

УДК 622.014.3:553.042

**ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО ВАРИАНТА КОМБИНИРОВАННОЙ  
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВЫСОКОЦЕННОГО  
КВАРЦА НА ОСНОВЕ МОДЕЛИРОВАНИЯ**

**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 выбору ресурсосберегающей подземной технологии, обеспечивающей кардинальное снижение потерь при освоении Кыштымского месторождения высокоценного кварца. На основе экономико-математического моделирования получены зависимости показателей эффективности от горно-геологических, конструктивных и технологических факторов, и по критерию максимальной прибыли установлен оптимальный вариант комбинированной системы разработки. Представлены результаты полигонных экспериментов по физическому моделированию действия взрыва плоской системы зарядов с целью снижения переизмельчения кварца при отбойке. Определены параметры буровзрывных работ для отбойки кварца в опытных камерах.

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

Кыштымское месторождение является единственным в России эксплуатируемым месторождением высокоценного гранулированного кварца и в связи с ограниченностью его запасов весьма важно создание и внедрение ресурсосберегающей подземной технологии, обеспечивающей кардинальное (до 2 раз) снижение потерь в недрах [1]. Применяемая камерно-целиковая система разработки характеризуется высокими эксплуатационными потерями балансовых запасов (до 30 %) в неизвлекаемых междукамерных целиках (МКЦ) и на почве камеры. Кроме того, до 16 % теряется в результате переизмельчения руды при взрывной отбойке (некондиционная фракция кварца – 20 мм).

На основании 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 системы с открытым очистным пространством при выемке основных запасов блока и с обрушением руды и вмещающих пород при отработке МКЦ [2]. Для сравнительной оценки вариантов КСР выполнена их систематизация, на основе которой сконструировано семь технически рациональных вариантов, а также раз-

---

Исследования проведены при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ (идентификатор проекта RFMEF160714X0026).

работана методика определения потерь и разубоживания. По критерию минимальных потерь для дальнейшей оптимизации отобраны три варианта КСР с конструктивными параметрами: ширина очистной камеры 26 м, ширина МКЦ трапециевидной формы 8 м (по низу) и 2 м (по верху).

Настоящий этап исследований посвящен выбору оптимального варианта системы разработки по критериям экономической эффективности в зависимости от горно-геологических, технологических и конструктивных факторов. Основными факторами, влияющими на эффективность варианта системы, являются мощность ( $m$ ) и угол падения ( $\alpha$ ) рудного тела, эксплуатационные потери и разубоживание руды по рассматриваемым конкурентоспособным вариантам КСР, ширина очистной камеры и МКЦ [3].

Основываясь на методических принципах системного подхода к обоснованию подземной технологии [4, 5], разработана методика выбора оптимального варианта КСР по критерию максимальной прибыли, позволяющая определить основные технико-экономические показатели (ТЭП): эксплуатационные затраты на технологические процессы добычи (проходка, отбойка, выпуск и транспортирование) и предобогащения руды; себестоимость 1 т добытой руды; извлекаемую ценность, себестоимость и прибыль, отнесенные на 1 т погашаемых балансовых запасов и 1 т предконцентрата в зависимости от изменения  $m$  (от 4 до 20 м) и  $\alpha$  (от 20 до 40°) при определенных конструктивных и технологических параметрах конкурирующих вариантов КСР с учетом показателей извлечения руды.

В целевой функции прибыли [2] извлекаемая ценность 1 т погашаемых балансовых запасов учитывает обогатительный передел, включающий первую стадию обогащения добытой руды с получением предконцентрата, и вторую стадию глубокого обогащения с получением концентратов с высоким содержанием чистого кварца. Показатели первой стадии (выход предконцентрата) зависят от показателей извлечения (потери и разубоживание) и качества дробления руды. Показатели второй стадии практически не зависят от технологии добычи руды и обусловлены выходом предконцентрата. Содержание кварца в предконцентрате должно быть не ниже 90 % (согласно ТУ, доля минеральных примесей в предконцентрате не допускается более 10 %). Если известна цена предконцентрата, то для определения эффективности вариантов КСР достаточно установить извлекаемую ценность на первой стадии обогащения исходного сырья. Тогда величина прибыли запишется выражением

$$\text{Пр} = Z\gamma_{\text{прк}i}\eta_i - C_i(1 - \Pi_i)/(1 - P_i) \rightarrow \max, \text{ руб./т,}$$

где  $Z$  — условная цена 1 т предконцентрата с содержанием кварца 90 %, 3500 руб./т;  $\gamma_{\text{прк}i} = 0.384/(1 + P_i)$  — выход предконцентрата при предобогащении по  $i$ -му варианту КСР, доли ед.;  $\eta_i$  — коэффициент извлечения руды при добыче по  $i$ -му варианту КСР, доли ед.;  $C_i$  — суммарная себестоимость добычи и предобогащения 1 т добытой руды по  $i$ -му варианту КСР, руб./т;  $P_i$  — разубоживание руды по  $i$ -му варианту КСР, доли ед.;  $\Pi_i$  — потери руды по  $i$ -му варианту КСР, доли ед.

На основе разработанной методики, состоящей из 76 аналитических зависимостей, составлена соответствующая компьютерная программа в приложении Excel пакета программ Microsoft Office. В совокупности они представляют собой экономико-математическую модель (ЭММ) КСР, позволяющую определить ТЭП и выбрать оптимальный вариант по критерию максимальной прибыли. В качестве исходных данных для ЭММ принимаются рассчитанные по методике [2] потери и разубоживание руды, геомеханически обоснованные параметры конструктивных элементов КСР, технические и стоимостные (условные) показатели по технологическим процессам добычи и предобогащения, достигнутые на Кыштымском подземном руднике.

Принятые для моделирования варианты КСР с наилучшими показателями извлечения руды при добыче отличаются между собой особенностями выемки трапециевидного МКЦ.

**Вариант 1.** Массовая отбойка запасов МКЦ со взрыводоставкой руды в выпускную траншею, площадной выпуск под породной консолью и под затекающими обрушенными породами. После выпуска руды проводится принудительное обрушение породной консоли.

**Вариант 2.** Массовая отбойка запасов МКЦ со взрыводоставкой руды в выпускную траншею, комбинированный (площадной и торцевой) выпуск под породной консолью и под затекающими обрушенными породами. После выпуска руды — принудительное обрушение породной консоли.

**Вариант 3.** После отработки камеры выполняется принудительное обрушение пород висячего бока. Отработка МКЦ осуществляется в зажатой среде с послойным взрыванием и торцевым выпуском руды.

В результате ЭММ для каждого варианта КСР определена зависимость себестоимости добычи и предобогащения руды, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, от  $m$  (в диапазоне от 4 до 20 м) и  $\alpha$  (в диапазоне от 20 до 40°). Анализ установленной зависимости (рис. 1) показывает, что:

— при увеличении  $m$  себестоимость добычи и предобогащения руды снижается при всех вариантах, а при увеличении  $\alpha$  — снижается при варианте 1 и повышается при вариантах 2 и 3;

— при изменении  $m$  (при среднем  $\alpha = 30^\circ$ ) наименьшей себестоимостью добычи и предобогащения руды характеризуется вариант 1, а наибольшей — вариант 3. Тот же характер наблюдается при изменении  $\alpha$  (при средней  $m = 12$  м): наименьшая себестоимость у варианта 1, а наибольшая — у варианта 3;

— себестоимость добычи и предобогащения руды при средних  $m = 12$  м и  $\alpha = 30^\circ$  у варианта 1 ниже на 15.8 % и 17.4 % по сравнению с вариантами 2 и 3 соответственно.

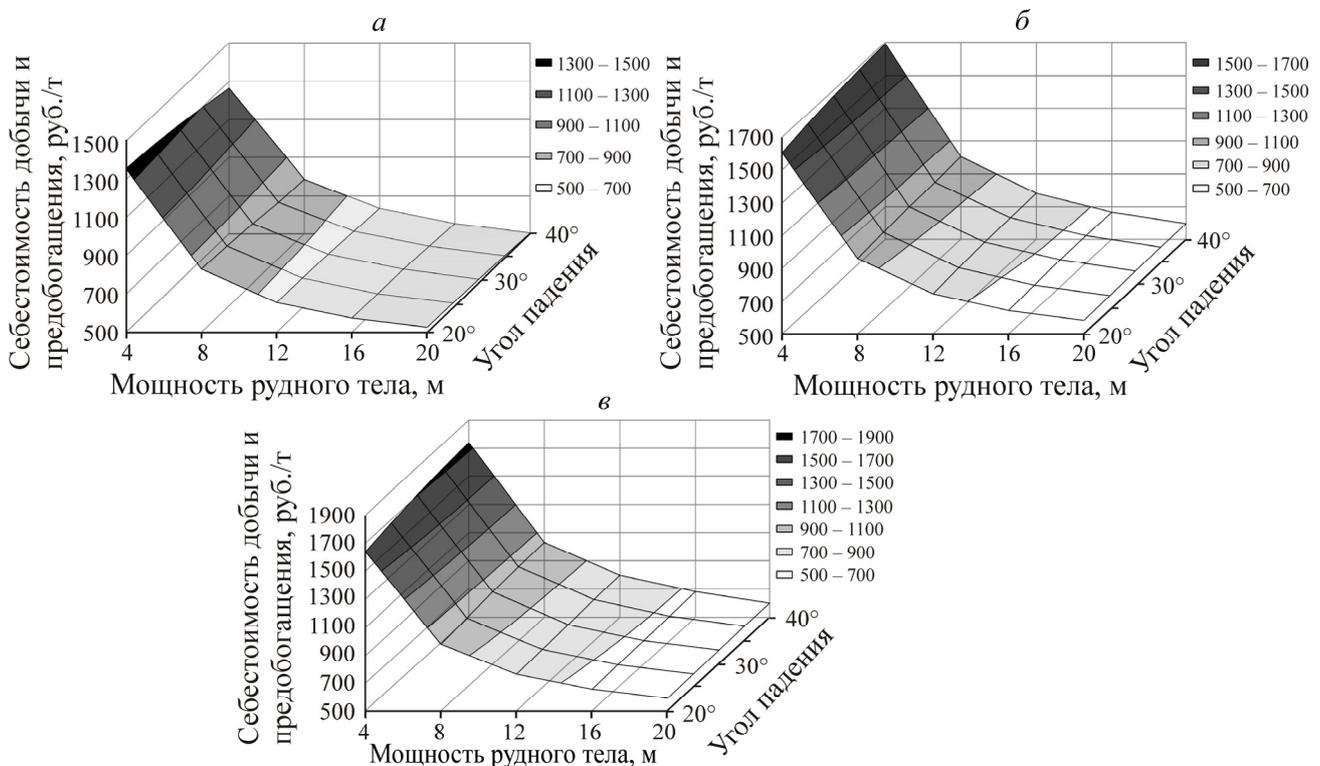


Рис. 1. Зависимость себестоимости добычи и предобогащения добытой руды от мощности и угла падения рудного тела в вариантах 1 (а), 2 (б) и 3 (в)

Анализ влияния  $m$  и  $\alpha$  на извлекаемую ценность, отнесенную на 1 т погашаемых балансовых запасов, показал, что при увеличении  $m$  извлекаемая ценность повышается у всех вариантов, а при увеличении  $\alpha$  — снижается у вариантов 1 и 2 и повышается у варианта 3. При средних  $m = 12$  м и  $\alpha = 30^\circ$  извлекаемая ценность варианта 3 выше на 2.7 и 7.3 %, чем у вариантов 1 и 2 соответственно.

Зависимость прибыли, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, от  $m$  и  $\alpha$  приведена на рис. 2. Видно, что:

- все варианты убыточны при  $m = 4$  м и  $\alpha = 20 - 40^\circ$ , вариант 2 — при  $m = 8$  м и  $\alpha = 25 - 40^\circ$ , вариант 3 — при  $m = 8$  м и  $\alpha = 30 - 40^\circ$ ;
- при увеличении  $m$  (при среднем  $\alpha = 30^\circ$ ) наибольшую прибыль имеет вариант 1, а наименьшую — вариант 2 (при  $m$  от 12 до 20 м);
- при увеличении  $\alpha$  (при средней  $m = 12$  м) наибольшую прибыль дает вариант 1, а наименьшую — вариант 2;
- прибыль при средних  $m = 12$  м и  $\alpha = 30^\circ$  у варианта 1 выше на 65.7 и 33.9 % по сравнению с вариантами 2 и 3 соответственно.

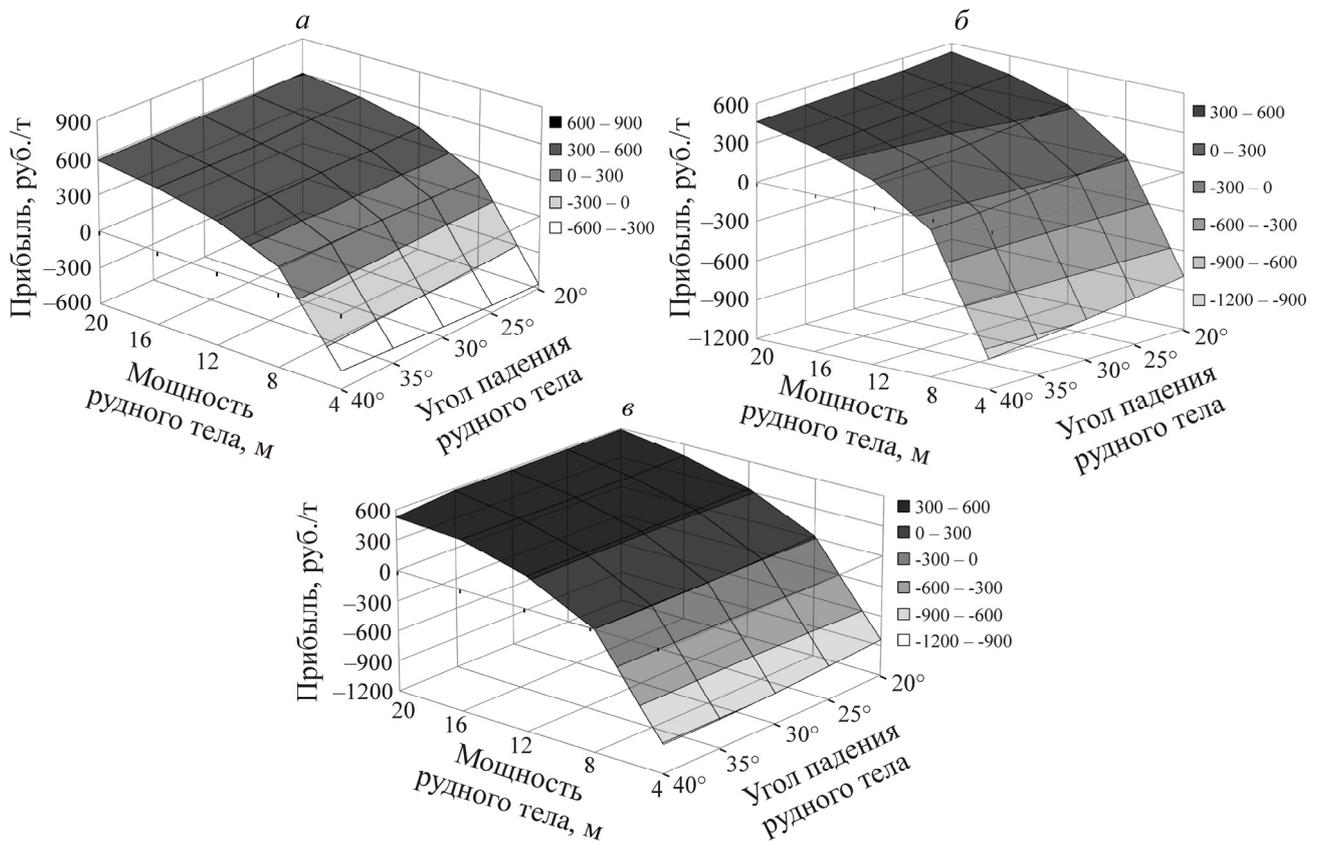


Рис. 2. Зависимость прибыли от мощности и угла падения рудного тела в вариантах 1 (а), 2 (б) и 3 (в)

Результаты моделирования при средних значениях  $m$  и  $\alpha$  представлены в табл. 1. Следует отметить, что принятые и расчетные стоимостные показатели по технологическим процессам и вариантам КСР являются условными.

Дополнительно определена себестоимость добычи и предобогащения, извлекаемой ценности и прибыли, отнесенных на 1 т предконцентрата, при средних условиях залегания наклонного месторождения кварца ( $m = 12$  м и  $\alpha = 30^\circ$ ). Результаты расчета данных ТЭП по вариантам КСР приведены в табл. 2.

ТАБЛИЦА 1. Техничко-экономические показатели вариантов КСР, отнесенные на 1 т балансовых запасов блока

Показатель	Вариант КСР		
	1	2	3
Балансовые запасы блока, т	84 000		
Потери, %	10.68	9.88	6.39
Разубоживание, %	11.97	18.01	14.24
Извлекаемые запасы опытного блока, т	85213	92329	91689
Извлекаемая ценность, руб./т	1072	1026	1101
Удельные эксплуатационные затраты на технологические процессы, руб./т:			
на ПНР	285	286	298
на отбойку	186	294	297
на выпуск и транспортирование руды	118	126	126
на предобогащение	60	65	65
Себестоимость добычи и предобогащения, руб./т	649	771	785
Прибыль, руб./т	423	255	316

ТАБЛИЦА 2. Техничко-экономические показатели вариантов КСР, отнесенные на 1 т предконцентрата

Показатель, руб./т	Вариант КСР		
	1	2	3
Извлекаемая ценность	3 500		
Себестоимость добычи и предобогащения	1 865	2 156	2 141
Прибыль, руб.	1 635	1 344	1 359

Из табл. 2 видно, что извлекаемая ценность у всех вариантов КСР одинакова и равна цене 1 т предконцентрата. Себестоимость добычи и предобогащения варианта 1 ниже на 13.5 % и 12.9 % по сравнению с вариантами 2 и 3 соответственно. В итоге прибыль по варианту 1 КСР выше на 21.7 и 20.3 %, чем по вариантам 2 и 3 соответственно.

Наиболее значимым конструктивным параметром, влияющим на эффективность КСР, является ширина камеры ( $B_k$ ). Данный параметр получен на основании геомеханических исследований [2] и является аргументом для определения других конструктивных и технологических параметров (ширина блока, ширина МКЦ, высота подэтажа, ширина рудовыпускной траншеи, показатели извлечения и др.). Установлено его влияние на себестоимость добычи и предобогащения руды, извлекаемую ценность и прибыль, отнесенных на 1 т погашаемых балансовых запасов, с учетом потерь и разубоживания при средних условиях залегания наклонного месторождения кварца ( $m = 12$  м и  $\alpha = 30^\circ$ ) для варианта 1 КСР.

ЭММ показала, что наименьшая себестоимость добычи и предобогащения руды, наибольшие извлекаемая ценность и прибыль достигаются при максимально возможной по условию устойчивости ширине камеры 26 м (табл. 3). С увеличением  $B_k$  от 18 до 26 м извлекаемая ценность повышается на 4.1 %, себестоимость добычи и предобогащения руды снижается на 7.0 % и прибыль повышается на 27.5 %.

Таким образом, оптимальным является вариант 1 КСР, отличающийся увеличенной шириной камеры 26 м и податливым МКЦ трапециевидной формы, обрабатываемым под консолью пород висячего бока со взрыводоставкой и выпуском руды через траншейное днище. Его применение обеспечивает снижение потерь кварца в недрах в 2.5 раза, наименьшую себестоимость

и наибольшую прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов. Установлено, что отработка рудного тела при мощности менее 4 м экономически неэффективна. Данный вариант рекомендован для проведения экспериментальных исследований в натуральных условиях этажа 346/316 м Кыштымского рудника на участке с горно-геологическими условиями, соответствующими средним значениям  $m = 12$  м и  $\alpha = 30^\circ$ .

ТАБЛИЦА 3. Изменение показателей эффективности в зависимости от ширины камеры

Показатель, руб./т	Ширина камеры $B_k$ , м				
	18	20	22	24	26
Извлекаемая ценность	1 030	1 041	1 051	1 061	1 072
Себестоимость добычи и предобогащения руды	698	681	668	658	649
Прибыль	332	360	383	404	423

При комбинированной системе разработки массовая отбойка кварца производится взрывом вертикальных вееров скважин глубиной 22–24 м, с механизированным заряданием скважин гранулированными взрывчатыми веществами.

Исследования [2] показывают, что при всех возможных параметрах размещения скважин в веере их следует рассматривать как плоскую систему зарядов, т. е. систему удлиненных зарядов, расположенных в одной плоскости, взрываемых одновременно и взаимодействующих между собой. При этом в начальный период взрыва по плоскости расположения взаимодействующих зарядов прорастает магистральная трещина; радиальные трещины от отдельных зарядов и зоны переизмельчения породы вокруг каждого заряда не образуются [6, 7].

С целью проверки достоверности теоретических исследований проведена серия экспериментов по физическому моделированию действия взрыва плоской системы зарядов [8]. Для экспериментов изготовлены прямоугольные песчано-цементные блоки размером 400×300×200 мм. По длинной стороне блоков просверлены в один ряд параллельные отверстия (минишпур) диаметром 6 мм с ЛНС 70 и 80 мм. При практически возможных параметрах сетки скважин диаметром 60–120 мм максимальный коэффициент сближения концов скважин не превышает 4, поэтому в экспериментах диапазон изменения коэффициента зарядов принят от 0.7 до 4.

Опытные взрывы проводились в подземной выработке Кыштымского рудника. Серия блоков располагалась на выровненной площадке. Минишпуров заряжались одинаковыми отрезками детонирующего шнура ДШ-12. Так как задачей эксперимента было получение только качественной картины разрушения, блоки для предотвращения разброса материала со всех сторон и сверху засыпались песком. Все отрезки ДШ соединялись с магистральной линией ДШ и взрывались от одного электродетонатора (рис. 3). Всего взорвано 46 блоков при различных вариантах расположения минишпуров.

Во всех взрывах при различных вариантах расположения минишпуров получена одинаковая картина разрушения — пробой массива по плоскости размещения скважин, образование общей полости взрыва с общей воронкой отрыва на ЛНС (рис. 4), что полностью подтвердило результаты теоретических исследований. Зон переизмельчения около зарядов не наблюдалось.

По результатам теоретических и экспериментальных исследований сделан вывод, что при массовой отбойке кварца взрывом веерных зарядов при всех практически возможных параметрах расположения скважин происходит опережающий рост магистральной трещины по плоскости веера. На рис. 5 представлена зависимость величины пробова между двумя взаимодействующими зарядами от радиуса заряда и скорости детонации  $D$  (м/с), рассчитанная по методике [7]. При отбойке одного веера скважин на обнаженную поверхность принято, что величина

действующих в горном массиве первоначальных напряжений, перпендикулярных плоскости веера  $\delta$  (МПа), равна нулю. После этого дальнейшее разрушение массива определяется давлением продуктов детонации в общей щелевидной полости взрыва.



Рис. 3. Подготовленная к взрыву серия блоков со смонтированной взрывной сетью ДШ

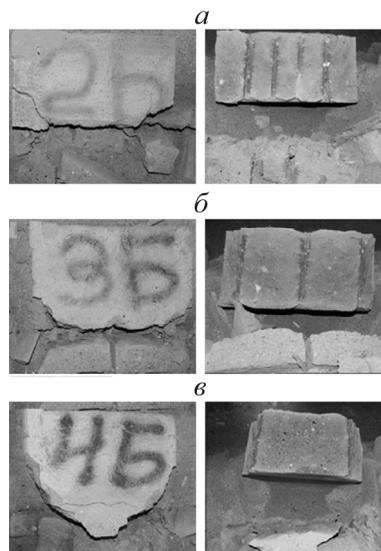


Рис. 4. Картина разрушения при взрыве взаимодействующих зарядов (вид сверху и с торца со стороны ЛНС): *а* — четырех зарядов с коэффициентом сближения 1.0; *б* — трех зарядов с коэффициентом сближения 2.0; *в* — двух зарядов с коэффициентом сближения 4.0

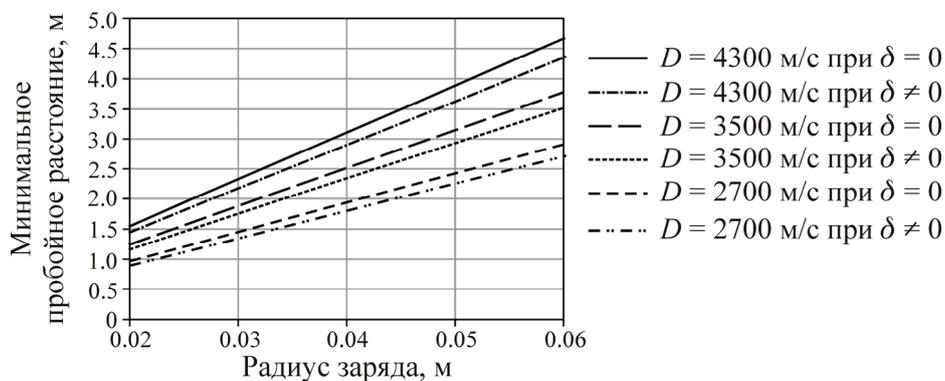


Рис. 5. Зависимость минимального пробойного расстояния между двумя зарядами от их радиуса и скорости детонации ВВ

Схема расположения скважин в веере при отбойке кварца в камерах показана на рис. 6. Скважины диаметром 65 и 105 мм заряжаются гранулированным ВВ (АС-8) с плотностью заряжения 1.05 кг/дм<sup>3</sup>.

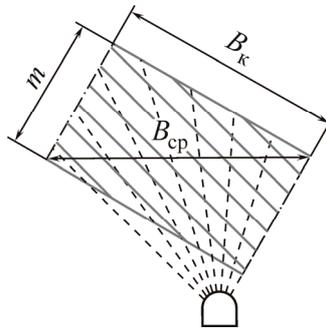


Рис. 6. Схема расположения скважин диаметром 65 мм при отбойке кварца в камере ( $m$  — мощность рудного тела;  $B_k$  — ширина камеры;  $B_{cp}$  — ширина срединной части веера, м)

Особенность веерного расположения скважин состоит в том, что при постоянной ЛНС расстояния между скважинами в веере и соответственно коэффициент сближения увеличиваются от устья скважин к их забоям. Между тем давление продуктов детонации в общей полости взрыва в значительной степени определяется именно расстоянием между взаимодействующими скважинами [9–11]. Поэтому начальное давление в этой полости при движении от устьев скважин к их концам закономерно уменьшается.

Для отрыва отбиваемого слоя от массива давление в полости взрыва должно превышать необходимое. Однако при этом происходит расширение общей полости с соответствующим падением давления газов взрыва [12]. К моменту отрыва слоя давление становится близким к атмосферному. Так как последнее на несколько порядков ниже начального давления газов в общей полости взрыва, можно принять, что среднее давление в полости взрыва равно половине величины начального давления.

Расчеты показывают, что при практически возможных размерах сетки скважин всегда обеспечивается отрыв отбиваемого слоя от массива. Для уменьшения выхода переизмельченной фракции следует стремиться к уменьшению удельного расхода ВВ, т. е. разрежению сетки скважин. Кроме полноты отрыва отбиваемого слоя, вторым требованием является обеспечение необходимой степени дробления, т. е. ограничение выхода негабаритных кусков размером +700 мм, который определяется полнотой раскрытия естественных трещин массива. Энергии, необходимой для отрыва отбиваемого слоя, может оказаться недостаточно для требуемого дробления. Степень дробления отбитого слоя зависит от интенсивности его трещиноватости [13, 14], угла наклона трещин, материала их заполнения, действующих в массиве напряжений горного давления. Эти величины носят стохастический характер, что не позволяет провести их аналитическую оценку.

С учетом этого целесообразно осуществлять экспериментальные взрывы на опытно-промышленном участке с параметрами БВР, показанными в табл. 4 [15, 16]. Опытные взрывы позволяют уточнить параметры БВР, обеспечивающие технологические требования к массовой отбойке кварца, полученный гранулометрический состав рудной массы [17, 18], оценить возможность снижения удельного расхода ВВ, тенденции снижения выхода некондиционной мелкой фракции кварца (–20 мм) и уточнить методические подходы к определению оптимальных параметров БВР при промышленном внедрении технологии.

ТАБЛИЦА 4. Рекомендуемые параметры БВР для отбойки кварца в камерах на опытно-промышленном участке

Показатель	1-й веер	2-й веер	3-й веер	4-й веер
Объем отбиваемой массы, т/ м <sup>3</sup>	1152	1029	1867	1628
	443	396	718	626
Диаметр скважин, мм	65	65	105	105
ЛНС, м	1.6	1.5	2.7	2.4
Расстояние между концами скважин, м	2.2	2.5	3.2	4.0
Количество скважин, шт.	13	11	9	7
Общая длина скважин, м	234	197	162	125
Максимальная глубина скважин, м	22.3	22.5	23.4	23.2
Подлежит заряданию, м	166	155	109	97
Расчетный удельный расход взрывчатых веществ, кг/т	0.49	0.515	0.516	0.528

## ВЫВОДЫ

Для отработки Кыштымского месторождения кварца оптимальным является вариант комбинированной системы разработки с увеличенной шириной камеры 26 м и податливым МКЦ трапециевидной формы, обрабатываемым под консолью пород всячего бока с взрыводоставкой и выпуском руды через траншейное днище. Его применение обеспечивает снижение потерь кварца в недрах в 2.5 раза по сравнению с базовым вариантом, наименьшие эксплуатационные затраты и наибольшую прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов. Установлено, что отработка рудного тела при мощности менее 4 м экономически неэффективна.

Данный вариант КСР рекомендован для проведения экспериментальных исследований в натуральных условиях этажа 346/316 м Кыштымского рудника на участке с горно-геологическими условиями, соответствующими средним значениям  $m = 12$  м и  $\alpha = 30^\circ$ .

При массовой отбойке кварца взрывом веерных зарядов (плоская система зарядов) при всех практически возможных параметрах расположения скважин будет происходить опережающий рост магистральной трещины по плоскости веера без образования зон переизмельчения около зарядов.

Для отбойки кварца в камерах целесообразно использовать веера скважин диаметром 65 и 105 мм с увеличенным до 2 коэффициентом сближения концов скважин.

## 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. Научно-технические основы создания комплексной геотехнологии подземной добычи и переработки высокоценного кварца // Комбинированная геотехнология: устойчивое и экологически сбалансированное освоение недр: материалы Междунар. науч.-техн. конф.: сб. тез. — Магнитогорск: МГТУ, 2015. — С. 118–119.
4. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений Урала. — Екатеринбург: УрО РАН, 2002. — 124 с.

5. **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. — С.4–11.
6. **Горинов С. А.** Эффективность применения плоских систем зарядов для отбойки сильнотрещиноватых руд в подземных условиях // Изв. вузов. Горн. журн. — 1985. — № 7. — С. 68–73.
7. **Горинов С. А., Смирнов А. А.** Действие взрыва плоской системы зарядов ВВ при отбойке горного массива // ГИАБ. — 2001. — № 4. — С. 42–50.
8. **Боровиков В.А., Ванягин И.Ф.** Моделирование действия взрыва при разрушении горных пород. — М.: Недра, 1990. — 231 с.
9. **Баум Ф. А., Орленко Л. П., Станюкович К. П., Челышев В. П., Шехтер Б. И.** Физика взрыва. — М.: Наука, 1975. — 704 с.
10. **Белин В. А., Крюков Г. М.** Итоги развития теории разрушения горных пород взрывом // Взрывное дело. — 2011. — №105/62. — С. 33–46.
11. **Менжулин М. Г., Афанасьев П. И., Казьмина А. Ю.** Расчет диссипации энергии на основе определения наведенной трещиноватости при распространении волны напряжений // Взрывное дело. — 2013. — №109/66. — С. 73–78.
12. **Казаков Н. Н., Шляпин А. В., Лапиков И. Н.** Модель полости и некоторые параметры квазистатической фазы взрыва скважинного заряда конечной длины // Взрывное дело. — 2013. — №109/66. — С. 3–17.
13. **Шапурин А. В., Васильчук Я. В.** Качество дробления горных пород как результат комплексного влияния различных факторов // Вестн. КТУ. — 2011. — № 29. — С. 13–17.
14. **Барон Л. И., Личели Г. П.** Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. — М.: Недра, 1966. — 136 с.
15. **Furtney S. J. K., Sellers E., and Onederra I.** Simple models for the complex process of rock blasting, Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10, Edited by Pradeep K. Singh, Amalendu Sinha, Leiden, Netherlands: CRC Press, 2013. — P. 275–282.
16. **Akande J. M., Lawal A. I.** Optimization of blasting parameters using regression models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria, Geomaterials, 2013, Vol. 3, No. 1. — P. 28–37.
17. **Барон Л. И.** Кусковатость и методы ее измерения. — М.: ИГД АН СССР, 1960. — 124 с.
18. **Барон Л. И.** Горнотехнологическое породоведение. Предмет и способы исследований. — М.: Наука, 1977. — 324 с.

*Поступила в редакцию 11/III 2016*