

УДК 622.275

Барановский Кирилл Васильевич
научный сотрудник
лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН,
620075 г. Екатеринбург,
ул. Мамина-Сибиряка, 58
e-mail: geotech@igduran.ru

Антонов Владимир Александрович
доктор технических наук,
главный научный сотрудник,
Институт горного дела УрО РАН
e-mail: Antonov@igduran.ru

Соколов Игорь Владимирович,
доктор технических наук,
заведующий лабораторией
подземной геотехнологии,
Институт горного дела УрО РАН
e-mail: geotech@igduran.ru

**ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ
ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ
В КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЕ
ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ
КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ***

Аннотация:

Представлены результаты исследований показателей извлечения, получаемых при разных вариантах комбинированной системы подземной разработки наклонных рудных тел Кыштымского месторождения гранулированного кварца. Варианты отличаются формой, условиями и способом отработки междукammerных целиков, обуславливающих особенности технологии очистной выемки добычного блока. Исходя из динамики показателей извлечения кварца из недр (потерь и разубоживания), происходящей в связи с изменением мощности и угла падения рудного тела, проведена оценка эффективности вариантов, содержащая дискретные аналитические расчеты данных показателей, принятых в качестве критериев, и их последующее регрессионное моделирование. Закономерности изменений потерь и разубоживания, выявленные по моделям, дают возможность определить степень оптимальности вариантов системы разработки и целенаправленно планировать горные работы.

Ключевые слова: рудное тело, потери и разубоживание кварца, нелинейная регрессия, модель, оптимизация

DOI: 10.18454/2313-1586.2017.01.029

Baranovsky Kiril V.
researcher of subsurface mining laboratory,
The Institute of Mining UB RAS,
620075, Yekaterinburg,
58 Mamin-Sibiryak st.
e-mail: : geotech@igduran.ru

Antonov Vladimir A.
Doctor of technical sciences,
chief researcher,
The Institute of Mining UB RAS
e-mail: Antonov@igduran.ru

Sokolov Igor V.
Doctor of technical sciences,
the head of the laboratory
of subsurface mining geo-technology,
The Institute of Mining UB RAS
e-mail: : geotech@igduran.ru

**THE REGULARITIES OF VARIATION
LOSSES AND DILUTION
IN THE COMBINED SYSTEM
OF QUARTZ RAW MATERIAL MINING**

Abstract:

The results of investigations the indicators of extraction are presented obtained by different variants of mining inclined ore bodies of the Kishtimsky granular quartz deposit by subsurface combined system. The variants are distinguished by form, conditions and mode of inter-chamber pillars development. All this provides for technology features of mining block cleaning extraction. Proceeding from the dynamics of quartz extraction indicators that is losses and dilution that takes place in connection with both the output and ore body slope angle change, estimation of the variants efficiency is performed that contains discrete analytical calculations of the given indicators taken as criteria and their consequent regressive simulation. The regularities of losses and dilution changes revealed according to models give the chance to determine both the degree of optimality the system of mining variants and to plan mining operations purposefully.

Key words: ore body, quartz losses and dilution, non-linear regression, model, optimization

* Исследования выполнены в рамках Госзадания 007-01398-17-00. Тема № 0405-2015-0010 «Теоретические основы стратегии комплексного освоения месторождений и технологий их разработки с учетом особенностей переходных процессов в динамике развития горнотехнических систем»

Введение

Кыштымское месторождение гранулированного кварца является практически единственным в России источником сырья для инновационных отраслей российской промышленности (электронной, оптической, светотехнической и др.). В связи с ограниченностью запасов кварца актуально создание эффективной подземной геотехнологии, обеспечивающей наиболее полное извлечение высокоценного сырья из недр. Известные в настоящее время технологии разработки наклонных рудных тел средней мощности, основанные на системах с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, либо камерно-столбовой или подэтажного обрушения, не обеспечивают надлежащей полноты и качества извлечения руды. Основными причинами являются, соответственно, загрязнение кварца ингредиентами цемента, например, содержание Са превышает допустимые 5,0 ppm [1], повышенные показатели потерь руды 18 – 30 % и ее разубоживания 20 – 35 % [2, 3]. Для решения этой проблемы в ИГД УрО РАН создана комбинированная система разработки (КСР), представляющая сочетание двух систем в одном добычном блоке: с открытым очистным пространством при выемке камерных запасов и с обрушением руды и вмещающих пород при выемке междукамерных целиков (МКЦ). В результате предварительных исследований установлено, что применение КСР приводит к кардинальному (в 2 раза и более) снижению потерь кварца в недрах до приемлемого уровня ниже 14 % [4].

Для условий наклонных рудных залежей средней мощности систематизированы варианты КСР по следующим признакам, влияющим в наибольшей степени на полноту извлечения руды: по форме, условиям и способу очистной выемки МКЦ [4]. Наилучшие варианты, обеспечивающие минимум потерь кварца, определяются по закономерностям, отображающим влияние на них основных геологических параметров – мощности рудного тела и угла его падения. Однако теоретическое описание данных закономерностей еще не развито из-за сложности технологических процессов и необходимости учета множества дополнительных факторов. Для восполнения отмеченных недостатков в ИГД УрО РАН создана методика определения показателей извлечения в зависимости от изменения базовых аргументов – мощности и угла падения рудного тела, при фиксированных значениях остальных факторов (ширины камер и целиков и др.). В данной статье показано, как на основе расчетов показателей потерь и разубоживания кварца, проведенных по данной методике, и последующего моделирования их изменений методом нелинейной функционально-факторной регрессии выявляются технологические закономерности и оценивается оптимальность вариантов КСР.

Варианты технологии КСР

В соответствии с систематизацией рассмотрено десять вариантов КСР, из них семь признаны технически рациональными [4]. По величине потерь и показателю надежности определены наиболее перспективные для практической реализации варианты 2, 4 и 5. Они являются наиболее конкурентоспособными из-за возможности получить уровни потерь и разубоживания ниже планируемого в наибольшем диапазоне изменения горно-геологических условий.

Конструкция и параметры данных вариантов приведены на рис. 1.

При отработке камер шириной 26 м формируются податливые МКЦ трапециевидной формы. Выпуск отбитой руды МКЦ осуществляется под консолью пород висячего бока (варианты 2 и 4) или под принудительно обрушенными до выемки МКЦ породами (вариант 5). Выпуск руды – площадной (вариант 2), торцовый (вариант 5) или комбинированный (вариант 4). В варианте 2 величина потерь ниже целевого уровня достигается за счет выпуска большей части запасов МКЦ под породной консолью. При этом в зону выпуска обрушенная порода вовлекается только с одной стороны – из вышележащей погашенной камеры. Вариант 4 отличается от варианта 2 организацией дополнительного

торцового выпуска запасов МКЦ. Величина потерь в варианте 5 минимальна ввиду применения торцового выпуска при форме сечения отбитой руды МКЦ, близкой к форме фигуры выпуска, т.е. вписывается в эллипсоид вращения.

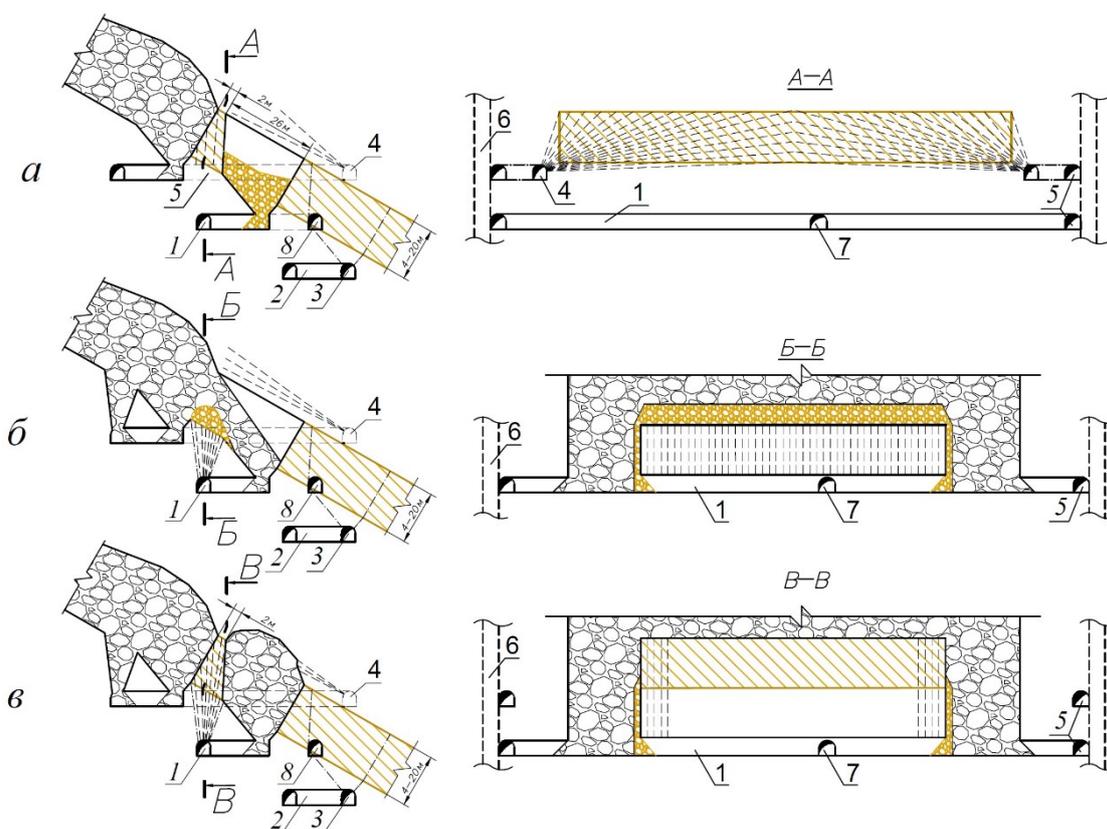


Рис. 1 – Варианты 2 - (а), 4 - (б) и 5- (в) комбинированной системы разработки:
1 – доставочный штрек; 2 – погрузочный заезд; 3 – траншейный штрек;
4 – буровая заходка; 5 – орт; 6 – фланговый вентиляционно-ходовой восстающий;
7 – заезд на горизонт; 8 – буро-вентиляционный штрек

Дискретные расчеты показателей извлечения

В каждом варианте КСР в 25 точках, имеющих разные значения аргументов (мощность m_i рудного тела и угол α_i его падения), рассчитаны соответствующие показатели потерь Π_i кварца и его разубоживания P_i . Значения m_i задавались в интервале от 4 до 20 м (в среднем 12 м) с шагом 4 м, а α_i – от 20 до 40° (в среднем 30°) с шагом 5°. Оценка показателей извлечения кварцевого сырья производилась в пределах выделенной на месторождении элементарной выемочной единицы [5], в качестве которой принят добычный блок. Расчеты в рассмотренных вариантах проведены по упомянутой методике. В ней учтены основные виды и источники образования потерь. Методика обладает относительной трудоемкостью, требует для реализации значительных затрат времени, т.к. состоит из 86-ти аналитических и последовательно взаимосвязанных соотношений технологических параметров. Поэтому соответствующие расчеты выполнены по специально созданной программе в пакете «Microsoft Excel». Относительная погрешность расчетов составляет 3%. На рис. 2 а, б в качестве иллюстрации результатов, полученных в варианте 2 КСР, показаны распределения в координатах m и α расчетных значений показателей Π и P . Их интерпретация (т.е. обобщение и толкование) проведена путем формирования и анализа соответствующих моделей регрессии.

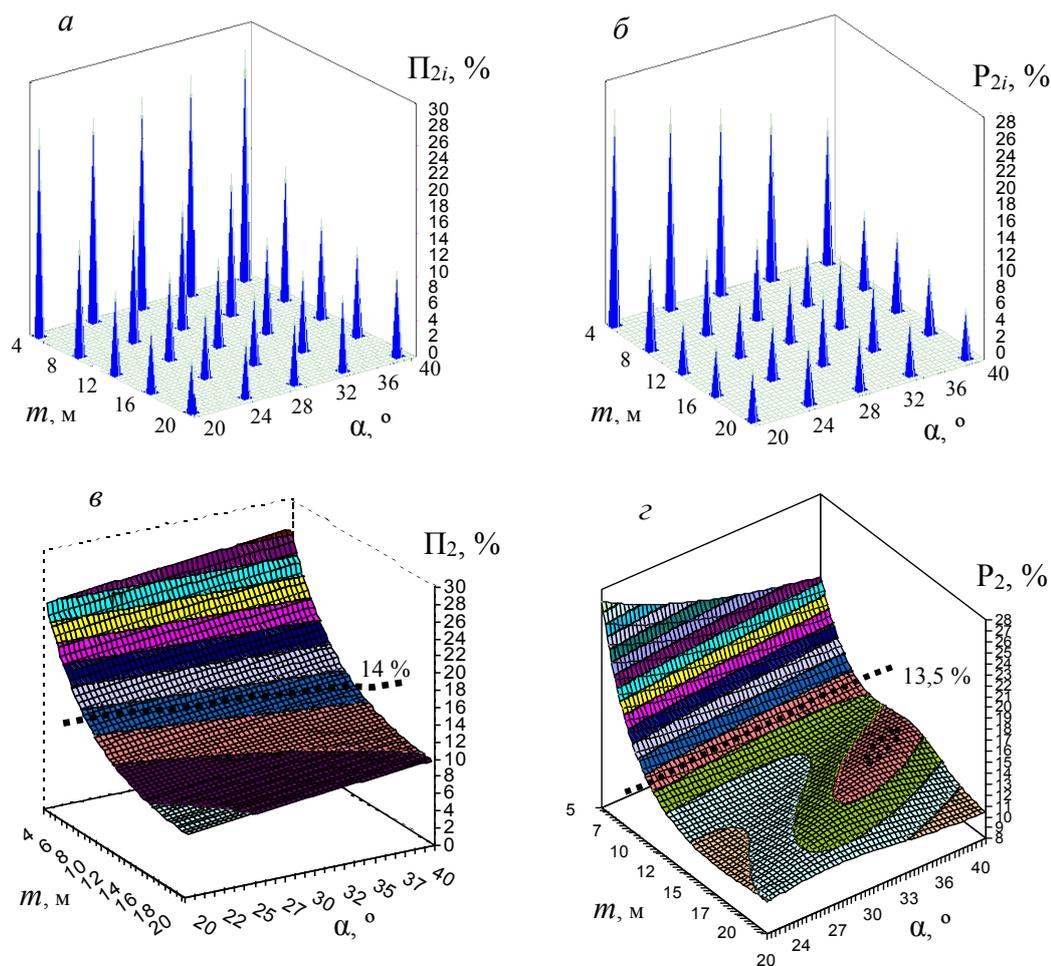


Рис. 2 – Распределения потерь и разубоживания кварцевого сырья в технологическом варианте 2, полученные в результате дискретных расчетов - а, б и регрессионного моделирования - в, г

Модели регрессии

Модели построены по методологии нелинейной функционально-факторной регрессии, опубликованной в работе [6]. Предварительно, с доверительной вероятностью 0,95, оценен допустимый интервал коэффициента детерминации искомых моделей. Данный интервал с учетом количества точек расчета и его погрешности ограничен нижним и верхним значениями, соответственно, $R^2_{н}=0,990$ и $R^2_{в}=0,999$.

Общий вид моделей формируется с учетом влияющих факторов, исходя из теоретических представлений и эмпирических данных о процессах, приводящих к потерям и разубоживанию кварца, и характерных особенностей их распределения в точках расчета. Отметим здесь влияние факторов, распространенных по аргументам, и фактора локализованного в некоторой области (рис. 2 в, г). Действие распространенных факторов обусловлено относительным ростом объема выпускаемой руды, происходящим при изменениях параметров m и α в заданном интервале. Среди них выделим факторы, выраженные монотонностями в изменении показателей Π и P . Действие факторов монотонностей, обусловленных раздельным влиянием мощности залежи и угла ее наклона, выразим в общем

виде модели соответствующими функциями – показательной $Ae^{\frac{m}{\lambda}}$ и степенной $A\alpha^{\mu}$. Совместное их влияние выражается произведением $A\alpha^{\mu}e^{\frac{m}{\lambda}}$. Действие локализованного

фактора наблюдается в моделях разубоживания. Оно обусловлено более быстрым затеканием пустых пород вышележащего блока в фигуру выпуска при некоторых значениях аргументов m и α , характерных для выбранного варианта технологии. Поскольку действие таких ограничений приводит к некоторому возрастанию и спаду разубоживания на участке, то влияние данного фактора выразим в соответствующих моделях следующей двумерной функцией гауссовой формы, смещенной по осям координат и углу поворота:

$$A e^{-\frac{[(\alpha-\alpha_0) \cos \varphi + (m-m_0) \sin \varphi]^2}{\lambda_\alpha^2} - \frac{[(\alpha-\alpha_0) \sin \varphi - (m-m_0) \cos \varphi]^2}{\lambda_m^2}}.$$

Здесь углы φ , α , α_0 , λ_α и расстояния m , m_0 , λ_m выражены в относительном виде. Суммируя отмеченные функции, получим общий вид искомым моделей.

Функциональные параметры моделей оптимизируются по данным дискретных расчетов методом приближений параболической вершины. В итоге оптимизации показателей в вариантах 2, 4, 5 КСР получены, соответственно, следующие статистически значимые регрессионные модели потерь Π_2 , Π_4 , Π_5 и разубоживания P_2 , P_4 , P_5 :

$$\Pi_2 = 1,5 \alpha^{0,4943} + 40,67 e^{-\frac{m}{4,68}}; \quad (R^2=0,9962)$$

$$P_2 = 9,44 \alpha^{0,0239} + \frac{768,24}{\alpha^{0,7548}} e^{-\frac{m}{2,782}} +$$

$$+ 3 e^{-\frac{[(\alpha-35,04) \cos 1,21 + (m-14,76) \sin 1,21]^2}{3,57^2} - \frac{[(\alpha-35,04) \sin 1,21 - (m-14,76) \cos 1,21]^2}{13,3^2}}; \quad (R^2=0,9939)$$

$$\Pi_4 = 0,368 \alpha^{0,88} + (10,494 + 1,145 \alpha^{0,88}) e^{-\frac{m}{4,81}}; \quad (R^2=0,9970)$$

$$P_4 = 12,68 \alpha^{0,017} + 67,02 e^{-\frac{m}{3,738}} +$$

$$+ 2,94 e^{-\frac{[(\alpha-35,75) \cos 1,31 + (m-14,39) \sin 1,31]^2}{4,2^2} - \frac{[(\alpha-35,75) \sin 1,31 - (m-14,39) \cos 1,31]^2}{13,3^2}}; \quad (R^2=0,9945)$$

$$\Pi_5 = 3,18 \alpha^{0,0514} + 36,315 e^{-\frac{m}{4,376}}; \quad (R^2=0,9987)$$

$$P_5 = \frac{49,75}{\alpha^{0,532}} + 59,83 e^{-\frac{m}{5,0}}. \quad (R^2=0,9959)$$

Графический вид моделей показан на рис. 2 в, г и рис. 3.

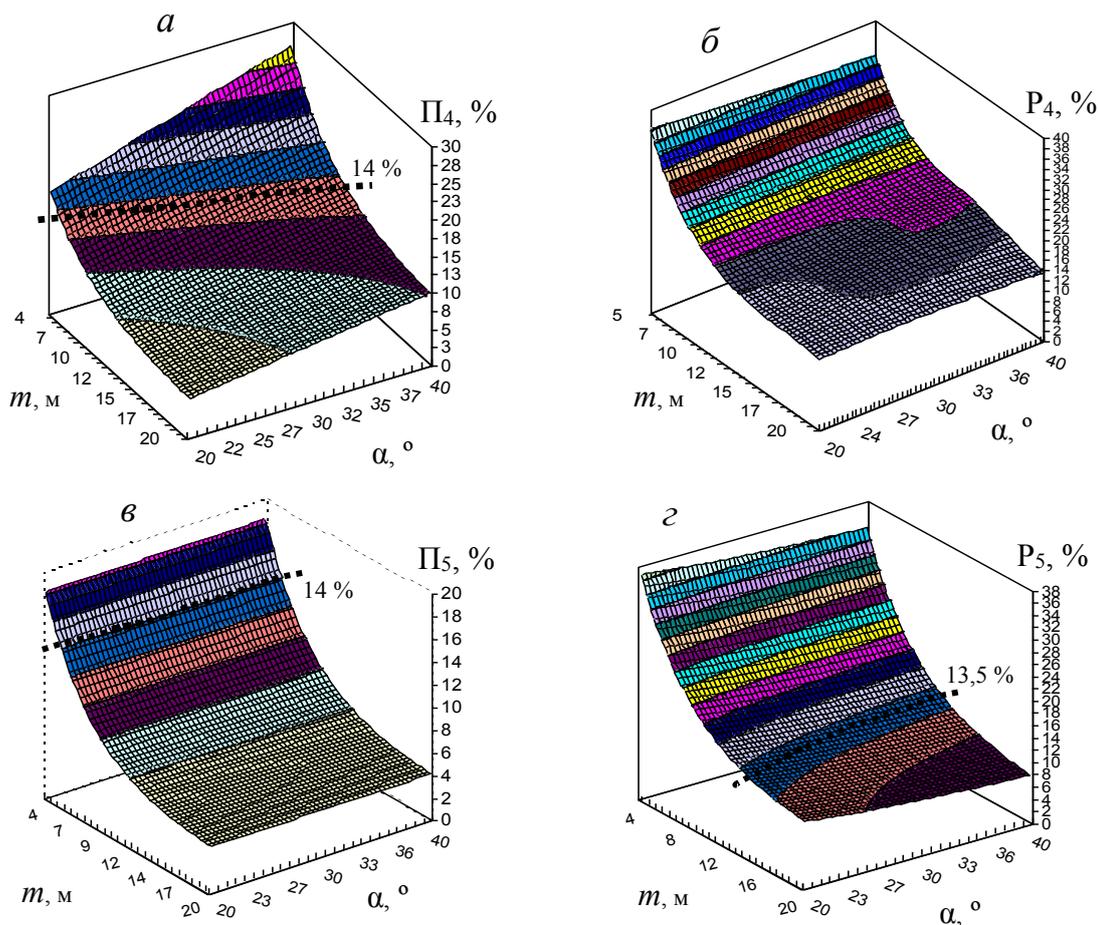


Рис. 3 – Графики регрессионных моделей потерь и разубоживания кварцевого сырья, добываемого технологией КСР в вариантах 4 – а, б и 5 – в, г

Результаты моделирования

Распределение отклонения регрессии Π и P от значений, полученных в дискретных расчетах, близко к нормальному, а также обладает свойством гомоскедастичности при возрастании каждого аргумента – мощности рудного тела m и угла его падения α . Коэффициенты детерминации моделей входят в интервал, заданный для их построения. Это означает, что средние квадратичные погрешности регрессии потерь и разубоживания кварца с доверительной вероятностью 0,95 объясняются погрешностью дискретных расчетов. Следовательно, математические модели регрессии выражают закономерности изменения потерь и разубоживания кварцевого сырья с указанной детерминацией адекватно упомянутым погрешностям.

Распространенное влияние мощности m и угла α на потери и разубоживание происходит по-разному. Относительный вклад в регрессию каждого аргумента, оцененный по сумме парциальных значений соответствующих показательных и степенных функций в точках дискретных расчетов, отличается незначительно. Однако их влияние в отдельных точках (m, α) отличается во много раз. Например, в составе потерь кварца Π_2 сумма парциальных вкладов мощности рудного тела составляет 43 %, а угла падения – 57 %. При этом парциальное влияние на регрессию мощности залежи при ее росте уменьшается в 30 раз, а влияние угла падения увеличивается по мере роста α всего в 1,4 раза. Крутизна спада потерь и разубоживания кварца, происходящего при увеличении мощности рудного тела, характеризуется длиной релаксации λ . В моделях потерь в вариантах 2, 4, 5 КСР получены близкие ее значения, соответственно, 4,68 м, 4,81 м, 4,38 м. В по-

казателе разубоживания кварца аналогичные значения длин релаксации заметно отличаются: 2,78 м, 3,74 м, 5,0 м. Данный показатель снижается наиболее интенсивно при росте m до 10 – 12 м. Это происходит из-за выпуска большего объема чистой руды МКЦ через траншейное днище. Отметим, что показатели извлечения при росте угла наклона α изменяются менее значительно, что отображено степенными функциями, имеющими показатели степени намного меньше единицы.

Характерной особенностью разубоживания кварца в вариантах 2 и 4 КСР являются обнаруженные в ограниченной области аргументов m (10 – 18 м) и α (30 – 40°) локальные максимумы. Небольшое увеличение разубоживания, выраженное здесь симметричной функцией гауссовой формы, объясняется неполным выпуском отбитой руды, расположенной на лежащем боку жилы. Локальный максимум, найденный по модели P_2 , находится в координатах 14,8 м, 35°, а по модели P_5 – в координатах 14,4 м, 35,7°. Соответствующие параметры релаксации 3,57, 4,2, 13,3 характеризуют крутизну нарастания и спада отмеченных максимумов.

Оптимальность вариантов КСР оценена по величине критериев –показатель потерь $\Pi_{ц}$ должен быть меньше 14 %, а разубоживания $P_{ц}$ – меньше 13,5 %. Показатели потерь и разубоживания, полученные в дискретных расчетах, при средних значениях $m = 12$ м и $\alpha = 30^\circ$ приведены в табл. 1.

Таблица 1

Усредненные показатели потерь и разубоживания в вариантах КСР

Показатель	Варианты КСР		
	2	4	5
Потери, %	10,68	9,88	6,39
Разубоживание, %	11,97	18,01	14,24

Сравнивая данные таблицы, отметим, что показатели лишь второго варианта КСР удовлетворяют обоим критериям.

Более уточненные оценки проведем с помощью моделей. Интервалы мощности рудного тела $m_{цп}$ и $m_{цр}$, отвечающие требованиям соответствующих критериев потерь и разубоживания, выразим функциональными неравенствами, построенными по изолиниям моделей. В варианте 2 КСР получены ограничения в виде неравенств:

$$m_{цп2} > 0,0098 \alpha^{1,55} + 7,07; \quad m_{цр2} > \frac{184,3}{\alpha^{1,58}} + 7,23;$$

$$\frac{[(\alpha - 35,9) \cos 1,18 + (m_{ц} - 14,25) \sin 1,18]^2}{0,65^2} + \frac{[(\alpha - 35,9) \sin 1,18 - (m_{ц} - 14,25) \cos 1,18]^2}{2,5^2} < 1.$$

В варианте 4 ограничивающее неравенство найдено лишь в потерях:

$$m_{цп4} > 0,407 \alpha^{0,895} - 0,68,$$

а в показателе разубоживания все модельные значения оказались выше целевого уровня. В варианте 5 получены следующие ограничения:

$$m_{цп5} > 1,344 \alpha^{0,051} + 3,95; \quad m_{цр5} > \frac{458,4}{\alpha^{1,51}} + 9,35.$$

Графики границы рудного тела, построенные по функциям приведенных неравенств, показаны пунктиром в объемном изображении показателей на рис. 2 и 3, а также в плане рудного тела на рис. 4.

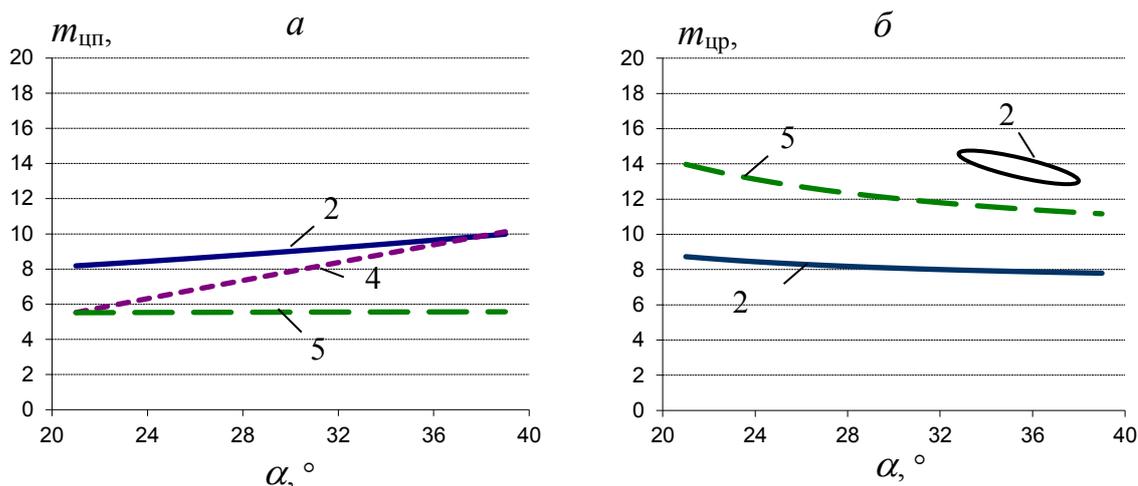


Рис. 4 – Графики изменения мощности рудного тела, соответствующие целевым показателям потерь 14 % – а и разубоживания 13,5 % – б кварцевого сырья (2, 4, 5 – номера вариантов КСР)

В результате оценок становится очевидным, что вариант 4 КСР следует исключить из рассмотрения на оптимальность, т. к. на всем интервале мощности рудного тела не выполняются требования к разубоживанию кварцевого сырья. Это согласуется с относительно высоким значением длины релаксации (5 м) динамической части модели P_4 , зависящей от мощности. Интервалы мощности рудного тела в варианте 2 КСР, соответствующие критериям потерь и разубоживания, отличаются незначительно (больше 8 – 10 м). Их нижние границы расположены в области мощности, составляющей приблизительно 2,5 длины релаксации соответствующих экспонент, содержащихся в моделях Π_2 и P_2 . В варианте 5 КСР подобные интервалы отличаются существенно. Мощность рудного тела, установленная по критерию потерь кварца, больше 5,3 м, а по критерию разубоживания – больше переменного значения 11 – 14 м, составляющего в среднем 12 м.

Сравнивая варианты 2 и 5 КСР, можно сделать вывод об оптимальности варианта 2, поскольку вариант 5 содержит относительно повышенное ограничение мощности рудного тела, установленное критерием разубоживания. Наличие в варианте 2 локализованного участка с превышением целевого показателя разубоживания, расположенного внутри эллипса (см. рис 4б), не меняет положение, поскольку его размер намного меньше разности $m_{цр5} - m_{цр2}$, которую пришлось бы принять в варианте 5. Однако поскольку по абсолютной величине потерь преимущество имеет вариант 5 КСР, то окончательный выбор следует сделать на основе экономико-математического моделирования по экономическому критерию прибыли на 1 т погашаемых балансовых запасов обычного блока в пределах установленных границ рудного тела.

Выводы

Кардинальное (до 2 раз) снижение потерь кварца при разработке уникального Кыштымского месторождения может быть достигнуто за счет применения комбинированной системы разработки, включающей камерную выемку основных запасов блока и отработку междуканальных целиков подэтажным обрушением.

Наиболее перспективными по снижению потерь до 6,4 – 10,7 %, являются варианты КСР, конструктивной особенностью которых является увеличенная до 26 м ширина камер и МКЦ трапециевидной формы, которые обрабатываются под породной консолью или под принудительно обрушенными породами висячего бока.

Созданные модели нелинейной функционально-факторной регрессии, описывающие с высокой достоверностью изменения показателей потерь и разубоживания кварцевого сырья, дают возможность выявлять закономерности размещения в геопространстве

границ и участков рудного тела, освоение которых отвечает требованиям полноты извлечения кварца из недр, что позволяет обоснованно выбрать варианты КСР и целенаправленно планировать горные работы.

Литература

1. ТУ 5726-002-11496665-97. Технические условия на кварцевые концентраты из природного кварцевого сырья для наплава кварцевых стекол. - М., 1997. – 25 с.
2. Соколов И.В. Выбор подземной геотехнологии отработки наклонного месторождения кварца на основе экономико-математического моделирования / И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2016. - №5. - С. 346 - 356.
3. Соколов И.В. О формировании научно-технологического задела для внедрения комплексной геотехнологии добычи и переработки высокоценного кварца / И.В. Соколов, С.В. Корнилков, А.Д. Сашурин, В.Г. Кузьмин, В.С. Шемякин // Горный журнал. - 2014. - № 12. - С. 44 - 50.
4. Ресурсосберегающая технология подземной разработки месторождения высокоценного кварца / И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский, А.А. Рожков // ФТПРПИ. – 2015. - № 6. - С. 133-145.
5. Правила охраны недр (ПБ 07-601-03). Утв. Госгортехнадзором России 18.06.03. / ГУП НТЦ БП – Вып. 11 – М., 2003.
6. Антонов В.А. Отображение горно-технологических закономерностей функционально-факторными уравнениями нелинейной регрессии / В.А. Антонов, М.В. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2011. - ОВ № 11. - С. 571 - 588.