ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2026;(2-1):33-45
ОРИГИНАЛЬНАЯ СТАТЬЯ / ORIGINAL PAPER

УДК 622.831; 622,2; 622.235 DOI: 10.25018/0236_1493_2026_21_0_33

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КАРКАСНОЙ ГОРНОЙ КОНСТРУКЦИИ ДЛЯ УСЛОВИЙ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШТОКВЕРКОВОГО ТИПА С ФРАКТАЛЬНЫМ РАСПРЕДЕЛЕНИЕМ ЗОЛОТА В РУДНОМ МАССИВЕ

К.Э. Чуприн[1], В.А. Мансуров[1], Д.А. Плаксин[1], В.А. Еременко[2]

[1] ОсОО «Альянс Алтын», Бишкек, Киргизия
[2] НИТУ МИСИС, Москва, Россия, e-mail: prof.eremenko@gmail.com

Аннотация: Для условий освоения золоторудного месторождения Джеруй штокверкового типа с фрактальным распределением золота в рудном массиве с применением каркасной горной конструкции обоснованы параметры камерной системы разработки с закладкой. На примере созданной 3D-модели подземного участка месторождения с включением в нее очистных камер в цветовых гаммах спектрально представлено распределение золота в рудном массиве с учетом его содержания. Обоснованы параметры очистных камер с учетом качества рудного и породного массива и действующих в массиве напряжений с использованием метода Метьюза–Потвина. Представлены результаты численного моделирования напряженно-деформированного состояния каркасной горной конструкции. Показан порядок отработки рудных запасов камер в каркасном исполнении с учетом изменяющейся конъюнктуры рынка и цены золота. Результаты исследований, представленные в статье, имеют научную новизну, основанную на разработанных схемах освоения месторождений, которые позволяют эффективно и безопасно извлекать рудные запасы, проводить работы широким фронтом и непоследовательно отрабатывать месторождения как в горизонтальном, так и в вертикальном направлениях, чередуя при этом отработку руды с низким и высоким содержанием золота.

Ключевые слова: камерная система разработки, каркасная горная конструкция, очистная камера, твердеющая и пастовая закладка, метод Метьюза–Потвина, гидравлический радиус обнажения, фрактальное распределение золота в рудном массиве.

Для цитирования: *Чуприн К. Э., Мансуров В. А., Плаксин Д. А., Еременко В. А.* Обоснование параметров каркасной горной конструкции для условий подземной разработки месторождения штокверкового типа с фрактальным распределением золота в рудном массиве // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2026. – № 2-1. – С. 33–45. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_21_0_33.

Substantiation of frame mine design for underground mining of the Jerooy stockwork-type deposit with heterogeneous patterns of gold distribution in ore

K.E. Chuprin[1], V.A. Mansurov[1], D.A. Plaksin[1], V.A. Eremenko[2]

[1] Alliance Altyn LLC, Bishkek, Kirgizia
[2] NUST MISIS, Moscow, Russia, e-mail: prof.eremenko@gmail.com

© К.Э. Чуприн, В.А. Мансуров, Д.А. Плаксин, В.А. Еременко. 2026.

Abstract: For the mining conditions at the Jerooy stockwork-type gold deposit, using a frame mine structure, the authors substantiate parameters of open stoping with subsequent backfill. The created 3D model of an underground mine area with stopes helps represent patterns of gold distribution in ore, with regard to gold content, on a color scale. The parameters of stopes are substantiated with regard to ore and rock mass quality, and effective stresses in rock mass using the Mathews–Potvin method. The results of the numerical stress–state modeling of a mine frame structure are described. The sequence of stoping in the frame structure mine, with regard to the market conditions and gold price is shown. The research results possess a scientific novelty connected with the developed flowcharts of mining, which allow safe and efficient extraction of ore reserves, and enable wide-face and non-sequential mining operations both in horizontal and vertical directions, with alternated extraction of ore reserves with high and low content of gold.

Key words: open stope mining, frame mine structure, stope, cemented paste backfill and paste backfill, Mathews–Potvin method, hydraulic radius of exposure, heterogeneous pattern of gold distribution in ore.

For citation: Chuprin K. E., Mansurov V. A., Plaksin D. A., Eremenko V. A. Substantiation of frame mine design for underground mining of the Jerooy stockwork-type deposit with heterogeneous patterns of gold distribution in ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2026;(2-1):33-45. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_21_0_33.

Введение

В статье представлен объект исследования — месторождение Джеруй, расположенное в Кыргызской Республике (Кыргызстан), которое разрабатывает компания ОсОО «Альянс Алтын» открытым способом. Целью исследований является обоснование применения каркасной геотехнологии отработки запасов рудника «Джеруй» подземным способом тремя догоняющими этажами, а также параметров и порядка отработки.

Географически месторождение Джеруй приурочено к Таласскому краевому массиву каледонской складчатой системы северного Тянь-Шаня на северо-западе Кыргызской республики, примерно в 50 км к юго-востоку от г. Талас и в 160 км к юго-западу от г. Бишкек [1—4]. Месторождение расположено в верховьях бассейна реки Джеруй в восточной части Таласского хребта. Месторождение охватывает гребень и склон южной экспозиции небольшого вытянутого хребта, частично спускаясь на его северный склон. Северный скалистый склон хребта круто — под углами до 50—55° — обрывается в депрессию древнего цирка, а более пологий южный спускается в сай Чолок-Тор. Рельеф района месторождения высокогорный, резко расчлененный, абсолютные отметки над уровнем моря колеблются от 2700 до 4138 м, относительные превышения высот достигают 600—800 м. Абсолютная высота нижней части выхода месторождения на поверхность 3390 м, верхней — 3710 м.

Определение устойчивых размеров очистных камер

С учетом проектируемых горнотехнических условий освоения запасов золоторудного месторождения Джеруй подземным способом определены ширина камер 7,5 м и высота камер 15 м. При определенных горно-геологических условиях ширина камер может умень-

шаться с 7,5 до 5 м, но не более, так как применяемая горная техника не позволяет работать в выработках шириной менее 5 м. Проведена оценка устойчивости очистных камер в рассматриваемых условиях, а именно горизонтальных обнажений шириной 7,5 м и вертикальных высотой 15 м.

Для определения устойчивых размеров обнажений очистных камер используется показатель устойчивости N [5 — 9].

$$N = Q' A B C,$$

где Q' — модифицированный индекс Q качества породного массива; A — показатель напряженного состояния; B — показатель взаимной ориентации обнажения и основной структуры; C — поправка на гравитацию.

Для рассматриваемых условий освоения кварцевого ядра месторождения принимается $Q' = 6,07$ [10 — 12].

Величина действующего максимального напряжения (σ_{max}) вычисляется по формуле

$$\sigma_{max} = \lambda \gamma H, \text{ МПа},$$

где λ — коэффициент бокового давления; γ — объемный вес пород, МН/м^3; H — глубина горных работ от земной поверхности, м.

Минимальная отметка подземных горных работ в кварцевом ядре месторождения Джеруй + 3080 м. Если провести вертикальные линии от границ северо-западного и юго-восточного участков до земной поверхности (обнажений бортов карьера), то глубина достигает H = = 282 ÷ 464 м (отм. +3362 ÷ +3544 м). Принимая консервативный подход, выбираем H = 464 м, тогда γH = 12,5 МПа при γ = 2,68 т/м^3.

По результатам проведенного в 2025 г. геодинамического районирования и инструментальных замеров методом щелевой разгрузки установлено, что максимальным главным сжимающим напряжением является горизонтальное, действующее в направлении, согласном с простиранием Ичкелетау-Сусамырского разлома. Таким образом, на данной стадии исследования горно-геологических условий месторождения Джеруй действие максимальных горизонтальных напряжений (σ_1 — главное горизонтальное напряжение) принимается равным 1,94 · · σ_2 (σ_2 — главное вертикальное напряжение).

Азимут простирания Ичкелетау-Сусамырского разлома 280 — 290°±5°. Углы простирания оперяющих разломов колеблются в пределах 30° относительно оси Ичкелетау-Сусамырского разлома.

$$\sigma_{max} = \lambda\gamma H = 1,94 \cdot 2,68 \text{ т/м}^3 \cdot 464 \text{ м} = 2412,42 \text{ т/м}^2 = 24 \text{ МПа}.$$

Предел прочности на одноосное сжатие σ_c для расчета фактора N принимается σ_c = 66,81 МПа.

Следует отметить, что проведенные в работе численные расчеты показали наличие максимального наведенного касательного напряжения (сжатия) σ_{max} во вмещающем массиве камер, диапазон средних значений которых колеблется в пределах от 12 до 35 МПа. Поэтому выбор для расчетов σ_{max} = 24 МПа является средневзвешенным и целесообразным.

Отношение прогнозно определяется для глубины 464 м: σ_c / σ_{max} = 2,8. Показатель A = 0,18.

Ориентация основных систем трещин в кварцевом ядре следующая:

- система 1 — азимут падения 318°; угол падения 78°;
- система 2 — азимут падения 62°; угол падения 54°;
- система 3 — азимут падения 171°; угол падения 75°;
- система 4 — азимут падения 80°; угол падения 41°.

При консервативном подходе выбирается наихудший сценарий: для рудного массива, независимо от того, кровля это или бок камеры — при α = 41° B = 0,42.

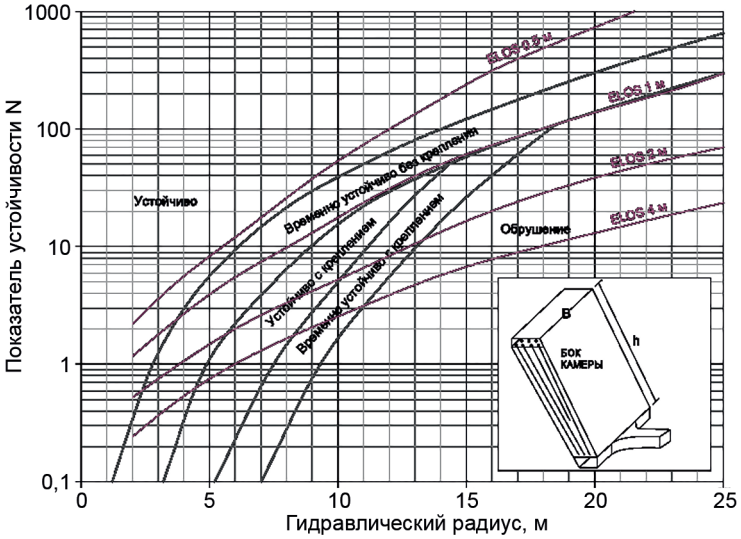


Рис. 1. Диаграмма устойчивости очистных камер
Fig. 1. Stability diagram of stopes

Принимая консервативный подход и механизм гравитационного вывала:

- для рудного массива горизонтальной кровли камер поправка на гравитацию $C = 2$;
- для рудного массива вертикального бока камеры — при $\alpha = 90°$ $C = 8$.

Показатель устойчивости N для рудного массива горизонтальной кровли камер:

$$N = Q' A B C =$$
$$= 6{,}07 \cdot 0{,}18 \cdot 0{,}42 \cdot 2 = 0{,}91.$$

Показатель устойчивости N для рудного массива вертикального бока камер:

$$N = Q' A B C =$$
$$= 6{,}07 \cdot 0{,}18 \cdot 0{,}42 \cdot 8 = 3{,}67.$$

Гидравлический радиус HR (эквивалентный полупролет) обнажения очистной камеры рассчитывается по формуле

$$HR = Bh / (2(B + h)),$$

где B — ширина бока (кровли) обнажения очистной камеры; h — высота (длина) бока (кровли) обнажения очистной камеры по падению.

Гидравлический радиус HR (эквивалентный полупролет) горизонтального обнажения очистной камеры шириной 7,5 м (рис. 1):

$$HR = Bh / (2(B + h)) =$$
$$= (7{,}5 \cdot 50) / (2(7{,}5 + 50)) = 3{,}26 \text{ м}.$$

Гидравлический радиус HR (эквивалентный полупролет) вертикального обнажения очистной камеры высотой 15 м (см. рис. 1):

$$HR = Bh / (2(B + h)) =$$
$$= (15 \cdot 50) / (2(15 + 50)) = 5{,}77 \text{ м}.$$

Согласно полученным результатам расчетов значений ELOS, равного отношению объема вывала (отслоения) к площади оцениваемой поверхности, представленным на графике рис. 1, можно утверждать, что горизонтальная кровля камер шириной 7,5 м будет временно устойчива без крепления, вертикальные бока камер также временно устойчивы без крепления. В кровле вероятны обрушения массива на глубину до 0,8 м и более, в боках аналогично. При условии, что максимальное наведенное касательное напряжение (сжатия), действующее на бок камеры, может возрастать при

определенных условиях до 30 — 35 МПа (по результатам моделирования), вероятны обрушения боков камер на глубину уже до 2 м, что нарушает устойчивую целостность вмещающего массива и междукамерных целиков МКЦ.

Определение параметров очистных камер на основе содержания золота в руде

С использованием программных комплексов Micromine и AutoCAD построены 3D-модели проектируемых очистных камер в проектируемых отметках строящегося подземного рудника Джеруй [13 — 15]. Основная проектная ширина камер выбирается 7,5 м. Высота очистных камер 15 м. Нумерация камер определяется от центра к флангам рудной залежи. При этом в восточном направлении распределялись четные номера камер, в западном направлении — нечетные.

При проведении исследований и построении моделей использовалось четыре диапазона и спектра содержания золота в руде, представленные в таблице [16].

Простирание рудной залежи имеет неравномерный азимут. В связи с этим при определении направления трассировки очистных камер, которые в основном располагаются вкрест простирания рудной залежи, на пересечении генеральных линий азимутов простирания образуются участки неправильной формы — апофизы. Их отработка и закладка будет осуществляться в процессе отработки и закладки соседних с ними камер правильной формы. Между секциями камер проходятся нарезные выработки площадью сечения 12 м^2.

Очистные камеры в отметках подземного рудника представлены на рис. 2.

Рассчитаны потери полезного ископаемого при определении границ (параметров) камер. В потери вошли те краевые участки рудной залежи с содержанием золота в руде, запасы которых нецелесообразно извлекать по причине их разубоживания и уменьшения содержания золота в руде с низким содержанием золота.

На основе созданной 3D-модели рассчитано количество золота в рудной массе камер в отметках проектируемого рудника.

Для обоснования безопасного и экономически выгодного порядка отработки очистных камер и визуализации распределения камер и полезного ископаемого в них по содержанию золота в диапазонах в рудной залежи и ее участках выделены вертикальные разрезы по линиям (см. рис. 2) и построены матрицы распределения камер и полезного ископаемого в них по содержанию золота в руде (см. рис. 3).

Диапазоны распределения золота в руде и их цветовые спектры в модели
Gold content ranges in ore and their color spectra in model

Цветовые спектры распределения золота в руде по диапазонам его содержания	Диапазоны содержания золота в руде, г/т
	низкое содержание
	среднее содержание
	хорошее содержание
	очень хорошее содержание

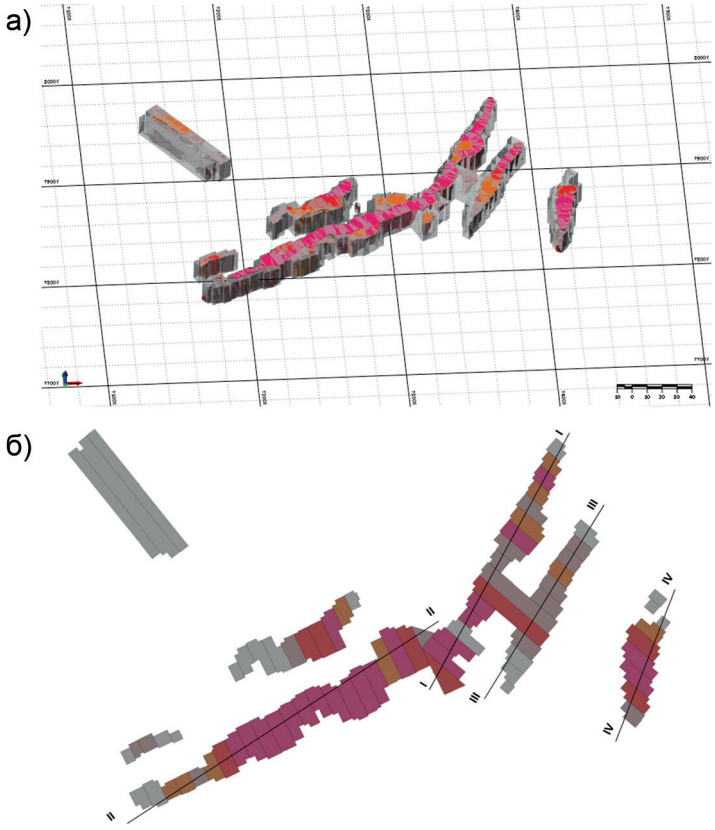
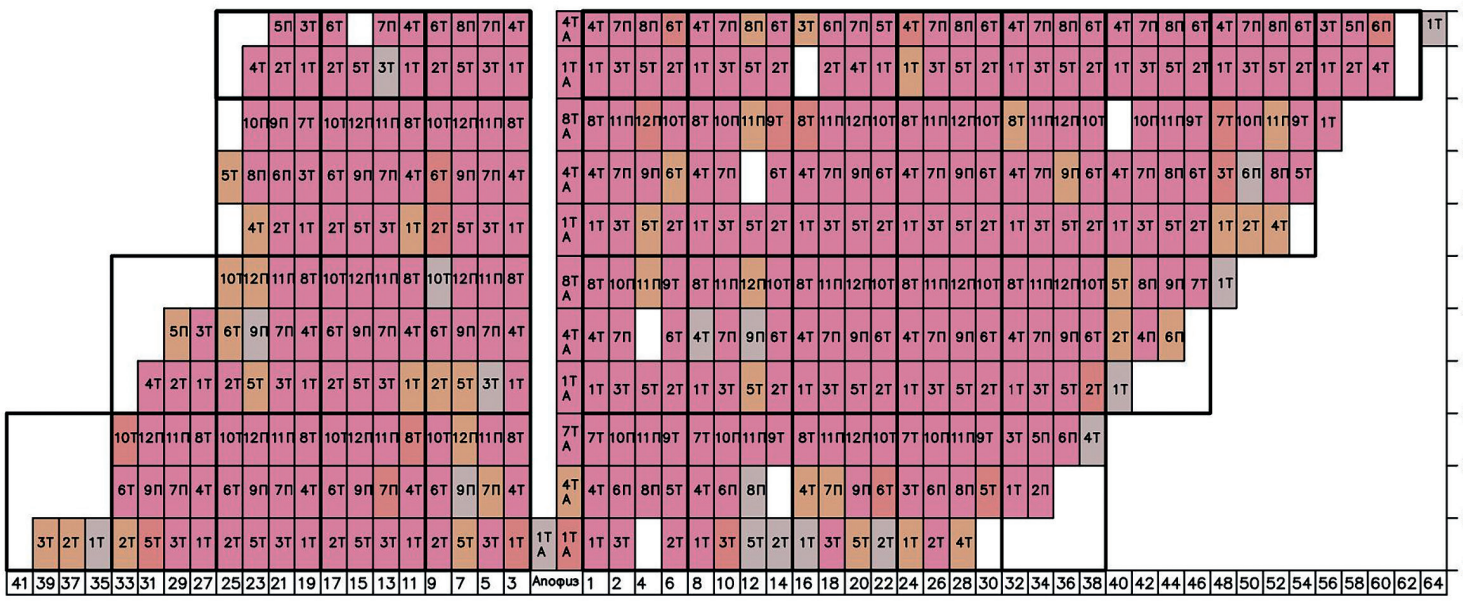


Рис. 2. Очистные камеры в отм. +3080 +3095 м: I-I-IV-IV — линии разрезов; изометрический вид (а); план горизонта (б)
Fig. 2. Stopes at the Level of +3080 ÷ +3095 m: I-I-IV-IV — cross-sections; isometric mapping; (a) plan view (b)

На основе ранее проведенных расчетов устойчивых размеров очистных камер шириной 7,5 м и высотой 15 м для снижения объемов подготовительно-нарезных выработок отработка запасов может производиться камерной системой с элементами восходящей слоевой выемки, т.е. заходим в камеру нарезной выработкой, далее бурим веер на высоту максимум 15 м или меньшей высотой при наличии нерудных прослоек по высоте камеры. Уменьшать можно и ширину камер — до 5 м по ее трассе при наличии нерудных прослоек в боках проектного сечения камер. При этом выемка нерудных запасов камер предусматривается раздельно с рудными запасами. Такой порядок определяется как раздельная выемка запасов камер. После извлечения запасов руды из камеры она закладывается на высоту 12 м, причем верхний закладочный слой (до 3 м) более прочный, чем нижний слой, для возможности работы самоходной буровой установки СБУ и самоходных погрузочно-доставочных машин СПДМ. В таком же порядке отрабатывается вышележащий слой камеры на высоту 12 м и выше, также в подэтаже и в этаже. При отработке камер создается каркасная система на основе закладки камер твердеющей и пастовой закладкой.

Предусматривается также следующий порядок подготовки и нарезки вы-



– конструктивный элемент каркасной системы; 1–12 – порядок отработки камер в конструктивном элементе каркасной системы;

Т – твердеющая закладка; П – пастовая закладка; ТА – твердеющая закладка, апофиз; 1–64 и 3–41 – номера камер; +3080÷ +3240 м – абсолютные отметки;

диапазон содержания золота в камере: – очень хорошее, – хорошее, – среднее, – низкое

Рис. 3. Схема отработки камер одновременно четырьмя догоняющими этажами в отм. +3080 ÷ +3125 м, +3125 ÷ +3170 м, +3170 ÷ +3215 м и +3215 ÷ +3240 м с применением каркасной системы:

Fig. 3. Chart of simultaneous stoping operations on four pursuit Levels of +3080 ÷ +3125 m, +3125 ÷ +3170 m, +3170 ÷ +3215 m and +3215 ÷ +3240 m using frame mine structure system

работок: к центральной части участка от спирального съезда в поле проходится подготовительная выработка и далее она проходится вправо и влево по почве будущих камер в центральной части рудного тела на целесообразную длину доставки предположительно до 300 м; затем от этой выработки проходятся выработки по каждой камере для бурения скважин и производится отбойка руды и очистная выемка; выше на 15 м последовательно проводится выработка для вентиляции и подачи закладочной смеси, которая в последующем также участвует в подготовке камер к очистным работам. Такой порядок рудной подготовки позволяет минимизировать объемы подготовительно-нарезных выработок и получить попутную добычу руды.

Камерная система с элементами восходящей слоевой выемки и рудной подготовки и нарезки выработок позволяет уменьшить объемы подготовительно-нарезных работ в 3—4 раза по сравнению с обычной схемой подготовки и нарезки.

Для достижения эффективной отработки камер предлагается два варианта извлечения запасов из них: со сплошной выемкой руды в камерах и раздельной выемкой руды с учетом 3D-модели распределения золота в рудном массиве в диапазонах среднего, хорошего и очень хорошего содержания. В камерах с неравномерным распределением объемов руды по ширине, длине и высоте камер выемка будет осуществляться раздельно с нерудными запасами.

Снижение разубоживания руды достигается на основе отработки рудных запасов камер со сплошной выемкой и раздельной выемкой руды и породы.

На основе конструктивных расчетов с использованием 3D-модели рудной залежи при переходе от сплошной выемки руды в камерах к раздельной выемке руды и породы определена закономерность, которая позволяет выполнить данный переход со снижением разубоживания руды (рис. 4).

Разработаны схемы отработки рудной залежи с применением каркасной геотехнологии.

Схема 1: отработка камер производится поэтапно снизу вверх в восходящем порядке с применением каркасной системы. В каждом конструктивном элементе каркасной системы представлен поэтапный порядок отработки камер, максимальное количество которых может достигать 12 шт. Может быть и меньшее количество камер в конструктивном элементе каркасной системы, при условии, что среднее содержание золота в камерах находится в диапазонах с

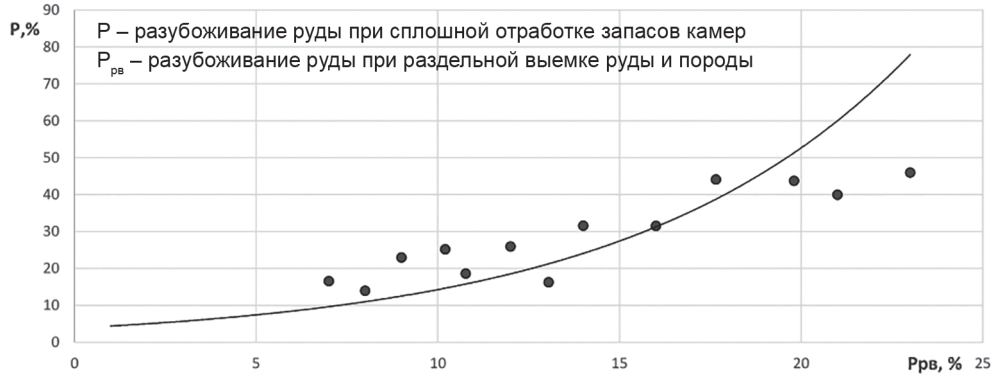


Рис. 4. Значения разубоживания руды
Fig. 4. Ore dilution

низким содержанием или золото совсем отсутствует. В данном случае запасы этих камер не отрабатываются, в каркасной системе остаются породные целики, которые весьма положительно влияют на устойчивость каркасной системы в целом.

Отработка секций в камерах при их наличии производится поэтапно: сначала секция 1, затем секция 2 и так далее.

Отработанные камеры на стадии I закладываются твердеющей закладкой (создание вертикальных (горизонтальных) каркасных ограждающих искусственных целиков высокой прочности >4 МПа), отработанные камеры на стадии II закладываются пастовой закладкой (прочностью 1 — 2 МПа). Для создания прочного несущего закладочного слоя в верхней части камеры, заполненной пастовой закладкой для дальнейшего проведения по нему нарезной выработки, ведения БВР и очистных работ в вышележащей камере, данный слой закладывается твердеющей закладкой мощностью 1 — 2 м.

При условии дальнейшей отработки запасов рудной залежи глубже проектируемого участка нижние камеры заполняются твердеющей закладкой и нижний слой их армируется.

Схема 2: отработка камер одновременно четырьмя догоняющими этажами (подэтажами) с применением каркасной системы.

В обязательном порядке армируется нижний слой камер, заполняемых твердеющей закладкой в отметках нижних камер в каждом подэтаже. Данное мероприятие необходимо для создания устойчивой потолочины камер в процессе отработки запасов камер.

Для создания прочного несущего закладочного слоя в верхней части камеры, заполненной пастовой закладкой для дальнейшего проведения по нему нарезной выработки, ведения БВР и очистных работ в вышележащей камере, данный слой закладывается твердеющей закладкой мощностью 1 — 2 м.

Отработка и закладка первого подэтажа камер в каждом конструктивном элементе каркасной системы в вышележащем этаже должна осуществляться после отработки и закладки первого подэтажа камер в нижележащем этаже, в восходящем порядке вышележащие камеры отрабатываются и закладываются в схожем порядке.

Развитие очистных работ в восходящем порядке в соседних конструктивных элементах каркасной системы к отрабатываемым запасам конструктивного элемента производится с отставанием на отработку первых двух подэтажей. Допускается отработка запасов камер и их закладка одновременно в нескольких конструктивных элементах при условии соблюдения поэтапного восходящего порядка отработки и симметричного развития очистных работ снизу вверх.

Схема 3: отработки камер с применением каркасной системы. Отработанные камеры на I этапе закладываются твердеющей закладкой (создание вертикальных и горизонтальных каркасных ограждающих искусственных целиков высокой прочности >4 МПа), отработанные камеры на II этапе закладываются пастовой закладкой (прочностью 1 — 2 МПа).

С учетом конъюнктуры рынка и стоимости золота [17 — 20] предлагается два экономически выгодных варианта отработки камер:

- благоприятная конъюнктура и высокая стоимость золота: отрабатываются рудные запасы камер со средним содержанием золота в них в диапазонах среднего и хорошего содержания;
- неблагоприятная конъюнктура и низкая стоимость золота: отрабатываются рудные запасы камер со средним содержанием золота в них в диапазоне очень хорошего содержания.

Выводы

Каркасная геотехнология позволяет эффективно использовать любой из двух экономически выгодных вариантов отработки рудных запасов камер в условиях неравномерного фрактального распределения золота в рудном массиве. По выбранному варианту можно вести отработку рудных запасов камер с необходимым содержанием золота и в любой период перейти на отработку камер с другим содержанием золота.

Отработка запасов рудной залежи по Схеме 3 с применением каркасной геотехнологии позволяет вести отработку камер в два этапа. На этапе I отрабатываются и закладываются твердеющей закладкой камеры, слагающие каркасную систему, на этапе II дорабатываются запасы камер и закладываются пастовой закладкой внутри конструктивных элементов каркасов. Соответственно, отработка запасов и пастовая закладка камер на этапе II может осуществляться с учетом благоприятной или неблагоприятной конъюнктуры рынка и стоимости золота.

В работе принимали участие начальник геотехнической службы ОсОО «Альянс Алтын» (Кыргызская Республика) Бабкин Евгений Анатольевич; главный инженер научно-исследовательского центра «Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии», доцент кафедры физических процессов горного производства и геоконтроля Горного института НИТУ МИСИС, к.т.н. Косырева Марина Александровна; лаборанты-исследователи научно-исследовательского центра «Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии» Горного института НИТУ МИСИС Козлова Ксения Алексеевна и Козиков Никита Вячеславович.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Злобина Т. А.*, *Петров В. А.*, *Прокофьев В. Ю.*, *Абрамов С. С.*, *Котов А. А.*, *Вольфсон А. А.*, *Лексин А. Б.* Сейсмогенная природа флюидодинамических стуктурных парагенезов Уряхского злоторудного поля (Северо-Восточное Забайкалье) // Геология рудных месторождений. — 2020. — Т. 62. — № 4. — С. 291—320.

2. *Сивков Д. В.*, *Читалин А. Ф.*, *Дергачев А. Л.* Применение линеаментного анализа для выявления закономерностей локализации золотого оруденения на территории Тарынского рудного поля в Республике Саха (Якутия) // Исследование Земли из космоса. — 2020. — № 1. — С. 3—19.

3. *Попов С. С.*, *Читалин А. Ф.*, *Сивков Д. В.*, *Гришин Е. М.* Геолого-структурные исследования и прогноз медно-золоторудной минерализации на месторождениях Сакдриси и Маднеули в Грузии / Труды VI Международной геолого-геофизической конференции «ГеоЕвразия — 2023. Геологоразведочные технологии: наука и бизнес». Т. I(III). — Тверь: ООО «ПолиПРЕСС», 2023. — С. 69—73.

4. *Чикатуева В. Ю.*, *Степанов Н. В.*, *Читалин А. Ф.*, *Корост Д. В.* Методика изучения керна объектов золото-кварцевой формации с применением рентгеновской компьютерной томографии на примере месторождения Дражное (Республика Саха (Якутия)) // Руды и металлы. — 2021. — № 4. — С. 43—59. DOI: 10.47765/0869-5997-2021-10027.

5. *Mathews K. E.*, *Hoek E.*, *Wyllie D. C.*, *Stewart S. B. V.* Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock. Report to Canada Centre for Mining and Energy Technology (CANMET), Department of Energy and Resources, 1980. DSS File No. 17SQ.23440-0-90210.

6. *Еременко В. А.*, *Косырева М. А.*, *Высотин Н. Г.*, *Хажыылай Ч. В.* Геомеханическое обоснование параметров отработки месторождений каменных и полиминеральных солей, полигалитов по камерным системам // Горный журнал. — 2021. — № 1. — С. 37—43.

7. *Чуприн К. Э.*, *Бабкин Е. А.*, *Еременко В. А.*, *Косырева М. А.* Каркасные и традиционные схемы подземной разработки месторождения Джеруй штокверкового типа в условиях применения камерной системы с закладкой // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2025. — № 8. — С. 45—59. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_8_0_42.

8. *Krasyukova E. V., Aynbinder I. I., Ivannikov A. A.* rational approach to the management of underground mining in complex hydrogeological and geomechanical conditions based on a risk assessment // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2021, vol. 684, no. 1, article 012006. DOI: 10.1088/1755-1315/684/1/012006.

9. *Barber A., Klein B.* Development of underground mining and processing system at INCO's McCreedyEastMine. Unpublished MAS Thesis. University of British Columbia. 2004.

10. *Grimstad E., Barton N.* Updating the Q system for NMT / Proceedings of International Symposium on Sprayed Concrete — Modern Use of Wet Mixed Sprayed Concrete for Underground Support, Fagernes. Eds. Kompen, Opsahl and Berg. Oslo: Norwegian Concrete Association, 1993.

11. *Khani A., Baghbanan A., Norouzi S., Hashemolhosseini H.* Effects of fracture geometry and stress on the strength of a fractured rock mass // International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences. 2013, vol. 60, no. 2, pp. 345—352. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2013.01.011

12. *Ranjith P. G., Fourar M., Pong S. F., Chian W., Haque A.* Characterization of fractured rocks under uniaxial loading states // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2004, vol. 41, pp. 43—48. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2003.12.067.

13. *Еременко В. А., Галченко Ю. П., Липницкий Н. А., Умаров А. Р.* Каркасная горная конструкция при подземной разработке мощных рудных месторождений // Горный журнал. — 2021. — № 9. — С. 11—18.

14. *Corkum A. G., Board M. P.* Numerical analysis of longwall mining layout for a Wyoming Trona mine // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2016, vol. 89, pp. 94—108. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2016.09.001.

15. *Акбаров Т. Г., Уразов Ж. Д., Нишанов А. Ш., Нишанов Д. К.* Опыт и перспективы разработки сложноструктурных жил Кочбулакского золоторудного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 2. — С. 97—110. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_2_0_97.

16. *Ермошкин Д. Н., Курманалиев К. З., Мансуров В. А., Межеловский В. И., Бабкин Е. А.* Обоснование использования мозаичной системы целиков в безрудных блоках при отработке жильных месторождений золота // Горная промышленность. — 2023. — № 3. — С. 108—114.

17. *Ponomarenko T., Nevskaya M., Jonek-Kowalska I.* Mineral resource depletion assessment: Alternatives, problems, results // Sustainability (Switzerland). 2021, vol. 13, no. 2, article 862. DOI: 10.3390/su13020862.

18. *Sidorov D., Ponomarenko T.* Reduction of the ore losses emerging within the deep mining of bauxite deposits at the mines of OJSC «Sevuralboksitruda» // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. 2019, vol. 302, no. 1, article 012051. DOI: 10.1088/1755-1315/302/1/012051.

19. *Craig Hutton* Mining economics explained: A guide for boards, executives, managers and investors, Wandsbeck, South Africa, 2022, 273 p.

20. *Jarvie-Eggart M. E.* Responsible mining: Case studies in managing social & environmental risks in the developed world. Colorado: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2015, 804 p. ГИАБ

REFERENCES

1. Zlobina T. A., Petrov V. V. et al. Seismogenic nature of fluid-dynamic structural parageneses of the Uryakh gold ore field (Northeastern Transbaikalia). *Geology of Ore Deposits*. 2020, vol. 62, no. 4, pp. 291—320. [In Russ].

2. Sivkov D. V., Chitalin A. F., Dergachev A. L. The application of lineament analysis to identify patterns of localization of gold mineralization within Taring gold field in the Republic of Sakha. *Earth Research from Space*. 2020, no. 1, pp. 3—19. [In Russ].

3. Popov S. S., Chitalin A. F., Sivkov D. V., Grishin E. M. Geological structure analysis and copper gold ore mineralization prediction at the Sakdrisi and Madneuli deposits in Georgia. *Trudy VI Mezhdunarodnoy geologo-geofizicheskoy konferentsii «GeoEvraziya — 2023. Geologorazvedochnye tekhnologii: nauka i biznes»* [Trudy VI Mezhdunarodnoy geologo-geofizicheskoy konferentsii GeoEvraziya–2023. Geologorazvedochnye tekhnologii: nauka i biznes. (GeoEurasia–2023—VI International Conference Proceedings)], vol. I(III), Tver, 2023, pp. 69—73. [In Russ].

4. Chikatueva V. Yu., Stepanov N. V., Chitalin A. F., Korost D. V. X-ray computed tomography study for drill core of the Drazhnoe orogenic-type gold deposit (Sakha (Yakutia), Russian Federation). *Ores and Metals*. 2021, no. 4, pp. 43—59. [In Russ]. DOI: 10.47765/0869-5997-2021-10027.

5. Mathews K. E., Hoek E., Wyllie D. C., Stewart S. B. V. *Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock*. Report to Canada Centre for Mining and Energy Technology (CANMET), Department of Energy and Resources, 1980. DSS File No. 17SQ.23440-0-90210.

6. Eremenko V. A., Kosyreva M. A., Vysotin N. G., Khazhyylai Ch. V. Geomechanical justification of room-and-pillar dimensions for rock salt and polymineral salt mining. *Gornyi Zhurnal*. 2021, no. 1, pp. 37—43. [In Russ].

7. Chuprin K. E., Babkin E. A., Eremenko V. A., Kosyreva M. A. Frame and conventional mine structures for underground mining of the Jerooy stockwork-type deposit by stoping system with backfill. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2025, no. 8, pp. 45—59. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_8_0_43.

8. Krasyukova E. V., Aynbinder I. I., Ivannikov A. A. rational approach to the management of underground mining in complex hydrogeological and geomechanical conditions based on a risk assessment. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2021, vol. 684, no. 1, article 012006. DOI: 10.1088/1755-1315/684/1/012006.

9. Barber A., Klein B. *Development of underground mining and processing system at INCO's McCreedyEastMine*. Unpublished MAS Thesis. University of British Columbia. 2004.

10. Grimstad E., Barton N. Updating the Q system for NMT. *Proceedings of International Symposium on Sprayed Concrete — Modern Use of Wet Mixed Sprayed Concrete for Underground Support, Fagernes*. Eds. Kompen, Opsahl and Berg. Oslo: Norwegian Concrete Association, 1993.

11. Khani A., Baghbanan A., Norouzi S., Hashemolhosseini H. Effects of fracture geometry and stress on the strength of a fractured rock mass. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. 2013, vol. 60, no. 2, pp. 345—352. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2013.01.011

12. Ranjith P. G., Fourar M., Pong S. F., Chian W., Haque A. Characterization of fractured rocks under uniaxial loading states. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2004, vol. 41, pp. 43—48. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2003.12.067.

13. Eremenko V. A., Galchenko Yu. P., Lipnitskiy N. A., Umarov A. R. Frame mine structure for underground mining of thick ore bodies. *Gornyi Zhurnal*. 2021, no. 9, pp. 11—18. [In Russ].

14. Corkum A. G., Board M. P. Numerical analysis of longwall mining layout for a Wyoming Trona mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2016, vol. 89, pp. 94—108. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2016.09.001.

15. Akbarov T. G., Urazov J. D., Nishanov A. Sh., Nishanov D. K. Mining of structurally complex lodes at Kochbulak fold deposit: Experience and prospects. *Mining Inf. Anal. Bull.* 2023, no. 2, pp. 97—110. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_2_0_97.

16. Ermoshkin D. N., Kurmanaliev K. Z., Mansurov V. A., Mezhelovsky V. I., Babkin E. A. Justification of applicability of the mosaic pillar system in the ore-free blocks in mining of lode gold deposits. *Russian Mining Industry Journal*. 2023, no. 3, pp. 108—114. [In Russ].

17. Ponomarenko T., Nevskaya M., Jonek-Kowalska I. Mineral resource depletion assessment: Alternatives, problems, results. *Sustainability (Switzerland)*. 2021, vol. 13, no. 2, article 862. DOI: 10.3390/su13020862.

18. Sidorov D., Ponomarenko T. Reduction of the ore losses emerging within the deep mining of bauxite deposits at the mines of OJSC «Sevuralboksitruda». *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2019, vol. 302, no. 1, article 012051. DOI: 10.1088/1755-1315/302/1/012051.

19. Craig Hutton *Mining economics explained: A guide for boards, executives, managers and investors*, Wandsbeck, South Africa, 2022, 273 p.

20. Jarvie-Eggart M. E. *Responsible mining: Case studies in managing social & environmental risks in the developed world*. Colorado: Society for Mining, Metallurgy and Exploration, 2015, 804 p.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Чуприн Константин Эдуардович[1] — зам. генерального директора по производству, e-mail: Chuprin.ke@gmail.com,
Мансуров Владимир Аглеевич[1] — д-р физ.-мат. наук, профессор, советник генерального директора, e-mail: geomans43@gmail.com,

Плаксин Дмитрий Александрович[1] — канд. геол.-минерал. наук,
ведущий специалист, e-mail: plaksind@yandex.ru,
Еременко Виталий Андреевич — д-р техн. наук, профессор РАН,
директор научно-исследовательского центра
«Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии»,
профессор кафедры физических процессов горного производства
и геоконтроля Горного института НИТУ МИСИС,
e-mail: prof.eremenko@gmail.com,
[1] ОсОО «Альянс Алтын», Бишкек, Киргизия.
Для контактов: Еременко В.А., e-mail: e-mail: prof.eremenko@gmail.com.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

K.E. Chuprin[1], Deputy CEO on Production,
e-mail: Chuprin.ke@gmail.com,
V.A. Mansurov[1], Dr. Sci. (Phys. Mathem.), Professor,
Counsellor to CEO, e-mail: geomans43@gmail.com,
D.A. Plaksin[1], Cand. Sci. (Geol. Mineral.),
Leading Specialist, e-mail: plaksind@yandex.ru,
V.A. Eremenko, Dr. Sci. (Eng.), Professor of the Russian Academy
of Sciences, Director of Research Center for Applied Geomechanics
and Convergent Technologies in Mining, Professor at Department
of Physical Processes in Mining and Geocontrol,
College of Mining, NUST MISIS, 119049, Moscow, Russia,
[1] Alliance Altyn LLC, Bishkek, Kirgizia.
Corresponding author: V.A. Eremenko, e-mail: prof.eremenko@gmail.com.

Получена редакцией 19.12.2025; получена после рецензии 14.01.2026; принята к печати 19.01.2026.
Received by the editors 19.12.2025; received after the review 14.01.2026; accepted for printing 19.01.2026.