УДК 622.272 DOI: 10.21440/0536-1028-2021-4-15-23

Обоснование параметров камерной системы разработки с оставлением неизвлекаемых целиков

Антипин Ю. Г.[1]*, Рожков А. А.[1], Барановский К. В.[1]
[1] Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия
e-mail: geotech@igduran.ru

Реферат

Актуальность темы. *Применение для отработки наклонных рудных тел малой и невыдержанной мощности систем разработки с обрушением руд и вмещающих пород влечет за собой образование значительных объемов потерь и разубоживания. Возникают неблагоприятные условия для самотечного выпуска руды и, как следствие, необходимость прирезки пустых пород лежачего бока залежи для формирования откосов с необходимым углом, характерные потери руды в тупике выпускной выработки, не зависящие от мощности рудного тела, а потому при малом ее значении приобретающие больший удельный вес. Ограниченная наклонным углом падения рудного тела высота подэтажей приводит к значительным объемам проведения подготовительно-нарезных выработок. Отсутствие на практике оперативного контроля содержания в дозах выпуска руды полезного компонента зачастую приводит к увеличенным показателям разубоживания за счет выпуска пустых обрушенных пород ранее отработанного вышележащего подэтажа. Таким образом, изыскание технологических решений и обоснование их конструктивных параметров для условий отработки наклонных рудных тел малой мощности является актуальной научно-технической задачей.*

Цель исследований. *Обоснование параметров камерной системы разработки с оставлением неизвлекаемых целиков, обеспечивающих выпуск максимального объема чистой руды под консолью пород висячего бока.*

Методы исследований. *В работе использовался комплексный метод исследований, основанный на изыскании и конструировании технически рациональных вариантов геотехнологии, их технико-экономической оценке и математическом моделировании, определении устойчивых параметров конструктивных элементов системы разработки – пролета камеры и ширины целиков.*

Анализ результатов. *Определен оптимальный вариант камерной системы разработки. В сравнении с базовой технологией подэтажного обрушения удельный расход подготовительно-нарезных работ на 1000 т добытой руды снижен на 34 %, себестоимость добытой руды – на 12 %, потери и разубоживание руды – в 2 и 2,9 раза соответственно. Установлены устойчивые параметры пролета камер и ширины целиков.*

Выводы. *Разработанная технология подэтажной выемки сдвоенными камерами с торцовым выпуском руды при помощи погрузочно-доставочных машин с дистанционным управлением и последующим обрушением неизвлекаемых целиков минимальной ширины позволяет существенно увеличить эффективность отработки месторождения.*

Ключевые слова: *система разработки; показатели извлечения; пролет камеры; целик; дистанционное управление; торцовый выпуск руды.*

Исследования выполнены в рамках государственного задания № 075-00581-19-00. Тема № 0405-2019-0005.

Введение. С целью наращивания годового объема добычи медноколчеданных руд Урупским горно-обогатительным комбинатом начата подземная разработка месторождения Скалистое. Месторождение представлено рудным телом невыдержанной мощности 1,5–8,0 м (средневзвешенное значение – 3,5 м) и наклонного

падения 25°–50° (среднее значение – 40°). Вмещающие породы устойчивые (коэффициент крепости f = 8–14), месторождение отнесено к неопасным по горным ударам. Руды также устойчивые, крепкие (f = 10–14), не склонны к самовозгоранию, содержание меди в среднем составляет 3,25 %, цинка – до 0,95 %.

Проектом предусмотрена система разработки подэтажного обрушения. С принятыми конструктивными параметрами (высота подэтажа – 10 м, угол формируемой траншеи – менее 45°) не обеспечивается эффективность добычи. Опыт применения такой системы разработки на вышележащем этаже и в аналогичных условиях показывает, что величина потерь превысит 30 %, а разубоживания – 20 % [1, 2]. Учитывая достаточно высокое содержание полезных компонентов в рудах месторождения в совокупности с неблагоприятными условиями залегания, изыскание и обоснование параметров технологии, обеспечивающей повышение эффективности отработки месторождения Скалистое, является актуальной научно-технической задачей.

Таблица 1. Технологические особенности систем разработки
Table 1. Technological features of mining systems

Система разработки	Технологические особенности	
	Основные запасы	Целики
1. Подэтажно-камерная	1. Площадной выпуск руды 2. Торцовый выпуск руды ПДМ с дистанционным управлением	Отбойка МКЦ и МБЦ после полной выемки камерных запасов. Запасы целиков извлекаются
	3. Выемка сдвоенными камерами с площадным выпуском руды 4. Выемка сдвоенными камерами с торцовым выпуском руды ПДМ с дистанционным управлением	Отбойка МКЦ и МБЦ после полной выемки сдвоенной камеры. Запасы целиков извлекаются
	5. Выемка сдвоенными камерами с торцовым выпуском руды ПДМ с дистанционным управлением	Погашение ПЦ после выемки всех камерных запасов. Обрушенные ПЦ не извлекаются
2. Подэтажное обрушение	1. Торцовый выпуск руды	Целики не формируются
3. Горизонтальными слоями с сухой закладкой	1. Отбойка горизонтальными шпурами 2. Отбойка вертикальными шпурами	ПЦ формируются, не погашаются и не извлекаются

Изыскание технологических решений. В процессе модернизации технологии отработки месторождения Скалистое сконструировано восемь вариантов систем разработки (пять вариантов подэтажно-камерной системы, система разработки подэтажного обрушения и два варианта слоевой системы разработки), в наибольшей степени отвечающих реальным горно-геологическим и сложившимся горнотехническим условиям. Рассматриваемые варианты технологии предполагают формирование целиков: для подэтажно-камерной системы – междукамерных (МКЦ), междублоковых (МБЦ) или панельных целиков (ПЦ); для системы разработки горизонтальных слоев – только ПЦ; при системе подэтажного обрушения целики не формируются.

Малая мощность и наклонное падение рудного тела создают весьма неблагоприятные условия с точки зрения выпуска руды. С одной стороны – ограниченная

возможность формирования траншеи с достаточным для самотечного выпуска руды углом откоса в лежачем боку залежи, с другой – высокий удельный вес потерь руды в днище камеры [3, 4]. В связи с этим для подэтажно-камерной системы разработки рассмотрены варианты с применением на выпуске погрузочно-доставочных машин (ПДМ) с дистанционным управлением [5, 6] и выемка основных запасов добычного блока сдвоенными камерами. Таким образом, возможна полная зачистка руды в траншейном штреке и довыпуск оставшейся руды верхнего подэтажа через днище нижнего. В обобщенном виде варианты систем разработки и их технологические особенности представлены в табл. 1.

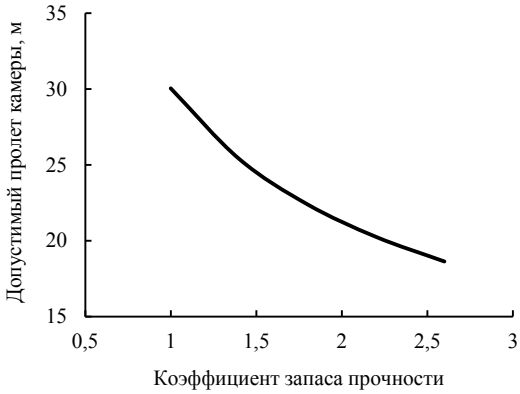

Рис 1. Зависимость допустимого пролета камеры от коэффициента запаса прочности пород кровли
Fig. 1. Dependence of the permissible chamber span on the safety factor of the roof rocks

Сравнительный анализ основных технико-экономических показателей систем разработки и экономико-математическое моделирование позволили выбрать наилучший вариант ведения очистных работ по критерию прибыли на 1 т балансовых запасов. Минимальная себестоимость добычи и обогащения руды достигается при варианте 1.5. Максимальная извлекаемая ценность добытой руды достигается при варианте 3.2. Вариант 1.5 имеет наибольшую прибыль по сравнению с остальными вариантами – выше на 12–44 %. Следовательно, для отработки месторождения Скалистое оптимальным является вариант 1.5 – подэтажно-камерная система разработки с выемкой сдвоенными камерами и торцовым выпуском руды ПДМ с дистанционным управлением и последующим обрушением неизвлекаемых целиков.

Обоснование конструктивных параметров технологии. Добычной блок включает в себя два подэтажа и ПЦ. В каждом блоке запасы верхнего (с опережением) и нижнего подэтажа вынимаются камерами с выпуском руды на подэтажных горизонтах. После отработки камер производится обрушение всех ПЦ (в пределах этажа высотой 60 м), что позволяет осуществить погашение выработанного пространства отработанных сдвоенных камер породами висячего бока.

Наклонное падение и малая мощность рудного тела значительно снижают эффективность выпуска руды целиков под обрушенными породами [7, 8], в связи с чем принято техническое решение – выемка максимального объема чистой руды из сдвоенной камеры с максимально возможными параметрами ее ширины и оставление неизвлекаемого ПЦ минимально возможной ширины.

Обоснование устойчивых параметров пролета камер и ширины целиков выполнено в соответствии с Методическими указаниями (*Методические указания по определению допустимых пролетов обнажений трещиноватых горных пород и размеров опорных целиков при подземной разработке рудных месторождений. М., ИПКОН СССР, 1978. 92 с.; Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Чита: Читинский филиал ВНИПИгорцветмет, 1988. 126 с.*) и с учетом результатов исследований отечественных [9, 10] и зарубежных авторов [11, 12], проведенных для схожих условий подземной разработки.

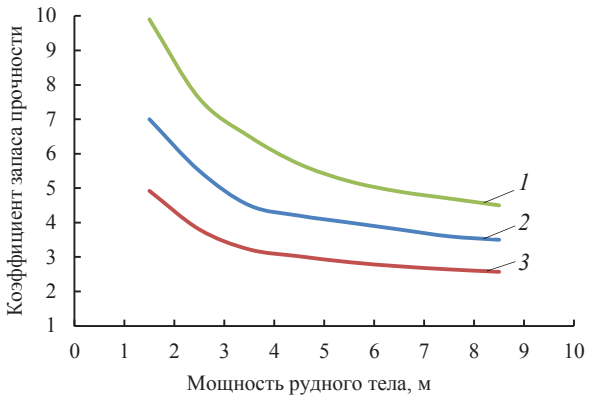

Рис. 2. Зависимость коэффициента запаса прочности панельного целика от мощности рудного тела:
1 – *a* = 5 м; *2* – *a* = 4 м; *3* – *a* = 3 м
Fig. 2. Dependence of the safety factor of the panel pillar on the thickness of the ore body:
1 – *a* = 5 m; *2* – *a* = 4 m; *3* – *a* = 3 m

Расчет допустимого пролета сдвоенной камеры $L_{пр}$, м, произведен с использованием методики Г. Н. Кузнецова по формуле

$$L_{пр} = \sqrt{\frac{8}{3} \cdot \frac{\sigma_р K_{стр} h_1^2}{\gamma(1+K)K_{зап}}}, \quad (1)$$

где $\sigma_р$ – предел прочности налегающих пород на растяжение, т/м^2; $K_{стр}$ – коэффициент структурного ослабления; h_1 – толща несущей пачки пород, м; γ – объемный вес пород, т/м^3; K – коэффициент пригрузки от налегающих пород; $K_{зап}$ – коэффициент запаса прочности.

Результаты расчетов допустимого пролета сдвоенной камеры в виде зависимости от коэффициента запаса прочности пород кровли приведены на рис. 1.

В соответствии с выполненным расчетом кровля сдвоенных камер при величине пролета примерно 25 м будет устойчива с коэффициентом запаса $K_{зап}$ = 1,4. С учетом того что вход людей в камеру запрещается и применяется самоходное оборудование с дистанционным управлением, такой коэффициент запаса является достаточным.

Расчет устойчивости ПЦ производится согласно расчетному уравнению

$$K_{н}K_{\alpha}\gamma\frac{\left(H+\frac{L_{н}-L_{в}}{4}\sin\alpha\right)\left(\frac{L_{н}+L_{в}}{2}\right)}{a}=\frac{\sigma_{сж}K_{стр}K_{вр}}{K_{зап}}K_{ф}, \quad (2)$$

где $K_{н}$ – коэффициент нагрузки, зависящий от отношения горизонтальных размеров залежи по простиранию; K_{α} – коэффициент влияния угла падения рудного тела; H – глубина ведения работ, м; $L_{н}$ – длина нижележащего блока, м; $L_{в}$ – длина вышележащего блока, м; α – угол падения рудного тела, град; a – ширина ПЦ, м; $\sigma_{сж}$ – предел прочности руды на сжатие, МПа; $K_{вр}$ – коэффициент, учитывающий время стояния целика; $K_{ф}$ – коэффициент формы.

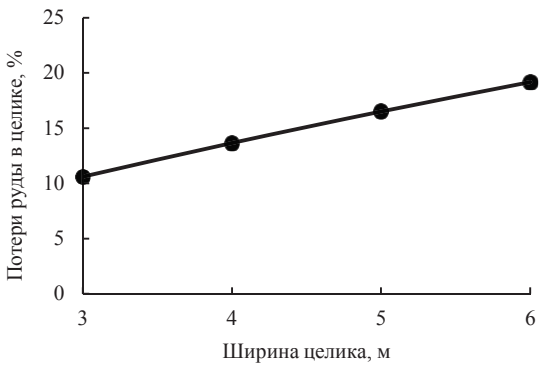

Рис. 3. Зависимость потерь руды в неизвлекаемом целике от его ширины
Fig. 3. Dependence of ore losses in a unrecoverable pillar on its width

Результаты решения данного уравнения относительно запаса прочности при $L_{пр}$ = 25 м и ширине ПЦ 3–5 м приводятся на рис. 2.

Установлено, что ПЦ шириной 3–5 м обладает достаточным запасом прочности ($K_{зап} \geq 2{,}5$) во всем диапазоне изменения мощности рудного тела 1,5–8,0 м.

Величина потерь руды в целике в зависимости от его ширины, отнесенная к объему добычного блока при обоснованном пролете сдвоенной камеры $L_{пр}$ = 25 м, приведена на рис. 3.

При ширине целиков 3 м потери в блоке составят 10,6 % при общей величине потерь по блоку 16,4 % и разубоживании 7,3 %. Аналогичная технология, но предусматривающая выемку целиков (вариант 1.4), обеспечивает потери и разубоживание 20,1 и 8,7 % соответственно. Разработанная технология позволяет улучшить условия безопасности отработки добычных блоков за счет эффективного способа погашения выработанного пространства, достичь оптимального соотношения показателей извлечения за счет выпуска максимального объема руды под консолью пород висячего бока. Камерные запасы составляют около 90 % от общих запасов добычного блока. Конструкция подэтажно-камерной системы разработки со сдвоенными камерами на примере сложившихся горно-геологических и горнотехнических условий этажа 1020/960 м представлена на рис. 4.

Технология ведения очистных работ заключается в следующем. В одном очистном забое производят бурение и взрывание скважин, в другом – выпуск и доставку

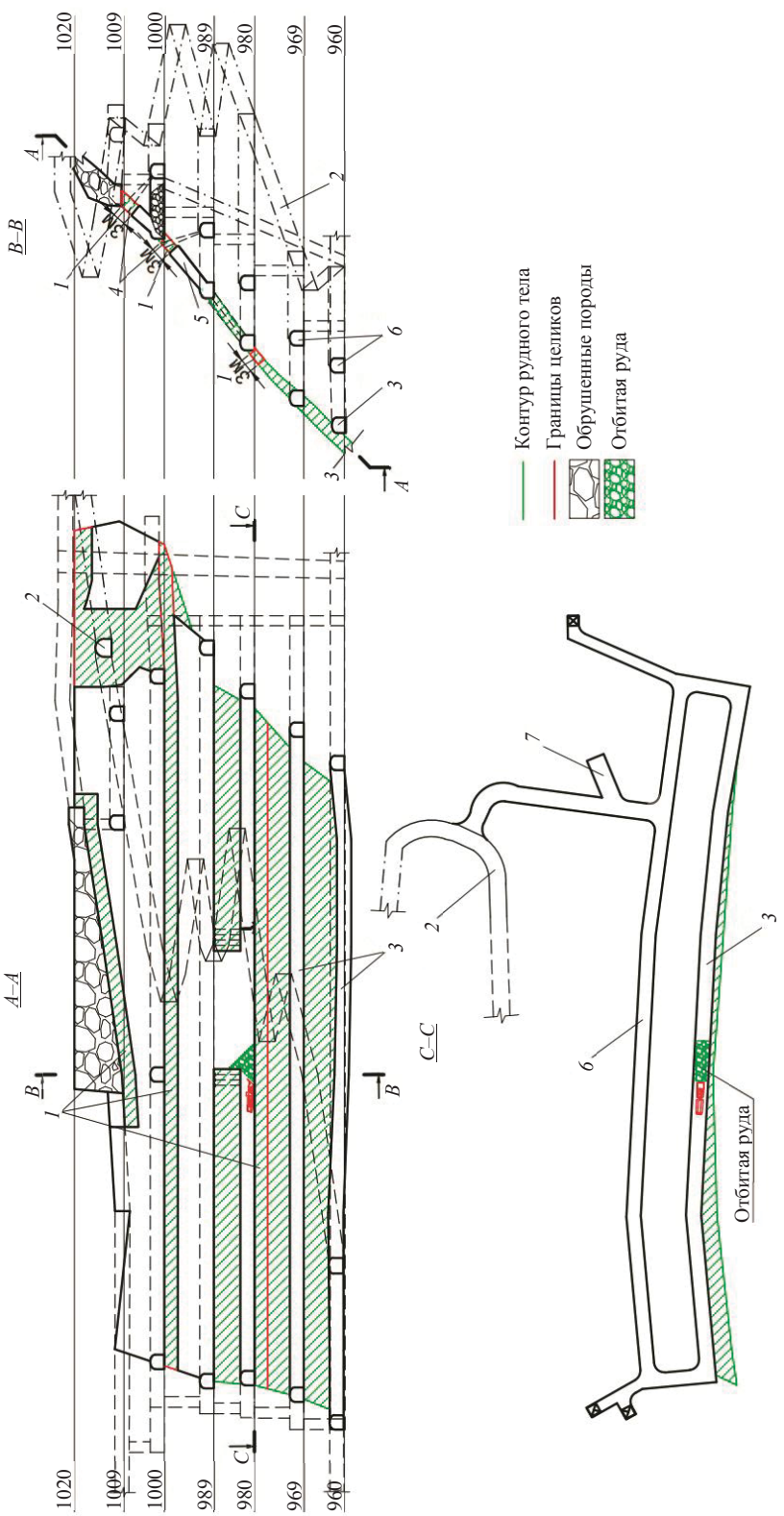

Рис. 4. Подэтажно-камерная система разработки:
1 – ПЦ; *2* – наклонный съезд; *3* – буро-доставочный штрек; *4* – взрывные скважины для обрушения ПЦ; *5* – выработанное пространство; *6* – подэтажный штрек; *7* – перегрузочная камера

Fig. 4. Sublevel open stoping mining method:
1 – panel pillar; *2* – ramp; *3* – drilling-delivery drift; *4* – blastholes for the collapse of panel pillar; *5* – gob; *6* – sublevel drift; *7* – load chamber

отбитой руды. Выемку камерных запасов осуществляют путем секционной отбойки (2–3 слоя), торцовым выпуском руды, заездом ПДМ с дистанционным управлением в камеру для зачистки днища.

Учитывая, что рудное тело в основном имеет мощность не более 3,5 м, в каждом слое располагают не более 3 скважин. Расчетные параметры для опытной отбойки скважинами диаметром 65 мм составляют 1,7 × 2,0 м. При мощности рудного тела, близкой к расстоянию между скважинами, качественное дробление руды не обеспечивается. Для этого предусмотрен способ отбойки руды с расположением крайних скважин в веере в породах лежачего и висячего бока на расстоянии от рудного тела, равном радиусу зоны смятия вокруг заряда [13] и бурением посередине отбиваемого слоя центральной скважины. В центральной скважине формируется заряд рассредоточенной конструкции с воздушным промежутком [14, 15]. Таким образом обеспечивается лучшее качество дробления и снижается объем переизмельчаемой руды. После полной отработки камерных запасов в этаже и возведения во фланговых заездах всех подэтажей породных перемычек производится массовое обрушение ПЦ. Взрывание временных ПЦ в один прием приведет к обрушению пород висячего бока и гарантированному заполнению отработанных камер.

Заключение. Разработанная в процессе модернизации технология подэтажной выемки сдвоенными камерами с выпуском руды при помощи ПДМ с дистанционным управлением и последующим обрушением ПЦ позволяет существенно увеличить эффективность отработки месторождения Скалистое. В сравнении с базовой технологией удельный расход ПНР на 1000 т добытой руды снижен на 34 %, себестоимость добытой руды – на 12 %, потери и разубоживание руды – в 2 и 2,9 раза соответственно.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Трубецкой К. Н., Галченко Ю. П. Геоэкология освоения недр Земли и экогеотехнологии разработки месторождений. М.: Научтехлитиздат, 2015. 360 с.

2. Majstorović S., Tošić D. Analysis of ore losses and dilution factors in bauxite underground exploitation // Archives for Technical Sciences. 2016. Vol. 8(1). P. 15–22. DOI:10.7251/afst.2016.0815.015M

3. Wu J. Research on sublevel open stoping recovery processes of inclined medium thick orebody on the basis of physical simulation experiments // PLoS ONE. 2020. Vol. 15(5). P. e0232640. DOI.org/10.1371/journal.pone.0232640

4. Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Никитин И. В., Рожков А. А., Соломеин Ю. М., Дедов О. Ю. Особенности подземной разработки Ветренского золоторудного месторождения // Известия вузов. Горный журнал. 2018. № 4. С. 12–22.

5. Li J.-G., Zhan K. Intelligent mining technology for an underground metal mine based on unmanned equipment // Engineering. 2018. Vol. 4. No. 3. P. 381–391. DOI: 10.1016/j.eng.2018.05.013

6. Кравцов А. А., Анищенко В. И., Атрушкевич В. А., Пыталев И. А. Перспективы применения технологии WEBRTC для дистанционного управления горным оборудованием // Устойчивое развитие горных территорий. 2020. Т. 12. № 4(46). С. 592–599.

7. Савич И. Н., Мустафин В. И. Перспективы применения и обоснование проектных решений при этажном и подэтажном торцевом выпуске руды // ГИАБ. 2015. № S1. С. 419–429.

8. Савич И. Н., Павлов А. А., Романов В. А., Сухов Д. И. Подэтажный торцевой выпуск при подземной разработке наклонных рудных тел с неравномерным оруденением // ГИАБ. 2012. № 8. С. 57–60.

9. Сосновская Е. Л. Обоснование параметров подземной геотехнологии наклонных жил малой мощности // Вестник ИрГТУ. 2015. № 5(100). С. 60–68.

10. Сосновская Е. Л., Сосновский Л. И., Авдеев А. Н. Обоснование параметров геотехнологии наклонных рудных тел золоторудного месторождения Сауляк // Известия вузов. Горный журнал. 2015. № 4. С. 4–10.

11. Watson B. P., Ryder J. A., Kataka M. O., Kuijpers J. S., Leteane F. P. Merensky pillar strength formulae based on back-analysis of pillar failures at Impala Platinum // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 2008. Vol. 108. P. 449–461.

12. Le Roux P. J., Brentley K. R., Janse van Rensburg F. P. Time-dependent failure of open stopes at Target Mine // Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy. 2019. Vol. 119. P. 369–376.

13. Смирнов А. А., Барановский К. В., Рожков А. А. Применение принципов ресурсосбережения при отбойке крепких трещиноватых руд веерами скважинных зарядов // ГИАБ. 2020. № 3-1. С. 300–312.

14. Рожков А. А. Методика расчета параметров рассредоточения скважинных зарядов в веере // Взрывное дело. 2019. № 122-79. С. 121–135.
15. Jhanwar J. C. Theory and practice of air-deck blasting in mines and surface excavations: a review // Geotechnical and Geological Engineering. 2011. No. 29. P. 651–663.

Поступила в редакцию 26 апреля 2021 года

Сведения об авторах:

Антипин Юрий Георгиевич – кандидат технических наук, заведующий лабораторией подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: geotech@igduran.ru; https://orcid.org/0000-0002-3564-0310
Рожков Артем Андреевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: 69artem@bk.ru; https://orcid.org/0000-0003-3007-1099
Барановский Кирилл Васильевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии Института горного дела УрО РАН. E-mail: kartingist@list.ru; https://orcid.org/0000-0002-2572-166X

DOI: 10.21440/0536-1028-2021-4-15-23

Substantiation of the parameters of open stoping mining method with abandonment of unrecoverable pillars

Iurii G. Antipin[1], Artem A. Rozhkov[1], Kirill V. Baranovskii[1]
[1] Institute of Mining UB RAS, Ekaterinburg, Russia.

Abstract
Relevance. *Developing inclined ore bodies of low and uneven thickness using mining systems with caving results in great losses and dilution, deteriorating the conditions for ore gravitation. As a consequence, it becomes necessary to slice the barren rock in the lying side to form slopes with the desired angle. There are also characteristic ore losses at the dead end of the drawing drift independent of the ore body thickness, therefore acquiring a significant role under a lesser thickness. The height of the sublevels, limited by the ore body's inclination, leads to a considerable amount of preparatory and development operations. The absence of actual in-process monitoring of useful component content in the ore drawing doses often leads to increased dilution rates due to the drawing of barren caved rocks of the previously worked overlying sublevel. Thus, the technological solutions search and their design parameters substantiation for the conditions of inclined ore bodies of low thickness is an urgent scientific and technical problem.*
Research aim *is to substantiate the parameters of the open stoping mining which provides for leaving unrecoverable pillars which ensure the drawing of the maximum volume of pure ore under the cantilever of the hanging side rocks.*
Research methods. *The work used a comprehensive research method based on search and design of technically rational options for geotechnology, their technical and economic assessment and mathematical modeling, and determination of stable parameters of mining system structural elements – the chamber span and the pillar width.*
Results analysis. *The optimal variant of the open stoping mining system has been determined. In comparison with the basic technology of sublevel caving, the specific consumption of preparatory and development operations per 1000 tons of mined ore has been reduced by 34%, the cost of mined ore – by 12%, and ore losses and dilution – by 2 and 2.9 times, respectively. The stable parameters of the chamber span and pillar width have been established.*
Conclusions. *The developed technology of sublevel open stoping with double chambers with frontal ore drawing using remote-controlled loading and hauling machines and subsequent caving of unrecoverable pillars of minimum width allows to significantly increase the efficiency of mining.*

Keywords: *mining system; extraction indicators; chamber span; pillar; remote control; frontal ore drawing.*

Acknowledgements. *The research has been carried out within the framework of the state contract no. 075-00581-19-00, theme no. 0405-2019-0005.*

REFERENCES

1. Trubetskoi K. N., Galchenko Iu. P. *Geoecology of the Earth's interior exploitation and ecological geotechnology of mining*. Moscow: Nauchtekhlitizdat Publishin; 2015. (In Russ.)
2. Majstorović S., Tošić D. Analysis of ore losses and dilution factors in bauxite underground exploitation. *Archives for Technical Sciences*. 2016; 8(1): 15–22. Available from: DOI:10.7251/afst.2016.0815.015M

3. Wu J. Research on sublevel open stoping recovery processes of inclined medium thick orebody on the basis of physical simulation experiments. *PLoS ONE*. 2020; 15(5): e0232640. Available from: DOI.org/10.1371/journal.pone.0232640

4. Sokolov I. V., Smirnov A. A., Antipin Iu. G., Baranovskii K. V., Nikitin I. V., Rozhkov A. A., Solomein Iu. M., Dedov O. Iu. Peculiarities of underground mining of Vetrensky gold mine. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2018; 4: 12–22. (In Russ.)

5. Li J.-G., Zhan K. Intelligent mining technology for an underground metal mine based on unmanned equipment. *Engineering*. 2018; 4(3): 381–391. Available from: DOI: 10.1016/j.eng.2018.05.013

6. Kravtsov A. A., Anishchenko V. I., Atrushkevich V. A., Pytalev I. A. Perspectives of applying WEBRTC for remote-controlled mining equipment. *Ustoichivoe razvitie gornykh territorii = Sustainable Development of Mountain Territories*. 2020; 12; 4(46): 592–599. (In Russ.)

7. Savich I. N., Mustafin V. I. Perspectives of use and rationale design solutions of block (level) and sublevel face draw. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2015; S1: 419–429. (In Russ.)

8. Savich I. N., Pavlov A. A., Romanov V. A., Sukhov D. I. Sublevel face draw of the unevenly mineralized inclined ore bodies underground development. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2012; 8: 57–60. (In Russ.)

9. Sosnovskaia E. L. Parameter substantiation of inclined thin ore vein underground mining technology. *Vestnik IrGTU = Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2015; 5(100); 60–68. (In Russ.)

10. Sosnovskaia E. L., Sosnovskii L. I., Avdeev A. N. Substantiation of pitching ore bodies geotechnology parameters at gold field Saulyak. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2015; 4: 4–10. (In Russ.)

11. Watson B. P., Ryder J. A., Kataka M. O., Kuijpers J. S., Leteane F. P. Merensky pillar strength formulae based on back-analysis of pillar failures at Impala Platinum. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 2008; 108: 449–461.

12. Le Roux P. J., Brentley K. R., Janse van Rensburg F. P. Time-dependent failure of open stopes at Target Mine. *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*. 2019; 119: 369–376.

13. Smirnov A. A., Baranovskii K. V., Rozhkov A. A. Application of resource-saving principles at breaking of strong fractured ores by blasthole ring charges. *Gornyi informatsionno-analiticheskii biulleten (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) = Mining Informational and Analytical Bulletin (scientific and technical journal)*. 2020; 3-1: 300–312. (In Russ.)

14. Rozhkov A. A. The methods of calculating the parameters of deck-loading in a blasthole ring. *Vzryvnoe delo = Explosion Technology*. 2019; 122-79: 121–135. (In Russ.)

15. Jhanwar J. C. Theory and practice of air-deck blasting in mines and surface excavations: a review. *Geotechnical and Geological Engineering*. 2011; 29: 651–663.

Received 26 April 2021

Information about authors:

Iurii G. Antipin – PhD (Engineering), Head of the Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: geotech@igduran.ru; https://orcid.org/0000-0002-3564-0310
Artem A. Rozhkov – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: 69artem@bk.ru; https://orcid.org/0000-0003-3007-1099
Kirill V. Baranovskii – PhD (Engineering), senior researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining UB RAS. E-mail: kartingist@list.ru; https://orcid.org/0000-0002-2572-166X

Для цитирования: Антипин Ю. Г., Рожков А. А., Барановский К. В. Обоснование параметров камерной системы разработки с оставлением неизвлекаемых целиков // Известия вузов. Горный журнал. 2021. № 4. С. 15–23. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-4-15-23
For citation: Antipin Iu. G., Rozhkov A. A., Baranovskii K. V. Substantiation of the parameters of open stoping mining method with abandonment of unrecoverable pillars. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal = News of the Higher Institutions. Mining Journal*. 2021; 4: 15–23 (In Russ.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-4-15-23