну скважину и геометрические параметры расположения скважин во взрываемом блоке. Приповерхностные запасы Мичуринского месторождения, значительная часть которого залегает под рекой «Ингул», промышленными и гражданскими зда-

ниями 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. Протодряконова $f = 14-18$), массивные и 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. Горные работы на месторождении распространяются на глубину от 40 до 350 м. Камеры отрабатывают подэтажами высотой 10–15 м. Руду отбивают скважинами с диаметрами 57 и 65 мм, пробуренными станками НТ-2 и ПК-75. Параллельные нисходящие скважины с диаметрами 85 и 105 мм для образования отрезных щелей бурят станками НКР-100 М [15–17]. Применяется также самоходное буровое, погрузочно-доставочное и вспомогательное оборудование зарубежных фирм «Atlas Copco», «Tamrock» и др.

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. По данным выполненных исследований оруденение залежи локализовано в обладающих высокой хрупкостью «пластинчатых» альбититах, которые образовались при метасоматическом за-

мещении мигматитов. Морфологически залежь — 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), которые составляют 2—7%.

Влияние состояния зажимающего материала при отбойке горной массы

Обрушенный массив в камере представляет собой двухкомпонентную среду: «дробленые куски и воздух». Коэффициент разрыхления обрушенной рудной массы в камере может быть определен по формуле [18]:

$$K_p = \gamma_{ц} / \gamma_{обр} \text{ или } \rho_1 / \rho_2, \quad (1)$$

где $\gamma_{ц}$, $\gamma_{обр}$ — соответственно, объемный вес руды в массиве и обрушенной в камере, т/м³; ρ_1 , ρ_2 — плотность целика и обрушенного массива, г/см³.

При взрыве противодействие приложению нагрузок оказывают куски обрушенной горной массы. Податливость «зажимающей» среды определяется сжимающими способностями ее кусков, зависящими от их деформаций смещений. Это сыпучая среда, уплотнение которой при динамических взрывных нагрузках определяется ее объемным весом, гранулометрическим составом и пористостью (объем воздуха между кусками). Сила удара при отбойке на «зажимающий» материал прикладывается в очень короткие промежутки времени, и противодействующей ей силой сцепления в такой среде между кусками можно пренебречь. Эта особенность сыпучих тел имеет важное значение для распределения энергии взрыва и приводит к повышению плотности укладки отбитого материала. Движущая прямая волна (сжатия) после взрыва заряда в скважинах,

перемещаясь к обнаженной поверхности массива по линии наименьшего сопротивления, сообщает частицам обрушенного массива высокую скорость в стадии упругой деформации, увеличивая его плотность. После достижения поверхности волна сжатия отражается от нее и растягивает массив, который разрывается на отдельные куски. Прорывающиеся газы отбрасывают разрушенный массив на «зажимающий» материал. Количественная оценка распределения энергии прямой волны может быть выполнена по акустической жесткости горного массива и «зажимающего» материала. Согласно волновой теории напряжение в прямой и отраженной волнах связано между собой соотношением

$$\frac{\sigma_{отр}}{\sigma_{пр}} = \frac{\rho_1 A_1 - \rho_2 A_2}{\rho_1 A_1 + \rho_2 A_2}, \quad (2)$$

где $\sigma_{отр}$ и $\sigma_{пр}$ — напряжение в отраженной и прямой волнах, кг/см²; $n = \frac{\rho_1 c_1}{\rho_2 c_2}$; $\rho_1 c_1$ и $\rho_2 c_2$ — акустические жесткости, соответственно, целика и обрушенного массива, т/м³ · м/с; c_1 и c_2 — скорость распространения продольной волны в целике и обрушенной массе, м/с.

Произведение плотности материала на скорость распространения энергии волны называется акустической жесткостью среды. Величина расхода энергии прямой волны выражается формулой

$$\eta = \frac{U_{отр}}{U_{пр}} = \left(\frac{n-1}{n+2} \right)^2, \quad (3)$$

где $U_{отр}$ и $U_{пр}$ — энергии отраженной и прямой волн, т; η — коэффициент использования энергии прямой волны, ед.

Скорость распространения продольной волны зависит от плотности обрушенного материала, причем с ее увеличением в 1,43 раза уменьшается коэффициент разрыхления (с 1,15 до 1,05), а скорость повышается в 13,2 раза. По данным экспериментальных иссле-

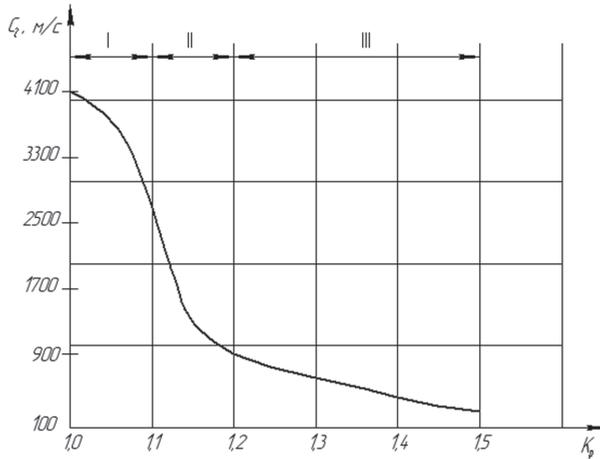


Рис. 1. Зависимость скорости распространения взрывной продольной волны C_2 от коэффициента разрыхления зажимающего материала K_p : I, II, III — соответственно, слаборазрыхленный материал, ограниченного и нормального разрыхления

Fig. 1. Dependence of the propagation velocity of the explosive longitudinal wave C_2 on the coefficient of loosening of the clamping material K_p : I, II, III — correspondingly, material, slightly disintegrating, limited and normal loosening

дований [19] определена зависимость между коэффициентом разрыхления и скоростью распространения продольной волны (рис. 1).

Из приведенных исследований видно, что скорость распространения взрывной продольной волны определяется состоянием массива: при низком значении коэффициента разрыхления ($K_p < 1,1$) разрушенный массив имеет близкие к целику свойства; при значении $K_p = 1,2$ — $1,5$ обрушенный массив по своим свойствам близок к свойствам сыпучей среды. Оценка коэффициента использования энергии прямой волны на полезную работу $\eta = U_{\text{отр}} / U_{\text{пр}}$ в зависимости от коэффициента разрыхления «зажимающей» рудной массы в камере необходима для управления технологичными параметрами отбойки горного массива и получения рудной массы заданного гранулометрического состава.

Чем больше энергии взрыва отразилось от обнаженной поверхности камеры, тем эффективней проработан взрывом отбиваемый слой в пределах одного состояния по линии наименьшего сопро-

тивления. Выражение для количественной оценки распределения взрыва на контакте «массив-зажим» через акустическую жесткость представлено графиком зависимости коэффициента исполь-

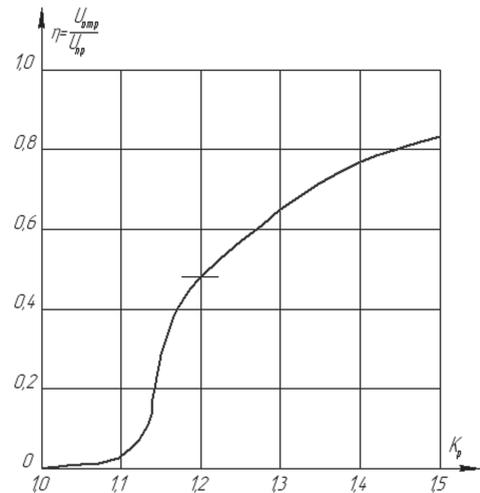


Рис. 2. Зависимость коэффициента использования энергии взрыва η на полезную работу от коэффициента разрыхления K_p зажимающего материала в камере

Fig. 2. The dependence of the coefficient of energy use of the explosion η on the useful work from the loosening factor K_p of the clamping material in the chamber

зования энергии взрыва от разрыхления зажимающего материала (рис. 2).

По этому графику установлено следующее: при $K_p = 1,5$ близко 17% энергии продольной волны переходит в «зажимающуюся» горную массу, при $K_p = 1,3$ уже 35% энергии не отражается от обнаженной поверхности, а при $K_p = 1,2$ — около 50%. Эта энергия расходуется на дополнительное дробление, и по мере уплотнения «зажимающейся» массы (увеличения «зажима») при отбойке рядов один за другим эта работа продолжается.

При $K_p = 1,1$ только 4% энергии взрыва отражается от обнаженной поверхности в массив, а 96% переходит в «зажимающийся» материал, что указывает на максимальный расход энергии на сейсмические волновые процессы. При K_p менее 1,05 происходит прострел зарядов, размещенных в скважинах, и вся энергия взрыва вырождается в сейсмическую волну. Со снижением коэффициента разрыхления по мере взрывания

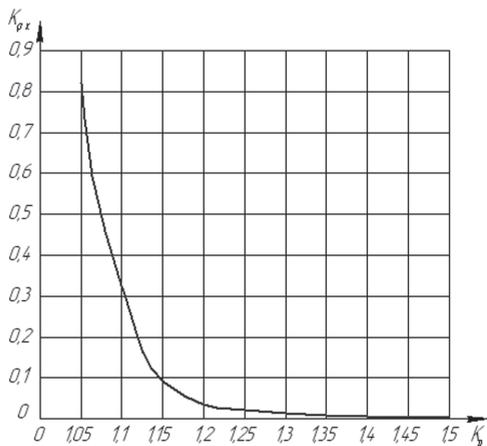


Рис. 3. Зависимость коэффициента плотности контакта ($K_{рк}$) между «зажимающейся» рудной массой в камере и обнаженной поверхностью отбиваемого слоя рудного массива от коэффициента разрыхления (K_p)

Fig. 3. Dependence of the contact density coefficient ($K_{рк}$) between the «clamping» ore mass in the chamber and the naked surface of the repulsion layer of the ore massif from the coefficient of loosening (K_p)

рядов скважинных зарядов в камере на «зажим» увеличивается плотность «зажимающегося» рудного массива и, как следствие, — площадь участков контакта его с обнаженной поверхностью, т.е. плотность контакта. В результате исследований [20–22] выведена зависимость коэффициента плотности контакта $K_{рк}$ от коэффициента разрыхления K_p сжимающегося рудного массива в камере (рис. 3).

По характеру кривой функция $K_{рк} = f(K_p)$ аналогична зависимости $C_2 = f(K_p)$ (см. рис. 3). По этой зависимости установлено следующее: при снижении K_p с 1,5 до 1,3 $K_{рк}$ повышается до 0,0125, т.е. площадь контакта «зажимающегося» материала с обнаженной поверхностью отбиваемого слоя рядами скважинных зарядов в камере составляет 1,25%; при $K_p < 1,15$ происходит резкое увеличение коэффициента плотности контакта; при $K_p = 1,1$ — $K_{рк} = 0,325$, а при $K_p = 1,05$ — $K_{рк} = 0,82$.

Следовательно, на распределение энергии прямой волны после взрыва зарядов ВВ в массиве на «зажатую» среду на границе раздела (контакте) «массив-зажим» оказывает влияние не только коэффициент K_p , но и $K_{рк}$. В результате выполненных преобразований формулы (3) получено выражение коэффициента η :

$$\eta = \frac{U_{отр}}{U_{пр}} = \left(\frac{\rho_1 A_1 - \rho_2 A_2}{\rho_1 A_1 + \rho_2 A_2} \right)^2. \quad (4)$$

При $C_1 = \sqrt{\frac{E_1}{\rho_1}}$; $C_2 = \sqrt{\frac{E_2}{\rho_2}}$ и $E_2 = K_{рк} E_1$;

$\rho_1 = K_p \rho_2$, после преобразований получим

$$\eta = \frac{U_{отр}}{U_{пр}} = \left(\frac{\sqrt{K_p} - \sqrt{K_{рк}}}{\sqrt{K_p} + \sqrt{K_{рк}}} \right)^2. \quad (5)$$

Согласно полученному выражению произведены расчеты коэффициента полезного использования энергии продольной волны с учетом коэффициента плотности контакта (табл. 1).

Таблица 1

Энергия продольной волны от взрыва массива на «зажим»

Energy of a longitudinal wave from an explosion of an array to a "clamp"

Коэффициент разрыхления, K_p	Коэффициент использования энергии прямой волны на контакте «массив–зажим», K_{pk}		Абсолютные отклонения, доли ед.	Абсолютные отношения, %
	по акустической жесткости	по коэффициентам плотности контактов		
1,50	0,832	0,845	0,013	1,44
1,45	0,803	0,810	0,007	0,87
1,40	0,770	0,790	0,020	2,60
1,35	0,710	0,725	0,015	2,11
1,30	0,650	0,625	-0,025	3,84
1,25	0,571	0,575	0,004	0,70
1,20	0,488	0,516	0,028	5,59
1,15	0,331	0,348	0,017	5,00
1,10	0,122	0,087	-0,035	33,30
1,05	0,037	0,041	0,004	10,20

Все значения коэффициента полезного действия энергии взрыва, рассчитанного по коэффициенту плотности контакта «массив-зажим», незначительно завышены (от 1 до 10%) в сравнении со значениями, рассчитанными по акустической жесткости.

Выполненные расчеты показывают, что: обрушенный материал большой плотности ($K_p \leq 1,1$), имея значительную площадь контакта с обнаженной поверхностью последующего отбиваемого слоя на границе их раздела, является весьма энергоемким; доля энергии, затрачиваемая на полезную работу прямой волны посредством отражения от обнажения, составляет менее 10%; основная часть энергии волны сжатия переходит в зажимающийся материал и там расходуется частично и на полезную работу, условия дробления при этом наихудшие; с увеличением коэффициента разрыхления количество отраженной энергии резко растет; при $K_p = 1,2$ около 50% энергии прямой волны отражается и расходуется на дробление взрываемого слоя, и условия для отбойки в «зажиме» значительно улучшаются; при дальнейшем увеличении до $K_p = 1,3$ доля отраженной энергии увеличивается до 65%; эту область «зажима» оценивают как наиболее эффективное

состояние, при котором энергия отраженной волны оптимально расходуется на дробление слоя массива, а перешедшая часть энергии прямой волны в зажимающийся материал производит работу по его дополнительному дроблению; качество дробления при коэффициенте K_p , близком к 1,3, наиболее целесообразно для отбойки слаботрещинноватых руд.

Подземное выщелачивание металлов в блоках

Для залежей Мичуринского месторождения угол падения между осями 78–80° изменяется от 57 до 60°. По восстанию она расположена между гор. –255 и –202 м. Подготовка и нарезка рудной залежи осуществляется для одного и более эксплуатационных блоков, проходятся подэтажные буровые и подходные выработки, соответственно, по рудному телу и в лежачем боку залежи, восстающие: вентиляционно-ходовой, перепусковой для горнорудной массы, грузовой и отрезной — для формирования отрезной щели (компенсационного пространства), а также выработки днища блока и зумпф для сбора продуктивных растворов в камерах отработки ПБВ (рис. 4).

Геохимические технологии выщелачивания металлов в блоках ПБВ предус-

матривают подачу выщелачивающего раствора (в данном случае — это низкоконтентрированные растворы серной кислоты, т.е. эрзац-кислоты) на рудосодержащий материал, а также подготовку приемного горизонта в виде плоского днища, подготовленного и заиленного глинистым раствором под углом 5–6° в сторону сбора продуктивного раствора. Время выщелачивания металла составляет до 6 мес. После чего, продуктивный раствор собирают в емкости и направляют для последующей и более полной переработки на гидрометаллургическом заводе (ГМЗ), а выщелоченный материал оставляют в отработанных камерах в качестве закладочного материала прочностью до 1,2 МПа и промывают водой через действующую оросительную систему для снижения попадания в геологическую среду вредных веществ. Для контроля за изменением гидрогеологической среды и проведения соответствующего мониторинга с гор. –280 м пробурены скважины в зону влияния технологии ПБВ [23–25].

Отбойка рудной массы в эксплуатационном блоке

По результатам опытно-промышленных работ на шахтах ГП «ВостГОК» (Украина) установлены требования к буровзрывным работам при образовании отрезных щелей и отбойке рудной массы в эксплуатационных блоках (см. рис. 4). Они определяются из условий максимально допустимого расстояния от компенсационного пространства до последнего ряда взрывааемых скважинных зарядов не более 25 м; ширина отрезной щели должна быть не менее 4 м.

Выпущенная камера блока 5–86 является основным компенсационным пространством для отбойки камеры 5–84–86. Образование компенсационного пространства для отбойки камерных запасов между горизонтами 225 и 210 м показывает технологию образования отрезных щелей и компенсационного пространства в целом (включая объем выпущенного блока 5–86) для выполнения трех массовых взрывов, обеспечивающих отбойку балансовых запасов эксплуатации

Таблица 2

Порядок ведения взрывных работ в камерах ПБВ и фактические показатели отбойки на «зажатую» среду
Order of blasting in the chambers of the PBB and the actual indicators of blasting on the «clamped» environment

Место взрыва, между горизонтами, м	Отбитая горная масса в камере на «зажим», кг	Коэффициент разрыхления рудной массы в камере	Общий расход ВВ на взрывы, кг	Удельный расход ВВ на отбойку	
				кг/т	кг/м ³
260–240	13 863	1,28	24 296	1,14	3,02
240–225	7420	2,40			
240–225	14 602	1,50	14 028	0,96	2,54
225–210	24 088	1,30	26 596	1,10	2,92
всего по блоку	59 973	1,30	64 920	1,08	2,87
260–240	11 594	1,34	11 730	1,01	2,68
240–225	10 034	1,25	10 896	1,08	2,87
225–210	13 566	1,18	14 756	1,08	2,87
всего по блоку	35 194	1,25	37 382	1,06	2,81
итого	95 167	1,28	102 302	1,08	2,85

онного блока 5–84–86. Отбойка камерных запасов на «зажатую» среду в блоке 5–88–90 компенсационного пространства осуществлена между подэтажами 263–240, 240–225 и 225–210 м нисходящими параллельными колонковыми зарядами ВВ на отрезной восстающий (табл. 2).

С целью исключения подрыва и потерь скважин при производстве массовых взрывов принято распределять ряды по секциям таким образом, что в каждой секции должно быть не более 6 рядов (слоев).

Таким образом, по разработанной методике расчета параметров БВР для отбойки рудной массы в зажатой среде заданного гранулометрического состава специалистами ГП «УкрНИПИИПромтехнологии» согласно научной-исследовательской теме¹ определен средний диаметр куска (d_c) и заряда для труднодробимых руд ($f = 12–18$) [26–28]. Кроме того, весьма важное значение имеет равномерность распределения заряда ВВ в рудном массиве и способ взрывания (встречное взрывание слоев веерными скважинными зарядами; отбойка на зажатую среду). При магазинировании рудной массы удельные расходы ВВ при отбойке рудной массы на «зажатую» среду по блокам 5–86, 5–84–86 и 5–88–90 составили, соответственно, 3,07; 3,39 и 2,85 кг/м³.

Повышение сейсмической безопасности и эффективности производства взрывных работ на «зажатую» среду достигается за счет применения наливных, экологически чистых, бестротилового эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) типа Украинит-ПП-2, а также новых средств инициирования зарядов ВВ, таких как: электродетонаторы типа ЭД-1-З-Т, ЭД-3-ИП; неэлектрические системы типа СИНВ-Ш,

ПРИМА-ЭРА, «Эдилин», «Импульс», электронное инициирующее устройство на основе волновода и капсуля-детонатора с электронным замедлением типа «Искра-Т», лазерная оптоволоконная система и др. [29–31].

Направление дальнейших исследований

Авторы отмечают, что для определения зависимости скорости смещения горного массива при отбойке руды на «зажатую» среду от расстояния до защищаемого объекта и количества взрываемого ВВ на одно замедление необходимо продолжить измерения этого параметра при выполнении взрывных работ в аналогичных горно-геологических и горнотехнических условиях рудных месторождений сложной структуры [23–26].

Выводы

1. Установлено, что взрыв на «зажатую» среду происходит в закрытом объеме, горная масса уплотняется, а коэффициент разрыхления по мере отбойки слоя постепенно снижается до 1,20–1,18. Уплотненная горная масса передает неизрасходованную энергию стенкам камеры, увеличивая сейсмический эффект взрывных колебаний в 1,3–1,5 раза.

2. Определено, что основной задачей, которую необходимо решить при отбойке рудной массы на «зажим», является корректировка массы взрываемого ВВ на одно замедление и взрыва в целом. Весьма важное значение имеет равномерность распределения заряда ВВ в рудном массиве и способ взрывания (встречное взрывание слоев веерными скважинными зарядами; отбойка на зажатую среду). При магазинировании рудной массы удельные расходы ВВ при отбойке рудной массы на «зажатую» среду

¹ Специальный проект взрывания запасов эксплуатационных блоков 5–84–86 и 5–88–90 в этаже 280–210 м Ингульской шахты ГП «ВостГОК». Обоснование параметров буровзрывных работ, сейсмобезопасной массы заряда взрывчатого вещества № Гос. регистрации 0108U00893, научный руководитель работ – В.И. Ляшенко).

по блокам 5–86, 5–84–86 и 5–88–90 составили, соответственно, 3,07; 3,39 и 2,85 кг/м³.

3. Показано, что скорости смещения массива позволяют откорректировать массу взрываемого ВВ на одно замедление для последующих взрывов таким образом, чтобы их скорости в основаниях жилых домов не превышали нормативный показатель. Проведенные измерения скорости смещения грунтов поверхности у основания охраняемых объектов при взрывах позволили разделить отбойку камерных запасов на «зажим» в блоке 5–88–90 на три части и снизить

этот параметр сейсмических колебаний, близкий к нормативному.

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 «Днепро-вская 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. 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. URL: <http://www-pub.iaea.org/iaea meetings/46085/> (дата обращения: 19.08.2016).
3. Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste / Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency. Vienna, 2014. 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. No. 5. Pp. 1123–1149.
5. Сафонов О. П., Шкреба 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. No 11(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. No 10(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. *Трубцежкой 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. *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.* Published by the National Mining University on behalf of Mining of Mineral Deposits. This is an Open Access article distributed under the terms of the Creative Commons Attribution License (2018) // *Mining of Mineral Deposits*, 12(1), 95–102 (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>), which permits unrestricted reuse, distribution, and reproduction in any medium, provided the original work is properly cited.
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. *Комашенко В. И., Васильев П. В., Масленников С. А.* Технологиям подземной разработки месторождений КМА — надежную сырьевую основу // *Известия ТулГУ. Науки о Земле*. — 2016. — № 2. — С. 101–114.
27. *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.
28. *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.
29. *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. 

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. *International Symposium on 23–27 June 2014 Vienna, Austria Uranium Raw Material for the Nuclear Fuel Cycle: Exploration, Mining, Production, Supply and Demand, Econom-*

- ics and Environmental Issues. International Atomic Energy Agency. Vienna, 2014. Pp. 8–9. URL: <http://www-pub.iaea.org/iaeaameetings/46085/> (accessed: 19.08.2016).
3. *Techno-economic Comparison of Geological Disposal of Carbon Dioxide and Radioactive Waste*. Marketing and Sales Unit, Publishing Section International Atomic Energy Agency. Vienna, 2014. Pp. 246. URL: <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. No. 5. 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., Smolii 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. No 11(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. 10(2), Pp. 40–47. DOI: 10.15407/mining10.02.040.
14. *Dobycha i pererabotka uranovykh rud v Ukraine*. Monograph. Pod obshch. red. A.P. Chernova [Mining and processing of uranium ores. Chernov A.P. (Ed.)], Kiev, ADEF–Ukraina, 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. (4), Pp. 10–18.
16. Savel'ev Yu. Ya., 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* [Проектирование и организация взрывных работ], 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. Trubetskoy K. N. *Razvitie resursosberegayushchikh i resursovosproizvodyashchikh 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. Published by the National Mining University on behalf of Mining of Mineral Deposits. This is an Open Access article distributed under the terms of the Creative Commons Attribution License (2018). *Mining of Mineral Deposits*, 12(1), 95–102 (<http://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>), which permits unrestricted reuse, distribution, and reproduction in any medium, provided the original work is properly cited.

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. Komashchenko V. I., Vasil'ev P. V., Maslennikov S. A. Technologies of underground development of KMA deposits — a reliable raw material basis. *Izvestiya Eul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*. 2016, no 2, pp. 101–114. [In Russ].

27. Lyashenko V. I., Andreev B. N., Kucha P. M. Technological development of insitu block leaching of metals from hard ore. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2018, no 3, pp. 46–60. DOI: 10.25018/0236-1493-2018-3-0-46-60. [In Russ].

28. Lyashenko V. I., Andreev B. N. Improvement of the efficiency of drilling and blasting preparation of ore mass for the underground block leaching. *Bezopasnost' truda v promyshlennosti*. 2019, no 8, pp. 27–34. DOI: 10.24000/0409-2961-2019-8-27-34. [In Russ].

29. 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 vuzov. Gornyy zhurnal*. 2019, no 5, pp. 30–36. DOI: 10.21440/0536-1028-2019-5-30-36. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Ляшенко Василий Иванович — канд. техн. наук,

начальник научно-исследовательского отдела,

ГП «УкрНИПИПромтехнологии», 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.

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

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

V.I. Lyashenko, Cand. Sci. (Eng.), Head of Research Department,

SE «UkrNIPPIIPromtehnologii», 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.

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

