

УДС 622.275

ИССЛЕДОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КВАРЦА

Соколов Игорь Владимирович¹,
geotech@igduran.ru

Антипин Юрий Георгиевич¹,
geotech909@yandex.ru

Барановский Кирилл Васильевич¹,
kartingist@list.ru

¹ Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук,
Россия, 620075, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58.

Актуальность работы состоит в том, что остро стоит вопрос снижения потерь в недрах при освоении жилы № 175 уникального Кыштымского месторождения кварца, являющегося практически единственным стабильным источником сырья для инновационных отраслей экономики. Применяемая камерная система разработки с оставлением ленточных целиков в недрах обеспечивает уровень потерь только в 28 %, что является неприемлемым для высокоценного кварца. Применение систем с закладкой недопустимо из-за ухудшения качества кварца в результате попадания химических примесей, а систем с поэтажным обрушением из-за большого разубоживания и потерь руды. Решение задачи повышения эффективности видится в изыскании технологии, направленной на снижение потерь на основе комбинирования систем разработки различных классов.

Цель работы: обоснование конструкции и параметров комбинированной системы разработки наклонного месторождения средней мощности, обеспечивающей повышение эффективности подземной технологии и снижение потерь высокоценного кварца в недрах.

Методы исследования. Использован комплексный метод исследований, включающий анализ и обобщение теории и опыта отработки наклонных рудных тел, экономико-математическое моделирование вариантов и оптимизацию параметров технологии, метод функционально-факторной регрессии при аппроксимации установленных зависимостей показателей извлечения, технико-экономический анализ результатов экспериментальных исследований.

Результаты. Систематизированы варианты комбинированной системы разработки наклонных залежей средней мощности по управляемым факторам, в наибольшей степени влияющим на показатели извлечения руды, форме, условию и способу отработанного пространства камеры, методом отбойки и способом выпуска руды. Разработана методика определения показателей извлечения при комбинированной системе разработки наклонных залежей средней мощности, отличающаяся учетом характера выпуска руды междукамерного целика под консолью висячего бока и затекающими из смежного блока обрушенными породами. Установлены зависимости показателей извлечения и эффективности комбинированной системы разработки от мощности и угла падения рудного тела и от ширины камеры, изменяемых в диапазоне 4–20 м, 20–40° и 18–26 м, соответственно.

Выводы. Результаты исследований позволили определить оптимальность варианта комбинированной системы разработки с формированием междукамерного целика трапецевидной формы, его массовым обрушением и выпуском руды под породной консолью через днище камеры.

Ключевые слова:

Месторождение кварца, подземная технология, наклонное рудное тело, комбинированная система разработки, потери и разубоживание, прибыль.

Кыштымское месторождение гранулированно-го кварца является единственным в России крупным эксплуатируемым месторождением высокоценного сырья для производства оптики и микроэлектроники. Самой крупной жилой месторождения, содержащей 90 % разведанных и утвержденных в ГКЗ СССР запасов гранулированного кварца, является жила № 175. Она имеет пластообразную форму и залегает согласно с вмещающими породами под углом 32–45°, имеет нормальную мощность от 0,7 до 18 м, длина залежи по простиранию – 110–150 м. Крепкие и устойчивые руды и вмещающие породы с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова, равным 8–10, и плотностью 2–3 т/м³. Верхняя часть жилы отработана карьером глубиной 95 м, ниже построен подземный рудник с отметками основных горизонтов +346, +316, +266 м. Вскрытие произ-

ведено с поверхности штольной на гор. 346 м и транспортным уклоном до гор. 266 м, а также квершлагом № 11, пройденным из уклона на гор. 316 м. Переходную зону (этаж 366/346 м) разрабатывали камерно-целиковой системой (КЦСР) с оставлением регулярных целиков по падению, взрыводоставкой руды и последующей зачисткой лежачего бока скреперной лебедкой [1]. Параметры камер и целиков: ширина камер – 10 м; высота равна мощности залежи (10–15 м); ширина барьерного целика (БЦ) – 5 м, и междукамерных целиков – 3 м. На выпуске и транспортировании руды использовали погрузочно-доставочную машину типа ПД-5. Основной целью при обосновании данной технологии был быстрый ввод рудника в эксплуатацию в условиях экономического кризиса конца 90-х гг. Потери руды в недрах при применении данной технологии составили 28 %,

что останавливает её дальнейшую реализацию на уникальном месторождении.

Анализ и обобщение теории и практики разработки наклонных рудных тел средней мощности показал, что применяются системы разработки всех классов: камерно-столбовая, камерно-целиковая с доставкой руды силой взрыва, поэтажного обрушения, камерная или горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства. По показателям извлечения руды из недр наилучшими являются системы с твердеющей закладкой. Однако по условию обеспечения минимального содержания химических примесей в кварцевом сырье применение данных систем неприемлемо из-за неизбежного попадания цемента в жильную массу, и от них отказались уже на первом этапе эксплуатации Кыштымского подземного рудника. Система поэтажного обрушения характеризуется высоким уровнем не только потерь (20–32 %), но и разубоживания (15–35 %) [2–16]. Проведенные нами теоретические исследования показали, что в диапазонах изменения мощности рудного тела 5–20 м и угла падения от 20 до 40° минимальные потери руды равны 26 %, следовательно, дальнейшая реализация КЦСР на руднике бесперспективна [17].

Таким образом, установлено, что наклонное падение рудного тела в сочетании со средней мощностью ограничивает возможность эффективного применения данных систем разработки по отдельности [18, 19]. При этом снижение потерь кварца в недрах может быть достигнуто сочетанием в добычном блоке двух систем разработки различных классов в одну – комбинированную, позволяющую достичь высоких технико-экономических показателей (ТЭП), которые в данных горно-геологических условиях для каждой системы в отдельности недостижимы. Для Кыштымского месторождения рациональна комбинация, заключающаяся в применении камерной системы разработки основных запасов блока на первом этапе и системы поэтажного обрушения при отработке МКЦ. Очевидно, что эффективность комбинированной системы разработки (КСР) определяется оптимальным соотношением запасов в камерах и МКЦ: при увеличении размеров камер и соответствующем уменьшении целиков повышается полнота извлечения запасов руды из блока в целом. При этом технология отработки камер традиционна и тривиальна, а специфике КСР придает конструкция и способ отработки МКЦ.

Для обоснования рациональной технологии установлены факторы, влияющие на показатели эффективности и извлечения руды при отработке наклонных рудных тел средней мощности. Ими явились: горно-геологические (мощность (m) и угол падения рудного тела (α), качество руды, плотность и крепость руды и породы, их устойчивость), конструктивные (параметры камеры, МКЦ и днища, их форма) и технологические (условия отработки МКЦ, метод и параметры отбойки, спо-

соб и схема выпуска и доставки руды). Анализ горно-геологических факторов при освоении жилы № 175 показал, что при детерминированных значениях содержания кварца $c_k=96\%$, плотности руды и породы $\gamma_p=\gamma_n=2,5\text{ т/м}^3$, крепости руды $f_p=15$ и породы $f_n=10$, влажности руды $e_p=2\%$, изменяемыми в широком диапазоне факторами являются $m=4-20\text{ м}$ и $\alpha=20-40^\circ$, а также устойчивость руды и вмещающих пород (от средней до весьма высокой). Данные факторы неуправляемы, разрабатываемая технология должна им соответствовать, в последнем случае – установлением предельной устойчивой ширины камеры B_k и МКЦ $B_{МКЦ}$, а также установлением условия его отработки (под консолью висячего бока, под обрушенными породами). Конструктивные и технологические факторы определяются, с одной стороны, горно-геологическими условиями, с другой – разработанной технологией и принятой комплексной механизацией для отработки камер, и МКЦ, следовательно, являются управляемыми [20]. Поэтому целесообразно исследовать влияние изменяемых фундаментальных факторов – мощности и угла падения рудного тела, а также ширины камеры (ширина МКЦ является ее производной) – на показатели эффективности и извлечения конкретных вариантов КСР, учитывающих конструктивные и технологические факторы – форму, условия и способ отработки МКЦ.

Принято во внимание многообразие технических рациональных вариантов КСР и выполнения их систематизация, в которой в качестве признака приняты управляемые факторы (табл. 1). При разделении вариантов на классы в качестве признака принят конструктивный фактор – форма МКЦ, определяемая устойчивостью пород висячего бока. При разделении на группы и варианты приняты технологические факторы – условие (под консолью, под обрушенными породами) и способ отработки МКЦ, определяемые порядком погашения выработанного пространства и методом отбойки (массовая, послойная) и способом выпуска (площадной, торцовый) руды, соответственно.

В соответствии со систематизацией для условий этажа 346/316 м Кыштымского рудника со средними $m=12\text{ м}$ и $\alpha=30^\circ$ сконструировано 7 вариантов КСР, предусматривающих разделение этажа по падению рудного тела на подэтажи – добычные блоки (рис. 1). При этом руководствовались идеей кардинального снижения потерь за счет расположения камер по простиранию залежи, что позволяет отказаться от регулярных ленточных целиков по падению залежи, применения трапециевидного МКЦ вместо прямоугольного и использования днища камеры для выпуска руды МКЦ.

Параметры конструктивных элементов КСР обоснованы отделом геомеханики ИГД УрО РАН: $B_k=20\text{ м}$, $B_{МКЦ}=8\text{ м}$; придание МКЦ податливости за счет трапециевидной формы (уменьшение $B_{МКЦ}$ по верху до 2 м) позволяет увеличить B_k до

26 м. Порядок отработки блоков нисходящий. На первой стадии отработки блока вынимаются камерные запасы, на второй – МКЦ. Технология камерной выемки во всех вариантах одинакова и заключается в образовании отрезной щели в центре камеры, послышной отбойке руды восходящими веерами скважинных зарядов и площадном выпуске руды через траншейное днище, сформированное в породах лежащего бока в виде рудовыпускной траншеи с углом наклона откосов 50° одновременно с отбойкой руды. Межблоковые целики, ограничивающие выемочные единицы по простиранию, не образуются. На всех процессах добычи применяется СО [21, 22].

Варианты 1–5 разработаны для условий устойчивых пород висячего бока, варианты 6–7 – средней устойчивости. В варианте 1 после окончания выпуска руды из камеры производится массовое

обрушение прямоугольного МКЦ и ведется площадной выпуск руды через днище камеры; вариант 2 отличается увеличенной шириной камеры за счет трапециевидного целика. Вариант 3 предусматривает массовое обрушение прямоугольного МКЦ и комбинированный выпуск руды – площадной, основных запасов МКЦ через днище камеры и торцовый довыпуск руды, оставшейся на лежащем боку, путем послышного погашения «kozyрька» над доставочным штреком; вариант 4 отличается увеличенной шириной камеры за счет трапециевидного целика. Варианты 1–4 характеризуются отработкой МКЦ под консолью висячего бока, выпуском руды под обрушенными породами, затекающими из смежного отработанного блока и последующим погашением выработанного пространства блока путем принудительного обрушения пород висячего бока. Вариант 5 предусматривает

Таблица 1. Систематизация вариантов КСР наклонного месторождения средней мощности

Table 1. Systematization of combined mining system (CMS) options for slope medium-thickness field

| Классы (Classes) Форма МКЦ (pillar shape) | Группы (Groups)/Условие отработки МКЦ (Remnant pillar extraction condition) | | | | |
|--|---|--|---|---|---|
| | I. под породной консолью under rock console | | II. под обрушенными породами/under caved rocks | | |
| | | | a. принудительно induced | b. самообрушенными uncontrolled caving | |
| Вариант (Version)/1–3 Способ отработки МКЦ (Remnant pillar extraction) | | | | | |
| А Прямоугольный Rectangular | A.1.1 (1 КСР) Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ прямоугольной формы под породной консолью висячего бока путем массового обрушения и площадного выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of rectangular shape remnant pillar (RP) under rock console of hanging wall rocks by mass caving and area ore drawing | A.1.2 (3 КСР) Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ прямоугольной формы под породной консолью висячего бока путем массового обрушения и комбинированного выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of rectangular shape RP under rock console of hanging wall rocks by mass caving and combined ore drawing | A.1a.3* Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ прямоугольной формы под принудительно обрушенными породами висячего бока путем послышной отбойки в зажатой среде и торцового выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of rectangular shape RP under induced caved of hanging wall rocks by slicing blasting in confined space and end ore drawing | A.1b.1 (6 КСР) Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ прямоугольной формы под самообрушенными породами висячего бока путем массового обрушения и площадного выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of rectangular shape RP under uncontrolled hanging wall rocks by mass caving and area ore drawing | A.1b.2 (7 КСР) Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ прямоугольной формы под самообрушенными породами висячего бока путем массового обрушения и комбинированного выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of rectangular shape RP under uncontrolled hanging wall rocks by mass caving and combined ore drawing |
| | B Трапециевидный Trapezoidal | B.1.1 (2 КСР) Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ трапециевидной формы под породной консолью висячего бока путем массового обрушения и площадного выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of trapezoidal shape RP under rock console of hanging wall rocks by mass caving and area ore drawing | B.1.2 (4 КСР) Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ трапециевидной формы под породной консолью висячего бока путем массового обрушения и комбинированного выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of trapezoidal shape RP under rock console of hanging wall rocks by mass caving and combined ore drawing | B.1a.3 (5 КСР) Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ трапециевидной формы под принудительно обрушенными породами висячего бока путем послышной отбойки в зажатой среде и торцового выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of trapezoidal shape RP under induced caved of hanging wall rocks by slicing blasting in confined space and end ore drawing | B.1b.1** Вариант с отработкой камеры и выемкой МКЦ трапециевидной формы под самообрушенными породами висячего бока путем массового обрушения и площадного выпуска руды. Version with chamber mining and extraction of trapezoidal shape RP under uncontrolled hanging wall rocks by mass caving and area ore drawing |

* вариант не рационален из-за невозможности полного выпуска руды МКЦ. It is irrational owing to impossibility of complete RP ore extraction.

** вариант не рационален из-за невозможности обеспечить устойчивость кровли камеры. It is irrational as it is not feasible to provide stability of chamber roofs.

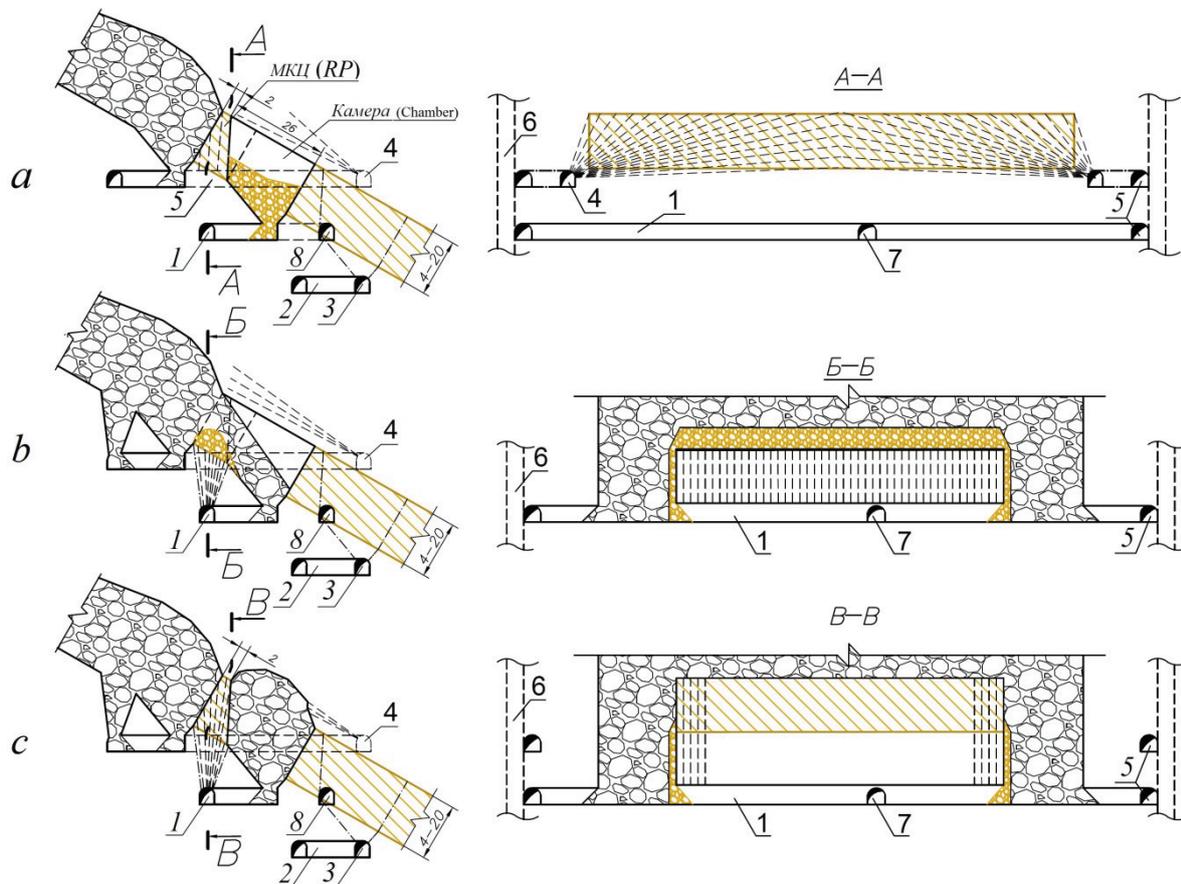


Рис. 1. Варианты 1 и 2 (а), 3 и 4 (б), 5 (с) КСР: 1 – доставочный штрек; 2 – погрузочный заезд; 3 – траншейный штрек; 4 – буровая заходка; 5 – орт; 6 – фланговый восстающий; 7 – заезд на горизонт; 8 – буро-вентиляционный штрек

Fig. 1. Options 1 and 2 (a), 3 and 4 (b), 5 (c) of CMS: 1 is the delivery drift; 2 is the loading drift; 3 is the trench drift; 4 is the drilling drift; 5 is the ort; 6 is the flanking uprising; 7 is the arrival on the horizon; 8 is the drilling-ventilation drift

принудительное погашение выработанного пространства камеры перед выемкой МКЦ, его полойную отбойку на зажатую среду и торцовый выпуск руды под обрушенными породами. Варианты 6, 7 отличаются самообрушением пород висячего бока после отбойки МКЦ. Вариант 6 аналогичен первому, а вариант 7 – третьему за исключением выпуска руды МКЦ под обрушенными породами висячего бока.

Методологической базой для обоснования варианта КСР является системный подход, основанный на учете всех известных факторов и выборе оптимального по критерию прибыли (Пр) на единицу погашаемых балансовых запасов [23]. Конструкция и параметры, соответствующие варианту с наибольшей прибылью, также считаются оптимальными. Целевая функция с учетом не только повышения эффективности подземной технологии, но и снижения потерь (П) высокоценного кварца в недрах имеет вид

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

$$\Pi_i \rightarrow \min, \text{ доли ед.},$$

где Z – цена 1 т предконцентрата с содержанием кварца 90 %, 3500 руб/т; $\gamma_{\text{прк } i} = 0,384/(1 + P_i)$ – выход предконцентрата с содержанием кварца 90 % по i -му варианту КСР, доли ед.; i – порядковый номер рассматриваемого варианта КСР; $\eta_i = (1 - \Pi_i)$ – коэффициент извлечения руды при добыче по i -му варианту КСР, доли ед.; C_i – 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.; Π_i – потери руды по i -му варианту КСР, доли ед.

На первом этапе выбора вариантов КСР за критерий оценки их эффективности принят минимум потерь (1) [24]. Необходимо отметить, что существующие методики определения показателей извлечения не учитывают особенностей КСР. Основные принципы определения потерь регламентированы «Типовыми методическими указаниями по нормированию потерь...» [25] и созданными на их основе «Отраслевыми инструкциями...» [26, 27]. Руководствуясь этими принципами, авторы разработали методику, отличающаяся учетом характера выпуска руды МКЦ под консолью висячего бока и затекающими из смежного блока обрушенными породами. Особенность методики состоит в том, что в качестве базовых аргу-

ментов приняты мощность и угол падения рудного тела, ширина камер и МКЦ. Изменение базовых аргументов приводит к изменению других (производных) аргументов – конструктивных и технологических параметров, и функций – качественно-количественных показателей технологии. Расчет производится на основе выделения на месторождении элементарной выемочной единицы – добычного блока, состоящего из камеры и МКЦ [28]. Остановимся на оригинальности методики – расчете показателей извлечения при выемке целиков под консолью всячего бока (2)–(9). При этом образуются потери отбитой руды на лежачем боку в месте основания МКЦ ($\Pi_{\text{МКЦ1}}$) и потери ($\Pi_{\text{МКЦ2}}$) и разубоживание ($P_{\text{МКЦ}}$) руды при выпуске под затекающими породами (рис. 2).

$$\Pi_{\text{МКЦ1}} = \frac{L_{\text{ц}}}{K_{\text{pp}}} \frac{B_{\text{МКЦл}}^2}{2} \frac{\sin \beta_1 \sin(\theta - \alpha)}{\sin(\beta_1 + (\theta - \alpha))}, \text{ м}^3, \quad (2)$$

где $L_{\text{ц}}$ – длина целика, м; $B_{\text{МКЦл}}$ – ширина МКЦ по лежачему боку, м; β_1 – угол стенки камеры, град; θ – угол естественного откоса руды, град; α – угол падения рудного тела, град; K_{pp} – коэффициент разрыхления отбитой руды, доли ед.

$\Pi_{\text{МКЦ2}}$ и $P_{\text{МКЦ}}$ руды рассчитываются в соответствии с положениями теории выпуска руды под обрушенными породами, разработанными В.В. Куликовым и Г.М. Малаховым, адаптированными к КСР наклонных рудных тел средней мощности. При этом особенность заключается в том, что высоты эллипсоидов выпуска ограничены высотой обрушенного массива над выпускным отверстием ($h_{\text{он}}$) в отличие от существующей методики, где нет ограничений по вертикали.

$$h_{\text{он}} = h_{\text{онб}} + 1,25(m - 4), \text{ м}, \quad (3)$$

где m – мощность рудного тела, м; $h_{\text{онб}}$ – базовая высота слоя затекающих пород при $m=4$, м; $h_{\text{онб}}$ равна 1,7; 2,8; 4,0; 5,1; 6,1 м при $\alpha=20, 25, 30, 35, 40^\circ$, соответственно.

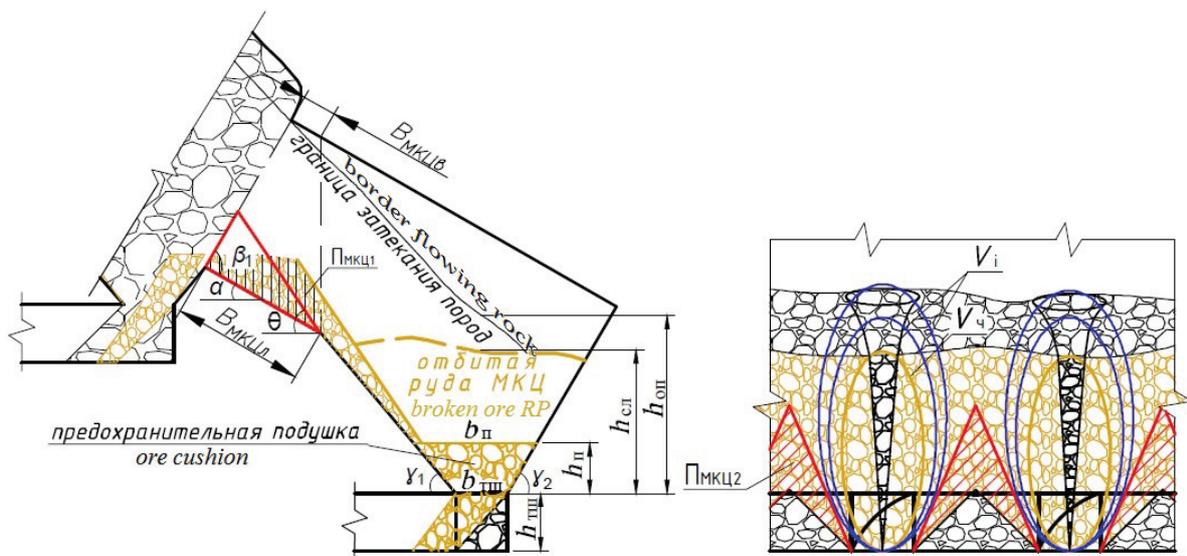


Рис. 2. Схема для расчета потерь и разубоживания руды при выпуске под обрушенными породами, затекающими из смежно-го блока

Fig. 2. Scheme for calculation of losses and dilution of ore when discharged under caved rocks flowing from an adjacent block

Второй особенностью является учет объема руды в предохранительной подушке в днище блока $V_{\text{п}}$ (м^3) при расчете

$$\Pi_{\text{МКЦ2}} = V_{\text{п}} + V_{\text{МКЦ}} - D_{\text{МКЦ}} + P_{\text{МКЦ}}, \text{ м}^3, \quad (4)$$

где $V_{\text{МКЦ}}$ – объем руды в МКЦ, м^3 ; $D_{\text{МКЦ}}$ – объем добытой руды из МКЦ, м^3 ; $P_{\text{МКЦ}}$ – объем разубоживающих пород в выпущенной рудной массе МКЦ, м^3 .

$$V_{\text{п}} = \frac{L_{\text{к}} (S_{\text{шт}} + S_{\text{тр}})}{K_{\text{pp}}} - V_{\text{хр}}, \text{ м}^3, \quad (5)$$

где $L_{\text{к}}$ – длина камеры, м; $S_{\text{шт}}$, $S_{\text{тр}}$ – площадь предохранительной подушки и траншейного штрека, соответственно, м^2 ; $V_{\text{хр}}$ – объем рудо-породных хребтов, сформированных между погрузочными заездами при выпуске камерных запасов, м^3 ; K_{pp} – коэффициент разрыхления руды.

$$V_{\text{МКЦ}} = L_{\text{к}} m \frac{(B_{\text{МКЦл}} + B_{\text{МКЦв}})}{2} - \Pi_{\text{МКЦ1}}, \text{ м}^3, \quad (6)$$

где $B_{\text{МКЦв}}$ – ширина МКЦ по висячему боку, м.

Третьей особенностью является учет в $D_{\text{МКЦ}}$ объема эллипсоида чистой руды $V_{\text{ч}}$ (м^3), ограниченного высотой слоя обрушенной руды $h_{\text{сл}}$, путем ввода соответствующего коэффициента $K_{\text{э}} = h_{\text{сл}} / 0,75 h_{\text{кр}}$, где $h_{\text{кр}}$ – критическая высота эллипсоидов выпуска, м.

$$V_{\text{МКЦ}} = L_{\text{к}} m \frac{(B_{\text{МКЦл}} + B_{\text{МКЦв}})}{2} - \Pi_{\text{МКЦ1}}, \text{ м}^3, \quad (7)$$

где n_3 – количество погрузочных заездов, шт; q – объем дозы выпуска, м^3 ; n_4 – количество доз после выпуска чистой руды, шт, n_4 определяется достижением объемного разубоживания руды в последней дозе выпуска величины 0,71 (при коэффициенте $\mu=0,4$ для кварца).

$$V_{\text{ч}} = 0,524 h_1^3 \text{tg}^4 \frac{90 - \varphi_{\text{ом}}}{2} K_{\text{э}}, \text{ м}^3, \quad (8)$$

где $\varphi_{\text{ом}}$ – средний угол естественного откоса руды, град.

$$P_{\text{МКЦ}} = n_3 \left(q \sum_{i=2}^n P_{oi} \right) \frac{1}{K_{\text{pp}}}, \text{ м}^3, \quad (9)$$

где n – количество доз выпуска; P_{oi} – объемное разубоживание руды i -й дозы выпуска, доли ед.

Полная методика, включающая расчеты всех видов потерь и разубоживания при выемке камер и целиков, состоит из 86 аналитических зависимостей. Поэтому в пакете Microsoft Excel составлена расчетная программа и выполнены соответствующие расчеты, относительная погрешность которых составляет 3 %. Для каждого сконструированного варианта КСР определены показатели извлечения руды в зависимости от m и α , изменяемых в диапазоне 4–20 м с шагом 5 м и 20–40° с шагом 5°.

Установлено, что с увеличением m потери при всех вариантах КСР снижаются, наиболее интенсивное снижение происходит до 8 м. Объясняется это относительным увеличением объема запасов блока. Влияние α на потери разнонаправленное за счет различной степени влияния технологических и конструктивных факторов. При одновременном изменении m и α формируется область значений потерь (поверхность отклика) (рис. 3, а). Разубоживание руды в рассматриваемых диапазонах снижается с увеличением m и α , причем наиболее интенсивно до 12 м, за счет выпуска большего объема чистой руды МКЦ через траншейное днище (рис. 3, б).

Установленные графические зависимости аппроксимировались функционально факторной регрессией по методике, разработанной д.т.н. В.А. Антоновым [29, 30]. Полученные уравнения нелинейной регрессии позволяют с высокой степенью достоверности ($R^2=0,99$) определять искомые величины в рассмотренных диапазонах (10)–(15).

$$P_2 = 1,5 \alpha^{0,4943} + 40,67 e^{-\frac{m}{4,68}}, \%, \quad (10)$$

$$P_4 = 0,368 \alpha^{0,88} + (10,494 + 1,145 \alpha^{0,88}) e^{-\frac{m}{4,81}}, \%. \quad (11)$$

$$P_5 = 3,18 \alpha^{0,0514} + 36,315 e^{-\frac{m}{4,376}}, \%. \quad (12)$$

$$P_2 = 27,452 - 97,609 \alpha^{-0,68} - 313,04 m^{-0,944} + 929,9 \alpha^{-0,197} m^{-1,191} - 8,915 \cdot 10^{-22} \alpha^{6,453} m^{8,808}, \%. \quad (13)$$

$$P_4 = 21,5666 + 721,8368 \alpha^{-0,2638} m^{-2,0207} - 3,8652 \alpha^{-0,2938} m^{0,5629}, \%. \quad (14)$$

$$P_5 = 49,75 \alpha^{-0,532} + 59,83 e^{-\frac{m}{5,0}}, \%. \quad (15)$$

В качестве дополнительного критерия предложен показатель надежности N варианта КСР (16), характеризующий его способность обеспечить величину потерь ниже целевого уровня 14 % в наибольшем диапазоне изменения m и α .

$$N = \frac{N_y - N_n}{N_y} \rightarrow \max, \text{ доли ед.}, \quad (16)$$

где $N_y = n_m n_\alpha$ – количество узловых точек поверхности отклика функции потерь; n_m, n_α – количество интервалов изменения m (5) и α (5), ед.; N_n – количество узловых точек со значениями потерь больше целевого уровня, ед.

В табл. 2 приведены результаты расчета показателей извлечения по вариантам КСР при средних m и α .

Установлено, что варианты 2, 4 и 5 КСР являются наиболее конкурентоспособными, обеспечивающими целевой уровень потерь в наибольшем диапазоне изменения горно-геологических условий. Они характеризуются увеличенной шириной камеры $V_k=26$ м за счет трапецевидной формы МКЦ, обрабатываемого под консолью пород висячего бока (варианты 2 и 4) или под обрушенными породами (вариант 5), и наиболее надежны: $N=0,6, 0,68$ и $0,8$, соответственно.

Таблица 2. Показатели вариантов КСР

Table 2. Variables of CMS options

| Показатель Variable | Вариант КСР/CMS option | | | | | | |
|------------------------------|------------------------|--------------|-------|-------------|-------------|-------|-------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| Потери/Losses, % | 15,72 | 10,68 | 14,58 | 9,88 | 6,39 | 30,54 | 29,40 |
| Разубоживание Dilution, % | 9,13 | 11,97 | 15,17 | 18,01 | 14,24 | 10,87 | 17,78 |
| Надежность Reliability | 0,2 | 0,6 | 0,4 | 0,68 | 0,8 | 0 | 0 |

Окончательный выбор оптимального варианта КСР произведен по критерию максимальной прибыли (1) на основе экономико-математического моделирования (ЭММ) с учетом установленных за-

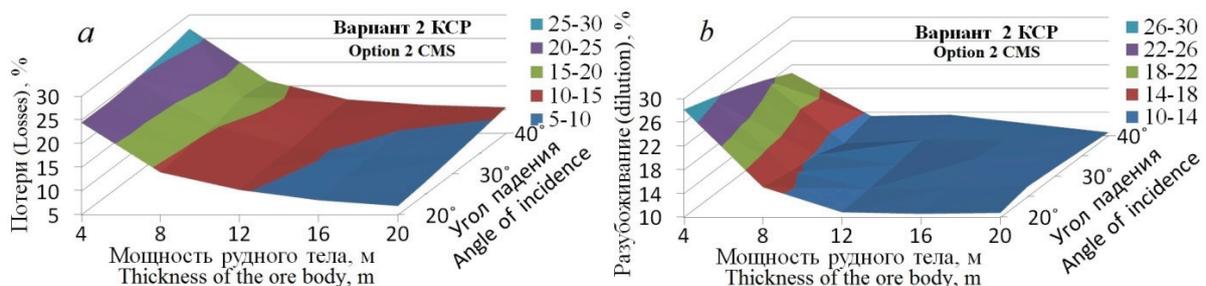


Рис. 3. Изменение потерь (а) и разубоживания (б) руды в зависимости от m и α

Fig. 3. Dependences of losses (a) and dilution (b) of ore as a function from m and α

висимостей показателей извлечения. В качестве основы принята методика определения ТЭП д.т.н. Ю.В. Волкова, усовершенствованная применительно к особенностям КСР. В пакете Microsoft Excel составлена соответствующая расчетная программа. Совокупность методики, состоящей из 75 аналитических зависимостей и компьютерной программы, представляет собой экономико-математическую модель КСР наклонного месторождения кварца средней мощности.

В процессе ЭММ исследовано влияние m и α , изменяемых в диапазоне 4–20 м с шагом 5 м и 20–40° с шагом 5°, на себестоимость добычи и предобогащения (С), извлекаемую ценность (Ц) и прибыль (Пр), отнесенных на 1 т погашаемых балансовых запасов, для отобранных вариантов 2, 4 и 5 КСР.

При увеличении m установлено снижение С во всех вариантах, а при увеличении α – снижение в варианте 2 и повышение в вариантах 4 и 5 КСР, что объясняется снижением объема камерной подсечки и возрастанием подсечки МКЦ (рис. 4, а). При средних значениях m и α себестоимость добычи и предобогащения варианта 2 ниже на 16 и 17 % по сравнению с вариантами 4 и 5 КСР, соответственно.

При росте m извлекаемая ценность увеличивается во всех вариантах, а при росте α снижается в вариантах 2 и 4 КСР за счет большего объема выпуска руды под обрушенными породами (большого затекания пустых пород в зону выпуска) и увеличивается в варианте 5 КСР за счет снижения разубоживания (рис. 4, б). При средних значениях m и α извлекаемая ценность в варианте 5 выше на 3 и 7 %, чем при вариантах 2 и 4 КСР, соответственно.

Прибыль при росте m увеличивается по экспоненте с длиной релаксации от 4,1 м в варианте 2 до 4,39 м в вариантах 4 и 5 КСР и практически не зависит от α (рис. 4, с). При средних значениях m и α прибыль в варианте 2 выше на 65,7 и 33,9 %, чем в вариантах 4 и 5 КСР, соответственно. Эффективность варианта 2 КСР достигается при $m > 6,5$ м; варианта 4 – при > 9 м; варианта 5 – при > 8 м.

Установленные графические зависимости показателей эффективности аппроксимировались функционально-факторной регрессией, позволяющей с высокой степенью достоверности ($R^2=0,99$) определять искомые величины в рассмотренных диапазонах (17)–(25).

$$C_2 = 539,4 - 0,00435 \alpha^{2,53} + 2082,6 e^{-\frac{m}{4,19}}, \text{ р/т. (17)}$$

$$C_4 = 564,1 - 0,004095 \alpha^{2,53} + 2767,9 e^{-\frac{m}{4,19}}, \text{ р/т. (18)}$$

$$C_5 = 570,9 - 0,0044 \alpha^{2,53} + 2856,7 e^{-\frac{m}{4,19}}, \text{ р/т. (19)}$$

$$\Pi_{\text{изв}2} = 1153,15 - 3\alpha^{0,807} - 831,3e^{-\frac{m}{3,93}}, \text{ р/т. (20)}$$

$$\Pi_{\text{изв}4} = 1208,94 - 8,6 \alpha^{0,807} - 854,56 e^{-\frac{m}{3,93}}, \text{ р/т. (21)}$$

$$\Pi_{\text{изв}5} = 1200,04 - \frac{3856,64}{\alpha^{1,745}} - 807,26 e^{-\frac{m}{5,25}}, \text{ р/т. (22)}$$

$$\text{Пр}_2 = (0,967\alpha^{1,636} - 3178,9)e^{-\frac{m}{4,1}} + 592,6, \text{ р/т. (23)}$$

$$\text{Пр}_4 = (503,93 - 2102 \alpha^{0,1868}) e^{-\frac{m}{4,39}} + 506,8, \text{ р/т. (24)}$$

$$\text{Пр}_5 = 585,6 - (711,37 \alpha^{0,187} + 2320,5) e^{-\frac{m}{4,39}}, \text{ р/т. (25)}$$

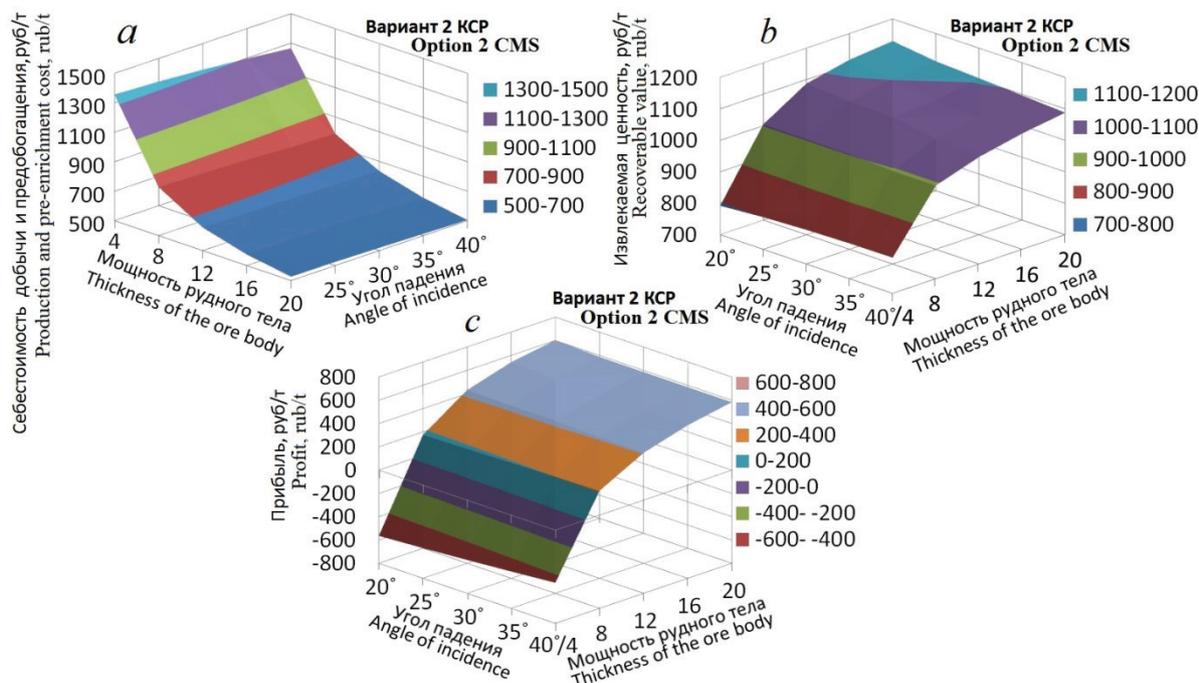


Рис. 4. Зависимости себестоимости добычи и предобогащения (а), извлекаемой ценности (б) и прибыли (с) от m и α

Fig. 4. Dependence of production and pre-enrichment cost (a), recoverable value (b) and profit (c) on m and α

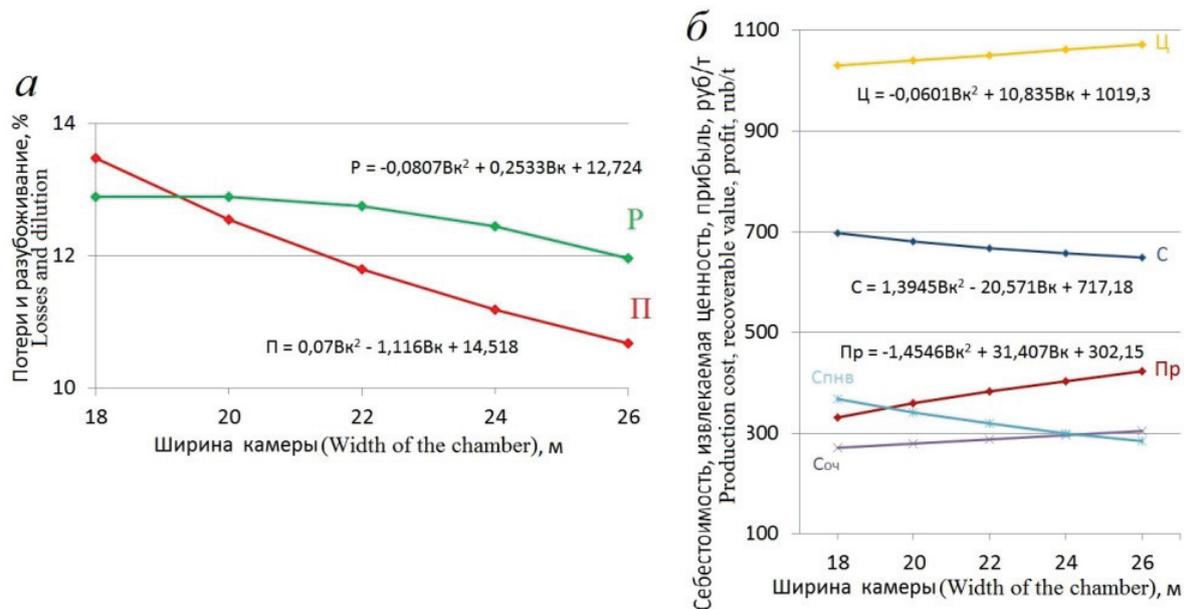


Рис. 5. Влияние ширины камеры на показатели извлечения (а) и эффективности (б) варианта 2 КСР

Fig. 5. Influence of the camera width on extraction (a) and efficiency (b) of the 2 CMS

Установлено, что во всем диапазоне изменения m и α оптимальным вариантом технологии, обеспечивающим наименьшие эксплуатационные затраты и наибольшую прибыль за счет расположения камер по простиранию залежи, формирования междукамерного целика трапециевидной формы, его обрушения и выпуска руды под консолью висячего бока и обрушенными породами смежного блока через днище камеры, является вариант 2 КСР. Для него исследовано влияние наиболее значимого конструктивного фактора – ширины камеры (B_k) на показатели эффективности при средних значениях m и α . Прибыль по КСР, отнесенная на 1 т балансовых запасов, растёт на 21,6 % с увеличением ширины камеры от 18 до 26 м за счет повышения показателей извлечения (рис. 5, а) и снижения на 22,6 % удельных эксплуатационных затрат на проведение ПНВ ($C_{пнв}$) при их увеличении на очистную выемку ($C_{оч}$) на 10,7 % вследствие роста объема породного днища (рис. 5, б).

С целью проверки соответствия предложенной конструкции и параметров варианта 2 КСР горно-геологическим, горнотехническим и экономическим условиям Кыштымского рудника, определения фактических показателей извлечения руды и установления основных ТЭП добычи проведены экспериментальные исследования (ЭИ) в натуральных условиях подэтажа 346/324 м. Для реализации ЭИ разработан локальный проект (ЛПО) отработки камеры 1 (восток), в котором показатели извлечения по блоку составляют $\Pi=11,6\%$, $P=14,0\%$ и отличаются от теоретически обоснованных за счет необходимости формирования на гор. 346 м междуэтажного целика (МЭЦ) прямоугольной формы. Условия, технология и комплексная механизация для проведения ЭИ соответство-

вали принятым при ЭММ: $m=12,5$ м и $\alpha=33^\circ$, висячий бок весьма устойчив; $B_k=20$ м, $B_{МЭЦ}=6$ м; расстояние между осями погрузочных заездов 10,95 м; СО: на бурении шпуров – установка *Tamrock 1НВ*, скважин диаметром 65 мм – станок БУ-80НБ, на выпуске и транспортировании жильной массы – ПДМ *AtlasCopco ST 3.5*.

В процессе ЭИ проведено объемное лазерное сканирование кровли и стенок камеры 1, выпускных выработок, их визуальное и инструментальное обследование; установлено, что окружающий массив камеры и выпускные выработки устойчивы (рис. 6). Сделан прогноз о возможности отработки МЭЦ под консолью висячего бока с последующим погашением выработанного пространства принудительно обрушенными породами висячего бока. По результатам шести серий хронометражных наблюдений определена производительность труда на технологических процессах: на бурении скважин – 15,1 м/чел-см; на выпуске и транспортировании руды – 62,1 т/чел-см, на очистной выемке – 29,5 т/чел-см. Порода при формировании днища камеры выдавалась отдельно до достижения величины предельного объемного разубоживания руды в дозе выпуска 0,71 (коэффициент $\mu=0,4$). Установлено, что порядок и технология ведения горных работ, параметры и конструкция КСР соответствуют ЛПО.

По данным маркшейдерской съемки и геологического опробования после отработки пяти слоев (около 30 % камерных запасов) оценены показатели извлечения кварца по камере 1. Фактические потери неотбитой руды на 1 т погашаемых балансовых запасов составили 0,4 %, отбитой – 1,1 %, что в 2,7 раза ниже, чем в ЛПО (табл. 3). Это объясняется практически полной уборкой ПДМ гребней

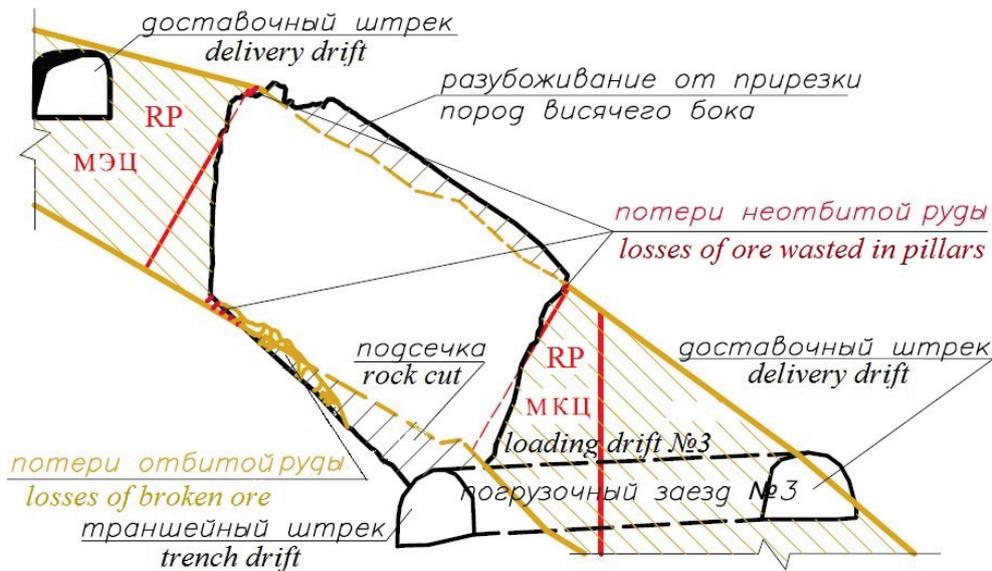


Рис. 6. Фактическое состояние камеры 1 (отработка пятого слоя)

Fig. 6. Actual state of chamber 1 (working out of 5th layer)

Таблица 3. Техничко-экономическая оценка результатов ЭИ варианта 2 КСР

Table 3. Technical and economic evaluation of the results of experimental studies of 2 CMS

| ТЭП TEV | Ед. изм. Units of measurement | Базовая Basic | КСР/CMS | | Эффект Effect |
|---|--|------------------|----------------|----------|------------------|
| | | | ЛПО project | ЭИ ES | |
| Потери руды Losses of ore | % | 27,9 | 11,6 | 9,1 | -18,8 |
| Неотбитой Wasted in pillars | | 25,0 | 2,6 | 0,4 | -24,6 |
| Отбитой/Broken по МЭЦ (прогноз) at pillar robbing (forecast) | | 2,9 | 1,4 | 1,1 | -1,8 |
| | | - | 7,6 | 7,6 | +7,6 |
| Разубоживание руды Dilution | % | 3,0 | 14,0 | 14,0 | +11 |
| по камере/on chamber по МЭЦ (прогноз) at pillar robbing (forecast) | | 3,0 | 4,2 | 7,4 | +3,4 |
| | | - | 9,8 | 6,6 | +6,6 |
| Удельный объем ПНВ Preparatory operations | м ³ /1000 т m ³ /1000 t | 193,7 | 75,9 | 77,4 | -250,2 % |
| Себестоимость добычи Mining cost | р/т rub/t | 611 | 651 | 656 | +6,8 % |
| Извлекаемая ценность Recoverable value | | 941 | 1042 | 1071 | +12,1 % |
| Прибыль/Profit | | 330 | 391 | 415 | +20,5 % |

руды между погрузочными заездами и отбойкой руды с 0,5 м прихватом пород висячего бока, что привело к увеличению разубоживания (без учета породной подсечки) породами висячего бока до 7,4 %, что в 1,8 раза выше, чем в ЛПО. При отработке МЭЦ под консолью висячего бока с массовым обрушением и площадном выпуске руды через днище камеры потери в пересчете на добычной блок оцениваются на уровне проектных – 7,6 %.

Разубоживание снизится до 6,6 % за счет отсутствия пустых пород в смежном блоке. В результате производственного анализа определены также показатели эффективности добычи – себестоимость, извлекаемая ценность и прибыль.

Таким образом, экспериментальные исследования варианта 2 КСР в условиях подэтажа 346/324 м Кыштымского рудника показали, что ее конструкция и параметры полностью соответствуют горно-геологическим, горнотехническим и экономическим условиям разработки месторождения. Потери высокоценного кварца в испытываемом варианте КСР (9,1 %) ниже в 3,2 раза, чем в базовом варианте камерно-целиковой системы разработки с расположением камер по падению рудного тела. Экономическая эффективность КСР по критерию прибыли на 1 т погашаемых балансовых запасов выше на 20,5 %, чем в базовом варианте, за счет кардинального снижения потерь кварца, соответственного увеличения извлекаемой ценности. Потенциальный экономический эффект при отработке этажа 346/316 м составляет 15,6 млн р. на весь период эксплуатации.

Заключение

В результате выполненной работы получены следующие научные и практические результаты:

1. На основании анализа теории и практики отработки наклонных рудных тел средней мощности установлено, что задачу повышения эффективности подземной технологии и снижения потерь можно решить путем сочетания в добычном блоке двух систем разработки различных классов в одну – комбинированную. Для Кыштымского месторождения высокоценного кварца рациональна комбинация, заключающаяся в применении камерной системы разработки основных

- запасов блока на первом этапе и системы подэтажного обрушения при отработке МКЦ.
2. Систематизированы варианты КСР наклонных залежей средней мощности по управляемым факторам, в наибольшей степени влияющим на показатели извлечения руды, – по форме (прямоугольный, трапецевидный), условию (под породной консолью, под обрушенными породами) и способу отработки МКЦ, определяемым, соответственно, устойчивостью пород всячего бока, порядком погашения выработанного пространства камеры, методом отбойки и способом выпуска руды.
 3. Сконструировано 7 рациональных вариантов КСР, обеспечивающих кардинальное (в 2 раза) снижение потерь балансовых запасов кварца в недрах за счет расположения камер по простиранию залежи, что позволяет отказаться от регулярных ленточных целиков по падению залежи, применения трапецевидного МКЦ вместо прямоугольного и использования днища камеры для выпуска руды МКЦ.
 4. Разработана методика определения потерь и разубоживания при КСР рудных тел средней мощности, отличающаяся учетом характера выпуска руды МКЦ под консолью всячего бока и затекающими из смежного блока обрушенными породами, позволяющая устанавливать зависимости показателей извлечения от мощности и угла падения рудного тела, и ширины камер, изменяемых в диапазонах $m=4-20$ м, $\alpha=20-40^\circ$, $V_k=18-26$ м, соответственно.
 5. Предложен показатель надежности N вариантов КСР, характеризующий их способность обеспечить величину потерь ниже целевого уровня (14 %) в наибольшем диапазоне изменения m и α .
 6. На основании регрессионного анализа установлены зависимости показателей извлечения от m и α , позволяющие с высокой степенью достоверности ($R^2=0,99$) определять величину потерь и разубоживания в рассмотренном диапазоне для сконструированных вариантов КСР. Наиболее конкурентоспособными являются варианты 2, 4 и 5 КСР, обеспечивающие при $m=12$ м и $\alpha=30^\circ$, $V_k=26$ м величину потерь 10,7, 9,9 и 6,4 % с $N=0,6, 0,68$ и $0,8$, соответственно.
 7. Разработана методика оценки и выбора оптимального варианта КСР наклонных рудных тел средней мощности, позволяющая определять основные ТЭП добычи и предобогащения в зависимости от m и α , ширины камер с учетом изменения потерь и разубоживания кварца, и устанавливать оптимальный вариант КСР по критерию максимальной прибыли.
 8. В результате ЭММ вариантов 2, 4 и 5 КСР получены уравнения нелинейной регрессии, позволяющие с высокой степенью достоверности ($R^2=0,99$) определять величину извлекаемой ценности, себестоимости и прибыли, отнесенных на 1 т погашаемых балансовых запасов, в зависимости от m и α . Установлено, что данные показатели эффективности КСР зависят от m , характеризующей экспоненциальной функцией с длиной релаксации от 3,9 до 5,2 м, и практически не зависят от α .
 9. Определена оптимальность варианта 2 КСР, обеспечивающего максимум прибыли и снижение потерь высокоценного кварца в 2,6 раза (до 10,7 %) по сравнению с базовой технологией за счет формирования МКЦ трапецевидной формы, его обрушения и выпуска руды под консолью всячего бока и обрушенными породами смежного блока через днище камеры.
 10. Установлено влияние ширины камеры на показатели извлечения и эффективности варианта 2 КСР при средних $m=12$ м и $\alpha=30^\circ$. При увеличении V_k от 18 до 26 м потери снижаются на 2,8 % (абс.), разубоживание на 0,9 % (абс.), удельные эксплуатационные затраты на проведение ПНВ снижаются на 22,6 %, а на отбойку, выпуск и транспортирование увеличиваются на 12,5 и 7,9 %, соответственно, за счет увеличения объема породного днища. При этом прибыль, отнесенная на 1 т балансовых запасов, повышается на 21,6 % за счет снижения эксплуатационных затрат на 7 % и увеличения извлекаемой ценности на 4 %.
 11. Экспериментальные исследования варианта 2 КСР в условиях подэтажа 346/324 м Кыштымского рудника показали, что ее конструкция и параметры соответствуют условиям разработки месторождения. Потери высокоценного кварца составляют 9,1 %, что ниже в 3,2 раза, чем в базовом варианте камерно-целиковой системы разработки, а прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов выше на 20,5 %. Потенциальный экономический эффект при отработке этажа 346/316 м составляет 15,6 млн р.
 12. Применение созданных вариантов КСР при отработке высокоценных наклонных месторождений средней мощности обеспечит оптимальную величину потерь в недрах и повышение эффективности горного производства. По результатам работы получено положительное решение о выдаче патента по заявке № 2016116196 от 25.04.2016 г. о выдаче патента РФ на изобретение «Способ разработки наклонных рудных тел средней мощности».

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. 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. Горный журнал. – 2013. – № 2. – С. 17–22.
2. Götze J., Möckel R. Quartz: Deposits, Mineralogy and Analytics. – New York: Springer, 2012. – 360 p.
3. Fiscor S. Ravett. Minerals: an Evolving American Success Story // Engineering and Mining Journal. – 2012. – № 6. – P. 64–73.
4. Lovejoy C. Taking Troy to the next level // Mining Magazine. – 2011, December. – V. 204. – № 10. – P. 13–14.

5. Malone S. Metorex spreads its African wings // *Mining Magazine*. – 2002, June. – V. 186. – № 6. – P. 1–5.
6. Sheshpari M. A. Review of Underground Mine Backfilling Methods with Emphasis on Cemented Paste Backfill // *Electronic Journal of Geotechnical Engineering*. – 2015. – V. 20. – № 13. – P. 5183–5208.
7. Jung L. High purity natural quartz. *Quartz Technology*. – New Jersey: Inc., 1992. – 550 p.
8. Анализ строения индивидов и агрегатов жильного кварца и оценка качества кварцевого сырья (на примере месторождений Кыштымского района, Урал) / Р.Л. Бродская, Й. Гётце, Е.Л. Котова, Г. Хайде // *Записки Российского минералогического общества*. – 2015. – Т. 144. – № 1. – С. 93–100.
9. Подэтажный торцевой выпуск при подземной разработке наклонных рудных тел с неравномерным оруденением / И.Н. Савич, А.А. Павлов, В.А. Романов, Д.И. Сухов // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2012. – № 8. – С. 57–60.
10. Gilbride L.J., Free K.S., Kehrman R. Modeling Block Cave Subsidence at the Molycorp, Inc., Ouesta Mine – a Case Study // *Rock Mechanics for Energy, Mineral and Infrastructure Development in the Northern Regions: ALASKA ROCKS 2005: the 40th U.S. Symposium on Rock Mechanics*. – Anchorage, Alaska, USA, 2005. – V. 4. – P. 1410–1423.
11. Котова Е.Л. Онтогенетический анализ жильного кварца Кыштымского района для оценки качества кварцевого сырья: дис. ... канд. геол.-минерал. наук. – СПб., 2014. – 120 с.
12. Carew T.J. Technologies advances and productivity: Trends in Sweden's Mining Industry // *Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A*. – 1986. – V. 95. – № 1. – P. 45–46.
13. O'Beirne B.D., Cibbs L.S., Seiderer A. High-Pressure Water Jetting in Use // *World Mining Equipment*. – 1984. – V. 8. – № 3. – P. 51–53.
14. Stoks J., Watson J.L. Underground Mining // *Mining Annual Review*. – 1982. – P. 169–209.
15. McMurray D.T. Sub-Level Caving Practice at Shabanie Mine Rhodesia // *Transaction the Institution of Mining and Metallurgy. Section A*. – 1976. – V. 85. – № 10. – P. 136–143.
16. The Björkdal Mine // *Horn International*. – Oslo. 2015. URL: <http://hornonline.com/the-bjorkdal-mine/> (дата обращения: 20.08.2015).
17. О формировании научно-технологического задела для внедрения комплексной геотехнологии добычи и переработки высококоценного кварца / И.В. Соколов, С.В. Корнилов, А.Д. Сашурин и др. // *Горный журнал*. – 2014. – № 12. – С. 44–48.
18. Изыскание технологических решений по обеспечению устойчивости выработок в метасоматически измененных породах / В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова, Р.Ш. Маннанов, Е.А. Емельяненко // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2001. – № 4. – С. 187–193.
19. Закусин Г.А. Повышение эффективности разработки наклонных залежей средней мощности железорудных месторождений: автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Свердловск, 1984. – 24 с.
20. Барановский К.В. Влияние горно-геологических факторов на эффективность подземной отработки наклонных залежей средней мощности // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2011. – Отд. вып. № 11. Проблемы недропользования. – С. 288–293.
21. Resource-saving technology for underground mining of high-value quartz in Kyshtym / I.V. Sokolov, A.A. Smirnov, Yu.G. Antipin, K.V. Baranovsky, A.A. Rozhkov // *Journal of Mining Science*. – 2015. – V. 51. – № 6. – P. 1191–1202. <https://doi.org/10.1134/S1062739115060476> (дата обращения: 04.09.2017).
22. Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых: федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности: утв. Ростехнадзором от 11.12.2013 N 599. – СПб.: ЦОТНБСППО, 2015. – 216 с.
23. Волков Ю.В., Соколов И.В., Камаев В.Д. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений Урала. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 124 с.
24. Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высококоценного кварца на основе моделирования / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский, А.А. Рожков // *ФТПРПИ*. – 2016. – № 6. – С. 124–133.
25. Типовые методические указания по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче. Сборник руководящих материалов по охране недр. Госгортехнадзор СССР. – М.: Недра, 1972. – 44 с.
26. 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. – 197 с.
27. Отраслевая инструкция по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях МЧМ СССР. – Белгород: ВИОГЕМ, 1975. – 69 с.
28. Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль. Правила охраны недр (ПБ 07–601–03). Серия 07. Выпуск 11 / Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 64 с.
29. Антонов В.А., Яковлев М.В. Отображение горно-технологических закономерностей функционально-факторными уравнениями нелинейной регрессии // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2011. – Отд. вып. № 11. Проблемы недропользования. – С. 571–588.
30. Антонов В.А. Достоверность регрессионных моделей в горно-технологических исследованиях // *Проблемы недропользования*. – 2014. – № 3. URL: <https://trud.igduran.ru/edition/3> (дата обращения: 26.07.2016).

Поступила 22.08.2017 г.

Информация об авторах

Соколов И.В., доктор технических наук, заведующий лабораторией подземной геотехнологии Института горного дела Уральского отделения Российской академии наук.

Антипин Ю.Г., кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела Уральского отделения Российской академии наук.

Барановский К.В., кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела Уральского отделения Российской академии наук.

UDK 622.275

CONSTRUCTION AND PARAMETERS OF THE COMBINED SYSTEM FOR DEVELOPING QUARTZ SLOPE DEPOSIT

Igor V. Sokolov¹,
geotech@igduran.ru

Yuriy G. Antipin¹,
geotech909@yandex.ru

Kirill V. Baranovsky¹,
kartingist@list.ru

¹ Institute of Mining of the Ural branch of the Russian Academy of Sciences,
58, Mamin-Sibiryak street, Yekaterinburg, 620075, Russia.

The relevance of the work is in the issue of reducing losses in the bowels during development of vein No. 175 of the unique Kyshtym deposit of quartz, which is practically the only stable source of raw materials for innovative sectors of the economy. The applied chamber mining with the abandonment of ribbon pillars in the bowels provides a loss level of only 28 %, which is unacceptable for high-grade quartz. The use of bookmarked systems is unacceptable because of deterioration of the quality of quartz due to the entry of chemical impurities, and the systems with sub-floor caving because of great dilution and loss of ore. The technology aimed at reducing losses through the combination of development systems of various classes can solve the problem of increasing efficiency.

The aim of the work is to substantiate the design and parameters of the combined mining system of slope field of medium capacity, providing the increase in the efficiency of underground technology and reducing losses of high-grade quartz in the subsoil.

Research methods: the comprehensive research method, including analysis and generalization of the theory and experience in working out inclined ore bodies, economic and mathematical modeling of options and optimization of technology parameters, functional-factor regression with approximation of established dependencies of extraction parameters, technical and economic analysis of the experimental results.

Results. The authors have systematized the variants of the combined mining system of slope deposits of medium capacity according to controllable factors that have the greatest effect on ore extraction parameters, form, condition and method of working out the interlock chamber, determined, respectively, by the stability of the hanging rocks, order of the extinguished chamber space. The authors developed the technique for determining extraction rates under a combined system for development of slope deposits of medium capacity, which takes into account the nature of the output of the interlocking ore under the cantilever arm and the caving rocks flowing from the adjacent block. The dependencies of extraction and efficiency of the combined development system on the thickness and angle of incidence of the ore body and on chamber width, which vary in the range of 4–20 m, 20–40° and 18–26 m, respectively, were determined.

Conclusions. The results of the study made it possible to determine the optimality of the variant of the combined mining system by forming a trapezoidal, mass collapse and ore release under the rock console through the bottom of the chamber.

Key words:

Quartz deposit, underground technology, slope ore body, combined mining system, losses and dilution, profit.

REFERENCES

1. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Baranovskiy K.V. Research for testing ground geotechnology of an ore body of average power and oblique incidence of Kyshtym deposit of granulated quartz. *Izv. vuzov. Gornyy zhurnal*, 2013, no. 2, pp. 17–22. In Rus.
2. Götze J., Möckel R. *Quartz: Deposits, Mineralogy and Analytics*. New York, Springer Publ., 2012. 360 p.
3. Fiscor S. Ravett. Minerals: an Evolving American Success Story. *Engineering and Mining Journal*, 2012, no. 6, pp. 64–73.
4. Lovejoy C. Taking Troy to the next level. *Mining Magazine*, 2011, December, vol. 204, no. 10, pp. 13–14.
5. Malone S. Metorex spreads its African wings. *Mining Magazine*, 2002, June, vol. 186, no. 6, pp. 1–5.
6. Sheshpari M.A. Review of Underground Mine Backfilling Methods with Emphasis on Cemented Paste Backfill. *Electronic Journal of Geotechnical Engineering*, 2015, vol. 20, no. 13, pp. 5183–5208.
7. Jung L. High purity natural quartz. Quartz Technology. New Jersey, Inc., 1992. 550 p.
8. Brodskaya R.L., Getse J., Kotova E.L., Hayde G. Evolution of individuals and aggregates of the vein quartz in deposits of Kyshtym region (TE URALS). *Zapiski Rossiyskogo mineralogicheskogo obshchestva*, 2015, vol. 144, no. 1, pp. 93–100. In Rus.
9. Savich I.N., Pavlov A.A., Romanov V.A., Sukhov D.I. Sub-floor end output for underground mining of inclined ore bodies with uneven mineralization. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*, 2012, no. 8, pp. 57–60. In Rus.
10. Gilbride L.J., Free K.S., Kehrman R. Modeling Block Cave Subsidence at the MolyCorp, Inc., Ousta Mine – a Case Study. *Rock Mechanics for Energy, Mineral and Infrastructure Development in the Northern Regions. ALASKA ROCKS 2005: the 40th U. S. Symposium on Rock Mechanics*. Anchorage, Alaska, USA, 2005. Vol. 4, pp. 1410–1423.
11. Kotova E.L. *Ontogenicheskiy analiz zhilnogo kvartsa Kyshtymskogo rayona dlya otsenki kachestva kvartsevogo syrva*. Dis. Kand. nauk [Ontogenetic analysis of vein quartz of Kyshtym district for evaluation of quality of quartz raw materials. Cand. Diss.]. Sankt-Petersburg, 2014. 120 p.
12. Carew T.J. Technologies advances and productivity: Trends in Sweden's Mining Industry. *Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy. Section A*, 1986, vol. 95, no. 1, pp. 45–46.
13. O'Beirne B.D., Cibbs L.S., Seiderer A. High-Pressure Water Jetting in Use. *World Mining Equipment*, 1984, vol. 8, no. 3, pp. 51–53.
14. Stoks J., Watson J.L. Underground Mining. *Mining Annual Review*, 1982, pp. 169–209.

15. McMurray D.T. Sub-Level Caving Practice at Shabanie Mine Rhodesia. *Transaction the Institution of Mining and Metallurgy. Section A*, 1976, vol. 85, no. 10, pp. 136–143.
16. The Björkdal Mine. *Horn International*, Oslo, 2015. Available at: <http://hornonline.com/the-bjorkdal-mine/> (accessed: 20 August 2015).
17. Sokolov I.V., Kornilkov S.V., Sashurin A.D. On the formation of a scientific and technological reserve for the introduction of integrated geotechnology for the extraction and processing of high-grade quartz. *Gornyy zhurnal*, 2014, no. 12, pp. 44–48. In Rus.
18. Kalmykov V.N., Rylnikova M.V., Mannanov R.Sh., Emelyanenko E.A. Research of technological solutions to ensure the stability of excavations in metasomatically changed rocks. *Gornyy informacionno-analiticheskiy byulleten*, 2001, no. 4, pp. 187–193. In Rus.
19. Zakusin G.A. *Povyshenie effektivnosti razrabotki naklonnykh zalezhey sredney moshchnosti zhelezorudnykh mestorozhdeniy*. Avtoreferat Dis. Kand. nauk [Increasing the efficiency of development of inclined deposits of average thickness of iron ore deposits. Cand. Diss. Abstract]. Sverdlovsk, 1984. 24 p.
20. Baranovskiy K.V. Influence of mining and geological factors on the efficiency of underground mining of inclined deposits of medium power. *Gornyy informacionno-analiticheskiy byulleten*, 2011, Separate issue no. 11, Subsoil use problems, pp. 288–293. In Rus.
21. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Baranovsky K.V., Rozhkov A.A. Resource-saving technology for underground mining of high-value quartz in Kyshtym. *Journal of Mining Science*, 2015, vol. 51, no. 6, pp. 1191–1202. Available at: <https://doi.org/10.1134/S1062739115060476> (accessed: 04 September 2017).
22. *Pravila bezopasnosti pri vedenii gornyykh robot i pererabotke tverdyykh poleznykh iskopaemykh: federalnye normy i pravila v oblasti promyshlennoy bezopasnosti: utv. Rostekhnadzorom ot 11 dekabrya 2013 № 599* [Safety rules for mining and processing of solid minerals: federal rules and regulations in the field of industrial safety: approved. By Rostekhnadzor of 11.12.2013 no. 599]. St.-Petersburg, COTPBSPO Publ., 2015. 216 p.
23. Volkov Yu.V., Sokolov I.V., Kamaev V.D. *Vybor sistem podzemnoy razrabotki rudnykh mestorozhdeniy Urala* [Selection of systems for underground mining of ore deposits in the Urals]. Ekaterinburg, UrO RAN Publ., 2002. 124 p.
24. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Baranovsky K.V., Rozhkov A.A. Optimal Combination Technology for High-Grade Quartz Production Based on Modeling. *Fiziko-Tekhnicheskie Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*, 2016, no. 6, pp.124–133. In Rus.
25. *Tipovye metodicheskie ukazaniya po normirovaniyu poter tverdyykh poleznykh iskopaemykh pri dobyche*. *Sbornik rukovodnykh materialov po okhrane nedr. Gosgortekhnadzor SSSR* [Typical guidelines for normalizing losses of solid minerals during mining. Collection of guidance materials on protection of mineral resources. Gosgortekhnadzor of the USSR]. Moscow, Nedra Publ., 1972. 44 p.
26. *Otraslevaya instruksiya po opredeleniyu, normirovaniyu i uchetu poter, razubozhivaniya rudy na rudnikakh MTsM SSSR. Sbornik instruktivnykh materialov po okhrane i ratsionalnomu ispolzovaniyu poleznykh iskopaemykh. MCM SSSR* [The branch instruction on definition, normalization and account of losses, dilution of ore on mines MTsM of the USSR. Collection of guidance materials on protection and rational use of minerals. The USSR MTsM]. Moscow, Nedra Publ., 1977. 197 p.
27. *Otraslevaya instruksiya po opredeleniyu, uchetu i normirovaniyu poter rudy pri razrabotke zhelezorudnykh, margantsevykh i khromitovykh mestorozhdeniy na predpriyatiyakh MTsM SSSR* [Industry guidelines for definition, accounting and standardization of ore losses in development of iron ore, manganese and chromite deposits at the enterprises of the USSR Ministry of Atomic Energy]. Belgorod, VIOGEM Publ., 1975. 69 p.
28. *Okhrana nedr i geologo-marksheyderskiy kontrol. Pravila okhrany nedr (PB 07–601–03). Seriya 07. Vypusk 11* [Conservation of subsurface resources and geological and mine survey control. Rules of protection of bowels (PB 07–601–03). Series 07. Issue 11]. Moscow, Gosudarstvennoe unitarnoe predpriyatie «Nauchnotekhnicheskiy tsentr po bezopasnosti v promyshlennosti Gosgortekhnadzora Rossii» Publ., 2003. 64 p.
29. Antonov V.A., Yakovlev M.V. Mapping of mining and technological patterns by functional-factor equations of nonlinear regression. *Gornyy informacionno-analiticheskiy byulleten*, 2011, Separate issue no. 11, Subsoil use problems, pp. 571–588. In Rus.
30. Antonov V.A. The reliability of regression models in mining and technological researches. *Subsoil use problems*, 2014, no. 3. In Rus. Available at: <https://trud.igduran.ru/edition/3> (accessed: 26 Jul 2016).

Received: 22 August 2017.

Information about the authors

Igor V. Sokolov, Dr. Sc., head of the laboratory, Institute of Mining of the Ural branch of the Russian Academy of Sciences.

Yuriy G. Antipin, Cand. Sc., senior researcher, Institute of Mining of the Ural branch of the Russian Academy of Sciences.

Kirill V. Baranovsky, Cand. Sc., researcher, Institute of Mining of the Ural branch of the Russian Academy of Sciences.