

ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГОЙ ЗАЛЕЖИ БЕДНЫХ КОМПЛЕКСНЫХ РУД

И. В. Соколов¹, Ю. Г. Антипин¹, И. В. Никитин¹, Р. В. Криницын¹

¹ Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук,
Екатеринбург, Россия

Аннотация: Представлены результаты исследований по обоснованию эффективной и безопасной технологии отработки пологой залежи бедных комплексных руд. Выявлены основные недостатки и причины невысокой эффективности традиционной системы разработки этажного обрушения с послышной отбойкой и торцовым выпуском руды в условиях полого залегания рудных тел и наличия устойчивых налегающих пород, требующего реализации дополнительного процесса принудительного их обрушения. Определены условия применения и разработаны базовые принципы конструирования комбинированной системы разработки, основанной на использовании преимуществ камерной выемки и минимизации недостатков традиционной технологии. Выполнено изыскание и конструирование рациональных вариантов комбинированной системы разработки для выемки пологой залежи средней мощности, отличающихся между собой формой (прямоугольная или трапециевидная) и параметрами (шириной) камер и целиков, расположением камер и целиков относительно залежи (вкрест простирания или по простиранию), технологией очистной выемки и способом подготовки днища камер (траншейное или плоское). В результате геомеханического моделирования и технико-экономической оценки установлено, что оптимальным в указанных условиях является вариант комбинированной системы разработки с отработкой камер прямоугольной формы с плоским днищем, последующим принудительным обрушением налегающих пород и выемкой междукamerных и междублоковых целиков системой этажного обрушения с торцовым выпуском руды при их расположении по простиранию залежи. Эффективность данного варианта достигается за счет повышения показателей извлечения запасов из недр до 1,5–2 раз, обеспечивающего увеличение извлекаемой ценности добытой и обогащенной руды на 13,4 % и снижение эксплуатационных затрат на 1 т погашаемых балансовых запасов на 9,1 %.

Ключевые слова: бедные комплексные руды, пологая залежь средней мощности, комбинированная система разработки, геомеханическое обоснование, технологические параметры, показатели извлечения, технико-экономическая оценка.

Благодарность: Исследования выполнены в рамках государственного задания №075–00581–19–00 по Теме №0405–2019–0005.

Для цитирования: Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Криницын Р. В. Обоснование конструкции и параметров комбинированной системы разработки пологой залежи бедных комплексных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 5–1. – С. 88–104. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_51_0_88.

Justification of design and parameters of mixed mining system for gently dipping low-grade complex ore body

I. V. Sokolov¹, Yu. G. Antipin¹, I. V. Nikitin¹, R. V. Krinitsyn¹

¹ Institute of Mining Ural branch of Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg, Russia

Abstract: The results of the research on the justification of a safe and effective technology for mining gently dipping body of low-grade complex ore are presented. The main limitations and causes of low efficiency of the traditional mining system by block caving with layered blasting in the conditions of gently dipping ore bodies and stable overlying rocks which require additional caving are revealed. The application conditions and the main design principles are determined for the mixed mining system based on the use of advantages of room-and-pillar mining at its minimized disadvantages. The rational variants of the mixed mining system are found and designed for a medium-thickness and gently dipping ore body. The variants differ in shape (rectangular or trapezoidal) and parameters (width) of rooms and pillars, in arrangement of rooms and pillars (across or along the strike of the ore body), and in mining technology and method of bottom preparation in the rooms (trench or flat). As a result of the geomechanical modeling as well as the technical and economic assessments, it is found that the optimal variant for the discussed conditions is the mixed mining system with rectangular flat-bottom rooms, caving of overlying rocks and extraction of ore reserves from the rib and level pillars arranged along the strike of the ore body by block caving. The efficiency of this variant is ensured by increased extractability of ore reserves up to 1.5-2 times, which allows enhanced value of produced and processed ore by 13.4 % and reduced operating costs per 1 ton of proven reserves by 9.1%.

Key words: low-grade complex ore, medium-thickness gently dipping ore body, mixed mining system, geomechanical substantiation, technological parameters, extraction performance, technical and economic assessment.

For citation: Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Nikitin I. V., Krinitsyn R. V. Justification of design and parameters of mixed mining system for gently dipping low-grade complex ore body. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2021;(5-1):88-104. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_51_0_88.

Введение

Современная макроэкономическая обстановка, характеризующаяся существенным ростом мировых цен на цветные и благородные металлы, способствует улучшению производственно-экономических условий эксплуатации месторождений многокомпонентных руд с низким содержанием металлов (до 0,5–1,2 %) [1]. В практике подземной добычи бедных руд обычно применяется система разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Данная технология является высокопроизводительной и малозатратной [2, 3], но не обеспечивает необхо-

димый уровень извлечения запасов из недр, особенно в условиях пологого залегания рудных тел и наличия устойчивых налегающих пород.

Анализ опыта совершенствования подземных геотехнологий [4–10] показал, что наиболее эффективным способом повышения показателей извлечения руды, в том числе в неблагоприятных горно-геологических условиях, является применение комбинированной системы разработки (КСР), основанной на рациональном сочетании в пределах одного добычного блока двух систем разработки различных классов с целью достижения более

высоких технико-экономических показателей (ТЭП).

Таким образом, обоснование оптимальной конструкции и параметров КСР, обеспечивающих эффективность и безопасность подземной разработки пологой залежи бедных комплексных руд за счет повышения показателей полноты и качества извлечения запасов в 1,5–2 раза, является весьма актуальной научно-технической задачей.

Объект и методы исследования

Научное обоснование наиболее эффективного и безопасного варианта КСР выполнено для условий пологопадающей пластообразной залежи вкрапленных руд, залегающей на глубине 350–400 м. Мощность залежи изменяется от 12 до 25 м (средняя 20 м), угол падения от 5 до 8° (средний 7°). Рудный массив трещиноватый, средней устойчивости. Породы кровли залежи крепкие и устойчивые, почвы залежи — сильнотрещиноватые и слабоустойчивые. Крепость руд по шкале проф. М. М. Протодяконова от 10 до 14, вмещающих пород — от 4–6 до 16.

Использован комплексный метод исследований, включающий анализ и обобщение практики, изыскание, конструирование, геомеханическое моделирование и технико-экономическую оценку КСР пологой залежи вкрапленных руд.

Оценка традиционной технологии добычи руды

В настоящее время обработка вкрапленных руд ведется технологией этажного обрушения с послонной отбойкой и торцовым выпуском руды и принудительным обрушением налегающих пород (рис. 1). Отбойка пород налегающей толщи обеспечивает своевременное и планомерное заполнение

выработанного пространства обрушенной породой по мере выемки запасов залежи [11].

Пологопадающая залежь по простиранию разбивается на панели шириной 100 м. Панели обрабатываются последовательно в направлении от одного фланга к другому. Каждая панель по падению (вкрест простирания) залежи разделяется на добычные блоки. Параметры блока: длина — равна шагу подготовки панели (100 м), ширина — 100 м, высота — равна мощности залежи.

Подготовительно-нарезные работы (ПНР) в добычном блоке включают проведение в подстилающих породах горизонтальных доставочных штреков через 100 м и буро-доставочных ортов под углом 7° через каждые 12,5 м; в налегающих породах горизонтальных вентиляционных штреков через 100 м и буро-вентиляционных ортов под углом 7° через 50 м. Вентиляционный (горизонт принудительного обрушения), доставочный и транспортный горизонты соединены между собой вентиляционно-ходовыми восстающими и рудоспусками.

Выемка запасов блока осуществляется в нисходящем порядке путем послонной отбойки на зажатую среду восходящих вееров скважин диаметром 76 мм и последующего послонного торцового выпуска и доставки руды до рудоспуска с помощью погрузо-доставочной машины (ПДМ). Рудный массив разбурируется по сетке 2×2 м из буро-доставочных ортов, пройденных в подстилающих породах под углом 7°. Одновременно с отбойкой рудного массива формируется породная выпускная траншея с углом откосов 58°. Принудительное обрушение пород налегающей толщи ведется с опережением фронта очистных работ на расстояние не менее высоты этажа.

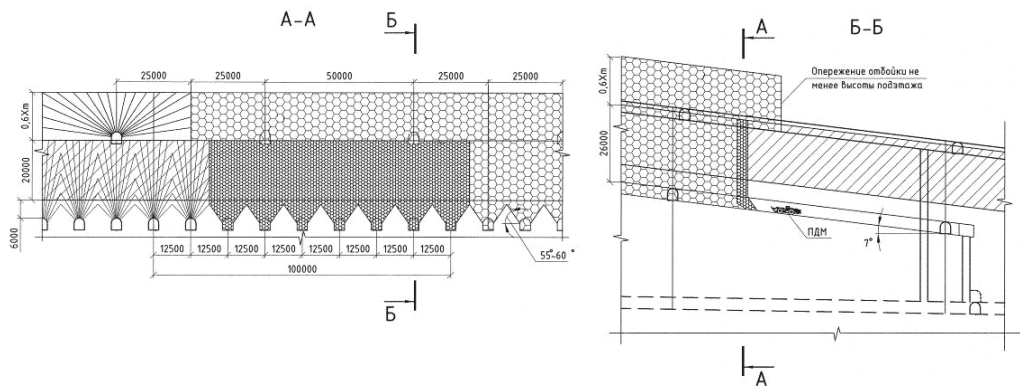


Рис. 1. Система разработки этажного обрушения с торцевым выпуском руды и принудительным обрушением налегающих пород (базовый вариант)
 Fig. 1. Block caving mining system with face ore output and forced collapse of the overlying rocks (basic option)

Массовая отбойка налегающих пород осуществляется на высоту, равную $0,8 T_{p.t.}$ (где $T_{p.t.}$ — мощность залежи, м), путем взрывания на зажатую среду восходящих вееров скважин диаметром 102 мм, разбуренных по сетке 6×6 м из буро-вентиляционных ортов.

Анализ практики применения системы разработки этажного обрушения с торцевым выпуском руды в условиях пологого залегания рудных тел и наличия устойчивых налегающих пород позволил выявить ряд существенных недостатков, снижающих эффективность горных работ:

- низкие фактические показатели извлечения при добыче руды (потери до 25 – 30 % и разубоживание до 30 %);

- высокий выход негабарита при послышной отбойке рудного массива веерами скважин уменьшенного диаметра вследствие нарушения скважин последующих вееров в результате взрывания предыдущего веера, а также искривления скважин вследствие их значительной длины (более 25 м);

- низкая устойчивость близко расположенных буро-доставочных выработок, располагаемых в слабоустойчивых подстилающих породах (ширина

целика между выпускными выработками составляет 8 – 10 м);

- высокая вероятность несвоевременного обрушения пород кровли залежи из-за завышенных параметров буровзрывных работ и недостаточного объема компенсационного пространства;

- принудительное проветривание очистных забоев с помощью вентиляторов местного проветривания.

Основные причины низких показателей извлечения руды:

- высокая вероятность проникновения (примешивания) породы как сверху, так и с боков отбиваемого слоя из-за сравнительно небольшой его толщины и ширины;

- большое расстояние (по осям 12,5 – 14 м) между выпускными буродоставочными выработками, что не обеспечивает условие касания фигур выпуска;

- выпуск отбитой руды осуществляется из слабонаклонных по восстановлению буродоставочных выработок, что не обеспечивает необходимую глубину внедрения ковша ПДМ в навал руды и усложняет процесс полного заполнения ковша;

– формируемая породная выпускная траншея имеет недостаточно крутой угол откосов, равный $55 - 60^\circ$ (вместо $65 - 67^\circ$).

Таким образом, традиционная технология с обрушением руды и вмещающих пород не обеспечивает эффективность горных работ, что подтверждает актуальность задачи научного обоснования оптимального варианта КСР пологой залежи вкрапленных руд.

Изыскание и конструирование рациональных вариантов КСР

КСР пологой залежи вкрапленных руд предусматривает комбинацию этажно-камерной системы, позволяющей отработать до $40 - 50\%$ запасов добычного блока с наименьшими потерями и разубоживанием, и системы этажного обрушения с торцовым выпуском руды, обеспечивающей высокую интенсивность выемки оставшихся целиков при сравнительно низких производственных затратах. Эффективность КСР обусловлена оптимальным соотношением запасов в камерах и целиках: увеличение размеров камер при соответствующем уменьшении параметров целиков повышает полноту и качество извлечения запасов блока в целом [12], следовательно, требуется обоснование оптимальной конструкции и параметров КСР.

Общие условия и принципы конструирования вариантов КСР [13, 14]:

1. Разделение залежи в плане на панели с параметрами, аналогичными базовому варианту. Порядок отработки запасов панели – камерно-целиковый с расположением добычных блоков, включающих камеру, междукамерный целик (МКЦ), междупанельный (МПЦ) или междублоковый (МБЦ) целик, длинной стороной по простиранию (вкрест простирания) залежи.

2. Подготовка панели состоит в проведении транспортных штреков на расстоянии, равном шагу подготовки панели 100 м и транспортных ортов на расстоянии, равном ширине панели 100 м. Транспортные штреки и орты соединены с вентиляционным и доставочным горизонтами вентиляционно-ходовыми восстающими и рудоспусками.

3. Применение секционной отбойки вееров скважин диаметром 102 мм при выемке камерных запасов с целью улучшения качества дробления руды и повышения сохранности взрывных скважин в условиях трещиноватого рудного массива.

4. Обеспечение устойчивости днища блоков за счет применения рациональных способов подготовки днища камер и целиков.

5. Использование на всех основных технологических процессах добычи руды высокопроизводительного самоходного оборудования, в том числе с дистанционным управлением (ДУ).

6. Обеспечение проветривания очистных работ за счет общешахтной депрессии.

7. Размещение пустой породы от проходки горных выработок и при формировании породной траншеи в отработанных камерах.

Для условий отработки пологой залежи средней мощностью $T_{p.t.} = 20$ м сконструировано шесть рациональных вариантов КСР (табл. 1). Варианты отличаются между собой следующими признаками: параметры (ширина) и форма (прямоугольная или трапециевидная) камер и целиков, расположение камер и целиков относительно залежи (вкрест или по простиранию), технология очистной выемки и способ подготовки днища камер (траншейное (породное) или плоское (рудное)).

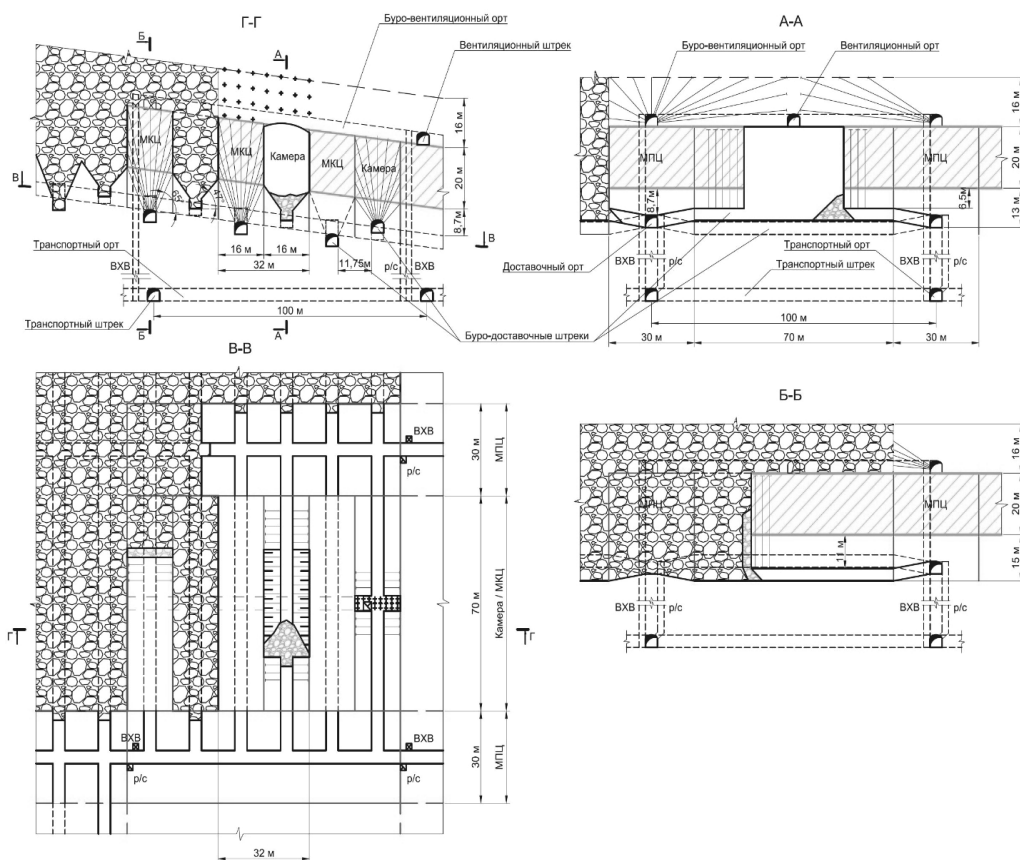


Рис. 2. КСР с отработкой камер прямоугольной формы с траншейным дном (при раздельной выемке запасов камеры и породы выпускной траншеи) и последующим принудительным обрушением налегающих пород и выемкой целиков системой этажного обрушения при их расположении по простиранию залежи (вариант 1б)

Fig. 2. Combined mining system with rectangular chambers with a trench bottom (with separate excavation of the chamber and the rock of the outlet trench) and the subsequent forced collapse of the overlying rocks and the excavation of pillars by a caving mining system with their location along the strike of the deposit (option 1b)

Во всех вариантах порядок отработки добычного блока следующий:

1. Первоначально осуществляется отработка запасов камеры путем образования отрезной щели в ее центре и секционной отбойки на открытое пространство восходящих (нисходящих) вееров скважин диаметром 102 мм, разбуренных по сетке 2,5×2,5 м из буро-доставочных (буру-вентиляционных) выработок, и последующего

выпуска руды с помощью ПДМ с ДУ с заездом в очистное пространство и ее доставки до рудоспуска.

2. После отработки камеры производится принудительное обрушение налегающих пород по всей площади добычного блока на высоту 0,8 $T_{p.t.}$ путем одновременного взрывания встречных восходящих вееров скважин диаметром 102 мм, разбуренных по сетке 4,0×4,0 м из фланговых буровых выработок.

3. После полного заполнения выработанного пространства камеры обрушенными породами и создания подушки раздробленных пород над целиками осуществляется выемка сначала МПЦ (МБЦ), затем МКЦ путем послышной отбойки на зажатую среду восходящих вееров скважин диаметром 102 мм, разбуренных по сетке 3,0×2,5 м из буро-доставочных (доставочных) выработок, и последующего послышного торцового выпуска и доставки руды до рудоспуска с помощью ПДМ. Одновременно с отбойкой запасов целика формируется породная выпускная траншея высотой 13 м с углом откосов 65°.

Наиболее интересными являются варианты 1б (рис. 2) и 4 (рис. 3). Вариант 1 позволяет улучшить показатели извлечения руды из камеры за счет селективной (раздельной) выемки запасов камеры и породы выпускной траншеи.

Базовый вариант предусматривает расположение очистных панелей по падению и их отработку по простиранию залежи, что предполагает заблаговременную и полную подготовку блока, то есть проведение большого объема подготовительных выработок. Вариант 4 позволяет осуществлять ПНР по мере отработки блоков, а также проходить буро-доставочные выработки камер и целиков горизонтальными, что в свою очередь создает благоприятные условия для эффективного выпуска руды ПДМ в очистном забое.

Реализации каждого варианта также возможна при параллельной (одновременной) отработке нескольких (2-х или 3-х) камер в пределах панели, что позволяет увеличить фронт очистных работ для обеспечения необходимой производительности рудника (табл. 1). При этом схема ПНР и технология

выемки камер и целиков в блоке остается без изменений.

Геомеханическое моделирование параметров конструктивных элементов КСР

Геомеханическое обоснование параметров конструктивных элементов КСР и порядка отработки запасов панели выполнено лабораторией геодинамики и горного давления ИГД УрО РАН на основе моделирования напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород с применением метода конечных элементов и программного комплекса FEM при различных значениях первоначальных природных напряжений: гравитационное поле (гипотеза А. Н. Динника), гидростатическое поле (гипотеза А. Гейма) и гравитационно-тектоническое поле напряжений (гипотеза Е. И. Шемякина, М. В. Курлени, Н. П. Влоха и др.) [15 – 17].

Для оценки степени устойчивости конструктивных элементов КСР проанализирован широкий диапазон параметров камер и целиков и выполнен сравнительный анализ расчетных напряжений с допустимыми [18]. Результаты моделирования НДС массива горных пород в кровле и стенках камер и МКЦ на примере варианта 4 представлено в табл. 2.

Для определения устойчивости пролета кровли камер промоделирован поперечный разрез по оси камеры длиной 70 м. Распределение напряжений по длине камеры показано на рис. 4.

Принятые параметры камер и целиков КСР при различном порядке их отработки приведены в табл. 1.

Выводы по результатам моделирования НДС массива горных пород:

– наибольшие сжимающие напряжения возникают в угловых частях камеры, отмечаются отдельные зоны

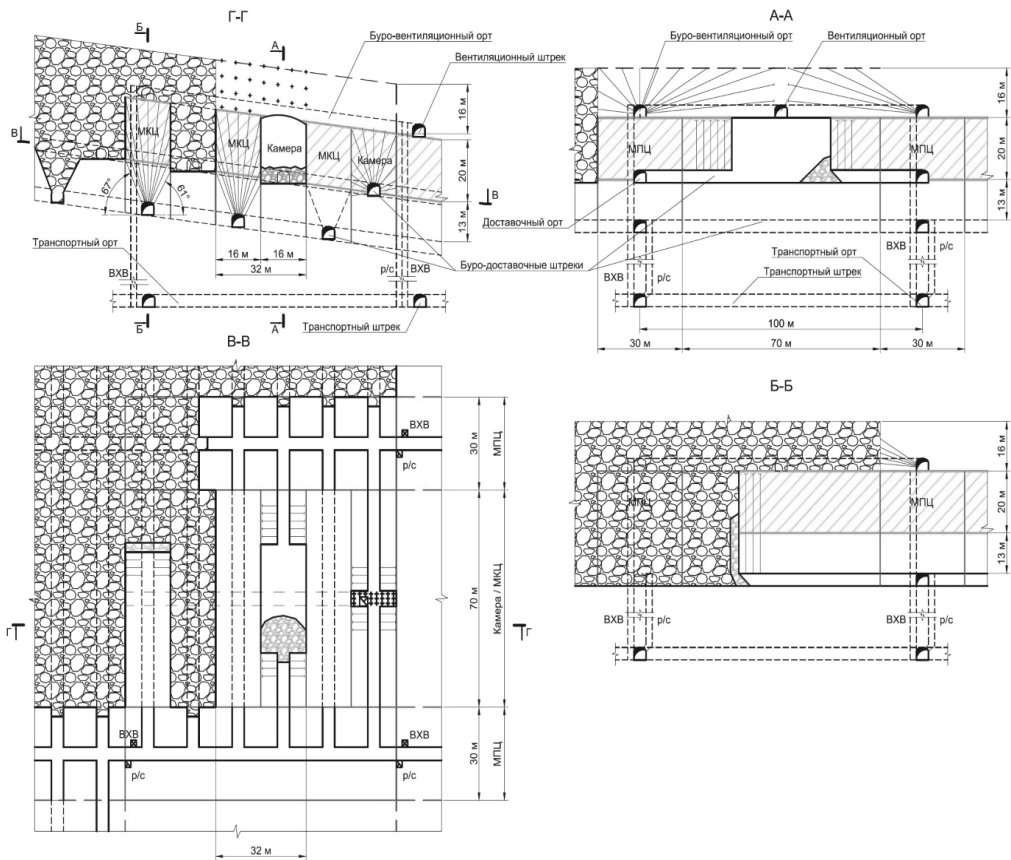


Рис. 3. КСР с отработкой камер прямоугольной формы с плоским дном и последующим принудительным обрушением налегающих пород и выемкой целиков системой этажного обрушения при их расположении по простиранию залежи (вариант 4)

Fig. 3. Combined mining system with rectangular chambers with a flat bottom and the subsequent forced collapse of the overlying rocks and the excavation of pillars by a caving mining system with their location along the strike of the deposit (option 4)

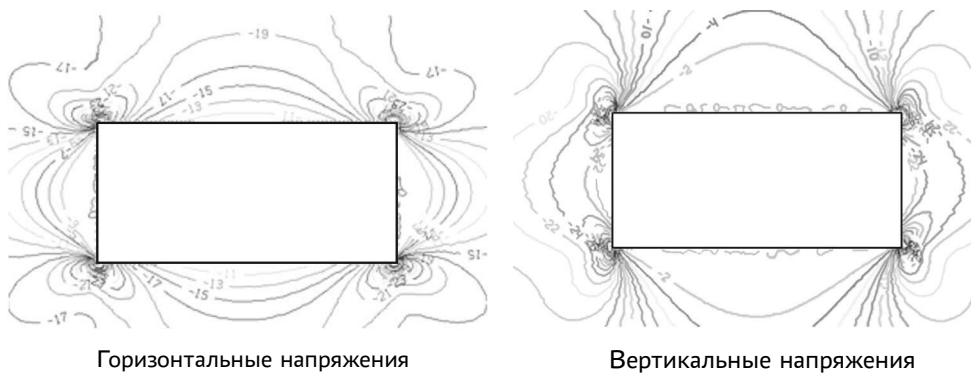


Рис. 4. Распределение напряжений по длине камеры
Fig. 4. Stress allocation along the length of the chamber

Таблица 1
Варианты КСР и устойчивые параметры камер и целиков при различном порядке их отработки
Combined mining system options and stable parameters of chambers and pillars with different order of their mining

Вариант	Способ подготовки днища	Форма камер и МКЦ	Расположение камер и МКЦ	Порядок отработки запасов панели											
				Последовательный (в отработке 1 камера)					Параллельный (в отработке 2–3 камеры)						
				Длина		Ширина		Камера	МКЦ	МПЦ (МБЦ)	Длина		Камера	МКЦ	МПЦ (МБЦ)
				Камера и МКЦ	МПЦ (МБЦ)	Камера и МКЦ	МПЦ (МБЦ)								
1а и 1б	Камера с траншейным днищем	Прямоугольная	По простиранию	70	32	16	16	30	30	70	30	14	16	30	
2				70	31	15	16	30	30	70	14	16	30		
3	Камера с плоским днищем	Трапециевидная	По простиранию	70	32	18/16	14/16	30	Не рассматривается						
4				70	32	16	16	30	70	31	15	16	30		
5	Камера с плоским днищем	Трапециевидная	Вкрест простирания	70	31	15	16	30	70	31	15	16	30		
6				70	32	18/16	14/16	30	Не рассматривается						

Примечание: вариант 1б отличается от варианта 1а тем, что перед выемкой камерных запасов в подстилающих породах формируется траншейная подсечка.

Таблица 2

Моделирование НДС массива горных пород по варианту 4**Modeling the stress-strain state of a rock mass by option 4**

Модель	4	Гравитационно-тектоническое поле напряжений Мощности залежи 20 м. Ширина камеры 16 м и МКЦ 16 м. Одновременная отработка 3-х камер с плоским дном	
Конструктивные элементы системы разработки	Напряжения на контуре выработки, МПа		
Кровля камеры	-4,4	-25,2	
Углы кровли	-44,8	-67,6	
Стенки	-10,4	-15,6	
Днище	-9,8	-17,8	
МКЦ	-15,9	-34,7	
Эпюра полных напряжений			
Зона растяжения			
Максимальное растяжение	0	0,6	
Зона сжатия			
Максимальное сжатие	0	-50,78	

Технико-экономические показатели по вариантам КСР при выемке пологой залежи средней мощности
 Technical and economic indicators for the combined mining system options at the excavation of medium width sloping deposit

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Базовый вариант	Варианты КСР						
				1а	1б	2	3	4	5	6
Исходные данные										
1	Цена 1 т металла на LME: – металла №1 – металла №2	\$/т \$/т	6000 14000	6000 14000	6000 14000	6000 14000	6000 14000	6000 14000	6000 14000	6000 14000
2	Курс доллара к рублю	руб./\$	65	65	65	65	65	65	65	65
3	Коэффициент извлечения металла №1 в концентрат	доли ед.	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
4	Коэффициент извлечения металла №2 в концентрат	доли ед.	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
Последовательная отработка камер										
1	Балансовые запасы блока	т	192000	192000	192000	192000	192000	192000	192000	192000
2	Потери	%	25	12,91	12,91	12,91	12,91	13,40	13,40	12,38
3	Разубоживание	%	30	22,22	18,89	23,02	23,43	19,15	20,41	20,51
4	Эксплуатационные запасы	т	205632	214974	206154	217203	220923	205668	208917	211614
5	Извлекаемая ценность 1 т погашаемых балансовых запасов, в т.ч.:	руб./т	3036,15	3525,5	3525,5	3525,5	3566,5	3505,7	3505,7	3547,0
	– по металлу №1	руб./т	1316,25	1528,4	1528,4	1528,4	1546,2	1519,8	1519,8	1537,7
	– по металлу №2	руб./т	1719,9	1997,1	1997,1	1997,1	2020,3	1985,9	1985,9	2009,3
6	Себестоимость 1 т добытой руды	руб./т	2767	2585,2	2639,5	2584,4	2577,4	2516,9	2512,2	2506,0
7	Себестоимость 1 т погашаемых балансовых запасов	руб./т	2963,5	2894,6	2834,8	2923,8	2965,5	2695,6	2733,3	2761,6

Окончание табл. 3

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Базовый вариант	Варианты КСР						
				1а	1б	2	3	4	5	6
8	Прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов	руб./т	72,6	630,9	690,7	601,7	601,0	810,1	772,4	785,4
Параллельная (одновременная) отработка 3-х камер										
1	Балансовые запасы блока	т	192000	180000	180000	180000	-	186000	186000	-
2	Потери	%	27,5	13,39	13,39	13,39	-	13,58	13,58	-
3	Разубоживание	%	30,0	25,15	19,47	25,68	-	19,43	20,70	-
4	Эксплуатационные запасы	т	205632	202413	193593	204549	-	199500	202704	-
5	Извлекаемая ценность 1 т погашаемых балансовых запасов, в т. ч.:	руб./т	3036,15	3506,1	3506,1	3506,1	-	3498,5	3498,5	-
	– по металлу №1		1316,25	1520,0	1520,0	1520,0	-	1516,7	1516,7	-
	– по металлу №2		1719,9	1986,1	1986,1	1986,1	-	1981,8	1981,8	-
6	Себестоимость 1 т добытой руды	руб./т	2767	2585,2	2639,5	2584,4	-	2516,9	2512,2	-
7	Себестоимость 1 т погашаемых балансовых запасов	руб./т	2963,5	2907,2	3075,0	2936,9	-	2700,6	2738,3	-
8	Прибыль на 1 т погашаемых балансовых запасов	руб./т	72,6	598,9	431,1	569,2	-	797,9	760,2	-

растяжений в кровле и стенках камер, целиках, распространенные в глубину горного массива до 3–10 м. Возможны отслоения и локальные вывалы горных пород;

– в качестве мер безопасности следует предусмотреть технологические мероприятия (ограничение времени отработки камер и целиков, придание кровле камер сводчатой формы и своевременное погашение выработанного пространства) [19];

– варианты с трапециевидной формой камер и целиков требуют дополнительных исследований вследствие заметного снижения устойчивости кровли камер и могут быть рекомендованы только для опытной отработки отдельных блоков.

Технико-экономическая оценка и выбор оптимального варианта КСР

Выбор оптимального варианта КСР для выемки пологой залежи вкрапленных руд произведен на основе технико-экономической оценки вариантов по критерию максимума прибыли на 1 т погашаемых балансовых запасов (Пр) [20].

Методика и результаты расчетов ТЭП по вариантам КСР приведены в табл. 3. При определении ТЭП учтены различия вариантов КСР в показателях извлечения при добыче руды, эксплуатационных затратах на проходку подготовительно-нарезных выработок, формирование выпускных траншей, очистную выемку и погашение выработанного пространства.

В результате технико-экономической оценки вариантов КСР и сравнения с традиционной технологией установлено, что наибольшую эффективность обеспечивает вариант 4, причем как при последовательном, так и при параллельном порядке отработки камер в пределах панели: прибыль

составляет $Pr = 810,1$ руб./т и $Pr = 797,9$ руб./т, соответственно.

Заключение

В результате научного изыскания, конструирования, геомеханического моделирования и технико-экономической оценки рациональных вариантов КСР, обеспечивающих эффективность и безопасность подземной разработки пологой залежи бедных комплексных руд, установлено, что оптимальным является вариант КСР с отработкой камер прямоугольной формы с плоским дном, последующим принудительным обрушением налегающих пород и выемкой целиков системой этажного обрушения с торцевым выпуском руды при их расположении по простиранию залежи.

Реализация КСР по сравнению с традиционной технологией позволяет:

- снизить потери при добыче руды в 2 раза, разубоживание в 1,5 раза;
- увеличить расстояние между буродоставочными выработками с 8–10 м до 25–27 м;
- исключить проходку слабонаклонных буродоставочных выработок и обеспечить эффективность процесса погрузки ковша ПДМ;
- повысить качество отбойки рудного массива за счет увеличения толщины отбиваемого слоя и диаметра скважин, уменьшения длины скважин в среднем на 6 м;
- контролировать процесс заполнения выработанного пространства;
- обеспечить проветривание очистных работ за счет общешахтной депрессии;
- увеличить извлекаемую ценность добытой и обогащенной руды на 13,4 % и снизить эксплуатационные затраты на 1 т погашаемых балансовых запасов на 9,1 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каплунов Д. Р., Радченко Д. Н., Федотенко В. С., Лавенков В. С. Оценка эффективности перехода подземного рудника к новому технологическому укладу с ростом глубины горных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2020. — № 12. — С. 5–15.
2. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Барановский К. В. Подземная геотехнология при комбинированной разработке мощного железорудного месторождения // Известия вузов. Горный журнал. — 2014. — № 7. — С. 25–32.
3. Савич И. Н., Мустафин В. И. Обоснование параметров этажного торцевого выпуска при разработке мощных рудных залежей // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2013. — № 6. — С. 23–28.
4. Фрейдин А. М., Неверов А. А., Неверов С. А. Геомеханическая оценка комбинированной системы разработки мощных пологих рудных залежей с закладкой и обрушением // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2016. — № 5. — С. 114–124.
5. Белогородцев О. В., Громов Е. В., Мельник В. Б. Обоснование систем разработки и их конструктивных параметров в условиях интенсификации добычи при отработке запасов глубоких горизонтов мощных рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2016. — № 4. — С. 122–130.
6. Павлов А. М., Федоляк А. А. Повышение эффективности подземной разработки золоторудных месторождений Восточной Сибири // Известия Сибирского отделения секции наук о земле российской академии естественных наук. Геология, разведка и разработка месторождений полезных ископаемых. — 2018. — Т. 41. — № 4 (65). — С. 97–106.
7. Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А., Ключев М. В. Обзор комбинированных систем подземной разработки рудных месторождений // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]. — 2020. — № 3. — С. 5–22. URL: <http://trud.igduran.ru> (дата обращения: 18.12.2020).
8. Kant R., Sen P., Paul P. S., Kher A. A. A review of approaches used for the selection of optimum stoping method in hard rock underground mine // International Journal of Applied Engineering Research. 2016, Vol. 11, pp. 7483–7490.
9. Javanshirgivi M., Safari M. The selection of an underground mining method using the fuzzy topsis method: A case study in the Kamar Mahdi II fluorine mine // Mining Science. 2017, Vol. 24, pp. 161–181. DOI: 10.5277/msc172410
10. Abdellah Wael R. Serviceability analysis of deep underground openings driven in jointed-rock // International Journal of Mining Science and Technology. 2017, Vol. 27, p. 1019–1024. DOI: 10.1016/j.ijmst.2017.06.024
11. Малиновский Е. Г. Повышение полноты и качества отработки запасов пологопадающих залежей системами с обрушением руды и налегающих пород на примере рудника «Заполярный»: дисс. ... канд. техн. наук / Малиновский Евгений Геннадьевич. –Красноярск, 2004. — 159 с.
12. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Барановский К. В. Исследование конструкции и параметров комбинированной системы разработки наклонного месторождения кварца // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. — 2017. — Т. 328. — № 10. — С. 87–99.

13. Соколов И. В., Антипин Ю. Г., Смирнов А. А., Никитин И. В. Перспективные технологии подземной разработки жильных месторождений золота // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. — 2020. — № 4. — С. 271–283.
14. Смирнов А. А., Барановский К. В., Рожков А. А. Применение принципов ресурсосбережения при отбойке крепких трещиноватых руд веерами скважинных зарядов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2020. — № 3–1. — С. 300–312.
15. Зотеев О. В. Моделирование трещин при расчетах напряженно-деформированного состояния скальных массивов // Известия Уральского государственной горно-геологической академии. Горное дело. — 2000. — № 11. — С. 252–259.
16. Сосновская Е. Л., Авдеев А. Н. Оценка первоначального напряженного состояния массива горных пород в криолитозоне (на примере Ирокиндинского месторождения) // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). — 2020. — № 3–1. — С. 208–215.
17. Липин Я. И., Крилицын Р. В. Актуальные вопросы оценки напряжений при прогнозе удароопасности на современном этапе // Современные проблемы механики. — 2018. — № 33 (3). — С. 410–418.
18. Avdeev A., Sosnovskaya E. Geomechanical conditions of vein gold deposits in permafrost zone // E3S Web Conferences, 2020, Vol. 192, 01026. DOI: 10.1051/e3sconf/202019201026.
19. Крилицын Р. В., Полховский В. И., Худяков С. В. Повышение устойчивости кровли камер при отработке месторождений подземным способом // Проблемы недропользования [Электронный ресурс]. — 2018. — № 3. — С. 22–28. URL: <http://trud.igduran.ru> (дата обращения: 23.12.2020).
20. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Соколов Р. И. Влияние показателей извлечения на эффективность технологии подземной разработки рудных месторождений // Известия вузов. Горный журнал. — 2012. — № 3. — С. 4–11. **ПАБ**

REFERENCES

1. Kaplunov D. R., Radchenko D. N., Fedotenko V. S., Lavenkov V. S. Evaluation of the efficiency of using an underground mine to a new technological structure with an increase in the depth of mining, *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 12, pp. 5–15. [In Russ].
2. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Nikitin I. V., Baranovskij K. V. Underground geotechnology in the combined development of a powerful iron ore deposit, *Izvestija vuzov. Gornyj zhurnal.* 2014, no. 7, pp. 25–32. [In Russ].
3. Savich I. N., Mustafin V. I. Justification of the parameters of the face ore output during the development of thick ore deposits, *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2013, no. 6, pp. 23–28. [In Russ].
4. Freidin A. M., Neverov A. A., Neverov S. A. Geomechanical evaluation of a combined system for the development of thick shallow ore deposits with backfilling and collapse, *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznyh iskopaemyh.* 2016, no. 5, pp. 114–124. [In Russ].
5. Belogorodcev O. V., Gromov E. V., Mel'nik V. B. Justification of development systems and their design parameters in conditions of intensification of production during the development of deep horizons of powerful ore deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2016, no. 4, pp. 122–130. [In Russ].
6. Pavlov A. M., Fedoljak A. A. Improving the efficiency of underground mining of gold deposits in Eastern Siberia, *Izvestija Sibirskogo otdelenija sekcii nauk o zemle rossijskoj*

akademii estestvennyh nauk. *Geologija, razvedka i razrabotka mestorozhdenij poleznyh iskopaemyh*. 2018, Vol. 41, no. 4 (65), pp. 97–106. [In Russ].

7. Antipin Yu. G., Baranovskij K. V., Rozhkov A. A., Kljuev M. V. Review of combined systems of underground mining of ore deposits. *Problemy nedropol'zovanija*. 2020, no. 3, pp. 5–22, available at: <http://trud.igduran.ru> (accessed 18.12.2020)

8. Kant R., Sen P., Paul P. S., Kher A. A. A review of approaches used for the selection of optimum stoping method in hard rock underground mine. *International Journal of Applied Engineering Research*. 2016, Vol. 11, pp. 7483–7490.

9. Javanshirgivi M., Safari M. The selection of an underground mining method using the fuzzy topsis method: A case study in the Kamar Mahdi II fluorine mine. *Mining Science*. 2017, Vol. 24, pp. 161–181. DOI: 10.5277/msc172410

10. Abdellah Wael R. Serviceability analysis of deep underground openings driven in jointed-rock. *International Journal of Mining Science and Technology*. 2017, Vol. 27, p. 1019–1024. DOI: 10.1016/j.ijmst.2017.06.024

11. Malinovskiy E. G. *Povyshenie polnoty i kachestva otrabotki zapasov pologopadajushhih zalezhej sistemami s obrusheniem rudy i nalegajushhih porod na primere rudnika «Zapoljarnyj»* [Increasing the completeness and quality of mining reserves of sloping deposits by mining systems with caving of ore and overlying rocks on the example mine “Zapolyarnyj”]. Candidate’s thesis, Krasnoyarsk, 2004, 159 p. [In Russ]

12. Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Baranovskiy K. V. Research of the design and parameters of the combined system for the development of an inclined quartz deposit, *Izvestija Tomskogo politehnicheskogo universiteta. Inzhiniring georesursov*. 2017, Vol. 328, no. 10, pp. 87–99. [In Russ].

13. Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Smirnov A. A., Nikitin I. V. Prospective technologies for underground mining of vein gold deposits, *Izvestija Tul'skogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle*. 2020, no. 4, pp. 271–283. [In Russ].

14. Smirnov A. A., Baranovskiy K. V., Rozhkov A. A. Application of the principles of resource conservation when breaking hard fractured ores with fans of borehole charges, *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 3–1, pp. 300–312. [In Russ].

15. Zoteev O. V. Modeling of cracks in calculating the stress-strain state of rock mass, *Izvestija Ural'skoj gosudarstvennoj gorno-geologicheskoy akademii. Gornoe delo*. 2000, no. 11, pp. 252–259. [In Russ].

16. Sosnovskaya E. L., Avdeev A. N. Evaluation of the initial stress state of the rock mass in the permafrost zone (on the example of the Irokinda deposit), *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2020, no. 3–1, pp. 208–215. [In Russ].

17. Lipin Ya. I., Krinitsyn R. V. Topical issues of stress assessment in predicting rock burst hazard at the present stage, *Sovremennye problemy mehaniki*. 2018, no. 33 (3), pp. 410–418. [In Russ].

18. Avdeev A., Sosnovskaya E. Geomechanical conditions of vein gold deposits in permafrost zone. *E3S Web Conferences*, 2020, Vol. 192, 01026.

19. Krinitsyn R. V., Polhovskij V. I., Hudjakov S. V. Increasing the stability of the roof of the chambers during underground mining, *Problemy nedropol'zovanija*. 2018, no. 3, pp. 22–28, available at: <http://trud.igduran.ru> (accessed 23.12.2020). [In Russ].

20. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Yu. G., Sokolov R. I. Influence of extraction indicators on the efficiency of underground mining technology of ore deposits, *Izvestija vuzov. Gornyj zhurnal*. 2012, no. 3, pp. 4–11. [In Russ].

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Соколов Игорь Владимирович*¹ — докт. техн. наук, действительный член Академии горных наук, директор;

*Антипин Юрий Георгиевич*¹ — канд. техн. наук, зав. лабораторией подземной геотехнологии, e-mail: geotech@igduran.ru;

*Никитин Игорь Владимирович*¹ — научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии;

*Криницын Роман Владимирович*¹ — зав. лабораторией геодинамики и горного давления, e-mail: krin@igduran.ru;

¹ Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН), Екатеринбург, Россия.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Sokolov I. V., Dr. Sci. (Eng.), full member of the Academy of mining sciences, director;

Antipin Yu. G., Cand. Sci. (Eng.), head of the laboratory of underground geotechnology, e-mail: geotech@igduran.ru;

Nikitin I. V., research worker of the laboratory of underground geotechnology;

Krinitsyn R. V., head of the laboratory of geo-dynamics and rock pressure, e-mail: krin@igduran.ru;

¹ The Institute of Mining of the Ural branch of Russian Academy of Sciences (IM UB RAS), Ekaterinburg, Russia.

Получена редакцией 25.12.2020; получена после рецензии 22.03.2021; принята к печати 10.04.2021.

Received by the editors 25.12.2020; received after the review 22.03.2021; accepted for printing 10.04.2021.

