

ПРИМЕНЕНИЕ ПРИНЦИПОВ РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ ПРИ ОТБОЙКЕ КРЕПКИХ ТРЕЩИНОВАТЫХ РУД ВЕЕРАМИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

А.А. Смирнов¹, К.В. Барановский¹, А.А. Рожков¹

¹ Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН)

Аннотация: При подземной разработке месторождений ценного нерудного сырья, руд цветных и драгоценных металлов достаточно остро стоит проблема переизмельчения сырья в результате ведения взрывных работ. Переизмельчение ценного нерудного сырья приводит к фактическому снижению выхода концентратов или конечной продукции вследствие достаточно строгих требований технологии обогащения к кондиционной крупности куска и структурной сохранности полезного компонента. Для руд цветных и драгоценных металлов, представленных крепкими породами, характерен эффект повышенной концентрации рудных минералов в мелких классах руды. Вследствие процесса сегрегации рудной массы при выпуске мелкие фракции в значительных количествах скапливаются на лежащем боку выработанного пространства и его неровностях. Такая руда с повышенным содержанием полезного компонента требует дополнительных технологических мероприятий для своего извлечения либо попросту теряется. Следовательно, разработка технологических способов управления качеством продукции горного предприятия и методов повышения полноты извлечения запасов недр является актуальной научно-технической задачей. Для ее решения проведен анализ теории и практики в исследуемой области, показавший, что существующие способы доизвлечения мелких фракций руды при системах разработки с открытым очистным пространством трудо- и ресурсозатратны, не универсальны, малоэффективны и зачастую не безопасны. При системах с обрушением извлечение обогащенной мелочи с неровностей лежащего бока не осуществимо. Рационально создавать условия для снижения выхода мелких фракций уже на стадии отделения руды от массива. В результате предложены принципы определения параметров технологии отбойки крепких трещиноватых руд. Разработаны методические положения и рекомендации для условий применения веерного расположения скважинных зарядов. Получены зависимости технико-экономических показателей взрывной отбойки от ее конструктивных и технологических параметров.

Ключевые слова: подземная разработка, переизмельчение, крепкие руды, трещиноватость, технология отбойки, рассредоточение, дугообразная зона, система зарядов.

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

Для цитирования: Смирнов А.А., Барановский К.В., Рожков А.А. Применение принципов ресурсосбережения при отбойке крепких трещиноватых руд веерами скважинных зарядов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 3-1. – С. 300–312. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-300-312.

Application of resource-saving principles at breaking of strong fractured ores by blasthole ring charges

A.A. Smirnov¹, K.V. Baranovskiy¹, A.A. Rozhkov¹

¹ The Institute of Mining of the Ural branch of Russian Academy of Sciences, Russia

Abstract: During underground mining of deposits of valuable non-metallic raw materials, non-ferrous and precious metal ores, the problem of their overgrinding as a result of blasting is quite acute. Overgrinding of valuable non-metallic raw materials leads to an actual decrease in the yield of concentrates or final products, due to the rather stringent requirements of the enrichment technology for the conditional size of the piece and the structural safety of the useful component. Non-ferrous and precious metal ores represented by strong rocks are characterized by the effect of increased concentration of ore minerals in small classes of ore. Due to the process of segregation on ore drawing, small fractions in significant quantities accumulate on the lying side of the goaf and its unevenness. Such ore with a high content of useful component requires additional technological measures for its extraction or is simply lost. Consequently, the development of technological methods for managing the quality of products of a mining enterprise and methods for increasing the completeness of extracting mineral resources are an urgent scientific and technical task. To solve it, an analysis of theory and practice in the study area was carried out, which showed that the existing methods for additional extraction of fine ore fractions in mining systems with an open goaf are labor-intensive and resource-intensive, not universal, ineffective and often not safe. It is rational to create conditions for reducing the yield of fine fractions already at the stage of ore blasting. As a result, determining parameters principles for breaking technology of strong fractured ores are proposed. Developed guidelines and recommendations for blasthole ring charges. Dependences the technical and economic indicators of ore explosive blasting from its structural and technological parameters are obtained.

Key words: underground mining, overgrinding, strong ores, fracturing, breaking technology, dispersal, arcuate zone, charge system.

Acknowledgment: the Research was carried out within the framework of the state Task No. 075-00581-19-00. Theme № 0405-2019-0005.

For citation: Smirnov A.A., Baranovskiy K.V., Rozhkov A.A. Application of resource-saving principles at breaking of strong fractured ores by blasthole ring charges. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020;(3-1):300-312. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-300-312.

Введение

При подземной разработке месторождений ценного нерудного сырья, руд цветных и драгоценных металлов достаточно остро стоит проблема переизмельчения сырья в результате ведения взрывных работ. Переизмельчение ценного нерудного сырья приводит к фактическому снижению выхода концентратов или конечной продукции вследствие достаточно строгих требований технологии обогащения к конди-

онной крупности куска и структурной сохранности полезного компонента. Для руд цветных и драгоценных металлов, представленных крепкими породами, характерен эффект повышенной концентрации рудных минералов в мелких классах руды [1]. Вследствие процесса сегрегации [2] рудной массы при выпуске мелкие фракции в значительных количествах скапливаются на лежащем боку выработанного пространства и его неровностях. Такая руда с повышенным

содержанием полезного компонента требует дополнительных технологических мероприятий для своего извлечения либо попросту теряется. В обоих случаях экономическая эффективность подземной геотехнологии снижается. Следовательно, разработка технологических способов управления качеством продукции горного предприятия и методов повышения полноты извлечения запасов при системах подземной разработки без присутствия людей в открытом очистном пространстве является актуальной научно-технической задачей.

Анализ существующих технологических решений

При отработке золоторудных месторождений рудниками «Каральвеем» и «Ирокинда» содержание золота в рудной мелочи крупностью 0–1 мм до 2-х раз превосходит его содержание во фракциях +1 мм. Выход фракций 0–1 мм достигает 29 % при суммарном содержании в них 41 % золота от всех запасов. Предложено использовать для зачистки почвы камер вакуумные установки, в том числе роботизированные. За два года собрано более 5 тыс. т пылевидного материала. Извлечение золота составило 123,8 кг [3].

Для медно-никелевых месторождений Норильской группы выявлена устойчивая статистическая закономерность: с увеличением размера куска от 100 мм до 600 мм содержание никеля в добытой руде уменьшается в 2 раза (с 0,6 до 0,29 %). При этом извлечение полезного компонента в концентрат снижается до 1,5 раз (с 11 до 7 %). Предложено с учетом установленных зависимостей стабилизировать качество руд путем создания дробильно-смесительного комплекса в условиях подземного рудника. По оценке авторов, дополнительная прибыль при переработке таких руд составит порядка 450 руб/т [4].

В рудной мелочи при разработке Бом-Горхонского вольфрамового месторождения содержание WO_3 (главный минерал гюбнерит, связан преимущественно с кварцем) достигает 1,1–1,38 %, что в 1,6–2,1 раза больше среднего содержания по руднику (0,65 %). Различными авторами предлагаются гидравлические способы зачистки почвы выработок и лежачего бока. В работе [5] «разработан способ, позволяющий существенно сократить потери отбитой рудной мелочи в выемочном блоке путем создания желобов на лежачем боку обрабатываемого рудного тела». Используется принцип контурного взрывания. В работе [6] предложено применение гидромониторной зачистки рудной мелочи. Установлено, что дополнительный экономический эффект может составить порядка 2 млн руб.

При разработке Саткинского месторождения магнезита, в том числе подземным способом, «в результате процесса дробления высвобождаются мелкие частички примесей, которые «засоряют» мелкую фракцию 0–8 мм» [7], которая отсеивается вследствие неэффективности ее обогащения.

При подземной добыче высокоценного гранулированного кварца Кыштымского месторождения в результате переизмельчения теряется порядка 20 % сырья [8]. Некондиционной считается фракция 0–20 мм, не пригодная для получения особо чистых кварцевых концентратов, стоимость которых достигает 3–5 тыс. долл. США на международном рынке.

Анализ показал, что существующие способы доизвлечения мелких фракций руды, а именно гидравлические, пневматические, вакуумные, механические и ручные, могут обладать экономической эффективностью, но в достаточно ограниченных условиях. При системах разработки без присутствия людей

в открытом очистном пространстве данные способы трудо- и ресурсозатратны, не универсальны, малоэффективны и часто не безопасны. При системах с обрушением руды и вмещающих пород извлечение обогащенной мелочи с неровностей лежачего бока не осуществимо [9]. При добыче нерудного сырья переизмельченные фракции руды являются прямыми потерями полезного ископаемого. Таким образом, поскольку ведение взрывных работ главная причина измельчения, рационально создавать условия для снижения выхода мелких фракций уже на стадии отделения руды от массива.

Влияние способа взрывания на формирование зон измельчения и радиального трещинообразования

Значительная крепость руд и пород рассматриваемых месторождений предопределяет применение взрывного способа отбойки. При подземной разработке рудных месторождений основным способом ведения взрывных работ является скважинная отбойка зарядами сплошной конструкции при веерном расположении скважин. Для снижения выхода негабарита используются средства замедленного взрывания. Известно, что в ближней зоне взрыва образуются в основном мелкодисперсные частицы (менее 1 мм), а при взрыве удлиненных зарядов в хрупкой горной породе основной объем разрушений приходится на зону радиального трещинообразования. Поскольку размер мелких фракций, также подверженных эффекту сегрегации, превосходит размер частиц, образующихся в зоне мелкодисперсного дробления, источником их выхода является еще и зона радиальных трещин [10]. Применение замедленного и короткозамедленного взрывания обязательно приводит к зна-

чительным затратам энергии на измельчение в ближней зоне, многократным нагрузкам массива, развитию дополнительных трещин от взрывов соседних зарядов, интенсивному соударению кусков при разлете. Следовательно, необходимо создание таких условий, при которых развитие зон измельчения и радиального трещинообразования будет угнетаться.

Применение мгновенного способа взрывания с определенными конструктивными параметрами расположения скважин и зарядов в них позволяет достичь минимизации размеров зон измельчения вокруг зарядов за счет опережающего формирования магистральной трещины по плоскости расположения зарядов [11 – 13]. Такой способ взрывания применим при условии, когда руды обладают естественной или наведенной трещиноватостью, а размер отдельностей не превышает размера кондиционного куска. Развитие зоны радиальных трещин зависит от конструктивных параметров расположения скважин в веере. Дробление слоя при этом происходит по естественным трещинам под действием продуктов детонации (ПД) в образовавшейся целевидной полости. Следовательно, достаточно лишь отделить отбиваемый слой от массива [14].

Определение конструктивных параметров отбойки крепких трещиноватых руд веерами скважинных зарядов

Конструктивные параметры веера должны обеспечивать опережающий рост магистральной трещины по плоскости расположения скважин. Первым условием является соответствие расстояния между концами скважин (a) возможному пробойному расстоянию между ними $a_{\min} \leq a \leq a_{\max}$, т. е. физическая возможность взаимодей-

ствия зарядов между собой в рассматриваемой горной породе [15]. Вторым условием является опережающий рост трещины отрыва до того, как разовьются радиальные трещины к свободной поверхности, или трещины поперечного сдвига. В работе [11] для трещиноватых руд железных руд Уральских месторождений при условии сохранения энергии отраженной волны в отбиваемом слое определено, что параметры должны соответствовать

$$\left. \begin{aligned} \frac{W}{v_{\text{тр.сд.}}} &> \frac{W}{C_p} + \frac{0,5a}{v_{\text{тр.о.}}} \\ \frac{2W}{C_p} &> \frac{0,5a}{v_{\text{тр.о.}}} \end{aligned} \right\}, \quad (1)$$

где W — ЛНС, м; a — расстояние между зарядами, м; C_p — скорость продольной волны, м/с; $v_{\text{тр.сд.}}$, $v_{\text{тр.о.}}$ — скорость развития трещин поперечного сдвига и нормального отрыва соответственно, м/с.

При выполнении условия (1) коэффициент сближения зарядов (m), в зависимости от ориентации систем трещин в массиве относительно плоскости расположения зарядов составит от 0,6 до 0,9. Помимо значительного расхода бурения, создадутся условия, при которых достаточно сложно добиться сниженного удельного расхода ВВ. Поскольку достаточно лишь отделить слой от массива, не следует стремиться к сохранению энергии отраженной волны. Тогда условие, при котором магистральная трещина разовьется раньше радиальных трещин и трещин поперечного сдвига, запишется следующим образом

$$\frac{W}{v_{\text{тр.сд.}}} > \frac{0,5a}{v_{\text{тр.о.}}}, \text{ с.} \quad (2)$$

Поскольку W и a связаны коэффициентом m , то можно определить m ,

при котором условие (2) будет выполняться. Коэффициент сближения в данном случае является самоценным показателем, во многом определяющим скорость, с которой произойдет либо отрыв отбиваемого слоя целиком, либо его опережающее разрушение радиальными трещинами к свободной поверхности с формированием характерной зоны мелкого дробления в ближней зоне взрыва вокруг зарядов.

На примере Кыштымского месторождения гранулированного кварца ($f = 12$) выполнены соответствующие расчеты. Установлено, что при диаметре скважин 65 мм расстояние между ними должно попадать в диапазон значений от 1,9 до 2,7 м. Достаточное для отрыва давление ПД в щелевидной полости достигается при значении в 2,4–2,5 м. Рациональный коэффициент сближения составляет 1,2–1,4.

С целью выявления характера разрушения массива при различных способах взрывания (мгновенный, короткозамедленный, одиночный заряд) группы удлиненных зарядов в зависимости от коэффициента их сближения проведено физическое моделирование взрывной отбойки. Взорвано 45 кварцево-цементных образцов и 1 кварцевый. Определялось влияние способа взрывания на характер разрушения в ближней зоне взрыва из выборки $n = 46$ [16].

За нулевую гипотезу принималось положение, что применение замедленного и короткозамедленного способов взрывания сопряжено с образованием зоны измельчения вокруг зарядов. Способ взрывания (признак 1) и переизмельчение в ближней зоне (признак 2), представлены в виде таблицы сопряженности признаков (табл. 1), где (+) и (–) — наличие или отсутствие признака соответственно.

Взаимосвязь между признаками устанавливалась с помощью тетраэрического

Таблица 1
Сопряженность признаков для $n = 46$
Conjugation of features for $n = 46$

| Переизмельчение в ближней зоне взрыва | Замедленный и короткозамедленный способ взрывания | | Сумма |
|---------------------------------------|---|------------|------------|
| | (+) | (-) | |
| (+) | $a = 25$ | $b = 2$ | $a+b = 27$ |
| (-) | $c = 0$ | $d = 19$ | $c+d = 19$ |
| | $a+c = 25$ | $b+d = 21$ | $n = 46$ |

Таблица 2
Сопряженность признаков для $n = 21$
Conjugation of features for $n = 21$

| Развитие радиальных трещин | $m \leq 1,4$ | | Сумма |
|----------------------------|--------------|------------|------------|
| | (+) | (-) | |
| (+) | $a = 1$ | $b = 10$ | $a+b = 11$ |
| (-) | $c = 9$ | $d = 1$ | $c+d = 10$ |
| | $a+c = 10$ | $b+d = 11$ | $n = 21$ |

коэффициента сопряженности Пирсона r_a , который определяется [17]

$$r_a = \frac{ad - bc}{\sqrt{(a+b)(c+d)(a+c)(b+d)}}. \quad (3)$$

В данном случае

$$r_a = \frac{25 \cdot 19 - 2 \cdot 0}{\sqrt{27 \cdot 19 \cdot 25 \cdot 21}} = 0,915$$

Для проверки нулевой гипотезы используется χ -критерий Пирсона, определяемый

$$\chi^2 = nr_a^2. \quad (4)$$

В результате получается

$$\chi^2 = 46 \cdot 0,915^2 = 38,5$$

Сравнение вычисленного значения с критическим χ^2_{α} на уровне значимости $\alpha = 0,05$ ($\chi^2_{0,05} = 3,84$) показывает $\chi^2 \gg \chi^2_{0,05}$, что позволяет сделать вывод о наличии статистически значимой связи между рассмотренными признаками. Таким образом, подтверждается целесообразность применения мгновенного способа взрывания.

Теоретически определено, что рост радиальных трещин угнетается при условии, когда $m \leq 1,4$. Определение сопряженности принятых признаков $m \leq 1,4$ (1) и развитие радиальных трещин к свободной поверхности (2) проводилось для экспериментов с взрыванием блоков мгновенно, выборка $n = 21$ (табл. 2).

В данном случае коэффициент сопряженности Пирсона равен

$$r_a = \frac{1 \cdot 1 - 10 \cdot 9}{\sqrt{11 \cdot 10 \cdot 10 \cdot 11}} = -0,809$$

Тогда, χ -критерий Пирсона равен

$$\chi^2 = 21 \cdot (-0,809^2) = 13,7.$$

Сравнение вычисленного значения с критическим χ^2_{α} на уровне значимости $\alpha = 0,05$ ($\chi^2_{0,05} = 3,84$) позволяет сделать вывод о наличии значимой связи между коэффициентом сближения зарядов в зоне забоев скважин веера и развитием зоны радиального трещинообразования при мгновенном взрывании для выборки $n = 21$.

Определение параметров рассредоточения зарядов в веере при мгновенном способе взрывания

Одним из наиболее эффективных способов снижения выхода мелких фракций является применение рассредоточенных зарядов. Такая конструкция заряда позволяет снизить начальное давление ПД к плотности энергии на единицу поверхности стенок скважины, тем самым уменьшая бризантное действие взрыва [18]. Становится возможно более равномерное распределение ВВ по плоскости отбиваемого слоя. Однако не существует общепринятой методики расчета параметров рассредоточения при веерном расположении скважин. Для определения данного параметра разработана соответствующая методика. При одновременном взрыве веерных зарядов детонационный фронт можно представить в виде дуги, а его распространение, при условном разбиении на временные отрезки — в виде заполнения дугообразных зон. Следовательно, плоскость веера необходимо разбить на дугообразные зоны, в границах каждой из которых удельный расход ВВ будет примерно одинаков. Длины частей зарядов и воздушных промежутков, расположенных в смежных скважинах, равны высоте i -ой дугообразной зоны [19].

При такой постановке веер можно представить в виде сектора кольца, где его центр будет расположен в буровой выработке, внутренний радиус ограничен кровлей данной выработки, а внешний радиус — длиной скважин (рис. 1).

Для определения параметров рассредоточения были выделены и систематизированы основные горнотехнические факторы [20]. С учетом их тесной взаимосвязи между собой, был выражен удельный расход ВВ для каждой i -ой дугообразной зоны ($q_{\text{ВВ}}^i$)

$$q_{\text{ВВ}}^i = \frac{n_{\text{СКВ}}(l_{\text{IB}} - l_{\text{IH}})\pi d^2 4^{-1} \rho_{\text{зар}}}{W\pi \frac{\alpha}{360}(l_{\text{IB}}^2 - l_{\text{IH}}^2)}, \quad (5)$$

где $i = 1...m$ — количество дугообразных зон в веере, шт.; $n_{\text{СКВ}}$ — количество заряжаемых скважин в i -ой зоне, шт.; l_{IB} — длина от центра веера (оси бурового станка) до верхней границы i -й зоны, м; l_{IH} — длина от центра веера до нижней границы i -й зоны, м; d — диаметр скважин, м; $\rho_{\text{зар}}$ — плотность заряжения, кг/м³; W — ЛНС, м.

Высоты дугообразных зон определяются как

$$h_i = l_{\text{IB}} - l_{\text{IH}} \cdot \text{м}. \quad (6)$$

Выражая неизвестную нам длину l_{IH} через уравнение (5), получаем

$$l_{\text{IH}} = \frac{90n_{\text{СКВ}}d^2\rho_{\text{зар}}}{W\alpha q_{\text{ВВ}}} - l_{\text{IB}} \text{ м}. \quad (7)$$

Решение данных уравнений для дугообразных зон последовательно в направлении от забоев к устьям скважин позволяет получить искомые параметры рассредоточения, при которых обеспечивается равномерное распределение ВВ.

Результаты и обсуждение

В натуральных условиях Кыштымского подземного рудника проведены экспериментальные исследования технологии отбойки мгновенным способом с различными конструктивными параметрами расположения скважин веера (табл. 3).

В Камере 1 (восток) подэтажа 346/324 м выполнено 5 экспериментальных взрывов, целью которых было установить влияние параметров рассредоточения зарядов на качество дробления. Веер при одновременном взрыве всех скважинных зарядов рассматривается нами как единая плоская система.

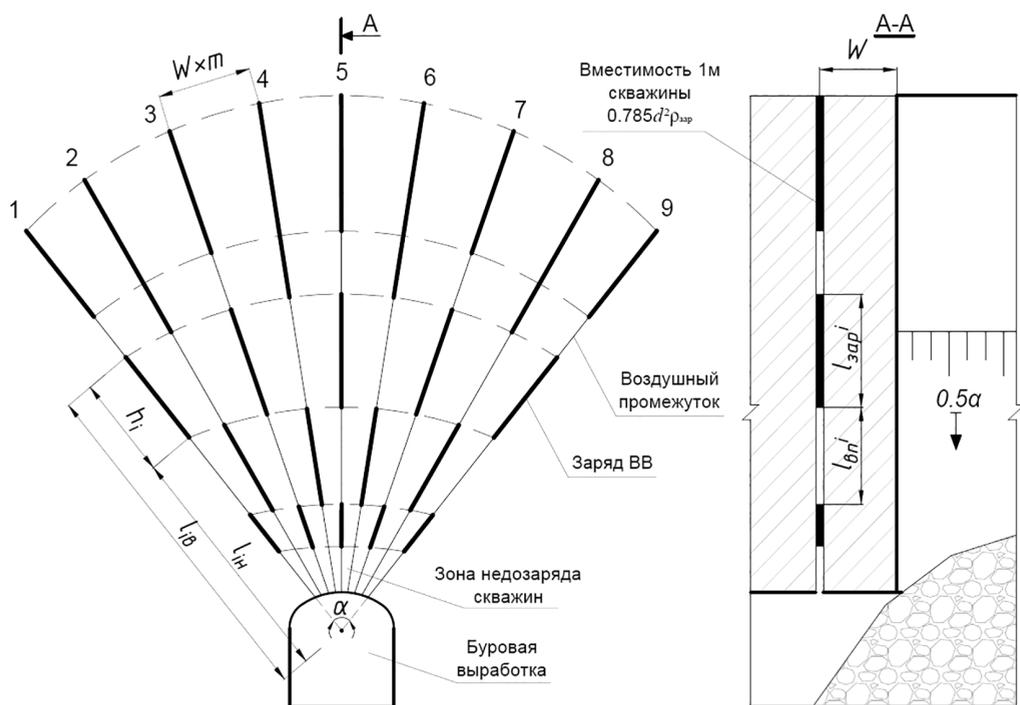


Рис. 1. Расчетная схема веера рассредоточенных скважинных зарядов

Fig. 1. Design scheme of dispersed blasthole ring charges

Таблица 3

Параметры экспериментальных взрывов

Parameters of experimental explosions

| № п/п | Конструкция зарядов | W, м | a, м | m | $L_{вп}/L_{зар}$ |
|-------|---------------------|------|------|-----|------------------|
| 1 | Сплошная | 1,6 | 2,2 | 1,4 | 0 |
| 2 | Рассредоточенная | 1,6 | 2,2 | 1,4 | 0,24 |
| 3 | | 1,7 | 2,4 | 1,4 | 0,48 |
| 4 | | 1,6 | 2,2 | 1,4 | 0,13 |
| 5 | | 1,8 | 2,2 | 1,2 | 0,44 |

Был обеспечен полный отрыв всех пяти отбиваемых слоев, что подтверждено результатами объемного лазерного сканирования выработанного пространства (рис. 2). Отклонение контуров целиков и камеры от проектных значений находится в допустимых пределах — 2–10 %.

Проведен анализ влияния на выход фракций технологических параметров рассредоточения — длин воздушных промежутков ($L_{вп}$) и зарядов ВВ ($L_{зар}$) в веере, представленных в виде отношения их сумм (рис. 3). Видно, что снижение выхода переизмельченной (0–20 мм) и мелкой

(20–65 мм) фракций руды снижается, а выход крупного кондиционного куска (65–700 мм) повышается при значениях исследуемого параметра в диапазоне от 0,44 до 0,48. При этом параметры рассредоточения практически не влияют на выход негабарита, поскольку применение мгновенного способа взрывания обеспечивает в первую очередь отделение слоя, тогда как выход негабарита обусловлен размером отдельностей в массиве.

Сопоставление фактических и рассчитанных по (5–7) параметров рассредоточения показало достаточную сходимость для взрывов №3 и №5 ($\Delta_3 = 14,2\%$, $\Delta_5 = 4,3\%$) и значительное расхождение для взрывов №2 и №4 ($\Delta_2 = 57,1\%$, $\Delta_4 = 75,4\%$) при хорошей сходимости коэффициента заполнения скважин во всех случаях ($\Delta = 0,5–15,5\%$), что объясняется нерациональными параметрами недозаряжания. Все вышеизложенное позволяет говорить об адекватности и практической применимости разработанной методики.

Стоимость тонны кварцевого предконцентрата, получаемого на Кыштымском руднике путем ручной рудоразборки,



Рис. 2. Разрез по Камере 1 (восток) после отбойки пяти слоев веерами скважин диаметром 65 мм

Fig. 2. Section along Chamber 1 (east) after breaking five layers with 65 mm diameter blasthole ring

не зависит от себестоимости ее получения. Экономическая эффективность достигается за счет меньшего объема исходного сырья и трудозатрат, требуемых для производства 1 т предконцентрата. Установлено, что при снижении выхода переизмельченной фракции 0–20 мм относительно традиционной технологии отбойки в 1,7 раза потенциальная прибыль составит 97 руб. на 1 т добытой руды.

Рассматриваемые в данной работе свойства крепких трещиноватых и вместе с тем ценных руд определяют

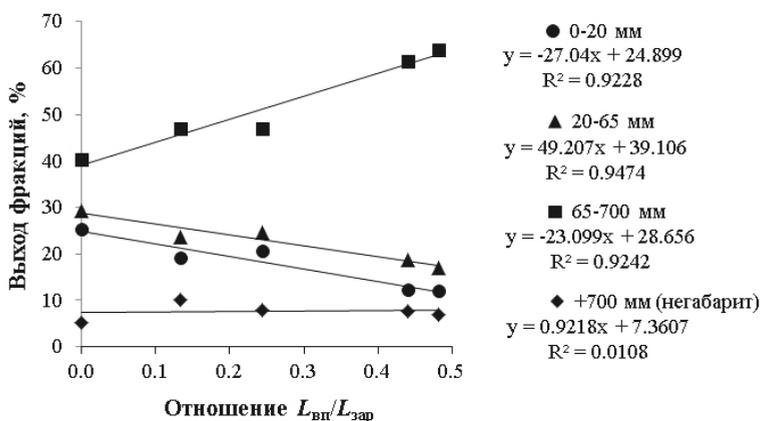


Рис. 3. Зависимость гранулометрического состава кварцевой руды от параметров рассредоточения зарядов в веере

Fig. 3. Dependence of the granulometric composition of quartz ore on the dispersion parameters of charges in a blasthole ring

необходимость практически «щадящей» их отбойки. Однако ограничения, связанные с подземными условиями добычи (выход негабарита, влияющий на эффективность и полноту выпуска руды, необходимость обеспечения проектного контура камеры для снижения потерь неотбитой руды) требовали изыскания отвечающих им параметров отбойки. Необходимо отметить, что согласно действующим «Нормам технологического проектирования ВНТП-13–2-93», рекомендуемый коэффициент сближения $m = 1,1–1,2$. Как правило, при мгновенном взрывании во избежание пробоа по плоскости расположения скважин m увеличивают до 1,6 и более. Рекомендуемый удельный расход ВВ для обеспечения необходимого кондиционного куска для условий Кыштымского рудника с учетом коэффициента крепости составляет порядка $1,45 \text{ кг/м}^3$, что примерно в 1,5 раза больше, чем установлено экспериментально.

Помимо рассмотренных, весьма перспективно выглядит применение представленной технологии (или ее элементов) при повторной разработке месторождений. Так, для условий Кочкарского золоторудного месторождения группой исследователей предложено перейти на валовую выемку ранее отработанных участков с вовлечением в разработку зон минерализации и ранее забалансовых участков рудных тел [21]. С учетом достаточно низкого содержания полезного компонента, техногенной и естественной нарушенности массива и его напряженного состояния применение мгновенно взрывааемых групп рассредоточенных зарядов уменьшенного диаметра с минимальными энер-

гетическими параметрами может быть рекомендовано для опытных испытаний в натуральных условиях Кочкарского месторождения.

Заключение

Предложены принципы определения параметров технологии отбойки крепких трещиноватых руд при веерном расположении скважин. Разработаны методические положения и рекомендации для определения параметров рассредоточения, учитывающие мгновенный способ взрывания. Получена зависимость выхода основных технологических фракций для условий Кыштымского месторождения высокоценного гранулированного кварца, представленного крепкими трещиноватыми рудами. По сравнению с традиционной технологией отбойки, заключавшейся в замедленном взрывании скважинных зарядов диаметром 105 мм рассредоточенных инертным наполнителем, выход переизмельченных и мелких фракций руды снижен в 1,7 раза.

Поскольку многие месторождения руд цветных и драгоценных металлов представлены именно кварцевыми жилами, полученные результаты можно считать достаточно показательными. Таким образом, при подземной разработке месторождений ценного нерудного сырья, руд цветных и драгоценных металлов, представленных крепкими трещиноватыми породами, рекомендуется применение мгновенного взрывания рассредоточенных скважинных зарядов уменьшенного диаметра с отношением суммы длин воздушных промежутков к сумме длин зарядов ВВ 0,44–0,48.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ломоносов Г.Г., Туртыгина Н.А. Явление сегрегации рудной массы и его влияние на формирование качества продукции горнорудного производства // Горный информа-

ционно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2014. — №6. — С. 37–40.

2. *Лаптев Ю.В.* Горнотехнические факторы, определяющие закономерности процесса сегрегации горных пород при отсыпке отвалов // Маркшейдерия и недропользование. — 2007. — №1 (27). — С. 33–42.

3. *Ломоносов Г.Г., Шангин С.С., Юсимов Б.В.* Повышение извлечения мелких фракций золотосодержащих руд при подземной разработке маломощных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2013. — №527. — С. 12–18.

4. *Туртыгина Н.А.* Обоснование системы стабилизации качества бедных медно-никелевых руд при подземной добыче: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. — М.: Московский государственный горный университет, 2009. — 23 с.

5. *Глотов В.В., Пахалуев Б.Г.* Оптимизация расстояния между стенками желобов при гидрозачистке выемочных блоков // Вестник Забайкальского государственного университета. — 2016. — Т.22. — №4. — С. 4–9.

6. *Ситников Р.В.* Гидромеханическая зачистка рудной мелочи — эффективный путь снижения потерь руды // Вестник Читинского государственного университета. — 2010. — №2 (59). — С. 18–22.

7. *Турчин М.Ю., Смирнов А.Н., Сысоев В.И.* Комплексное использование магнезитоалюминатного сырья, обеспечивающее современные требования к металлургическим агрегатам и качеству получаемого металла // Сталь. — 2017. — №3. — С. 67–69.

8. *Смирнов А.А., Рожков А.А.* Исследования действия взрыва веера скважинных зарядов // Взрывное дело. — 2018. — № 119–76. — С. 118–128.

9. *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. Vol. 118. pp. 409–418.

10. *Yang R., Ding C., Yang L., Lei Z., Zhang Z., Wang Y.* Visualizing the blast induced stress wave and blasting gas action effects using digital image correlation // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2018, Vol. 112, pp. 47–54.

11. *Горинев С.А.* Эффективность применения плоских систем зарядов для отбойки сильнотрещиноватых руд в подземных условиях // Изв. вузов. Горный журнал. — 1985. — №7. — С. 68–73.

12. *Daneev A.V., Dambaev J.G., Kovalevsky V.N.* Directed emergence of radial cracks in the explosion of related charges through their locations // JP Journal of Heat and Mass Transfer, 2017, T.14., №1. pp. 165–171.

13. *Адушкин В.В., Кочарян Г.Г., Бригадин И.В., Краснов С.А.* К вопросу о механизме разрушения прочных скальных пород подземным взрывом / Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2015. — №7. — С. 344–349.

14. *Калмыков В.Н., Пергамент В.Х., Неугомонов С.С.* Расчёт параметров отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами при системах разработки с твердеющей закладкой // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. — 2009. — №1. — С. 22–24.

15. *Yue Z., Tian S., Chen Z.* Influence of the interval between holes on crack propagation in slit charge blasting // Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2018, Vol. 37 (11), pp. 2460–2467.

16. *Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Рожков А.А.* Физическое моделирование взрывной отбойки высокоценного кварца // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. — 2017. — №1. — С. 4–9.

17. *Савина Л.Н., Попырин А.В.* Вычисление коэффициентов взаимной сопряженности Пирсона и Чупрова средствами Excel // Сборник научных трудов SWorld. — 2013. — Т.2. — №2. — С. 53–56.

18. Шевкун Е.Б., Лещинский А.В., Галимьянов А.А. Управление буровзрывным дроблением скальных пород зарядами с воздушными полостями // Горный журнал. — 2016. — №2. — С. 66–69.

19. Рожков А.А. Исследование параметров технологии взрывной отбойки при подземной добыче гранулированного кварца: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. — Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2019. — 18 с.

20. Navarro J., Schunnesson H., Ghosh R., Segarra P., Johansson D., Sanchidrián J.Á. Application of drill-monitoring for chargeability assessment in sublevel caving // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2019, Vol. 119, P.180–192.

21. Калмыков В.Н., Струков К.И., Константинов Г.П., Кульсаитов Р.В. Разработка технологии повторного освоения запасов верхних горизонтов Кочкарского золоторудного месторождения // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. — 2016. — №3. — С. 13–20. 

REFERENCES

1. Lomonosov G.G., Turtygina N.A. The phenomenon of ore segregation and its influence on the formation of the quality of mining products. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2014, no 6, pp. 37–40. [In Russ]

2. Laptev Ju. V. Mining factors determining the patterns of rock segregation during dumping of dumps. *Markshejderija i nedropol'zovanie.* 2007, no 1 (27), pp. 33–42. [In Russ]

3. Lomonosov G.G., Shagin S.S., Jusimov B.V. Increased recovery of small fractions of gold-bearing ores in underground mining of low-power deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2013, no S27, pp. 12–18. [In Russ]

4. Turtygina N.A. *Obosnovanie sistemy stabilizacii kachestva bednyh medno-nikelevyh rud pri podzemnoj dobyche* [Justification of the stabilization system for the quality of poor copper-nickel ores in underground mining], Candidate's thesis, Moscow, MSMU, 2009, 23 p. [In Russ]

5. Glotov V.V., Pahaluev B.G. Optimization of the distance between the walls of the gutters during the hydrotreating of the extraction blocks. *Vestnik Zabajkal'skogo gosudarstvennogo universiteta.* 2016, no 4 (22), pp. 4–9. [In Russ]

6. Sitnikov R.V. Hydromechanical cleaning of ore fines is an effective way to reduce ore losses. *Vestnik Chitinskogo gosudarstvennogo universiteta.* 2010, no 2 (59), pp. 18–22. [In Russ]

7. Turchin M. Ju., Smirnov A.N., Sysoev V.I. The integrated use of magnesite raw materials, providing modern requirements for metallurgical units and the quality of the metal. *Stal'.* 2017, no 3, pp. 67–69. [In Russ]

8. Smirnov A.A., Rozhkov A.A. Effect Investigation of blasthole ring charges explosion. *Vzryvnoe delo.* 2018, no 119–76, pp. 118–128. [In Russ]

9. 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, Vol. 118, pp. 409–418.

10. Yang R., Ding C., Yang L., Lei Z., Zhang Z., Wang Y. Visualizing the blast-induced stress wave and blasting gas action effects using digital image correlation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2018, Vol. 112, pp. 47–54.

11. Gorinov S.A. The effectiveness of the use of flat charge systems for breaking highly fractured ores in underground conditions. *Izvestia vuzov. Gornyj zhurnal.* 1985, no 7, pp. 68–73. [In Russ]

12. Daneev A.V., Dambaev J.G., Kovalevsky V.N. Directed emergence of radial cracks in the explosion of related charges through their locations. *JP Journal of Heat and Mass Transfer*, 2017, T. 14., no 1. pp. 165–171.

13. Adushkin V.V., Kocharjan G.G., Brigadin I.V., Krasnov S.A. To the question of the mechanism of destruction of solid rock by an underground explosion. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2015, no 7, pp. 344–349. [In Russ]

14. Kalmykov V.N., Pergament V.H., Neugomonov S.S. Calculation of parameters for breaking fractured ores by borehole charges in mining systems with filling. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tehnikeskogo universiteta im. G.I. Nosova.* 2009, no 1, pp. 22–24. [In Russ]

15. Yue Z., Tian S., Chen Z. Influence of the interval between holes on crack propagation in slit charge blasting. *Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering*, 2018, Vol. 37 (11), pp. 2460–2467.

16. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Y.G., Rozhkov A.A. Physical modeling of high-value quartz explosive breaking. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tehnikeskogo universiteta im. G.I. Nosova.* 2017, no 1, pp. 4–9. [In Russ]

17. Savina L.N., Popyrin A.V. Calculation of the coefficients of mutual conjugacy of Pearson and Chuprov using Excel. *Sbornik nauchnyh trudov SWorld.* 2013, no 2, pp. 53–56. [In Russ]

18. Shevkun E.B., Leshhinskij A.V., Galim'janov A.A. Management of blasting crushing of rock by charges with air cavities. *Gornyj zhurnal.* 2016, no 2, pp. 66–69. [In Russ]

19. Rozhkov A.A. *Issledovanie parametrov tehnologii vzryvnoj otbojki pri podzemnoj dobyche granulirovannogo kvarca* [Investigation of explosive breaking technology parameters in underground mining of granular quartz], Candidate's thesis, Ekaterinburg, USMU, 2019, 18 p. [In Russ]

20. Navarro J., Schunnesson H., Ghosh R., Segarra P., Johansson D., Sanchidrián J.Á. Application of drill-monitoring for chargeability assessment in sublevel caving. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2019, Vol. 119, P.180–192.

21. Kalmykov V.N., Strukov K.I., Konstantinov G.P., Kul'saitov R.V. Development of technology for re-mining of upper horizons of Kochkarsky gold ore deposit. *Vestnik Magnitogorskogo gosudarstvennogo tehnikeskogo universiteta im. G.I. Nosova.* 2016, no 3, pp. 13–20. [In Russ]

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Смирнов Алексей Алексеевич*¹ — канд. техн. наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии, e-mail: geotech@igduran.ru,

*Барановский Кирилл Васильевич*¹ — канд. техн. наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии,

*Рожков Артём Андреевич*¹ — канд. техн. наук, научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии,

¹ Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН), 620075 г. Екатеринбург, ГСП-219, Мамина-Сибиряка 58.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*Smirnov A.A.*¹, Cand. Sci. (Eng.), senior research worker of the laboratory of underground geotechnology, e-mail: geotech@igduran.ru,

*Baranovskiy K.V.*¹, Cand. Sci. (Eng.), senior research worker of the laboratory of underground geotechnology,

*Rozhkov A.A.*¹, Cand. Sci. (Eng.), research worker of the laboratory of underground geotechnology,

¹ The Institute of Mining of the Ural branch of the Russian Academy of Sciences, 620075, Ekaterinburg, Russia.

Получена редакцией 21.11.2019; получена после рецензии 28.02.2020; принята к печати 20.03.2020.

Received by the editors 21.11.2019; received after the review 28.02.2020; accepted for printing 20.03.2020.