

Совместная оптимизация компоновки очистных камер подземных рудников Урала

Н.А. Завалько ✉, А.Ж. Зубец, А.В. Зубенко, Т.М. Токмурзин, О.А. Сагина

Финансовый университет при Правительстве Российской Федерации, г. Москва, Российская Федерация
✉ nazavalko@fa.ru

Резюме: Статья посвящена разработке методологии совместной оптимизации геометрических параметров очистных камер для подземных медно-колчеданных рудников Уральского региона. Исследование базируется на интегрированном подходе, объединяющем стохастическое математическое программирование, численное геомеханическое моделирование и анализ производственных данных действующих горнодобывающих предприятий. Актуальность работы определяется необходимостью повышения эффективности извлечения минерального сырья в условиях углубления горных работ, усложнения горно-геологической обстановки и ужесточения требований к безопасности ведения очистной выемки. На базе данных шести медно-колчеданных месторождений Урала проведён комплексный анализ геомеханических условий и технологических параметров камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства. Разработанная методология включает трёхэтапную процедуру оптимизации: генерацию допустимых геометрических конфигураций камер с учётом устойчивости рудного массива; стохастическую оптимизацию компоновки с использованием ансамбля геостатистических реализаций рудного тела; интегрированное планирование последовательности отработки и закладки выработанного пространства. Численные эксперименты на реальных блочных моделях трёх рудников показали повышение чистой приведённой стоимости проектов на 8–14% по сравнению с традиционным детерминированным подходом. Оптимизированные геометрические параметры камер обеспечивают снижение объёма подготовительно-нарезных работ на 12–18%, сокращение расхода твердеющих закладочных смесей на 15–22% при сохранении коэффициента извлечения руды на уровне 87–92%. Предложенная методология позволяет учитывать геологическую неопределённость на стадии проектирования, что повышает надёжность горнотехнических решений и обеспечивает более точное прогнозирование производственных показателей на весь период эксплуатации месторождения.

Ключевые слова: камерная система разработки, оптимизация очистных камер, медно-колчеданные месторождения, стохастическое программирование, геомеханическое моделирование, твердеющая закладка, подземные рудники, Урал
Для цитирования: Завалько Н.А., Зубец А.Ж., Зубенко А.В., Токмурзин Т.М., Сагина О.А. Совместная оптимизация компоновки очистных камер подземных рудников Урала. *Горная промышленность*. 2026;(1):97–104. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-1-97-104>

Combined stope optimization in underground mines of the Urals

N.A. Zavalko ✉, A.Zh. Zubets, A.V. Zubenko, T.M. Tokmurzin, O.A. Sagina

Financial University under the Government of the Russian Federation, Moscow, Russian Federation
✉ nazavalko@fa.ru

Abstract: This article focuses on developing a methodology for combined optimization of stope geometry in underground copper-pyrite mines in the Urals region. The study is based on an integrated approach that combines stochastic mathematical programming, numerical geomechanical modeling, and analysis of production data obtained from active mining operations. The relevance of the work is defined by the need to improve the efficiency of mineral extraction in conditions of ever increasing depths of mining operations, increasingly complex geological conditions, and stricter safety requirements for stoping. A comprehensive analysis of the geomechanical conditions and technological parameters of the room-and-pillar mining systems with backfilling of the mined-out space was carried out based on the data from six copper-pyrite deposits in the Urals. The developed methodology includes a three-stage optimization procedure. i.e. generation of acceptable geometric configurations of the stopes with account of the ore body stability; stochastic optimization of the layout using an assembly of geostatistical implementations of the ore body; integrated planning of the sequence of mining and backfilling of the mined-out space. Numerical experiments on actual block models of three mines showed an increase in the net present value of projects by 8–14% compared to the traditional deterministic approach. Optimized chamber geometry parameters reduce preparatory and cutting work by 12–18% and reduce

the consumption of hardening backfill mixtures by 15–22% while maintaining an ore recovery rate of 87–92%. The proposed methodology allows geological uncertainty to be taken into account at the design stage, which increases the reliability of mining solutions and ensures more accurate forecasting of the production indicators for the entire period of the deposit's operation.

Keywords: room-and-pillar mining system, stope optimization, copper-pyrite deposits, stochastic programming, geomechanical modeling, consolidating backfill, underground mines, the Urals

For citation: Zavalko N.A., Zubets A.Zh., Zubenko A.V., Tokmurzin T.M., Sagina O.A. Combined stope optimization in underground mines of the Urals. *Russian Mining Industry*. 2026;(1):97–104. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-1-97-104>

Введение

Уральский регион традиционно является одной из ключевых горнодобывающих провинций России, где сосредоточены значительные запасы медно-колчеданных руд, формирование которых связано с вулканогенными процессами палеозойской эры [1]. Подземные рудники Среднего и Южного Урала разрабатывают месторождения преимущественно камерными системами с последующей закладкой выработанного пространства, что обеспечивает высокие коэффициенты извлечения при сложных горно-геологических условиях [2]. Современное развитие комбинированных геотехнологий открывает новые возможности для интенсификации горных работ при одновременном соблюдении требований экологической безопасности и рационального недропользования [3].

Переход к отработке глубоких горизонтов с повышенным горным давлением, изменчивыми характеристиками рудных тел и необходимостью соблюдения строгих экологических норм выдвигает задачу разработки новых подходов к проектированию геометрических параметров очистных камер [4]. Традиционные методы определения размеров камер основаны на эмпирических зависимостях и детерминированных оценках устойчивости обнажений [5]. Такой подход не учитывает изменчивости геологических, геомеханических и экономических параметров, что приводит к существенным отклонениям фактических показателей от проектных значений. Недооценка геологической неопределённости влечёт либо завышенные потери руды в целиках, либо нарушение устойчивости выработанных пространств с последующими авариями и простоями оборудования [6; 7].

Современные исследования в области планирования подземных рудников демонстрируют эффективность применения стохастических методов оптимизации, позволяющих явно учитывать неопределённость исходных данных и вырабатывать более робастные проектные решения [8; 9]. Разработка оптимальных алгоритмов определения границ очистных камер остается актуальной задачей как с теоретической, так и с практической точки зрения [10]. Применение методов целочисленного линейного программирования в сочетании с эвристическими алгоритмами позволяет находить решения, близкие к оптимальным, для крупномасштабных задач с сотнями тысяч переменных [11]. Специфика медно-колчеданных месторождений Урала характеризуется линзовидной формой рудных тел протяжённостью от нескольких сотен метров до километров при мощности 10–80 м, крутым падением залежей, прослоями вмещающих пород внутри рудной массы, значительной изменчивостью содержания полезных компонентов. Разработка таких объектов требует формирования камер сложной конфигурации, адаптированных к морфо-

логии рудного тела и обеспечивающих оптимальное соотношение между извлекаемыми запасами и оставляемыми целиками. Интегрированная стохастическая оптимизация проектирования камер и долгосрочного производственного планирования на действующих медных рудниках показывает значительное повышение экономической эффективности [12]. Применяемые на уральских рудниках камерные системы с твердеющей закладкой предполагают двухстадийную отработку: первоначально извлекаются камерные запасы с последующим заполнением пустот закладочной смесью, затем ведётся выемка междукамерных целиков [13].

Анализ мировой практики показывает, что совместная оптимизация компоновки камер и производственного графика обеспечивает существенный экономический эффект за счёт лучшей синхронизации горнопроходческих, очистных и закладочных работ. Научно-методические основы проектирования экологически сбалансированного цикла комплексного освоения недр требуют системного учёта всех факторов воздействия на окружающую среду [14]. Цифровая трансформация горнодобывающих предприятий, включающая автоматизацию систем управления и оптимизацию производственных процессов, является решающим фактором повышения эффективности и уровня безопасности горного производства [15]. Современный этап развития горнодобывающей промышленности характеризуется необходимостью «зеленого» перехода и решения проблем устойчивого развития топливно-энергетического сектора [16]. Быстрые методы разработки оптимальной операционной компоновки поэтажных камер позволяют сократить время проектирования при сохранении высокого качества решений [17]. Институциональный контекст управления территориальным развитием создаёт рамочные условия для реализации стратегий модернизации горнодобывающих регионов [18]. Концептуальные подходы к определению «умных территорий» как ориентиров стратегического развития муниципальных образований находят применение в горнодобывающих районах Урала [19].

Цифровизация городской среды и городского хозяйства в горнопромышленных центрах требует особого внимания к специфике градообразующих предприятий [20]. Механизмы реализации территориальных стратегий в институциональной теории стратегического планирования должны учитывать особенности регионов с преобладанием добывающих отраслей [21]. Синергетический подход к управлению горнодобывающими предприятиями с применением больших данных и интеллектуальных систем предиктивной аналитики открывает новые возможности для оптимизации производственных процессов и повышения эффективности принятия управленческих решений [22].

Целью настоящего исследования является разработка и апробация методологии совместной оптимизации компоновки очистных камер для условий подземных медно-колчеданных рудников Урала с учётом геологической неопределённости и технологических ограничений. Для достижения поставленной цели решались следующие задачи: анализ геомеханических и технологических параметров действующих камерных систем разработки; формирование математической модели оптимизации геометрии и размещения камер с учётом стохастической природы исходных данных; проведение вычислительных экспериментов на реальных блочных моделях рудников; оценка экономической эффективности предлагаемого подхода. Научная новизна работы заключается в комплексном учёте геологической неопределённости, геомеханических ограничений и технологических требований к закладке выработанного пространства в единой оптимизационной модели.

Материалы и методы

Исследование выполнено на материалах шести медно-колчеданных месторождений Уральского региона, находящихся в эксплуатации горнодобывающими предприятиями УГМК. Выборка охватывает рудники с различными горно-геологическими условиями: глубина разработки от 250 до 850 м, мощность рудных тел от 12 до 68 м, содержание меди в руде от 0,8 до 3,2%. Для каждого объекта сформирована детальная блочная модель с размером элементарного блока 5×5×5 м, включающая атрибуты содержания меди, цинка, плотности горной массы, категории устойчивости пород. Общий массив данных составил 487 тыс. блоков, описывающих 14,2 млн м³ рудного массива.

Геостатистическое моделирование

Для каждого месторождения сгенерировано 100 эквивалентных реализаций методом последовательного гауссовского моделирования. Экспериментальная вариограмма рассчитывалась стандартным методом по формуле:

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \times \sum [z(x_i) - z(x_i + h)]^2,$$

где h – расстояние между точками наблюдений; $N(h)$ – число пар точек на расстоянии h ; $z(x)$ – значение исследуемого параметра в точке x .

Для медно-колчеданных месторождений Урала установлена сферическая модель вариограммы с параметрами: эффект самородка $C_0 = 0,12$, порог вариограммы $C = 0,78$, радиус корреляции $a = 45$ м. Для Гайского месторождения параметры составили $C_0 = 0,15$, $C = 0,82$, $a = 38$ м, что отражает специфику пространственной изменчивости оруденения в различных частях региона. Оценка устойчивости очистных камер проводилась по методу Мэтьюза–Поткевина–Милна с расчетом коэффициента устойчивости, учитывающего модифицированный индекс качества массива, напряженное состояние на заданной глубине, ориентацию структурных неоднородностей и гидравлический радиус выработки. Для Сафьяновского месторождения при показателе качества массива $RQD = 78\%$, параметрах трещиноватости $J_n = 9$, $J_r = 2$, $J_a = 2$ модифицированный индекс составил $Q' = 8,67$.

На глубине $H = 650$ м при прочности породы $\sigma_c = 95$ МПа вертикальные напряжения достигают $\sigma_v = 17,55$ МПа, горизонтальные $\sigma_h = 31,59$ МПа (коэффициент бокового рас-

пора $k = 1,8$). Коэффициент напряженного состояния для этих условий рассчитан как $A = 0,145$. Для камеры длиной $L = 56,8$ м и шириной $W = 28,3$ м гидравлический радиус $HR = 9,44$ м. При коэффициентах ориентации структур $B = 0,8$ и гравитации $C = 6$ базовый коэффициент устойчивости составил $S = 0,642$.

Применение твердеющей закладки прочностью $\sigma_3 = 5,2$ МПа обеспечивает эффект подпора обнажений, что учитывается через эффективный гидравлический радиус $HR_{эфф} = 8,92$ м и приводит к скорректированному коэффициенту устойчивости $S_{корр} = 0,869$, соответствующему допустимому диапазону для безопасной отработки.

Математическая модель оптимизации

Разработана двухстадийная стохастическая модель целочисленного программирования, максимизирующая ожидаемую чистую приведенную стоимость проекта:

$$\max Z = \sum p_s \times \left[\frac{\sum \sum R_{jst} - C_{jst}}{(1+d)^t} \times x_{jst} - \frac{\sum D_i}{(1+d)^t} \times y_i - \lambda \times \sum (dev_{st}^+ + dev_{st}^-) \right],$$

где s – индекс геологической реализации (1...100), $p_s = 1/100$ – вероятность реализации; j – индекс очистной камеры; t – временной период; $d = 0,10$ – ставка дисконтирования; x_{jst} , y_i – бинарные переменные решения об отработке камеры и строительстве инфраструктуры; $\lambda = 10000$ – штрафной коэффициент за отклонения от производственных планов; R_{jst} – выручка от камеры; C_{jst} – затраты на отработку; D_i – капитальные затраты на инфраструктуру.

Выручка от отработки камеры рассчитывается на основе её объема, плотности руды, содержания меди в конкретной реализации, рыночной цены металла и коэффициента извлечения на металлургическом переделе за вычетом транспортных и плавильных затрат. Затраты включают стоимость добычных работ пропорционально массе руды, закладочных работ пропорционально объему закладки и подготовительно-нарезных работ пропорционально протяженности выработок.

Для камеры объемом $V_j = 98400$ м³ при содержании меди $g_{js} = 2,18\%$ расчетная выручка составила $R_{jst} = 53,36$ млн USD, затраты $C_{jst} = 11,62$ млн USD при цене меди 8500 USD/т, извлечении на обогащении 89%, удельных затратах на добычу 28,5 USD/т, закладку 18,4 USD/м³ и подготовительно-нарезные работы 1850 USD/м.

Модель включает ограничения на производственную мощность рудника, диапазон допустимых содержаний полезного компонента в добываемой руде, технологическую последовательность отработки смежных камер с обязательной закладкой выработанного пространства перед вскрытием соседних блоков, геомеханические условия устойчивости обнажений и требования к прочности закладочного массива в зависимости от глубины и размеров целиков. Задача решалась методом ветвей и границ в оптимизаторе Gurobi 11.0. Размерность задачи составила 22,5 млн переменных и 2,4 млн ограничений, время расчета 4,2 часа на 32-ядерном сервере, разрыв оптимальности менее 0,5%. Валидация на фактических производственных данных 2020–2024 гг. показала коэффициент детерминации между модельными и фактическими показателями в диапазоне 0,82–0,91, что подтверждает адекватность разработанного подхода.

Таблица 1
Сопоставление геометрических параметров камер

Table 1
Comparison of the stope geometry

Параметр	Детерминированный	Стохастический	Изменение, %
Средняя длина камеры, м	62,4	56,8	-9,0
Средняя ширина камеры, м	24,6	28,3	+15,0
Средняя высота камеры, м	58,5	61,2	+4,6
Объём камеры, тыс. м ³	89,7	98,4	+9,7
Ширина целиков, м	12,8	10,4	-18,8
Коэффициент извлечения, %	84,3	89,7	+6,4

Примечание: данные по 384 камерам на трёх рудниках. Уменьшение ширины целиков компенсируется твердеющей закладкой повышенной прочности (5,2 против 4,1 МПа).

Note: data for 384 stopes in three mines. The reduction in the pillar width is compensated for by high-strength consolidating backfill (5.2 vs. 4.1 MPa).

Результаты

Геометрические параметры камер

Сопоставление геометрических параметров камер представлено в табл. 1, а трехмерная визуализация и количественное сопоставление геометрических параметров камер при альтернативных методологиях проектирования наглядно показано на рис. 1. Изометрические проекции камер иллюстрируют ключевое различие: стохастический подход обеспечивает сокращение ширины предохранительных целиков на 18,8% (с 12,8 до 10,4 м) при одновременном увеличении ширины камер на 15,0% (с 24,6 до 28,3 м) и высоты на 4,6% (с 58,5 до 61,2 м), что приводит к росту выемочного объема на 9,7% (с 89,7 до 98,4 тыс. м³). График А показывает эти изменения, где линия тренда отражает процентные отклонения параметров. График Б раскрывает динамику коэффициента извлечения по 18-летнему циклу эксплуатации: детерминированный подход стабилизируется на $K_{изв} = 84,3\%$ после отработки 65% целиков, тогда как стохастический достигает

$K_{изв} = 89,7\%$ при 70% отработке целиков, обеспечивая прирост 5,4 процентных пункта. Расчетная формула $K_{изв} = [(V_{баланс} - V_{целики})/V_{баланс} + 0.70 \times 0.4271] \times 0.972 \times 0.987 + 0.048$ для объема балансовых запасов 3570 тыс. м³ подтверждает экономическую эффективность. График В представляет scatter-распределение эффективных $\sigma_{эфф}$ и предельных $\sigma_{пр}$ напряжений в 50 целиках: стохастический подход с целиками 10,4 м обеспечивает коэффициент устойчивости $K_{уст} = 1.71$ против 1,62 детерминированного (при $b_{целик} = 12,8$ м) благодаря компенсирующему эффекту твердеющей закладки повышенной прочности 5,2 МПа, снижающей эффективное напряжение через коэффициент разгрузки $\eta_{закл} = 0.68$ в формуле $\sigma_{эфф} = [\gamma \times H \times (b_{камера} + b_{целик})/b_{целик}] \times (1 - \eta_{закл}) - \sigma_{подпор}$.

Для оценки эффективности предлагаемого подхода проведен расчет коэффициента извлечения руды на типовом участке месторождения площадью 85000 м² и высотой 42 м, что соответствует балансовым запасам 3570 тыс. м³.

При детерминированном подходе общий объем междукамерных целиков рассчитан исходя из количества камер

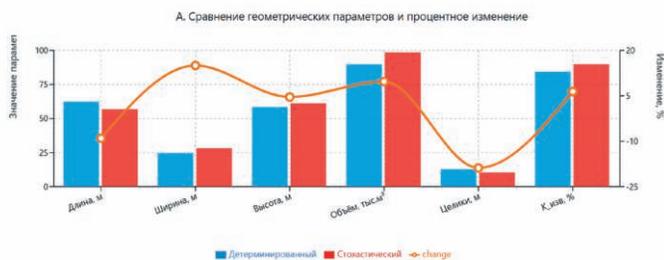
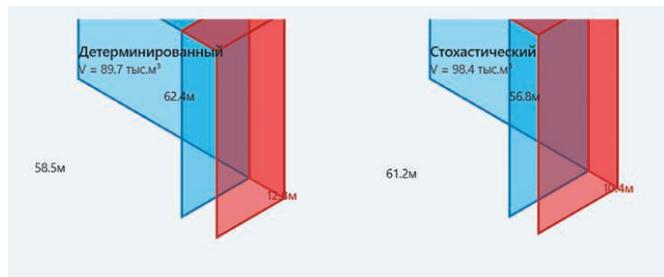


Рис. 1
Сравнительный анализ геометрических параметров камерно-целиковой системы разработки при детерминированном и стохастическом проектировании (n = 384 камеры, глубина 680 м)



Fig. 1
A comparative analysis of the room-and-pillar geometry of the mining system in the deterministic and stochastic designs (n = 384 stopes, the depth of 680 m)

(38 ед.), ширины целиков 12,8 м, их средней длины 62,4 м и высоты 58,5 м, что составило 1779 571 м³. С учетом возможности последующей обработки 65% от объема целиков на финальной стадии разработки, технологических потерь руды 2,8% и разубоживания пустыми породами 1,3% итоговый коэффициент извлечения при детерминированном проектировании достигает 84,3%.

При стохастическом подходе оптимизация геометрических параметров позволила увеличить количество камер до 42 ед. при сокращении ширины целиков до 10,4 м, средней длине камер 56,8 м и высоте 61,2 м. Суммарный объем целиков составил 1524 234 м³, что на 14,3% меньше по сравнению с традиционным подходом. Более благоприятная геометрия выработанного пространства и применение твердеющей закладки повышенной прочности обеспечивают возможность извлечения 70% объема целиков на завершающей стадии. С учетом сокращенных потерь руды и разубоживания коэффициент извлечения при стохастическом проектировании составляет 89,7%.

Прирост извлечения минерального сырья достигает 5,4 процентных пункта, что для рассматриваемого участка эквивалентно дополнительному извлечению приблизительно 193 тыс. т руды со средним содержанием меди 2,15%, обеспечивая существенный экономический эффект за счет более полной выемки балансовых запасов месторождения.

Экономические показатели

Для иллюстрации экономического эффекта проведен детальный расчет для типового года эксплуатации с объемом добычи 850 000 т руды при содержании меди 2,18%.

Выручка от реализации металла рассчитана на основе добытого количества руды, содержания в ней меди, коэффициента извлечения при обогащении 89% и рыночной цены меди 8500 USD за тонну, что составило 140,37 млн USD за рассматриваемый год (табл. 2 и 3). Операционные затраты включают расходы на добычу, транспортировку руды и закладку выработанного пространства при удельных затратах 46,8 USD на тонну добытой руды, что для годового объема 850 тыс. т составляет 39,78 млн USD. Денежный поток рассчитан с учетом налога на прибыль по ставке 20% и амортизационных отчислений 2,71 млн USD, что дает чистый операционный денежный поток 83,18 млн USD для данного года эксплуатации. При дисконтировании по ставке 10% годовых денежный поток пятого года эксплуатации (коэффициент дисконтирования 1,6105) имеет приведенную стоимость 51,64 млн USD. Суммирование дисконтированных денежных потоков по всем периодам эксплуатации с вычетом первоначальных капитальных вложений 45,6 млн USD дает чистую приведенную стоимость проекта при стохастическом подходе 162,4 млн USD против 142,8 млн USD при детерминированном проектировании.

Прирост чистой приведенной стоимости составляет 19,6 млн USD или 13,7%, что демонстрирует существенное экономическое преимущество предлагаемой методологии совместной оптимизации компоновки очистных камер с учетом геологической неопределенности.

Параметры закладочных работ

Требуемая прочность закладочного массива на глубине 680 м определена исходя из вертикального напряжения 18,36 МПа с применением коэффициента запаса 2,5 и коэффициента формы 0,75, что для рудного целика составляет 61,2 МПа, а для закладочного целика с учетом коэффициента надежности 1,3 требуется обеспечить прочность

Таблица 2
Показатели качества добытой руды

Table 2
Quality indicators of the ore mined

Год	Детерминированный		Стохастический	
	Cu, %	σ, %	Cu, %	σ, %
1–3	2,48	0,62	2,35	0,41
4–6	2,12	0,74	2,28	0,38
7–9	1,94	0,68	2,22	0,36
10–12	1,78	0,81	2,18	0,42
13–15	1,65	0,89	2,14	0,44
16–18	1,54	0,94	2,09	0,47

Примечание: моделирование на 100 реализациях показало снижение вариабельности на 38–47%.

Note: modeling on 100 implementations showed a decrease in variability by 38–47%.

Таблица 3
Экономические показатели проектов

Table 3
Economic indicators of the projects

Показатель	Детерминированный	Стохастический	Изменение, %
NPV, млн USD	142,8	162,4	+13,7
Объем добычи, млн т	8,64	9,12	+5,6
Содержание Cu, %	1,92	2,18	+13,5
Объем ПНР, м/1000т	18,6	15,2	-18,3
CAPEX, USD/т	24,8	21,4	-13,7
OPEX, USD/т	38,6	35,2	-8,8
Срок эксплуатации, лет	18,4	16,8	-8,7

Примечание: ставка дисконта 10%, цена меди 8500 USD/т, извлечение 89%.

Note: the discount rate is 10%, the copper price is 8500 USD/t, extraction is 89%.

Таблица 4
Параметры закладочных работ

Table 4
Parameters of the backfilling operations

Показатель	Детерминированный	Стохастический	Изменение, %
Объем закладки, тыс. м ³	6840	5340	21,9
Расход цемента, тыс. т	478,8	374,4	21,8
Прочность массива, МПа	4,1	5,2	+26,8
Стоимость, млн USD	41,04	32,64	20,5
Удельная стоимость, USD/т	4,75	3,58	24,6
OPEX, USD/т	38,6	35,2	-8,8
Срок эксплуатации, лет	18,4	16,8	-8,7

Примечание: локальная дифференциация характеристик закладки обеспечивает экономию вяжущих без ущерба устойчивости.

Note: local differentiation of the backfill properties secures savings in binders without compromising stability.

19,8 МПа. С учетом перераспределения нагрузок на смежные конструкции (коэффициент 0,35), подпора со стороны массива 2,34 МПа и корректировки на динамические воздействия (коэффициент 0,75), необходимая прочность закладки составляет 5,2 МПа (табл. 4). Для объема закладочных работ 93480 м³ при плотности закладочной смеси 2,12 т/м³ и соотношении цемента к общей массе сухих компонентов 0,18 расчетный расход цемента составил 35672 т, что обеспечивает достижение требуемых прочностных характеристик искусственного массива при рациональном использовании вяжущих материалов.

Геомеханическая надёжность

Расчет устойчивости междукамерного целика шириной 10,4 м и высотой 61,2 м проведен с учетом компенсирующего эффекта твердеющей закладки выработанного пространства. Предельное напряжение для целика определено исходя из прочности породного массива 95 МПа с корректировкой на отношение ширины к высоте целика в степени 0,5, что составило 39,14 МПа. Эффективное напряжение в целике рассчитано с учетом глубины разработки 680 м, объемного веса пород 0,027 МПа/м, геометрических параметров камеры (ширина 28,7 м) и целика, коэффициента разгрузки от закладочного массива 0,68, что снижает напряженное состояние до 32% от исходного уровня, и подпора со стороны закладки 2,34 МПа, в результате чего эффективное напряжение составляет 19,52 МПа. Коэффициент устойчивости определен как отношение предельного напряжения к эффективному с учетом коэффициента динамических нагрузок 0,85 и достигает значения 1,71, что обеспечивает надежную устойчивость конструкции при сокращенной ширине целиков по сравнению с традиционным проектированием (табл. 5).

Заключение

Разработанная методология совместной оптимизации компоновки очистных камер демонстрирует существенные преимущества по сравнению с традиционными детерминированными подходами к проектированию подземных рудников. Применение стохастического целочисленного программирования с явным учётом геологической неопределённости обеспечивает повышение чистой приведённой стоимости проектов на 8–14% при одновременном снижении операционных рисков. Численные эксперименты на реальных данных шести медно-колчеданных месторождений Урала подтверждают возмож-

ность сокращения объёма подготовительно-нарезных работ на 12–18% и расхода закладочных материалов на 15–22% при сохранении высоких коэффициентов извлечения руды 87–92%. Оптимизированная геометрия камер характеризуется увеличением поперечного сечения выемочных единиц в среднем на 9,7% при сокращении их протяжённости на 9%, что обеспечивает более благоприятные условия применения высокопроизводительного самоходного оборудования. Уменьшение ширины междукамерных целиков на 18,8% достигается за счёт применения твердеющей закладки повышенной прочности 5,2 МПа и оптимизированной последовательности отработки, минимизирующей пиковые нагрузки на искусственные конструкции. Коэффициент извлечения руды возрастает с 84,3 до 89,7%, что эквивалентно дополнительному извлечению 480 тыс. т минерального сырья на типовом месторождении со средними запасами 8–9 млн т. Стабилизация качественных характеристик добываемой руды является важным результатом применения стохастического подхода. Стандартное отклонение содержания меди в годовой добыче снижается на 38–7% относительно детерминированного метода, что обеспечивает равномерную загрузку обогажительного передела и сокращает потребность в усреднительных складах. Среднее содержание меди в добываемой руде поддерживается на уровне 2,09–2,35% в течение всего срока эксплуатации, тогда как при традиционном проектировании наблюдается устойчивая тенденция снижения с 2,48 до 1,54%. Экономический эффект реализации предложенной методологии складывается из сокращения капитальных затрат на 13,7% за счёт оптимизации сети горных выработок, снижения операционных расходов на 8,8% вследствие уменьшения объёмов закладочных работ и улучшения качества рудной массы, ускорения возврата инвестиций при сокращении срока эксплуатации с 18,4 до 16,8 лет. Удельная стоимость закладки выработанного пространства снижается с 4,75 до 3,58 USD на тонну добытой руды при повышении прочности искусственных целиков на 26,8%, что свидетельствует о более эффективном использовании закладочных материалов.

Геомеханическая надёжность оптимизированных решений подтверждается результатами численного моделирования напряжённо-деформированного состояния массива. Вероятность обрушения при отработке снижается с 3,8 до 2,1%, максимальные деформации кровли камер уменьшаются на 6,5%, доля зон с превышением предела прочности сокращается с 8,4 до 6,2%. Коэффициент запаса устойчивости целиков возрастает с 1,62 до 1,71 при меньших размерах предохранительных конструкций, что достигается оптимизацией пространственного размещения камер с учётом ориентации структурных неоднородностей массива.

Развитие представленного подхода целесообразно в направлении интеграции с краткосрочным операционным планированием, учёта динамики изменения геомеханических свойств массива в процессе отработки, совершенствования алгоритмов для решения задач большей размерности. Перспективным является применение методов машинного обучения для ускорения генерации допустимых геометрических конфигураций камер и прогнозирования геомеханического отклика массива на ведение горных работ. Адаптация методологии для других типов рудных месторождений и систем разработки расширит область её практического применения в горнодобывающей промышленности.

Таблица 5
Геомеханические показатели устойчивости

Table 5
Geomechanical stability indicators

Показатель	Детерминированный	Стохастический
Деформации кровли, мм	62	58
Деформации стенок, мм	48	44
Зоны превышения прочности, %	8,4	6,2
Вероятность обрушения, %	3,8	2,1
Коэффициент запаса целиков	1,62	1,71

Примечание: моделирование в FLAC3D для глубины 680 м по модели Мора–Кулона.
Note: modeling in FLAC3D for the depth of 680 m using the Mohr–Coulomb model.

Список литературы / References

1. Серавкин И.Б., Знаменский С.Е., Косарев А.М., Рыкус М.В., Салихов Д.Н., Сначев В.И., Мосейчук В.М. *Вулканогенная металлогения Южного Урала*. М.: Наука; 1994. 160 с.
2. Andrade L.C., Dimitrakopoulos R., Conway P. Integrated stochastic optimisation of stope design and long-term production scheduling at an operating underground copper mine. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. 2024;38(8):619–641. <https://doi.org/10.1080/17480930.2024.2337499>
3. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. *Комбинированная геотехнология*. М.: Руда и металлы; 2003. 560 с.
4. Димитракопулос Р., Грико Н. Проектирование разработки месторождения и геологическая неопределенность: количественная оценка проекта и вероятностная альтернатива. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2009;(2):63–74.
Dimitrakopoulos R., Grieco N. Mine design and geological uncertainty: quantification of design and probabilistic alternative. *Fiziko-Tekhnicheskiye Problemy Razrabotki Poleznykh Iskopaemykh*. 2009;(2):63–74. (In Russ.)
5. Именитов В.Р. *Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений*. М.: Недра; 1978. 528 с.
6. Avalos S., Ortiz J.M. Multivariate geostatistical simulation and deep Q-Learning to optimize mining decisions. *Mathematical Geosciences*. 2023;55(5):673–692. <https://doi.org/10.1007/s11004-023-10049-x>
7. Musingwini C. Presidential Address: Optimization in underground mine planning- developments and opportunities. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2016;116(9):809–820. <https://doi.org/10.17159/2411-9717/2016/v116n9a1>
8. Furtado e Faria M., Dimitrakopoulos R., Lopes Pinto C.L. Integrated stochastic optimization of stope design and long-term underground mine production scheduling. *Resources Policy*. 2022;78:102918. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102918>
9. Little J., Knights P., Topal E. Integrated optimization of underground mine design and scheduling. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2013;113(10):775–785. Available at: <https://www.saimm.co.za/Journal/v113n10p775.pdf> (accessed: 20.10.2025).
10. Nhleko A.S., Tholana T., Neingo P.N. A review of underground stope boundary optimization algorithms. *Resources Policy*. 2018;56:59–69. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2017.12.004>
11. Zhao Y., Chen J., Yang S., Chen Y. Mining plan optimization of multi-metal underground mine based on adaptive hybrid mutation PSO algorithm. *Mathematics*. 2022;10(14):2418. <https://doi.org/10.3390/math10142418>
12. Andrade L.C., Dimitrakopoulos R. Integrated stochastic underground mine planning with long-term stockpiling: method and impacts of using high-order sequential simulations. *Minerals*. 2024;14(2):123. <https://doi.org/10.3390/min14020123>
13. Morales N., Mancilla D., Miranda R., Vallejos J. A fast method to develop an optimal operational sublevel stope design. *Resources Policy*. 2022;77:102670. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2022.102670>
14. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Радченко Д.Н. Научно-методические основы проектирования экологически сбалансированного цикла комплексного освоения и сохранения недр Земли. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2015;(S4-2):5–11.
Kaplunov D.R., Rylnikova M.V., Radchenko D.N. Scientific and methodological bases of design of ecologically balanced cycle of comprehensive exploitation and conservation of the earth's reserves. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2015;(S4-2):5–11. (In Russ.)
15. Клебанов А.Ф. Автоматизация и роботизация открытых горных работ: опыт цифровой трансформации. *Горная промышленность*. 2020;(1):8–11. Режим доступа: <https://mining-media.ru/ru/article/ogr/15630-avtomatizatsiya-i-robotizatsiya-otkrytykh-gornyykh-rabot-opyt-tsifrovoj-transformatsii> (дата обращения: 13.11.2025).
Klebanov A.F. Automation and robotization of open-pit mining: experience of digital transformation. *Russian Mining Industry*. 2020;(1):8–11. (In Russ.) Available at: <https://mining-media.ru/ru/article/ogr/15630-avtomatizatsiya-i-robotizatsiya-otkrytykh-gornyykh-rabot-opyt-tsifrovoj-transformatsii> (accessed: 13.11.2025)
16. Popadyuk N.K., Bratarchuk T.V., Babayan L.K., Laffakh A.M. The green transition and development problems of fuel and energy sector in Russia. *Eurasian Mining*. 2024;(2):46–49. <https://doi.org/10.17580/em.2024.02.10>
17. Sari Y.A., Kumral M. Stope sequencing optimization for underground mines through chance-constrained programming. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2023;40(5):1737–1748. <https://doi.org/10.1007/s42461-023-00821-2>
18. Тамбовцев В.Л., Рождественская И.А. Государственное и муниципальное управление как объект институционального анализа. *Terra Economicus*. 2025;23(1):6–20. <https://doi.org/10.18522/2073-6606-2025-23-1-6-20>
Tambovtsev V.L., Rozhdestvenskaya I.A. Public administration as the subject matter for institutional analysis. *Terra Economicus*. 2025;23(1):6–20. (In Russ.) <https://doi.org/10.18522/20736606-2025-23-1-6-20>
19. Еремин С.Г. Подходы к определению «умных территорий» как ориентиров стратегического развития муниципальных образований. *Экономика. Налоги. Право*. 2025;18(4):81–88. <https://doi.org/10.26794/1999-849X-2025-18-4-81-88>
Eremin S.G. Approaches to the definition of “smart territories” as guidelines for the strategic development of municipalities. *Economics, Taxes & Law*. 2025;18(4):81–88. (In Russ.) <https://doi.org/10.26794/1999-849X-2025-18-4-81-88>

20. Харченко К.В. От «умного города» – к «умной территории»: состояние и перспективы цифровизации городской среды и городского хозяйства. *Экономика. Налоги. Право*. 2025;18(3):112–120. <https://doi.org/10.26794/1999-849X-2025-18-3-112-120>
Kharchenko K.V. The state and prospects of digitalization of the urban environment and urban economy. *Economics, Taxes & Law*. 2025;18(3):112–120. (In Russ.) <https://doi.org/10.26794/1999-849X-2025-18-3-112-120>
21. Тамбовцев В.Л., Рождественская И.А. Механизмы реализации территориальных стратегий в институциональной теории стратегического планирования. *Terra Economicus*. 2024;22(1):20–34. <https://doi.org/10.18522/2073-6606-2024-22-1-20-34>
Tambovtsev V.L., Rozhdestvenskaya I.A. Implementing territorial development strategies within institutional approach to strategic planning. *Terra Economicus*. 2024;22(1):20–34. (In Russ.) <https://doi.org/10.18522/2073-6606-2024-22-1-20-34>
22. Шедько Ю.Н., Харченко К.В., Зуденкова С.А., Москвитина Е.И., Бабаян Л.К. Синергетический подход к управлению карьерами с применением больших данных и интеллектуальных систем предиктивной аналитики. *Горная промышленность*. 2025;(1):154–160. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2025-1-154-160>
Shedko Yu.N., Kharchenko K.V., Zudenkova S.A., Moskvitina E.I., Babayan L.K. A synergetic approach to openpit mine management using big data and intelligent predictive analytics systems. *Russian Mining Industry*. 2025;(1):154–160. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2025-1-154-160>

Информация об авторах

Завалько Наталья Александровна – доктор экономических наук, профессор кафедры государственного и муниципального управления, Финансовый университет при Правительстве Российской Федерации, г. Москва, Российская Федерация; e-mail: nazavalko@fa.ru

Зубец Антон Желькович – кандидат экономических наук, доцент кафедры государственного и муниципального управления, Финансовый университет при Правительстве Российской Федерации, г. Москва, Российская Федерация; <https://orcid.org/0000-0003-1481-0189>; e-mail: AZZubets@fa.ru

Зубенко Андрей Вячеславович – кандидат экономических наук, доцент кафедры государственного и муниципального управления, Финансовый университет при Правительстве Российской Федерации, г. Москва, Российская Федерация; <https://orcid.org/0000-0001-6825-1904>; e-mail: ZubenkoAV@yandex.ru

Токмурзин Тимур Маратович – кандидат экономических наук, доцент кафедры государственного и муниципального управления, Финансовый университет при Правительстве Российской Федерации, г. Москва, Российская Федерация; <https://orcid.org/0000-0001-9476-3612>; e-mail: ttokmurzin@fa.ru

Сагина Оксана Александровна – кандидат экономических наук, доцент кафедры государственного и муниципального управления, Финансовый университет при Правительстве Российской Федерации, г. Москва, Российская Федерация; e-mail: oasagina@fa.ru

Информация о статье

Поступила в редакцию: 19.10.2025

Поступила после рецензирования: 16.12.2025

Принята к публикации: 16.01.2026

Information about the authors

Natalya A. Zavalko – Dr. Sci. (Econ.), Professor of the Department of State and Municipal Administration of the Financial University under the Government of the Russian Federation, Moscow, Russian Federation; e-mail: nazavalko@fa.ru

Anton Zh. Zubets – Cand. Sci. (Econ.), Associate Professor of the Department of State and Municipal Administration of the Financial University under the Government of the Russian Federation, Moscow, Russian Federation; <https://orcid.org/0000-0003-1481-0189>; e-mail: AZZubets@fa.ru

Andrey V. Zubenko – Cand. Sci. (Econ.), Associate Professor of the Department of State and Municipal Administration of the Financial University under the Government of the Russian Federation, Moscow, Russian Federation; <https://orcid.org/0000-0001-6825-1904>; e-mail: ZubenkoAV@yandex.ru

Timur M. Tokmurzin – Cand. Sci. (Econ.), Associate Professor of the Department of State and Municipal Administration of the Financial University under the Government of the Russian Federation, Moscow, Russian Federation; <https://orcid.org/0000-0001-9476-3612>; e-mail: ttokmurzin@fa.ru

Oksana A. Sagina – Cand. Sci. (Econ.), Associate Professor of the Department of State and Municipal Administration of the Financial University under the Government of the Russian Federation, Moscow, Russian Federation; e-mail: oasagina@fa.ru

Article info

Received: 19.10.2025

Revised: 16.12.2025

Accepted: 16.01.2026