

Обоснование применимости мозаичной системы целиков в безрудных блоках при отработке жильных месторождений золота

Д.Н. Ермошкин¹, К.З. Курманалиев²✉, В.А. Мансуров³, В.И. Межеловский⁴, Е.А. Бабкин³ ✉

¹ Global Asia Management, г. Бишкек, Кыргызская Республика

² Геолэкспертпроект, г. Бишкек, Кыргызская Республика

³ Vertex Gold Co, г. Бишкек, Кыргызская Республика

⁴ Глобал Ширальджин Майнинг, г. Бишкек, Кыргызская Республика

✉ grfgeology@gmail.com

Резюме: Рассмотрены вопросы формирования самоподобных, иерархически масштабированных, фрактальных свойств рудных и безрудных подсистем блоков в контуре оруденения. Безрудные инвариантные блоки предусматривается выделять для организации целиков в укрупненных контурах эксплуатационных блоков, размерностью до 160 м по простиранию и до 120 м по падению тонких жильных тел, для механизированной слоевой из подэтажных штреков системы очистных работ. Подсистемы рудных и безрудных блоков обладают сходной фрактальной размерностью и степенной иерархией, близкой к коэффициенту 2. Применение метода оставления в целиках безрудных интервалов за счет снижения затрат на буровзрывные работы и откатку объема целиков (до 14%) на горно-подготовительные и очистные работы в значительной мере сокращает удельные эксплуатационные затраты – с 28–34 долл/т руды до 16,64 долл/т. Метод оставления целиков из безрудных интервалов позволяет: 1 – отказаться от породной и твердеющей закладки со снижением удельных затрат до 5,18 долл/т руды; 2 – управлять горным давлением при разработке жильных тел на вертикальный размах каскадами до 120 м, при ожидаемых глубинах вскрытия оруденения до 1000 м; 3 – повысить качество эксплуатационной руды за счет минимизации первичного разубоживания от безрудных интервалов с 14 до 25%.

Ключевые слова: жильное месторождение, инвариантность блоков, создание геотехнических условий рудных интервалов, создание геотехнических условий безрудных интервалов, породные целики, удельные затраты

Для цитирования: Ермошкин Д.Н., Курманалиев К.З., Мансуров В.А., Межеловский В.И., Бабкин Е.А. Обоснование применимости мозаичной системы целиков в безрудных блоках при отработке жильных месторождений золота. *Горная промышленность*. 2023;(3):108–114. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-3-108-114>

Justification of applicability of the mosaic pillar system in the ore-free blocks in mining of lode gold deposits

D.N. Ermoshkin¹, K.Z. Kurmanaliev²✉, V.A. Mansurov³, V.I. Mezhelovsky⁴, E.A. Babkin³ ✉

¹ Global Asia Management, Bishkek, Kyrgyz Republic

² Geolekspertproekt LLC, Bishkek, Kyrgyz Republic

³ Vertex Gold Co, Bishkek, Kyrgyz Republic

⁴ Global Shiraldjin Mining, Bishkek, Kyrgyz Republic

✉ grfgeology@gmail.com

Abstract: The paper discusses the formation of self-similar, hierarchically scaled, fractal properties of ore and ore-free subsystems of blocks within the mineralized zone. It is planned to identify the ore-free invariant blocks to create pillars within the extended producing block boundaries with the size of up to 160 m along the strike and up to 120 m down the dip of the thin veins, for mechanized layer-wise mining from sublevel strikes. Subsystems of the ore and ore-free blocks have similar fractal dimensions and degree of hierarchy, which is close to the coefficient of 2. Application of the method to leave the ore-free intervals as pillars considerably reduces the specific operational costs from 28–34 USD/ton of ore to 16,64 USD/ton due to cutting costs of drilling and blasting operations of the pillar volume (up to 14%) as well as for the mine preparation and stoping operations. The method of leaving pillars in the ore-free intervals makes it possible (1) to abandon the practice of rock and consolidating stowing while cutting the specific costs down to 5.18 USD/ton of ore; (2) to control the rock pressure while mining lode bodies in the vertical extent with cascades up to 120 m and the expected mineralization mining depth of up to 1000 m; (3) to enhance the produced ore grades from 14% to 25% by minimizing the primary dilution from the ore-free intervals.

Keywords: lode deposit, invariant nature of blocks, creation of geotechnical conditions for the ore-bearing intervals, creation of geotechnical conditions for the ore-free intervals, rock pillars, specific costs

For citation: 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*. 2023;(3):108–114. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2023-3-108-114>

Введение

Размерности безрудных и некондиционных перерывов внутри контура оруденения, измеренные на различном уровне по фрактальности и линейной степенной иерархии безрудных блоков, позволяют прогнозировать и выделять подобные образования для создания системы целиков. Актуальность задачи определяется внедрением системы разработки месторождения укрупненными эксплуатационными блоками до 120x120 м. В первую очередь это связано с поддержанием параметров очистных пространств породными целиками без потерь руды. Предлагаемая геотехнология нуждается в детализации и внедрении в связи с геологическими прогнозами развития оруденения по вертикали до 1000 м и наличием открытых очистных пространств при применяемой в настоящее время системе очистных работ с открытым пространством и магазинированием руды.

Цель работы – рассмотрение геомеханических условий возможности формирования целиков в укрупненных эксплуатационных блоках. Для этого необходимо определить параметры напряженно-деформационного состояния целиков и очистного контура и обосновать методику выделения безрудных и некондиционных интервалов (блоков) под целики.

Дискретность оруденения и ячеистой структуры контуров запасов

Развитие структурно-динамических систем эндогенных месторождений, отличается от процессов формирования обычных структур, не связанных с процессами гидротермального рудообразования. В настоящее время все больше данных указывает на то, что структуры рудных полей не возникают задолго до отложения в них руд, как считали ранее, а формируются почти одновременно с процессами рудообразования и активно контролируют как перенос, так и отложение рудного вещества [1]. Такой режим обусловлен сейсмическими процессами, происходящими во флюидизированных средах. Результаты влияния сейсродинамических эффектов на миграцию флюидов, проницаемость тектонических проводников получены [2–7] при изучении орогенных золоторудных месторождений Австралии и Канады.

Согласно геотехнике при развитии ячеистой с инвариантными блоками системы геологической среды выделяются два момента:

Дезинтеграция и разуплотнение / дилатансия среды / массива горных пород определяются составляющими системы, в которой по подсистемам развиваются различающиеся условия нагружения (напряжение и деформация) по включениям жестких или мягких / податливых блоков (stiff and rigid inclusions). В массиве горных пород, включающем податливые / мягкие блоки, при их нагружении со стороны более жесткого массива горных пород преобладает разрушение без динамической составляющей в момент достижения ими предела прочности, что обусловлено накоплением в них трещин. Эти блоки представляют собой трещиноватую среду. В этом случае нагрузка на такие блоки распределяется таким образом, что их нагружение происходит в режиме задаваемых деформаций. А при мягком нагружении, реализуемом в горном массиве, включающем в себя жесткие блоки, вся нагрузка концентрируется на них. А при достижении внешней нагрузкой величины их прочности вся накопленная в окружающем массиве энергия резко разгружается в возникающие трещины или

в подготовленный/существующий очаг разрушения с предельной концентрацией в нем трещин или в имеющуюся в структуре трещину Гриффитовского размера [8], и разрушение протекает хрупко с динамическими проявлениями – выделением энергии. В этом случае нагружение происходит в режиме задаваемых напряжений.

В мягких и жестких включениях / блоках, составляющих некую систему в массиве горных пород, при их нагружении за счет разрушений, происходящих в податливых / мягких блоках, нагрузка перераспределяется на жесткие блоки за счет возникшей новой трещиноватой структуры породы в податливых блоках. Эта нарушенная порода представляет собой систему, которая еще несет нагрузку, но податливо деформируется за пределом ее прочности, расходуя подводимую энергию/нагрузку на деформации за счет развития структуры и ее дальнейшего перехода на низший иерархический уровень [9; 10].

Развитие оруденения по зонам трещиноватости формируется как подсистемы линз, гнезд, малых рудных столбов и соответствующих по размерности безрудных интервалов (инвариантность включений жестких и мягких блоков) – по подсистемам трещиноватости, которые, в свою очередь, формируют барьер (давление–температура) разгрузки флюидов, схематически это представлено на рис. 1.

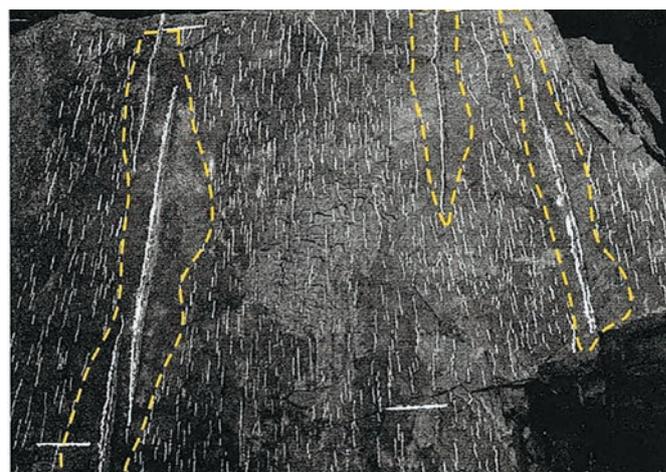


Рис. 1
Теневые структуры напряжений
Источник: [7]

Fig. 1
Shadow stress structures
Source: [7]

Размерность иерархических блоков оруденения по простиранию в целом подчиняется степенной функции с включениями подсистем крупных, средних, мелких рудных столбов; иерархии от крупных, средних, мелких линз до гнезд оруденения, в том числе безрудные и некондиционные интервалы, пережимы. Фрактальная размерность блоков и оруденения иерархически подобны. Системы блоков по простиранию от участка рудного тела (морфологический рудный столб – крупный – до 111 (слева) и 94 м (справа), рис. 2) – состоят из перечисленных рудных и безрудных подсистем и по размерности выражаются степенным коэффициентом, рис. 2, по Садовскому: $\Delta_i = (\sqrt{2})^i \cdot \Delta_0$; i – целые числа [11].

Линейные размеры определены как $L = \sqrt{L_h} \cdot L_l$, линейные размеры в метрах по простиранию L_l и падению L_h блоков по подсистемам [12]. Таким же образом исчислены и безрудные перерывы по блокам. Отношения между под-

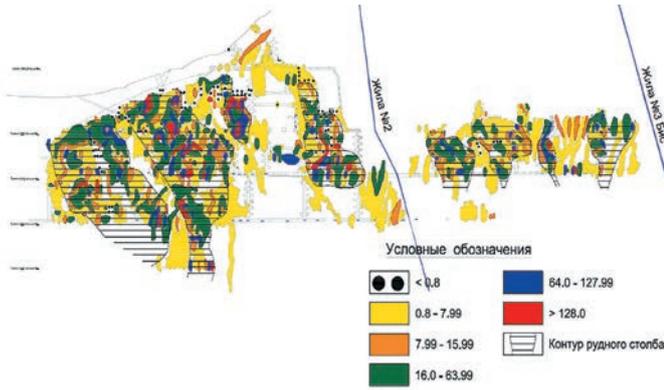


Рис. 2
Подсистемы оруденения рудного тела №2бис. Слева участок ЮЗ, справа СВ. Штриховкой и цветовым крапом выделены средние рудные столбы, цветовым крапом – мелкие рудные столбы, линзы и гнезда изоконцентрат оруденения

Fig. 2
Mineralization subsystems of No.2bis ore body. The southwest section is on the left, the northeast section is on the right. Hatching and color speckles indicate medium-size ore pillars; color speckles indicate small-size ore pillars, lenses and pockets of mineralization

системами по степени L_i / L_{i+1} безрудных блоков, табл. 1, рис. 3. Распространение и размерность безрудных перерывов подчеркивается соотношением фрактальных размеров рудных образований и измеренных безрудных перерывов в контуре оруденения (морфологический рудный столб, рис. 2) [5], соответственно, фрактальная размерность составляет: $D_{руд} = 1,11$; $D_{безруд} = 1,04$. Расхождение может объясняться некоторым искажением при прорисовке рудных концентраций содержания золота.

Таблица 1
Линейные размеры подсистем оруденения и безрудных, некондиционных перерывов

Table 1
Linear dimensions of the ore and ore-free subsystems and substandard ore intervals

| Подсистемы | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
|----------------------------|------|-------|-------|-------|------|------|------|-----|------|
| Средние размеры, м | 1000 | 551,2 | 239,8 | 102,8 | 45,5 | 20,3 | 13,0 | 6 | 2,44 |
| Линейная степень $(n/n+1)$ | | 1,8 | 2,3 | 2,3 | 2,3 | 2,2 | 1,6 | 2,2 | 2,5 |

Расшифровка подсистем приведена на рис. 2.



Геомеханические условия очистного пространства

Действующая система очистных работ с открытым очистным пространством и магазинированием руды, приняты параметры: высота блока принята равной высоте этажа и равна в среднем 40 м (до 60 м). По простиранию рудное тело разделяется на выемочные блоки вентиляционно-ходовыми восстающими через 40 м.

Управление горным давлением осуществляется с помощью целиков, параметры которых приняты по данным расчета. В процессе производства работ применяются целики [13; 14]: межкамерные по высоте 4–6 м, по ширине 5–6 м. Потолочины 6 м на всю длину эксплуатационного блока. После отработки смежных блоков межкамерные целики отрабатываются полностью, потолочины сокращаются до 3,1 м. Параметры целиков рассчитаны исходя из традиционного допущения по критерию – нагрузка не превышает несущую способность целиков при сжатии:

$$\sigma_d = \sigma_H / K_3 \tag{1}$$

Действующие напряжения в целиках определяются из выражения

$$\sigma_{ц} = \frac{\sigma_B \cdot K_{\alpha} \cdot K_1^H \cdot (a_k + a_{ц})}{a_{ц}} \tag{2}$$

Несущая способность целиков зависит от прочности пород на сжатие, их трещиноватости, формы целика:

$$\sigma_H = \sigma_{сж} \cdot K_{тр} \cdot K_{\phi} \tag{3}$$

где $\sigma_{сж}$ – прочность пород на сжатие, МПа; $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости;

$$K_{\phi} = \sqrt{a_{ц} / m} \text{ – коэффициент формы;} \tag{4}$$

$a_{ц}$ – ширина целика, м; m – мощность жилы, м.

Исходя из условия прочности ширину междукамерных целиков определяют по формуле:

$$a_{ц} = \sqrt[3]{\left(\frac{a_k \cdot M}{1 - M}\right)^2 \cdot m} \tag{5}$$

где

$$M = \frac{\sigma_B \cdot K_{\alpha} \cdot K_1^H \cdot K_3}{\sigma_{сж} \cdot K_{тр} \cdot K_{нс}} \tag{6}$$

где $\sigma_{сж}$ – прочность пород на сжатие, МПа; K_1^H – коэффициент нагрузки на междукамерный целик; $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости; $K_{нс}$ – коэффициент изменения несущей способности целика за счет проходки восстающего и смотровых окон.

Рис. 3
График линейной степени отношения рудных подсистем по иерархии: от жильной зоны №2бис, 1 – рудное тело №2бис; 2 – морфологические рудные столбы (участки); 3 – средние рудные столбы (концентрационные); 4 – мелкие рудные столбы; 5 – крупные линзы; 6 – мелкие линзы; 7 – крупные гнезда; 8 – мелкие гнезда

Fig. 3
A hierarchy chart of the linear extent of ore subsystems ratio from No. 2bis vein zone: 1 – No. 2bis ore body; 2 – morphological ore pillars (sections); 3 – medium-size ore pillars (concentration); 4 – small-size ore pillars; 5 – large-size lenses; 6 – small-size lenses; 7 – large-size pockets; 8 – small-size pockets

Коэффициент нагрузки K_1^H учитывает распределение давления от вмещающих пород на междукамерные целики и зависит от формы и размеров камер. Его значение

$$K_1^H = \frac{h_{эт}}{a_k \cdot \sin \alpha + h_{эт}}, \quad (7)$$

где $h_{эт}$ – высота этажа, м. Коэффициент $K_{нс}$ учитывает уменьшение несущей способности целика за счет проходки восстающего и смотровых окон. Коэффициент трещиноватости $K_{тр}$ зависит от направления трещин в целике.

Действующие напряжения в потолочинах определяют из выражения

$$\sigma_{пот} = \frac{\sigma_b \cdot K_{\alpha}^1 \cdot K_2^H \cdot h_{эт}}{h_{эт} \cdot \sin \alpha}, \quad (8)$$

ее толщину исходя из условий прочности

$$\sigma_d = \sigma_H / K_3 \quad (9)$$

по формуле

$$h_{пот} = \sqrt[3]{\left(\frac{\sigma_b \cdot K_{\alpha}^1 \cdot K_2^H \cdot K_3 \cdot h_{эт}}{\sigma_{сж} \cdot K_{тр} \cdot \sin \alpha}\right)^2 \cdot m}, \quad (10)$$

где K_2^H – коэффициент нагрузки на потолочину; K_{α}^1 – коэффициент влияния угла падения залежи на нагруженность потолочины; $h_{эт}$ – высота этажа, м.

Коэффициент K_2^H учитывает распределение давления от вмещающих пород на потолочину, его находят из:

$$K_2^H = \frac{a_k}{a_k + (h_{эт} / \sin \alpha)}. \quad (11)$$

Полученные данные в соответствии с геотехническими условиями месторождения приведены выше.

Устойчивые параметры обнажений определены по формуле:

$$l_{э.пр.} = \sqrt{\frac{24h_{сл.} \left(\frac{12 \cdot \sigma_p}{K_3} + K\delta \cdot \gamma \cdot H \right) K_c}{\gamma \cdot H \cdot K_{\delta} \cdot K_{н.к.}}}, \quad (12)$$

где $h_{сл.}$ – мощность несущего слоя пород, слагающих висячий бок, м; σ_p – прочность пород кровли на разрыв, т/м²; K_3 – коэффициент запаса прочности; γ – объемный вес пород, т/м³; H – глубина, м; $K_{н.к.}$ – коэффициент пригрузки на висячий бок; K_c – коэффициент структурного ослабления; K_{δ} – коэффициент бокового давления.

При характеристиках вмещающих гранитов устойчивость пролетов и высота камеры определена в 54,3 м при 60 м высоты. За 12 лет эксплуатации рудника (более 200 эксплуатационных блоков) катастрофических сдвижек не отмечалось.

Внедряемая система очистных работ: слоевая из подэтажных штреков через 13 м, с механизированным бурением и откаткой до и по участковому рудоспуску, доступом на подэтажи из транспортных уклонов через орты, размеры эксплуатационного блока $h = 80-120$ м х до $l = 120-160$ м, рис. 3.

Для отдельных крупных линз с бонанцево-рудностолбовым (> 32 г/т) и бонанцевыми (> 64) содержаниями золота предусмотрена селективная отработка с системой слоевой, почво-, потолкоуступной.

При рассматриваемой системе очистных работ предусматривается выделение на основе вышеприведенных критериев безрудных и некондиционных интервалов в це-

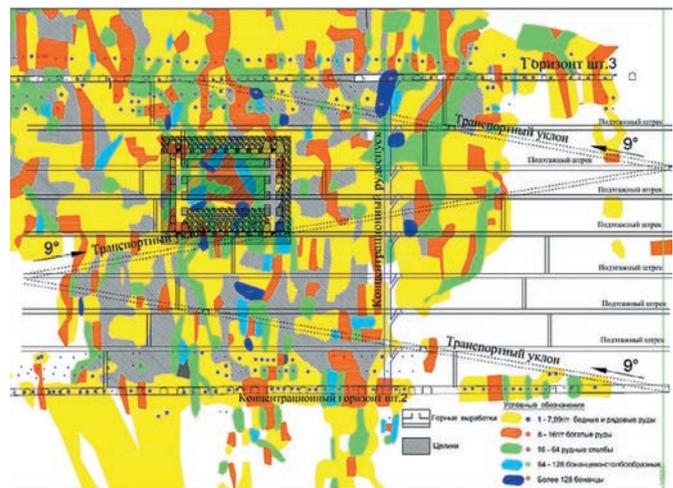


Рис. 4
Схематический продольный план комбинированной системы очистных работ – слоевая, из подэтажных штреков, с механизированным бурением и откаткой

Fig. 4
A schematic longitudinal map of a combined longwall system: cut-and-fill sublevel stopping with mechanized drilling and haulage

лики. Параметры последних составляют от 5–6 до 8–10 м по простиранию и до 13–26 м по высоте, без пересечения подэтажного штрека. Для межэтажного перекрытия предусматривается устройство целиков потолочин, над- или под-этажным штреком в виде цепочек толщиной до 3 м, длиной до 10–20 м. Расстояние между этажными потолочинами пропорционально расположению подэтажных штреков до 26–52 м – для исключения вывалов руды и породы на нижние этажи. Формирование Т-образных целиков на сочленении с потолочиной предусматривается исходя из однородности целика с потолочиной, которые при нагрузках деформируются как в продольном, так и поперечных направлениях. Сдвиг в поперечном направлении сдерживается потолочиной. В результате у контакта с потолочиной образуется клиновидная область всестороннего сжатия, являющаяся наиболее устойчивой частью целика [5; 15–18].

Расчетный объем безрудных перерывов в контуре оруденения и эксплуатационного блока составляет от 14 до 25% по площади на вертикальную проекцию. Локализация ячеистая, близка к равномерной по площади блока. Для действующей системы очистных работ объем оставляемых целиков потолочин до 7,5% от объема блока.

Для укрупненного эксплуатационного блока в качестве основы при вычислении устойчивости междуэтажных целиков и обнажений очистных камер принята зависимость напряжений вокруг выработок [6; 13; 15; 19]:

$$\sigma_i = \sigma_Y + \sigma_X = \sigma_b k_{yi} + \sigma_r k_{xi}, \quad (13)$$

где σ_i – полное напряжение в i -й точке контура выработки, МПа; σ_Y , σ_X – соответственно вертикальные (ось Y) и горизонтальные (ось X) напряжения на контуре выработки; σ_b , σ_r – вертикальное и горизонтальное первоначальные (природные) напряжения горного массива, МПа; k_{yi} , k_{xi} – коэффициенты концентрации соответственно вертикального и горизонтального напряжений от единичных нагрузок в i -й точке контура выработки. На основе этого составлена модель по 54 месторождениям золота в тонких

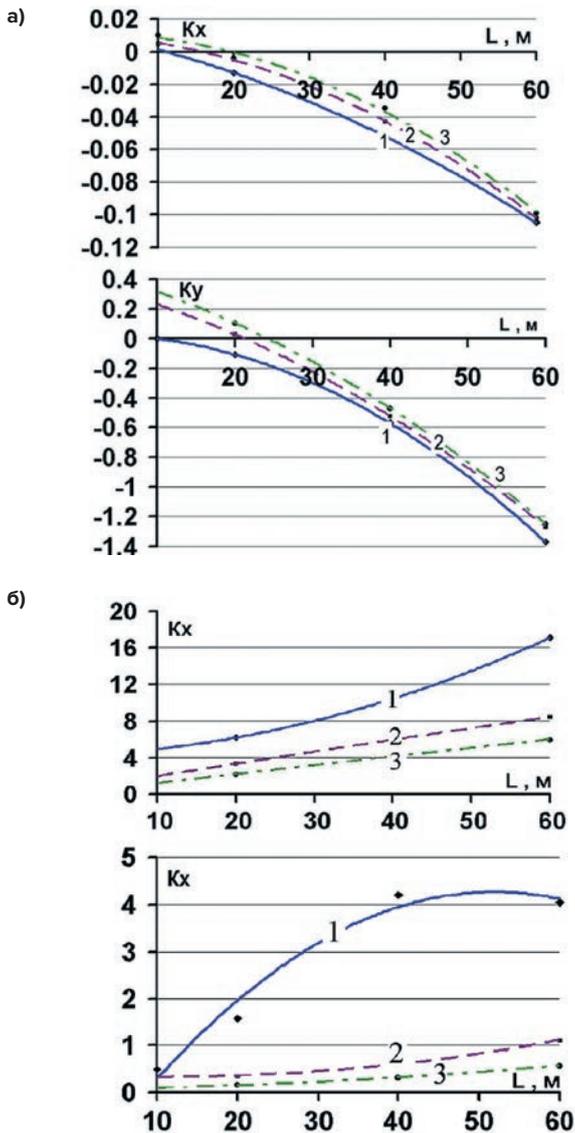


Рис. 5
Коэффициенты K_x и K_y :
а – в стенке и б – в кровле
очистной камеры при угле
наклона жилы к горизонту 75°
при различной выемочной
мощности в условиях
отработки одного этажа;
1, 2, 3 – выемочные мощности
рудного тела, м
Источник:[10]

Fig. 5
The K_x and K_y factors:
а – in the side wall and
б – in the roof of the stope
at the lode dip angle of 75°
at different mined thickness
of the ore body, m
Source:[10]

жилах с расчетом коэффициента техногенных напряжений вокруг очистных камер K_x и K_y соответственно горизонтальных и вертикальных (стенки камер), по мощностям жильных тел и углам падения $60, 75, 90^\circ$ (рис. 5) [10].

Коэффициенты концентраций напряжений в кровле (потолочинах) камер и междукамерном целике по зна-

ку положительные, т.е. полученные по ним напряжения носят сжимающий характер. В стенках же камер они отрицательные. При увеличении мощности растягивающие напряжения в стенках падают, а в кровле напряжения увеличиваются. Метод применим как физико-механическая модель расчета устойчивости целиков и обнажений камер для оценки устойчивости элементов системы разработки [10; 20]. Представленная модель используется для оценки управления геомеханическими процессами в очистном пространстве в целиках и междукамерных пространствах выработок (системы целик–очистная камера).

Обсуждения

Вероятно, безрудные интервалы, предусмотренные для формирования целиков, происходят из первоначальных условий образования, по инвариантным включениям, жестких и мягких блоков с различающейся компетентностью физико-механических свойств по отношению к системе напряжение–деформации (НДС). Образование «теневых структур напряжений» с пониженным развитием трещиноватости создавало отрицательные области для разгрузки рудного вещества из флюидов, т.е. напряжения как бы обтекали эти своеобразные области в блочной системе на синрудном этапе. По этому критерию подобные области могут выражаться и как подсистемы блоков инвариантности НДС, и на последующих этапах тектогенеза (альпийского). И их можно оценить как оптимальные блоки для создания устойчивых целиков.

Для изучения этого процесса планируются исследования устойчивости и трещиноватости по существующим целикам и деформациям за период 1–3–5–10 лет.

Это позволит для системы предложенных целиков в дальнейшем использовать моделирование их геомеханических свойств, в том числе с оценкой концентраций напряжений в укрупненном очистном пространстве по локализации, размерам, единству с потолочинами и форме целиков.

Заключение

Удельные эксплуатационные затраты за счет снижения затрат на буровзрывные работы, откатку объема целиков (до 14%) на горно-подготовительные и очистные работы составляют – 16,64 долл/т, против существующей 28–34 долл/т руды.

- Метод оставления целиков из безрудных интервалов позволяет отказаться от породной и твердеющей закладки со снижением удельных затрат до 5,18 долл/т руды.
- Метод позволяет управлять горным давлением при разработке жильных тел на вертикальный размах каскадами до 120 м, при ожидаемых глубинах вскрытия оруденения до 1000 м.
- Метод позволяет повысить качество эксплуатационной руды за счет минимизации первичного разубоживания от безрудных интервалов с 14 до 25%.

Список литературы

1. Старостин В.И., Дергачев А.Л., Семинский Ж.В. *Структуры рудных полей и месторождений*. М.: Изд-во МГУ; 2002. 352 с.
2. Cox S.F. Coupling between deformation, fluid pressure and fluid flow in ore-producing hydrothermal systems at depth in the crust. *Economic Geology: Bulletin of the Society of Economic Geologists*. 2005;100:39–75. Available at: https://www.eoas.ubc.ca/sites/default/files/user/khickey/Week02/Cox_100_Econ_Geol_2005.pdf

3. Huang Z., Dai X., Dong L. Buckling failures of reserved thin pillars under the combined action of in-plane and lateral hydrostatic compressive forces. *Computers and Geotechnics*. 2017;87:128–138. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2017.02.013>
4. Кузин А.М. Месторождения полезных ископаемых, землетрясения и методология интерпретации сейсмических данных. *Труды Фермановской научной сессии ГИ КНЦ РАН*. 2019;(16):323–327. <https://doi.org/10.31241/FNS.2019.16.065>
5. Nguyen P.T., Harris L.B., Powell C.McA., Cox S.F. Fault-valve behaviour in optimally oriented shear zones: an example at the Revenge gold mine, Kambalda, Western Australia. *Journal of Structural Geology*. 1998;20(12):1625–1640. [https://doi.org/10.1016/S0191-8141\(98\)00054-6](https://doi.org/10.1016/S0191-8141(98)00054-6)
6. Sibson R.H. Earthquake rupturing as a mineralizing agent in hydrothermal systems. *Geology*. 1987;15 (8):701–704. [https://doi.org/10.1130/0091-7613\(1987\)15<701:ERAAMA>2.0.CO;2](https://doi.org/10.1130/0091-7613(1987)15<701:ERAAMA>2.0.CO;2)
7. Sibson R.H., Skott J. Stress/fault controls on the containment and release of overpressured fluids: Examples from gold-quartz vein systems in Juneau, Alaska; Victoria, Australia and Otago, New Zealand. *Ore Geology Reviews*. 1998;13(1-5):293–306. [https://doi.org/10.1016/S0169-1368\(97\)00023-1](https://doi.org/10.1016/S0169-1368(97)00023-1)
8. Нотт Дж.Ф. *Основы механики разрушения*. [пер. с англ. Д.В. Лаптева, под ред. В.Г. Кудряшова]. М.: Металлургия; 1978. 256 с.
9. Brady B.T. The nonlinear mechanical behavior of brittle rock Part II – Stress-strain behavior during regions III and IV. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1969;6(3):301–310. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(69\)90007-2](https://doi.org/10.1016/0148-9062(69)90007-2)
10. Сосновская Е.Л. Оценка техногенных напряжений на контуре очистных камер при разработке крутопадающих золоторудных жил малой мощности. *Вестник Иркутского государственного технического университета*. 2014;(12):82–88. Режим доступа: http://journals.istu.edu/vestnik_irtgu/journals/2014/12/articles/13
11. Садовский М.А., Балховитинов Л.Г., Писаренко В.Ф. *Деформирование геофизической среды и сейсмический процесс*. М.: Наука; 1987. 100 с.
12. Садовский М.А. Естественная кусковатость горной породы. *Доклады Академии наук СССР*. 1979;247(4):829–831. Режим доступа: <https://www.mathnet.ru/rus/dan42895>
13. Влох Н.П. *Управление горным давлением на подземных рудниках*. М.: Недра; 1994. 208 с. Режим доступа: <https://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-vloh-np-upravlenie-gornym-davleniem-na-podzemnyh-rudnikah-1994.pdf>
14. Макаров П.В. Эволюционная природа блочной организации геоматериалов и геосред. Универсальный критерий фрактальной делимости. *Геология и геофизика*. 2007;48(7):724–746. Режим доступа: <https://www.sibran.ru/upload/iblock/42a/42ae76275048d558a33a8596897ef667.pdf>
15. Ведмедев А.В. Коэффициент формы в расчетах подземных сооружений. В кн.: *Геотехническая механика* [межведомств. сб. науч. тр.]. Днепропетровск; 2004. Вып. 51. С. 250–257.
16. Бутаков Л.И., Зайцев Б.М., Казаченко Ю.А., Коваленко В.И., Кокташев А.Ф., Меринов М.А. и др. *Технология разработки золоторудных месторождений*. М.: Недра; 1995. 336 с. Режим доступа: <https://www.geokniga.org/books/9011>
17. Балек А.Е., Панжин А.А., Коновалова Ю.П., Мельник Д.Е. Особенности напряженного состояния горного массива Соколовского железорудного месторождения. В кн.: Валиев Н.Г. (ред.) *Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений: сб. докладов 7-й Междунар. науч.-техн. конф., Екатеринбург, 10–11 апреля 2018 г.* Екатеринбург: Уральский государственный горный университет; 2018. С. 256–264.
18. Харисов Т.Ф., Харисова О.Д. Геомеханическое обоснование параметров устойчивых камер и целиков в сложных горно-геологических условиях. *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2019;330(7):25–33. <https://doi.org/10.18799/24131830/2019/7/2173>
19. Ребецкий Ю.Л. Современное состояние теорий прогноза землетрясений. Результаты оценки природных напряжений и новая модель очага землетрясений. В кн.: Яковлев Ф.Л., Арефьева Т.П. (ред.) *Проблемы тектонофизики. К сорокалетию создания М.В. Гзовским лаборатории тектонофизики в ИФЗ РАН*. М.: Институт физики Земли им. О.Ю. Шмидта РАН; 2008. С. 359–395. Режим доступа: <https://www.geokniga.org/books/6034>
20. Sepehri M., Apel D., Liu W. Stope stability assessment and effect of horizontal to vertical stress ratio on the yielding and relaxation zones around underground open stopes using empirical and finite element methods. *Archives of Mining Sciences*. 2017;62(3):653–669. <https://doi.org/10.1515/amsc-2017-0047>

References

1. Starostin V.I., Dergachev A.L., Seminskii Zh.V. *Structures of ore fields and deposits*. Moscow: Moscow State University; 2002. 352 p. (In Russ.)
2. Cox S.F. Coupling between deformation, fluid pressure and fluid flow in ore-producing hydrothermal systems at depth in the crust. *Economic Geology: Bulletin of the Society of Economic Geologists*. 2005;100:39–75. Available at: https://www.eoas.ubc.ca/sites/default/files/user/khickey/Week02/Cox_100_Econ_Geol_2005.pdf
3. Huang Z., Dai X., Dong L. Buckling failures of reserved thin pillars under the combined action of in-plane and lateral hydrostatic compressive forces. *Computers and Geotechnics*. 2017;87:128–138. <https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2017.02.013>
4. Kouzin A.M. Mineral deposits, earthquakes and methodology of seismic data interpretation. *Trudy Fersmanovskoi nauchnoi sessii GI KNTs RAN*. 2019;(16):323–327. (In Russ.) <https://doi.org/10.31241/FNS.2019.16.065>
5. Nguyen P.T., Harris L.B., Powell C.McA., Cox S.F. Fault-valve behaviour in optimally oriented shear zones: an example at the Revenge gold mine, Kambalda, Western Australia. *Journal of Structural Geology*. 1998;20(12):1625–1640. [https://doi.org/10.1016/S0191-8141\(98\)00054-6](https://doi.org/10.1016/S0191-8141(98)00054-6)
6. Sibson R.H. Earthquake rupturing as a mineralizing agent in hydrothermal systems. *Geology*. 1987;15 (8):701–704. [https://doi.org/10.1130/0091-7613\(1987\)15<701:ERAAMA>2.0.CO;2](https://doi.org/10.1130/0091-7613(1987)15<701:ERAAMA>2.0.CO;2)
7. Sibson R.H., Skott J. Stress/fault controls on the containment and release of overpressured fluids: Examples from gold-quartz vein systems in Juneau, Alaska; Victoria, Australia and Otago, New Zealand. *Ore Geology Reviews*. 1998;13(1-5):293–306. [https://doi.org/10.1016/S0169-1368\(97\)00023-1](https://doi.org/10.1016/S0169-1368(97)00023-1)
8. Knott J.F. *Fundamentals of fracture mechanics*. London: Butterworth; 1973. 273 p.

9. Brady B.T. The nonlinear mechanical behavior of brittle rock Part II – Stress-strain behavior during regions III and IV. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*. 1969;6(3):301–310. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(69\)90007-2](https://doi.org/10.1016/0148-9062(69)90007-2)
10. Sosnovskaya E.L. Assessment of technogenic stresses in stopes when developing thin steeply dipping gold-ore veins. *Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2014;(12):82–88. (In Russ.) Available at: http://journals.istu.edu/vestnik_irtgu/journals/2014/12/articles/13
11. Sadovskii M.A., Balkhovitinov L.G., Pisarenko V.F. *Deformation of geophysical environment and seismic processes*. Moscow: Nauka; 1987. 100 p. (In Russ.)
12. Sadovskii M.A. Natural lumpiness of a rock. *Doklady Akademii Nauk SSSR*. 1979;247(4):829–831. (In Russ.) Available at: <https://www.mathnet.ru/rus/dan42895>
13. Vlokh N.P. *Rock pressure management in underground mines*. Moscow: Nedra; 1994. 208 p. (In Russ.) Available at: <https://www.geokniga.org/bookfiles/geokniga-vlokh-np-upravlenie-gornym-davleniem-na-podzemnyh-rudnikah-1994.pdf>
14. Makarov P.V. Evolutionary nature of structure formation in lithospheric material: universal principle for fractality of solids. *Russian Geology and Geophysics*. 2007;48(7):558–574. <https://doi.org/10.1016/j.rgg.2007.06.003>
15. Vedmedev A.V. Shape factor in calculation of underground facilities. In: *Geotechnical mechanics* [interdepartmental collection of scientific works], Dnepropetrovsk; 2004. Iss. 51, pp. 250–257. (In Russ.)
16. Butakov L.I., Zaitsev B.M., Kazachenko Yu.A., Kovalenko V.I., Koktashev A.F., Merinov M.A. et al. *Mining technology of gold deposits*. Moscow: Nedra; 1995. 336 p. (In Russ.) Available at: <https://www.geokniga.org/books/9011>
17. Balek A.E., Panzhin A.A., Konovalova Yu.P., Melnik D.E. Features of the stressed state of the mountain massif of Sokolovsky iron-solid deposit. In: Valiev N.G. (ed.) *Innovative geotechnologies in development of ore and nonmetallic deposits: Proceedings of the 7th International Scientific and Technical Conference, Ekaterinburg, April 10–11, 2018*. Ekaterinburg: Ural State Mining University; 2018, pp. 256–264. (In Russ.)
18. Kharisov T.F., Kharisova O.D. Geomechanical substantiation of the parameters of stable chambers and pillars in complex mining and geological conditions. *Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering*. 2019;330(7):25–33. (In Russ.) <https://doi.org/10.18799/24131830/2019/7/2173>
19. Rebetsky Yu.L. Current state of earthquake prediction theories. Results of natural stress assessments and a new earthquake source model. In: Yakovlev F.L., Arefieva T.P. (eds) *Challenges of Tectonophysics. On the 40th Anniversary of M.V. Gzovsky's creation of the Tectonophysics Laboratory at the Institute of Physics of the Earth of the Russian Academy of Sciences*. Moscow: Institute of Physics of the Earth. O.Yu. Schmidt RAS; 2008, pp. 359–395. (In Russ.) Available at: <https://www.geokniga.org/books/6034>
20. Sepehri M., Apel D., Liu W. Stope stability assessment and effect of horizontal to vertical stress ratio on the yielding and relaxation zones around underground open stopes using empirical and finite element methods. *Archives of Mining Sciences*. 2017;62(3):653–669. <https://doi.org/10.1515/amsc-2017-0047>

Информация об авторах

Ермошкин Денис Николаевич – генеральный директор, Global Asia Management, г. Бишкек, Кыргызская Республика
Курманалиев Капар Зарлыкович – горный инженер-геолог, Геолэкспертпроект, г. Бишкек, Кыргызская Республика; e-mail: grfgeology@gmail.com

Мансуров Владимир Аглеевич – доктор физико-математических наук, профессор, советник по геотехнике, Vertex Gold Co, г. Бишкек, Кыргызская Республика

Межеловский Виктор Игоревич – генеральный директор, Глобал Ширальджин Майнинг, г. Бишкек, Кыргызская Республика

Бабкин Евгений Анатольевич – руководитель геотехнического департамента, Vertex Gold Co, г. Бишкек, Кыргызская Республика

Information about the authors

Denis N. Ermoshkin – Director General, Global Asia Management, Bishkek, Kyrgyz Republic

Kapar Z. Kurmanaliev – Mining Engineer-Geologist, Geolekspertproekt LLC, Bishkek, Kyrgyz Republic; e-mail: grfgeology@gmail.com

Vladimir A. Mansurov – Dr. Sci. (Phys. and Math.), Professor, Geotechnical Advisor, Vertex Gold Co, Bishkek, Kyrgyz Republic

Viktor I. Mezhelevsky – Director General, Global Shiraldjin Mining, Bishkek, Kyrgyz Republic

Evgeny A. Babkin – Head of the Geotechnical Department, Vertex Gold Co, Bishkek, Kyrgyz Republic

Article info

Received: 11.04.2023

Revised: 05.05.2023

Accepted: 14.05.2023

Информация о статье

Поступила в редакцию: 11.04.2023

Поступила после рецензирования: 05.05.2023

Принята к публикации: 10.05.2023