



Технология взрывной отбойки крепких ценных руд при веерном расположении скважин

И.В.СОКОЛОВ , А.А.СМИРНОВ, А.А.РОЖКОВ
Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург, Россия

Для руд цветных и драгоценных металлов, представленных крепкими породами, характерен эффект сегрегации – склонность рудных минералов при разрушении концентрироваться в мелких классах руды, которые при подземном способе добычи в значительных количествах скапливаются на неровностях лежачего бока и впоследствии теряются. При добыче ценного нерудного сырья остро стоит проблема переизмельчения, когда мелочь попросту не отвечает требованиям к качеству конечного продукта. Общеизвестно, что гранулометрический состав руды в основном зависит от технологии и параметров буровзрывных работ (БВР). При подземной разработке рудных месторождений основным способом ведения БВР является скважинная отбойка зарядами сплошной конструкции при веерном расположении скважин. Основные недостатки способа: неравномерное распределение взрывчатого вещества (ВВ) по плоскости отбиваемого слоя и расходование значительной части энергии взрыва зарядов сплошной конструкции на бризантное воздействие, обязательно связанное с переизмельчением руды. Для решения данных проблем авторами предложена технология отбойки, сущность которой заключается в том, что равномерность распределения концентрации энергии ВВ в отбиваемом слое обеспечивается за счет рассредоточения зарядов воздушными промежутками и определенного порядка их размещения в плоскости расположения веера. Для практической реализации технологии разработан способ формирования рассредоточенных зарядов в восстающих глубоких скважинах, не требующий значительного роста трудозатрат и дополнительных специальных средств. Создана специальная методика, позволяющая определить параметры рассредоточения, обеспечивающие выдержаный удельный расход ВВ по всей плоскости отбиваемого слоя руды. Проведены экспериментальные исследования предложенной технологии в натурных условиях подземного рудника по добыче ценного гранулированного кварца. В результате установлена возможность значительного снижения удельного расхода ВВ (на 42 %). При этом выход кондиционного куска суммарно повысился на 10,7 %, причем выход наиболее благоприятной для дальнейшей переработки фракции увеличился на 33,7 %.

Ключевые слова: сегрегация; взрывная отбойка; дробление; рассредоточенный заряд; веер скважин; воздушный промежуток; удельный расход ВВ

Благодарность. Исследования выполнены в рамках Госзадания № 075-00581-19-00. Тема № 0405-2019-0005.

Как цитировать эту статью: Соколов И.В. Технология взрывной отбойки крепких ценных руд при веерном расположении скважин / И.В.Соколов, А.А.Смирнов, А.А.Рожков // Записки Горного института. 2019. Т. 237. С. 285-291. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.285

Актуальность и задачи исследований. Для руд цветных и драгоценных металлов, представленных крепкими породами, характерен эффект сегрегации – склонность рудных минералов при разрушении накапливаться в мелких классах руды [5]. При подземном способе разработки такая «обогащенная» рудная мелочь в значительных количествах скапливается на неровностях лежачего бока. Данный вид потерь ценного компонента можно снизить путем зачистки лежачего бока гидромониторами, вакуумными установками, дистанционно управляемыми машинами и т.д. [6, 7]. Однако при системах разработки без присутствия людей в открытом очистном пространстве (камерная, камерная с закладкой, с магазинированием руды) данные способы зачистки лежачего бока не являются эффективными и безопасными. Например, испытанные способы зачистки с помощью энергии водного потока при отработке наклонных месторождений высокоценных руд (Миргалимсайское, Березовское и др.) не дали ожидаемого эффекта, а в условиях вечной мерзлоты – просто неприемлемы. При системах с обрушением руды и вмещающих пород потери рудной мелочи на лежачем боку становятся безвозвратными. Кроме того, при добыче ценного нерудного сырья, например кварцевого [14, 17, 20], часто действуют достаточно жесткие требования к гранулометрическому составу по ограничению выхода мелкой фракции [19].

Общеизвестно, что гранулометрический состав руды в основном зависит от технологии и параметров буровзрывных работ (БВР). При подземной разработке рудных месторождений основным способом ведения БВР является скважинная отбойка зарядами сплошной конструкции при веерном расположении скважин.



Таким образом, снижение выхода мелких фракций рудного и нерудного сырья при его отбойке с учетом веерного расположения скважинных зарядов является актуальной научно-технической задачей.

Состояние изученности вопроса. Характерной особенностью веерного расположения является неравномерное распределение взрывчатого вещества (ВВ) по плоскости веера [11]. Для обеспечения полноты отрыва отбиваемого слоя от массива и снижения выхода негабарита необходимые параметры расположения скважин и расход ВВ рассчитываются для зоны концов (забоев) скважин. В остальной части веера вследствие сближения скважин от забоев к устьюм удельный расход ВВ оказывается заведомо завышенным [3]. Основным способом регулирования удельного расхода ВВ в веерах являются различные схемы недозаряда скважин.

Вместе с тем сплошные скважинные заряды недостаточно эффективны с точки зрения полезного использования энергии взрыва [2, 18]. Известно, что рассредоточение заряда позволяет снизить начальное давление взрыва на единицу поверхности стенок скважины, удлиняя время воздействия взрыва на разрушающую породу, уменьшает бризантное действие взрыва, вызывающее переизмельчение материала в ближней зоне, и способствует более равномерному дроблению породы. При этом важно отметить, что рациональной конструкцией является заряд, разделенный именно воздушным промежутком, а не забоечным или каким-либо другим инертным материалом [16].

Следовательно, повысить качество дробления при веерном расположении скважин можно равномерным распределением ВВ по плоскости отбиваемого слоя и применением рассредоточенной конструкции зарядов.

В практике взрывных работ формирование рассредоточенных зарядов производится различными способами (заполнение промежутков материалами и предметами различных форм, плотностей и гранулометрического состава; размещение ВВ в отдельных тарах с разделением их сыпучими материалами, путем подвешивания и специальными распорными приспособлениями; использование патронированных ВВ меньше диаметром, чем диаметр скважин в обводненных условиях и т.д.) [1, 4, 10, 13, 15, 21], разработанными преимущественно для открытых горных работ, патронированных и эмульсионных ВВ, ручного заряжания или размещения ВВ в скважине под силой собственного веса. В подземных условиях возможная область их использования ограничивается заряжанием нисходящих скважин увеличенного диаметра. При наиболее часто применяемой схеме расположения скважин в виде восходящего веера и значительной их длине данные способы неприменимы, либо сложно осуществимы.

Анализ теории и опыта применения рассредоточенных зарядов позволил установить направление исследований. Стесненность в пространстве и определенная ограниченность времени заряжания, характерная для веерного способа отбойки, определила необходимость разработки такой конструкции зарядов ВВ с воздушными промежутками, которая не требует существенных дополнительных трудозатрат и специальных средств. Для определения параметров рассредоточенных зарядов необходимо создание методики расчета, учитывающей веерное расположение скважин.

Разработка способа взрывания. Сущность разработанного способа взрывания заключается в том, что при веерном расположении скважин равномерность распределения концентрации энергии ВВ в отбиваемом слое обеспечивается за счет рассредоточения зарядов воздушными промежутками и определенного порядка их размещения в плоскости расположения скважин. При этом необходимые для полноты отрыва слоя от массива и получения требуемого качества дробления руды параметры расположения скважин и удельный расход ВВ рассчитываются для зоны забоев скважин. По мере сгущения скважин расход ВВ снижается за счет воздушных промежутков, оставаясь примерно одинаковым для разных областей отбиваемого слоя.

Для условий Кыштымского подземного рудника был разработан и практически апробирован способ формирования воздушного промежутка в скважине при механизированном заряжании. В качестве средства рассредоточения было предложено использовать традиционный забоечный материал – глину или песчано-глиняную смесь. В забое скважины размещался патрон-боевик из аммонита 6ЖВ с присоединенным детонирующим шнуром. Пневмозарядчиком подавался первый заряд гранулированного ВВ необходимой длины. Зарядный шланг извлекался из скважины. Этим же шлангом в скважину вводилась влажная глиняная пробка длиной 25-40 см (в зависимо-

сти от диаметра скважины) на расстояние, обеспечивающее образование заданного воздушного промежутка (рис.1, *а*). Контроль расстояний между зарядом ВВ и пробкой осуществлялся по маркировке зарядного шланга. Легкими ударами шланга пробка расклинивалась и запрессовывалась в скважине (рис.1, *б*). Далее проводилось заряжание следующей порции ВВ (рис.1, *в*). Опыт заряжания показал, что запрессованная таким образом глиняная пробка выдерживает напор подающейся под давлением порции ВВ и надежно обеспечивает заданный воздушный промежуток. В процессе заряжания заряды граммонита уплотняются и надежно удерживаются в скважине, не просыпаясь в нижерасположенный воздушный промежуток и в устье скважины. В целом этот способ заряжания отличается простотой (трудоемкость сравнима с формированием сплошного заряда в скважине) и не требует дополнительных специальных средств. Данная конструкция показала свою надежность в скважинах диаметром 65 и 105 мм.

Методика расчета параметров рассредоточенных зарядов. Для расчета параметров рассредоточенных зарядов веер скважин представляется в идеализированном виде как сектор круга с центром в буровой выработке (*O*) радиусом, равным длине скважин (*L*), и углом раствора (α) между крайними скважинами веера. Такая схема справедлива в случае примерно одинаковой длины всех скважин. Для вееров, где длина скважин значительно различается, следует выделить необходимое количество групп соседних скважин со схожими длинами в виде подобных секторов. В общем виде предлагаемая расчетная схема применима как для всего веера в целом, так и для отдельных его секторов. Принципиальная расчетная схема показана на рис.2.

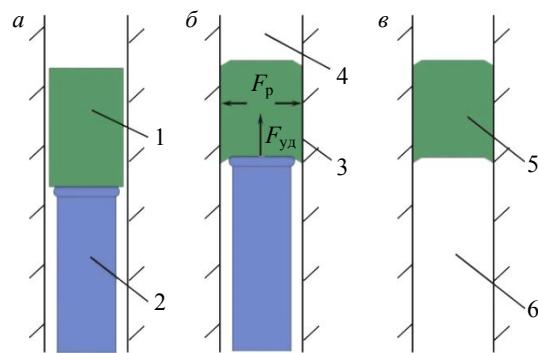


Рис.1. Процесс формирования воздушного промежутка в скважине

1 – влажная глиняная пробка; 2 – зарядный шланг; 3 – деформируемая глиняная пробка; 4 – формируемый воздушный промежуток; 5 – расклиниенная глиняная пробка; 6 – заряд гранулированного ВВ;
 F_{ud} , F_p – силы удара и распора соответственно

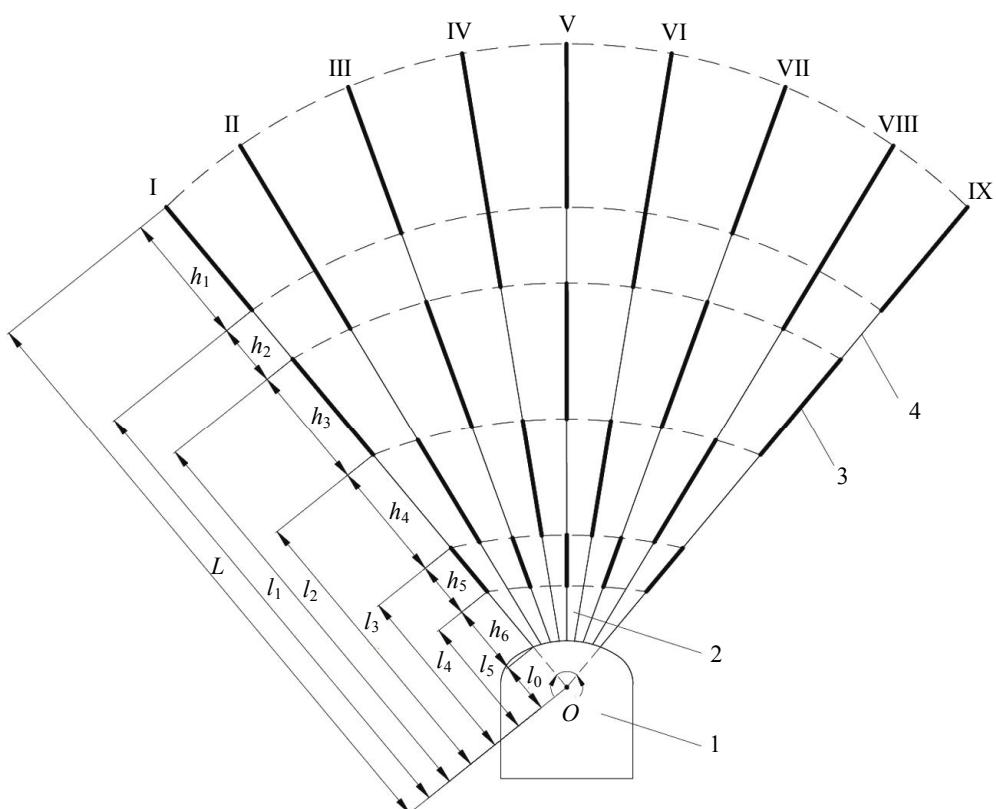


Рис.2. Принципиальная расчетная схема заряжания восходящего веера скважинных зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками

1 – буровая выработка; 2 – незаряжаемая часть веера; 3 – заряд ВВ; 4 – воздушный промежуток



В основу методики расчета заложены следующие принципы. Плоскость веера разделяется на дугообразные зоны. Заряды ВВ в скважине чередуются с воздушными промежутками. В смежных скважинах веера заряды и промежутки располагаются в шахматном порядке. Длина зарядов и промежутков принимается равной высоте дугообразной зоны (h_i), в которой они расположены. Исключение делается для зоны у забоев скважин, в которой заряжаются все скважины. Зона, примыкающая к устьям скважин (козырек над буровой выработкой), не заряжается. Таким образом, задача сводится к определению высот дугообразных зон h_i в зависимости от параметров БВР (ЛНС, коэффициент сближения скважин, удельный расход ВВ), рассчитанных по общепринятым методикам либо установленных в ходе экспериментальных взрывов [12].

Высоты дугообразных зон в общем случае определяются по формуле

$$h_i = l_{i_{\text{в}}} - l_{i_{\text{н}}}, \quad (1)$$

где $l_{i_{\text{в}}}$ – длина от центра веера до верхней границы i -й дугообразной зоны, м; $l_{i_{\text{н}}}$ – длина участка скважины от центра веера до нижней границы i -й дугообразной зоны, м; $i = 1 \dots m$ – количество дугообразных зон в веере, шт.

Высота первой дугообразной зоны (в метрах) у забоев скважин, в переделах которой необходимо заряжать все скважины, рассчитывается следующим образом:

$$h_1 = L - l_1, \quad (2)$$

где L – длина от центра веера (оси бурового станка) до забоя скважины, м; l_1 – длина недозаряда при формировании заряда ВВ первой дугообразной зоны, м.

Длина определяется по формуле

$$l_1 = \frac{90n_{\text{скв}}d^2\rho_{\text{зар}}}{Waq_{\text{ВВ}}} - L, \quad (3)$$

где $n_{\text{скв}}$ – количество скважин в веере, шт.; d – диаметр скважин, м; $\rho_{\text{зар}}$ – плотность заряжания ВВ, кг/м³; W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м; α – угол между крайними скважинами веера, град.; $q_{\text{ВВ}}$ – удельный расход ВВ на отбойку, кг/м³.

Высота второй от забоев скважин дугообразной зоны рассчитываются по формуле

$$h_2 = l_1 - l_2, \quad (4)$$

$$l_2 = \frac{90n_{\text{скв}}^{\text{чет}}d^2\rho_{\text{зар}}}{Waq_{\text{ВВ}}} - l_1, \quad (5)$$

где $n_{\text{скв}}^{\text{чет}}$ – количество четных скважин в веере, шт.

В общем случае для последующих четных зон расчеты производятся по аналогии с (4) и (5). В рассматриваемом примере это значения h_4 и l_4 .

Высота третьей зоны

$$h_3 = l_2 - l_3, \quad (6)$$

$$l_3 = \frac{90n_{\text{скв}}^{\text{неч}}d^2\rho_{\text{зар}}}{Waq_{\text{ВВ}}} - l_2, \quad (7)$$

где $n_{\text{скв}}^{\text{неч}}$ – количество нечетных скважин в веере, шт.

По аналогии с формулами (6) и (7) производятся расчеты для нечетных зон, за исключением последней заряжаемой (h_5).

Отличным образом рассчитываются высоты последней заряжаемой (h_5) и полностью не заряжаемой зоны (h_6). Для расчета полагаем, что с учетом недозаряда удельный расход ВВ принимается на суммарный объем этих двух зон. Также здесь учитывается и условный отрезок скважин от центра веера до их устьев. Расчетные формулы примут следующий вид:

$$h_5 = l_4 - l_5, \quad (8)$$

$$h_6 = l_5 - l_0, \quad (9)$$

$$l_5 = l_4 - \frac{Waq_{\text{ВВ}}(l_4^2 - l_0^2)}{90n_{\text{сKB}}^{\text{неч}}d^2\rho_{\text{зар}}}, \quad (10)$$

где l_0 – длина условного отрезка от центра веера до устьев скважин.

Количество дугообразных зон зависит от переменных факторов, входящих в методику, и теоретически может быть большим. Однако практика ведения БВР показывает, что достаточно заряды ВВ разбивать промежутками на 2-3 части. В ходе проведения экспериментальных работ на Кыштымском подземном руднике производилось формирование зарядов с 2-3 воздушными промежутками в скважинах длиной около 22 м и диаметром 65-105 мм. Поэтому практически рациональным является разделение плоскости веера на 4-9 зон. Определенные по представленной методике параметры следует корректировать с учетом реального контура отбиваемого слоя.

Результаты экспериментальных исследований. Способ был испытан при массовой отбойке веерами скважин диаметром 65-105 мм на Кыштымском подземном руднике (крепость руды $f=12$, плотность $\gamma=2,65 \text{ т}/\text{м}^3$) [8]. В качестве ВВ применялся граммонит 21 ТМЗ, зарядка производилась зарядчиком ЗМК-1А, в качестве боевиков использовались патроны аммонита 6ЖВ с ДШЭ-9. Затраты времени на установку одной пробки в зависимости от удаленности места ее расклинивания от устья скважины составляли 2-4 мин [9]. Оценка эффективности способа производилась по критериям максимального выхода кондиционного куска (+20 – 700 мм) и минимального выхода переизмельченной фракции (0-20 мм). Для условий Кыштымского подземного рудника выход негабарита (+700 мм) ограничен 8-10 %.

Всего было проведено семь экспериментальных взрывов и отбито 6,7 тыс. т рудной массы. По мере их проведения удельный расход ВВ постепенно снижался, пока не было достигнуто граничное значение по выходу негабаритной фракции +700 мм.

Для оценки результатов отбойки предложенным способом первые два взрыва были проведены с применением сплошных зарядов в веерах с диаметрами скважин соответственно 65 и 105 мм. Удельный расход ВВ составил для 65 мм – 1,55 $\text{кг}/\text{м}^3$, для 105 мм – 1,7 $\text{кг}/\text{м}^3$. Дальнейшие экспериментальные взрывы проводились по предлагаемой технологии с рассредоточением зарядов и постепенным снижением удельного расхода ВВ. При третьем взрыве диаметр скважин составлял 105 мм, а удельный расход ВВ – 1,37 $\text{кг}/\text{м}^3$. Взрывы с четвертого по седьмой проводились с диаметром скважин 65 мм, удельный расход снижался с 1,2 до 0,9 $\text{кг}/\text{м}^3$. По результатам экспериментов установлены зависимости гранулометрического состава от удельного расхода ВВ на отбойку (рис.3).

В области полученных результатов применения традиционной технологии БВР со сплошной конструкцией зарядов (выделена красным цветом) и предложенной нами технологии с рассредоточенной конструкцией зарядов и равномерным распределением ВВ по плоскости отбиваемого слоя (выделена синим цветом) можно сделать вывод, что выход переизмельченных и мелких фракций руды – прямо пропорционален, а кондиционного куска и негабарита – обратно пропорционален удельному расходу ВВ на отбойку для условий Кыштымского рудника.

Вместе с тем результаты взрывов показывают, что отношение фракции 0-20 мм к +20-65 мм уменьшается с улучшением каче-

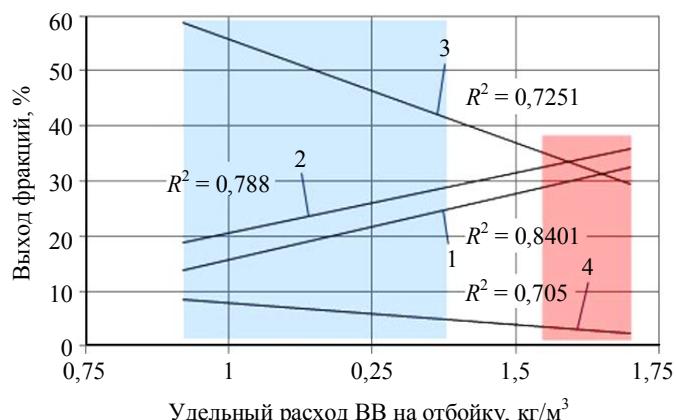


Рис.3. Линейные зависимости выхода фракций отбитой руды от удельного расхода ВВ на отбойку

1 – 0-20 мм; 2 – +20-65 мм; 3 – +65-700 мм; 4 – +700 мм.
Красный – традиционная технология БВР;
синий – предлагаемая технология БВР

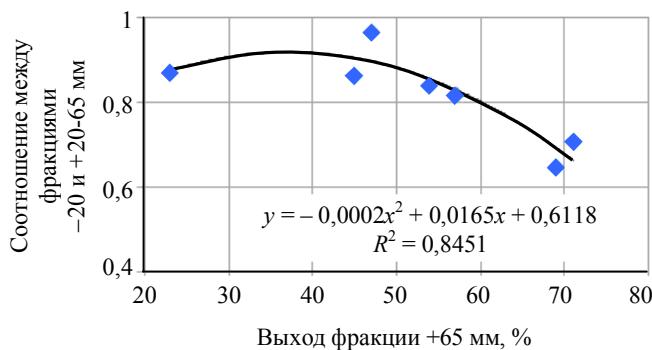


Рис.4. Зависимость соотношения между фракциями 0-20 и +20-65 мм от фракции +65 мм

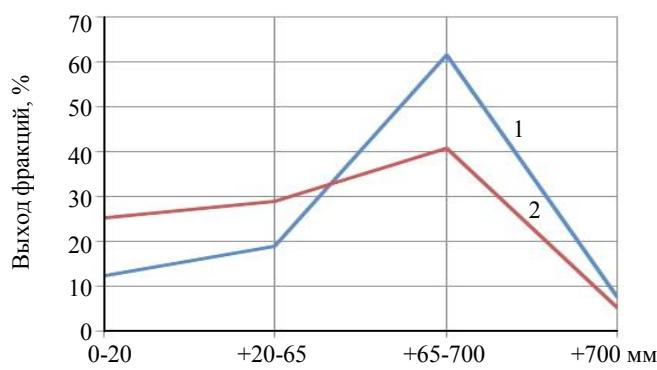


Рис.5. Сравнение результатов взрывов с рассредоточенной и сплошной конструкцией зарядов при диаметре скважин 65 мм; q – удельный расход ВВ
1 – рассредоточенные заряды, $q = 0,9$; 2 – сплошные заряды, $q = 1,55$

ных или определенных опытным путем для условий конкретного месторождения, позволяющая установить параметры, обеспечивающие равномерное насыщение энергии взрыва всех участков отбиваемого слоя руды без завышения удельного расхода ВВ по мере удаления от забоев к устьям скважин в веере.

Для условий Кыштымского подземного рудника установлено следующее:

- выход переизмельченных и мелких фракций руды – прямо пропорционален, а кондиционного куска – обратно пропорционален удельному расходу ВВ на отбойку;
- отношение переизмельченной фракции 0-20 мм к +20-65 мм уменьшается вместе с улучшением качества дробления;
- в сравнении с традиционной технологией БВР выход кондиционного куска (+20-700 мм) суммарно повышается на 10,7 %, причем доля наиболее благоприятной для дальнейшей переработки фракции (+65-700 мм) увеличивается на 33,7 %. При этом достигается снижение удельного расхода ВВ на 42 %.

ЛИТЕРАТУРА

1. Гришин А.Н. Способ формирования рассредоточенных скважинных зарядов / А.Н.Гришин, В.А.Матренин, С.В.Мучник // Горный журнал. 2007. № 4. С. 55-57.
2. Жариков И.Ф. Энергосберегающие технологии ведения взрывных работ на разрезах // Взрывное дело. 1998. № 91(48). С. 191-195.
3. Кутузов Б.Н. Проектирование и организация взрывных работ / Б.Н.Кутузов, В.А.Белин. М.: Горная книга, 2012. 416 с.
4. Лещинский А.В. Рассредоточение скважинных зарядов / А.В.Лещинский, Е.Б.Шевкун. Хабаровск: Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, 2009. 154 с.
5. Ломоносов Г.Г. Явление сегрегации рудной массы и его влияние на формирование качества продукции горнорудного производства / Г.Г.Ломоносов, Н.А.Туртыгина // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. № 6. С. 37-40.
6. Результаты испытаний нового оборудования канадского производства на ОАО «Рудник Каральвеем» // Горная промышленность. 2012. № 3 (103). С. 42-43.

ства дробления и может быть аппроксимировано графиком, с достаточно высоким для подобного рода экспериментов коэффициентом детерминации (рис.4).

В результате испытаний предлагаемой технологии БВР показатели гранулометрического состава отбиваемой рудной массы лучшего качества были достигнуты при диаметре скважин 65 мм и удельном расходе ВВ на отбойку 0,9 кг/м³. Наглядное сравнение с принятым за эталон взрыванием со сплошной конструкцией зарядов аналогичного диаметра представлено на рис.5.

Заключение. Разработанный способ отбойки рассредоточенными зарядами не требует значительного роста трудозатрат и дополнительных специальных средств, позволяет значительно снизить удельный расход ВВ и обеспечить достаточно равномерное его распределение по плоскости веера, устранив тем самым главный недостаток веерного расположения скважин. (На данный способ авторами получен патент РФ на изобретение № 2645048).

Для разработанного способа отбойки предложена методика расчета рассредоточенных зарядов, основанная на учете оптимального удельного расхода ВВ, ЛНС и коэффициента сближения скважин, рассчитанных для условий конкретного месторождения, позволяющая установить параметры, обеспечивающие равномерное насыщение энергии взрыва всех участков отбиваемого слоя руды без завышения удельного расхода ВВ по мере удаления от забоев к устьям скважин в веере.



7. Ситников Р.В. Гидромеханическая зачистка рудной мелочи – эффективный путь снижения потерь руды // Вестник ЧитГУ. 2010. №2 (59). С. 18-22.
8. Смирнов А.А. Исследования действия взрыва веера скважинных зарядов / А.А.Смирнов, А.А.Рожков // Взрывное дело. 2018. № 119-76. С. 118-128.
9. Соколов И.В. Повышение эффективности добычи кварца применением плоской системы рассредоточенных зарядов / И.В.Соколов, А.А.Смирнов, А.А.Рожков // Известия вузов. Горный журнал. 2018. №1. С. 56-65.
10. Шалаев М.С. К вопросу повышения устойчивости бортов карьера при контурном взрывании за счет применения гелеобразных ВВ / М.С.Шалаев, Г.П.Парамонов // Записки Горного института. 2009. Т.180. С. 217-220.
11. Bhandari S. Engineering rock blasting operations. Rotterdam: Dalkema Publishers. 1997. 375 p.
12. Destruction of rock upon blasting of explosive agent / S.A.Vokhmin, G.S.Kurchin, A.K.Kirsanov, A.O.Shigin, A.A.Shigina // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. 2017. Vol. 12. P. 3978-3986.
13. Dynamic test on siltcharge blasting of air-deck charge / Z.W.Yue, R.S.Yang, G.Chen, C.C.Pan, X.Meitan // Journal of the China Coal Society. 2011. Vol. 36(3). P. 398-402.
14. Götze J. Quartz: Deposits, Mineralogy and Analytics / J.Götze, R.Möckel. Berlin, Heidelberg: Springer, 2012. 360 p.
15. Jhanwar J.C. Theory and Practice of Air-Deck Blasting in Mines and Surface Excavations: A Review // Geotechnical and Geological Engineering. 2011. № 29. P. 651-663.
16. Melnikov N.V. Effective methods of application of explosive energy in mining and construction / N.V.Melnikov, L.N.Marchenko // In Twelfth Symposium on Dynamic Rock Mechanics. New York: AIME, 1971. P. 350-378.
17. Müller A. Petrological and chemical characterization of high-purity quartz deposits with examples from Norway. In Quartz: Deposits, Mineralogy and Analytics / A.Müller, J.E.Wanvik, P.M.Ihlen. Berlin, Heidelberg: Springer, 2012. P. 71-118.
18. Modelling blast induced damage from a fully coupled explosive charge / I.A.Onederra, J.K.Furtney, E.Sellers, S.Iverson // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2013. Vol. 58. P. 73-84.
19. Optimal combination technology for high-grade quartz production based on modeling / I.V.Sokolov, A.A.Smirnov, Yu.G.Antipin, K.V.Baranovsky, A.A.Rozhkov // Journal of Mining Science. 2016. Vol. 52. № 6. P. 1159-1167.
20. Trace Element Compositions and Defect Structures of High-Purity Quartz from the Southern Ural Region, Russia / J.Götze, Y.Pan, A.Müller, E.L.Kotova, D.Cerin // Minerals. 2017. Vol. 7. P. 189.
21. Yang G.L. Pressure distribution along borehole with axial air-deck charge blasting / G.L.Yang, R.S.Yang, L.L.Jiang // Explosion and Shock Waves. 2012. № 32 (6). P. 653-657.

Авторы: И.В.Соколов, д-р техн. наук, заведующий лабораторией, geotech@jgduran.ru (Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург, Россия), А.А.Смирнов, канд. техн. наук, старший научный сотрудник, (Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург, Россия), А.А.Рожков, научный сотрудник, 69artem@bk.ru (Институт горного дела УрО РАН, Екатеринбург, Россия),

Статья поступила в редакцию 08.08.2018.

Статья принята к публикации 18.10.2018.