

УДК: 622.275:622.274

Повышение эффективности перехода от открытых на подземные горные работы при освоении железорудных месторождений

И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин*, И. В. Никитин, Ю. М. Соломеин

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

e-mail: geotech@igduran.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-3564-0310>

Информация о статье Реферат

Поступила
в редакцию
22.01.2025;

получена
после доработки
21.02.2025;

принята
к публикации
25.02.2025

Ключевые слова:

железорудное
месторождение,
комбинированная
система разработки,
высота этажа,
экономико-
математическое
моделирование,
технико-экономический
анализ

С целью повышения экономической эффективности перехода от открытых на подземные горные работы при освоении железорудных месторождений предложен вариант комбинированной системы разработки, сочетающий технологию камерной выемки под потолочной и технологию этажного принудительного обрушения с разноуровневым площадным двусторонним выпуском руды из блока увеличенной высоты. Данный вариант предназначен для выемки мощных рудных тел и позволяет сократить удельный объем подготовительно-нарезных работ, повысить показатели извлечения руды и увеличить концентрацию горных работ, а также реализовать проветривание всех выработок блока за счет общешахтной депрессии. Проведено технико-экономическое сравнение традиционного и предлагаемого вариантов отработки подкарьерного этажа по критерию прибыли, учитывающего изменение показателей извлечения руды и эксплуатационных затрат при увеличении высоты этажа. Установлено, что прибыль по варианту с применением комбинированной системы разработки выше на 221 р./т, чем по традиционному варианту, что достигается увеличением извлекаемой ценности руды на 102 р./т и снижением себестоимости добычи руды на 119 р./т. Внедрение предложенного технического решения позволит увеличить годовую прибыль предприятия на 26 %.

Для цитирования

Соколов И. В. и др. Повышение эффективности перехода от открытых на подземные горные работы при освоении железорудных месторождений. Вестник МГТУ. 2025. Т. 28, № 1. С. 92–102. DOI: <https://doi.org/10.21443/1560-9278-2025-28-1-92-102>.

Improving the efficiency of the transition from open to underground mining in the development of iron ore deposits

Igor V. Sokolov, Yuriy G. Antipin*, Igor V. Nikitin, Yuriy M. Solomein

*The Institute of Mining of the Ural Branch of Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg, Russia;

e-mail: geotech@igduran.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-3564-0310>

Article info

Received
22.01.2025;

received
in revised form
21.02.2025;

accepted
25.02.2025

Key words:

iron ore deposit,
combined mining system,
floor height,
economic and
mathematical modeling,
technical and economic
analysis

Abstract

In order to improve the economic efficiency of the transition from open to underground mining in the development of iron ore deposits, a variant of a combined development system has been proposed that combines the technology of chamber mining under a ceiling and the technology of forced floor caving with multi-level area two-sided ore release from a block of increased height. This variant is intended for the extraction of thick ore bodies and allows for a reduction in the specific volume of preparatory and cutting operations, an increase in ore extraction rates and an increase in the concentration of mining operations, as well as the implementation of ventilation of all block workings due to general mine depression. A technical and economic comparison of the traditional and proposed variants of the development of the under-pit floor has been carried out based on the profit criterion taking into account the change in ore extraction rates and operating costs with an increase in the floor height. It has been found that the profit for the option using a combined development system is 221 rubles/t higher than for the traditional option, which is achieved by increasing the extractable value of ore by 102 rubles/t and reducing the cost of ore extraction by 119 rubles/t. The implementation of the proposed technical solution will increase the annual profit of the enterprise by 26 %.

For citation

Sokolov, I. V. et al. 2025. Improving the efficiency of the transition from open to underground mining in the development of iron ore deposits. *Vestnik of MSTU*, 28(1), pp. 92–102. (In Russ.) DOI: <https://doi.org/10.21443/1560-9278-2025-28-1-92-102>.

Введение

Открытая разработка железорудного месторождения "Малый Куйбас" завершается, при этом предельная глубина карьера составляет 320 м (Бурмистров и др., 2016). Оставшиеся запасы, распространяющиеся на глубину до 350 м от предельной отметки карьера, подлежат отработке подземным способом (Калмыков и др., 2013). Месторождение по сложности геологического строения относится к третьей группе. Оно представлено рудными телами с крутым падением (в среднем 80°) и весьма широким диапазоном изменения мощности (от 5 до 75 м) и длины (от 100 до 750 м). Руды устойчивые, вмещающие породы средней устойчивости.

Доходность горного предприятия при переходе от открытых на подземные горные работы во многом зависит от применяемой технологии отработки подкарьерного этажа, которая определяет уровень эксплуатационных затрат на добычу руды и величину ее извлекаемой ценности исходя из полноты выемки и качества извлечения запасов (Соколов и др., 2017). Разработка наиболее эффективных технологий и их научно-методическое обоснование является необходимым условием для обеспечения технологического суверенитета страны (Яковлев, 2022).

Учитывая невысокую ценность, крепость и устойчивость руд месторождения, для отработки запасов ниже дна карьера целесообразно применение системы подэтажного обрушения (СПО) с торцовым выпуском руды и использованием самоходного оборудования. Наряду с известными преимуществами (низкая себестоимость добычи, высокая производительность труда на очистной выемке и др.), данная система разработки имеет и существенные недостатки: низкие показатели извлечения запасов из недр, высокий удельный расход подготовительно-нарезных выработок и скважин на отбойку руды, сложность схемы проветривания (производство работ в тупиковых забоях) (Савич, 2021; Лизункин, 2021).

Одним из перспективных направлений повышения эффективности отработки подкарьерного этажа является сочетание технологий этажно-камерной выемки и этажного принудительного обрушения в пределах добычного блока. Исследования показали, что переход от одностадийной к двухстадийной выемке блока с отработкой камер увеличенной высоты позволяет существенно снизить удельный объем подготовительно-нарезных работ (ПНР) и потери руды, при этом он ведет к повышению затрат на выдачу руды из шахты (Sokolov et al., 2021). В связи с этим эффективность технологии важно оценивать с учетом увеличения высоты подкарьерного этажа ($H_{пэ}$), которая в соответствии с практикой комбинированной разработки может достигать 100 м (Лобанов и др., 2021; Whittle et al., 2018).

Таким образом, разработка и технико-экономическое обоснование наиболее эффективной технологии отработки подкарьерного этажа с целью повышения эффективности перехода от открытых на подземные горные работы при освоении железорудного месторождения "Малый Куйбас" является актуальной научно-практической задачей.

Материалы и методы

Изыскание и конструирование вариантов технологии отработки подкарьерного этажа

Система подэтажного обрушения (СПО) с торцовым выпуском руды широко используется как на отечественных, так и зарубежных подземных рудниках и отличается высокой производительностью, универсальностью и гибкостью с точки зрения условий применения (Русин и др., 2017; Lovitt, 2016; Mijalkovski et al., 2017; Quinteiro, 2018). Для выемки рудных тел средней мощности применяется вариант с расположением очистных заходок по простиранию рудного тела (СПОп), а для выемки мощных рудных тел – вариант с расположением очистных заходок вкрест простирания рудного тела (СПОв). Принципиальные схемы основных вариантов данной системы разработки показаны на рис. 1.

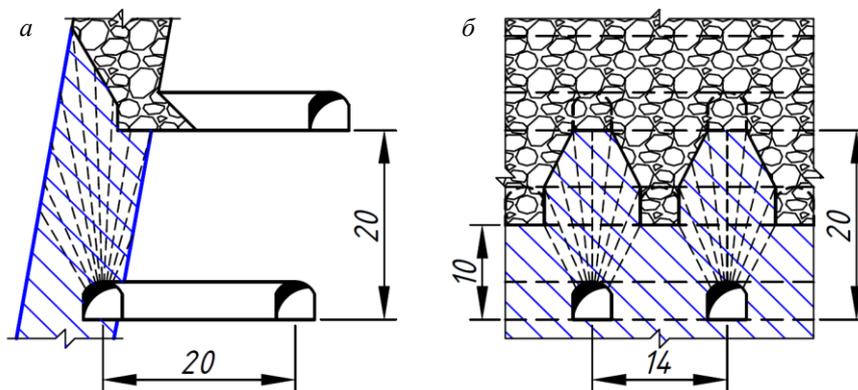


Рис. 1. Система подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды для выемки:

a – рудных тел средней мощности; *б* – мощных рудных тел

Fig. 1. Sublevel caving system with end outlet during excavation of:

a – ore bodies of medium thickness; *b* – thick ore bodies

Вариант СПОв имеет следующие недостатки: большой удельный объем ПНР (до $100 \text{ м}^3/1000 \text{ т}$), низкие показатели извлечения руды (потери – до 20 %, разубоживание – до 30 %), увеличенные затраты на отбойку руды и проветривание тупиковых забоев. Кроме этого, вариант характеризуется низкой концентрацией очистных работ из-за небольшого объема запасов очистных заходок и цикличности очистной выемки, что вызывает потребность в большом количестве рабочих забоев, увеличении эксплуатационной рудной площади и количества единиц технологического оборудования, в том числе вентиляторов местного проветривания, существенно усложняет организацию проходческих и очистных работ для обеспечения необходимой производственной мощности рудника.

Совершенствование варианта СПОв осуществляется путем увеличения параметров выемочной единицы, применения технологии камерной выемки и отработки междукамерных целиков с секционной отбойкой и магазинированием руды, модернизации конструкции днища блока для площадного выпуска руды, что позволяет уменьшить удельный объем ПНР и расход скважин на отбойку, улучшить показатели извлечения руды и увеличить концентрацию горных работ, реализовать вентиляцию за счет общешахтной депрессии.

Для решения перечисленных задач был разработан вариант комбинированной системы разработки (КСР), предусматривающий сочетание технологии этажно-камерной выемки с последующим обрушением потолочины и технологии этажного обрушения с секционной отбойкой междукамерных целиков (МКЦ), магазинированием и двусторонним площадным выпуском руды. Предлагаемая КСР устраняет вышеуказанные недостатки технологии подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (СПОв) и повышает эффективность выемки мощных рудных тел.

КСР предполагает камерно-целиковый порядок отработки запасов подкарьерного этажа (рис. 2). Этаж по простиранию рудного тела разбивается на добычные блоки, включающие очистную камеру, потолочину и МКЦ. Параметры камеры, потолочины и МКЦ: ширина – 20 м, длина равна мощности рудного тела – в среднем 45 м, высота камеры и МКЦ соответствует $H_{\text{пр}} = 40\text{--}100 \text{ м}$, толщина потолочины – 20 м. Геометрические параметры КСР приняты по данным практики разработки железорудных месторождений (Соколов и др., 2017).

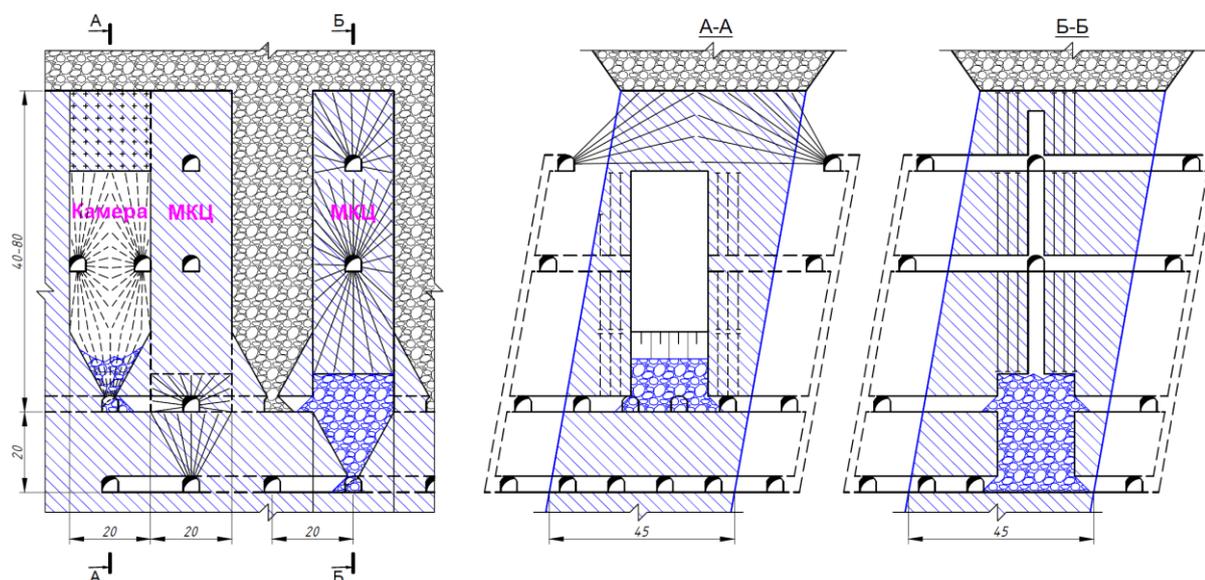


Рис. 2. Комбинированная система разработки
Fig. 2. Combined mining system

Принято следующее основное технологическое оборудование для проходческих и очистных работ: на бурении шпуров или скважин – самоходные буровые установки, оснащенные мощными гидроперфораторами; на уборке породы, выпуске и доставке руды – погрузочно-доставочные машины (ПДМ) грузоподъемностью 14 т; на транспортировании руды – автосамосвалы грузоподъемностью 42 т (Антипин и др., 2021).

Подготовка горизонта выпуска и доставки для очистных камер и МКЦ включает проведение доставочных штреков в лежачем и висячем боках, доставочных ортов, траншейных ортов по оси камеры и МКЦ, погрузочных заездов, располагаемых в шахматном порядке с двух сторон траншейного орта рудоприемной (выпускной) траншеи. При этом горизонт выпуска и доставки руды из МКЦ располагается ниже горизонта выпуска и доставки руды из камеры на высоту траншейного днища МКЦ, что позволяет

технически осуществить подготовку траншейного днища МКЦ с двусторонним расположением в шахматном порядке погрузочных заездов и реализовать на разных уровнях двусторонний площадной выпуск руды из камеры и МКЦ. При такой конструкции днища (камеры и МКЦ) в два раза уменьшается расстояние между погрузочными заездами, располагаемыми по длине рудоприемной траншеи, соответственно, существенно снижаются потери отбитой руды в гребнях между погрузочными заездами, и повышается качество извлечения руды (уменьшается разубоживание) из-за улучшения условий режима равномерно-последовательного выпуска руды под обрушенными породами. С переходом на нижележащий этаж запасы сформированных целиков под камерами, выполняющими функцию потолочины, вынимаются после отработки камерных запасов посредством их разбуривания и взрывания из полевых штреков горизонта выпуска и доставки руды МКЦ.

Очистная выемка камерных запасов начинается с оформления отрезной щели в центре камеры и развивается двумя забоями к ее флангам. Этажная отбойка основных запасов камеры ведется на открытое пространство секциями веерных скважин (по 2–3 веера) диаметром 105 мм, расположенных по сетке $3,0 \times 3,0$ ($W \times a$). Площадной двусторонний выпуск отбитой руды и доставка ее до рудоспуска на расстояние 150–200 м осуществляется ПДМ грузоподъемностью 14 т. Камера обрабатывается под временно оставляемой потолочиной, исключающей попадание отвальной породы в очистное пространство, тем самым обеспечивая оптимальные условия и высокие показатели извлечения при выемке камерных запасов. После выемки камерных запасов производится массовая отбойка потолочины веерными скважинами диаметром 105 мм и площадной двусторонний выпуск руды под обрушенными породами через днище камеры с помощью ПДМ. Для улучшения показателей потерь и разубоживания руды выпуск ее под обрушенными породами осуществляется по всей площади камеры с соблюдением равномерно-последовательного режима выпуска руды, что обеспечивает плавное опускание границы обрушенных отвальных пород с отбитой рудой.

После выпуска руды из камеры и заполнения выработанного пространства отвальными породами производится отработка МКЦ. Очистная выемка запасов МКЦ начинается с оформления отрезной щели и развивается двумя забоями к висячему и лежащему бокам рудного тела. Отбойка основных запасов МКЦ осуществляется секциями вееров скважин (4–5 вееров) диаметром 105 мм, расположенных по сетке $3,0 \times 3,0$ ($W \times a$). С целью обеспечения нормального разрыхления руды перед отбойкой секции создается нижняя подсечка основных запасов МКЦ длиной, равной толщине отбиваемой секции, и шириной, равной ширине МКЦ. Площадной выпуск секционно отбитых основных запасов МКЦ осуществляется в две стадии: первая – частичный выпуск руды (30 %) после отбойки каждой секции; вторая – выпуск замагазинированной руды (70 %) по всей площади днища МКЦ после отбойки последней секции. Отбитая руда выпускается и доставляется до рудоспуска на расстояние 150–200 м при помощи ПДМ. Технология очистной выемки запасов МКЦ позволяет реализовать равномерно-последовательный режим выпуска руды по всей площади МКЦ, обеспечивающего сохранение ровного контакта руды с породой, и достигнуть более высоких показателей извлечения при выпуске руды под обрушенными породами по сравнению с технологией поэтажного обрушения с послышной отбойкой и торцовым выпуском руды.

Проветривание очистных забоев осуществляется за счет общешахтной депрессии.

Отработка добычного блока увеличенного объема (по сравнению с очистной панелью при СПОв) с площадным двусторонним и разноуровневым выпуском руды из камеры и МКЦ увеличивает концентрацию добычных работ, что позволяет более эффективно использовать большее количество мощных погрузочно-доставочных машин на выпуске и доставке руды из блока.

Для обеспечения необходимой производственной мощности подземного рудника ($A_{\text{шх}}$), равной 2,0 млн т руды в год, при СПОв необходимо отработать 38,8 очистных панелей с эксплуатационными запасами 20,6 тыс. т на рудной площади 34,9 тыс. м²; а при КСР, составляющей 800 тыс. т ($0,4A_{\text{шх}}$), необходимо отработать 1,34 добычных блока с эксплуатационными запасами 599 тыс. т (при $H_{\text{пз}} = 80$ м) на рудной площади 2,4 тыс. м². Иными словами, эксплуатационная рудная площадь при КСР меньше в 14,5 раз, чем при СПОв, что значительно упрощает организацию проведения подготовительно-нарезных и очистных работ (в том числе проветривания очистных забоев) при выемке запасов мощных рудных тел. Увеличение концентрации горных работ способствует повышению интенсивности процесса выпуска и доставки руды из блока за счет эффективного использования мощных ПДМ.

Таким образом, технико-экономической оценке подлежат два варианта технологии отработки подкарьерного этажа:

– вариант I (традиционный) основан на технологии поэтажного обрушения с торцовым выпуском руды: для выемки рудных тел средней мощности предусмотрен вариант СПОп; для выемки мощных рудных тел – вариант СПОв;

– вариант II (предлагаемый) отличается от варианта I тем, что для выемки мощных рудных тел применяется вариант КСР.

Доли применяемых систем в годовом объеме добычи исходя из соотношения запасов в рудных телах следующие: СПОп – 60 %; СПОв и КСР – 40 %.

Результаты и обсуждение

Оценка и анализ эффективности вариантов технологии отработки подкарьерного этажа

Экономическая эффективность вариантов I и II технологии отработки подкарьерного этажа определяется по критерию максимальной прибыли (Pr^i), отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов (Антитип и др., 2022)

$$Pr^i = \Pi_{изв}^i - C^i, \quad (1)$$

где $\Pi_{изв}^i$ – извлекаемая ценность добытой и обогащенной руды, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, при i -м варианте ($\Pi_{изв}^I$ и $\Pi_{изв}^{II}$), р./т; C^i – суммарная себестоимость добычи и обогащения руды (с учетом транспортирования до ОФ), отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, при i -ом варианте (C^I и C^{II}), р./т.

Извлекаемая ценность руды, отнесенной к 1 т погашаемых балансовых запасов, определяется

$$\Pi_{изв}^i = 0,01 Z_k \gamma^i (1 - P^i) / (1 - P^i), \quad (2)$$

где Z_k – цена 1 т концентрата при содержании железа в концентрате $\beta_k = 62-66$ %, р./т; γ^i – выход концентрата, доли ед., определяется по формуле

$$\gamma^i = \mathcal{E}_k^i a / \beta_k, \quad (3)$$

где \mathcal{E}_k^i – извлечение железа в концентрат при обогащении при i -м варианте, доли ед.; a – содержание железа в добытой руде, доли ед.; β_k – содержание железа в концентрате, $\beta_k = 0,63$ доли ед.; P^i и P^i – соответственно, средневзвешенные коэффициенты потерь и разубоживания руды при i -м варианте, доли ед.

Суммарная себестоимость добычи и обогащения, отнесенная на 1 т погашаемых балансовых запасов (C^i), при i -м варианте (C^I и C^{II}) определяется

$$C^i = C^i (1 - P^i) / (1 - P^i), \quad (4)$$

где C^i – суммарная себестоимость 1 т добытой и обогащенной руды при i -м варианте отработки подкарьерного этажа, р./т (C^I и C^{II}).

Суммарная себестоимость 1 т добытой и обогащенной руды при i -м варианте определяется по формуле

$$C^i = C_d^i + C_{тр.об}, \quad (5)$$

где C_d^i – полная себестоимость 1 т добытой руды при i -м варианте отработки, включающая в себя прямые затраты на добычу руды по шахте ($C_{шх}^I$ и $C_{шх}^{II}$) и общешахтные затраты на вспомогательные процессы и накладные расходы ($C_{общ}$). По данным практики фактический уровень себестоимости добытой 1 т железной руды (C_d^i) варьирует в пределах $C_d^i = 1400-1800$ р. (в среднем 1600 р./т) при системе с обрушением; $C_{тр.об}$ – себестоимость обогащения 1 т добытой руды с учетом транспортирования ее до обогатительной фабрики, р./т. Величина $C_{тр.об}$ принимается по данным практики других предприятий, аналогичных по условиям, и составляет в среднем $C_{тр.об} = 850$ р./т.

Себестоимость добычи по шахте при варианте I и II с учетом доли систем в годовом объеме добычи:

$$C_{шх}^I = 0,6 C_{СПОп} + 0,4 C_{СПОв}, \quad (6)$$

$$C_{шх}^{II} = 0,6 C_{СПОп} + 0,4 C_{КСР}, \quad (7)$$

где $C_{СПОп}$, $C_{СПОв}$ и $C_{КСР}$ – себестоимость 1 т добытой руды по системе разработки, включающей эксплуатационные прямые затраты на основные технологические процессы добычи по системе соответственно СПОп, СПОв и КСР.

Рассмотренная методика экономической оценки позволяет определить эффективность вариантов I и II с учетом изменения показателей извлечения руды и экономических показателей эффективности (извлекаемой ценности, эксплуатационных затрат и прибыли, отнесенных на 1 т погашаемых запасов) в зависимости от $H_{пз}$.

По результатам исследований изменения показателей извлечения руды по системам (СПОп, СПОв и КСР) с учетом их доли в добыче и вариантам I и II (по шахте) в зависимости от $H_{пз}$, установлен характер изменения потерь ($P_{срв}$) и разубоживания ($P_{срв}$) руды по системам разработки и вариантам I и II при увеличении $H_{пз}$ от 40 до 100 м (рис. 3).

Расчет показателей извлечения руды по системам разработки производился на основе известных методических положений по нормированию потерь и охране недр (Куликов, 1980).

Из графиков видно, что с увеличением $H_{пз}$ от 40 до 100 м:

– P и R руды при СПОп и СПОв не изменяются из-за постоянной высоты подэтажа и составляют для СПОп – $P = 18,8$ % и $R = 22,5$ % и СПОв – $P = 22,7$ % и $R = 28,0$ %, а при КСР снижаются – P от 24,2 до 13,4 % (в 1,8 раза) и R от 30,5 до 16,2 % (в 1,88 раза), при этом в интервале изменения $H_{пз}$ от 60 до 80 м происходит изменение показателей полноты и качества извлекаемых балансовых запасов по вариантам

сравниваемых систем разработки. Показатели извлечения руды при КСР переходят из худшей в лучшую зону, а СПОп и СПОв, оставаясь неизменными, оказываются в худшей зоне, по сравнению с КСР;

– средневзвешенные П и Р руды по варианту I не изменяются и составляют – П = 20,4 % и Р = 24,7 %, а по варианту II потери снижаются от 21,0 до 16,6 % (в 1,21 раза) и разубоживание – от 25,7 до 20,0 % (в 1,22 раза).

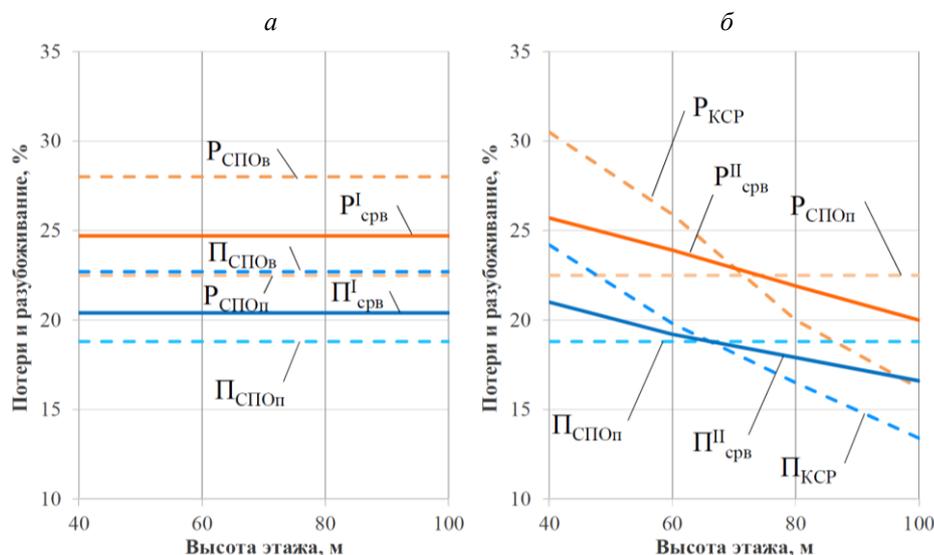


Рис. 3. Влияние высоты этажа на средневзвешенные показатели извлечения руды в зависимости от СПОп, СПОв и КСР при вариантах соответственно I (а) и II (б)

Fig. 3. Effect of floor height on weighted averages ore extraction rates depending on SCSb, SCSa and CMS for options I (a) and II (б)

Следовательно, применение комбинированной системы разработки (КСР) вместо СПОв обеспечивает повышение извлекаемой ценности руды при увеличении $H_{пз}$ за счет улучшения средневзвешенных ее показателей по варианту II по сравнению с вариантом I.

Дальнейшими проведенными исследованиями была установлена закономерность влияния параметров $H_{пз}$ на извлекаемую ценность добытой и обогащенной руды по вариантам I (СПОп + СПОв) и II (СПОп + КСР). Результаты исследований изменения средневзвешенной извлекаемой ценности добытой и обогащенной руды, отнесенной к 1 т погашаемых балансовых запасов, по вариантам I и II ($\Psi_{изв}^I$ и $\Psi_{изв}^{II}$) при увеличении $H_{пз}$ от 40 до 100 м показаны в табл. 1.

Таблица 1. Изменение $\Psi_{изв}^I$ и $\Psi_{изв}^{II}$ по вариантам I и II в зависимости от $H_{пз}$ с учетом средневзвешенных потерь и разубоживания руды по вариантам I и II
 Table 1. Change in extractable value for options I and II depending on the height of the sublevel taking into account the average weighted losses and ore dilution for options I and II

Вариант технологии	Показатели	Высота этажа, м			
		40	60	80	100
Вариант I	$\Pi_{срв}^I$	20,4	20,4	20,4	20,4
	$P_{срв}^I$	24,7	24,7	24,7	24,7
	$\Psi_{изв}^I$	3 503,0	3 503,0	3 503,0	3 503,0
Вариант II	$\Pi_{срв}^{II}$	21,0	19,2	17,9	16,6
	$P_{срв}^{II}$	25,7	23,9	21,9	20,0
	$\Psi_{изв}^{II}$	3 490,4	3 546,6	3 573,7	3 605,1

Из анализа табл. 1 следует, что $\Psi_{изв}$ с увеличением $H_{пз}$ от 40 до 100 м по варианту I не изменяется при постоянных показателях извлечения руды и составляет 3 503,0 р./т, а по варианту II – повышается на 114,7 р./т. При этом $\Psi_{изв}$ по варианту II меньше на 12,6 р./т при $H_{пз} = 40$ м и больше на 43,6 р./т, 70,7 р./т и 102,1 р./т, соответственно, при $H_{пз} = 60, 80$ и 100 м, чем по варианту I. Применение КСР для выемки мощных рудных тел вместо СПОв обеспечивает повышение средневзвешенной извлекаемой ценности по варианту II по сравнению с вариантом I при увеличении $H_{пз}$ от 60 до 100 м за счет улучшения средневзвешенных показателей извлечения руды и выход железорудного концентрата при обогащении по варианту II в сравнении с вариантом I.

Исследовано влияние $H_{пз}$ на себестоимость добычи руды по вариантам I и II с учетом долей систем разработки (см. формулы 6–7). Результаты исследования изменения себестоимости добычи по системам разработки ($C_{СПОп}$, $C_{СПОв}$ и $C_{КСР}$) и вариантам I и II ($C_{шх}^I$ и $C_{шх}^{II}$) в зависимости от $H_{пз}$ представлены на рис. 4.

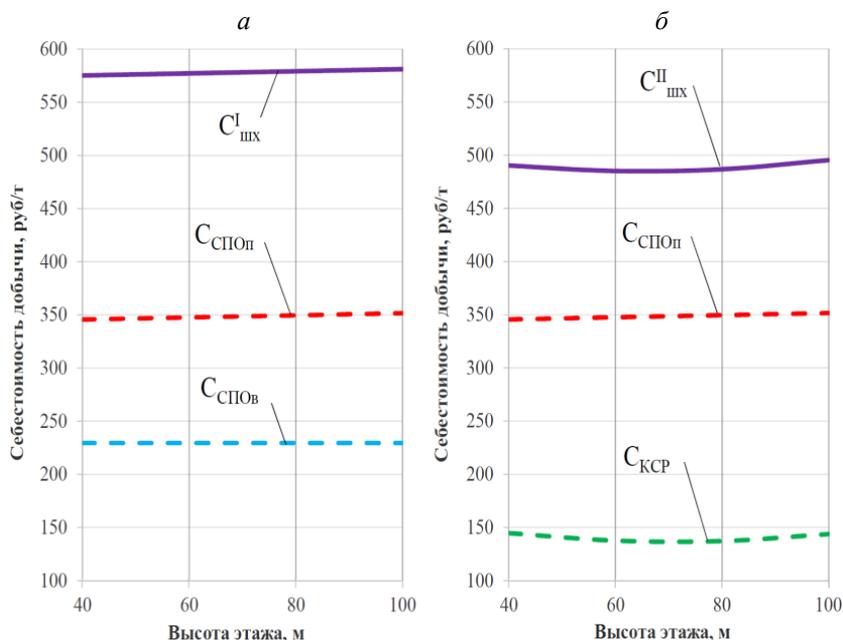


Рис. 4. Влияние высоты этажа на себестоимость добычи 1 т руды по вариантам I (а) и II (б) с учетом долей систем разработки

Fig. 4. Effect of floor height on the cost of mining 1 t of ore for options I (a) and II (b) taking into account the shares of development systems

Анализ расчетов и графиков изменения себестоимости добычи по системам разработки ($C_{СПОп}$, $C_{СПОв}$ и $C_{КСР}$) и вариантам I и II ($C_{шх}^I$ и $C_{шх}^{II}$) в зависимости $H_{пз}$ на рис. 4 показал следующее:

- затраты по СПОп ($C_{СПОп}$) увеличиваются на 6,0 р./т за счет повышения затрат на транспортирование руды в карьер ($C_{тр.к}$) вследствие увеличения расстояния транспортировки, а по СПОв ($C_{СПОв}$) не изменяются и составляют 229,5 р./т. Затраты по КСР ($C_{КСР}$) снижаются на 7,5 р./т при увеличении $H_{пз}$ от 40 до 80 м и повышаются на 6,6 р./т при увеличении $H_{пз}$ от 80 до 100 м. То есть величина $C_{КСР} = 137,2$ р. является оптимальной (минимальной) при высоте $H_{пз} = 80$ м. Экстремальный характер изменения затрат по КСР при увеличении $H_{пз}$ от 40 до 100 м объясняется экстремальным характером снижения затрат на ПНР (минимальная $C_{пнр}$ при $H_{пз} = 80$ м). При этом затраты по варианту КСР ($C_{КСР}$) меньше на 84,8 р./т (на 37,0 %) при $H_{пз} = 40$ м, на 91,8 р./т (40,0 %) при $H_{пз} = 60$ м, на 92,3 р./т (40,2 %) при $H_{пз} = 80$ м и на 85,7 р./т (37,3 %) при $H_{пз} = 100$ м, чем по варианту СПОв ($C_{СПОв}$) за счет более низких затрат на ПНР и отбойку руды;

- средневзвешенные затраты по варианту I ($C_{шх}^I$) повышаются на 6,0 р./т за счет увеличения затрат по СПОп. Средневзвешенные затраты по варианту II ($C_{шх}^{II}$) снижаются на 5,0 р./т при увеличении $H_{пз}$ от 40 до 60 м и повышаются на 10,1 р./т при увеличении $H_{пз}$ от 60 до 100 м. То есть величина $C_{шх}^{II} = 485,3$ р. является оптимальной (минимальной) при высоте $H_{пз} = 60$ м. При этом затраты по варианту II ($C_{шх}^{II}$) меньше на 14,7 % при $H_{пз} = 40$ м, на 15,9 % при $H_{пз} = 60–80$ м и 14,7 % при $H_{пз} = 100$ м, чем по варианту I ($C_{шх}^I$) за счет более низких затрат на ПНР и отбойку руды.

В соответствии с методикой расчета прибыли, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, по вариантам I и II (Pr^I , Pr^{II}) необходимо определить суммарную себестоимость добычи и обогащения руды, отнесенной на 1 т погашаемых балансовых запасов, – C^I и C^{II} (формула 4). С этой целью для вариантов I и II установлена (см. формулы 6 и 7) себестоимость добычи по шахте ($C_{шх}^I$ и $C_{шх}^{II}$), учитывающей прямые эксплуатационные затраты на добычу, рассчитана полная себестоимость добытой 1 т руды – $C_{д}^I$ и $C_{д}^{II}$, исходя из практической средней себестоимости 1 т добытой железной руды ($C_{д}^{\Phi} = 1600$ р./т) определена суммарная себестоимость 1 т добытой и обогащенной руды – C^I и C^{II} (формула 5) с учетом практической средней $C_{тр.об} = 850$ р./т.

Порядок и результаты расчета суммарной себестоимости добычи и обогащения руды, отнесенной к 1 т погашаемых балансовых запасов (C^I и C^{II}), приведены в табл. 2.

Таблица 2. Суммарные эксплуатационные затраты на добычу, транспортирование и обогащение руды, отнесенные к 1 т погашаемых балансовых запасов (C^I и C^{II}), по вариантам I и II в зависимости от $H_{пз}$
 Table 2. Total cost of ore mining and beneficiation, related to 1 ton of balance reserves, for options I and II depending on the height of the transition floor

Вариант отработки подкарьерного этажа	Себестоимость, р./т	Высота подкарьерного этажа, м			
		40	60	80	100
Вариант I	$C^I_{д \text{ в т. ч.}}$	1596	1598	1600	1602
	$C^I_{шх}$	575	577	579	581
	$C_{общ}$	1021	1021	1021	1021
	$C_{тр,об}$	850	850	850	850
	C^I	2446	2448	2450	2452
	C^I	2586	2588	2590	2592
Вариант II	$C^{II}_{д \text{ в т. ч.}}$	1511	1506	1508	1516
	$C^{II}_{шх}$	490	485	487	495
	$C_{общ}$	1021	1021	1021	1021
	$C_{тр,об}$	850	850	850	850
	C^{II}	2361	2356	2358	2366
	C^{II}	2510	2502	2479	2467

Сравнительный анализ данных табл. 2 себестоимости добычи и обогащения руды, отнесенной к 1 т погашаемых балансовых запасов, при варианте I и II (C^I и C^{II}), показывает, что с увеличением $H_{пз}$ от 40 до 100 м C^{II} ниже на 76 р./т (на 2,9 %) при $H_{пз} = 40$ м, на 86 р./т (на 3,3 %) при $H_{пз} = 60$ м, на 111 р./т (на 4,3 %) при $H_{пз} = 80$ м и на 125 р./т (на 4,8 %) при $H_{пз} = 100$ м, чем C^I за счет уменьшения $C^I_{д}$ на 85 р./т (на 5,3 %) при $H_{пз} = 40$ м, 92,0 р./т (на 5,8 %) при $H_{пз} = 40-60$ м и 86,0 р./т (на 5,4 %) при $H_{пз} = 100$ м относительно $C^I_{д}$.

Результаты исследования изменения прибыли ($Пр^I$ и $Пр^{II}$), извлекаемой ценности ($Ц^I_{изв}$ и $Ц^{II}_{изв}$) и себестоимости (C^I и C^{II}) по вариантам I и II в зависимости от $H_{пз}$ представлены в графическом виде на рис. 5.

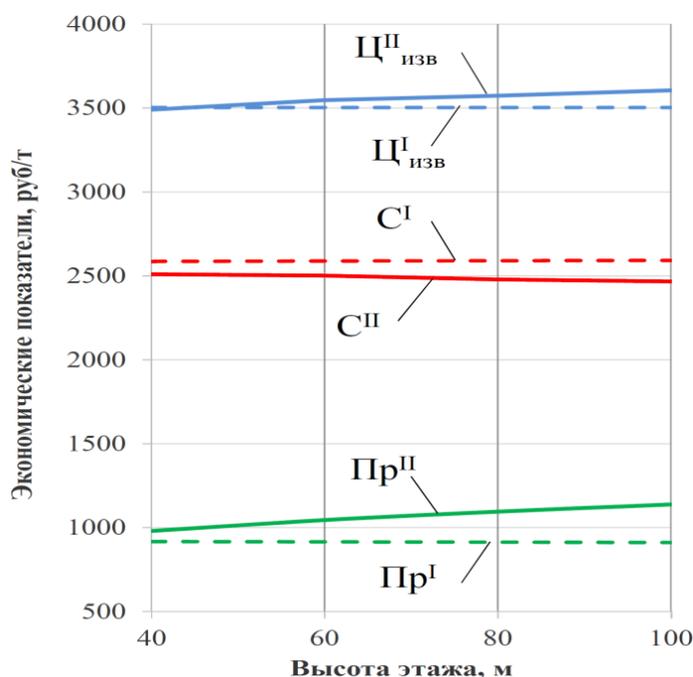


Рис. 5. Влияние высоты этажа на себестоимость добычи руды (C^I и C^{II}), извлекаемую ценность ($Ц^I_{изв}$ и $Ц^{II}_{изв}$) и прибыль ($Пр^I$ и $Пр^{II}$), отнесенных на 1 т погашаемых балансовых запасов, при вариантах I и II
 Fig. 5. The influence of the floor height on the cost of ore extraction, the extracted value and profit, allocated to 1 ton of balance reserves, for options I and II

Анализ характера изменения графиков на рис. 5 и результатов расчета показателей эффективности при увеличении $H_{пз}$ от 40 до 100 м показал:

– $Пр^I$ снижается (на 6 р./т) за счет увеличения C^I (на 6 р./т) и постоянной $Ц^I_{изв}$ (3503 р./т), а $Пр^{II}$ возрастает (на 158 р./т) за счет уменьшения C^{II} (на 43 р./т) и увеличения $Ц^{II}_{изв}$ (на 115 р./т);

– Pr^II выше на 63 р./т (на 7 %) при $H_{пз} = 40$ м, на 130 р./т (14 %) при $H_{пз} = 60$ м, на 182 р./т (20 %) при $H_{пз} = 80$ м и на 227 р./т (25 %) при $H_{пз} = 100$ м, чем Pr^I ;

– максимальная Pr^II составляет 1 138 р./т (3 605–2467) при $H_{пз} = 100$ м, а максимальная Pr^I – 917 р./т (3 503–2586) при $H_{пз} = 40$ м. При этом максимальная прибыль по варианту II при $H_{пз} = 100$ м выше на 221 р./т (на 24,0 %), чем по варианту I при $H_{пз} = 40$ м за счет того, что $C^II_{изв}$ выше на 102 р./т (на 2,9 %) и C^II меньше на 119 р./т (на 4,6 %), чем по варианту I.

Годовой доход при отработке подкарьерного этажа высотой 100 м по варианту II составит 2,18 млрд р. ($1\,138 \text{ р./т} \times B$, где $B = (1-P) A_{шх} / (1-\Pi)$, т), а по варианту I с высотой подкарьерного этажа 40 м – 1,73 млрд р., т. е. годовая прибыль по варианту II выше на 26,0 % (на 450 млн р.), чем по варианту I.

Заключение

С целью повышения экономической эффективности перехода от открытых на подземные горные работы при освоении железорудного месторождения "Малый Куйбас" разработан вариант комбинированной системы разработки, сочетающий технологию камерной выемки под потолочиной и технологию этажного принудительного обрушения с разноуровневым площадным двусторонним выпуском руды из блока увеличенной высоты. Он предназначен для выемки мощных рудных тел и позволяет сократить удельный объем подготовительно-нарезных работ, повысить показатели извлечения руды и увеличить концентрацию горных работ, а также реализовать проветривание всех выработок блока за счет общешахтной депрессии.

Выполнено технико-экономическое сравнение традиционного и предлагаемого вариантов отработки подкарьерного этажа по критерию прибыли, учитывающего изменение показателей извлечения руды и эксплуатационных затрат при увеличении высоты этажа. Установлено, что прибыль по варианту с применением комбинированной системы разработки выше на 221 р./т, чем по традиционному варианту, что достигается увеличением извлекаемой ценности руды на 102 р./т и снижением себестоимости добычи руды на 119 р./т. Внедрение предложенного технического решения позволит увеличить годовую прибыль на 450 млн р. или на 26 %.

Благодарности

Исследования выполнены в рамках государственного задания Минобрнауки № 075-00410-25-00. Г.р. № 1022040200004-9-1.5.1. Тема 1 (2025–2027) "Методология обоснования перспектив технологического развития комплексного освоения минерально-сырьевых ресурсов твердых полезных ископаемых России (FUWE-2025-0001)".

Конфликт интересов

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Библиографический список

- Антипин Ю. Г., Никитин И. В., Соломеин Ю. М. Изыскание эффективных технологических схем освоения переходной зоны железорудного месторождения "Малый Куйбас" // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. 2021. № 3. С. 105–117. DOI: 10.46689/2218-5194-2021-3-1-87-99. EDN: HOWWTW.
- Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Рожков А. А., Никитин И. В. [и др.]. Оптимизация параметров подземной геотехнологии отработки подкарьерных запасов рудных месторождений методом экономико-математического моделирования // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2022. Т. 20, № 2. С. 23–35. DOI: <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-2-23-35>. EDN: KKYKSU.
- Бурмистров К. В., Михайлова Г. В., Хилажев А. Р., Даутбаев З. Р. [и др.]. Оценка целесообразности реконструкции карьера "Малый Куйбас" с вовлечением в отработку законтурных запасов // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. 2016. Т. 1. С. 34–37. EDN: WMBNXX.
- Калмыков В. Н., Гавришев С. Е., Бурмистров К. В., Гоготин А. А. [и др.]. Обоснование рациональных вариантов перехода с открытого на подземный способ разработки месторождения "Малый Куйбас" // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. № 4. С. 132–139. EDN: RABXFN.
- Куликов В. В. Выпуск руды. М. : Недра, 1980. 303 с.
- Лизункин М. В. Обоснование геотехнологии подземной разработки сложноструктурных рудных месторождений : автореф. дис. ... д-ра техн. наук. Чита, 2021. 48 с.
- 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: <https://doi.org/10.26730/1999-4125-2021-4-86-95>. EDN: OJIYZU.

- 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. EDN: YRPOQD.
- Савич И. Н. Обоснование параметров систем с принудительным обрушением при подземной разработке рудных месторождений // Горный журнал. 2021. № 9. С. 18–21. DOI: <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.09.03>. EDN: GFQSGO.
- 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. EDN: ZQJLXZ.
- Яковлев В. Л. Основные этапы и результаты исследований по разработке методологических основ стратегии развития горнотехнических систем при освоении глубокозалегающих месторождений твердых полезных ископаемых // Горная промышленность. 2022. № S1. С. 34–45. DOI: <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-1s-34-45>. EDN: VAOGGJ.
- Lovitt M. Evolution of sublevel caving – safety improvement through technology // AusIMM Bulletin. 2016. P. 82–85. URL: <https://search.informit.org/doi/10.3316/ielapa.079542598526852>.
- Mijalkovski S., Despodov Z., Mirakovski D., Adjiski V. [et al.]. Methodology for optimization of coefficient for ore recovery in sublevel caving mining method // Podzemni radovi. 2017. P. 19–27. DOI: <https://doi.org/10.5937/podrad1730019s>.
- Quinteiro C. Design of a new layout for sublevel caving at depth // Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving / eds.: Y. Potvin, J. Jakubec. Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2018. P. 433–442. DOI: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_33_Quinteiro.
- Sokolov I. V., Antipin Yu. G., Rozhkov A. A., Nikitin I. V. Mining factors effect on the technical and economic indicators of mining the upper sublevel under the rock cushion at iron ore deposits // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2021. N 8. P. 5–14. EDN: HWZGMC.
- Whittle D., Brazil M., Grossman P. A., Rubinstein J. H. Combined optimisation of an open-pit mine outline and the transition depth to underground mining // European Journal of Operational Research. 2018. Vol. 268, Iss. 2. P. 624–634. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2018.02.005>.

References

- Antipin, Yu. G., Nikitin, I. V., Solomein, Yu. M. 2021. Finding effective technological schemes for developing the transition zone of the Maly Kuibas iron ore deposit. *Izvestija Tulskego Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle*, 3, pp. 105–117. DOI: 10.46689/2218-5194-2021-3-1-87-99. EDN: HOWWTW. (In Russ.)
- Antipin, Yu. G., Baranovskij, K. V., Rozhkov, A. A., Nikitin, I. V. et al. 2022. Optimization of parameters of underground geotechnology for development of quarry reserves of ore deposits by the method of economic and mathematical modeling. *Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University*, 20(2), pp. 23–35. DOI: <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-2-23-35>. EDN: KKYKSU. (In Russ.)
- Burmistrov, K. V., Mikhajlova, G. V., Khilazhev, A. R., Dautbaev, Z. R. et al. 2016. Assessing the feasibility of reconstructing the Maly Kuibas open-pit mine with the involvement of edge reserves in the development. *Current Issues of Modern Science, Technology and Education*, 1, pp. 34–37. EDN: WMBNXX. (In Russ.)
- Kalmykov, V. N., Gavrishchev, S. E., Burmistrov, K. V., Gogotin, A. A. et al. 2013. Justification of rational options for the transition from open to underground mining at the Maly Kuibas deposit. *Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal)*, 4, pp. 132–139. EDN: RABXFN. (In Russ.)
- Kulikov, V. V. 1980. Ore release. Moscow. (In Russ.)
- Lizunkin, M. V. 2021. Justification of geotechnology for underground mining of complex-structured ore deposits. Abstract of Ph.D. dissertation. Chita. (In Russ.)
- Lobanov, E. A., Eremenko, A. A. 2021. Development of quarry ore reserves of the Oleniy Ruchey deposit. *Vestnik of Kuzbass State Technical University*, 4(146), pp. 86–95. DOI: <https://doi.org/10.26730/1999-4125-2021-4-86-95>. EDN: OJIYZU. (In Russ.)
- Rusin, E. P., Stazhevskij, S. B. 2017. On the current state and prospects of the Swedish version of the ore mining system with sublevel caving. *Interexpo Geo-Siberia*, 2(2), pp. 112–116. EDN: YRPOQD. (In Russ.)
- Savich, I. N. 2021. Justification of the parameters of forced caving systems in underground mining of ore deposits. *Gornyi Zhurnal*, 9, pp. 18–21. DOI: <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.09.03>. EDN: GFQSGO. (In Russ.)
- Sokolov, I. V., Antipin, Yu. G., Nikitin, I. V. 2017. Principles of formation and criteria for assessing the geotechnological strategy for developing transition zones of ore deposits by underground mining. *Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal)*, 9, pp. 151–160. EDN: ZQJLXZ. (In Russ.)
- Yakovlev, V. L. 2022. The main stages and results of research on the development of methodological foundations for the development strategy of mining systems in the development of deep-lying deposits of solid minerals. *Mining Industry Journal*, S1, pp. 34–45. DOI: <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-1s-34-45>. EDN: VAOGGJ. (In Russ.)

- Lovitt, M. 2016. Evolution of sublevel caving – safety improvement through technology. *AusIMM Bulletin*, pp. 82–85. URL: <https://search.informit.org/doi/10.3316/ielapa.079542598526852>.
- Mijalkovski, S., Despodov, Z., Mirakovski, D., Adjiski, V. et al. 2017. Methodology for optimization of coefficient for ore recovery in sublevel caving mining method. *Podzemni Radovi*, pp. 19–27. DOI: <https://doi.org/10.5937/podrad1730019s>.
- Quinteiro, C. 2018. Design of a new layout for sublevel caving at depth. Caving 2018: Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, eds.: Y. Potvin, J. Jakubec. Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2018, pp. 433–442. DOI: https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_33_Quinteiro.
- Sokolov, I. V., Antipin, Yu. G., Rozhkov, A. A., Nikitin, I. V. 2021. Mining factors effect on the technical and economic indicators of mining the upper sublevel under the rock cushion at iron ore deposits. *Minerals and Mining Engineering*, 8, pp. 5–14. EDN: HWZGMC.
- Whittle, D., Brazil, M., Grossman, P. A., Rubinstein, J. H. 2018. Combined optimisation of an open-pit mine outline and the transition depth to underground mining. *European Journal of Operational Research*, 268(2), pp. 624–634. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2018.02.005>.

Сведения об авторах

Соколов Игорь Владимирович – ул. Мамина-Сибиряка, 58, г. Екатеринбург, Россия, 620075;
Институт горного дела УрО РАН, д-р техн. наук;
e-mail: geotech@igduran.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-7841-5319>

Igor V. Sokolov – 58 Mamina-Sibiryaka Str., Yekaterinburg, Russia, 620075;
Institute of Mining of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Dr. Sci. (Engineering);
e-mail: geotech@igduran.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0001-7841-5319>

Антипин Юрий Георгиевич – ул. Мамина-Сибиряка, 58, г. Екатеринбург, Россия, 620075;
Институт горного дела УрО РАН, канд. техн. наук;
e-mail: geotech@igduran.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-3564-0310>

Yuriy G. Antipin – 58 Mamina-Sibiryaka Str., Yekaterinburg, Russia, 620075;
Institute of Mining of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Cand. Sci. (Engineering);
e-mail: geotech@igduran.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-3564-0310>

Никитин Игорь Владимирович – ул. Мамина-Сибиряка, 58, г. Екатеринбург, Россия, 620075;
Институт горного дела УрО РАН, науч. сотрудник;
e-mail: geotech910@yandex.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-3593-4319>

Igor V. Nikitin – 58 Mamina-Sibiryaka Str., Yekaterinburg, Russia, 620075;
Institute of Mining of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Researcher;
e-mail: geotech910@yandex.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-3593-4319>

Соломенн Юрий Михайлович – ул. Мамина-Сибиряка, 58, г. Екатеринбург, Россия, 620075;
Институт горного дела УрО РАН, науч. сотрудник;
e-mail: yuriysolo@mail.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-8226-6894>

Yuriy M. Solomein – 58 Mamina-Sibiryaka Str., Yekaterinburg, Russia, 620075;
Institute of Mining of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Researcher;
e-mail: yuriysolo@mail.ru, ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-8226-6894>