

УДК 622.275

**Соколов Игорь Владимирович**

доктор технических наук,  
заведующий лабораторией  
подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН,  
620075, г. Екатеринбург,  
ул. Мамина-Сибиряка, 58

**Антипин Юрий Георгиевич**

кандидат технических наук,  
старший научный сотрудник лаборатории  
подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

**Барановский Кирилл Васильевич**

научный сотрудник лаборатории  
подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru)

**Рожков Артем Андреевич**

аспирант, младший научный сотрудник  
лаборатории подземной геотехнологии,  
Институт горного дела УрО РАН

**СИСТЕМАТИЗАЦИЯ,  
КОНСТРУИРОВАНИЕ И ОЦЕНКА  
ВАРИАНТОВ КОМБИНИРОВАННОЙ  
СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫХ  
РУДНЫХ ТЕЛ\****Аннотация:*

*Изложены результаты прикладных научных исследований по обоснованию ресурсосберегающей подземной технологии, обеспечивающей кардинальное снижение потерь при освоении Кыштымского месторождения высокоценного кварца. Выполнена систематизация технологии отработки наклонного месторождения средней мощности, в соответствии с которой сконструированы варианты комбинированной системы разработки (КСР) с высокой полнотой выемки кварца из недр. На основе разработанной методики определения потерь и разубоживания руды при КСР получены зависимости изменения потерь кварца от мощности и угла падения рудного тела. По критерию минимума потерь высокоценного гранулированного кварца в недрах установлены наиболее конкурентоспособные варианты КСР.*

*Ключевые слова:* наклонное рудное тело, месторождение кварца, потери, комбинированная система разработки, систематизация

DOI: 10.18454/2313-1586.2016.04.061

**Sokolov Igor V.**

Doctor of technical sciences,  
the head of the laboratory  
of underground geo-technology,  
The Institute of Mining UB RAS  
620075, Yekaterinburg,  
58 Mamin-Sibiryak st.

**Antipin Yuriy G.**

candidate of technical sciences,  
senior researcher of the laboratory  
of underground geo-technology,  
The Institute of Mining UB RAS

**Baranovskiy Kirill V.**

researcher of the laboratory  
of underground geo-technology,  
The Institute of Mining UB RAS  
e-mail: [geotech@igduran.ru](mailto:geotech@igduran.ru);

**Rozhkov Artem A.**

post-graduate student,  
junior researcher of the laboratory  
of underground geo-technology,  
The Institute of Mining UB RAS

**SYSTEMATIZATION, DESIGNING AND  
EVALUATION THE VARIANTS  
OF COMBINED SYSTEM OF MINING  
THE INCLINED ORE BODIES***Abstract:*

*The results of applied researches on grounding the underground resource-saving technology providing for a cardinal losses reduction during the exploitation of high-valued Kyshtym quartz deposit are set forth. The systematization of technology ramping medium power deposit is performed, according to which variants of combined mining method with high completeness of quartz subsurface excavation are designed. In terms of the of the developed methods for determining ore losses and dilution by the combined mining system the dependences of changing quartz losses from the power and ore body pitch angle are obtained. According to the criterion of minimum high-value granular quartz losses in the depths the most competitive options of combined mining system are set.*

*Key words:* inclined ore bodies, quartz deposit, losses, combined mining system, systematization.

\* Научные исследования проведены при финансовой поддержке Минобрнауки России (уникальный идентификатор проекта RFMEF160714X0026)

Основная часть запасов Кыштымского месторождения высокоценного гранулированного кварца сосредоточена в жиле № 175 мощностью 4 – 20 м, залегающей под углом падения 20 – 40°. При освоении подкарьерных запасов применялась камерно-целиковая система разработки со взрыводоставкой руды (базовый вариант), характеризующаяся высокими эксплуатационными потерями кварца ( $P_{\text{баз}}=28\%$ ) в неизвлекаемых междукамерных целиках (МКЦ) и на почве камеры. Дальнейшее использование данной технологии для отработки основных запасов месторождения резко сокращает сырьевую базу Кыштымского ГОКа и срок эксплуатации ограниченного по запасам и единственного разрабатываемого в России уникального месторождения гранулированного кварца, имеющего большое значение для развития инновационных отраслей российской промышленности [1]. В связи с этим актуальным становится создание и внедрение ресурсосберегающей технологии добычи высокоценного кварца, обеспечивающей кардинальное (до 2 раз) снижение потерь в недрах по сравнению с базовой технологией.

Целью исследований является систематизация, конструирование и оценка вариантов подземной технологии отработки наклонных рудных тел для минимизации потерь высокоценного кварца в недрах.

На основании анализа теории и практики отработки наклонных рудных тел средней мощности 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 целиков [2]. Принимая во внимание многообразие технически рациональных вариантов КСР, соответствующих горно-геологическим и горнотехническим условиям Кыштымского подземного рудника, требуется их систематизация по наиболее важным признакам для последующей разработки, конструирования и сравнительной оценки. Научно обоснованная систематизация, как теоретическая основа, должна отражать современное состояние и перспективы развития объекта [3], в данном случае – КСР.

В качестве признаков систематизации целесообразно принять управляемые при изыскании и конструировании вариантов КСР горно-геологические, конструктивные и технологические факторы, в наибольшей степени влияющие на снижение потерь кварца в недрах. 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, методом отбойки (массовая, послонная) и способом выпуска (площадной, торцовый) руды, соответственно. Разработанная систематизация учитывает наиболее важные факторы и значимые условия отработки, которые оказывают влияние на полноту и качество выемки, и позволяет объективно изыскивать и конструировать рациональные варианты КСР наклонных рудных тел средней мощности.

В соответствии с систематизацией для условий этажа 346/316 м Кыштымского рудника сконструировано семь технически рациональных вариантов КСР, применимых в широком диапазоне изменения горно-геологических условий; три – признаны нерациональными из-за невозможности обеспечить полный выпуск руды МКЦ или устойчивость кровли во время выемки камеры (табл. 1) и не конструировались. Все варианты предусматривают разделение этажа по падению рудного тела на подэтажи, а подэтажа – на очистные блоки, состоящие из очистной камеры и МКЦ. Блок обрабатывается в две стадии: на первой – камерные запасы, на второй – МКЦ. Технология выемки камерных запасов всех сконструированных вариантов одинакова.

При конструировании вариантов КСР приняты следующие параметры конструктивных элементов: постоянная ширина очистного блока 28 м, равная сумме наклонной ширины камеры (20 м) и прямоугольного МКЦ (8 м); длина камеры и МКЦ равна длине рудного тела по простиранию – 100 м; угол падения рудного тела  $\alpha=20-40^\circ$  (в среднем

30°), мощность рудного тела  $m=4 - 20$  м (в среднем 12 м). Следует заметить, что конструкция варианта КСР не меняется при изменении  $\alpha$  и  $m$  в рассматриваемом диапазоне. Выработки выпуска и доставки располагаются в лежащем боку рудного тела [4]. На основных технологических процессах используется современное самоходное оборудование (СО) [5, 6]. Разработанные варианты КСР предусматривают одинаковые проходческие и очистные комплексы СО.

Таблица 1

**Систематизация вариантов КСР**

Класс / Форма МКЦ	Группа / Условие отработки МКЦ				
	Под породной консолью	Под обрушенными породами			
		принудительно	самообрушенными		
Вариант / Способ отработки МКЦ					
Прямоугольный	1. Массовое обрушение и площадной выпуск руды	3. Массовое обрушение и комбинированный выпуск руды	–.* Послойное обрушение и торцовый выпуск руды	6. Массовое обрушение и площадной выпуск руды	7. Массовое обрушение и комбинированный выпуск руды
Трапециевидный	2. Массовое обрушение и площадной выпуск руды	4. Массовое обрушение и комбинированный выпуск руды	5. Послойное обрушение и торцовый выпуск руды	–. ** Массовое обрушение и площадной выпуск руды	–. ** Массовое обрушение и комбинированный выпуск руды

\* вариант не рационален из-за невозможности полного выпуска руды МКЦ

\*\* вариант не рационален из-за невозможности обеспечить устойчивость кровли камеры

Одной из идей по снижению потерь балансовых запасов кварца является применение податливых МКЦ трапециевидной формы (вместо традиционной прямоугольной) с малым верхним основанием, что уменьшает их объем относительно традиционной прямоугольной формы почти в 2 раза и одновременно позволяет эффективно управлять горным давлением. Отделом геомеханики ИГД УрО РАН установлено, что очистные камеры шириной 26 м и трапециевидный МКЦ шириной 8 м (по низу) и 2 м (по верху) будут устойчивы за счет придания им податливости.

Разработаны варианты КСР для условий устойчивых пород всячего бока (варианты 1 – 5) и средней устойчивости (варианты 6 – 7).

*Вариант 1* – камерная выемка с последующим обрушением прямоугольного МКЦ и площадным выпуском руды под породной консолью (рис. 1а). Основные параметры конструктивных элементов очистного блока: ширина (наклонная) камеры – 20 м и МКЦ – 8 м (минимально устойчивая), высота камеры и МКЦ – определяются  $\alpha$  и  $m$ , расстояние между осями погрузочных заездов – 11 м; ширина целика между ними – 7,3 м; угол наклона откосов выпускной траншеи 50°. Доля запасов камеры в блоке 70 %, МКЦ – 30 %.

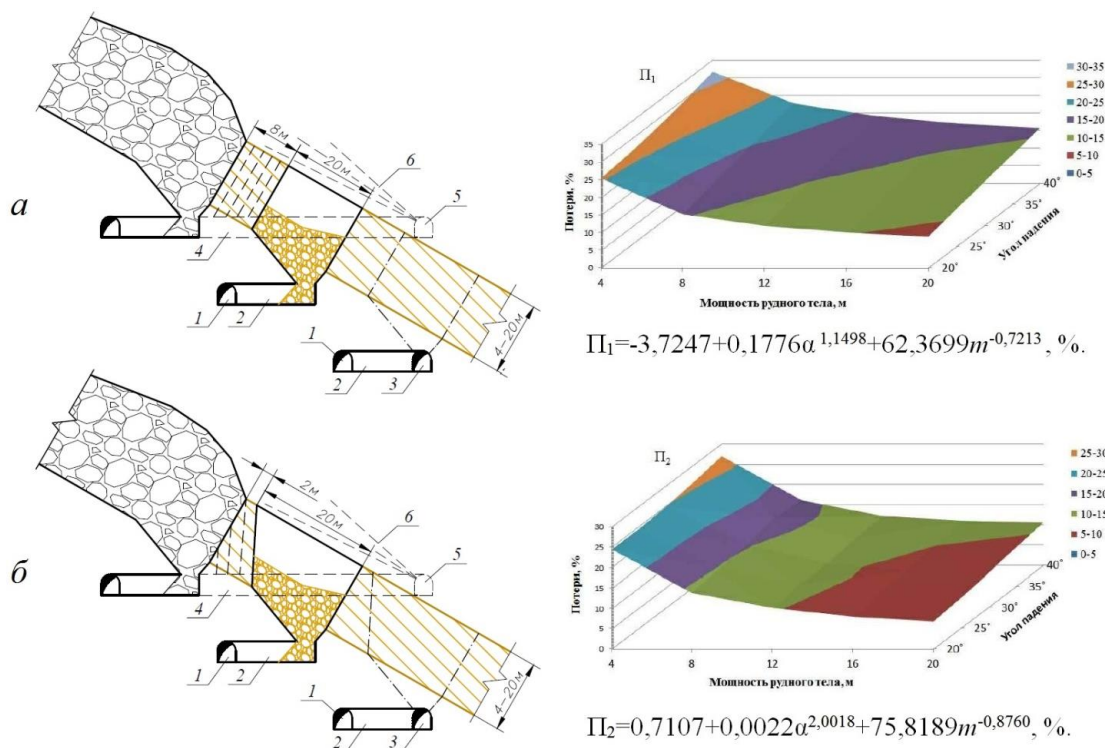


Рис. 1 – Варианты 1 (а) и 2 (б) КСР и соответствующие зависимости потерь руды от мощности и угла падения рудного тела:

1 – доставочный штрек; 2 – погрузочный заезд; 3 – траншейный штрек; 4 – буровая заходка; 5 – буровая ниша; 6 – скважины для обрушения висячего бока

Подготовительно-нарезные работы (ПНР) заключаются в проведении заезда на подэтаж из наклонного съезда, полевого доставочного штрека, сбоек с фланговыми ВХВ, траншейного штрека, погрузочных заездов, отрезной заходки, отрезного восстающего, буровых заходок для обруивания запасов МКЦ, ортов и буровых ниш для обруивания пород висячего бока. Очистная выемка камерных запасов включает формирование отрезной щели с последующей отбойкой основного рудного массива на открытое пространство вертикальными слоями восходящих вееров скважин, пробуренных из траншейного штрека. Применяют площадной выпуск отбитой руды через траншейное днище из погрузочных заездов. Траншейное днище располагают в породах лежачего бока и оформляют в процессе одновременной отбойки руды и породы. Породу из нижней части отбитого слоя выпускают в первую очередь отдельно от руды. Породные гребни, остающиеся на дне траншеи между погрузочными заездами, уменьшают потери отбитой руды в днище камеры. Отбитую руду транспортируют по наклонному съезду № 1 и штольне № 1 на разгрузочный пункт промплощадки рудника. После окончания выпуска руды из камеры производят массовое обрушение прямоугольного МКЦ. Силой взрыва отбитую руду доставляют к погрузочным заездам днища камеры и осуществляют площадной выпуск отбитой руды МКЦ с помощью ПДМ. Первоначально отбитые запасы МКЦ выпускают из открытого подконсольного пространства, затем руду извлекают под обрушенными породами: по мере выпуска руды происходит заполнение подконсольного очистного пространства обрушенной породой вышележащего блока – «затекание» и, соответственно, увеличение площади поверхности верхнего контакта руды с обрушенной породой. После завершения выпуска руды МКЦ производится погашение выработанного пространства путем принудительного обрушения породной консоли. Недостатком *варианта 1* является то, что при выпуске руды под обрушенными породами на лежащем боку (на месте МКЦ) остаются потери.

*Вариант 2* – камерная выемка с последующим обрушением трапециевидного МКЦ и площадным выпуском руды под породной консолью (рис. 1б). Основные конструктивные параметры блока: ширина камеры – 26 м, податливого МКЦ – 2 м (по верху) и 8 м (по низу), остальные параметры аналогичны варианту 1. Порядок и технология отработки блока аналогичны *варианту 1*, отличие состоит в том, что выемку камеры осуществляют увеличенной ширины за счет формирования МКЦ трапециевидной формы путем уменьшения ширины верхней части прямоугольного МКЦ. Это позволяет существенно увеличить запасы камеры и уменьшить МКЦ, а значит, улучшить показатели извлечения руды по блоку [7]. Доля запасов камеры в блоке 85 %, МКЦ – 15 %.

*Вариант 3* – камерная выемка с последующим обрушением прямоугольного МКЦ и комбинированным выпуском руды под породной консолью (рис. 2а). Конструктивные параметры блока, способ и порядок погашения выработанного пространства блока аналогичны варианту 1. ПНР включают проходку отрезных заходок и восстающих на флангах подэтажа для отбойки МКЦ. Особенностью *варианта 3* является то, что очистную выемку МКЦ осуществляют путем бурения вееров скважин из доставочного штрека камеры через породы лежачего бока, путем заряжания и массового взрывания верхней части веера, расположенной в рудном массиве, и комбинированного способа выпуска отбитой руды (площадной и торцевой). В первую очередь выпускают руду, отброшенную силой взрыва в траншею камеры, из погрузочных заездов, а затем осуществляют довыпуск руды, оставшейся на лежачем боку на месте МКЦ, из торца доставочного штрека путем послонного взрывания породного целика-«козырька» веерами скважин. Данная технология повышает полноту выемки МКЦ за счет дополнительного извлечения отбитой руды.

*Вариант 4* – камерная выемка с последующим обрушением трапециевидного МКЦ и комбинированным выпуском руды под породной консолью (рис. 2б). Конструктивные параметры блока, способ и порядок погашения выработанного пространства блока аналогичны варианту 2, а порядок и технология отработки блока аналогичны варианту 3. Преимущество варианта 4 относительно варианта 3 состоит в применении камеры увеличенной ширины и МКЦ трапециевидной формы, что ведет к значительному повышению объема камеры по отношению к объему МКЦ, отработываемого под обрушенными породами, и снижению потерь руды при выемке МКЦ и в целом по блоку.

*Вариант 5* – камерная выемка с последующим обрушением трапециевидного МКЦ и торцевым выпуском руды под принудительно обрушенными породами (рис. 2в). Конструктивные параметры блока и схема ПНР аналогичны варианту 4. Отличие состоит в том, что принудительное погашение выработанного пространства камеры производят до отработки МКЦ, его вынимают путем послонной отбойки в зажатой среде с торцевым выпуском руды, что позволяет повысить степень извлечения отбитой руды при выемке МКЦ.

*Вариант 6* – камерная выемка с последующим обрушением прямоугольного МКЦ и площадным выпуском руды под самообрушенными породами. Конструктивные параметры блока аналогичны варианту 1 (см. рис. 1а). Отличие технологии заключается в том, что после массовой отбойки МКЦ на открытую камеру погашение выработанного пространства происходит за счет самообрушения пород всячего бока, а площадной выпуск отбитой руды МКЦ осуществляется под обрушенными породами, что ведет к ухудшению показателей извлечения руды по блоку.

*Вариант 7* – камерная выемка с последующим обрушением прямоугольного МКЦ и комбинированным выпуском руды под самообрушенными породами. Конструктивные параметры блока аналогичны варианту 3 (см. рис. 2а). Отличие технологии состоит в том, что погашение выработанного пространства блока происходит за счет самообрушения пород всячего бока после массовой отбойки МКЦ на отработанную камеру. По сравнению с вариантом 6 потери руды при выемке МКЦ снижаются за счет торцевого довыпуска отбитой руды.

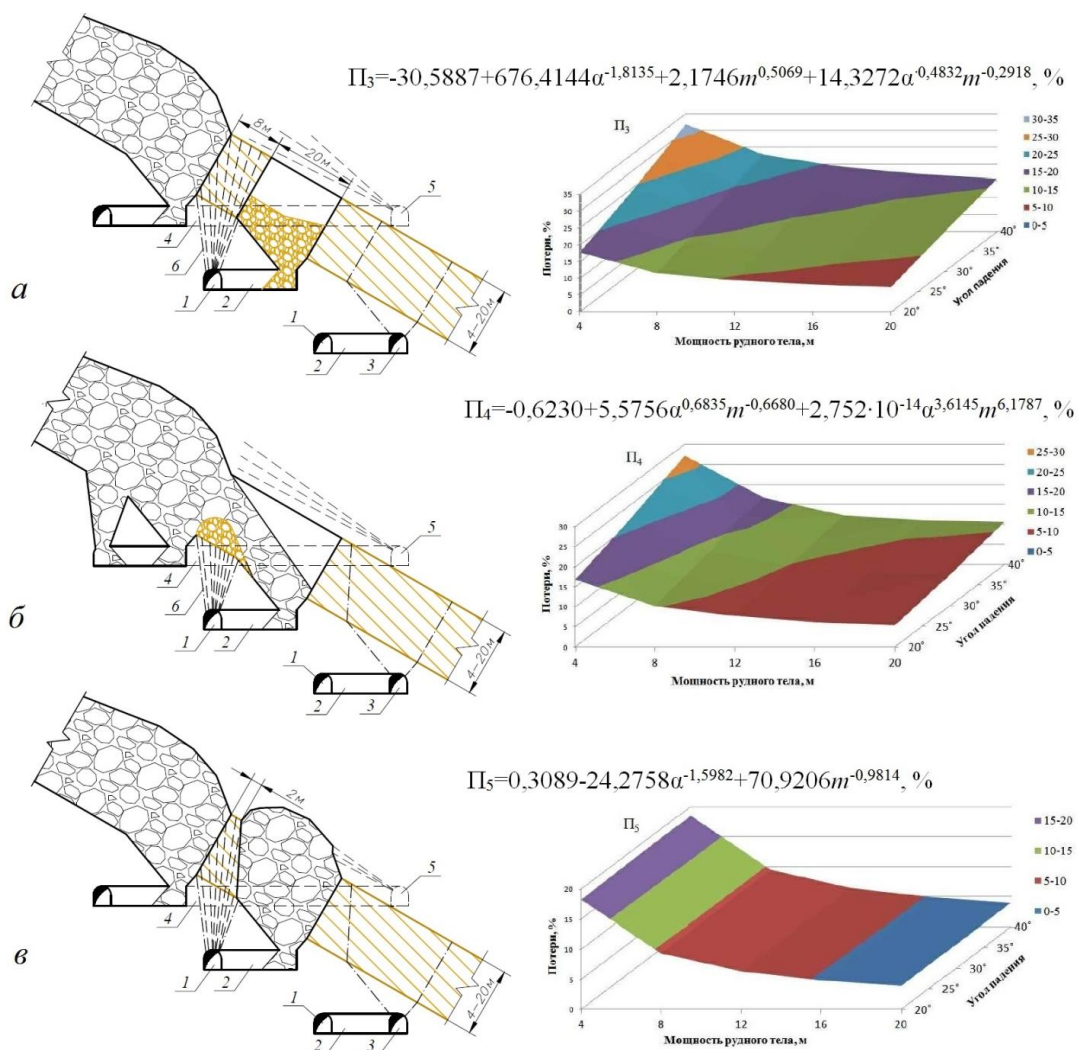


Рис. 2 – Варианты 3 (а), 4 (б) и 5 (в) КСР и соответствующие зависимости потерь руды от мощности и угла падения рудного тела:  
 1 – доставочный штрек; 2 – погрузочный заезд; 3 – траншейный штрек;  
 4 – буровая заходка; 5 – буровая ниша; 6 – породный «козырек»

На первом этапе выбора технологии за критерий оценки вариантов КСР принят минимум потерь руды. При этом варианты с минимальными потерями отбираются для дальнейшего сравнения по показателям эффективности отработки (прибыли, себестоимости). Под потерями понимаются эксплуатационные потери балансовых запасов при добыче руды из блока, обусловленные применяемым вариантом системы разработки.

Для КСР наклонных рудных тел средней мощности разработана методика определения потерь и разубоживания кварца, учитывающая основные факторы, влияющие на показатели извлечения руды [8]. Данная методика учитывает все виды и места образования потерь и разубоживания, состоит из 88 аналитических зависимостей и позволяет устанавливать зависимости показателей извлечения от горно-геологических, горнотехнических и экономических факторов и условий. В качестве базовых аргументов приняты мощность и угол падения рудного тела, ширина камер и МКЦ. Методические положения по расчету потерь и разубоживания руды приняты в соответствии с типовыми методическими указаниями [9] и требованиями отраслевых инструкций [10 – 12]. 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  $\alpha$ , изменяемых в диапазоне 4 – 20 м с шагом 5 м и 20 – 40° с шагом 5°.

Зависимости потерь руды по блоку от  $m$  и  $\alpha$  по вариантам 1 и 2 КСР представлены на рис. 1а и 1б, соответственно, по вариантам 3, 4 и 5 КСР – 2а, 2б и 2в, соответственно. Установленные графические зависимости аппроксимированы функционально-факторной регрессией по методике д.т.н. В.А. Антонова [13, 14]. Полученные уравнения нелинейной регрессии позволяют с высокой степенью достоверности ( $R^2=0,99$ ) определять искомую величину потерь в рассмотренном диапазоне изменения  $m$  и  $\alpha$ .

На основании анализа зависимостей установлено:

– с увеличением  $m$  от 4 до 20 м (при  $\alpha=30^\circ$ ) потери руды при всех вариантах КСР снижаются, наиболее интенсивное снижение потерь происходит до 12 м. Наилучшие показатели потерь обеспечиваются при мощности 20 м – 12,39 % (вариант 1), 8,46 % (вариант 2), 11,7 % (вариант 3), 7,78 % (вариант 4), 3,95 % (вариант 5);

– влияние  $\alpha$  (при  $m=12$  м) на потери для вариантов КСР различное. При этом наилучшие показатели потерь обеспечиваются при угле падения  $20^\circ$  – 12,06 % (вариант 1), 10,29 % (вариант 2), 9,54 % (вариант 3), 7,76 % (вариант 4), 6,32 % (вариант 5);

– при одновременном увеличении  $m$  и  $\alpha$  в указанных диапазонах формируется область допустимых значений потерь, имеющих величину меньше целевого уровня  $\Pi_{пл}=14$  %, кардинально (в 2 раза) сниженного относительно базового уровня  $\Pi_{баз}$ . Наиболее надежными являются варианты, имеющие наибольшую область допустимых значений потерь – 2, 4 и 5 КСР (рис. 1б, 2б и 2в, соответственно);

– наилучшими вариантами КСР, обеспечивающими снижение потерь более чем в 2 раза по сравнению с базовым вариантом при средних  $m$  и  $\alpha$ , являются варианты 2, 4 и 5 КСР: 10,68 % (вариант 2), 9,88 % (вариант 4), 6,39 % (вариант 5).

*Выводы:*

1. Впервые систематизированы варианты КСР наклонных залежей средней мощности по управляемым факторам, в наибольшей степени влияющим на показатели извлечения руды: форме (прямоугольный, трапециевидный) МКЦ, условию (под породной консолью, под обрушенными породами) и способу отработки, определяемым, соответственно, устойчивостью пород всячего бока, порядком погашения выработанного пространства, методом отбойки и способом выпуска руды.

2. Сконструированы варианты КСР, обеспечивающие 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 трапециевидного МКЦ вместо прямоугольного и использования днища камеры для выпуска руды МКЦ.

3. В результате оценки вариантов КСР по критерию минимума потерь кварца в недрах наиболее конкурентоспособными признаны варианты 2, 4 и 5 с потерями 10,68, 9,88 и 6,39 %, соответственно. Оптимальный вариант следует определить на основе их экономико-математического моделирования по критерию максимума прибыли, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, и рекомендовать для опытно-промышленных испытаний при отработке Кыштымского месторождения высокоценного кварца.

## Литература

1. О формировании научно-технологического задела для внедрения комплексной геотехнологии добычи и переработки высокоценного кварца / И.В. Соколов, С.В. Корнилов, А.Д. Сашурин, В.Г. Кузьмин, В.С. Шемякин // Горный журнал. – 2014. – № 12. – С. 44 - 49.

2. Ресурсосберегающая технология подземной разработки месторождения высокоценного кварца / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский, А.А. Рожков // ФТПРПИ. – 2015. – № 6. – С. 133 - 145.

3. Яковлев В.Л. Систематизация месторождений полезных ископаемых Урала / В.Л. Яковлев, С. И. Бурькин // Горный журнал. – 1998. – № 7. – С. 12 – 15.
4. 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.
5. Филиппов П.А. О развитии рудной базы металлургического комплекса Западной Сибири / П.А. Филиппов, А.М. Фрейдин // ФТПРПИ. - 2012. – № 4. – С. 133 - 143.
6. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности "Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых", утв. Приказом Ростехнадзора от 11.12.2013 г., № 599 [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://base.garant.ru/70691622/>
7. Закусин Г.А. Повышение эффективности разработки наклонных залежей средней мощности железорудных месторождений: автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук. / Г.А. Закусин. – Свердловск: СГИ, 1984. – 24 с.
8. Соколов И.В. Экономико-математическое моделирование и выбор подземной геотехнологии отработки наклонного месторождения кварца / И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 5. – С. 346 - 356.
9. Типовые методические указания по нормированию потерь твердых полезных ископаемых при добыче // Сборник руководящих материалов по охране недр / Госгортехнадзор СССР. – М.: Недра, 1973.
10. 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.
11. Отраслевая инструкция по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке железорудных, марганцевых и хромитовых месторождений на предприятиях МЧМ СССР. – Белгород: ВИОГЕМ, 1975.
12. Правила охраны недр (ПБ 07-601-03). Утв. Госгортехнадзором России 18.06.03. / ГУП НТЦ БП. - Вып. 11. – М., 2003.
13. Антонов В.А. Отображение горно-технологических закономерностей функционально-факторными уравнениями нелинейной регрессии / В.А. Антонов, М.В. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень. - Отд. вып. № 11. - 2011. – С. 571 – 588.
14. Антонов В.А. Достоверность регрессионных моделей в горно-технологических исследованиях / В.А. Антонов // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]: рецензируемое сетевое периодическое научное издание / ИГД УрО РАН. - 2014. - № 3.- С. 216 - 222. – Режим доступа: // [trud.igduran](http://trud.igduran)