

УДК 622.014.3:553.042

**РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ  
ВЫСОКОЦЕННОГО КВАРЦА В УСЛОВИЯХ КЫШТЫМСКОГО РУДНИКА**

**И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин,  
К. В. Барановский, И. В. Никитин, А. А. Рожков**

*Институт горного дела УрО РАН, E-mail: geotech@igduran.ru,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58, 620075, г. Екатеринбург, Россия*

Экспериментально исследована подземная геотехнология разработки высокоценного кварца Кыштымского месторождения. Опробована камерная система разработки и определены фактические показатели извлечения. Приведены результаты расчета потенциального экономического эффекта от ее внедрения. При взрывной отбойке разработана и испытана конструкция веерных скважинных зарядов с воздушными промежутками без инертного заполнителя. Проведена оценка гранулометрического состава отбитой руды, установлены оптимальные параметры отбойки и удельный расход ВВ. Доказана возможность снижения потерь кварца в недрах до 3 раз за счет погашения междукамерных целиков и сокращения выхода переизмельченной фракции кварца на 25–40 %.

*Месторождение кварца, подземная геотехнология, комбинированная система разработки, потери и разубоживание, буровзрывные работы*

DOI: 10.15372/FTPRPI20180112

Кыштымское месторождение (Южный Урал) – единственное в России крупное эксплуатируемое месторождение высокоценного гранулированного кварца. Самой большой является жила № 175, содержащая до 90% утвержденных запасов месторождения (около 500 тыс. т). На первом этапе жила разрабатывалась карьером (предельная глубина 90 м). В начале 1990-х годов для освоения оставшихся ниже карьера запасов (до глубины 200 м) построен подземный рудник с производственной мощностью 25 тыс. т жильного кварца в год.

При отработке подкарьерного подэтажа 366/346 м применялась камерно-столбовая система разработки с ленточными целиками, расположенными по восстанию рудного тела, и взрыводоставкой руды. Конструктивные параметры системы разработки: угол наклона почвы камеры 30° (равен углу наклона жилы), ширина камер 10 м, высота 15 м, наклонная длина камеры 30 м (равна максимальной длине взрыводоставки), ширина междукамерных целиков (МКЦ) 3 м. Руда отбивалась вертикальными слоями и силой взрыва доставлялась к приемной траншее. Далее она из погрузочных заездов с помощью погрузочно-доставочной машины ПД-5 выпускалась и транспортировалась на поверхность. После отработки камеры осуществлялась зачистка почвы скреперами. Однако данный вариант камерно-столбовой системы характеризуется

---

Исследования выполнены в рамках Госзадания 007-01398-17-00 (тема № 0405-2015-0010. “Теоретические основы стратегии комплексного освоения месторождений и технологий их разработки с учетом особенностей переходных процессов в динамике развития горнотехнических систем”).

значительными потерями кварца в ленточных МКЦ (до 25 %) и на почве камеры в результате неполноты взрыводоставки отбитой руды (до 5 %). Недостаточно эффективным и технически сложным оказался также скреперный способ зачистки почвы камеры. Кроме того, при отбойке переизмельчается (до – 20 мм) и становится некондиционным по условиям обогащения еще около 15 % балансовых запасов кварца. Таким образом, общие потери балансовых запасов кварца при добыче достигают 45 % [1]. Применение систем разработки с твердеющей закладкой, обеспечивающих полноту выемки, неприемлемо, поскольку попадание даже незначительного количества цемента в жильную массу делает ее непригодной для получения кварцевых концентратов высоких сортов.

Для снижения потерь кварца в недрах выполнены исследования комбинированной системы разработки (КСР), сочетающей системы с открытым очистным пространством и с обрушением руды и вмещающих пород. [2, 3]. Разработанный вариант КСР с податливыми МКЦ трапецевидной формы и выпуском отбитой руды под консоль пород висячего бока (рис. 1) теоретически позволяет снизить потери более чем в 2 раза (с 30 до 14 %) по сравнению с базовым вариантом камерно-столбовой системы разработки. Вторая задача заключалась в поиске технологии и параметров буровзрывных работ, обеспечивающих снижение выхода фракции кварца класса – 20 мм на 25 %. Отбойку руды предложено осуществлять системой взаимодействующих удлиненных зарядов, расположенных в одной плоскости и взрывааемых одновременно, известной как плоская система зарядов [4]. Данный вариант КСР рекомендован для проведения экспериментальных исследований в натуральных условиях этажа 346/316 м Кыштымского рудника.

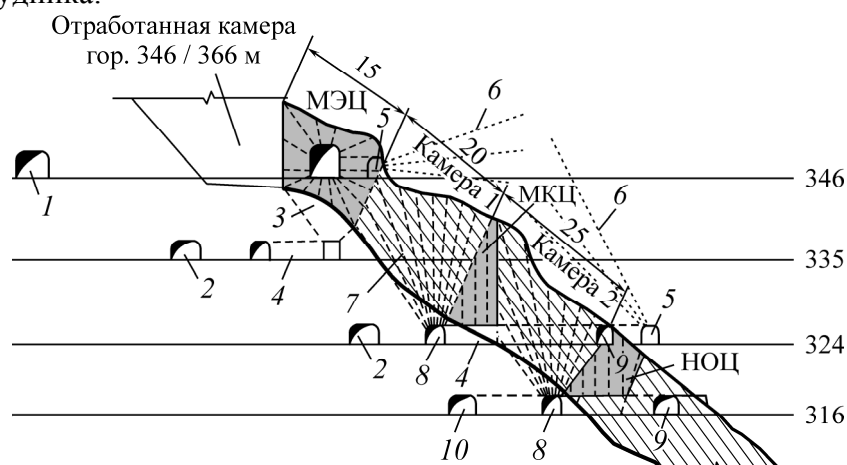


Рис. 1. Комбинированная система разработки этажа 346/316 м: 1 — штольня; 2 — наклонный съезд; 3 — воронка; 4 — погрузочный заезд; 5 — буровые ниши; 6 — скважины для обрушения висячего бока; 7 — взрывные скважины; 8 — траншейный штрек; 9 — доставочный штрек; 10 — квершлаг; МЭЦ — междуэтажный целик; НОЦ — надортовый целик

Цель испытаний — проверка соответствия предложенной конструкции и параметров опытного варианта комбинированной системы разработки горно-геологическим и горнотехническим условиям Кыштымского месторождения для внедрения ее на Кыштымском подземном руднике.

Применялись следующие методы анализа:

- для установления фактических параметров и конструкции КСР — визуальные наблюдения состояния и порядка проведения подготовительных, нарезных и очистных выработок;
- мониторинг породных обнажений методом трехмерного лазерного сканирования контуров кровли и стенок опытной камеры;

— оценка общего порядка ведения работ, устойчивости и параметров подготовительных, нарезных и очистных выработок, параметров и конструкции КСР, соответствия их утвержденному локальному проекту обработки. С этой целью отделом геомеханики ИГД УрО РАН осуществлялось визуальное наблюдение структурных особенностей, трещиноватости и состояния приконтурного массива, проводились замеры трещиноватости горного массива и структурных блоков. Для контроля устойчивости подготовительно-нарезных выработок, находящихся в зоне влияния очистных работ, на их контуре закладывались наблюдательные станции (реперы), а для контроля устойчивости очистного пространства камеры 1 применялся метод трехмерного лазерного сканирования (лазерный сканер типа Ortech CMS);

— при определении фактических показателей потерь и разубоживания — инструментальные измерения, выполняемые маркшейдерской и геологической службой рудника; мониторинг мест образования потерь и разубоживания;

— при установлении основных технико-экономических показателей технологических процессов добычи — хронометражные наблюдения бурения скважин, отбойки, выпуска и доставки руды погрузочно-доставочной машиной;

— инструментальные измерения фактических объемов работ, проводимые маркшейдерской службой рудника.

В период наблюдений фиксировались затраты рабочего времени на бурение и зарядку скважин, транспортирование руды, простои, выход негабарита и мелочи, определялась производительность труда технологических процессов. Полученные данные сопоставлялись с проектными технико-экономическими показателями.

Для исследования варианта КСР на Кыштымском подземном руднике выделен экспериментальный участок — камера 1 подэтажа 324/346 м в этаже 316/346 м, разделенная на западный и восточный участки. Параметры их соответственно: длина 62 и 45 м, ширина (наклонная по кровле) 20 м, средняя высота 18 м. Средняя мощность рудного тела 10.9 м, средний угол падения  $34^\circ$ , расстояние между погрузочными заездами, зависящее от минимально устойчивой ширины целика между ними, 8 м.

Этаж по вертикали разделяется МКЦ на два подэтажа (рис. 1). Опытный добычный блок состоит из камеры 1, обрабатываемой в первую очередь, и вышележащего междуэтажного целика мощностью 15 м, извлекаемого во вторую очередь [5]. После обработки блока инициируется принудительное обрушение пород висячего бока путем взрывания скважинных зарядов из буровых ниш, расположенных на флангах залежи на безопасном расстоянии от отработанных камер. Аналогичным образом обрабатывается второй добычный блок с МКЦ.

В соответствии с проектом проведены подготовительно-нарезные выработки (ПНВ). Для бурения шпуров использовалась самоходная установка Tamrock INB. В камере 1 (восток) пройден отрезной восстающий, на который путем отбойки вертикальных параллельных скважинных зарядов ВВ оформлена отрезная щель. На отрезную щель выполнена отбойка семи слоев (линия наименьшего сопротивления 1.5–2.5 м) зарядами восходящих вееров скважин диаметром 65 (5 шт.) и 105 мм (2 шт.). Выпуск отбитой руды осуществлялся через траншейное днище и погрузочные заезды с помощью ПДМ ST 3.5. Рудная масса из забоя транспортировалась по наклонному съезду и штольне на разгрузочный пункт, расположенный на промплощадке рудника. Среднее расстояние транспортирования 615 м. Фактическое положение подготовительно-нарезных выработок, камеры 1 (восток), МЭЦ и МКЦ показаны на рис. 2.

Проведены наблюдения за порядком подготовки и очистной выемки, пространственным расположением ПНВ и конструктивных элементов КСР; проанализирована геолого-маркшейдерская документация и сопоставлены фактические и проектные данные. Расхождение между объемом фактически пройденных и проектных ПНВ —  $2958.5$  и  $2892$  м<sup>3</sup>, а также между их удельным объемом —  $77.4$  и  $75.9$  м<sup>3</sup>/1000 т составляет не более 2.2 %.

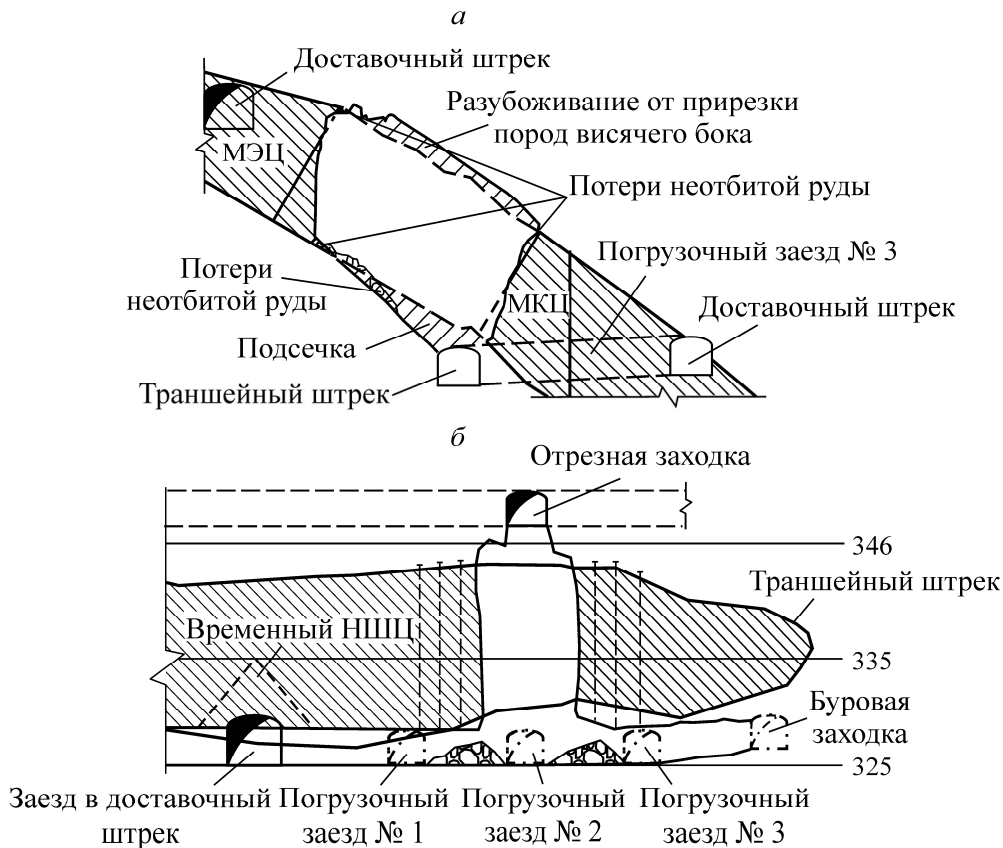


Рис. 2. Фактическое состояние камеры 1 в период экспериментальных исследований: *a* и *б* — разрезы вкрест и по простиранию рудного тела; НШЦ — надштрековый целик

Кроме того, проводилось объемное лазерное сканирование висячего бока, кровли и стенок камеры 1 в процессе ее отработки и выпускных выработок, их визуальное и инструментальное обследование [6–8]. После окончания комплекса работ геомеханического мониторинга сделаны следующие выводы:

1. Определены параметры НДС массива Кыштымского месторождения, включающие гравитационные напряжения  $\sigma_z = -3$  МПа, разнонаправленные тектонические  $\sigma_t = -10$  МПа, полученные методом частичной разгрузки путем замеров конвергенции стенок выработки в процессе ее проведения.

2. Установлено, что очистные и погрузочные выработки находятся в устойчивом состоянии; степень нарушенности стенок камеры и целиков незначительная (рис. 2); отбойка камер на данном этапе не вызывает сдвижений земной поверхности (вывод сделан по результатам наблюдений за смещением реперов поверхностной наблюдательной станции, охватывающей зону влияния подземных горных работ). Опытный вариант комбинированной системы разработки соответствует целям и условиям ведения горных работ на Кыштымском месторождении.

3. Принятые параметры конструктивных элементов опытного варианта КСР обеспечивают устойчивость очистных и подготовительно-нарезных выработок и безопасные условия труда на весь период отработки экспериментального участка.

4. Результаты геомеханического мониторинга подтверждают возможность выемки междуэтажного целика под консолью висячего бока с последующим погашением выработанного пространства принудительно обрушенными породами висячего бока. На основании трехмерного лазерного сканирования очистного пространства обрабатываемой камеры 1 сделан прогноз о необходимости принудительного погашения выработанного пространства.

По данным маркшейдерской съемки и геологического опробования [9], после отработки семи слоев (около 30 % камерных запасов) оценены показатели извлечения кварца. Фактические потери неотбитой руды на 1 т погашаемых балансовых запасов составили 0.4 %, отбитой — 1.1 %, что в 2.7 раза ниже, чем в проекте (таблица). Это объясняется практически полным выпуском руды погрузочно-доставочными машинами из гребней между погрузочными заездами. Кроме того, полнота выпуска руды обеспечивается за счет предварительного формирования их из пустых пород [10]. Прихват пород всячего бока привел к увеличению разубоживания до 7.4 %, что в 1.8 раза выше, чем принято в проекте. При отработке междуэтажного целика под консолью всячего бока с массовым обрушением и площадным выпуском руды через днище камеры потери в пересчете на добычный блок оценены на уровне проектных — 7.6 %.

Технико-экономическая оценка результатов экспериментальных исследований КСР

Показатель	Система разработки		
	базовая	комбинированная	
		проект	эксперимент
Потери руды, %:	27.9	11.6	9.1
неотбитой	25.0	2.6	0.4
отбитой	2.9	1.4	1.1
по МЭЦ (прогноз)	—	7.6	7.6
Разубоживание руды, %:	3.0	14.0	14.0
по камере	3.0	4.2	7.4
по МЭЦ (прогноз)	—	9.8	6.6
Удельный объем ПНВ, м <sup>3</sup> /1000 т	193.7	75.9	77.4
Производительность труда забойного рабочего на:			
проходке ПНВ, м <sup>3</sup> /чел.-смен	2.2	3.9	3.9
бурении скважин, м/ чел.-смен	31.2	32.0	15.1
выпуске и транспорте, т/ чел.-смен	40.8	60.0	62.1
очистной выемке, т/ чел.-смен	24	34.6	29.5
Итого по выемочной единице, т/ чел.-смен	11.9	10.8	15.7
Себестоимость добычи, руб/т	611	651	656
Извлекаемая ценность, руб/т	941	1042	1071
Прибыль, руб/т	330	391	415

Основные технико-экономические показатели технологических процессов добычи определены по результатам 6 серий хронометражных наблюдений за бурением и заряданием, выпуском и транспортированием руды, в которых зафиксированы затраты рабочего времени, простои, осуществлен анализ инструментальных замеров объемов работ, выполненных маркшейдерской службой.

Технико-экономический анализ производственных процессов и КСР показал, что полученные данные хорошо согласуются с проектными (таблица). Удельный объем ПНВ выше проектного за счет снижения запасов на гор. 346 м в результате уточнения контуров рудного тела. Производительность труда забойного рабочего при проходке погрузочно-нарезных выработок не фиксировалась и принята в соответствии с проектом. Производительность труда при бурении скважин значительно (на 43 %) ниже проектной в связи с увеличением фактической крепости кварца с  $f = 10$  до 15 и освоением нового станка БУ-80 НБ. Фактическая производительность труда на выпуске и транспортировании руды несколько выше проектной. В целом производительность труда по добычному блоку выше на 32 %.

Установлено, что потери высокоценного кварца в испытываемом варианте КСР (9.1 %) в 3.1 раза ниже, чем в базовом (27.9 %). Себестоимость добычи 1 т руды выросла на 7 %, извлекаемая ценность — на 12 %, прибыль — на 21 % относительно базового варианта [3].

Второй задачей выполненных работ являлось опытно-промышленное испытание параметров буровзрывных работ, обеспечивающих уменьшение переизмельчения кварца при массовой отбойке руды. Для оценки гранулометрического состава отбиваемой руды применялись методы ситового анализа и фотопланиметрии [11]. Выборка проб от генеральной совокупности составила 5 % и более, что отвечает требованиям [12]. На колосниковом грохоте отделялась фракция +65 мм, затем подрешетный материал просеивался через сито с ячейкой 20 мм, т. е. проводилось разделение рудной массы на фракции +20–65 и –20 мм. Далее замерялись объемы каждой фракции с учетом коэффициентов разрыхления, характерных для каждой из них, отдельно — негабаритные куски +700 мм.

При предшествующей технологии добычи кварца на Кыштымском руднике отбойка руды проводилась веерными скважинами длиной 8–10 м и диаметром 105 мм. Скважины заряжались вручную патронированным аммонитом 6ЖВ, конструкция заряда — рассредоточенная. Заряды ВВ длиной по 1–2 м чередовались с такими же промежутками, заполненными глиной. Иницирование зарядов осуществлялось детонирующим шнуром, проложенным по всей длине скважины. С помощью средств короткозамедленного взрывания скважины в веере взрывались по одной с интервалом замедления 500–1000 мс. Удельный расход ВВ составлял 0.9–1.0 кг/м<sup>3</sup> при линии наименьшего сопротивления и расстоянии между концами скважин 2.5 м. При удовлетворительном отрыве слоя выход негабарита был равен 5–6 %, выход переизмельченной фракции кварца –20 мм — 17–20 %.

При испытываемой технологии добычи кварца массовая отбойка руды выполнялась веерами скважин длиной 20–22 м. При этом трудоемкость применяемого ранее ручного способа зарядания скважин возрастала в 2–2.5 раза, вследствие чего принято решение об использовании гранулированного ВВ с механизированным заряданием скважин.

При определении параметров взрывной отбойки учитывались результаты предварительных аналитических исследований [13, 14], позволивших сделать следующие выводы:

— при взрыве одиночных удлиненных зарядов в горной породе основной объем разрушений приходится на зону радиальных трещин [15];

— при одновременном взрывании удлиненных зарядов, расположенных в одной плоскости, среда отрывается от массива по линии их расположения до того, как успеют развиваться радиальные трещины [16], т. е. по плоскости расположения взаимодействующих зарядов прорастает магистральная трещина, вокруг которой не происходит интенсивного дробления [17];

— дальнейшее разрушение массива происходит под действием давления газов в общей щелевидной полости взрыва;

— после объединения полостей взрыва отдельных зарядов давление в общей щелевидной полости взрыва резко снижается [18, 19] и степень разрушения массива определяется в основном его естественной трещиноватостью;

— особенность Кыштымского месторождения состоит в том, что массив кварца сложен из отдельных зерен (гранул) размером 1–4 мм. При некоторых уровнях ударной (взрывной) нагрузки происходит лавинообразное разделение кварца на гранулы [20] с преобладающим выходом в добытой руде некондиционной фракции –20 мм.

На основании изложенного и в соответствии с рассматриваемыми условиями, для массовой отбойки кварца принята плоская система зарядов (ПСЗ) в виде веера скважинных зарядов, взрывающихся одновременно. Первый экспериментальный взрыв ПСЗ проводился с параметрами: диаметр скважин 65 мм, линия наименьшего сопротивления 1.6 м, расстояние между концами скважин 2.2 м. Скважины заряжались граммонитом 21ТМЗ при помощи зарядчика ЗМК-1А. Конструкция зарядов сплошная при удельном расходе ВВ на отбойку 1.55 кг/м<sup>3</sup>.

Выход некондиционной фракции составил 25.3 % при выходе негабарита 0.4 %. Таким образом, при полном отрыве слоя и практическом отсутствии негабарита выход мелкой фракции был слишком велик.

Особенности нарезки днища камеры позволили при помощи погрузочно-доставочных машин извлечь всю отбитую руду первого взрыва. Получена уникальная фотография картины отрыва массива по плоскости зарядов (рис. 3), на которой ясно видны следы скважин при отсутствии зон мелкого дробления вблизи них. Это дает возможность сделать вывод, что при данной схеме взрывания кварц переизмельчается при ударе о стенки, падении на дно камеры и соударении кусков между собой. Можно предположить, что степень переизмельчения кварца при этом прямо пропорциональна мощности взрыва, т. е. удельному расходу ВВ.

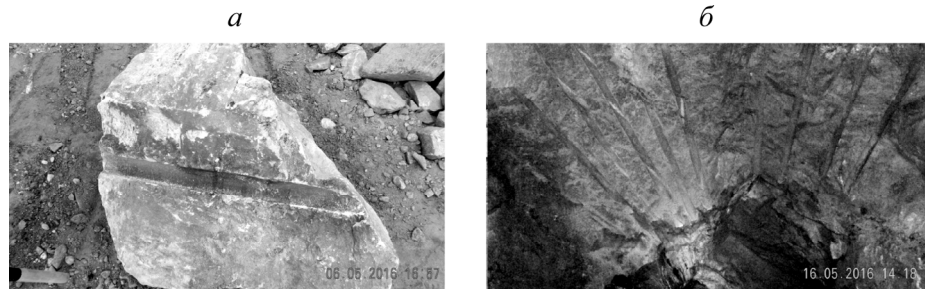


Рис. 3. Откол массива слоя по плоскости расположения веера скважин: *а* — след скважины на куске руды; *б* — торцевая вертикальная стенка камеры со следами скважин; снизу виден откол козырька над буровым штреком

При отбойке трещиноватых руд расход ВВ может быть значительно уменьшен [21] за счет рассредоточенных веерных зарядов. Рассредоточение заряда снижает начальное давление взрыва на стенки скважины, удлиняя время воздействия взрыва на массив горных пород, уменьшает бризантное действие взрыва и способствуют более равномерному дроблению [22]. Ранее на Кыштымском месторождении проводились исследования степени дробления кварца при скважинной отбойке в карьере [23] и шпуровой — при проходке разведочных выработок [24]. Установлено, что взрыв одиночных зарядов сплошной конструкции при удельном расходе ВВ  $0.9 \text{ кг/м}^3$  вызывает значительное переизмельчение кварца (выход фракции 0–5 мм до 37%). Существенное снижение выхода мелких фракций при скважинной отбойке в карьере достигнуто при взрывании зарядов с воздушными промежутками и стержнями.

Анализ различных конструкций рассредоточенных зарядов [25–28] показал, что при расположении скважин в виде восходящего веера наиболее рациональной является конструкция заряда с воздушными промежутками без инертного заполнителя.

Формирование заряда в скважине при механизированном зарядании выполнялось следующим образом: в забое скважины размещался патрон-боевик из аммонита бЖВ с присоединенным детонирующим шнуром. Пневмозарядчиком подавался первый заряд гранулированного ВВ необходимой длины. Зарядный шланг извлекался из скважины и в нее этим же шлангом вводилась влажная глиняная пробка длиной 10–20 см на заданное расстояние, обеспечивающее образование воздушного промежутка (рис. 4а). Контроль расстояний между зарядом ВВ и пробкой осуществлялся по маркированному зарядному шлангу. Легкими ударами шланга пробка расклинивалась и запрессовывалась в скважине (рис. 4б). Далее проводилось зарядание следующей порции ВВ (рис. 4в). Опыт зарядания показал, что запрессованная таким образом глиняная пробка выдерживает напор подающейся под давлением порции ВВ и надежно обеспечивает заданный воздушный промежуток.

В процессе зарядания отдельные заряды граммонита уплотняются и надежно удерживаются в скважине, не просыпаясь в нижерасположенный воздушный промежуток и в устье скважины. В целом данный способ зарядания отличается простотой (трудоемкость сравнима с формированием сплошного заряда) и не требует дополнительных специальных средств.

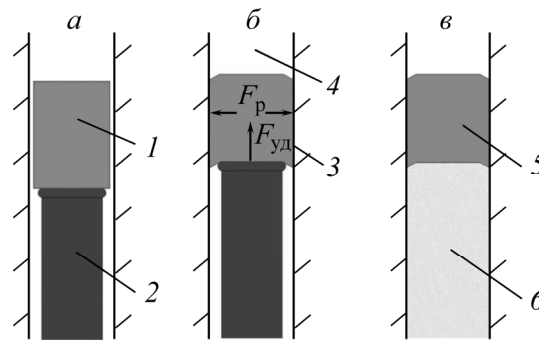


Рис. 4. Процесс формирования воздушного промежутка в скважине: 1 — влажная глиняная пробка; 2 — зарядный шланг; 3 — деформируемая глиняная пробка; 4 — формируемый воздушный промежуток; 5 — расклиненная глиняная пробка; 6 — заряд гранулированного ВВ;  $F_p$  и  $F_{уд}$  — сила удара и сила распора соответственно

Всего проведено 7 экспериментальных взрывов ПСЗ с различными конструкциями зарядов и удельным расходом ВВ. В каждом эксперименте взрывалось по одному вееру скважин диаметром 65 или 105 мм. Распределение заряженных участков по плоскости веера проводилось равномерно (рис. 5). Как правило, в скважине размещалось 2–3 заряда граммонита 21ТМЗ массой от 7 до 18 кг с боевиками из аммонита 6ЖВ и соответствующее количество воздушных промежутков длиной 2–6 м.

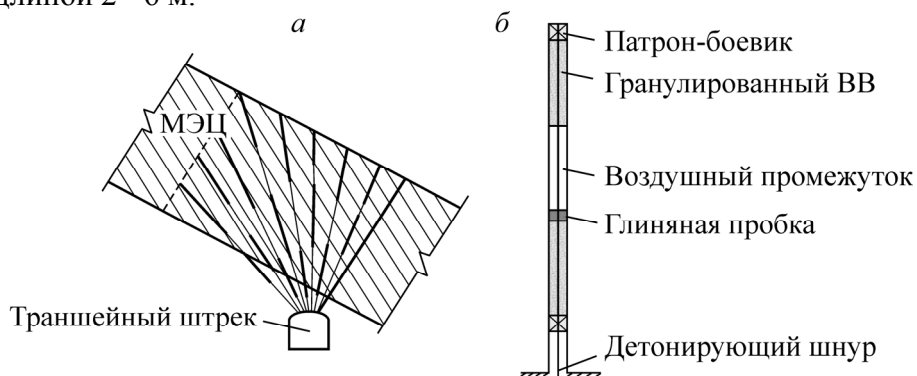


Рис. 5. Принципиальная схема заряжения веера (а) и конструкция заряда в скважине (б)

В результате проведенной серии взрывов установлено:

- выход некондиционной мелкой фракции кварца при применении плоской системы зарядов практически прямо пропорционален удельному расходу ВВ (рис. 6);
- оптимальным является удельный расход ВВ на отбойку около  $0.9 \text{ кг/м}^3$ , при котором получен выход некондиционной фракции кварца 12% и выход негабарита (+ 700 мм) 7–8%;
- по сравнению с ранее применяемой технологией буровзрывных работ (отбойкой одиночными взрывами зарядов) выход мелочи снижается на 25–40% при одинаковом удельном расходе ВВ  $0.9 \text{ кг/м}^3$ .

Опытно-промышленные испытания показали, что при взрыве взаимодействующих веерных зарядов происходит откол слоя по плоскости расположения скважин с отсутствием зон мелкого дробления вблизи зарядов, что подтвердило результаты, полученные при моделировании [13]. Установлено, что при применении плоской системы зарядов ответственным за выход мелких фракций кварца является удар отбитого слоя руды о стенки камеры и соударение кусков между собой, а степень этого воздействия прямо пропорциональна мощности взрыва, т. е. удельному расходу ВВ на отбойку. Рациональным способом снижения удельного расхода ВВ может стать использование скважинных зарядов ВВ с воздушными промежутками.



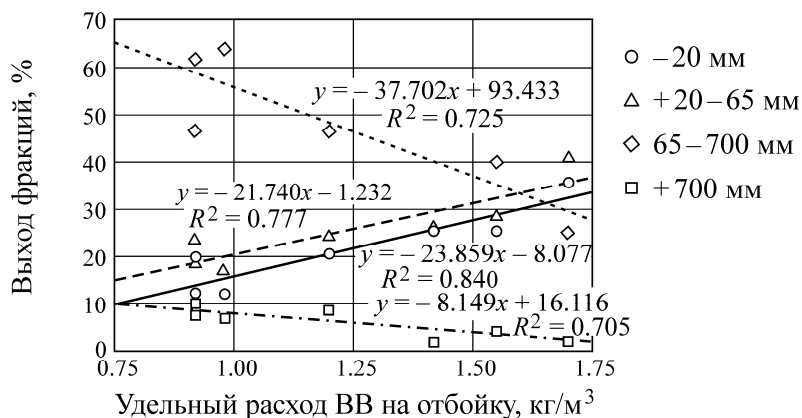


Рис. 6. Гранулометрический состав отбитой руды в зависимости от удельного расхода ВВ

## ВЫВОДЫ

Экспериментальными исследованиями установлено, что предложенный вариант комбинированной камерной системы разработки соответствует условиям Кыштымского месторождения и обеспечивает минимальные потери высокоценного кварца в недрах. Потери кварца снижаются в 2.5–3.0 раза по сравнению с камерно-целиковым порядком выемки. Потенциальный экономический эффект при отработке этажа 346/316 м за период эксплуатации составил 15.6 млн руб.

Для условий испытанной технологии добычи кварца рациональной является массовая отбойка руды плоской системой зарядов с рассредоточенной воздушными промежутками конструкцией зарядов и удельным расходом ВВ около 0.9 кг/м<sup>3</sup>.

При взрыве плоской системы рассредоточенных зарядов уменьшается мелкое дробление кварца в ближней зоне взрыва, в том числе непосредственно вокруг зарядов. Переизмельчение происходит при разлете и падении отбитого слоя руды на днище камеры и в процессе соударения кусков между собой и прямо пропорционально удельному расходу ВВ.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Соколов И. В., Корнилков С. В., Сашурин А. Д., Кузьмин В. Г., Шемякин В. Г. О формировании научно-технологического задела для внедрения комплексной геотехнологии добычи и переработки высокоценного кварца // Горн. журн. — 2014. — № 12. — С. 44–48.
2. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А. Ресурсосберегающая технология подземной разработки месторождения высокоценного кварца // ФТПРПИ. — 2015. — № 6. — С. 133–145.
3. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А. Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высокоценного кварца на основе моделирования // ФТПРПИ. — 2016. — № 6. — С. 124–133.
4. Горинев С. А. Эффективность применения плоских систем зарядов для отбойки сильнотрещиноватых руд в подземных условиях // Изв. вузов. Горн. журн. — 1985. — № 7. — С. 68–73.
5. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Изыскание подземной геотехнологии для отработки рудного тела средней мощности и наклонного падения Кыштымского месторождения гранулированного кварца // Изв. вузов. Горн. журн. — 2013. — № 2. — С. 17–22.
6. Балек А. Е. Управление горным давлением при камерной системе разработки // ФТПРПИ. — 1988. — № 1. — С. 25–31.
7. Debasis Deb, Kamal C. Das. Extended finite element method for the analysis of discontinuities in rock masses, Geotechnical and Geological Engineering, 2010, Vol. 28, Issue 5. — P. 643–659.

8. **Balek A. E.** Rock pressure control in chamber mining, Soviet Mining Science USSR, Vol. 24, Issue 1. — P. 21–26. DOI: 0.1007/BF02498067. — Published: jan-feb 1988.
9. **Отраслевая инструкция** по определению, нормированию и учету потерь, разубоживания руды на рудниках МЦМ СССР // Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых. — М.: МЦМ СССР, Недра, 1977.
10. **Пат. 2632615 РФ.** Способ разработки наклонных рудных тел средней мощности / Ю. Г. Антипин, И. В. Соколов, А. А. Смирнов, К. В. Барановский, И. В. Никитин, А. А. Рожков // Оpubл. в БИ. — 2017. — № 28.
11. **Барон Л. И.** Кусковатость и методы ее измерения. — М.: ИГД АН СССР, 1960. — 124 с.
12. **Рыжов П. А.** Математическая статистика в горном деле. — М.: Высш. шк., 1973. — 287 с.
13. **Соколов И. В., Смирнов А. А., Рожков А. А.** Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // ГИАБ. — 2016. — № 7. — С. 337–350.
14. **Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Рожков А. А.** Физическое моделирование взрывной отбойки высокоценного кварца // Вестн. Магнитогор. гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова. — 2017. — Т. 15. — № 1. — С. 4–9. Doi: 10.18503/1995-2732-2017-15-1-4-9.
15. **Шер Е. Н.** Форма и размеры радиальных трещин, образующихся при взрыве двух сближенных скважинных зарядов // Фундамент. и прикл. вопросы горных наук. — 2016. — № 3. — С. 250–255.
16. **Сенук В. М.** Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массива крепких пород при взрывной отбойке // ФТПРПИ. — 1979. — № 1. — С. 28–34.
17. **Кутузов Б. Н.** Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. — М.: МГГУ, 2009. — 471 с.
18. **Ерофеев И. Е.** Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. — М.: Недра, 1988. — 271 с.
19. **Жариков И. Ф.** Энергосберегающие технологии ведения взрывных работ на разрезах // Взрывное дело. — М., 1998. — № 91/48. — С. 191–195.
20. **Минералургия** жильного кварца / под ред. В. Г. Кузьмина, Б. Н. Кравца. — М.: Недра, 1990. — 294 с.
21. **Калмыков В. Н., Пергамент В. Х., Неугомонов С. С.** Расчет параметров отбойки трещиноватых руд скважинными зарядами при системах разработки с твердеющей закладкой // Вестн. Магнитогор. гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова. — 2009. — № 1. — С. 22–24.
22. **Шевкун Е. Б., Лещинский А. В.** Рассредоточение скважинных зарядов пенополистиролом // ГИАБ. — 2006. — № 5. — С. 116–123.
23. **Берсенева Г. П.** Управление качеством взрывного дробления горных пород на нерудных карьерах: дис. ... канд. техн. наук. — Свердловск, 1989. — 158 с.
24. **Кутузов Б. Н., Безматерных В. А., Берсенева Г. П.** Анализ дробящего действия зарядов ВВ с пористым промежутком // Изв. вузов. Горн. журн. — 1988. — № 1. — С. 53–58.
25. **Ломоносов Г. Г.** Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. — 2-е изд. — М.: Горн. книга, 2013. — 517 с.
26. **Лещинский А. В., Шевкун Е. Б.** Рассредоточение скважинных зарядов. — Хабаровск: Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, 2009. — 154 с.
27. **Гришин А. Н., Матренин В. А., Мучник С. В.** Способ формирования рассредоточенных скважинных зарядов // Горн. журн. — 2007. — № 4. — С. 55–57.
28. **Марченко Л. Н.** Исследование процессов образования и развития трещин в твердых средах в зависимости от конструкции заряда // Взрывное дело. — М.: Недра, 1964. — № 54/11. — С. 102–113.

*Поступила в редакцию 27/VI 2017*