

УДК 622.014.3:553.042

**РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ
КЫШТЫМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВЫСОКОЦЕННОГО КВАРЦА**

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

*Институт горного дела УрО РАН, E-mail: geotech@igduran.ru,
ул. Мамина-Сибиряка, 58, 620219, г. Екатеринбург, Россия*

Изложены результаты прикладных научных исследований по формированию научно-технологического задела для промышленного внедрения технологии подземной разработки, обеспечивающей кардинальное снижение потерь при освоении уникального месторождения кварца. На основании теоретических исследований по критерию минимума потерь кварца установлены рациональные варианты комбинированной системы разработки и способ отбойки плоской системой зарядов для натуральных экспериментов.

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

Кыштымское месторождение является единственным в России эксплуатируемым месторождением высокоценного гранулированного кварца и источником сырья для производства принципиально новых материалов (кварцевое стекло, специальная керамика, продукция двойного назначения) [1]. Рациональное использование запасов высокоценного кварца в связи с их ограниченностью крайне важно для развития инновационных отраслей российской промышленности. Между тем применяемая камерно-целиковая система разработки с взрыводоставкой руды (базовый вариант) характеризуется высокими эксплуатационными потерями балансовых запасов (до 30 %) в неизвлекаемых междукамерных целиках (МКЦ) и на почве камеры. Кроме того, к потерям относится и некондиционная фракция кварца (–20 мм), образующаяся в результате переизмельчения руды при ее взрывной отбойке. Выход фракции в среднем составляет около 16 %. Соответственно резко сокращается сырьевая база предприятия и срок эксплуатации уникального месторождения. Применение систем с закладкой неприемлемо, поскольку попадание даже незначительного количества цемента в жильную массу делает ее непригодной для получения высокочистых кварцевых концентратов. В связи с этим актуальным становится выполнение прикладных научных исследований (ПНИ), направленных на создание комплексной технологии подземной добычи и переработки высокоценного кварца, обеспечивающей кардинальное снижение потерь при освоении уникального месторождения [2].

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации (проект RFMEF160714X0026).

В результате анализа теории и практики отработки наклонных рудных месторождений установлено, что радикальное снижение потерь кварца в недрах может быть достигнуто применением комбинированной системы разработки (КСР), сочетающей систему с открытым очистным пространством и с обрушением руды и вмещающих пород. Для сравнительной оценки вариантов КСР выполнена их систематизация. В качестве основного признака принят конструктивный фактор — форма МКЦ (прямоугольная, трапециевидная), от которой в наибольшей степени зависит степень извлечения руды из блока. Признаком деления вариантов на группы принято условие отработки МКЦ (под консолью пород всячего бока, под обрушенными породами), определяемое устойчивостью пород всячего бока. Варианты внутри группы различаются по способу очистной выемки МКЦ (метод отбойки, выпуска руды, очередность выемки) и способу (принудительное или самообрушение пород всячего бока) и порядку (до или после отбойки МКЦ) погашения выработанного пространства очистного блока. Систематизация и особенности применения вариантов КСР представлены в табл. 1.

В соответствии с такой систематизацией для условий этажа 346/316 м Кыштымского рудника сконструировано семь технически рациональных вариантов КРС, три — признаны нерациональными. Этаж разделяется на два подэтажа, подэтажи — на очистные блоки, состоящие из очистной камеры и МКЦ. Блок обрабатывается в две стадии: на первой — камерные запасы, на второй — МКЦ. Технология выемки камерных запасов во всех вариантах одинакова.

При конструировании приняты: постоянная ширина очистного блока 28 м, равная сумме ширины камеры и МКЦ; длина камеры и МКЦ равна длине рудного тела по простиранию — 100 м; средняя мощность рудного тела (m_{cp}) 12 м, угол падения рудного тела ($\alpha_{p,t}$) 30°. Выработки выпуска и доставки располагаются в лежачем боку рудного тела [3]. На основных технологических процессах используется современное самоходное оборудование [4].

Одна из идей по снижению потерь балансовых запасов кварца — применение податливых МКЦ трапециевидной формы с малым верхним основанием, что одновременно позволяет эффективно управлять горным давлением. Размеры и форма целиков, пролеты камер при отработке Кыштымского месторождения рассчитаны отделом геомеханики ИГД УрО РАН. Установлено, что очистные камеры шириной 26 м и МКЦ шириной 8 м (по низу) и 2 м (по верху) будут устойчивы за счет придания им податливости. Увеличение ширины камеры и соответственное уменьшение ширины МКЦ позволяет увеличить объем камерных запасов, что обеспечивает улучшение показателей извлечения руды в целом по блоку [5].

Методологической базой для выбора эффективной технологии является системный подход к обоснованию оптимальной системы разработки и ее параметров, основанный на учете всех факторов и сравнении вариантов по критерию прибыли (Пр) на единицу погашаемых балансовых запасов [6]. Технологические и конструктивные параметры, соответствующие варианту системы разработки с наибольшей прибылью, считаются оптимальными. Целевая функция применительно к кварцевому горно-обогательному производству имеет вид

$$\text{Пр} = 0.01\eta \sum_{i=1}^n Z_i c \varepsilon_i - C \frac{1-\Pi}{1-P} \rightarrow \max, \quad (1)$$

где η — коэффициент извлечения руды при добыче, доли ед.; n — количество реализуемых концентратов; Z_i — цена i -го концентрата на мировом рынке кварцевого сырья, руб./т; c — содержание кварца в погашаемых балансовых запасах, %; ε_i — извлечение кварца в i -й концентрат при обогащении, доли ед.; C — себестоимость добычи, транспорта и обогащения 1 т добытой руды, руб./т; Π — потери, доли ед.; P — разубоживание, доли ед.

ТАБЛИЦА 1. Систематизация вариантов КСР наклонного месторождения средней мощности

Вариант комбинированной системы разработки		Условия отработки МКЦ		
		под породной консолью	под обрушенными породами	
Форма МКЦ			принудительно	
			самообрушенными	
Способ выемки МКЦ				
I Прямой	1. Камерная с обрушением площадным выпуском руды под породной консолью. Массовая отбойка МКЦ на открытую камеру, взрыво-доставка и площадной выпуск руды из открытого пространства и под затекающими обрушенными породами. Принудительное обрушение породной консоли после выпуска руды из МКЦ	3. Камерная с обрушением прямоугольного МКЦ и комбинированным выпуском руды под породной консолью. Массовая отбойка МКЦ на открытую камеру, взрыво-доставка и комбинированный выпуск руды — площадной основных запасов аналогично варианту 1 и торцовый довыпуск. Обрушение породной консоли аналогично варианту 1	Камерная с обрушением прямоугольного МКЦ и торцовым выпуском руды под породными породами нерациональна из-за невозможности полного выпуска МКЦ	7. Камерная с обрушением прямоугольного МКЦ и комбинированным выпуском руды под самообрушенными породами. Массовая отбойка МКЦ на открытую камеру, взрыво-доставка и комбинированный выпуск руды — площадной основных запасов и торцовый довыпуск под обрушенными породами. Погашение выработанного пространства путем самообрушения висячего бока после массовой отбойки МКЦ
	2. Камерная с обрушением трапецевидного МКЦ и площадным выпуском руды под породной консолью. Массовая отбойка МКЦ на открытую камеру, взрыво-доставка и площадной выпуск руды из открытого пространства и под затекающими обрушенными породами. Обрушение породной консоли аналогично варианту 1	4. Камерная с обрушением трапецевидного МКЦ и комбинированным выпуском руды под породной консолью. Массовая отбойка МКЦ на открытую камеру, взрыво-доставка и комбинированный выпуск руды — площадной основных запасов аналогично варианту 1 и торцовый довыпуск. Обрушение породной консоли аналогично варианту 1	5. Камерная с обрушением трапецевидного МКЦ и торцовым выпуском руды под принудительно обрушенными породами. Погашение отработанной камеры путем принудительного обрушения висячего бока до отработки МКЦ. Послойная отбойка МКЦ в зажатой среде и послойный торцовый выпуск руды	Камерная с обрушением трапецевидного МКЦ и комбинированным выпуском руды под самообрушенными породами нерациональна из-за невозможности обеспечить устойчивость кровли камер
	II Трапецевидный			

Одно из важнейших направлений увеличения эффективности подземной добычи кварцевого сырья — оптимизация показателей извлечения руды при отработке не только всего месторождения, но и конкретных добычных объектов (выемочных единиц) [7]. Из (1) видно, что показатели извлечения существенно влияют как на извлекаемую ценность балансовых запасов кварца, так и на себестоимость его добычи и переработки. Учитывая цель ПНИ — кардинальное снижение потерь балансовых запасов кварца в недрах, на первом этапе выбора вариантов технологии за критерий оценки их эффективности можно принять минимум потерь. При этом варианты системы разработки с минимальными потерями считаются наиболее рациональными и отбираются для дальнейшего сравнения по (1).

Известно, что основными горно-геологическими факторами, влияющими на уровень извлечения при отработке наклонных залежей, являются мощность и угол наклона рудного тела, плотность руды и породы, содержание ценного компонента в руде, устойчивость руды и вмещающих пород всячего бока. Из конструктивных и технологических факторов, кроме рассмотренных, выделены наиболее существенные — конструкция и параметры выпускного днища (расстояние между погрузочными заездами, размеры и угол откоса траншеи); схема отбойки МКЦ (послойная и массовая); параметры буровзрывных работ (диаметр скважин, ЛНС, конструкция заряда); схема выпуска (площадной, торцовый) и доставки отбитой руды.

Методические принципы определения потерь регламентированы “Типовыми методическими указаниями по нормированию потерь...” (ТМУ) [8] и созданными на их основе “Отраслевыми инструкциями...” [9, 10]. С учетом этих принципов и вышеперечисленных факторов применительно к КСР разработана методика определения величины потерь и разубоживания кварца, учитывающая все виды и места их образования.

Расчет показателей извлечения проводился путем выделения на месторождении элементарной выемочной единицы [11] — добычного блока. В табл. 2 приведены показатели извлечения по вариантам КСР при средних значениях мощности и угла падения рудного тела.

ТАБЛИЦА 2. Значения потерь и разубоживания по вариантам КСР, %

Показатель извлечения	Вариант КСР						
	1	2	3	4	5	6	7
Потери	15.72	10.68	14.58	9.88	6.39	30.54	29.40
Разубоживание	9.13	11.97	15.17	18.01	14.24	10.87	17.78

Для каждого варианта КСР выполнен анализ характера и степени изменения потерь и разубоживания руды в зависимости от мощности m (диапазон изменения от 4 до 20 м) и угла падения рудного тела α (от 20 до 40°). Установлено, что с увеличением m потери при всех вариантах снижаются, наиболее интенсивное снижение происходит до 12 м. Влияние α на потери для разных вариантов различно. При одновременном увеличении m и α в указанных диапазонах формируется область допустимых значений потерь, определяемых как потери меньше заданного (допустимого) показателя $\Pi = 12.6$ %. Данная область характеризует надежность варианта КСР в обеспечении снижения потерь ниже заданного значения при изменении m и α . Наиболее надежными считаются варианты, имеющие наибольшую область допустимых значений потерь — это варианты 2, 4 и 5 (рис. 1а, б и в соответственно). Эти же варианты — наилучшие по минимуму эксплуатационных потерь при добыче (снижение потерь более чем в 2 раза по сравнению с базовым вариантом) при средней m и α .

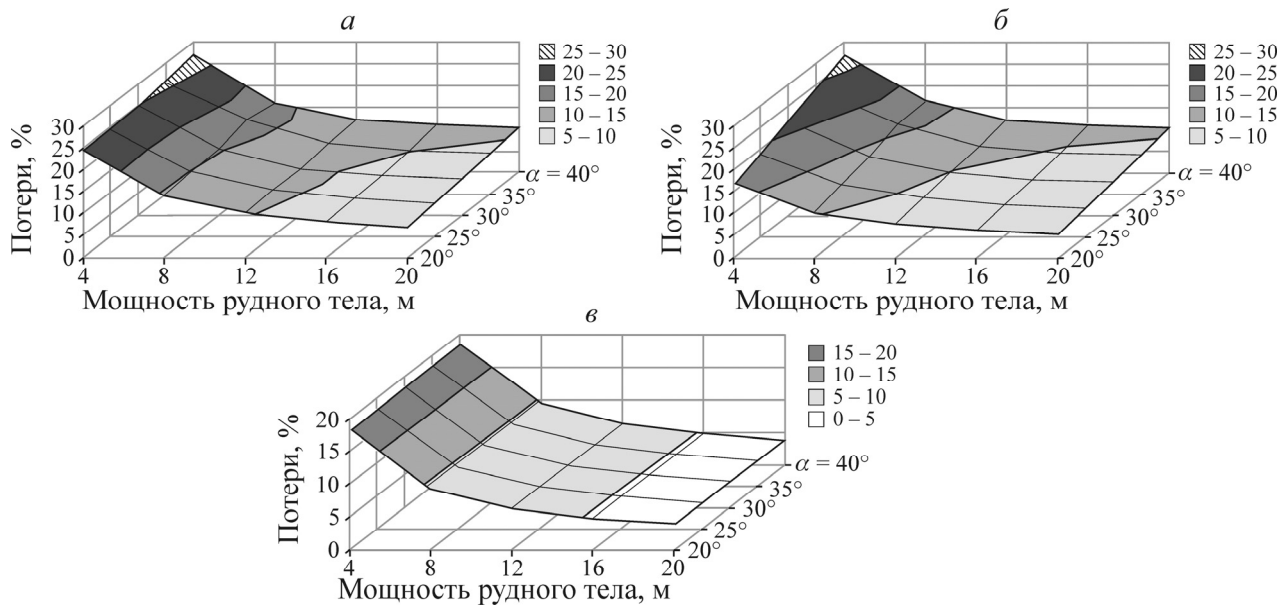


Рис. 1. Изменение потерь руды от мощности и угла падения рудного тела в вариантах 2 (а), 4 (б) и 5 (в) КСР соответственно

Разубоживание руды при данных вариантах снижается с увеличением t , наиболее интенсивное снижение происходит до 12 м. При одновременном увеличении t и α в рассматриваемых диапазонах формируется область допустимых значений разубоживания, определяемых как разубоживание меньше допустимого показателя $P = 13.5$ %. Наиболее надежным вариантом, имеющим наибольшую область допустимых значений разубоживания, является вариант 2 (рис. 2а), варианты 4 и 5 обеспечивают допустимое разубоживание только при больших углах падения (рис. 2б и в соответственно).

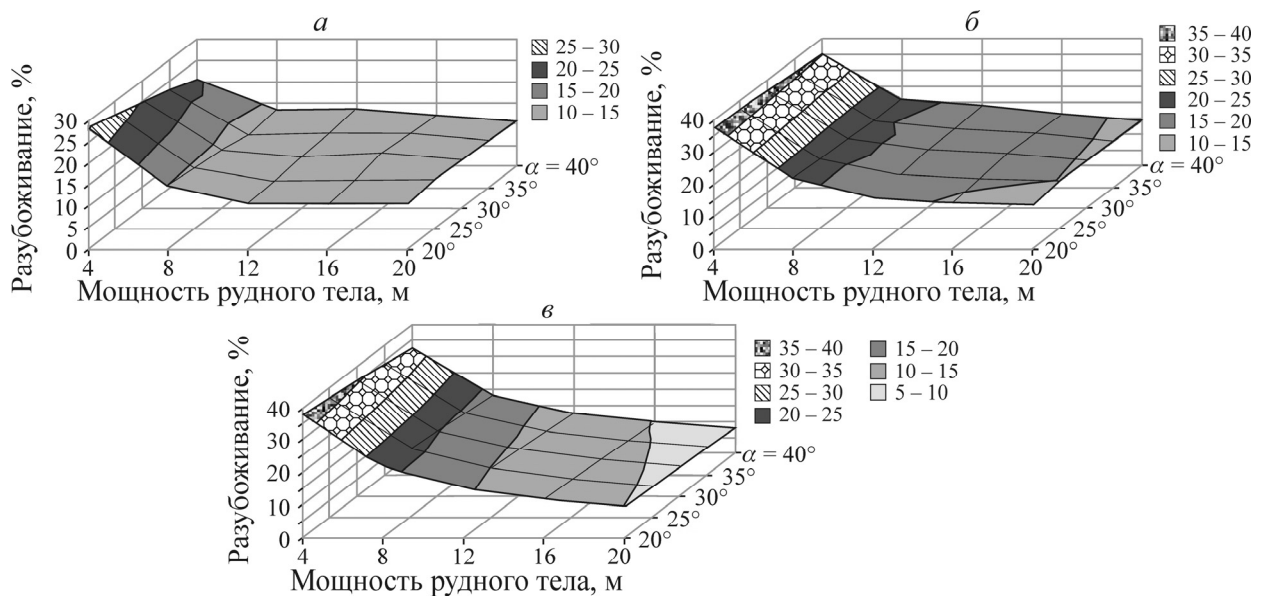


Рис. 2. Изменение разубоживания руды от мощности и угла падения рудного тела в вариантах 2 (а), 4 (б) и 5 (в) КСР соответственно

Конструкция и параметры наиболее конкурентоспособных вариантов 2, 4 и 5 приведены на рис. 3а, б и в соответственно. Они имеют пролет камеры 26 м и податливые МКЦ трапецие-

видной формы. Выпуск отбитой руды МКЦ осуществляется под консолью пород висячего бока (варианты 2 и 4) и под принудительно обрушенными породами до выемки МКЦ (вариант 5). Схема выпуска руды — площадной (вариант 2) и торцовый (варианты 4 и 5).

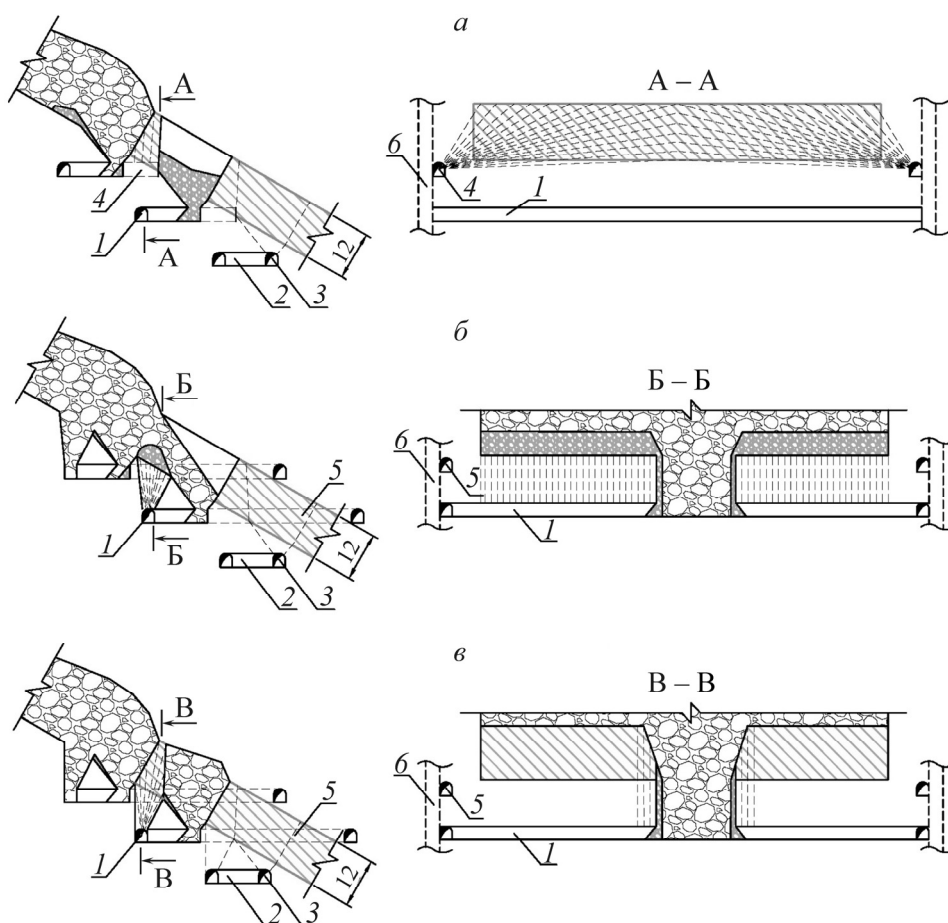


Рис. 3. Варианты 2 (а), 4 (б) и 5 (в) комбинированной системы разработки: 1 — доставочный штрек; 2 — погрузочный заезд; 3 — траншейный штрек; 4 — буровая заходка; 5 — орт и буровая ниша; 6 — фланговый вентиляционно-ходовой восстающий

Во всех вариантах КСР для Кыштымского рудника предусматривается массовая отбойка кварцевой руды веерами взрывных скважин. Параметры и показатели буровзрывных работ (БВР) рассчитаны по методике, изложенной в ВНТП 37-86, и приведены в табл. 3. В камерах применяются взрывные скважины диаметром 65 мм, при обрушении целиков и висячего бока — диаметром 105 мм. Расчет выполнен для слоя руды, отбиваемого одним веером, с коэффициентом крепости $f = 10$, плотностью $\gamma = 2.5 \text{ т/м}^3$, размер кондиционного куска $c = 0.6 \text{ м}$.

ТАБЛИЦА 3. Параметры и показатели БВР при массовой отбойке кварца

Параметр	Камера	МКЦ
Диаметр скважин, мм	65	105
ЛНС, м	1.7	2.6
Расстояние между концами скважин, м	2.0	3.1
Удельный расход ВВ, кг/т	0.45	0.50
Выход руды с 1 м скважин, м ³ /м	1.37	4.93
	т/м	12.33

Необходимость обеспечения кондиционной крупности куска кварца при отбойке вызвана технологическими требованиями рудоподготовки, а также внедрением более эффективных методов сортировки кварца на аппаратах фотометрической и рентгенорадиометрической сепарации. Вследствие этого одной из задач ПНИ является обоснование рационального метода и параметров БВР для снижения выхода некондиционной фракции кварца.

Современные теоретические положения и методики расчета действия взрыва в горном массиве относятся к взрыву одиночного цилиндрического заряда. Такой метод взрывания реализуется при взрывании пород на карьерах и в шахтах при шпуровой отбойке. Механизм разрушения горного массива одиночными зарядами показан в [12, 13] и обоснован в современной теории взрыва [14]. Основываясь на этих работах, целесообразно оценить выход данной фракции при взрывании кварца шпуровыми зарядами диаметром 42 мм патронами аммонита 6ЖВ.

Изменение давления продуктов детонации на первой стадии взрыва определяется расширением газовой полости и происходит по зависимости [15]

$$PS^{-i} = \text{const}, \quad (2)$$

где P — текущее давление в продуктах взрыва, Па; S — текущая площадь сечения полости, м^2 ; i — показатель политропы взрывных газов.

Среднее начальное давление продуктов детонации равно

$$P_0 = 0.5\rho_{\text{ВВ}}D^2(i+1)^{-1}, \quad (3)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ в заряде, кг/м^3 ; D — скорость детонации ВВ, м/с.

Очевидно, что текущее давление

$$P = P_0(r/r_0)^{2i}, \quad (4)$$

где r и r_0 — текущий и начальный радиус газовой полости, м.

Принимается, что среда монолитна, изотропна и внешне не нагружена, а ее механическое поведение под взрывной нагрузкой определяется теорией упругости.

В соответствии с математической теорией упругости [16] при давлении в цилиндрической полости радиус полости возрастает на величину

$$\Delta r_0 = 0.5P_k r_0 G^{-1}, \quad (5)$$

где G — модуль упругости сдвига, МПа.

Давление в полости на момент окончания ее расширения [24]

$$P_k = P_0[r_0(r_0 + \Delta r_0)^{-1}]^{2i} = 2P_0[1 + (1 + 4iP_0G^{-1})^{0.5}]^{-1}. \quad (6)$$

Тогда установившийся радиус полости составит

$$r_k = [1 + P_0G^{-1}(1 + 4iP_0G^{-1})^{0.5}]r_0. \quad (7)$$

Тангенциальные напряжения, ответственные за рост радиальных трещин, запишутся в виде

$$\delta_{\varphi\varphi} = -2\gamma P_0(r_0R^{-1})^2[1 + (1 + 4iP_0G^{-1})^{0.5}]^{-1}, \quad (8)$$

здесь γ — угол между смежными радиальными трещинами, рад; R — расстояние рассматриваемой точки среды от центра заряда, м.

Принимая $\delta_{\varphi\varphi} = |\delta_p|$, $r_0 = r_k$, можно определить количество радиальных трещин, которое может образоваться на границе зоны радиусом R_i , рассчитав величину

$$\gamma = |\delta_p|[2P_k(r_kR^{-1})^2]^{-1},$$

где $|\delta_p|$ — предел прочности кварца на растяжение, МПа. (9)

При камуфлетном взрыве удлиненного заряда в плоскости, перпендикулярной оси заряда, массив разбивается радиальными взрывными трещинами на клиновидные секторы, которые, в свою очередь, дробятся концентрическими трещинами [13]. Дробление секторов происходит и вдоль оси зарядов. Если принять, что в результате взрыва происходит образование в основном кубовидных кусков, то определяющим параметром дробления в ближней зоне взрыва является максимальный размер клиновидного сектора между смежными трещинами (или длина дуги) $d_{\text{фр}}$. Радиус зоны, в которой образуются куски размером меньше $d_{\text{фр}}$:

$$R_{\text{фр}} = [2P_k r_k^2 d_{\text{фр}} |\delta_p|^{-1}]^{1/3}. \quad (10)$$

Если принять, что в ближней зоне взрыва развитие взрывных трещин как при камуфлетном взрывании удлиненного заряда, так и при его взрывании на обнаженную поверхность будет одинаково, то будет одинакова и зона переизмельчения около заряда.

При расчете выхода некондиционной фракции при шпуровой отбойке кварца принимаются следующие соображения:

- расширение газовой полости при взрыве незначительно и составляет 2–5 мм; вследствие этого объем разрушения материала в данной зоне незначителен и его можно не учитывать;
- при расчетах принят КИШ 0.9, коэффициент заряжания шпуров 0.9;
- считается, что выход переизмельченной фракции одинаков для всех видов шпуров.

При отбойке кварца шпуровыми зарядами выход кварца с 1 м шпура колеблется в пределах 0.3–0.6 м³/м. Детонационные характеристики аммонита 6ЖВ при взрыве в шпурах диаметром 42 мм приняты по работе [17]. Считается, что патроны аммонита при зарядке уплотняются и заполняют все сечение шпура. Результаты расчетов представлены в табл. 4.

ТАБЛИЦА 4. Показатели взрыва заряда 6ЖВ в шпуре диаметром 42 мм

Показатель	Кварц однородный
Предел прочности кварца на сжатие, МПа	113–178
Предел прочности кварца на растяжение, МПа	23–28
Коэффициент Пуассона	0.25–0.27
Динамический модуль упругости, $E \cdot 10^{-3}$ МПа	96–115
Модуль упругости сдвига, $G \cdot 10^{-3}$ МПа	71
Скорость детонации аммонита 6ЖВ, м/с	4300
Показатель политропы взрывных газов	2
Плотность заряжания, кг/м ³	1000
Начальное давление продуктов детонации, МПа	3082
Конечный радиус расширения взрывной полости, м	0.022
Давление газов после расширения полости, МПа	2852
Радиус зоны переизмельчения, м	0.129
Вероятный выход фракции – 20 мм на 1 м заряда, м ³	0.052
Выход переизмельченной фракции при отбойке, %	7–14 (ср. 10.5)

Одно из направлений снижения выхода переизмельченного кварца — применение для его отбойки менее бризантных гранулированных взрывчатых веществ. Так, использование для заряжания шпуров гранулита АС-8 и игданита позволит сократить выход некондиционной фракции примерно на 30 % (рис. 4).

Аналогичный результат может быть получен за счет конструкции заряда, позволяющего снизить давление продуктов детонации в газовой полости в момент ее расширения. В этом смысле эффективным является образование воздушных полостей вокруг заряда. Вместе с тем

применение рассредоточенных по длине зарядов за счет воздушных промежутков или инертного заполнения может дать эффект только в том случае, если длина инертных промежутков будет примерно равна длине заряжаемых участков шпуров.



Рис. 4. Зависимость выхода фракции -20 мм от скорости детонации гранулированных ВВ при шпуровой отбойке кварца Кыштымского месторождения

Характер разрушения массива при отбойке руды веерами взрывных скважин отличается от действия взрыва одиночного заряда. Между тем, несмотря на широкое распространение этого способа отбойки при подземной добыче руд, методики расчета действия взрыва веера скважинных зарядов, основанной на общепризнанных теоретических положениях, нет. На практике используются или формулы, построенные на эмпирическом эталонном удельном расходе ВВ с различными поправочными коэффициентами, или определяются на основе расчета действия одиночного заряда параметры расположения концов скважин в веере. И в том и в другом случае не учитывается взаимодействие взрывающихся зарядов в веере.

Эффект взаимодействия расположенных в одной плоскости и одновременно взрывающихся удлиненных зарядов достаточно широко исследовался в 60–70-е годы прошлого века [18–23]. Обстоятельные исследования действия взрыва взаимодействующих зарядов в горном массиве проведены в [24–26]. Показано, что в первоначальный период взрыва вследствие взаимодействия волн напряжений и установления общего поля напряжений между смежными зарядами образуется магистральная трещина и дальнейшее действие взрыва на массив идентично действию плоского заряда. Отмечено, что после пробоя массива по плоскости расположения зарядов рост радиальных трещин прекращается и дробление отбитой части массива по сравнению с взрывом одиночных зарядов ухудшается.

Группу взаимодействующих зарядов можно рассматривать как “плоскую систему зарядов”. Под этим понимается группа удлиненных зарядов ВВ, расположенных в одной плоскости и взрываемых одновременно, при условии взаимодействия взрыва зарядов между собой. Критерием взаимодействия является эффект пробоя массива по плоскости расположения одновременно взрывающихся зарядов ВВ. Время зарождения магистральной трещины и скорость ее развития определяются суммарной величиной напряжений от взрыва взаимодействующих зарядов. Магистральная трещина между взаимодействующими зарядами образуется при расстоянии между ними, значительно превышающем удвоенный радиус трещинообразования при взрыве идентичного одиночного заряда.

Рост трещин между зарядами происходит под действием квазистатического поля напряжений, вызванного давлением продуктов взрыва на стенки взрывной полости. Для определения предельного пробойного расстояния между цилиндрическими параллельными зарядами достаточно рассмотреть взаимодействие в сечении, перпендикулярном их оси.

На основании зависимостей (2)–(8), задаваясь условием, что от каждого заряда растет по две трещины ($\gamma = \pi$), можно рассчитать суммарные растягивающие напряжения в точке, лежащей на середине отрезка, который соединяет оси двух одновременно взрывающихся параллельных зарядов ВВ [24, 26]:

$$\delta_{\text{сум}} = 16\pi P_0 (r_0 a^{-1})^2 [1 + (1 + 4iP_0 G^{-1})^{0.5}]^{-1} = 16\pi P_k (r_k a^{-1})^2, \quad (11)$$

где a — расстояние между зарядами, м.

Вследствие концентрации напряжений на растущих трещинах суммарные напряжения в плоскости расположения скважин существенно выше, чем суммарные напряжения в ненарушенном массиве.

Минимальное пробойное расстояние a_{min} между зарядами находится из условия, что $\delta_{\text{сум}} = -|\delta_p|$ (предел прочности породы на растяжение, МПа):

$$a_{\text{min}} = 4r_k (\pi P_k |\delta_p|^{-1})^{0.5}. \quad (12)$$

Можно допустить, что на заключительном этапе от каждого заряда растет только по одной трещине, направленной навстречу друг другу. В этом случае $\gamma = 2\pi$ и максимальное пробойное расстояние

$$a_{\text{max}} = 2^{0.5} a_{\text{min}}. \quad (13)$$

В реальных условиях в данные расчеты следует вносить поправку на действующее горное давление. Следует учитывать, что действующие в массиве напряжения могут как препятствовать, так и способствовать расколу массива по плоскости зарядов. Чтобы учесть это действие, необходимо в формулу для расчета пробойного расстояния вместо $|\delta_p|$ подставлять $|\delta_p| + \delta_1$, где δ_1 — действующее в массиве перпендикулярное плоскости зарядов напряжение с соответствующим знаком. Принято, что в массиве действуют сжимающие напряжения. В табл. 5 представлены результаты расчета пробойного расстояния между взаимодействующими удлинненными зарядами гранулита АС-8 диаметром 65 мм.

ТАБЛИЦА 5. Пробойное расстояние между зарядами при отбойке кварца

Показатель	Значение
Радиус заряда, м	0.0325
Скорость детонации гранулита АС-8, м/с	3400
Показатель политропы взрывных газов	1.5
Плотность заряжения, кг/м ³	1050
Начальное давление продуктов детонации, МПа	2428
Конечный радиус расширения взрывной полости, м	0.034
Давление газов после расширения полости, МПа	2150
Минимальное пробойное расстояние, м:	
при $\delta_1 = 0$	2.2
при $\delta_1 = 2$ МПа	2.1
при $\delta_1 = 4$ МПа	2.0
при $\delta_1 = 6$ МПа	1.9
Максимальное пробойное расстояние, м:	
при $\delta_1 = 0$	3.1
при $\delta_1 = 2$ МПа	3.0
при $\delta_1 = 4$ МПа	2.9
при $\delta_1 = 6$ МПа	3.7

Размеры сетки скважин диаметром 65 мм на практике имеют пределы 1.5–2.0 м. Можно утверждать, что любой веер скважинных зарядов следует рассматривать как плоскую систему зарядов. Аналогичные расчеты выполнены в [24] для скважин диаметром 105 мм применительно к рудам и породам железорудных месторождений Урала и полностью подтвердили данный вывод.

После трещинообразования по плоскости скважин дальнейшее разрушение отбиваемого слоя происходит под действием квазистатического давления газов в образованной щелевидной полости. В этом случае элемент среды в отбиваемом слое подвергается действию давления взрыва по вектору, перпендикулярному плоскости веера скважин, а суммарные напряжения в данном элементе среды равны

$$\delta_1 + \nu P, \quad \delta_2 + \nu P, \quad \delta_3 + P, \quad (14)$$

где $\delta_1, \delta_2, \delta_3$ — компоненты напряжения в отбиваемом слое, вызванные действием горного давления, Па; P — давление продуктов взрыва в газовой полости, Па; $\nu = \mu(1 - \mu)^{-1}$ — коэффициент бокового распора, μ — коэффициент Пуассона.

Практически во всех случаях компоненты напряжений будут сжимающими. При этих условиях разрушение горного массива в плоской волне сжатия в соответствии с исследованиями [24] возможно при соблюдении зависимости

$$1 - 2\mu > \sin \varphi, \quad (15)$$

где φ — угол внутреннего трения материала, град.

Для кварца Кыштымского месторождения $\varphi = 49^\circ$, $\mu = 0.26$, тогда $1 - 2 \cdot 0.26 < \sin 49^\circ$ и условий для разрушения массива под действием плоской волны сжатия нет. Отделенный от массива слой руды отбрасывается давлением газов взрыва и разделяется по естественным трещинам. При достаточно большом расстоянии между взаимодействующими зарядами зона переизмельчения кварцевого сырья в ближней зоне взрыва не образуется.

Однако экспериментальные исследования, выполненные в ИГД МЧМ СССР [22, 27], показали, что если расстояние между удлиненными взаимодействующими зарядами мало или заряды достаточно мощные, то по плоскости зарядов образуется семейство трещин и между ними возникает зона переизмельчения линзообразной формы, а общая воронка взрыва между двумя смежными зарядами имеет вогнутую (в сторону массива) форму. При этом четко наблюдается картина роста трещин от заряда, но заметной зоны раздавливания непосредственно около зарядов нет. Такая картина разрушения массива исключает ответственность за это явление действия плоской отраженной волны (последняя приводит к развитию откольных трещин, параллельных плоскости расположения зарядов). На основании этого можно сделать допущение, что данная зона образуется в поле напряжений, вызванных совместным влиянием взаимодействующих зарядов. Появление такой зоны теоретически возможно в устьевой части веера, где расстояние между скважинами невелико. Размер этой зоны будет значительно меньше за счет недозаряда скважин, регламентируемого при проектировании массовой отбойки веерами скважинных зарядов. Вследствие этого можно считать, что существенного переизмельчения кварца в ближней зоне взрыва не будет.

В этом случае выход некондиционной фракции определяется интенсивностью удара о стенки камеры, дроблением кусков при падении и соударении и в целом зависит от удельного расхода ВВ на отбойку. Последний должен быть равен минимально необходимому для качественного отделения отбиваемого слоя от массива и его дроблению с оптимальным выходом не-

габаритных кусков. Величина данного удельного расхода должна быть определена при проведении экспериментальных взрывов при отбойке кварца в опытных камерах. Превышение необходимого удельного расхода ВВ приведет к увеличению выхода некондиционной фракции при соударении кусков кварца, ударов о стенки камеры и при падении.

ВЫВОДЫ

Кардинальное (до 2 раз) снижение потерь кварца при разработке уникального Кыштымского месторождения может быть достигнуто за счет применения комбинированной системы разработки, включающей выемку открытых камер и обработку междуканальных целиков под обрушенными породами висячего бока. Наиболее рациональными вариантами, обеспечивающими снижение потерь до 6.4–10.7 % по сравнению с базовой технологией, являются варианты с увеличенным до 26 м пролетом камеры, податливыми МКЦ трапециевидной формы, выпуском отбитой руды под консолью пород висячего бока и торцовым выпуском руды.

При отбойке руды веерами скважин выход некондиционной фракции определяется величиной удельного расхода ВВ и его мощностью. Теоретические расчеты показывают, что при массовой отбойке кварца скважинами диаметром 65 мм, заряжаемыми гранулитом АС-8, выход некондиционной фракции кварца – 20 мм возможно снизить в 1.5–2 раза с 15 до 7–10 %.

Окончательный выбор оптимального варианта КСР, а также схем и способов отбойки кварца планируется выполнить по результатам экспериментальных исследований в натуральных условиях Кыштымского рудника.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В.** Изыскание подземной геотехнологии для разработки рудного тела средней мощности и наклонного падения Кыштымского месторождения гранулированного кварца // Изв. вузов. Горн. журн. — 2013. — № 2.
2. **Соколов И. В., Корнилков С. В., Сашурин А. Д. и др.** О формировании научно-технологического задела для внедрения комплексной геотехнологии добычи и переработки высокоценного кварца // Горн. журн. — 2014. — № 12.
3. **Калмыков В. Н., Рыльникова М. В., Маннанов Р. Ш., Емельяненко Е. А.** Изыскание технологических решений по обеспечению устойчивости выработок в метасоматически измененных породах // ГИАБ. — 2001. — № 4.
4. **Филиппов П. А., Фрейдин А. М.** О развитии рудной базы металлургического комплекса западной Сибири // ФТПРПИ. — 2012. — № 4.
5. **Закусин Г. А.** Повышение эффективности разработки наклонных залежей средней мощности железорудных месторождений: автореф. дис. ... канд. техн. наук. — Свердловск: СГИ, 1984.
6. **Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д.** Выбор систем подземной разработки рудных месторождений Урала. — Екатеринбург: УрО РАН, 2002.
7. **Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Соколов Р. И.** Влияние показателей извлечения на эффективность технологии подземной разработки рудных месторождений // Изв. вузов. Горн. журн. — 2012. — № 3.
8. **Типовые методические указания** по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче // Сборник руководящих материалов по охране недр. Госгортехнадзор СССР. — М.: Недра, 1973.
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. МЦМ СССР. — М.: Недра, 1977.

10. **Отраслевая инструкция** по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях МЧМ СССР. — Белгород: ВИОГЕМ, 1975.
11. **Правила** охраны недр (ПБ 07-601-03). Утв. Госгортехнадзором России 18.06.03. / ГУП НТЦ БП. — М., 2003. — Вып. 11.
12. **Покровский Г. И., Федоров И. С.** Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Изд. АН СССР, 1957.
13. **Родионов В. Н., Адушкин В. В., Костюченко В. Н. и др.** Механический эффект подземного взрыва. — М.: Недра, 1971.
14. **Белин В. А., Крюков Г. М.** Итоги развития теории разрушения горных пород взрывом // Взрывное дело. — 2011. — № 105/62.
15. **Баум Ф. А., Орленко Л. П., Станюкович К. П., Челышев В. П., Шехтер Б. И.** Физика взрыва. — М.: Наука, 1975.
16. **Мусхелишвили Н. И.** Некоторые основные задачи математической теории упругости. Плоская теория упругости. — Изд. 5-е. — М.: Наука, 1966.
17. **Шведов К. К., Дремин А. Н.** О параметрах детонации промышленных ВВ и их сравнительной оценке // Взрывное дело. — 1976. — № 76/33.
18. **Кучерявый Ф. И.** Напряжения в массиве вокруг изотропной точки при одновременном взрыве двух скважинных зарядов // Взрывное дело. — 1964. — № 55/12.
19. **Кучерявый Ф. И., Друкованный М. Ф., Гаек Ю. В.** Короткозамедленное взрывание на карьерах. — М.: Госгортехиздат, 1962.
20. **Друкованный М. Ф.** Методы управления взрывом на карьерах. — М.: Недра, 1973.
21. **Сенук В. М., Смирнов А. А.** Взаимодействие группы зарядов в трещиноватой среде // Труды ИГД МЧМ СССР. — Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1969. — Вып. 22.
22. **Сенук В. М., Смирнов А. А., Комаричев В. Г.** Результаты лабораторно-полигонных экспериментов по изучению характера взаимодействия взрыва удлиненных зарядов ВВ в твердой среде // Труды ИГД МЧМ СССР. — Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1970. — Вып. 26.
23. **Сенук В. М.** Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массивов крепких пород при скважинной отбойке // ФТПРПИ. — 1979. — № 1.
24. **Горинов С. А.** Эффективность применения плоских систем зарядов для отбойки сильнотрещиноватых руд в подземных условиях // Изв. вузов. Горн. журн. — 1985. — № 7.
25. **Зубрилов Л. Е., Горинов С. А., Смирнов А. А. и др.** Отбойка руды плоскими системами зарядов на шахте “Южная” // Изв. вузов. Горн. журн. — 1985. — № 9.
26. **Горинов С. А., Смирнов А. А.** Действие взрыва плоской системы зарядов ВВ при отбойке горного массива // ГИАБ. — 2001. — № 4.
27. **Сенук В. М., Комаричев В. Г., Костюк Г. И.** О характере взаимодействия группы одновременно взрывающихся зарядов // Труды ИГД МЧМ СССР. — Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1966. — Вып. 11.

Поступила в редакцию 11/VI 2015