

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО РЕЗЕРВА ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

А. Ю. Ерошев¹, С. И. Фомин²✉

¹АО «ВНИИ Галургии», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

²Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II,
г. Санкт-Петербург, Российская Федерация

✉ fominsi@mail.ru

Аннотация: В случае ведения горных работ на карьерах по добыче руды для установления рациональных объемов готовых к выемке запасов (ГВЗ) необходимо сопоставить величину ущерба от остановки ведения горных работ из-за подготовки горных пород к выемке с применением взрывчатых веществ и издержки на формирование и поддержание резерва взорванной горной массы. Особое значение при разработке рудных месторождений имеет постоянство качества руды, поступающей на переработку. Колебания содержания металла в руде зависят от технологического резерва взорванной руды, который создает необходимые условия для формирования потока полезного ископаемого определенного качества. При определении оптимального объема взорванного полезного ископаемого необходимо учитывать возможные отклонения его качества от требований по условиям режима обогащения. Целью проведенного исследования являлось рассмотрение метода определения рационального объема подготовленной к выемке взрывными работами руды для горнотехнических условий открытой разработки рудных месторождений-аналогов. Резерв взорванной горной массы (обуренные и взорванные запасы) является составной частью готовых к выемке запасов, который может быть непосредственно экскавирован и погружен в транспортные средства. Цель достигается за счет установления рационального объема ГВЗ на рабочих горизонтах, соответствующего минимуму суммы различных категорий эксплуатационных затрат при открытой разработке рудного месторождения, обеспечивающего повышения вероятности достижения установленной в проектной документации производительности карьера по руде. Установлены зависимости для нормирования ГВЗ на рабочих уступах при открытой разработке рудного месторождения.

Ключевые слова: рудные месторождения, открытые горные работы, взорванная горная масса, объемы готовых к выемке запасов руды, резерв, затраты, качество руды, оптимальный объем

Для цитирования: Ерошев А. Ю., Фомин С. И. Определение рационального резерва взорванной горной массы при открытой разработке рудных месторождений. *Маркшейдерия и недропользование*. 2024;(6):56-62. https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_56_62.

RATIONAL RESERVE DETERMINATION OF BLASTED ROCK MASS DURING OPEN CAST MINING OF ORE DEPOSITS

A. Yu. Eroshev¹, S. I. Fomin²✉

¹VNII Galurgii JSC in Saint Petersburg, Russian Federation

²Empress Catherine II Saint Petersburg Mining University,
Saint Petersburg, Russian Federation

✉ fominsi@mail.ru

Abstract: In the open development of ore deposits, in order to establish rational volumes of reserves according to the degree of preparation for excavation, it is necessary to compare the amount of damage from equipment outages during blasting and the costs of forming and maintaining a reserve of exploded rock mass. The particular importance in the development of ore deposits is the constancy of the quality of ore supplied for processing. Fluctuations in the content of the mineral components in the mined ore depend on the technological reserve of the exploded ore, which creates the necessary conditions for the formation of a mineral flow of a certain quality. When determining the optimal volume of exploded minerals, it is necessary to take into account possible deviations in their quality from the requirements for the conditions of the enrichment regime. Dependencies influencing the volume of exploded rock mass reserve are considered. It has been proved that the optimal level of ready-to-excavate reserves on mining and overburden horizons will correspond to the minimum of the sum of certain categories of costs during open-pit development. Dependencies were identified and proved in determining the volume of reserves ready for excavation on mining and overburden horizons. **The main aim.** The purpose of the study was to consider

the techniques of definition the optimal transient reserve of exploded rock mass during open mining. **Methodology.** Technical-economic and mining-technical analysis of determining ore reserves according to the degree of readiness for excavation for mining and technical conditions of steeply dipping ore deposits. **Conclusions.** To determine the rational volumes of reserves ready for excavation, it is necessary to take into account the mutual influence of the main factors: the cost of moving excavators; losses from maintaining during the year at all levels of reserves necessary for the complete removal of ore above the reserve strip of the working site; losses from an increase in the current stripping ratio; losses from a decrease in the productivity of a quarry for a mineral due to the need to maintain reserves; losses of under fulfillment of the plan due to unsatisfactory demand for the company's products.

Keywords: ore deposits, opencast mining, exploded rock mass, reserves ready for excavation, reserve, costs, ore quality, optimal volume

For citation: Eroshev A. Yu., Fomin S. I. Rational reserve determination of blasted rock mass during open cast mining of ore deposits. *Mine Surveying and Subsurface Use*. 2024;(6):56-62. (In Russ.). https://doi.org/10.56195/20793332_2024_6_56_62.

Введение

Для обеспечения технологической готовности к добыче при открытой разработке месторождений выделяют готовые к выемке запасы (ГВЗ), которые должны обеспечивать установленные в проектной документации: производительность карьера по горнотехническим факторам; условия усреднения руды; достижение нормативных объемов запасов по степени подготовленности к выемке.

С целью нормирования готовых к выемке (ГВЗ) и вскрытых запасов целесообразно рассмотреть затраты, связанные с простоями горнотранспортной карьерной техники при проведении массовых взрывов в карьере, затраты на создание и содержание ГВЗ на уступах [1]. Скальные горные породы, подготовленные к выемке буровзрывным способом с технологической точки зрения, являются подготовленными запасами, входящими в состав вскрытых, а часть — в составе готовых к выемке запасов.

Поддержание готовых к выемке запасов на рабочих уступах карьера позволяет проводить основные технологические операции: буровзрывные работы, зачистку кровли рабочих площадок, экскавацию горных пород. В процессе отработки рудных месторождений карьерами в состав вскрытых запасов входят подготовленные и готовые к выемке, содержащие обуренные и взорванные объемы горных пород [2].

При разработке сложно структурных рудных месторождений особое значение приобретает постоянство качества руды, поступающей на переработку. Отклонения содержания металлов в руде от среднего зависят от технологического резерва взорванной руды, который создает необходимые условия для формирования потока полезного ископаемого определенного качества.

При определении оптимального объема взорванного полезного ископаемого необходимо учитывать возможные отклонения содержания полезного компонента в руде от требований по условиям режима обогащения [3]. Благоприятная возможность для усреднения качества руды возникает в случае наличия ее по всему фронту горных работ на ширину одной экскаваторной заходки. Дальнейшее увеличение переходящего запаса руды за счет взрывания последующих заходок не дает существенного улучшения условий формирования требуемого качества из-за проблем в доступности к взорванной руде, заключенной в последующие заходки.

Цель исследования: определение рационального резерва взорванной горной массы при открытой разработке рудных месторождений.

Материал и методы исследования

Увеличение объема взорванной руды предполагает расширение рабочих площадок для его размещения, ведет к сокращению длины активного фронта горных работ и вызыва-

ет увеличение колебаний содержания полезного компонента в руде.

Условие обеспеченности запасами, при котором имеют место минимальные колебания качества руды [4–5]:

$$\Delta a_{\min} \rightarrow V = L_d A_3 h, \quad (1)$$

где V — переходящий запас взорванной руды, м^3 ;

L_d — длина добычного фронта, м ;

A_3 — ширина заходки, м ;

h — высота уступа, м .

После установления зависимости $\Delta a = f(V)$ одним из методов математической статистики можно определить оптимальный переходящий запас взорванной руды, соответствующий минимуму затрат c_1 на его создание и поддержание, убытков c_2 от поставок руды с отклонением содержания полезного компонента в руде от требуемого и затрат c_3 на выемку дополнительного объема вскрышных пород в связи с изменением ширины рабочих площадок, то есть [6–8]:

$$V_0 \rightarrow \min(c_1 + c_2 + c_3). \quad (2)$$

Затраты на создание и поддержание в течение года переходящего объема взорванной руды вычисляются по формуле

$$c_1 = E c_p V, \quad (3)$$

где E — норма дисконта;

c_p — затраты на буровзрывное рыхление 1 м^3 руды.

Убытки от недопоставок руды требуемого качества можно вычислить так:

$$c_2 = s_k A_p \Delta a, \quad (4)$$

где s_k — убытки от поставок руды с пониженным на 1 % содержанием металла, руб. ;

A_p — производственная мощность карьера, т/год ;

Δa — отклонение от среднего содержания металла в руде.

$$s_k = \Pi \gamma_k \Delta \gamma_k,$$

здесь Π — прибыль от реализации 1 т концентрата, руб. ;

γ_k — выход концентрата, т ;

$\Delta \gamma_k$ — изменение выхода концентрата при изменении содержания металла в добываемой руде на 1 %.

$$\gamma_k = \frac{\varepsilon_k(a_1 - a_2)}{100\beta},$$

здесь ε_k — извлечение металла из добываемой руды в конечный продукт обогащения, %;

β — содержание полезного компонента в конечном продукте обогащения, %;

Δa — отклонение содержания полезного компонента в руде a_1 от проектного a_2 , % — $\Delta a = a_1 - a_2$.

При определении затрат c_3 необходимо учитывать, что размещение переходящего объема взорванной руды на добычных уступах влечет за собой увеличение ширины рабочих площадок, что уменьшает угол откоса рабочего борта в пределах рудного тела [9–10]. При этом эксплуатационный коэффициент вскрыши увеличивается.

Для определения дополнительного объема вскрышных работ примем условия [11–14]:

— переходящий объем взорванной руды размещен по всей длине добычного фронта равномерно;

— при сложном строении наклонного рудного тела число добычных и вскрышных уступов равно соответственно $\frac{l_p}{l_y}$ и $\frac{l_{\Pi}}{l_y}$;

— все вскрышные уступы подвигаются на ширину развала, умноженную на число добычных уступов.

Таким образом

$$c_3 = s_{\Pi} \frac{l_p}{l_y} l_{\Pi} b E h \quad (5)$$

где s_{Π} — затраты на удаление 1 м³ вскрышных пород, руб.;

l_p, l_{Π} — соответственно длина фронта добычных и вскрышных работ, м;

l_y — средняя протяженность добычного фронта на горизонте, м;

b — ширина развала взорванной горной массы, м;

h — высота уступа, м.

Величина b равна сумме ширины P развала до нижней бровки уступа до взрыва и ширины взрывающейся полосы, то есть

$$b = P + \frac{V}{l_{ph}}, \quad (6)$$

$$c_3 = s_{\Pi} \frac{l_p}{l_y} l_{\Pi} E h \left(P + \frac{V}{l_{ph}} \right). \quad (7)$$

Суммарные затраты:

$$c = E c_p V + s_k A_p \Delta a + s_{\Pi} \frac{l_p}{l_y} l_{\Pi} E h \left(P + \frac{V}{l_{ph}} \right).$$

Для горнотехнических условий открытой разработки группы рудных месторождений-аналогов, разрабатывающих крутопадающие месторождения, приняты усредненные исходные данные, представленные в таблице.

Оптимальный переходящий запас V взорванной руды будет соответствовать минимальным суммарным затратам. Для определения запаса V необходимо взять производную от c по V и, приравняв ее нулю, решить уравнение относительно V .

Для горнотехнических условий открытой разработки рудного месторождения получена эмпирическая зависимость $\Delta a = f(V)$, имеющая параболический вид

$$\Delta a = 9,436 - 3,78 \cdot 10^{-5} V + 3,74 \cdot 10^{-11} V^2. \quad (8)$$

Продифференцировав уравнение (8) и решив его относительно V , можно определить оптимальный запас взорванной руды, при котором достигаются минимальные колебания качества руды, составляющий 360 тыс. м³. Величина готовых к выемке запасов как на добычных уступах, так и опережение вскрыши (аналог ГВЗ для вскрышных уступов) должна при-

ниматься во внимание при определении технико-экономических показателей работы карьера.

Таблица / Table

Исходные данные для расчета суммарных затрат /
Initial data for calculating total costs

Перечень	Ед. измерения	Величина
Горные затраты условно-постоянные – буровзрывные работы, погрузка в транспортные средства экскаватором, вспомогательные работы, техническое обслуживание горнодобывающей техники (без транспорта, управленческих расходов и прочих)		
Руда	руб/т	84,6
Вскрыша	руб/т	50,3
Условно-переменные затраты – суммарные транспортные расходы		
Автомобильный (затраты на 1 т-км)	руб.	6,8
Железнодорожный (затраты на 1 т-км)	руб.	2,9
Годовая добыча руды, всего	тыс. т	5 200
Дальность транспортирования – автотранспорт на поверхности		
Руда на перерабатывающий комплекс	км	2,0
Порода в отвал	км	7,0
Затраты на погрузку руды и породы в автотранспорт и концентрата в железнодорожные составы	руб/т	11,9
Удельные затраты на обогащение и окомкование сырой руды	руб/т	252,4
Норма дисконта	%	15
Себестоимость добычи руды без учета вскрыши	руб/т	422,23
Себестоимость обогащения в расчете на 1 тону руды без сырья	руб/т	210
Полная себестоимость 1 тонны товарной готовой продукции	руб/т	4764
Административные затраты на 1 тонну готовой продукции	руб/т	163,2
Выход концентрата из сырой руды	%	30,14
Плотность сырой руды	т/м ³	3,33
Ширина рабочей площадки	м	41
Рабочая высота уступа	м	15
Средний коэффициент вскрыши	м ³ /т	1,19
Граничный коэффициент вскрыши	м ³ /т	1,88

Оптимальный объем ГВЗ целесообразно определять по критерию минимум суммарных затрат, связанных непосредственно их поддержанием в рабочей зоне карьера [15–17]:

$$\sum C = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 \rightarrow \min \quad (9)$$

где C_1 — годовые затраты на содержание ГВЗ на рабочих уступах, обеспечивающих проектное продвижение фронта горных работ на вышележащих уступах;

C_2 — убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного качества при дефиците ГВЗ;

C_3 — убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного объема при дефиците ГВЗ;

C_4 — затраты на перемещения экскавационной техники по высоте рабочего борта карьера;

C_5 — убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов ГВЗ на рабочих уступах;

C_6 — убытки от увеличения объемов вскрышных работ из-за выполаживания рабочего борта карьера при поддержании ГВЗ на уступах.

Годовые затраты на формирование ГВЗ на уступах карьера:

$$C_1 = n_y \Delta B_p h_y l_\phi s_1 E = q s_1, \quad (10)$$

где n_y — число уступов;

h_y — высота рабочего уступа, м;

ΔB_p — ширина резервной полосы рабочей площадки, м;

l_ϕ — длина фронта горных работ на уступе, м;

s_1 — удельные затраты (на 1 м³) на подготовку к выемке, транспортирование и отвалообразование вскрышных пород или руды, руб.;

E — норма дисконта;

q — суммарный объем готовых к выемке запасов в карьере, м³.

Для определения убытков от недопоставок руды требуемого качества на основании обработки статистических данных устанавливается функция [18–19]:

$$\Delta Q = f(\Delta B_p),$$

где ΔQ — объем руды, поставляемый потребителю ниже требуемого качества в течение года, тыс. т;

ΔB_p — ширина резервной полосы рабочей площадки по руде, м.

Результаты

Проведенная обработка статистических данных по карьерам-аналогам, отрабатывающим крутопадающие рудные месторождения, обеспечила возможность установления эмпирической зависимости для определения убытков от недопоставок руды требуемого качества:

$$\Delta Q = \left\{ 0,01 Z_1 \exp \left[Z_2 (B_0 + \Delta B_p) - Z_3 (B_0 + \Delta B_p)^2 \right] - 1 \right\} Q_p, \quad (11)$$

где Z_1, Z_2, Z_3 — эмпирические коэффициенты, учитывающие горнотехнические условия разработки рудного месторождения;

Q_p — производственная мощность карьера, тыс. т руды в год.;

B_0 — минимальная ширина рабочей площадки, м.

Для горнотехнических условий открытой разработки рудного месторождения:

$$\Delta Q = \left\{ 0,793 \exp \left[4,6385 \cdot 10^{-3} (B_0 + \Delta B_p) - 2,85 \cdot 10^{-5} (B_0 + \Delta B_p)^2 \right] - 1 \right\} Q_k. \quad (12)$$

С учетом формулы (12):

$$C_2 = s_2 \sum \Delta p_i \Delta Q_i, \quad (13)$$

где s_2 — убытки от поставки 1 т руды, содержание полезного компонента в которой на 1 % ниже планового по требованию обогатительного процесса, руб.;

Δp_i — снижение качества руды по сравнению с плановым для i -го объема руды, %.

Убытки от недопоставок потребителю руды по объему:

$$C_3 = s_3 \Delta Q_0, \quad (14)$$

где s_3 — убытки от недопоставок потребителю 1 т руды, руб.;

ΔQ_0 — объем недопоставок потребителю руды за год, т.

Затраты на перегоны экскаваторов с горизонта на горизонт [20]:

$$C_4 = s_4 N \quad (15)$$

где s_4 — суммарные затраты на перемещение одного экскаватора, руб.;

N — число перемещений экскаваторов за год.

Убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов ГВЗ на рабочих уступах:

$$C_5 = s_\phi Q_\phi - s_{np} Q_{np}, \quad (16)$$

где s_ϕ, s_{np} — фактические и проектные удельные затраты на извлечение горной массы, соответственно, руб/м³;

Q_ϕ, Q_{np} — соответственно годовая фактическая и проектная производственная мощность карьера по горной массе, м³.

Убытки от увеличения объемов вскрышных работ из-за выполаживания рабочего борта карьера при поддержании ГВЗ на уступах:

$$C_6 = s_\phi V_\phi [(1 + E)^{t-1} - 1], \quad (17)$$

где s_ϕ — удельные затраты на удаление вскрыши, руб/м³;

V_ϕ — объем вскрыши в контуре карьера на конец отработки, м³;

t — разность во времени извлечения объема горной массы из-за различия в ширине рабочей площадки, г.;

E — норма дисконта.

Взяв производную по ΣC , приравняв ее к нулю и решив относительно ΔB_p или q , определяется оптимальный объем ГВЗ для горнотехнических условий рассматриваемого карьера.

На рисунке представлены графики зависимости различных видов затрат от объемов ГВЗ для горнотехнических условий открытой разработки крутопадающего рудного месторождения. Фактический объем ГВЗ составляет $\Delta P_\phi = 418,0$ тыс. м³. Установлено, что оптимальный объем ГВЗ составляет $\Delta P_{\text{опт}} = 260-280$ тыс. м³.

Таким образом, при открытой разработке рудных крутопадающих месторождений для определения рациональных технологических объемов ГВЗ следует сравнить величину ущерба от простоев горнотранспортного оборудования при подготовке горных пород к выемке буровзрывным способом и затрат на создание и поддержание резерва взорванной горной массы на уступах.

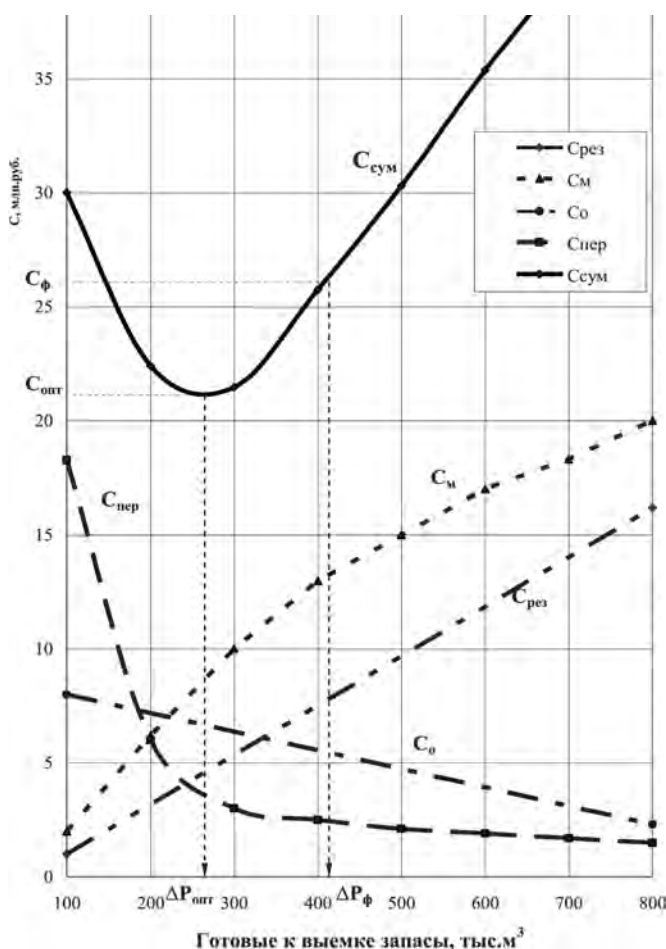


Рис. Графики зависимости различных видов затрат от объемов готовых к выемке запасов для горнотехнических условий карьера, отрабатывающего рудное месторождение:

$C_{пер}$ — затраты на перегоны экскаваторов с горизонта на горизонт;

$C_{рез}$ — затраты на содержание готовых к выемке запасов на рабочих уступах, обеспечивающих проектное продвижение фронта горных работ на вышележащих уступах;

C_0 — убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного объема при дефиците готовых к выемке запасов; C_m — убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов готовых к выемке запасов на рабочих уступах

Fig. Graphs of the dependence of various types of costs on the volume of reserves ready for excavation for the mining conditions of the opencasts developing the ore deposit: $C_{пер}$ — the cost of hauling excavators from horizon to horizon; $C_{рез}$ — costs for the maintenance during the year on working benches, which ensure the design advancement of the mining front on the overlying benches; C_0 — losses from non-fulfillment of contracts for the supply of ore of the established volume with a shortage of reserves; C_m — losses from a decrease in the productivity of a quarry for ore due to the need to maintain reserves on the horizons

Заключение

1. В процессе отработки месторождения карьером происходит изменение объемов вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов. От распределения различных категорий запасов в пространстве рабочей зоны и времени отработки зависит экономическая эффективность и надежность функционирования горнотехнической системы как вероятность достижения проектной производительности.

2. Принятие оптимальных решений в области нормирования запасов по степени подготовленности к добыче обеспечивает снижение проектного риска, повышение вероятности достижения установленных показателей отработки месторождения в условиях стохастического характера исходных данных.

3. Оптимизацию объема ГВЗ при открытой разработке рудных месторождений целесообразно проводить по критерию минимум суммарных затрат, включающих годовые затраты на содержание ГВЗ на рабочих уступах, обеспечивающих проектное продвижение фронта горных работ на вышележащих уступах; убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного качества при дефиците ГВЗ; убытки от невыполнения договоров на поставки руды установленного объема при дефиците ГВЗ; затраты на перемещения экскавационной техники по высоте рабочего борта карьера; убытки от возможного уменьшения производственной мощности предприятия из-за размещения объемов ГВЗ на рабочих уступах; убытки от увеличения объемов вскрышных работ из-за выполаживания рабочего борта карьера при поддержании ГВЗ на уступах.

4. При нормировании запасов руды по степени подготовленности к добыче необходимо системное рассмотрение и учет наиболее значимых факторов, влияющих на эффективность работы горнотехнической системы — карьер.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фомин, С. И. Оценка степени влияния горнотехнических факторов на норматив готовых к выемке запасов при проектировании открытой разработки сложноструктурных рудных месторождений / С. И. Фомин, А. К. Лобынцев // Рациональное освоение недр. — 2021. — № 5. — С. 40–43. — DOI: 10.26121/RON.2021.52.15.004.
2. Галиев, Ж. К. Эффективность функционирования крупных угледобывающих предприятий / Ж. К. Галиев, Н. В. Галиева // Уголь. — 2019. — № 6 (1119). — С. 59–63. — DOI: 10.18796/0041-5790-2019-6-59-63.
3. Зайцев, А. Ю. Методический подход к обоснованию капитальных вложений золоторудных месторождений на основе удельных затрат // Записки Горного института. — 2019. — Т. 238. — С. 459–464. — DOI: 10.31897/PMI.2019.4.459.
4. Stochastic particle swarm based model for long term production planning of open pit mines considering the geological uncertainty / G. J. Seyyed-Omid, M. Sattarvand, S. S. Hajihassani [et al.] // Resources Policy. — 2020. — Vol. 68. — P. 8–12. — DOI: 10.1016/j.resourpol.2020.101738.
5. Incremental open-pit mining of steeply dipping ore deposits / S. I. Fomin, V. V. Ivanov, A. S. Semenov [et al.] // ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences. — 2020. — Vol. 15. — P. 1306–1311.
6. Фомин, С. И. Обоснование выбора бортового содержания полезных компонентов в руде при проектировании карьеров / С. И. Фомин, А. С. Говоров // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2023. — № 12. — С. 169–178. — DOI 10.25018/0236_1493_2023_12_0_169.

7. Vedrova, D. A. Methods to improve the waste rock dumping efficiency and reclamation under the north condition / D. A. Vedrova, S. P. Reshetnyak // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. — 2020. — Vol. 1, № 539. — P. 012037. — DOI: 10.1088/1755-1315/539/1/012037.
8. Blischenko, A. A. Modern mine survey techniques in the process of mining operations in open-pit mines (quarries) / A. A. Blischenko // Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues. — 2019. — P. 58–62. — DOI: 10.1201/9781003017226-8.
9. Adaptive open-pit mining planning under geological uncertainty Homem-de-Mello, G. Lagos, D. Saure / M. Armstrong, T. Lagos, X. Emery [et al.] // Resources. — 2021. — Vol. 72. — P. 515–529. — DOI: 10.1016/j.resourpol.2021.102086.
10. Sinha, S. K. Pit Optimization for Improved NPV and Life of Mine in Heterogeneous Iron Ore Deposit / S. K. Sinha, B. S. Choudhary // Journal of The Institution of Engineers (India): Series D. — 2020. — Vol. 101. — P. 253–264. — DOI: 10.1007/s40033-020-00236-z.
11. Molodykh, S. S. Outlook on the implementation of steep inclined conveyors in deep open pits / S. S. Molodykh, M. P. Ovsyannikov, A. M. Petrunin // International Journal of Advanced Re-search in Engineering and Technology (IJARET). — 2020. — Vol. 11, № 5. — P. 374–377. — DOI: 10.34218/IJARET.11.5.2020.039.
12. Толобекова, Б. Т. Особенности принципов управления современными горными проектами / Б. Т. Толобекова // Проблемы науки. — 2018. — № 5 (29). — С. 117–119.
13. Стратегия управления открытыми горными работами / В. М. Аленичев, В. Н. Сытенков, С. В. Корнилов [и др.] // Горный журнал. — 2020. — № 3. — С. 34–39. — DOI: 10.17580/gzh.2020.03.06.
14. Земляной, М. А. Экономико-математическая модель оценки технологической схемы добычи мергеля с учетом вовлечения в эксплуатацию запасов двоянных, строенных добычных уступов / М. А. Земляной, А. В. Разоренов, А. В. Денисов // Известия вузов. Северо-Кавказский регион. Серия: Технические науки. — 2013. — № 3 (172). — С. 103–106.
15. Соколов, И. В. Методика экономической оценки долгосрочных стратегических решений при комбинированной разработке рудных месторождений / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, И. В. Никитин // Известия ТулГУ. Науки о Земле. — 2021. — № 3. — С. 314–325. — DOI: 10.46689/2218-5194-2021-3-1-308-319.
16. Kholmiski, A. V. Arrangements for increase the efficiency of mining operations on the deep ore mines / A. V. Kholmiski, D. V. Sidorov // Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues. — 2019. — P. 71–74. — DOI: 10.1201/9781003017226-10.
17. Актуализация нормирования запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к выемке на рудниках ГМК «Норильский никель» / Н. В. Подкуйко, П. В. Симонин, С. А. Вохмин [и др.] // Горный журнал. — 2015. — № 6. — С. 51–54. — DOI: 10.17580/gzh.2015.06.10.
18. Искандиров, М. З. Анализ и обоснование изменения нормативов подготовленных запасов месторождений полезных ископаемых открытым способом / М. З. Искандиров, Н. У. Лесбекова, С. У. Турсынбеков // Вестник ТарГУ имени М. Х. Дулати. Природопользование и проблемы антропоферы. — 2019. — № 3. — С. 214–219.
19. Лушников, В. Н. Надежность прогнозирования геотехнических рисков при ведении открытых горных работ / В. Н. Лушников, Д. А. Селиванов, В. П. Бережной // Горный журнал. — 2023. — № 1. — С. 4–13. — DOI: 10.17580/gzh.2023.01.015.
20. Сытенков В. Н. Анализ проектных нормативов потерь при добыче твердых полезных ископаемых / В. Н. Сытенков, В. Е. Кравченко // Рациональное освоение недр. — 2019. — № 6. — С. 72–77. — DOI: 10.26121/RON.2019.76.85.003.

REFERENCES

1. Fomin SI, Lobyntsev AK. Assessment of the influence of mining factors degree on the standard of prepared reserves when designing open-pit mining of complex-structure ore deposits. *Rational development of subsoil*. 2021;5:40-3. DOI: 10.26121/RON.2021.52.15.004. (In Russ.).
2. Galiev GK, Galieva NV. Efficiency of operation of large coal mining enterprises. *Coal*. 2019;6(1119):59-63. DOI: 10.18796/0041-5790-2019-6-59-63 (In Russ.).
3. Zajcev AJu. Methodical approach to justification of capital investments in gold deposits based on unit costs. *Journal of Mining Institute*. 2019;238;459-64. DOI: 10.31897/PMI.2019.4.459 (In Russ.).
4. Seyyed-Omid GJ, Sattarvand M, Hajihassani SS, et al. Stochastic particle swarm-based model for long term production planning of open pit mines considering the geological uncertainty. *Resources Policy*. 2020;68:8-12. DOI: 10.1016/j.resourpol.2020.101738.
5. Fomin SI, Ivanov VV, Semenov AS, et al. Incremental open-pit mining of steeply dipping ore deposits. *ARPN Journal of Engineering and Applied Sciences*. 2020;15:1306-11.
6. Fomin SI, Govorov AS. Substantiation of the choice of the cut-off content of useful components in the ore in the design of opencast. *Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal)*. 2023;12:169-78. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_12_0_169 (In Russ.).
7. Vedrova DA, Reshetnyak SP. Methods to improve the waste rock dumping efficiency and reclamation under the north condition. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2020;1(539):012037. DOI: 10.1088/1755-1315/539/1/012037.
8. Blischenko AA. Modern mine survey techniques in the process of mining operations in open-pit mines (quarries). *Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues*. 2019:58-62. DOI: 10.1201/9781003017226-8.
9. Armstrong M, Lagos T, Emery X, et al. Adaptive open-pit mining planning under geological uncertainty Homem-de-Mello, G. Lagos, D. Saure. *Resources*. 2021;72:515-29. DOI: 10.1016/j.resourpol.2021.102086.
10. Sinha SK, Choudhary BS. Pit Optimization for Improved NPV and Life of Mine in Heterogeneous Iron Ore Deposit. *Journal of The Institution of Engineers (India): Series D*. 2020;101:253-64. DOI: 10.1007/s40033-020-00236-z.
11. Molodykh SS, Ovsyannikov MP, Petrunin AM. Outlook on the implementation of steep inclined conveyors in deep open pits. *International Journal of Advanced Re-search in Engineering and Technology (IJARET)*. 2020;11(5):374-77. DOI: 10.34218/IJARET.11.5.2020.039
12. Tolobekova BT. Peculiarities of management principles of modern mining projects. *Problems of Science*. 2018;5(29):117-19 (In Russ.).
13. Alenichev VM, Sytenkov VN, Kornilov SV, et al. Open pit mining management strategy. *Mining magazine*. 2020;3:34-9. DOI: 10.17580/gzh.2020.03.06/ (In Russ.).
14. Zemljanoj MA, Razorenov AV, Denisov AV. Economic and mathematical model for the evaluation of the technological scheme of marl mining, taking into account the involvement in the exploitation of reserves of twin, built-up mining benches. *News from universities. North Caucasus Region. Series: Technical Sciences*. 2013;(172)103-06 (In Russ.).
15. Sokolov IV, Smirnov AA, Nikitin IV. Methodology of economic evaluation of long-term strategic decisions in the combined development of ore deposits. *News TulGU. Earth Sciences*. 2021;3:314-25. DOI: 10.46689/2218-5194-2021-3-1-308-319 (In Russ.).
16. Kholmiski AV, Sidorov DV. Arrangements for increase the efficiency of mining operations on the deep ore mines. *Scientific and Practical Studies of Raw Material Issues*. 2019:71-4. DOI: 10.1201/9781003017226-10
17. Podkuiko NV, Simonin PV, Vokhmin SA, et al. Relevancy of mineral reserves rating based on preparedness for mining in mines of Norilsk Nickel. *Gornyi Zhurnal*. 2015;6:51-4. DOI: 10.17580/gzh.2015.06.10 (In Russ.).

18. Iskandirov MZ, Lesbekova NU, Tursynbeko SU. Analysis and justification of changes in the norms of the prepared reserves of the deposits of the mineral resources open ways. *Dulaty University*. 2019;3:214-19 (In Russ.).
19. Lushnikov VN, Selivanov DA, Berezhnoy VP. Reliable prediction of geotechnical risks in open pit mining. *Mining magazine*. 2023;1:4-13. DOI: 10.17580/gzh.2023.03.05 (In Russ.).
20. Sytenkov VN, Kravchenko VE. Analysis of project established standards for losses on mining of solid minerals. *Rational development of subsoil*. 2019;6:72-7. DOI: 10.26121/RON.2019.76.85.003 (In Russ.).

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ



Сергей Игоревич Фомин —
доктор техн. наук, профессор кафедры
разработки месторождений полезных
ископаемых (РМПИ), Санкт-Петербургский
горный университет императрицы Екатерины
II, 199106, г. Санкт-Петербург, Российская
Федерация,
<https://orcid.org/0000-0002-0939-1189>,
e-mail: fominsi@mail.ru



Андрей Юрьевич Ерошев —
заместитель генерального директора ТОО
«Казфосфат» по горно-перерабатывающему
комплексу, АО «ВНИИ Галургии», 190103,
г. Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: eroshevv@gmail.com

ABOUT THE AUTHORS

Sergey I. Fomin —
Dr. Sci. (Eng.), Professor at the Department of
mining, Empress Catherine II Saint Petersburg
Mining University, 199106, Saint Petersburg, Russian
Federation, <https://orcid.org/0000-0002-0939-1189>,
e-mail: fominsi@mail.ru

Andrey Yu. Eroshev —
Deputy General Director for Mining and Processing
Complex, Kazphosphate LLP (8, Jamal Omarova ul.,
Almaty, Republic of Kazakhstan), Postgraduate student
of VNI Galurgii JSC, 190103, Saint Petersburg,
Russian Federation

Критерии авторства / Contribution:

Авторы сделали эквивалентный вклад в подготовку публикации / The authors contributed equally to this article.

Конфликт интересов / Conflict of interest:

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов / The authors declare no conflict of interest.

Информация о статье

Поступила в редакцию: 01.10.2024.

Поступила после рецензирования: 01.11.2024.

Принята к публикации: 06.11.2024.

Article info

Received: 01.10.2024.

Revised: 01.11.2024.

Accepted: 06.11.2024.