ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2019;(10):22-34

УДК 622.063.23 DOI: 10.25018/0236-1493-2019-10-0-22-34

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И ПАРАМЕТРОВ ОТРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ (ЖИЛ)

Р.И. Егембердиев[1], Ю.А. Волков[1]

[1] Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан, Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Алматы, Республика Казахстан, e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com

Аннотация: Для отработки бедных и рядовых руд в крутопадающих рудных залежах (жилах) мощностью от 1,5 м до 3,0 м предлагается использовать варианты системы разработки с подэтажными штреками и формированием столбчатых целиков для поддержания пород висячего бока, позволяющих отрабатывать блоки длиной 150—250 м без захода людей в очистное пространство и повысить интенсивность отработки запасов руды в 2 раза за счет ведения очистных работ на нижележащем подэтаже одновременно с проходкой буровой выработки на вышележащем подэтаже с попутной добычей руды из этой выработки и бурением скважин для будущей очистной выемки на этом подэтаже. Для отработки ценных руд в маломощных крутопадающих рудных залежах (жилах) предложен вариант системы разработки подэтажными штреками, отличающийся тем, что камеры располагают по восстанию жил с последовательной (друг за другом) их отработкой и подрывом пород висячего бока со стороны, ближней к зоне обрушения боковой стенки отрабатываемой камеры, перед которой заранее сооружают прочную перегородку, препятствующую затеканию обрушенной породы в выработанное пространство этой отрабатываемой камеры, что позволяет исключить потери руды и обеспечить высокую интенсивность очистных и подготовительных работ.

Ключевые слова: система разработки, камера, подэтажный штрек, междукамерный целик, маломощная крутопадающая рудная залежь (жила), подрыв пород висячего блока, бурение скважин, обрушение пород.

Благодарность: Работа выполнена в рамках программно-целевого финансирования ПЦФ МОН РК 2018/BR05236712.

Для цитирования: *Егембердиев Р. И., Волков Ю. А.* Обоснование технологии и параметров отработки маломощных крутопадающих рудных залежей (жил) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 10. – С. 22–34. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-10-0-22-34.

Justification of mining technology and its parameters for thin and steeply dipping ore bodies (lodes)

R.I. Yegemberdiyev[1], Yu.A. Volkov[1]

[1] National Center for Complex Processing of Mineral Resources of the Republic of Kazakhstan, MiningInstitute naned by D.A. Kunaev, Almaty, Republic of Kazakhstan, e-mail: ryegemberdiyev@borusan.co

Abstract: It is proposed to extract low- and medium-grade ore from lodes 1.5 to 3.0 m thick using alternative mining methods with sublevel drifts and pillars to support highwall. These approaches

© Р.И. Егембердиев, Ю.А. Волков. 2019.

allow extracting blocks 150–250 m long in unattended mode. Furthermore, mining performance doubles in this case owing to simultaneous stoping on the lower sublevel, drilling on the higher sublevel and extraction and drilling on the middle sublevel. For extraction of high-value ore from thin and steeply dipping ore bodies (lodes), the proposed alternative method with sublevel drifts features arrangement of stopes along the strike, with their successive extraction (one after another) and blasting of highwall rock on the side nearest to the zone of caving of the stope sidewall which is fenced by a pre-constructed strong baffle to prevent flow of caved rocks in the stope. This eliminates ore losses and ensures high performance of heading and stoping.

Key words: mining system, stope, sublevel drift, rib pillar, think and steeply dipping ore body (lode), highwall rock mass blasting, drilling, caving.

Acknowledgements: The study was supported in the framework of the special-purpose funding program of the Ministry of Education and Science, Republic of Kazakhstan, Program No. 2018/BR05236712.

For citation: Yegemberdiyev R. I., Volkov Yu. A. Justification of mining technology and its parameters for thin and steeply dipping ore bodies (lodes). *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2019;(10):22-34. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-10-0-22-34.

Введение

Традиционно подземная горнодобывающая промышленность полагается на известные практические методы для разработки месторождений, и хотя использование таких методов чрезвычайно полезно, но опираться на предыдущие результаты и опыт может быть недостаточно для достижения оптимальной производительности и безопасности [1, 2]. Системы разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды получили широкое распространение в мировой практике, благодаря несложной схеме подготовки, высокой производительности, практически полному отсутствию затрат на поддержание выработанного пространства, возможности оперативного изменения некоторых конструктивных параметров при изменении горно-геологических условий и качества полезного ископаемого [3—6].

В практике отработки маломощных крутопадающих рудных залежей (жил) преимущественно используется варианты систем разработки с подэтажными штреками и магазинированием руды [7, 8]. Однако из-за ограниченной длины устойчивых обнажений пород висячего бока при использовании этих систем разработки приходится разделять залежь по простиранию на множество коротких блоков и проходить большое количество вентиляционно-ходовых восстающих выработок на флангах блоков. При этом предельные значения эквивалентных пролетов обнажений пород висячего бока составляют 40—50 м. Но даже уменьшение размеров блока не исключает вероятности площадных отслоений пород висячего бока в сложных горно-геологических условиях. Величина таких отслоений пропорциональна увеличению пролетов обнажений и времени отработки блоков. Наибольшие отслоения могут быть в средней части магазина руды. В результате конвергенции (сближения) стенок выработанного пространства происходит зажатие отбитой руды в магазине, от чего выпуск руды становится затруднительным, опасным, а иногда и невозможным.

Очевидно, что для поддержания пород висячего бока необходимо сооружать искусственные опоры или оставлять часть руды в столбчатых целиках.

В настоящей статье представлены новые технологические решения для отработки бедных и рядовых руд в маломощных крутопадающих залежах с формированием междукамерных столбчатых целиков по определенной сетке с устойчивыми пролетами, что позволит вести

отработку запасов длинными блоками и обеспечить безопасность и высокую интенсивность очистных работ, а для отработки ценных (богатых) руд использовать искусственные опоры с подрывом пород висячего бока, обеспечивающие полноту выемки запасов руды.

Методы исследования и основные технические решения и параметры

Методика исследования включает учет горно-геологических и горно-технических условий отработки маломощных крутопадающих рудных залежей (жил), конструирование высокоадаптивных систем разработки и обоснование параметров основных (ключевых) технологических процессов добычи руды.

Для отработки крутопадающих рудных залежей (жил) малой мощности от 1,5 до 3 м, расположенных на участках с весьма неустойчивыми вмещающими породами, предлагается вариант с подэтажными штреками и формированием междукамерных целиков (рис. 1).

Сущность этого варианта системы с подэтажными штреками заключается в том, что крутопадающую рудную залежь разбивают на этажи с разделением на блоки, которые в свою очередь разбивают на подэтажи. При этом высота этажей (блоков) составляет 68 м, а длина блоков по простиранию порядка — 150 м и более. В нижней части блока в лежачем боку по простиранию рудной залежи проходят полевой транспортный штрек *1* и параллельно ему по рудной залежи проходят траншейный штрек *2*. Оба эти штрека *1* и *2* сбивают между собой погрузочными заездами *3* через 10—12 м. На флангах блока проходят вентиляционно-ходовые восстающие выработки *4*, *5*, соединяющиеся с транспортным штреком *1*. В верхней части отрабатываемого блока вентиляционно-ходовые восстающие *4*, *5* сбивают с вышележащим транспортным штреком отработанный ранее блок. Между вентиляционно-ходовыми восстающими проходят подэтажную буровую выработку *6* на нижнем подэтаже и *7* на вышележащем подэтаже. После завершения указанных подготовительных работ приступают к очистным работам. Очистную выемку в блоке производят в восходящем порядке.

При этом отработку камерных запасов на подэтажах ведут с опережением каждой нижележащей камеры по отношению к вышележащей. Отбойку камерных запасов на подэтажах производят путем взрывания зарядов ВВ в веерных комплектах нисходящих *8* и восходящих *9* шпуров, пробуренных из буровых выработок *6*, *7*. Расстояние между подэтажными буровыми выработками *6*, *7* принимают равным 9—10 м, чтобы использовать малогабаритные буровые установки с перфоратором ПТ-38, установленным на телескопические раздвигающиеся пневматические податчики для бурения нисходящих *8* и восходящих шпуров *9* глубиной 3—4 м и диаметром 36—40 мм, что позволит обеспечить оптимальное дробление руды и минимальное разубоживание пустой породой из лежачего и висячего боков залежи.

В результате проходки буровой выработки *7* на вышележащем подэтаже и отработки камерных запасов на нижележащем подэтаже, между буровой выработкой *7* и выработанным пространством нижележащей камеры образуется временный ленточный целик *10*, в котором из буровой выработки *7* проходят короткие восстающие выработки (отрезные щели) *11*, сбиваемые с выработанным пространством нижележащей камеры.

Причем отрезные щели *11* проходят через расстояние, равное ширине принятой сетки расположения столбчатых междукамерных целиков квадратной или прямоугольной формы, которые оформ-

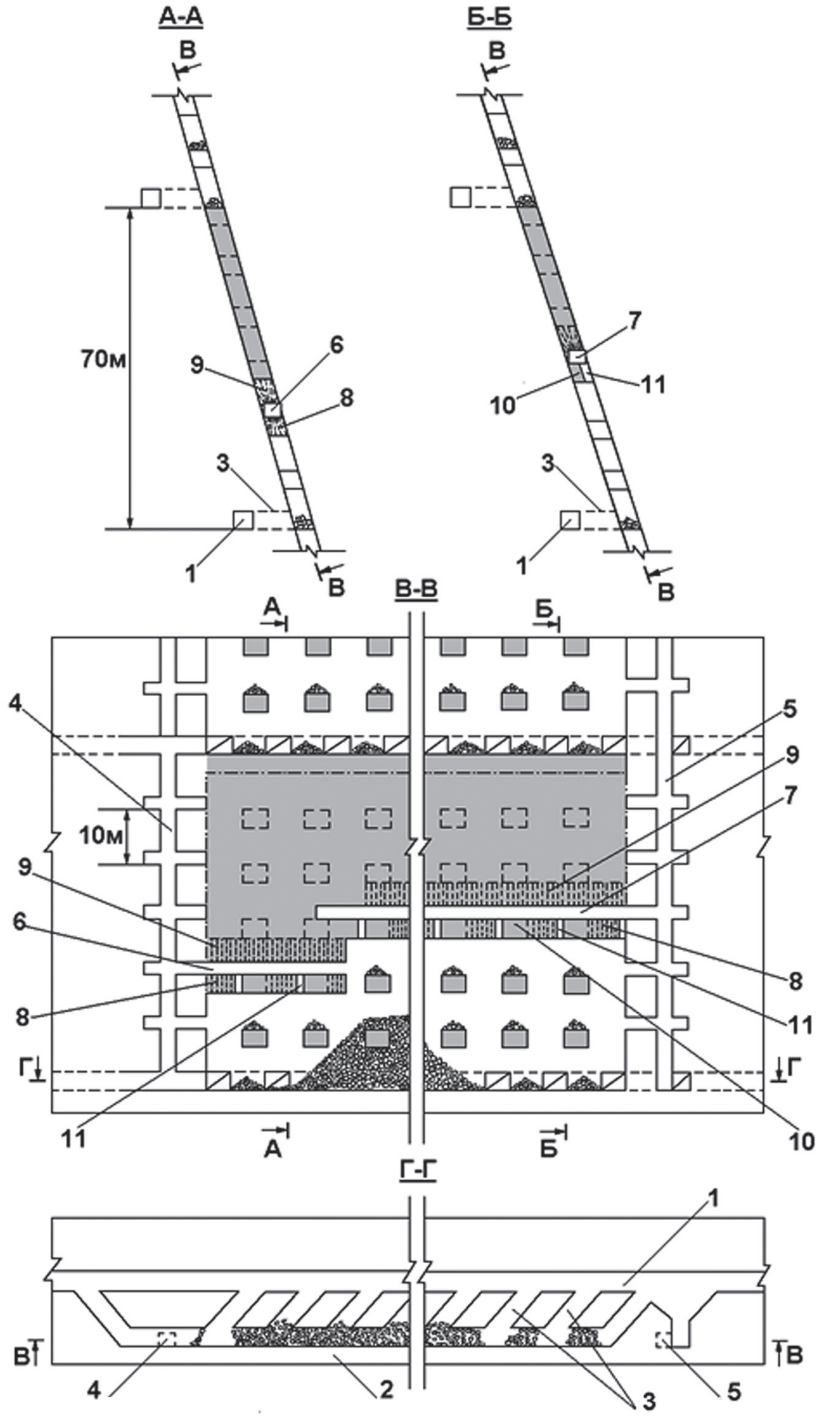

Рис. 1. Вариант системы разработки с подэтажными штреками и формированием междукамерных столбчатых целиков

Fig. 1. Thevariant of development system with sublevel drifts and formation of intercameral columnar pillars

ляют путем одновременной послойной отбойки руды зарядами ВВ в восходящих *8* и нисходящих шпурах *9*, пробуренных из буровой выработки *6* в отрабатываемой камере на нижележащем подэтаже и в образованном ранее временном ленточном целике *10* параллельно отрезным щелям *11*.

Ширина сетки расположения междукамерных столбчатых целиков в блоке принимается равной высоте подэтажа и составляет 9—10 м. Данная величина привязана к максимальной (4 м) глубине бурения восходящих и нисходящих шпуров *8*, *9* перфоратором ПТ-38 и соответствует минимальной длине скрепирования отбитой руды при проходке буровых выработок *6*, *7*, что позволит проходить эти выработки с высокой скоростью.

Свежий воздух для проведения указанных очистных и проходческих выработок поступает из транспортного штрека *1* в вентиляционно-ходовой восстающий *4*, из которого поступает в буровую выработку *6* на отрабатываемом подэтаже. Затем свежий воздух проходит в выработанное пространство камеры и по восстающим *11* поступает в буровую выработку *7*, далее загрязненная струя поступает в вентиляционно-ходовой восстающий *5* и выдается в транспортный штрек вышележащего отработанного блока. При этом дополнительно используется вентилятор местного проветривания для подачи свежего воздуха в тупиковую часть буровой выработки *7*, где осуществляются проходческие работы.

Таким образом, чередуя отработку камерных запасов руды и оформление междукамерных целиков на нижележащем подэтаже с проходкой буровых выработок на вышележащем подэтаже и разбуриванием камерных запасов из них, производят отработку запасов всего блока.

Достоинством этого варианта является то, что при очистной выемке люди не заходят в очистное пространство и находятся в безопасных рабочих местах. При этом очистную выемку ведут одновременно с проведением на вышележащем подэтаже буровых выработок с попутной добычей руды. Более того, также одновременно в этих выработках осуществляют буровые работы для подготовки камерных запасов на этом подэтаже к будущей очистной выемки. При этом, используя не сложное и не дорогое малогабаритное переносное буровое оборудование, можно обеспечить высокую интенсивность буровых работ и к моменту отработки запасов на нижележащем подэтаже без задержки приступить к отработке камерных запасов на вышележащем подэтаже.

Кроме этого, за счет оформления междукамерных целиков по определенной сетке с устойчивыми пролетами между ними сводится к минимуму вероятность площадных отслоений пород из висячего бока залежи. Но даже при наличии на отдельных участках залежи сильно трещиноватых и весьма неустойчивых вмещающих пород можно легко перейти на вариант с магазинированием руды и не допустить потери запасов руды в блоке.

Для отработки высокоценных руд в маломощных крутопадающих залежах (жилах) предлагается вариант системы разработки с выемкой руды камерами по восстанию и подрывом пород висячего бока (рис. 2).

Сущность этого варианта системы разработки заключается в том, что крутонаклонную золотоносную жилу разбивают на блоки, которые, в свою очередь, разделяют на камеры шириной 13—15 м. В нижней части блока в лежачем боку жилы по простиранию проходят полевой доставочный (скреперный) штрек *1*. В верхней части блока проходят вентиляционный штрек *2*. Между доставочным *1* и вентиляционным *2* штреками по простиранию жилы через 10—15 м

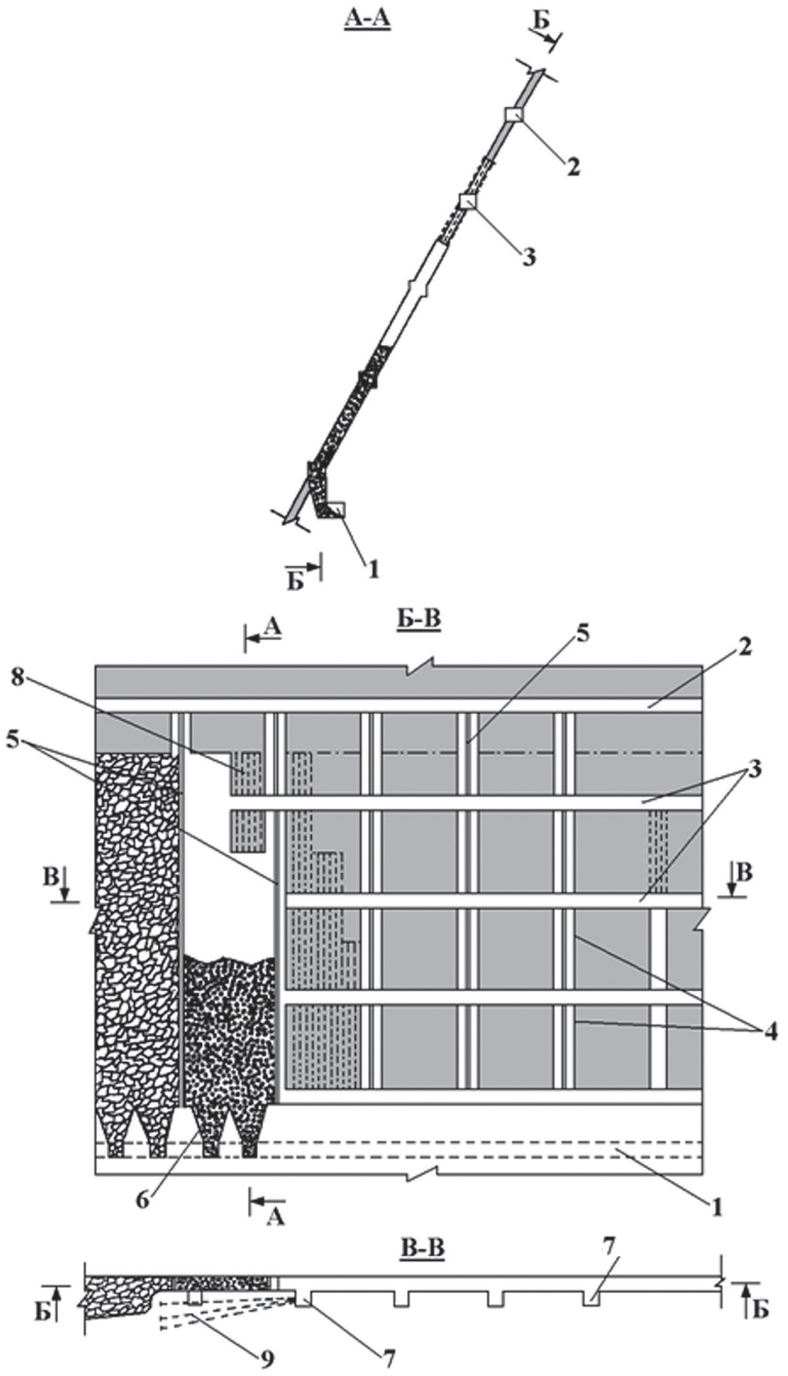

Рис. 2. Вариант системы разработки крутонаклонных рудных залежей (жил) подэтажными штреками с выемкой руды камерами по восстанию и подрывом пород висячего бока

Fig. 2. Variant of the development system of steeply inclined ore deposits (veins) with sublevel drifts with ore-digging by chambers for rebellion and undermining of the rocks of the hanging side

проходят подэтажные буровые выработки, *3* из которых затем оформляют восстающие выработки *4* через расстояние друг от друга, равное ширине выемочной камеры. При этом восстающие выработки *4* разделяют внутри на два отделения путем установки в средней части этих выработок, вдоль их осей, капитальных перегородок *5*, сшитых из толстых деревянных брусьев враспор с породами висячего и лежачего боков. Для повышения прочности перегородок *5* их закрепляют в породы лежачего и висячего боков с помощью металлических закладных, вставляемых в заранее пробуренные шпуры, а поверх перегородок на всю длину и ширину крепят сетку Рабица из толстой проволоки. Эти меры необходимы для обеспечения целостности перегородок от воздействия взрывных работ в выемочной камере в течение всего срока отработки запасов руды в ней.

Для выпуска руды в камерах из доставочного штрека *1* оформляют рудоприемные выработки (дучки) *6*, а для бурения скважин с целью прорыва налегающей толщи пород и заполнения выработанного пространства камер обрушенной породой в висячем боку залежи оформляют буровые ниши *7* в боковых стенках подэтажных буровых выработок *3*.

После завершения указанных подготовительных работ приступают к очистной выемке.

Очистную выемку в камере ведут в восходящем порядке. Из буровых подэтажных выработок *3* бурят скважины *8* малого сечения по жиле и в породе за ее границами для обеспечения полноты выемки золотосодержащей руды при отбойке. Причем бурение скважин ведут одновременно на наклонных подэтажах с некоторым опережением относительно отбойки и выпуска отбитой руды с целью обеспечения высокой интенсивности очистных работ.

После заряжания ВВ в скважинах *8* производят послойную отбойку руды в камере. При этом полость между перегородкой *5* и рудным массивом служит в качестве компенсационного пространства, а сама перегородка *5* предотвращает попадание обрушенной породы в выработанное пространство камеры с отбитой в ней рудой.

После выпуска магазина отбитой руды из камеры через дучки *6* на доставочный штрек *1* из буровых ниш *7* производят бурение вееров скважин *9* в породы висячего бока и далее после заряжания и взрывания зарядов ВВ в этих скважинах производят принудительное обрушение пород висячего бока в выработанное пространство камеры. Причем скважины *9* заряжают только на 2/3 их длины, так чтобы взрывом не была разрушена перегородка *5*, разделяющая следующую отрабатывающую камеру от обрушенных пород в предыдущей погашенной камере.

После погашения выработанного пространства отработанной камеры приступают к отработке запасов в следующей за ней камере по описанной выше схеме. Таким образом, чередуя отработку камерных запасов и погашение выработанного пространства путем подрыва пород висячего бока, производят выемку всех запасов блока.

Для бурения вееров скважин *1* предлагается использовать малогабаритный буровой станок ЛПС-3У, предназначенный для бурения скважин различного назначения диаметром 40—85 мм в породах любой крепости с углами наклона 0—360°.

Веера скважин *1* бурят из буровой ниши *2* под небольшим углом относительно кровли камеры до границы зоны обрушения. Причем бурят один или два веера скважин *1* в зависимости от мощности рудной залежи (жилы), а сами скважины заряжают на длину меньшую

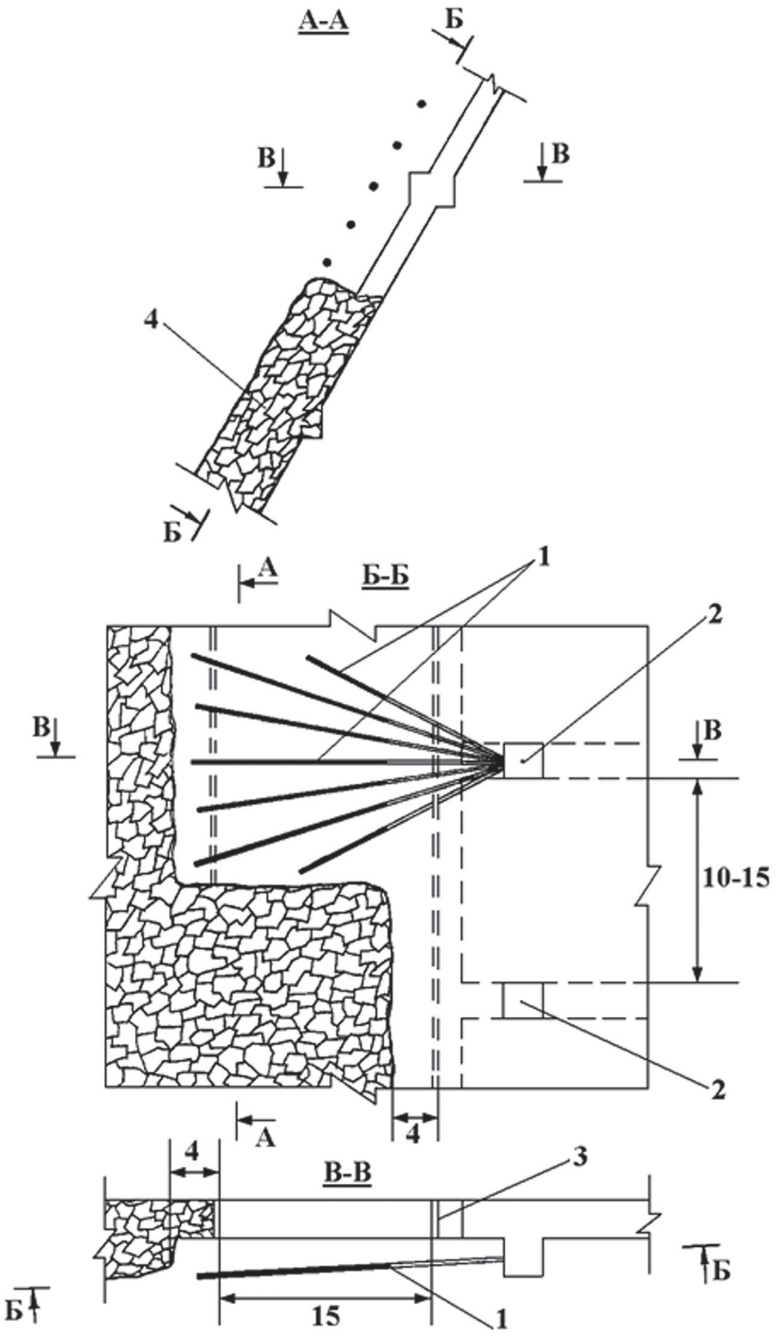

Рис. 3. Схема расположения скважин при подрыве висячего бока
Fig. 3. The scheme of hole at explosion of the hanging side

ширины камеры на 3—4 м, так чтобы взрывом не была разрушена перегородка *3*, отделяющая следующую к отработке камеру от обрушенных пород висячего бока в предыдущей погашенной камере.

Результаты

Результаты расчета скважинной отбойки пород висячего бока представлены в таблице. При ширине камеры ℓ = = 15 м, высоте подэтажа h = 15 м и мощности рудного тела m = 1,2 м.

По схеме расположения скважин получаем: $N_с$ = 7 — число скважин; $L_с$ = 136 — суммарная длина скважин, м; $L_з$ = 81 — суммарная длина заряженной части скважин, м; $Q_{вв}$ = 237 — общий расход ВВ на отбойку слоя, кг.

Из рис. 3 видно, что отбиваемый слой представлен в виде обелиска (усеченного клина), в котором боковыми гранями являются трапеции, а основаниями прямоугольники с размерами: a = 14 м, b = 2,4 м, a_1 = 8 м, b_1 = 1,2 м. Высота слоя h = 12 м.

Тогда объем отбойки в слое составит:

$$V = h/6\,[(2a + a_1)\,b + (2a_1 + a)\,b_1\,] =$$
$$= 12/6\,[(28 + 8)\,2{,}4 + (16 + 14)\,1{,}2] =$$
$$= 245\ м^3$$

Расход бурения на отбойку составит 0,555 м/м^3, выход руды при отбойке — 1,81 м^3/м, общий расход ВВ на отбойку — 238 кг и удельный расход ВВ — 0,967 кг/м^3.

Предложения по направлению будущих исследований

С целью снижения затрат на проведение горно-подготовительных выработок и повышения безопасности горных работ предлагается осуществлять проходку восстающих выработок между подэтажами скважинами с одновременной отбойкой горной массы на всю высоту этих восстающих выработок или отдельными участками (секциями) [9—11].

На результаты взрыва и проходку в целом существенным образом влияет расположение скважин в сечении восстающего, особенно в его врубовой части.

Работа первого заряда происходит в весьма тяжелых условиях, поэтому расстояние между компенсационной и первой врубовой скважинами оказывает решающее влияние на результаты взрыва.

Рядом авторов [10, 12—14] предложены формулы для определения расстояний между скважинами. Дополнительно существует одна из эффективных

Значения длин скважин и величин зарядов ВВ в них
The hole lengths and explosive charges in them

Номера скважин	Длина, м		Масса заряда, кг
	скважины	заряда ВВ	
1	2	3	4
1	15,0	9,3	26,8
2	21,1	12,5	36,8
3	21,0	12,4	36,8
4	21,0	12,5	36,8
5	21,0	12,6	36,8
1	2	3	4
6	21,1	12,6	36,8
7	15,0	9,3	26,8
Итого:	$L_с$ = 136	$L_з$ = 81	$Q_{вв}$ = 237

мер расчета ЛНС шпуровых зарядов для определения ЛНС во взаимной увязке с коэффициентом сближения шпуровых зарядов [13, 15].

Анализ опытных взрывов, проведенный в Институте горного дела им. Д.А. Кунаева [14, 16], показал, что сбойка компенсационной и врубовой скважин происходит, только когда объем образующейся после взрыва полости превосходит взрываемый объем более чем в 1,3 раза. Таким образом, при расчете расстояния между врубовыми скважинами одним из определяющих факторов должен быть компенсационный объем, достаточный для размещения разрыхленной горной массы, увеличившейся в объеме.

$$k = (V_{вз} + V_{п})/V_{п}, \quad (1)$$

где k — коэффициент компенсации, $k > 1{,}3$; $V_{вз}$ — взрываемый объем, м^3; $V_{п}$ — объем компенсационной полости, м^3.

Если учитывать влияние компенсационного объема на результаты взрыва через коэффициент компенсации, то можно определить максимальное расстояние между врубовыми скважинами (рис. 4).

$$W_D = 0{,}785\frac{\left[(k+1)D^2 + (k-1)D^2\right]}{(k-1)(D+2d)}, \quad (2)$$

$$W_2 = 0{,}785\frac{\left[(k+1)(D+2d)\right]}{4(k-1)}, \quad (3)$$

$$W_3 = \frac{\left[(W_D + d)(W_2 + d/2)\right]}{n(k-1)}, \quad (4)$$

$$n = 2\sqrt{(W_2 + d)^2 + (W_D/2 + d/2)^2}, \quad (5)$$

где W_D — предельная ЛНС до свободной поверхности круглой полости; W_2, W_3 — предельная ЛНС до свободной полости; D, d — диаметры компенсационной и взрываемых скважин.

Расстояние до оконтуривающих скважин выбирают конструктивно. Его рекомендуется определять как

$$W_п = (1{,}3 \div 1{,}5)\, W_3. \quad (6)$$

Предложенные формулы выражают расстояние между скважинами через две величины: диаметр скважин и коэффициент компенсации. Они удобны для практического пользования, но полученные по ним результаты, как и все расчеты параметров БВР, требуют проверки и корректировки применительно к конкретным условиям.

При большом разбросе времени срабатывания скважинных детонаторов для достижения минимального сейсмического воздействия массового взрыва на-

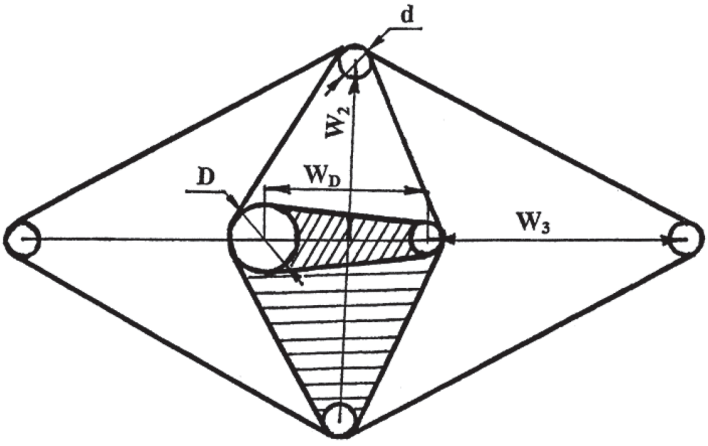

Рис. 4. Схема к расчету расстояний междуврубовыми скважинами
Fig. 4. The scheme to calculate the distance between the cut holes

до выбирать интервалы замедления в скважинных детонаторах больше времени разброса их срабатывания [17].

Необходимо проводить расширение врубовых скважин по всей длине. Определение параметров таких полостей проводится таким же образом, как и для донных его частей. В настоящее время разрабатываются рекомендации по определению параметров расширенных полостей скважин, расположенных в разных частях скважины [18].

Заключение

При отработке бедных и рядовых руд в маломощных крутопадающих рудных залежах (жилах) с использованием системы разработки с подэтажными штреками и формированием столбчатых целиков одновременная отработка запасов руды на нижележащем подэтаже и проходка буровой выработки на вышележащем подэтаже обеспечивается за счет проходки рудоспусков через расстояние, равное сетке расположения столбчатых целиков для перепуска отбитой руды при проходке буровой выработки в выработанное пространство блока, а также использование рудоспусков в качестве отрезных щелей при оформлении столбчатых целиков.

При отработке ценных руд в маломощных крутопадающих рудных залежах (жилах) с использованием варианта системы разработки с подрывом пород висячего бока новизна состоит в том, что в восстающих междукамерных выработках сооружают прочные перегородки, препятствующие затеканию обрушенной породы из висячего бока залежи, а подрыв пород висячего бока осуществляют путем взрывания зарядов взрывчатых веществ в веерах скважин, пробуренных из буровых ниш перед каждой камерой.

В варианте системы разработки с подэтажными штреками и формированием столбчатых целиков за счет оформления столбчатых целиков по определенной сетке с устойчивыми пролетами между ними вероятность площадных обрушений пород из висячего бока сводится к минимуму.

В варианте системы разработки с подрывом пород висячего бока отбитая пустая порода, заполнившая выработанное пространство блока враспор с налегающей толщей, будет служить надежной опорой вместо рудных целиков от разрушающего воздействия горного давления при отработке запасов в каждой последующей камере.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Massabki R. F.* Panel opening in sublevel open stope mining using modeling software / *24th World Mining Congress*, 2016, Rio de Janeiro, Brazil. pp. 358 — 364.

2. *Gao F., Zhou K. P., Deng H. W., Yang N. G., Li J. L.* Design and application of an efficient mining method for gentle-dipping narrow vein at Kafang Mine, in Y Potvin (ed.) / Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining, 2015, Australian Centre for Geomechanics. Perth. pp. 293—305.

3. *Shekhar G., Gustafson A., Schunnesson H.* Draw control strategy and resource efficiency in sublevel caving. State-of-the-art. Research report. Luleå University of Tecnology, 2017, Luleå, 96 p.

4. *Nordqvist A., Wimmer X.* Holistic approach to study gravity flow at the Kiruna sublevel caving mine / In Seventh International Conference and Exhibition on Mass Mining. 2016, Sydney: The Australian Institute of Mining and Metallurgy. Pp. 401—414.

5. *Matthews T.* Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations / SME Annual Conference and Expo and CMA 117th National Western Mining Conference. Mining: Navigating the Global Waters. Denver, United States. 15— 18 February. 2015, Pp. 529—532.

6. *Skawina B., Greberg J., Salama A., Gustafson A.* The effects of orepass loss on loading, hauling, and dumping operations and production rates in a sublevel caving mine // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2018, April, Vol. 118, pp 409—418.

7. *Лизункин М.В.* Опыт скважинной отбойки маломощных урановых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 10. — С. 23—26.

8. *Белин В.А., Горбонос М.Г., Мангуш С.К., Эквист Б.В.* Новые технологии ведения взрывных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — ОВ1. — С. 87—101.

9. *Типовые* проходки восстающих глубокими скважинами на рудниках министерства металлургии СССР. — Усть-Каменогорск: ВНИИЦВЕТМЕТ, 1991. — 430 с.

10. *Ерофеев И.Е., Вылегжанин В.В., Фабричнов С.М. и др.* Параметры буровзрывных работ при проходке восстающих глубокими скважинами // Горный журнал. —1966. — № 2.

11. *Бахтин А.К., Матвеев В.К., Першин В.А.* Совершенствование взрывных работ на подземных рудниках // Горный журнал. — 1986. — № 6. — С. 29—30.

12. *Лещуков Н.Н., Петрушин А.Г.* Определение зависимости предельной ЛНС удлиненного заряда ВВ от формы и размеров ограниченной компенсационной полости // Известия вузов: Горный журнал. — 2002. — № 1. — С. 72—77.

13. *Шапиро В.Я., Боев А.В., Литвинович Н.В.* Совершенствование параметров БВР при проведении горных выработок // Горный журнал. — 1985. — № 2. — С. 34—37.

14. *Кристин А.К.* Основные параметры технологии проходки восстающих глубокими взрывными скважинами // Известия вузов: Горный журнал. — 1961. — № 3. — С. 7—14.

15. *Кабетенов Т., Юсупов Х.А., Рустемов С.Т., Егембердиев Р.И.* Определение линий наименьшего сопротивления вспомогательных и отбойных шпуров при использовании секционных врубов // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований: Успехи современного естествознания. — 2015. — № 12. — Ч. 5. — С. 794—799.

16. *Вороненко В.К.* Проведение восстающих горных выработок методом взрывания скважинных зарядов / Труды ИГД им. Д. А. Кунаева. Научно-техническое обеспечение горного производства. Т. 69. — Алматы, 2005. — С. 150—154.

17. *Городниченко В.И.* Расширение скважин для взрывной отбойки руды на подземных горных работах // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2012. — № 7. — С. 28—31.

18. *Егембердиев Р.И., Латыпов А.С., Юсупов Х.А., Елемесов К.К., Столповских И.Н., Сыдыкбекова С.Т., Шахмурат М.Ш.* Патент KZ № 33599,03.05.2019. Способ бурения взрывных скважин с расширением их диаметра и устройство для его осуществления. 2019. Бюл. № 18. ГИАБ

REFERENCES

1. Massabki R. F. Panel opening in sublevel open stope mining using modeling software. *24th World Mining Congress*, 2016, Rio de Janeiro, Brazil. pp. 358 — 364.

2. Gao F., Zhou K. P., Deng H. W., Yang N. G., Li J. L. Design and application of an efficient mining method for gentle-dipping narrow vein at Kafang Mine, in Y Potvin (ed.). *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining*, 2015, Australian Centre for Geomechanics. Perth. pp. 293—305.

3. Shekhar G., Gustafson A., Schunnesson H. *Draw control strategy and resource efficiency in sublevel caving. State-of-the-art*. Research report. Luleå University of Tecnology, 2017, Luleå, 96 p.

4. Nordqvist A., Wimmer X. Holistic approach to study gravity flow at the Kiruna sublevel caving mine. *In Seventh International Conference and Exhibition on Mass Mining*. 2016, Sydney: The Australian Institute of Mining and Metallurgy. Pp. 401—414.

5. Matthews T. Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations. *SME Annual Conference and Expo and CMA 117th National Western Mining Conference*. Mining: Navigating the Global Waters. Denver, United States. 15— 18 February. 2015, Pp. 529—532.

6. Skawina B., Greberg J., Salama A., Gustafson A. The effects of orepass loss on loading, hauling, and dumping operations and production rates in a sublevel caving mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018, April, Vol. 118, pp 409—418.

7. Lizunkin M.V. Experience of borehole extraction of low-power uranium ores. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015, no 10, pp. 23—26. [In Russ].

8. Belin V.A., Gorbonos M.G., Mangush S.K., Ekvist B.V. New technologies of conducting explosive works. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2015. Special edition 1, pp. 87—101. [In Russ].

9. *Tipovye prokhodki vosstayushchikh glubokimi skvazhinami na rudnikakh ministerstva metallurgii SSSR* [Typical penetrations of rising deep wells in mines of the Ministry of Metallurgy], Ust'-Kamenogorsk, VNIITSVETMET, 1991, 430 p.

10. Erofeev I.E., Vylegzhanin V.V., Fabrichnov S.M. Parameters of drilling and blasting operations when penetrating deep wells. *Gornyy zhurnal*. 1966, no 2. [In Russ].

11. Bakhtin A.K., Matveev V.K., Pershin V.A. Improvement of blasting operations at the underground mines of the Leninogorsk Polymetallic Combine. *Gornyy zhurnal*. 1986, no 6, pp. 29—30. [In Russ].

12. Leshchukov N.N., Petrushin A.G. Determination of the dependence of the limiting LNS of an extended explosive charge on the shape and size of a limited compensation cavity. *Izvestiya vuzov: Gornyy zhurnal*. 2002, no 1, pp. 72—77. [In Russ].

13. Shapiro V.Ya., Boev A.V., Litvinovich N.V. Improving the parameters of drilling and blasting in the mine workings. *Gornyy zhurnal*. 1985, no 2, pp. 34—37. [In Russ].

14. Kristin A.K. The main parameters of the technology of drilling ascending deep explosive wells. *Izvestiya vuzov: Gornyy zhurnal*. 1961, no 3, pp. 7—14. [In Russ].

15. Kabetenov T., Yusupov Kh.A., Rustemov S.T., Egemberdiev R.I. Definition of the lines smallest resistance of auxiliary and breaking shots when using section cuts, International magazine of applied and basic researches. *Mezhdunarodnyy zhurnal prikladnykh i fundamental'nykh issledovaniy: Uspekhi sovremennogo estestvoznaniya*. 2015, no 12, part 5, pp. 794—799. [In Russ].

16. Voronenko V.K. Carrying out the rising mine workings by blasting downhole charges. *Trudy IGD im. D. A. Kunaeva. Nauchno-tekhnicheskoe obespechenie gornogo proizvodstva*. Vol. 69. Almaty, 2005, pp. 150—154. [In Russ].

17. Gorodnichenko V.I. Expansion of wells for an explosive otboyka of ore on underground mining operations. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten'*. 2012, no 7, pp. 28—31. [In Russ].

18. Egemberdiev R.I., Latypov A.S., Yusupov Kh.A., Elemesov K.K., Stolpovskikh I.N., Sydykbekova S.T., Shakhmurat M.Sh. *Patent KZ 33599*, 03.05.2019.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Егембердиев Руслан Ильдосович[1] — инженер,
e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com,
Волков Юрий Анатольевич[1] — инженер, e-mail: ro1ro@mail.ru,
[1] Институт горного дела им. Д.А. Кунаева, Алматы, Казахстан.
Для контактов: Егембердиев Р.И.,
e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

R.I. Yegemberdiyev[1], Engeneer,
e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com,
Yu.A. Volkov[1], Engeneer, e-mail: ro1ro@mail.ru,
[1] D.A. Kunayev Mining institute, Almaty, Kazakhstan.
Corresponding author: R.I. Yegemberdiyev,
e-mail: ryegemberdiyev@borusan.com.