ISSN 1995-2732 (Print), 2412-9003 (Online)
УДК 622.013
DOI: 10.18503/1995-2732-2022-20-2-23-35

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ПОДКАРЬЕРНЫХ ЗАПАСОВ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МЕТОДОМ ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., Соломеин Ю.М.

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

Аннотация. **Актуальность темы исследования.** Переход от открытых горных работ к подземным, как правило, характеризуется снижением доходности горнодобывающего предприятия. В связи с этим актуальной научно-технической задачей является обоснование подземной геотехнологии отработки подкарьерных запасов, позволяющей минимизировать экономический ущерб в переходный период. **Цель работы.** Исследование параметров подземной геотехнологии с учетом горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на эффективность освоения подкарьерных запасов месторождения в условиях ужесточения требований экологической безопасности. **Методы исследований.** Использован метод экономико-математического моделирования, позволяющий исследовать особенности функционирования отдельных технологических процессов и прогнозировать технико-экономические показатели подземной геотехнологии. **Результаты исследований.** Исследовано влияние высоты подкарьерного этажа на показатели извлечения руды при различных вариантах систем разработки. С целью улучшения показателей извлечения руды и сохранения земной поверхности разработан вариант подэтажно-камерной системы разработки с сухой закладкой и восходящим порядком выемки подкарьерных запасов. Установлены зависимости влияния высоты подкарьерного этажа, изменяющейся в интервале от 40 до 100 м, и производственной мощности предприятия в переходный период, изменяющейся в интервале от 0,8 до 2,4 млн т/год, на основные технико-экономические показатели отработки подкарьерных запасов рудных месторождений. **Выводы.** Определено, что предлагаемая технология в сравнении с традиционной наиболее эффективна по критериям потерь, разубоживания и себестоимости добычи руды, несмотря на меньшую производительность труда на очистной выемке, предусматривающей процесс закладки выработанного пространства. Наилучшие технико-экономические показатели достигаются при высоте подкарьерного этажа равной 40 м и производственной мощности шахты 1,6 млн т/год.

Ключевые слова: подкарьерные запасы, система разработки, технико-экономические показатели, высота этажа, производственная мощность, себестоимость добычи руды.

Исследования выполнены в рамках Госзадания №075-00412-22 ПР. Тема 1 (2022-2024). Методологические основы стратегии комплексного освоения запасов месторождений твердых полезных ископаемых в динамике развития горнотехнических систем (FUWE-2022-0005), рег. №1021062010531-8-1.5.1.

© Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., Соломеин Ю.М., 2022

Для цитирования

Оптимизация параметров подземной геотехнологии отработки подкарьерных запасов рудных месторождений методом экономико-математического моделирования / Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Никитин И.В., Соломеин Ю.М. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2022. Т. 20. №2. С. 23–35. https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-2-23-35

Контент доступен под лицензией Creative Commons Attribution 4.0 License.
The content is available under Creative Commons Attribution 4.0 License.

OPTIMIZATION OF UNDERGROUND GEOTECHNOLOGY PARAMETERS FOR THE MINING OF UNDER-PIT RESERVES OF ORE DEPOSITS BY THE METHOD OF ECONOMIC AND MATHEMATICAL MODELING

Antipin Yu.G., Baranovsky K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., Solomein Yu.M.

Institute of Mining Ural Branch of Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russia

Abstract. **The relevance of the research.** Since the transition from open-pit to underground mining is usually characterized by a significant decrease of mining enterprise efficiency, a very urgent scientific and technical task is to find and justify an underground geotechnology for mining under-pit reserves, which allows minimizing economic damage in the transition period. **Objectives.** Substantiation of the parameters of underground geotechnology, taking into account geological and mining factors that affect the efficiency of the mining during the transition from open-pit mining in difficult economic conditions and the tightening of environmental safety requirements. **Methods.** An economic and mathematical modeling tool was used to simulate the process of mining the transitional zone of an ore deposit, to investigate the functioning of individual technological processes and to predict the technical and economic indicators of underground geotechnology. **Results.** The influence of the level height on the ore extraction indicators was studied for various options for mining systems. In order to improve ore extraction and preserve the surface, a variant of a sub-level open stoping with dry stowing and an ascending order of extraction of under-pit reserves has been developed. The dependences of the influence of the level height in the transition zone, which varies in the range from 40 to 100 m, and the production capacity of the enterprise in the transition period, which varies from 0.8 to 2.4 million tons per year on the main technical and economic indicators of the mining of under-pit reserves are established. **Conclusions.** It has been determined that the proposed technology, in comparison with the traditional one, is much more efficient in terms of losses, dilution and the cost of ore extraction, despite the worse labor productivity in the main processes of mining. The best technical and economic indicators are achieved with a level height of 40 m and a mine production capacity of 1.6 million tons per year.

Keywords: under-pit reserves, mining system, technical and economic indicators, level height, production capacity, cost of ore mining.

The research was carried out within the framework of State Assignment No. 075-00412-22 PR. Theme 1 (2022-2024). Methodological foundations of the strategy for the mining of mineral deposits in the dynamics of the development of mining systems (FUWE-2022-0005), reg. №1021062010531-8-1.5.1.

For citation

Antipin Yu.G., Baranovsky K.V., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., Solomein Yu.M. Optimization of Underground Geotechnology Parameters for the Mining of Under-Pit Reserves of ore Deposits by the Method of Economic and Mathematical Modeling. *Vestnik Magnitogorskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta im. G.I. Nosova* [Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University]. 2022, vol. 20, no. 2, pp. 23–35. https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-2-23-35

Введение

Переход от открытого к подземному способу разработки на рудных месторождениях, как правило, характеризуется значительным снижением дохода горнодобывающего предприятия. Данный факт обусловлен резким снижением производственной мощности, увеличением эксплуатационных затрат и ухудшением показателей извлечения полезного ископаемого [1–7].

В сложившихся условиях эффективность технических решений можно обеспечить за счет соответствующих систем разработки и комплексов технологического оборудования. Система разработки определяет уровень основных показателей, таких как потери, разубоживание, удельный объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) и производительность труда на основных технологических процессах, от которых зависят эксплуатационные затраты на добычу. Интенсивность основных технологических процессов в первую очередь зависит от производительности оборудования, применяемого на проведении подготовительно-нарезных выработок и очистной выемки [8–10]. Повышение производительности на основных процессах добычи

уменьшает численность и фонд заработной платы производственного персонала, количество необходимого технологического оборудования и повышает эффективность его использования [11]. При этом необходимо учитывать, что увеличение производственной мощности рудника требует применения более мощного крупногабаритного оборудования и увеличения сечения выработок, что неизбежно ведет к росту эксплуатационных затрат на проходку, доставку и транспортирование руды [12].

Таким обрразом, обоснование и выбор наиболее эффективной системы разработки с учетом влияния годовой производственной мощности подземного рудника при отработке подкарьерных запасов является весьма актуальной научно-технической задачей.

Подземная геотехнология отработки подкарьерных запасов

В качестве объекта освоения при изыскании подземной геотехнологии отработки подкарьерных запасов приняты осваиваемые комбинированной геотехнологией железорудные месторождения, поскольку в данном случае достаточно низкая рентабельность их освоения подземным способом служит хорошим индикатором эффективности разрабатываемых технологических решений.

Характерными являются следующие горно-геологические и горнотехнические условия объекта [13–16]:

- значительная глубина распространения запасов под дном карьера (300 м и более), предопределяющая целесообразность перехода на подземный способ добычи;
- предельные контуры открытых горных работ (глубина карьера 300–400 м), обуславливающие необходимость скорейшего ввода в эксплуатацию и выхода шахты на проектную производственную мощность;
- значительная мощность (20–70 м) и крутой угол падения рудных тел (более 70°), определяющие техническую возможность применения высокопроизводительных систем подземной разработки;
- рядовые по содержанию железа в руде (менее 40%). Следствием низкого содержания полезного компонента является невысокая извлекаемая ценность руды, что определяет зависимость эффективности технологии в большей степени от уровня затрат на добычу;
- наличие отвалов вскрышных пород на поверхности или внутри карьера.

Вышеназванные условия привели к тому, что в настоящее время при комбинированной разработке месторождений рядовых железных руд наиболее распространенной технологией выемки подкарьерных запасов является подэтажное обрушение с торцовым выпуском руды. Данная технология имеет существенные достоинства в виде высокой производительности труда на очистной выемке и относительно низких затрат на добычу, однако характеризуется низкими показателями извлечения руды (потери – 20%, разубоживание – 27%) и большим удельным объемом ПНР, что отрицательно сказывается на ее эффективности в современных экономических условиях [17–23]. При проведении дальнейших исследований технология выемки подкарьерных запасов системой подэтажного обрушения принята в качестве базового варианта (далее – вариант 1), с которым будут сравниваться разрабатываемые технические решения.

В условиях повышения цен на железорудный концентрат, количество которого определяется уровнем показателей извлечения, экологических требований в виде сохранения земной поверхности и утилизации отходов горного производства, тенденция развития подземной добычи при завершении открытых горных работ состоит в расширении области применения [24–30]:

- автомобильного транспорта с целью повышения интенсивности отработки месторождения;
- технологии камерной и восходящей выемки с последующей закладкой выработанного пространства отвальными породами с целью улучшения показателей извлечения руды и утилизации отходов горного производства;
- дистанционного управления технологическим оборудованием при реализации процессов очистной выемки.

В результате разработан вариант подэтажно-камерной системы разработки с сухой закладкой (далее – вариант 2), отвечающий основным тенденциям совершенствования подземной добычи руды. Вариант 2 предусматривает разделение этажа на подэтажи, отработка которых осуществляется под изолирующим рудным целиком в восходящем порядке камерами, расположенными на разных уровнях по высоте, с оставлением постоянных треугольных предохранительных целиков и сухой закладкой (**рис. 1**).

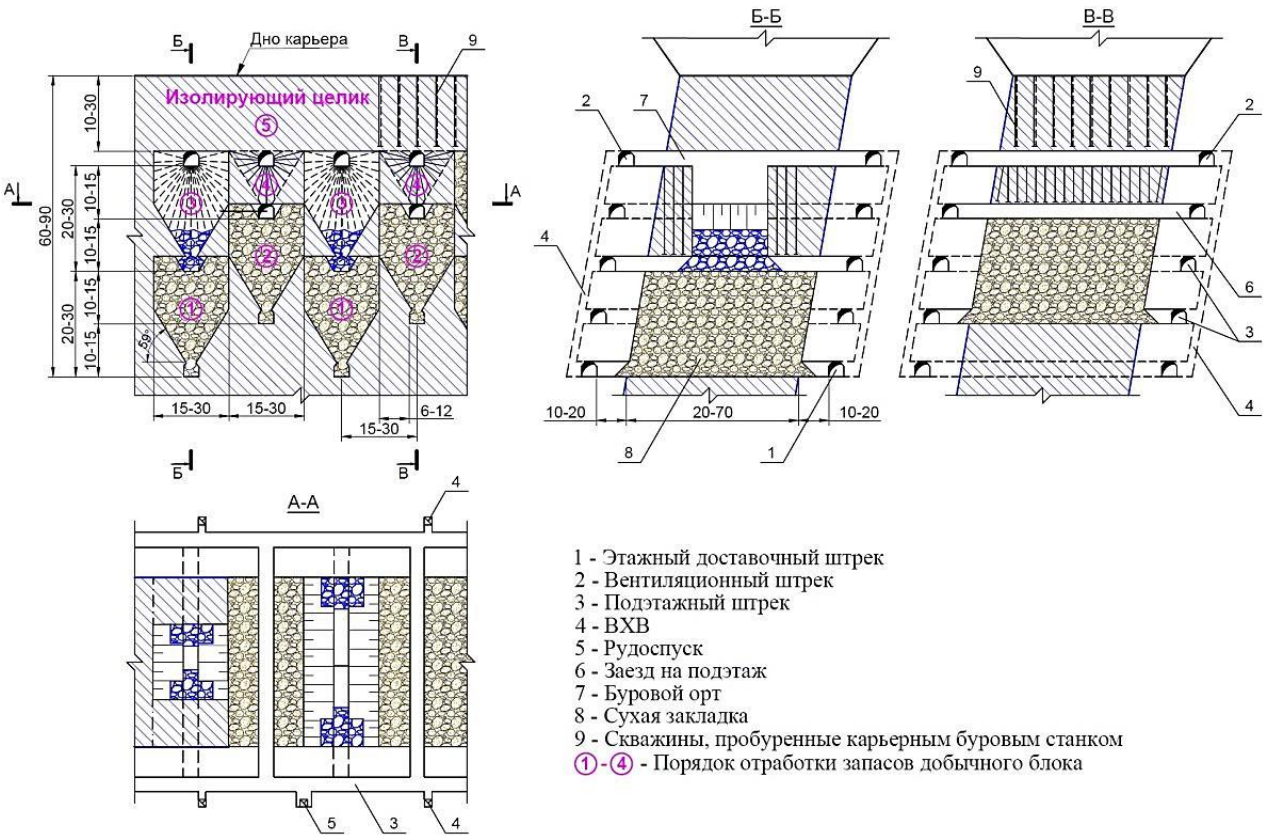

Рис. 1. Подэтажно-камерная система разработки с восходящей выемкой и сухой закладкой (вариант 2)
Fig. 1. A sub-level room-and-pillar system with an ascending order of extraction and dry stowing (option 2)

Выемка камерных запасов осуществляется двумя забоями путем отбойки секций нисходящих вееров скважин и торцового выпуска и доставки руды с помощью погрузочно-доставочных машин (ПДМ) с дистанционным управлением (ДУ). После отработки камеры производится ее заполнение пустыми породами из отвалов открытых горных работ. Для транспортирования сухой закладки в камеры используются шахтные автосамосвалы. Формирование закладочного массива в очистном пространстве осуществляется шахтным бульдозером с ДУ.

Для обеспечения устойчивости закладочного массива нижележащих (смежных) камер, при выемке вышележащих камер на границе закладочного массива с отбиваемым рудным массивом формируются постоянные предохранительные треугольные целики высотой, равной половине высоты камеры. Восходящий порядок отработки, расположение камер со смещением относительно друг друга на половину их высоты и оставление постоянных рудных целиков позволяют полностью отказаться от использования дорогостоящей и усложняющей технологическую схему выемки запасов переходной зоны твердеющей закладки [31–33].

К моменту окончания отработки и закладки камер подкарьерного этажа оформляется нижняя граница изолирующего целика между подземными горными работами и карьерным пространством. Запасы изолирующего целика обуриваются карьерными буровыми станками и в зависимости от сложившихся за время отработки подкарьерного этажа условий вынимаются либо открытым способом, либо производится их массовое обрушение и выпуск через подземные выработки с применением ПДМ с ДУ.

Традиционная геотехнология отработки переходной зоны системой подэтажного обрушения и торцовым выпуском руды (вариант 1) и предлагаемая подэтажно-камерная система разработки (вариант 2) приняты для исследования методом экономико-математического моделирования (ЭММ) с технико-экономическим сравнением.

Методика экономико-математического моделирования

Целью ЭММ являлось установление характера и степени изменения наиболее значимых технико-экономических показателей (ТЭП) (потери и разу-

боживание руды, себестоимость добычи 1 т руды, производительность труда) в зависимости от двух наиболее значимых горнотехнических параметров – высоты подкарьерного этажа и годовой производственной мощности шахты.

Высота подкарьерного этажа $H_{эт}$ определяет объем запасов и срок их отработки, показатели извлечения, удельный объем ПНР, объем бурения скважин, расстояние транспортирования и, как следствие, себестоимость добытой руды. С учетом мировой практики комбинированной разработки рудных месторождений [34–37] рассмотрен следующий диапазон изменения $H_{эт}$: 40, 60, 80, 100 м.

Производственная мощность шахты $A_{шх}$ определяет параметры сечения выработок, объемы и интенсивность проходческих и очистных работ, производительность труда и, как следствие, величину капитальных и эксплуатационных затрат. Рассмотрен следующий диапазон изменения $A_{шх}$: 0,8; 1,6; 2,4 млн т/год (по горным возможностям шахты).

Параметры выемочных единиц приняты кратными рассматриваемым высотам подкарьерного этажа при средней мощности рудного тела – высота 20 м, ширина 20 м и длина 45 м.

В зависимости от $A_{шх}$ и варианта системы разработки при ЭММ принят соответствующий парк основного и вспомогательного технологического оборудования:

- для ведения проходческих и очистных работ приняты самоходные буровые установки типа *Sandvik DD* 421-60 на бурении шпуров и *Sandvik DL* 431-7 на бурении скважин диаметром 89 мм при варианте 1 и 102 мм при варианте 2;
- на уборке горной массы от проходческих работ – ПДМ типа *Epiroc ST* 7 грузоподъемностью 7 т;
- для выпуска и доставки руды из забоя до рудоспуска в зависимости от $A_{шх}$ – ПДМ *Epiroc ST* грузоподъемностью 7, 10 и 14 т;
- для транспортирования руды в зависимости от $A_{шх}$ – шахтные автосамосвалы (ШАС) *Epiroc MT* грузоподъемностью 32, 42 и 54 т;
- для погрузки и транспортирования отвальной породы до места ведения закладочных работ – карьерный экскаватор типа ЭКГ-5А и ШАС *Epiroc MT* грузоподъемностью 32, 42 и 54 т;
- для формирования массива из сухой закладки в камере – шахтный бульдозер типа Б-10Ш.

В основу экономико-математической модели были заложены следующие целевые функции [38].

Производительность труда по системе разработки $П_{с.р}$, т/чел.-смен:

$$П_{с.р} = \frac{Q_{экс}^{бл}}{N_{ПНР} + N_{ов}} \to \max, \quad (1)$$

где $Q_{экс}^{бл}$ – эксплуатационные запасы блока, т; $N_{ПНР}$ – трудозатраты на ПНР, чел.-смен; $N_{о.в}$ – трудозатраты на очистную выемку, чел.-смен.

$$Q_{экс}^{бл} = Б_{бл}\frac{(1-П)}{(1-Р)}, \quad (2)$$

где $Б_{бл}$ – балансовые запасы блока, т; П и Р – потери и разубоживание руды, доли ед.

$$N_{ПНР} = t_{ПНР} \cdot n_{зв}^{ПНР}, \quad (3)$$

$$N_{ов} = t_{отб} \cdot n_{зв}^{отб} + t_{в.д} \cdot n_{зв}^{в.д} + t_{тр} \cdot n_{зв}^{тр} + t_{зак} \cdot n_{зв}^{зак}, \quad (4)$$

где $t_{ПНР}$, $t_{отб}$, $t_{в.д.}$, $t_{тр}$, $t_{зак}$ – количество смен, необходимое на ПНР, отбойку руды, выпуск и доставку руды, транспортирование руды, закладку выработанного пространства, смен; $n_{зв}^{ПНР}$, $n_{зв}^{отб}$, $n_{зв}^{в.д.}$, $n_{зв}^{тр}$, $n_{зв}^{зак}$ – количество рабочих в звене, занятых на ПНР, отбойке руды, выпуске и доставке руды, транспортировании руды, закладке выработанного пространства, чел.

Себестоимость 1 т добытой руды по системе разработки $С_{с.р}$, руб./т включает эксплуатационные затраты на ПНР $С_{ПНР}$, руб./т, затраты на очистную выемку $С_{о.в}$, руб./т и определяется по формуле

$$С_{с.р} = С_{ПНР} + С_{о.в} \to \min. \quad (5)$$

Затраты на ПНР определяются по формуле

$$С_{ПНР} = \frac{С_{гор}\Delta V_{ПНР}^{гор} + С_{вер}\Delta V_{ПНР}^{вер}}{1000}, \quad (6)$$

где $С_{гор}$ и $С_{вер}$ – себестоимость проходки 1 м^3 горизонтальных и вертикальных подготовительно-нарезных выработок, руб./м^3; $\Delta V_{ПНР}^{гор}$ и $\Delta V_{ПНР}^{вер}$ – удельный объем горизонтальных и вертикальных подготовительно-нарезных выработок, м^3/1000 т.

Затраты на очистную выемку определяются по формуле

$$С_{о.в} = С_{отб} + С_{в.д} + С_{тр} + С_{зак}, \quad (7)$$

где $C_{отб}$, $C_{в.д.}$, $C_{тр}$ и $C_{зак}$ – затраты на отбойку (бурение, заряжание и взрывание скважин), выпуск и доставку, транспортирование руды и закладку выработанного пространства, руб./т.

$$C_{отб} = \frac{c_{отб} V_{отб}}{Q_{экс}}, \quad (8)$$

$$C_{в.д.} = \frac{c^{ПДМ}_{маш.-см} Q_{о.в}}{P^{ПДМ}_{см} Q^{бл}_{экс}}, \quad (9)$$

$$C_{тр} = \frac{c^{ШАС}_{маш.-см} Q_{о.в}}{P^{ШАС}_{см} Q^{бл}_{экс}}, \quad (10)$$

$$C_{зак} = \frac{V_{зак}}{Q^{бл}_{экс}} \left(\frac{c^{ЭКГ}_{маш.-см}}{P^{ЭКГ}_{см}} + \frac{c^{ШАС}_{маш.-см}}{P^{ШАС'}_{см}} + \frac{c^{бд}_{маш.-см}}{P^{бд}_{см}} \right), \quad (11)$$

где $c_{отб}$ – себестоимость отбойки 1 м^3 руды, руб./м^3; $V_{отб}$ – объем отбиваемых балансовых запасов, м^3; $Q_{экс}$ – эксплуатационные запасы блока, т; $Q_{о.в}$ – эксплуатационные запасы очистной выемки, т; $c^{ПДМ}_{маш.-см}$, $c^{ШАС}_{маш.-см}$, $c^{ЭКГ}_{маш.-см}$, $c^{бд}_{маш.-см}$ – стоимость машино-смены ПДМ, шахтного автосамосвала (ШАС), карьерного экскаватора (ЭКГ) и шахтного бульдозера, руб./смену; $P^{ПДМ}_{см}$, $P^{ШАС}_{см}$ – эксплуатационная производительность ПДМ и шахтного автосамосвала, т/смену; $V_{зак}$ – объем закладываемого выработанного пространства, м^3; $P^{ЭКГ}_{см}$, $P^{ШАС'}_{см}$, $P^{бд}_{см}$ – эксплуатационная производительность карьерного экскаватора, шахтного автосамосвала на закладочных работах и бульдозера, м^3/смену.

Представленные целевые функции включают множество переменных, описывающих свойства объекта освоения, параметры технологии, экономические и иные условия и факторы, учет которых при использовании инструмента ЭММ позволяет исследовать функционирование отдельных технологических процессов и прогнозировать ТЭП подземной геотехнологии [39].

Исследование параметров подземной геотехнологии

Известно, что основными показателями, характеризующими полноту и качество извлечения запасов из недр, являются потери и разубоживание руды, которые зависят от технологии ведения добычных работ – класса применяемой системы разработки и параметров ее конструктивных элементов, учитывающих горно-геологические и горнотехнические условия месторождения. Поскольку данные показатели оказывают значительное влияние на эффективность геотехнологии, на первом этапе исследовано влияние на их величину $H_{эт}$ при вариантах 1 и 2 систем разработки (**рис. 2**).

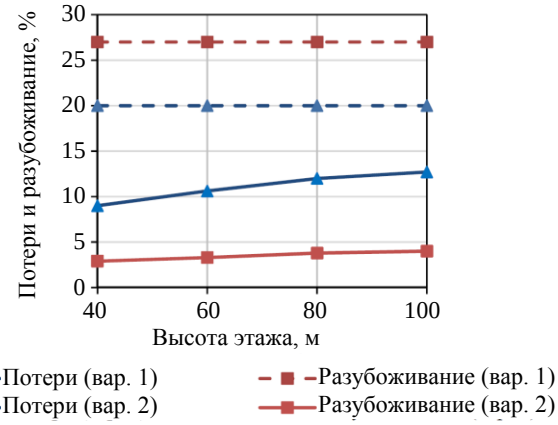

Рис. 2. Влияние высоты этажа на показатели извлечения

Fig. 2. Influence of the level height on extraction indicators

Анализ изменения потерь и разубоживания руды в зависимости от увеличения $H_{эт}$ от 40 до 100 м показывает:

- при варианте 1 показатели остаются постоянными из-за одинаковой высоты подэтажа и составляют соответственно 20 и 27%, что обусловлено характером и особенностями выпуска руды под обрушенными породами [8, 17];

- при варианте 2 показатели ухудшаются с увеличением $H_{эт}$ (потери увеличиваются с 9 до 13%, а разубоживание – с 2,9 до 4%). При этом соответствующие показатели при варианте 2 меньше в 1,5 и 6,8 раза, чем при традиционном варианте 1.

Таким образом, с точки зрения полноты и качества извлечения запасов из недр значительно более эффективен предлагаемый вариант геотехнологии, основанный на восходящей камерной выемке с сухой закладкой.

Далее для вариантов технологии 1 и 2 исследован показатель удельного объема ПНР на 1000 т добытой руды $\Delta V_{ПНР}$ в зависимости от $H_{эт}$ и $A_{шх}$ (**рис. 3**).

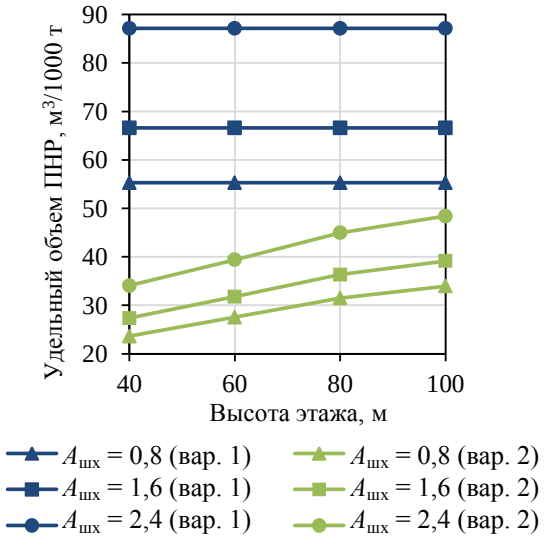

Рис. 3. Влияние высоты этажа на удельный объем ПНР при различной производственной мощности шахты

Fig. 3. Influence of the level height on the specific volume of commissioning at different production capacities of the mine

Анализ изменения $\Delta V_{ПНР}$ с увеличением $H_{эт}$ и $A_{шх}$ показывает:

- при варианте 1 исследуемый показатель не зависит от $H_{эт}$ и возрастает с увеличением $A_{шх}$ (от 55 до 87 м^3/1000 т добытой руды);

- при варианте 2 $\Delta V_{ПНР}$ с увеличением $H_{эт}$ от 40 до 100 м растет в интервалах от 23,6 до 33,9, от 27,4 до 39,1 и от 34,1 до 48,4 м^3/1000 т добытой руды соответственно, при $A_{шх}$ 0,8; 1,6; 2,4 млн т/год соответственно;

- показатель $\Delta V_{ПНР}$ при варианте 2 меньше в 1,6 раза при $A_{шх}$=0,8 млн т, в 1,7 раза при $A_{шх}$=1,6 млн т и 1,8 раза при $A_{шх}$=2,4 млн т, чем по варианту 1.

Таким образом, по критерию $\Delta V_{ПНР}$ предлагаемая технология во всем диапазоне изменения рассматриваемых горнотехнических факторов значительно эффективнее традиционной технологии подэтажного обрушения.

Далее исследовано влияние $H_{эт}$ и $A_{шх}$ на производительность труда по системе разработки $П_{с.р}$. При определении $П_{с.р}$ учитывались производительность труда на проходке подготовительно-нарезных выработок $П_{ПНР}$ и очистной выемке руды $П_{о.в}$, включающей буровзрывные работы, выпуск и доставку руды ПДМ, транспортирование руды ШАС и закладку выработанного пространства (**рис. 4**).

Анализ полученных результатов показывает:

- установлено, что $П_{ПНР}$ практически равны между собой по вариантам 1 и 2 при любой $A_{шх}$ и не зависит от $H_{эт}$ за счет постоянного объема проведения подготовительно-нарезных выработок. С увеличением $A_{шх}$ от 0,8 до 2,4 млн т $П_{ПНР}$ возрастает на 25% за счет увеличения доли объема горизонтальных и снижения доли вертикальных выработок в общем объеме ПНР в блоке, а также применения более производительных буровых установок;

- с увеличением $H_{эт}$ по варианту 1 $П_{о.в}$ не изменяется, а по варианту 2 существенно снижается за счет увеличения расстояния транспортирования руды и наличия технологического процесса закладки;

- с увеличением $A_{шх}$ от 0,8 до 2,4 млн т $П_{о.в}$ возрастает – по варианту 1 на 35 % при любой $H_{эт}$, а по варианту 2 на 40% за счет применения более производительного оборудования на доставке и транспортировании руды и сухой закладки;

- при варианте 2 с увеличением $H_{эт}$ происходит снижение $П_{о.в}$. Данный показатель ниже на 32-34% относительно варианта 1 при аналогичных значениях $A_{шх}$, что объясняется наличием процесса закладки выработанного пространства, меньшей производительностью на бурении нисходящих скважин диаметром 102 мм [40], увеличения расстояния транспортирования руды;

- с увеличением $A_{шх}$ от 0,8 до 2,4 млн т $П_{ср}$ возрастает – по варианту 1 на 22 % при любой $H_{эт}$, а по варианту 2 на 24–32% за счет применения более производительного оборудования;

- при варианте 2 с увеличением $H_{эт}$ происходит снижение $П_{с.р}$. Данный показатель ниже на 30–32% относительно варианта 1 при аналогичных значениях $A_{шх}$.

Таким образом, производительность труда по варианту 2 ниже, чем по варианту 1, преимущественно за счет дополнительного технологического процесса закладки выработанного пространства.

На последнем этапе ЭММ исследовано влияние $H_{эт}$ и $A_{шх}$ на себестоимость 1 т добытой руды $С_{с.р}$, включающей себестоимости проходки подготовительно-нарезных выработок $С_{ПНР}$ и очистной выемки $С_{о.в}$ (**рис. 5**). При определении $С_{о.в}$ учитываются эксплуатационные затраты на отбойку, выпуск, доставку, транспортирование руды и закладку камер (для варианта 2).

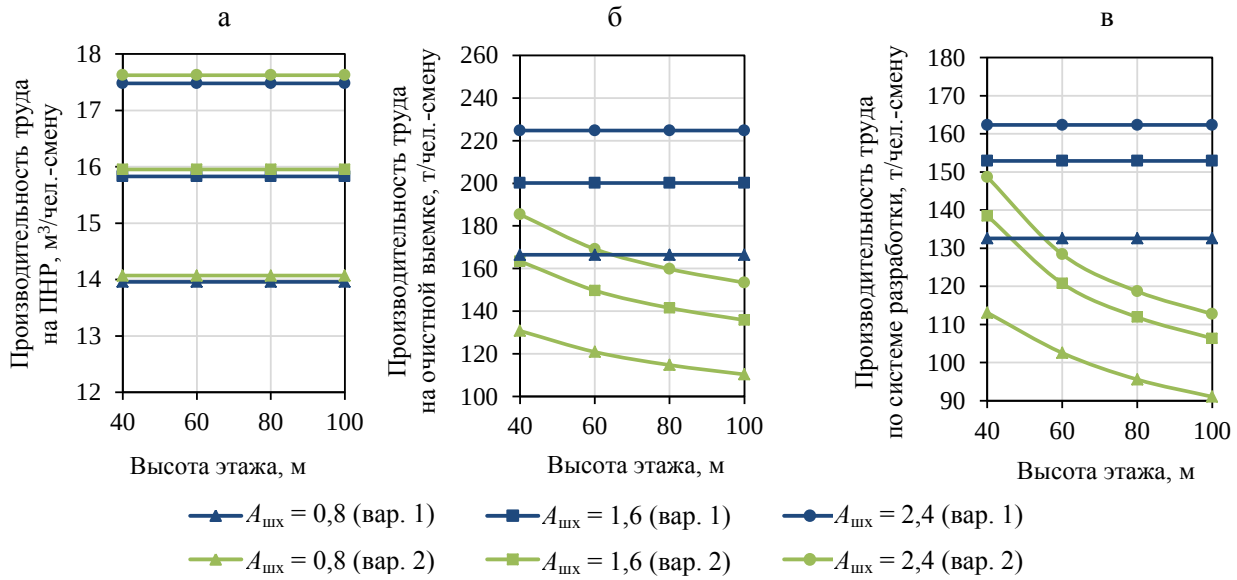

Рис. 4. Зависимость производительности труда от высоты этажа и производственной мощности шахты: а – при ПНР; б – на очистной выемке; в – по системе разработки

Fig. 4. The dependence between labor productivity and the level height and production capacity of the mine: a is during commissioning; б is during stoping operations; в is by the mining system

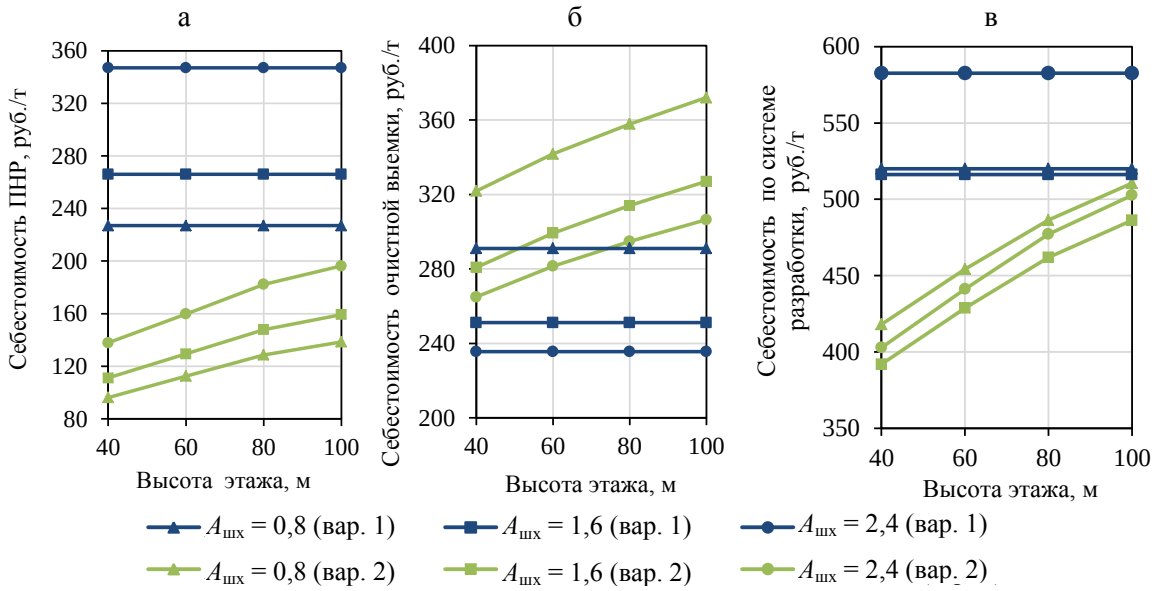

Рис. 5. Зависимость себестоимости от высоты этажа и производственной мощности шахты: а – ПНР; б – очистной выемки; в – по системе разработки

Fig. 5. The dependence between the cost and the level height and production capacity of the mine: a is during commissioning; б is during stoping operations; в is by the mining system

В результате анализа изменения $C_{ПНР}$, $C_{о.в}$ и $C_{с.р}$ в зависимости от $H_{эт}$ и $A_{шх}$ при вариантах 1 и 2 систем разработки установлено:

- с увеличением $H_{эт}$ по варианту 1 $C_{ПНР}$ не изменяется, а по варианту 2 повышается за счет роста $\Delta V_{ПНР}$. С увеличением $A_{шх}$ по варианту 1 $C_{ПНР}$ повышается на 53% при любой $H_{эт}$, по варианту 2 – на 41–44% за счет роста объема ПНР в результате увеличения сечения выработок для применения крупногабаритного оборудования;

- по варианту 2 $C_{ПНР}$ ниже на 39–43%, чем по варианту 1 при аналогичных параметрах $H_{эт}$ и $A_{шх}$;

- с увеличением $H_{эт}$ себестоимость $C_{о.в}$ по варианту 1 не изменяется за счет постоянных эксплуатационных затрат на отбойку, доставку и транспортирование руды, а по варианту 2 повышается за счет роста эксплуатационных затрат и снижения производительности труда на транспортировании руды и закладки;

- с увеличением $A_{шх}$ себестоимость $C_{о.в}$ по ва-

риантам 1 и 2 снижается на 18,9 и 17,7–24,5% соответственно, в результате повышения производительности труда на доставке и транспортировании руды и закладки, за счет применения более производительного самоходного оборудования;

- с увеличением $H_{эт}$ $C_{о.в}$ по варианту 2 больше на 28–30%, чем по варианту 1, за счет затрат на закладку выработанного пространства, а также более высоких затрат и снижения производительности на транспортировании руды с увеличением расстояния транспортирования;

- с увеличением $H_{эт}$ $C_{ср}$ по варианту 2 для $A_{шх}$=0,8 млн т меньше на 19,3% при $H_{эт}$=40 м и на 1,5% при $H_{эт}$=100 м, для $A_{шх}$=1,6 млн т меньше на 24,2% при $H_{эт}$=40 м и на 6,0% при $H_{эт}$=100 м, для $A_{шх}$=2,4 млн т меньше на 30,9% при $H_{эт}$=40 м и на 13,7% при $H_{эт}$=100 м, чем по варианту 1 за счет более низких затрат на ПНР.

Таким образом, по критерию себестоимости добычи $C_{с.р}$ предлагаемая технология эффективней, чем традиционная, во всем диапазоне изменения $H_{эт}$ и $A_{шх}$.

Выводы

1. Для условий отработки подкарьерных запасов в переходной зоне железорудных месторождений разработан вариант подэтажно-камерной системы разработки с закладкой, предусматривающий разделение этажа на подэтажи и отличающийся восходящим порядком отработки камер, расположенных на разных уровнях по высоте, с оставлением постоянных треугольных предохранительных целиков и сухой закладкой. Восходящий порядок отработки, расположение камер со смещением относительно друг друга на половину их высоты и оставление постоянных рудных целиков позволяют утилизировать отходы горного производства в подземном выработанном пространстве без дополнительных затрат на вяжущее и дробление породы, тем самым полностью отказаться от использования дорогостоящей твердеющей закладки.

2. Разработана экономико-математическая модель, основанная на комплексной методике определения параметров и сравнения ТЭП технологических процессов добычи руды (проходка выработок, отбойка, выпуск, доставка и транспортирование руды, закладочные работы) с учетом основных горнотехнических факторов (высоты этажа и производительности рудника), позволяющая оценить эффективность подземной геотехнологии в переходный период.

3. Установлены зависимости влияния высоты этажа в интервале от 40 до 100 м и производственной мощности предприятия в интервале от 0,8 до 2,4 млн т/год на основные ТЭП отработки переходной зоны (потери и разубоживание руды, удельный объем ПНР, производительность труда и удельные эксплуатационные затраты по основным процессам добычи).

4. Определено, что предлагаемая технология в сравнении с традиционной наиболее эффективна за счет более высоких показателей извлечения руды и меньшей себестоимости 1 т добытой руды даже при меньшей производительности труда на очистной выемке, предусматривающей закладку выработанного пространства.

5. Наилучшие значения ТЭП поэтажно-камерной системы разработки с восходящей выемкой и сухой закладкой выработанного пространства (вариант 2) в рассматриваемых условиях достигаются при $H_{эт}$=40 м и $A_{шх}$=1,6 млн т, следовательно, они являются оптимальными.

Список литературы

1. Karakus M., Zhukovskiy S., Goodchild D. Investigating the Influence of Underground Ore Productions on the Overall Stability of an Existing Open Pit // Procedia Engineering. 2017. Vol. 191. P. 600–608.
2. Влияние горнотехнических факторов на технико-экономические показатели отработки подкарьерного этажа под породной подушкой в условиях железорудных месторождений / И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, А.А. Рожков, И.В. Никитин, Ю.М. Соломеин // Известия вузов. Горный журнал. 2021. №8. С. 5–14 (In Eng.). DOI: 10.21440/0536-1028-2021-8-5-14
3. Обоснование рациональных вариантов перехода с открытого на подземный способ разработки месторождения «Малый Куйбас» / В.Н. Калмыков, С.Е. Гавришев, К.В. Бурмистров, А.А. Гоготин, О.В. Петрова, Н.Г. Томилина // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. №4. С. 132–139.
4. King B., Goycoolea M., Newman A. Optimizing the open pit-to-underground mining transition // European Journal of Operational Research. 2017. Vol. 257. No. 1. P. 297–309.
5. Combined optimization of an open-pit mine outline and the transition depth to underground mining / D. Whittle, M. Brazil, P. Grossman, H. Rubinstein, D. Thomas // European Journal of Operational Research. 2018. P. 268. DOI: 10.1016/j.ejor.2018.02.005.
6. Afum B.O., Ben-Awuah, E. A Review of models and algorithms for surface-underground mining options and transitions optimization: some lessons learnt and the way forward // Mining. 2021. Vol. 1. P. 112–134. https://doi.org/10.3390/mining1010008.
7. Flores G., Catalan A. A transition from a large open pit into a novel «macroblock variant» block caving geome-

try at Chuquicamata mine, Codelco Chile // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2019. Vol. 11. Iss. 3. P. 549–561.
8. Геотехнологические аспекты стратегии освоения крупных железорудных месторождений / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, Н.В. Гобов, К.В. Барановский, И.В. Никитин, Ю.М. Соломеин, А.А. Рожков // Проблемы недропользования. 2014. №3(3). С. 113–125.
9. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Развитие научно-методических основ устойчивости функционирования горнотехнических систем в условиях внедрения нового технологического уклада // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2020. № 4. С. 24–39.
10. Соколов И.В. Оценка эффективности подземной геотехнологии при обосновании стратегии комбинированной разработки рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2011. №S11. С. 480–493.
11. Operator influence on the loading process at LKAB's iron ore mines / A. Gustafson, H. Schunnesson, J. Paraszczak, G. Shekhar, S. Bergstróm, P. Brãnnman // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2020. Vol. 120. Iss. 3. P. 191–202. DOI: 10.17159/2411-9717/376/2020.
12. Обзор комбинированных систем подземной разработки рудных месторождений / Ю.Г. Антипин, К.В. Барановский, А.А. Рожков, М.В. Клюев // Проблемы недропользования. 2020. № 3(26). С. 5–22. DOI: 10.25635/2313-1586.2020.03.005.
13. Рогов В.Ю. Оценка перспектив развития черной металлургии Иркутской области на основе ресурсов восточных Саян и инновационных технологий // Вестник Забайкальского государственного университета. 2022. Т. 28. №2. С. 19–28. DOI: 10.21209/2227-9245-2022-28-2-19-28.
14. Ресурсовоспроизводящие, экологически сбалансированные геотехнологии комплексного освоения месторождений Курской магнитной аномалии / К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, В.К. Томаев, И.И. Помельников // Горный журнал. 2014. №8. С. 45–49.
15. Svartsjaern M., Saiang D. Conceptual Numerical Modeling of Large-Scale Footwall Behavior at the Kiirunavaara Mine, and Implications for Deformation Monitoring // Rock Mechanics and Rock Engineering. 2016. No. 49. P. 943–960. DOI: 10.1007/s00603-015-0750-x.
16. Подземная геотехнология при комбинированной разработке мощного железорудного месторождения / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, Ю.Г. Антипин, И.В. Никитин, К.В. Барановский // Известия вузов. Горный журнал. 2014. № 7. С. 25–32.
17. Савич И.Н. Проблемы применения систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2014. № S1. С. 366–373.
18. Лобанов Е.А., Еременко А.А. Разработка подкарьерных рудных запасов месторождения Олений ручей // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2021. № 4(146). С. 86–95. DOI: 10.26730/1999-4125-2021-4-86-95.
19. Русин Е.П., Стажевский С.Б. О современном состоянии и перспективах шведского варианта системы добычи руд с подэтажным обрушением // Интерэкспо Гео-Сибирь. 2017. Т. 2. № 2. С. 112–116.
20. Шамиев Ж.Б., Алибаев А.П. Технология комбинированной разработки подкарьерных запасов системой подэтажного обрушения с секционной отбойкой и торцевым выпуском руды через щель // Современные проблемы механики сплошных сред. 2010. №12. С. 62–70.
21. Shekhar G., Gustafson A. Draw control strategies in sublevel caving mines – a baseline mapping of LKABs Malmberget and Kiirunavaara mines // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2018. Vol. 118. No. 7. P. 723–733.
22. Tan Y., Guo M., Hao Y., Zhang C., Song W. Structural Parameter Optimization for Large Spacing Sublevel Caving in Chengchao Iron Mine // Metals. 2021. No. 11. P. 1619. https://doi.org/10.3390/met11101619.
23. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine / I.D. Brunton, S.J. Fraser, J.H. Hodgkinson, P.C. Stewart // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2010. Vol. 47. No. 4. P. 647–656.
24. Каплунов Д.Р. Проблемы комбинированной геотехнологии при устойчивом экологически сбалансированном освоении недр // Горный журнал. 2018. № 1. С. 14-17. DOI: 10.17580/gzh.2018.01.01.
25. Мажитов А.М. Оценка степени техногенного преобразования участка недр при разработке месторождения с обрушением руды и вмещающих пород в восходящем порядке // Горная промышленность. 2021. № 4. С. 113-118. DOI: 10.30686/1609-9192-2021-4-113–118.
26. Комплексная экологоориентированная подземная геотехнология добычи и обогащения железных руд / И.В. Соколов, Н.В. Гобов, А.А. Смирнов, А.Н. Медведев // Экология и промышленность России. 2013. № 9. С. 16–20.
27. Wang Zhenwei, Song Gaofeng, Ding Kuo. Study on the Ground Movement in an Open-Pit Mine in the Case of Combined Surface and Underground Mining // Advances in Materials Science and Engineering. 2020. Vol. 2020. DOI: 10.1155/2020/8728653
28. Бондаренко А.А., Шарипов Р.Х. Опыт и сравнительный анализ эффективности эксплуатации дизельных и электрических погрузочно-доставочных машин // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2021. № 4. С. 246-257. DOI: 10.46689/2218-5194-2021-4-1-246-257.
29. Casteel K. Underground haulage equipment trends // Engineering and Mining Journal. 2008. April. P. 773–775.

30. Li J.-G., Zhan K. Intelligent mining technology for an underground metal mine based on unmanned equipment // Engineering. 2018. №. 4. P. 381–391.
31. Отработка железорудного месторождения технологией с комбинированной закладкой / А.А. Смирнов, К.В. Барановский, А.А. Рожков, Ю.М. Соломеин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2021. № 5-1. С. 62–76. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_51_0_62.
32. Design and construction of a combined underground paste backfilling and surface paste storage system in Baiyinchagan Polymetallic Mine / L. Guo, H.Wang, X. Sun, J. Zhou, X. Liang // Proceedings of the 20th International Seminar on Paste and Thickened Tailings. – Beijing: University of Science and Technology, Beijing. 2017. P. 346–357. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1752_38_Guo
33. 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). e0232640. 10.1371/ journal.pone.0232640. DOI: 10.1371/journal.pone.0232640.
34. MacNeil J. A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining // Optimization and Engineering. 2017. Vol. 18. P. 793–813. DOI: 10.1007/s11081-017-9361-6.
35. Pourrahimian Y., Askari Nasab H., Tannant D. A multi-step approach for block-cave production scheduling optimization // International Journal of Mining Science and Technology. 2013. Vol. 23. P. 739–750. DOI: 10.1016/j.ijmst.2013.08.019.
36. Неверов С.А., Конурин А.И., Шапошник Ю.Н. Безопасность очистных работ при подэтажной выемке с обрушением в тектонически напряженных массивах// Интерэкспо Гео-Сибирь. 2021. Т. 2. №3. С. 311–321. DOI: 10.33764/2618-981X-2021-2-3-311-321.
37. Ore dilution control practised at Sindesar Khurd Mine of Hindustan Zinc ltd. / S. Dutta, A. Lal, V. Chittora, L. Chordia, D. Tailor // Design Methods 2015: Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining. Australian Centre for Geomechanics Perth. P. 553–568. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1511_35_Dutta
38. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Принципы формирования и критерий оценки геотехнологической стратегии освоения переходных зон рудных месторождений подземным способом // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. №9. С. 151–160. DOI: 10.25018/0236-1493-2017-9-0-151-160.
39. Соколов И.В., Антипин Ю.Г., Никитин И.В. Методология выбора подземной геотехнологии при комбинированной разработке рудных месторождений: монография. Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2021. 340 с.
40. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Rozhkov A.A. Technology of Blasting of Strong Valuable Ores with Ring Borehole Pattern // Journal of Mining Institute. 2019. Vol. 237. P. 285–291. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.285.

References

1. Karakus M., Zhukovskiy S., Goodchild D. Investigating the influence of underground ore productions on the overall stability of an existing open pit. Procedia Engineering, 2017, vol. 191, pp. 600–608.
2. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Rozhkov A.A., Nikitin I.V., Solomein Yu.M. Mining factors effect on the technical and economic indicators of mining the upper sublevel under the rock cushion at iron ore deposits. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal* [Minerals and Mining Engineering], 2021, no. 8, pp. 5–14. DOI: 10.21440/0536-1028-2021-8-5-14
3. Kalmykov V.N., Gavrishev S.E., Burmistrov K.V., Gogotin A.A., Petrova O.V., Tomilina N.G. New underground mining approaches justification for the Maliy Kuybas open pit mining operations. *Gorny informatsionno-analiticheskiy byulleten (nauchno-tekhnichesky zhurnal)* [Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal)], 2013, no. 4, pp. 132–139. (In Russ.)
4. King B., Goycoolea M., Newman A. Optimizing the open pit-to-underground mining transition. European Journal of Operational Research, 2017, vol. 257, no. 1, pp. 297–309.
5. Whittle D., Brazil M., Grossman P., Rubinstein H., Thomas D. Combined optimisation of an open-pit mine outline and the transition depth to underground mining. European Journal of Operational Research, 2018, vol. 268, no. 2, pp., 624-634. DOI: 10.1016/j.ejor.2018.02.005
6. Afum B.O., Ben-Awuah E. A review of models and algorithms for surface-underground mining options and transitions optimization: some lessons learnt and the way forward. Mining, 2021, vol. 1, pp. 112–134. https://doi.org/10.3390/mining1010008
7. Flores G., Catalan A. A transition from a large open pit into a novel «macroblock variant» block caving geometry at Chuquicamata mine, Codelco Chile. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2019, vol. 11, no. 3, pp. 549–561.
8. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G., Gobov N.V., Baranovskiy K.V., Nikitin I.V., Solomein Yu.M., Rozhkov A.A. Geo-technological aspects of large iron ore deposits development strategy. *Problemy nedropolzovaniya* [Subsoil Use Problems], 2014, vol. 3(3), pp. 113–125. (In Russ.)
9. Kaplunov D.R., Rylnikova M.V. Development of scientific and methodological foundations for sustainability of the functioning of mining-engineering systems, when introducing a new technological paradigm. *Izvestiya Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle* [News of Tula State University. Earth Sciences], 2020, no. 4, pp. 24–39. (In Russ.)
10. Sokolov I.V. Assessing efficiency of underground geotechnology, when providing the rationale for the strategy of combined mining of ore deposits. *Gorny informatsionno-analiticheskiy byulleten (nauchno-tekhnichesky zhurnal)* [Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal)], 2011, no. S11, pp. 480–493. (In Russ.)

11. Gustafson A., Schunnesson H., Paraszczak J., Shekhar G., Bergström S., Brännman P. Operator influence on the loading process at LKAB's iron ore mines. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2020, vol. 120, no. 3, pp. 191–202. DOI: 10.17159/2411-9717/376/2020
12. Antipin Yu.G., Baranovskiy K.V., Rozhkov A.A., Klyuev M.V. Overview of combined underground mining systems for ore deposits. *Problemy nedropolzovaniya* [Subsoil Use Problems], 2020, vol. 3(26), pp. 5–22. (In Russ.). DOI: 10.25635/2313-1586.2020.03.005
13. Rogov V.Yu. Assessment of the ferrous metallurgy development prospects in the Irkutsk Region based on the resources of the Eastern Sayans and innovative technologies. *Vestnik Zabaikalskogo gosudarstvennogo universiteta* [Bulletin of Transbaikal State University], 2022, vol. 28, no. 2, pp. 19–28. (In Russ.). DOI: 10.21209/2227-9245-2022-28-2-19-28
14. Trubetskoy K.N., Kaplunov D.R., Tomaev V.K., Pomelnikov I.I. Resource-reproducing and ecologically balanced geotechnologies for comprehensive exploitation of mineral deposits in the area of the Kursk Magnetic Anomaly. *Gornyi zhurnal* [Mining Journal], 2014, no. 8, pp. 45–49. (In Russ.)
15. Svartsjaern M., Saiang D. Conceptual numerical modeling of large-scale footwall behavior at the Kiirunavaara Mine, and implications for deformation monitoring. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2016, no. 49, pp. 943–960. DOI: 10.1007/s00603-015-0750-x
16. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Antipin Yu.G, Nikitin I.V., Baranovskiy K.V. Underground geotechnology for combined mining of a large iron ore deposit. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal* [Minerals and Mining Engineering], 2014, no. 7, pp. 25–32. (In Russ.)
17. Savich I.N. Problems of using systems with forced caving in underground mining of ore deposits. *Gorny informatsionno-analiticheskiy byulleten (nauchno-tekhnichesky zhurnal)* [Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal)], 2014, no. S1, pp. 366–373. (In Russ.)
18. Lobanov E.A., Eremenko A.A. Mining of under-pit ore reserves at the Oleniy Ruchey deposit. *Vestnik Kuzbasskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta* [Bulletin of Kuzbass State Technical University], 2021, no. 4(146), pp. 86-95. (In Russ.). DOI: 10.26730/1999-4125-2021-4-86-95.
19. Rusin E.P., Stazhevskiy S.B. About the current state and prospects of the Swedish version of the ore mining system with sublevel caving. *Interekspo Geo-Sibir* [Interexpo Geo-Siberia], 2017, vol. 2, pp. 112–116. (In Russ.)
20. Shamiev Zh.B., Alibaev A.P. Technology of combined mining of under-pit reserves by a system of sub-level caving with sectional breaking and end-cutting of ore through a slot. *Sovremennye problemy mekhaniki sploshnykh sred* [Modern Problems of Continuum Mechanics], 2010, no. 12, pp. 62–70. (In Russ.)
21. Shekhar G., Gustafson A. Draw control strategies in sublevel caving mines - A baseline mapping of LKAB's Malmberget and Kiirunavaara mines. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2018, vol. 118, no. 7, pp. 723–733.
22. Tan Y., Guo M., Hao Y., Zhang C., Song W. Structural parameter optimization for large spacing sublevel caving in Chengchao Iron Mine. Metals, 2021, no. 11, p. 1619. https://doi.org/10.3390/met11101619
23. Brunton I.D., Fraser S.J., Hodgkinson J.H., Stewart P.C. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2010, vol. 47, no. 4, pp. 647–656.
24. Kaplunov D.R. Problems of combined geotechnology in sustainable ecologically balanced subsoil development. *Gornyi zhurnal* [Mining Journal], 2018, no. 1, pp. 14–17. (In Russ.) DOI: 10.17580/gzh.2018.01.01
25. Mazhitov A.M. Assessment of the extent of man-induced transformation of a subsoil block in upward mining using ore and host rock caving. *Gornaya promyshlennost* [Mining Industry], 2021, no. 4, pp. 113–118. (In Russ.) DOI: 10.30686/1609-9192-2021-4-113-118.
26. Sokolov I.V., Gobov N.V., Smirnov A.A., Medvedev A.N. Integrated environmentally-oriented underground geotechnology of mining and beneficiation of iron ores. *Ekologiya i promyshlennost Rossii* [Ecology and Industry of Russia], 2013, no. 9, pp. 16–20. (In Russ.)
27. Wang Zhenwei, Song Gaofeng, Ding Kuo. Study on the ground movement in an open–pit mine in the case of combined surface and underground mining. Advances in Materials Science and Engineering, 2020, vol. 2020, ID 8728653, DOI: 10.1155/2020/8728653
28. Bondarenko A.A., Sharipov R.Kh. Experience and comparative analysis of operating efficiency of diesel and electric loading and delivery machines. *Izvestiya Tulskogo gosudarstvennogo universiteta. Nauki o Zemle* [News of Tula State University. Earth Sciences], 2021, no. 4, pp. 246–257. (In Russ.) DOI: 10.46689/2218-5194-2021-4-1-246-257
29. Casteel K. Underground haulage equipment trends. Engineering and Mining Journal, 2008, April, pp. 773–775.
30. Li J.–G., Zhan K. Intelligent mining technology for an underground metal mine based on unmanned equipment. Engineering, 2018, no. 4, pp. 381–391.
31. Smirnov A.A., Baranovsky K.V., Rozhkov A.A., Solomein Yu.M. Cut-and-fill stoping using mixed backfill. *Gorny informatsionno-analiticheskiy byulleten (nauchno-tekhnichesky zhurnal)* [Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal)], 2021, no. 5-1, pp. 62–76. (In Russ.) DOI: 10.25018/0236_1493_2021_51_0_62
32. Guo L., Wang H., Sun X., Zhou J., Liang X. Design and construction of a combined underground paste backfilling and surface paste storage system in Baiyinchagan Polymetallic Mine. Proceedings of the 20th International Seminar on Paste and Thickened Tailings, Beijing University of Science and Technology, Beijing, 2017, pp. 346–357, https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1752_38_Guo
33. 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), e0232640. DOI: 10.1371/journal.pone.0232640
34. MacNeil J. A stochastic optimization formulation for the transition from open pit to underground mining. Optimization and Engineering, 2017, vol. 18, pp. 793–813. DOI: 10.1007/s11081-017-9361-6
35. Pourrahimian Y., Askari Nasab H., Tannant D. A multi-step approach for block-cave production scheduling optimization. International Journal of Mining Science and Technology, 2013, vol. 23, pp. 739–750. DOI: 10.1016/j.ijmst.2013.08.019.
36. Neverov S.A., Konurin A.I., Shaposhnik Yu.N. Safety of stoping operations during sublevel excavation with collapse in tectonically stressed massifs. *Interekspo Geo-Sibir* [Interexpo Geo-Siberia], 2021, vol. 2, no. 3, pp. 311–321. (In Russ.). DOI: 10.33764/2618-981X-2021-2-3-311-321.
37. Dutta S., Lal A., Chittora V., Chordia L., Tailor D. Ore dilution control practiced at Sindesar Khurd Mine of Hindustan Zinc Ltd. Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2015, pp. 553–568. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1511_35_Dutta
38. Sokolov I.V. Antipin Yu.G., Nikitin I.V. Basic principles and assessment criteria of technological strategy for underground mining in transition zones. *Gorny informatsionno-analiticheskiy byulleten (nauchno-tekhnichesky zhurnal)* [Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal)], 2017, no. 9, pp. 151–160. (In Russ.). DOI: 10.25018/0236-1493-2017-9-0-151-160
39. Sokolov I.V., Antipin Yu.G., Nikitin I.V. *Metodologiya vybora podzemnoy geotekhnologii pri kombinirovannoy razrabotke rudnykh mestorozhdeniy: monografiya* [Methodology for choosing underground geotechnology in the combined mining of ore deposits: monograph]. Yekaterinburg: Ural University Publishing House, 2021, 340 p. (In Russ.)
40. Sokolov I.V., Smirnov A.A., Rozhkov A.A. Technology of blasting of strong valuable ores with ring borehole pattern. Journal of Mining Institute, 2019, vol. 237, pp. 285–291. DOI: 10.31897/PMI.2019.3.285

Поступила 14.04.2022; принята к публикации 26.05.2022; опубликована 28.06.2022
Submitted 14/04/2022; revised 26/05/2022; published 28/06/2022

Антипин Юрий Георгиевич – кандидат технических наук,
заведующий лабораторией подземной геотехнологии,
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук, Екатеринбург, Россия.
Email: geotech910@yandex.ru. ORCID 0000-0002-3564-0310

Барановский Кирилл Васильевич – кандидат технических наук,
старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук, Екатеринбург, Россия.
Email: geotech910@yandex.ru. ORCID 0000-0002-2572-166X

Рожков Артём Андреевич – кандидат технических наук,
старший научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук, Екатеринбург, Россия.
Email: 69artem@bk.ru. ORCID 0000-0003-3007-1099

Никитин Игорь Владимирович – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук, Екатеринбург, Россия.
Email: real_Igrik@mail.ru. ORCID 0000-0002-3593-4319

Соломеин Юрий Михайлович – научный сотрудник лаборатории подземной геотехнологии,
Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук, Екатеринбург, Россия.
Email: yuriysolo@mail.ru. ORCID 0000-0002-8226-6894

Yuri G. Antipin – PhD (Eng.), Head of the Laboratory of Underground Geotechnology,
Institute of Mining, the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russia.
Email: geotech910@yandex.ru. ORCID 0000-0002-3564-0310

Kirill V. Baranovsky – PhD (Eng.), Senior Researcher, Laboratory of Underground Geotechnology,
Institute of Mining, the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russia.
Email: geotech910@yandex.ru. ORCID 0000-0002-2572-166X

Artem A. Rozhkov – PhD (Eng.), Senior Researcher, Laboratory of Underground Geotechnology,
Institute of Mining, the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russia.
Email: 69artem@bk.ru. ORCID 0000-0003-3007-1099

Igor V. Nikitin – Researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining,
the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russia.
Email: real_Igrik@mail.ru. ORCID 0000-0002-3593-4319

Yuri M. Solomein – Researcher, Laboratory of Underground Geotechnology, Institute of Mining,
the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russia.
Email: yuriysolo@mail.ru. ORCID 0000-0002-8226-6894