Земляной М.А., Габараев О.З., Галачиева С.В., Выскребенец А.С. Влияние параметров добычного блока на себестоимость извлечения руды и стоимость конечной продукции // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2026. – № 40. – С. 125-132.

УДК 622.273:338.5:519.8 https://doi.org/10.26160/2658-3305-2026-40-125-132

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ДОБЫЧНОГО БЛОКА НА СЕБЕСТОИМОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ И СТОИМОСТЬ КОНЕЧНОЙ ПРОДУКЦИИ

Земляной М.А., Габараев О.З., Галачиева С.В., Выскребенец А.С.
Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), Владикавказ

Ключевые слова: параметры блока, себестоимость добычи руды, себестоимость извлечения руды, подземная разработка, потери руды, разубоживание руды, подготовительные работы, закладка выработанного пространства, стоимость конечной продукции.
Аннотация. Исследовано влияние геометрических, горнотехнических и качественных параметров добычного блока на себестоимость извлечения руды и стоимость конечной продукции при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. В качестве расчетной единицы принят добычный блок, характеризуемый объемом запасов, протяженностью подготовительно-нарезных выработок, коэффициентом извлечения, разубоживанием, продолжительностью очистного цикла, расстоянием доставки и объемом закладки. Увеличение размеров блока сопровождается снижением удельной подготовительной нагрузки только в пределах технологически допустимого диапазона. Дальнейшее укрупнение связано с ростом объема бурения, объема открытого пространства, закладочных работ и вероятности отклонения фактического контура выемки от проектного. Расходы следует разделять по подготовке, очистной выемке, доставке, подъёму, вентиляции, водоотливу и закладке. Укрупнение блока допустимо до достижения ограничений по устойчивости массива и пропускной способности технологических коммуникаций. Установлены зависимости между параметрами добычного блока, себестоимостью извлечения руды и стоимостью конечной продукции и сформированы расчётные модели, пригодные для выбора и оперативной корректировки параметров блока при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. Связь добычной себестоимости с конечной продукцией задаётся содержанием полезного компонента, технологическим извлечением и выходом товарного продукта.

INFLUENCE OF MINING BLOCK PARAMETERS ON ORE EXTRACTION COST AND FINAL PRODUCT COST

Zemlyanoy M.A., Gabaraev O.Z., Galachieva S.V., Vyskrabenets A.S.
North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University),Vladikavkaz

Keywords: block parameters, ore mining cost, ore extraction cost, underground mining, ore losses, ore dilution, preparatory work, backfilling, cost of the final product.
Abstract. The impact of geometric, mining and quality parameters of the mining block on the cost of ore extraction and the cost of final products during underground development of mineral deposits was studied. The unit of account is the production block characterized by the volume of reserves, the length of preparatory-rifled workings, the extraction coefficient, dilution, the duration of the cleaning cycle, the delivery distance and the volume of filling. The increase in the size of the unit is accompanied by a decrease in the specific preparatory load only within the technologically acceptable range. Further enlargement is associated with an increase in the volume of drilling, the volume of open space, stowing operations and the likelihood of deviation of the actual contour of the excavation from the design one. The costs should be divided by preparation, excavation, delivery, lifting, ventilation, drainage and laying. Enlargement of the block is permissible until the limitations on the stability of the massif and the throughput of technological communications are achieved. Relationships were established between the parameters of the mining unit, the cost of extracting ore and the cost of the final product, and calculation models were formed that are suitable for selecting and promptly adjusting the parameters of the unit during underground development of mineral deposits. The relationship between the production cost and the final product is determined by the content of the useful component, technological extraction and the yield of the product.

Введение. Параметры добычного блока определяют структуру технологического цикла подземной разработки и непосредственно влияют на формирование удельных затрат. Геометрия блока задаёт объём запасов, протяжённость подготовительных выработок, параметры буровзрывной отбойки, выпуск и доставку руды, вентиляционное обеспечение и

объём погашаемого пространства. Размер и очертание добычного блока непосредственно отражаются на организации очистных работ. Изменение его длины, высоты и конфигурации меняет фронт бурения, объём подготовленных запасов, протяжённость выработок доступа, условия выпуска и нагрузку на применяемое оборудование. Поэтому геометрия блока рассматривается одновременно как горнотехническая и стоимостная характеристика, связанная с производительностью очистного участка и расходованием производственных ресурсов [1-3].

При определении параметров блока учитываются устойчивость массива, качество руды, степень готовности подготовительно-нарезных выработок и фактическая производительность бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования [4-6]. Экономическая оценка при этом зависит не только от объёма запасов. Существенное значение имеют протяженность подготовительных выработок, содержание полезного компонента и момент ввода блока в эксплуатацию [7-10]. Увеличение размеров блока может снизить количество подготовительных работ, приходящихся на единицу запасов, однако после определённого предела возрастают протяжённость очистного фронта, площадь обнажений и требования к устойчивости потолчен очистных камер.

Методические положения по выбору технологических схем, вскрытию запасов и направлениям развития горных работ приведены в работах [11-13]. Вопросы блочной подготовки, способов вскрытия и уточнения геометрии рудных тел средствами цифрового моделирования рассмотрены в [14-16]. При оценке размеров очистной выработки также учитываются геомеханические требования к погашению выработанного пространства.

Себестоимость блока формируется совокупным воздействием нескольких параметров. Подготовительные выработки определяют начальные капиталоёмкие операции, геометрия камеры – объём бурения и число очистных циклов, потери и разубоживание – количество и качество извлекаемой горной массы. Пространственное положение блока влияет на транспортные и расходы на подъем горной массы, а объём закладки – на материалоёмкость и продолжительность технологического цикла. Поэтому экономическая оценка параметров блока должна выполняться в едином инженерно-технологическом расчётном контуре.

Цель исследований – установить инженерно-экономические зависимости между параметрами добычного блока, себестоимостью извлечения руды и стоимостью конечной продукции и сформировать расчётную модель, пригодную для выбора и оперативной корректировки параметров блока в системе подземной разработки.

Объект исследования. Производственно-технологический цикл подземной отработки добычного блока рудного месторождения, включающий подготовку запасов, очистную выемку, выпуск и доставку горной массы, подъём, вентиляционно-водоотливное обеспечение, закладку выработанного пространства и передачу руды в переработку.

Материалы и методы исследований. Расчёт выполнялся на уровне отдельного добычного блока без привязки к конкретному месторождению. Для него моделировались геометрические параметры, качество руды, очередность выполнения горных работ и соответствующие затраты. В качестве исходной технологической модели принят подземный рудник с камерной системой разработки с последующей закладкой выработанного пространства. Основные параметры добычного блока и их экономическая роль сведены в таблицу 1.

Геологическая масса руды в плотном теле рассчитывается по объёму и средней плотности:

$$Q_g = L_b \cdot H_b \cdot m_b \, \rho_o, \quad (1)$$

где Q_g – геологическая масса руды в пределах добычного блока, т; L_b – длина блока по простиранию, м; H_b – высота блока, м; m_b – средняя выемочная мощность, м; ρ_o – средняя объёмная плотность руды, т/м^3.

Объём горной массы, направляемой на выпуск и последующее транспортирование, определяется полнотой извлечения запасов и величиной разубоживания:

$$Q_m = Q_g \cdot \eta_e \cdot (1 + d), \quad (2)$$

где Q_m – объем горной массы, т; η_e – коэффициент извлечения запасов, д. ед.; d – коэффициент разубоживания, определённый как отношение массы примешанных пород к массе добытой руды, д. ед.

Табл. 1 Основные параметры добычного блока и их экономическая роль

Параметр	Обозначение	Ед. изм.
Геометрия блока	L_b; H_b; m_b	м
Плотность руды	ρ_o	т/м^3
Коэффициент извлечения	η_e	д. ед.
Разубоживание	d	д. ед.
Подготовительные выработки	L_{dev}	м
Расстояние доставки	l_{haul}	км
Продолжительность блока	T_b	мес.
Объём закладки	V_{bf}	м^3
Содержание в питании	α_f	%
Извлечение в переработке	ε_p	д. ед.
Содержание компонента в продукте	β_p	%

Себестоимость добытой горной массы рассчитывается по суммарным затратам, отнесённым к фактической массе руды и примешанных пород:

$$c_e = \frac{C_{dev} + C_{stop} + C_{haul} + C_{hoist} + C_{vent} + C_{dew} + C_{bf} + C_{risk}}{Q_m}, \quad (3)$$

где c_e – себестоимость добытой горной массы, руб./т; C_{dev} – затраты на подготовительно-нарезные работы, руб.; C_{stop} – затраты на очистную выемку, руб.; C_{haul} – затраты на подземную доставку, руб.; C_{hoist} – затраты на подъём, руб.; C_{vent} – затраты на вентиляционное обеспечение, руб.; C_{dew} – затраты на водоотлив, руб.; C_{bf} – затраты на закладочные работы, руб.; C_{risk} – ожидаемые дополнительные затраты, связанные с технологически допустимыми отклонениями и внеплановыми работами, руб.

Расчётная схема параметров добычного блока и технологических связей представлена на рисунке 1.

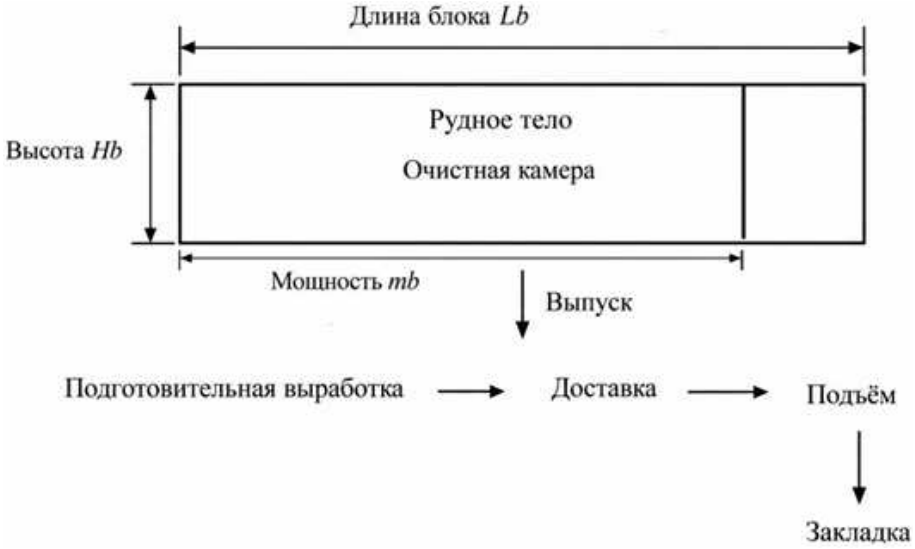


Рис. 1. Расчётная схема параметров добычного блока и технологических связей

Переход от добычной себестоимости к стоимости конечного продукта выполняется через материальный баланс переработки. Масса товарного продукта определяется содержанием полезного компонента в добытой руде, величиной технологического извлечения при переработке и требуемым содержанием компонента в получаемом концентрате:

$$Q_p = \frac{Q_m \cdot \alpha_f \cdot \varepsilon_p}{\beta_p}, \quad (4)$$

где Q_p – масса конечного товарного продукта, т; α_f – содержание условного полезного компонента в руде после учёта разубоживания, д. ед.; ε_p – извлечение компонента в конечный продукт, д. ед.; β_p – содержание компонента в конечном продукте, д. ед.

Итоговая себестоимость конечной продукции определяется суммой добычных, перерабатывающих и обеспечивающих затрат, отнесённой к массе товарного продукта:

$$c_p = \frac{C_{mine} + C_{proc} + C_{aux} + C_{admin} - V_{by}}{Q_p}, \quad (5)$$

где c_p – себестоимость конечной продукции, руб./т; C_{mine} – затраты добычного контура, руб.; C_{proc} – затраты переработки, руб.; C_{aux} – затраты вспомогательных производств, руб.; C_{admin} – распределённые общехозяйственные затраты, руб.; V_{by} – стоимостное возмещение от попутной продукции при её наличии, руб.

Такое представление позволяет отделять изменение себестоимости, вызванное геометрией и технологией блока, от изменения, возникающего в переработке. При этом связь сохраняется: разубоживание, потери и качество руды, определённые на добычном этапе, изменяют Q_p и тем самым стоимость единицы конечной продукции (табл. 2).

Табл. 2 Исходные параметры модельного добычного блока

Параметр	Обозначение	Значение	Роль в расчёте
Длина блока	L_b	60 м	Горизонтальный размер и фронт подготовки
Высота блока	H_b	40 м	Вертикальный размер очистной единицы
Средняя выемочная мощность	m_b	14 м	Контроль пограничной зоны и разубоживания
Плотность руды	ρ_o	3,15 т/м^3	Пересчёт объёма блока в массу
Коэффициент извлечения	η_e	0,92	Доля извлекаемых геологических запасов
Разубоживание	d	0,10	Дополнительная масса в технологической цепочке
Протяжённость подготовительных выработок	L_{dev}	280 м / 280 m	Подготовительный контур блока
Расстояние доставки	l_{haul}	1,6 км / 1.6 km	Транспортная составляющая
Качество питания / продукта и извлечение	α_f / β_p / ε_p	1,65% / 25% / 0,88	Материальный баланс переработки

Для расчётной проверки принят базовый добычный блок, относительно которого последовательно варьировались управляемые параметры в пределах технологически допустимых значений при неизменности остальных исходных условий. Такой подход позволяет установить направленность и степень влияния каждого параметра на расчётные показатели себестоимости. Ограничения задавались по устойчивости открытого пространства, допустимому фронту бурения, производительности погрузочно-доставочного оборудования и возможности своевременного выполнения закладки.

Результаты. Расчёты показывают, что влияние геометрии добычного блока на себестоимость реализуется прежде всего через удельную величину подготовительно-нарезных и обеспечивающих работ. При увеличении протяжённости блока по простиранию прирост извлекаемых запасов опережает рост затрат на постоянные элементы системы доступа, что приводит к снижению удельной подготовительной нагрузки (рис. 2). Увеличение размеров добычного блока экономически эффективно до момента появления

инфраструктурных и геомеханических ограничений. Большая высота добычного блока концентрирует запас руды, но увеличивает длину бурения и риск отклонения контура выемки от проектного при подготовке пород к выемке при буровзрывном способе.

Разубоживание создаёт дополнительный поток пустой породы через все последующие технологические операции. Потери уменьшают извлекаемую массу полезного компонента и ухудшают отдачу от подготовительно-нарезных работ. При одинаковой геометрии блока различие транспортных маршрутов способно заметно изменить себестоимость добычи.



Рис. 2 Влияние параметров добычного блока на затраты технологического цикла

Затраты на закладку возникают после выемки основной части запасов, но относятся к себестоимости того же добычного блока. Увеличение объёма камеры повышает расход закладочной смеси. На фактическую стоимость дополнительно влияют длина закладочного трубопровода, режим подачи, сроки твердения массива и очередность ввода соседних камер в эксплуатацию. В связи с этим затраты на закладочные работы C_{bf} одновременно формируют самостоятельную статью себестоимости блока и влияют на длительность его технологического цикла.

Вентиляционные и водоотливные затраты определяются продолжительностью эксплуатации добычного блока и возрастают по мере увеличения периода поддержания его в активном технологическом состоянии. Если укрупнение блока увеличивает срок бурения, выпуска и погашения, постоянные во времени инженерные расходы распределяются на большее количество месяцев. При высокой производительности очистного оборудования увеличение запасов может, напротив, уменьшить число переналадок и остановок. Поэтому продолжительность технологического цикла блока T должна учитываться в расчётной модели одновременно с его геометрическими параметрами и производительностью, поскольку она непосредственно влияет на величину эксплуатационных затрат и итоговую себестоимость добычи.

Результаты моделирования влияния параметров представлены в таблице 3. Численные значения исходных параметров и полученных результатов приведены в табличной форме, тогда как в основном тексте рассматриваются направленность изменений и соответствующие инженерно-технологические механизмы.

Полученная структура показывает наличие двух различных групп параметров. Первая формирует массу и качество потока: размеры, плотность, извлечение, разубоживание, содержание полезного компонента. Вторая группа затрат связана с обслуживанием рудного потока: подготовительными работами, доставкой, длительностью очистных работ, закладкой выработанного пространства.

Табл. 3. Расчётная чувствительность себестоимости к управляемым параметрам добычного блока

Параметр	Контролируемое изменение	Изменение c_e	Изменение c_p	Инженерный механизм
Длина блока L_b	+15%	−4,8%	−3,6%	Снижение удельной подготовки до инфраструктурного порога
Высота блока H_b	+15%	−3,1%	−2,4%	Рост запаса при увеличении длины бурения и времени открытого пространства
Разубоживание d	+5 п.п. / +5 р.р.	+2,2%	+11,6%	Дополнительная масса и снижение качества питания
Коэффициент извлечения η_e	−4 п.п. / −4 р.р.	+4,5%	+7,3%	Меньшая масса извлечённой руды при сохранении подготовки
Расстояние доставки	+0,5 км / +0.5 km	+4,2%	+2,7%	Рост времени рейса и энергозатрат
Удельный объём закладки	+10%	+2,0%	+1,3%	Рост объёма смеси и времени подачи

Заключение. Себестоимость отработки добычного блока определяется не только его геометрией, но и полнотой извлечения запасов, разубоживанием и нагрузкой на рудничную инфраструктуру. Потери сокращают полезный рудный поток, разубоживание увеличивает объем доставки отбитой горной массы, а также объем переработки. Существенное влияние на себестоимость отработки добычного блока оказывают расстояние доставки, длительность отработки запасов очистных камер и объём закладочных работ.

Расходы следует разделять по подготовке, очистной выемке, доставке, подъёму, вентиляции, водоотливу и закладке. Укрупнение блока допустимо до достижения ограничений по устойчивости массива и пропускной способности технологических коммуникаций.

Выводы

1. Добычный блок рассматривается как единая производственная единица, объединяющая подготовку запасов, очистную выемку, транспортирование руды, инженерное обслуживание, закладку и передачу сырья в переработку.

2. Геометрические параметры влияет на себестоимость через объём извлекаемых запасов, интенсивность подготовки запасов к выемке и нагрузку на рудничные коммуникации.

3. Разубоживание увеличивает транспортируемый и перерабатываемый поток при ухудшении качества руды. Потери запасов сокращают полезный выход и повышают удельную стоимость ранее выполненных подготовительных работ.

4. Положение блока в пространстве определяет длину транспортирования, длительность его активной эксплуатации и объём последующего закладочного погашения.

Связь добычной себестоимости с конечной продукцией задаётся содержанием полезного компонента, технологическим извлечением и выходом товарного продукта.

Финансовая поддержка. Работа выполнена в рамках проекта за счет средств федерального бюджета по государственному заданию «Лаборатория разработки экологически чистых и безотходных технологий утилизации техногенного сырья в подземном выработанном пространстве (ГеоЗакладка)». Код научной темы – FEFG-2025-0003.

Список литературы

1. Hou J., Xu C., Dowd P.A., Li G. Integrated optimisation of stope boundary and access layout for underground mining operations // Mining Technology. 2019, vol. 128, no. 4, pp. 193-205. DOI: 10.1080/25726668.2019.1603920.
2. Appianing E.J.A., Ben-Awuah E., Pourrahimian Y. Life-of-mine optimization for integrated open stope development and production scheduling using a mixed-integer linear programming framework // Mining Technology. 2023, vol. 132, no. 2, pp. 106-120. DOI: 10.1080/25726668.2023.2182285.
3. Esmaeili A., Khademi Hamidi J., Mousavi A. Determination of sublevel stoping layout using a network flow algorithm and the MRMR classification system // Resources Policy. 2023, vol. 80, p. 103265. DOI: 10.1016/j.resourpol.2022.103265.
4. Sandanayake D.S.S., Topal E., Asad M.W.A. Designing an optimal stope layout for underground mining based on a heuristic algorithm // International Journal of Mining Science and Technology. 2015, vol. 25, no. 5, pp. 767-772. DOI: 10.1016/j.ijmst.2015.07.011.
5. Nhleko A.S., Tholana T., Neingo P.N. A review of underground stope boundary optimization algorithms // Resources Policy. 2018, vol. 56, pp. 59-69. DOI: 10.1016/j.resourpol.2017.12.004.
6. Morales N., Mancilla D., Miranda R., Vallejos J. A fast method to develop an optimal operational sublevel stope design // Resources Policy. 2022, vol. 77, p. 102670. DOI: 10.1016/j.resourpol.2022.102670.
7. Furtado e Faria M., Dimitrakopoulos R., Pinto C. Stochastic stope design optimisation under grade uncertainty and dynamic development costs // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. 2022, vol. 36, no. 2, pp. 81-103. DOI: 10.1080/17480930.2021.1968707.
8. Furtado e Faria M., Dimitrakopoulos R., Lopes Pinto C.L. Integrated stochastic optimization of stope design and long-term underground mine production scheduling // Resources Policy. 2022, vol. 78, p. 102918. DOI: 10.1016/j.resourpol.2022.102918.
9. Andrade L.C., Dimitrakopoulos R., Conway P. Integrated stochastic optimisation of stope design and long-term production scheduling at an operating underground copper mine // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. 2024, vol. 38, no. 8, pp. 619-641. DOI: 10.1080/17480930.2024.2337499.
10. Grieco N., Dimitrakopoulos R. Managing grade risk in stope design optimisation: probabilistic mathematical programming model and application in sublevel stoping // Mining Technology. 2007, vol. 116, no. 2, pp. 49-57. DOI: 10.1179/174328607X191038.
11. Земляной М.А. Обоснование эффективности технологической схемы разработки мергеля для производства цемента // Известия высших учебных заведений. Северо-Кавказский регион. Технические науки. – 2006. – №5. – С. 30-32.
12. Разоренов Ю.И., Земляной М.А. Методика выбора направления развития горных работ в плане и в углубке (на примере Новороссийского месторождения мергелей) // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – №6. – С. 411-416.
13. Радченко Д.Н., Цупкина М.В., Джаппуев Р.К. Эколого-экономическая оценка техногенных минеральных образований для обеспечения устойчивого развития горнопромышленной индустрии // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2021. – Вып. №1. – С. 303-315.
14. Габараев О.З., Земляной М.А., Сахнов А.В., Засеев И.А., Максимов Р.Н. Обоснование блочной системы разработки нагорного месторождения минерального сырья в условиях подготовки запасов штольнями // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2024. – №26. – С. 127-132. – doi.org/10.26160/2658-3305-2024-26-127-132.
15. Габараев О.З., Земляной М.А., Мулухов К.К., Выскребенец А.С., Максимов Р.Н. Обоснование способов вскрытия нагорного месторождения минерального сырья в условиях подготовки запасов штольнями // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2024. – №27. – С. 115-120. –doi.org/10.26160/2658-3305-2024-27-115-120.
16. Земляной М.А., Габараев О.З., Мулухов К.К., Выскребенец А.С. Обоснование модели прогнозирования контуров рудного тела и содержания полезных компонентов в запасах на основе искусственных нейронных сетей // Устойчивое развитие горных территорий. – 2024. – Т. 16, №2(60). – С. 780-788. – DOI: 10.21177/1998-4502-2024-16-2-780-788.

References

1. Hou J., Xu C., Dowd P.A., Li G. Integrated optimisation of stope boundary and access layout for underground mining operations // Mining Technology. 2019, vol. 128, no. 4, pp. 193-205. DOI: 10.1080/25726668.2019.1603920.
2. Appianing E.J.A., Ben-Awuah E., Pourrahimian Y. Life-of-mine optimization for integrated open stope development and production scheduling using a mixed-integer linear programming framework // Mining Technology. 2023, vol. 132, no. 2, pp. 106-120. DOI: 10.1080/25726668.2023.2182285.
3. Esmaeili A., Khademi Hamidi J., Mousavi A. Determination of sublevel stoping layout using a network flow algorithm and the MRMR classification system // Resources Policy. 2023, vol. 80, p. 103265. DOI: 10.1016/j.resourpol.2022.103265.

4. Sandanayake D.S.S., Topal E., Asad M.W.A. Designing an optimal stope layout for underground mining based on a heuristic algorithm // International Journal of Mining Science and Technology. 2015, vol. 25, no. 5, pp. 767-772. DOI: 10.1016/j.ijmst.2015.07.011.
5. Nhleko A.S., Tholana T., Neingo P.N. A review of underground stope boundary optimization algorithms // Resources Policy. 2018, vol. 56, pp. 59-69. DOI: 10.1016/j.resourpol.2017.12.004.
6. Morales N., Mancilla D., Miranda R., Vallejos J. A fast method to develop an optimal operational sublevel stope design // Resources Policy. 2022, vol. 77, p. 102670. DOI: 10.1016/j.resourpol.2022.102670.
7. Furtado e Faria M., Dimitrakopoulos R., Pinto C. Stochastic stope design optimisation under grade uncertainty and dynamic development costs // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. 2022, vol. 36, no. 2, pp. 81-103. DOI: 10.1080/17480930.2021.1968707.
8. Furtado e Faria M., Dimitrakopoulos R., Lopes Pinto C.L. Integrated stochastic optimization of stope design and long-term underground mine production scheduling // Resources Policy. 2022, vol. 78, p. 102918. DOI: 10.1016/j.resourpol.2022.102918.
9. Andrade L.C., Dimitrakopoulos R., Conway P. Integrated stochastic optimisation of stope design and long-term production scheduling at an operating underground copper mine // International Journal of Mining, Reclamation and Environment. 2024, vol. 38, no. 8, pp. 619-641. DOI: 10.1080/17480930.2024.2337499.
10. Grieco N., Dimitrakopoulos R. Managing grade risk in stope design optimisation: probabilistic mathematical programming model and application in sublevel stoping // Mining Technology. 2007, vol. 116, no. 2, pp. 49-57. DOI: 10.1179/174328607X191038.
11. Zemlyanoy M.A. Justification of the effectiveness of the technological scheme for the development of marl for cement production // Proceedings of Higher Educational Institutions. North Caucasus Region. Technical Sciences. 2006, no. S5, pp. 30-32.
12. Razorenov Yu.I., Zemlyanoy M.A. Methodology for selecting the direction of development of mining operations in terms of both plan and depth (using the Novorossiysk marl deposit as an example) // Mining Information and Analytical Bulletin. 2009, no. 6, pp. 411-416.
13. Radchenko D.N., Tsupkina M.V., Dzhappuev R.K. Ecological and Economic Assessment of Technogenic Mineral Formations for Sustainable Development of the Mining Industry // News of Tula State University. Earth Sciences. 2021, iss. 1, pp. 303-315.
14. Gabaraev O.Z., Zemlyanoy M.A., Sakhnov A.V., Zasseev I.A., Maksimov R.N. Substantiation of block system for development of upland mineral resource deposit under conditions of reserves preparation by adits // Transport, mining and construction engineering: science and production. 2024, no. 26, pp. 127-132. doi.org/10.26160/2658-3305-2024-26-127-132.
15. Gabaraev O.Z., Zemlyanoy M.A., Mulukhov K.K., Vyskrabenets A.S., Maksimov R.N. Substantiation of methods for opening a nagorny deposit of mineral raw materials in conditions of preparation of reserves by tunnels // Transport, mining and construction engineering: science and production. 2024, no. 27, pp. 115-120. – doi.org/10.26160/2658-3305-2024-27-115-120.
16. Zemlyanoy M.A., Gabaraev O.Z., Mulukhov K.K., Vyskrabenets A.S. Justification of a model for predicting the outlines of an ore body and the content of useful components in reserves based on artificial neural networks // Sustainable Development of Mountain Territories. 2024, vol. 16, no. 2(60), pp. 780-788. DOI: 10.21177/1998-4502-2024-16-2-780-788.

Сведения об авторах:	*Information about authors:*
Земляной Михаил Александрович – кандидат технических наук, доцент кафедры горного дела	**Zemlyanoi Mikhail Aleksandrovich** – candidate of technical sciences, associate professor of the Department of mining engineering
Габараев Олег Знаурович – доктор технических наук, главный научный сотрудник научно-исследовательской лаборатории разработки экологически чистых и безотходных технологий утилизации техногенного сырья в подземном выработанном пространстве (ГеоЗакладка)	**Gabaraev Oleg Znaurovich** – doctor of technical sciences, chief researcher at the research laboratory for the development of environmentally friendly and waste-free technologies for the disposal of man-made raw materials in underground mine workings (GeoBackfill)
Галачиева Светлана Владимировна – доктор экономических наук, профессор кафедры экономики и управления	**Galachieva Svetlana Vladimirovna** – doctor of economic sciences, professor of the Department of economics and management
Выскребенец Александр Степанович – доктор технических наук, профессор кафедры горного дела	**Vyskrebenets Aleksandr Stepanovich –** doctor of technical sciences, professor of the Department of mining
gabaraev59@mail.ru	

Получена 28.09.2026