



ГОРНЫЕ МАШИНЫ, ТРАНСПОРТ И МАШИНОСТРОЕНИЕ

Научная статья

<https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-09-12>

УДК 622.684

**Закономерности изменения энергоемкости
транспортирования горной массы транспортом глубоких карьеров**

А. Г. Журавлев , И. А. Глебов , В. В. Черных

*Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН),
г. Екатеринбург, Российская Федерация* chernyh@igduran.ru**Аннотация**

Значительная часть месторождений полезных ископаемых, разрабатываемых открытым способом, вскрывается автомобильными транспортными съездами на всю глубину без использования комбинированного транспорта. В большинстве случаев это связано с высокой скоростью снижения уровня горных работ и многоэтапной разработкой. Методы исследований энергоемкости транспортирования горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность рассматриваются в несколько иерархических уровней. Для исследования 3D-моделей карьеров с различными углами откоса использовано программное обеспечение Mineframe с целью забазировать методику аналитического расчета объема карьера, что позволило обеспечить точность при широком охвате диапазона горнотехнических условий. При увеличении диаметра дна карьера зона стабилизации высоты подъема смещается к большим конечным глубинам, увеличение угла откоса бортов карьера влечет за собой смещение средневзвешенной высоты в глубину, с ростом конечной глубины карьера комбинированные виды транспорта становятся более экономичными в сравнении с автомобильным за счет увеличения суммарного объема горной массы. В зависимости от цели сравнения предложено использовать различные виды энергоемкости, для укрупненной оценки рациональности пары «схемы вскрытия – вид транспорта» для карьеров возможно использовать отношение потенциальных энергоемкостей перемещения горной массы рассматриваемого варианта вскрытия карьера и его базовой версии без транспортных берм, установлены закономерности изменения отношения потенциальных энергоемкостей от глубины карьера, определены значения полной энергоемкости транспортирования горной массы из карьера до поверхности комбинированными видами транспорта.

Ключевые слова

энергоемкость, транспортная система карьера, глубокий карьер, схема вскрытия, транспортная берма, карьерные автосамосвалы, угол откоса бортов

Благодарности

Исследования выполнены в рамках Государственного задания Минобрнауки РФ №075-00412-22 ПР.

Для цитирования

Zhuravlev A. G., Glebov I. A., Chernykh V. V. Behaviour pattern of rock mass haulage energy intensity in deep pits. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(1):68–77. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-09-12>

MINING MACHINERY, TRANSPORT, AND MECHANICAL ENGINEERING

Research paper

Behaviour pattern of rock mass haulage energy intensity in deep pits

A. G. Zhuravlev , I. A. Glebov , V. V. Chernykh

*Institute of Mining Engineering of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences,
Yekaterinburg, Russian Federation* chernyh@igduran.ru**Abstract**

A significant portion of mineral deposits developed by open-pit mining is opened to the full depth by road transport ramps without the use of combined transport. In most cases, this is dictated by the high rate of a pit deepening and multi-stage development. In this study, the energy intensity of rock mass (RoM) haulage from the working zone of a pit to the surface is considered at several hierarchical levels. Mineframe software was used to study 3D-models of open pits with different slope angles in order to test the method of analytical calculation of a pit volume that allowed ensuring accuracy under a wide range of mining conditions. The findings of the research are as follows: with an increase in the pit bottom diameter, the zone of stabilization of rock mass lifting (haulage) height shifts to greater target depths. An increase in

the pit slope angles entails shifting the weighted average height to deeper elevations. By increasing the pit target depth, combined modes of transport become more economical in comparison with dump trucks due to an increase in the total volume of rock mass. Depending on the comparison purpose, it was proposed to use different types of energy intensity. For a broad estimation of the rationality of the pair “scheme of opening – mode of transport” for open pits, the ratio of potential energy intensities of rock mass haulage of a considered option of a pit opening and its basic option without transport berms was used. The ratio of potential energy intensities as a function of a pit depth was determined. The values of total energy intensity of rock mass haulage from a pit to the surface were also established.

Keywords

energy intensity, open pit haulage system, deep pit, opening scheme, transport berm, pit dump trucks, slope angle

Acknowledgments

The research was performed within the framework of the State Assignment of the Ministry of Education and Science of the Russian Federation No. 075-00412-22 PR.

For citation

Zhuravlev A. G., Glebov I. A., Chernykh V. V. Behaviour pattern of rock mass haulage energy intensity in deep pits. *Mining Science and Technology (Russia)*. 2023;8(1):68–77. <https://doi.org/10.17073/2500-0632-2022-09-12>

Введение

Значительная часть месторождений полезных ископаемых, разрабатываемых открытым способом, вскрывается автомобильными транспортными съездами на всю глубину без использования комбинированного транспорта. Как правило, это продиктовано высокой скоростью снижения уровня горных работ, многоэтапной разработкой (до 5–6 этапов с разноской бортов на каждом этапе на всю высоту), что не позволяет внедрять более экономичные, но капиталоемкие виды транспорта. В то же время эффективная разработка этих месторождений с максимально полным освоением запасов является актуальной задачей [1, 2].

Объем горной массы в контурах карьера существенно зависит от его глубины и размеров в плане, причем с увеличением глубины имеет место параболическое возрастание объема (рис. 1). Вместе с тем, как известно, распределение этих объемов по

выемочным слоям неравномерно: с глубиной объем каждого нижележащего горизонта уменьшается, при этом дальность транспортирования возрастает [3]. Итоговые цифры грузотранспортной работы по мере разработки месторождения глубоким карьером округлой формы описываются возрастающе-убывающей кривой. Так, на рис. 1, б приведен график, построенный без учета выравнивания объемов добычи по годам. Видно, что пиковое значение и интенсивность изменения тоннокилометровой работы существенно зависят от углов откоса бортов карьера.

Способом управления формой бортов карьера в конечном контуре с целью достижения значительных углов откоса является оптимизация параметров транспортных коммуникаций:

– использование узких транспортных берм, в том числе за счет однополосных автодорог с разделением груженого и порожнего потоков транспортных средств;

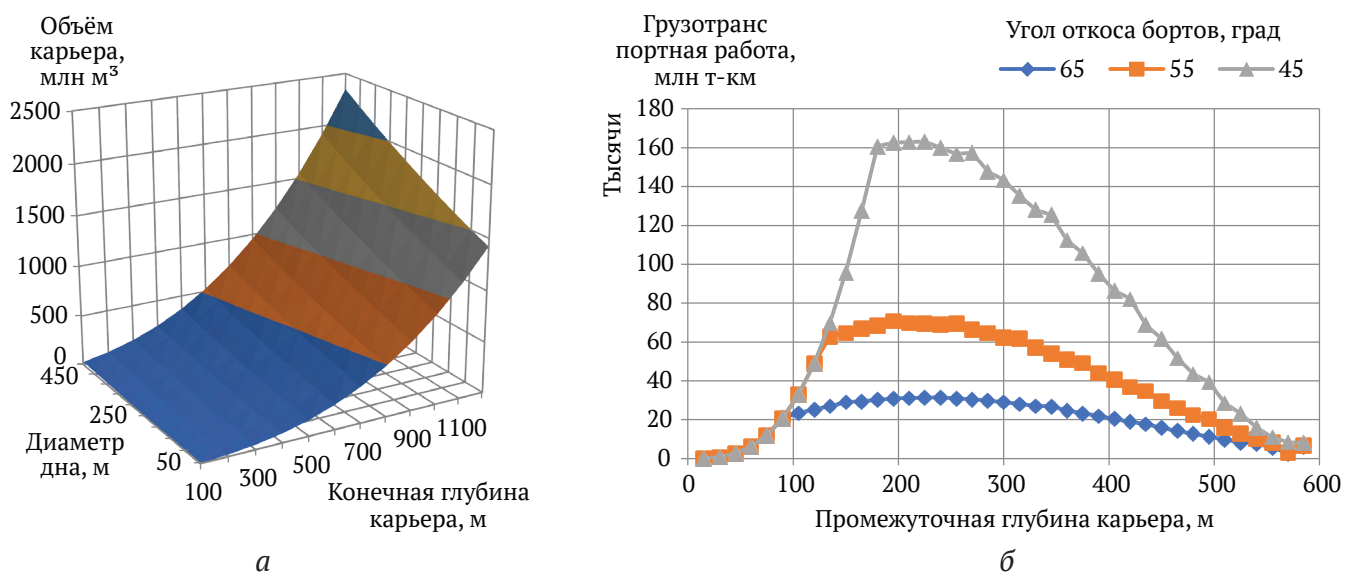


Рис. 1. Зависимость объема горной массы и грузотранспортной работы в контурах карьера округлой формы от размеров дна, конечной глубины и угла откоса бортов:

а – зависимость объема горной массы в контурах карьера;

б – изменение грузотранспортной работы по глубине карьера при конечной отметке – 585 м



– использование повышенных уклонов автодорог;
– применение соответствующих видов транспорта, располагаемых на уступах без транспортных берм (крутонаклонный конвейер, скиповой подъемник, грузовая подвесная канатная дорога и т.п.) и др.

Для сравнения разных схем вскрытия месторождений полезных ископаемых при открытой их разработке с разными видами транспорта необходимо определить некоторый критерий. Таким критерием может служить энергоемкость транспортирования всего объема горной массы карьера.

Подход, использующий энергоемкость в качестве показателя или критерия для оценки процессов открытых горных работ или горных машин, применяется в целом ряде работ [4–7], что говорит как об универсальности такого метода, так и об актуальности рассматриваемой задачи. В целом же тема энергоэффективности не теряет своей актуальности последние 20 лет. Так, в статье «Substantiating systems of open-pit mining equipment in the context of specific cost» [8] описывается энергоэффективность оборудования на угольных разрезах. В материале «Energy consumption in open-pit mining operations relying on reduced energy consumption for haulage using in-pit crusher systems» [9] исследуется энергоэффективность при транспортировке с использованием внутрикарьерных дробильных систем. «Smart energy management: a comparative study of energy consumption forecasting algorithms for an experimental open-pit mine» [10] – статья, в которой ~~раскрывается~~ ~~вопрос~~ решается проблема интеллектуально-

го управления энергоэффективности. В материале «Structure of energy consumption and improving open-pit dump truck efficiency» [11] можно прочитать об увеличении энергоэффективности за счет снижения энергопотребления. В статье «An integrated model of an open-pit coal mine: improving energy efficiency decisions» [12] описана интегрированная модель угольного разреза. Материал «Bulk material transportation system in open pit mines with improved energy efficiency» [13] описывает повышение энергоэффективности транспортировки сыпучих материалов. Целесообразно объединить обобщенный подход к оценке транспортных систем в целом и энергоэффективности отдельных транспортных средств.

Задачи данного исследования:

1) структурировать по иерархическим уровням энергоемкость перемещения горной массы, применимую для сравнения эффективности видов транспорта и схем вскрытия;

2) установить закономерности изменения относительной энергоемкости перемещения горной массы из карьера на поверхность от параметров карьера;

3) определить энергоемкость перемещения горной массы разными видами транспорта при вскрытии рабочей зоны автомобильным транспортом.

Методы исследований

Энергоемкость транспортирования горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность в рамках данного исследования рассматривается в несколько иерархических уровней (табл. 1).

Таблица 1

Иерархические уровни исследования энергоемкости транспортирования

Уровень рассмотрения энергоемкости	Выражение для оценки	Значимость
1 Энергоемкость перемещения в единицах потенциальной энергии (только консервативные силы) с учетом объемов разнаса бортов под размещение транспортных коммуникаций	$\frac{\Delta E_p}{\Delta E_{p0}}$	Влияние разнаса бортов карьера для размещения транспортных коммуникаций с учетом их параметров на суммарную энергоемкость (как правило, оказывает основное влияние на суммарную энергоемкость)
2 Энергоемкость перемещения в единицах физической работы внешних (по отношению к транспортным средствам) консервативных сил и внешних диссипативных сил	$\frac{A_{(T1)}}{A_{(T2)}} = \frac{\Delta E_{p(T1)} + A_{d(T1)}}{\Delta E_{p(T2)} + A_{d(T2)}}$	При сравнении видов транспорта: наряду с влиянием параметров транспортных коммуникаций учитывается энергоэффективность движителя конкретного вида/модификации транспорта
3 Энергоемкость перемещения с учетом показателей энергоносителя	$\frac{Q}{E_{p0}} = \frac{(\Delta E_p + A_d)q}{\Delta E_{p0}}$	1. Для конкретного вида транспорта: поиск оптимальной формы бортов карьера в промежуточных и конечном положениях, определение рациональных параметров вскрываемых выработок (уклона и ширины транспортных берм и т.п.)
	$\frac{Q_{(T1)}}{Q_{(T2)}} = \frac{(\Delta E_{p(T1)} + A_{d(T1)})q_{T1}}{(\Delta E_{p(T2)} + A_{d(T2)})q_{T2}}$	2. При сравнении видов транспорта: выбор энергоэффективного вида транспорта с учетом показателей энергоносителя (теплота сгорания топлива, КПД генерации и передачи электроэнергии и т.п.) и КПД энергосиловой установки транспортных средств

Примечания: ΔE_p , ΔE_{p0} – энергоемкость подъема горной массы (разница потенциальных энергий на поверхности карьера и в точке залегания) соответственно для карьера с транспортными коммуникациями (ΔE_p) и базовой выработки (ΔE_{p0}); A_d – работа на преодоление диссипативных сил при перемещении горной массы; $T1$, $T2$ – соответственно вид/модификация транспорта 1 и 2; Q – полные энергозатраты на перемещение горной массы; q – удельная энергоемкость выработки и подвода к движителю транспортного средства единицы энергии энергосиловой установкой (например, низшая теплотворная способность топлива с учетом КПД двигателя внутреннего сгорания и трансмиссии).

Поскольку исследование нацелено на выявление общих закономерностей, для упрощения расчет объема горной массы в контурах карьера выполняем как для перевернутого усеченного конуса, наклон образующих которого соответствует среднему углу откоса бортов карьера.

В определенной мере при поиске рациональной схемы вскрытия и соответствующего вида транспорта предельно оптимизированной по форме можно считать выработку в виде карьера, не имеющего транспортных берм. На его бортах размещаются только бермы очистки, а углы откоса бортов подобраны в соответствии с устойчивыми углами. Будем условно называть такую выработку «базовой». Исследован ряд 3D-моделей карьеров с углами откоса 35, 45, 55 и 65°, на конечных контурах которых вписывались транспортные бермы. Моделирование осуществлялось в программном пакете Mineframe [14] для некоторого количества вариантов карьеров с целью забазировать методику аналитического расчета объема карьера [15], что позволило обеспечить точность при широком охвате диапазона горнотехнических условий.

Берма очистки принята шириной 15 м. Ширина транспортных берм принималась различной в соответствии с рациональным типоразмером автосамосвалов для конкретного размера карьера (учитывались пространственные размеры в плане и глубина), обуславливающего производственную мощность. Диапазон варьирования составил:

- для малых карьеров ширина берм 24,5 м рассчитана под автосамосвалы грузоподъемностью 60–90 т;
- для крупных карьеров ширина берм 34 м рассчитана под автосамосвалы грузоподъемностью 130–160 т.

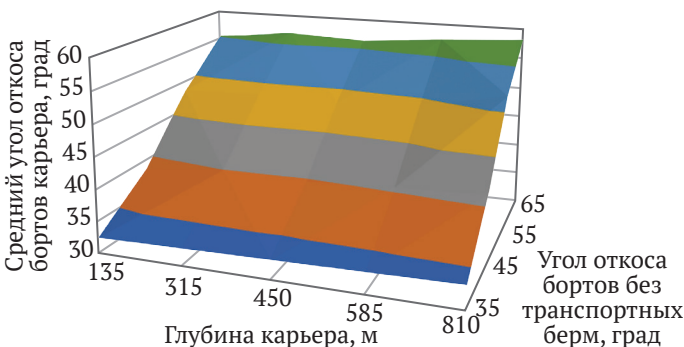


Рис. 2. Изменение угла откоса бортов округлого карьера при размещении на них транспортных берм под спиральные автомобильные съезды

На рис. 2 представлены результаты, из которых видно, что размещение берм спиральных съездов приводит к уменьшению углов откоса бортов на 2–3° при малых базовых углах и на 5–7° при значительных базовых углах. В результате обработки данных установлены зависимости угла откоса от глубины карьера и базового угла откоса борта (табл. 2), которые использованы в дальнейших расчетах.

Для охвата совокупности карьеров по устойчивости бортов приняты следующие углы откоса базовых выработок: 35°, 45°, 55°, 65°.

Определим теоретическую энергоёмкость как энергию, затрачиваемую на подъем всей горной массы в контурах карьера, описываемую изменением потенциальной энергии каждого элементарного объема между положениями «на поверхности» и «в массиве». При этом расчет будем вести послойно, поскольку перемещение в горизонтальной плоскости не приводит, с учетом допущений, к изменению энергоёмкости (рис. 3).

Соответственно, энергоёмкость перемещения горной массы из контуров карьера:

$$\Delta E_p = \sum V_{li} \rho h_{pi} g = \int_0^{H_k} g \rho h_{pi} S_l dh_{pi}, \quad (1)$$

где V_{li} – объем i -го слоя (горизонта) в контурах карьера, m^3 ; h_{pi} – высота от дна i -го слоя до поверхности карьера (высота подъема горной массы), m ; g – ускорение свободного падения (9,81), m/c^2 ; ρ – плотность горной массы в целике, t/m^3 .

При переходе к интегралу высота слоя уменьшается до бесконечно малой величины, поэтому площади дна и верха усеченного конуса, который представляет из себя каждый слой, можно считать равными. Соответствующая площадь, m^2 , определяется как:

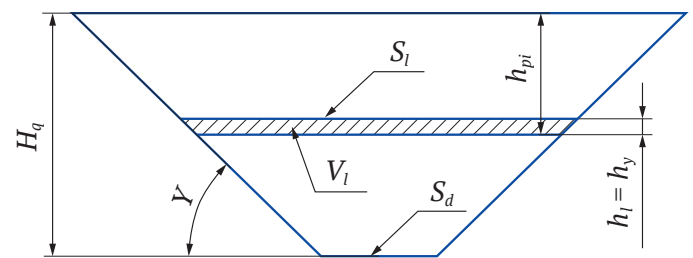


Рис. 3. Схема определения объемов выемочных слоев в контурах карьера:

S_l – площадь слоя, m^2 ; S_d – площадь дна, m^2 ; V_l – объем слоя, m^3 ; h_l – высота слоя, m ; h_y – высота уступа, m ; h_{pi} – высота от верхней отметки карьера до нижней отметки слоя, m ; γ – угол наклона борта, град; H_q – высота карьера

Таблица 2

Зависимости угла откоса от глубины карьера (H_k)

Параметры	Базовый угол откоса бортов			
	35°	45°	55°	65°
Зависимость угла откоса от глубины карьера γ	$0,0018H_k + 32,168$	$0,0035H_k + 38,325$	$0,0052H_k + 46,898$	$0,004H_k + 54,771$
Достоверность R^2	0,9967	0,884	0,7647	0,8848

$$S_l = S_d + 2\sqrt{\pi s_d} H_k \operatorname{ctg} \gamma - 2\sqrt{\pi s_d} h_{pi} \operatorname{ctg} \gamma + \pi H_k^2 \operatorname{ctg}^2 \gamma - 2\pi H_k h_{pi} \operatorname{ctg}^2 \gamma + \pi h_{pi}^2 \operatorname{ctg}^2 \gamma, \quad (2)$$

где S_d – площадь дна карьера, м²; γ – средний угол откоса бортов карьера, град; H_k – конечная глубина карьера, м.

Соответственно, формулу определения E_p можно записать так:

$$\Delta E_p = \int_0^{H_k} \rho g (S_d + 2\sqrt{\pi s_d} H_k \operatorname{ctg} \gamma - 2\sqrt{\pi s_d} h_{pi} \operatorname{ctg} \gamma + \pi H_k^2 \operatorname{ctg}^2 \gamma - 2\pi H_k h_{pi} \operatorname{ctg}^2 \gamma + \pi h_{pi}^2 \operatorname{ctg}^2 \gamma) dh_{pi}. \quad (3)$$

После всех преобразований и интегрирования формула приобретает следующий вид:

$$\Delta E_p = \rho g \left(\frac{\pi \operatorname{ctg}^2 \gamma}{12} H_k^4 + \frac{\sqrt{\pi s_d} \operatorname{ctg} \gamma}{3} H_k^3 + \frac{S_d}{2} H_k^2 \right). \quad (4)$$

Результаты исследований

Как указывалось выше, энергоемкость перемещения горной массы определяется двумя главными факторами: распределением объемов в контурах карьера и увеличением энергозатрат на транспортирование с глубиной. Поэтому для объяснения закономерностей изменения энергоемкости при изменении параметров карьеров важно выявить их влияние на расположение «центра масс» суммарного объема горной породы в контурах карьера. Из рис. 4, а видно, что при диаметре дна 100 м с увеличением конечной глубины карьера более 500–600 м средневзвешенная высота подъема стабилизируется на уровне 26–28 % от конечной глубины, а при глубинах менее 200 м резко воз-

растает, сравниваясь с полной глубиной карьера. При увеличении диаметра дна карьера зона стабилизации высоты подъема смещается к большим конечным глубинам. Увеличение угла откоса бортов карьера влечет за собой смещение средневзвешенной высоты в глубину (рис. 4, б).

Расчеты показали, что энергоемкость перемещения горной массы, базирующаяся на разности потенциальной энергии (см. п. 1 табл. 1), характеризует горно-геологические условия и схему вскрытия в целом. Из рис. 5 видно, что ее увеличение с глубиной карьера в целом схоже с возрастанием объема карьерного пространства, но, как показал анализ, более интенсивно за счет возрастающих энергозатрат с глубиной. Повышение углов откоса закономерно ведет к снижению объемов породы и, соответственно, суммарных затрат энергии, а увеличение диаметра дна – к их возрастанию.

Удобным способом сравнительной оценки альтернативных схем вскрытия является относительная энергоемкость, равная отношению энергоемкости перемещения всего объема пород для карьера с рассматриваемой схемой вскрытия ΔE_p к энергоемкости для карьера без вскрывающих выработок ΔE_{p0} . Она позволяет оценить вклад вскрывающих выработок в увеличение объемов и распределение их по глубине. Рассмотрим результаты расчетов подробнее.

Из рис. 6 видно, что зависимости относительной энергоемкости от конечной глубины карьера имеют максимумы, соответствующие наибольшему отрицательному влиянию размещения транспортных берм на разнос бортов карьера. Такая закономерность является «естественной», вытекающей из геометрии, поэтому именно эти группы карьеров должны под-

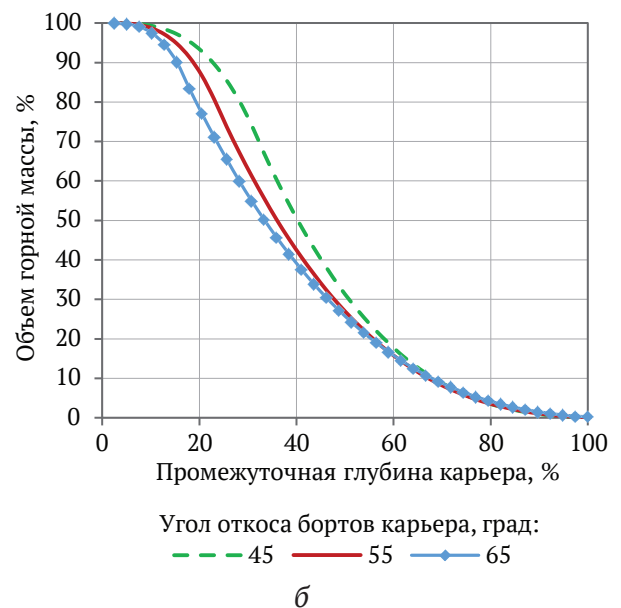
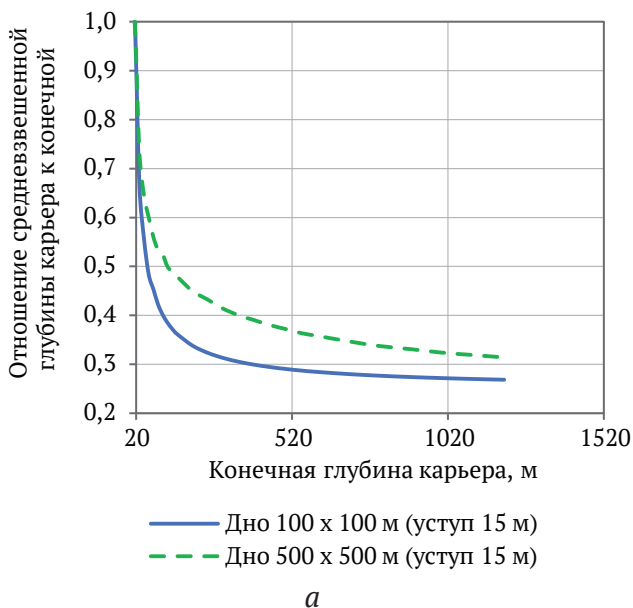


Рис. 4. Закономерности изменения положения «центра масс» объема горной породы в контурах карьера в зависимости от его параметров:

а – отношение средневзвешенной (по объему пород) глубины карьера по объему вынимаемой горной массы к конечной глубине карьера; б – обратный кумулятивный график изменения объема горной массы в контурах карьера с глубиной

вергаться обязательной оптимизации. Уменьшение относительной энергоёмкости с дальнейшим ростом глубины объясняется уменьшением доли разности бортов в геометрическом объеме карьерного пространства и меньшим снижением углов откоса бортов за счет распределения транспортных берм на увеличивающемся периметре контура карьера. По тем же причинам удельная энергоёмкость падает с ростом размеров дна карьера.

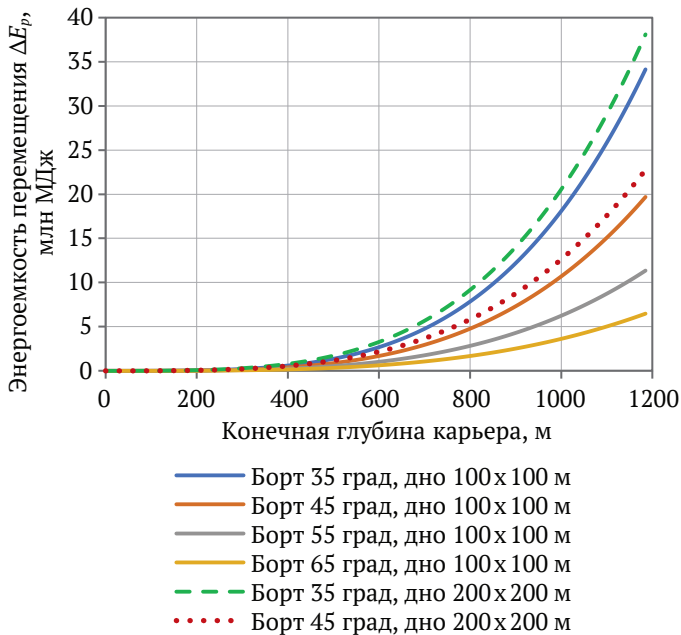


Рис. 5. Теоретическая энергоёмкость перемещения горной массы ΔE_p в контурах карьера на поверхность

Из рис. 7 видно, что с ростом углов откоса базового карьера (без транспортных берм), которые принимались в исследовании как предельный устойчивый угол откоса бортов, относительная энергоёмкость возрастает при всех глубинах, но характер этого роста меняется (см. рис. 7, б): при малых глубинах интенсивность роста уменьшается, при глубинах 400–500 м график практически прямолинеен, а далее изгибается, приближаясь к параболической форме.

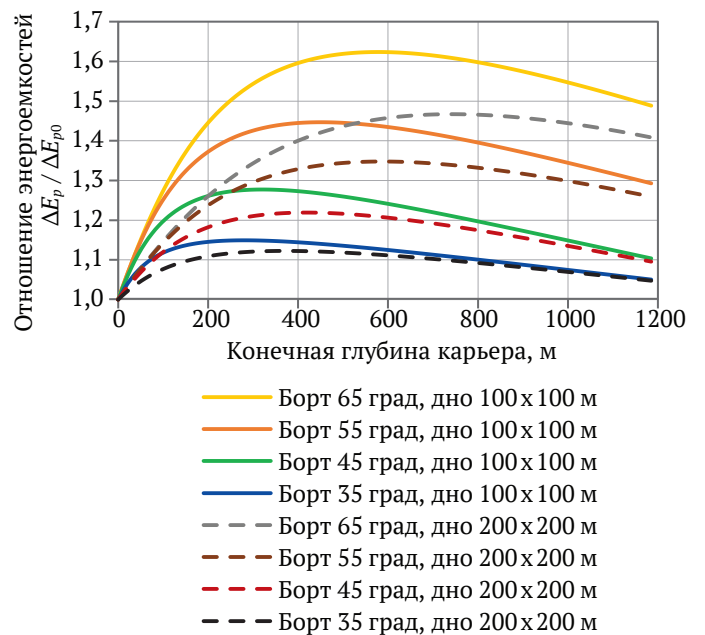


Рис. 6. Изменение относительной теоретической энергоёмкости перемещения горной массы из карьера с глубиной при разных параметрах карьера

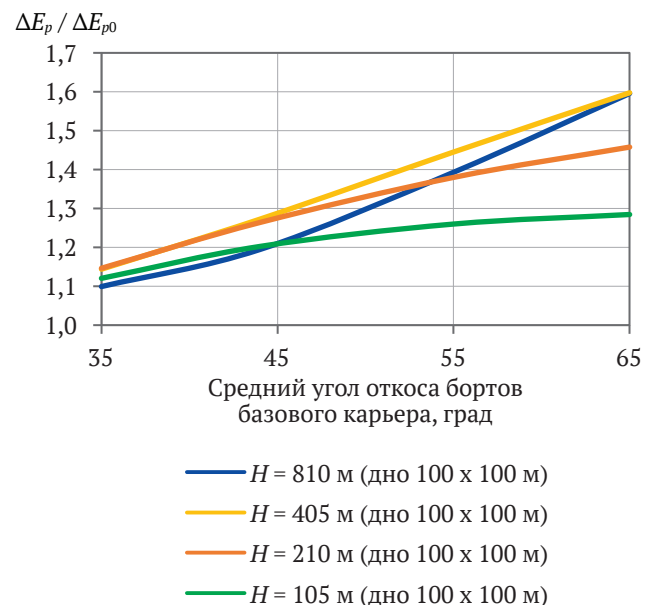
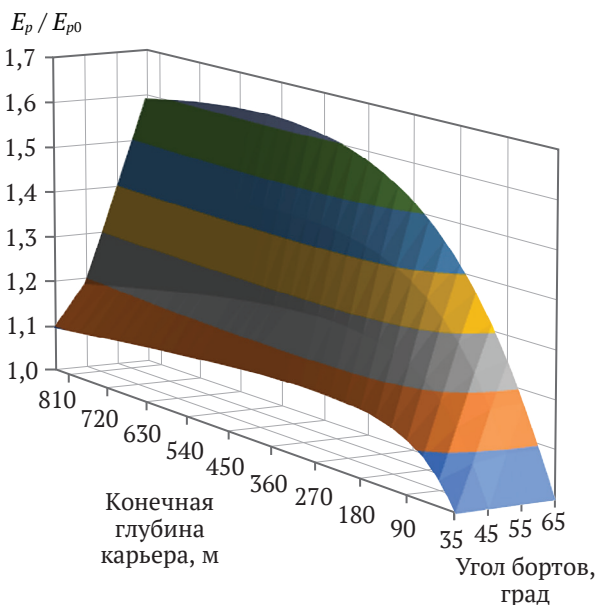


Рис. 7. Отношение энергоёмкостей $\Delta E_p / \Delta E_{p0}$ в зависимости от среднего угла наклона бортов базового карьера (без учета транспортных берм): а – сводный трехмерный график; б – графики для конкретных глубин

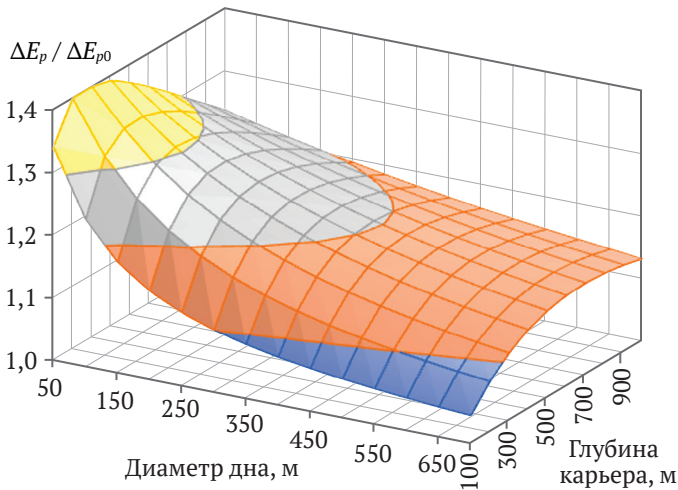


Рис. 8. Отношение энергоемкостей $\Delta E_p / \Delta E_{p0}$ в зависимости от глубины карьера и диаметра его дна для варианта базового карьера со средним углом откоса бортов 45°

Существенное влияние на относительную энергоемкость оказывает диаметр дна карьера. При значительном диаметре дна относительная энергоемкость в целом ниже, чем при малом диаметре (рис. 8). Более того, если при малых размерах дна максимум энергоемкости наблюдается при глубине карьера 100–500 м, то при обширном дне смещается в область глубин 500–900 м. Следовательно, наибольшее негативное влияние от разноса бортов карьера для размещения на них транспортных коммуникаций наблюдается для карьеров с относительно малыми размерами дна – 50–100 м в диаметре при глубинах 100–500 м.

Описанные выше закономерности относятся к теоретической энергоемкости. На практике заметное влияние на нее оказывает применяемый вид транспорта, характеризуемый конкретным энергопотреблением. Для приведения разных видов транспорта с разными энергоносителями (дизельное топливо,

электроэнергия) к сопоставимому виду энергоемкости необходимо использовать (табл. 3):

- расчетную работу консервативных и диссипативных сил на движителе транспортного средства;
- энергию первичного топлива по его теплотворной способности, приведенную к месту ее генерации (дизельный двигатель автономных машин либо электростанция).

По второму варианту в работе [6] предложен и описан способ приведения энергоемкости транспорта к количеству расходуемого условного топлива в г у.т./ (т·м), удобный для практических расчетов в натуральных показателях. Однако, учитывая, что в рамках данного исследования удобнее работать с единицами энергии, в том числе для перехода к безразмерным относительным единицам, в табл. 3 приведены результаты расчета, в основе которых: тяговый расчет, расчет КПД трансмиссии, усредненный справочный КПД двигателей, низшая теплотворная способность топлива, расчет потерь в линиях электропередач. Для электрифицированных видов транспорта (железнодорожный и конвейерный) принята схема с генерацией электроэнергии на газотурбинной миниТЭС, расположенной в непосредственной близости от карьера.

Отметим, что данные показатели являются усредненными и зависят от конкретных горнотехнических условий (средневзвешенный уклон трассы, дальность транспортирования, конфигурация транспортных коммуникаций и др.).

Возможности рассматриваемого подхода проверены на примере сравнения комбинированных видов транспорта: автомобильно-железнодорожного и автомобильно-конвейерного. Учитывался угол откоса бортов карьера с учетом размещения транспортных коммуникаций, а также удельная энергоемкость транспортирования в зависимости от высоты подъема (глубины карьера). Для удобства результаты расчетов приведены в виде отношения энергоемкостей (рис. 9): чем меньше это отношение, тем более экономичен транспорт, располагающийся в числителе дроби.

Таблица 3

Удельная энергоемкость выработки и подвода к движителю транспортного средства единицы энергии энергосиловой установкой

Вид транспорта	Удельная энергоемкость по видам транспорта ¹	
	МДж/МДж (работа сил на колесах транспортного средства)	МДж/МДж (с учетом теплоты сгорания, КПД ЭСУ и передачи от ЛЭП к транспортному средству)
Отнесение к показателю энергоемкости по табл. 1	$A / \Delta E_p$	$Q / \Delta E_p$
Автомобильный	3,28	9,89
Железнодорожный / Автомобильно-железнодорожный ²	2,01 / 2,52–2,64	6,89 / 8,09–8,39
Конвейерный / Автомобильно-конвейерный ²	1,88 / 2,44–2,16 ³	5,98 / 7,37–6,53 ³

¹ В числителе исходный расход энергоносителя переведен в условное топливо.

² В диапазоне глубин карьера 200–1000 м, высота рабочей зоны автотранспорта принята: при ЖД 80–400 м, при конвейерном 80–150 м.

³ С учетом крупного дробления; ЭСУ – энергосиловая установка; ЛЭП – линия электропередач.

Видно, что при заданных параметрах автомобильно-конвейерный транспорт имеет меньшую энергоемкость во всем диапазоне глубин в сравнении с автомобильно-железнодорожным и автомобильным. Это достигается благодаря оптимизации формы бортов и повышению угла их откоса в сравнении с ЖД транспортом, а также меньшей удельной энергоемкостью, в особенности в сравнении с автомобильным транспортом. Эта разница может быть увеличена за счет оптимизации схемы размещения конвейерных линий на бортах карьера [16, 17]. С ростом конечной глубины карьера, равно как и с увеличением размеров дна, комбинированные виды транспорта становятся более экономичными в сравнении с автомобильным за счет увеличения суммарного объема горной массы.

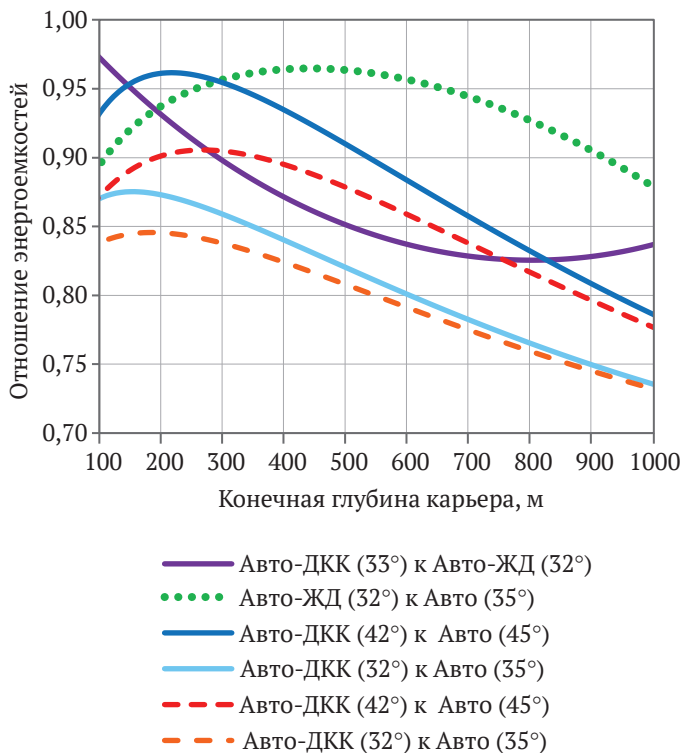


Рис. 9. Отношение полных энергоемкостей Q транспортирования горной массы на поверхность карьера с учетом теплоты сгорания исходного топлива по видам транспорта: Авто-ЖД – автомобильно-железнодорожный транспорт; Авто-ДКК – автомобильно-конвейерный транспорт. В скобках указан средний угол откоса бортов карьера

Выводы

1. Предложенный подход базируется на универсальном интегральном показателе, позволяющем сравнивать по энергоэффективности в единицах натуральных величин варианты схем вскрытия и видов карьерного транспорта. При этом комплексно учитывается уменьшение с глубиной объемов вынимаемых пород и возрастание энергозатрат на ее транспортирование к поверхности.

В зависимости от цели сравнения предложено использовать относительную теоретическую энергоемкость, работу консервативных и диссипативных сил на движителе транспортного средства или полную энергоемкость с учетом эффективности преобразования и передачи энергии топлива.

2. Для укрупненной оценки рациональности пары «схемы вскрытия – вид транспорта» для карьеров возможно использовать отношение потенциальных энергоемкостей $\Delta E_p / \Delta E_{p0}$ перемещения горной массы рассматриваемого варианта вскрытия карьера и его базовой версии без транспортных берм. Чем ближе данный показатель к «1», тем оптимальнее принятая конструкция бортов карьера.

3. Установлены закономерности изменения отношения потенциальных энергоемкостей $\Delta E_p / \Delta E_{p0}$ от глубины карьера, углов откоса бортов и размеров дна, указывающие на то, что наибольшему негативному влиянию от разноса бортов, связанного с размещением на них вскрывающих выработок, подвержены карьеры с размерами дна 50–100 м в диаметре глубиной до 500 м.

4. Показано, что на суммарную энергоемкость перемещения горной массы для глубоких карьеров и карьеров со значительными размерами дна (200 м в диаметре и более) в наибольшей мере влияет энергоэффективность транспортных средств, а для карьеров глубиной до 500 м и с ограниченными размерами дна (до 100–150 м в диаметре) – оптимизация формы карьера в сторону его уменьшения (при сохранении заданного объема извлекаемой руды).

5. Определены значения полной энергоемкости транспортирования горной массы из карьера до поверхности комбинированными видами транспорта. Показано, что благодаря более высокой энергоэффективности железнодорожного и конвейерного транспорта в комбинации с автомобильным они более экономичны в сравнении с только автомобильным, а автомобильно-конвейерный более экономичен, чем автомобильно-железнодорожный, за счет кратчайшего расстояния транспортирования.

Список литературы

1. Яковлев В.Л., Корнилов С.В., Соколов И.В. *Инновационный базис стратегии комплексного освоения ресурсов минерального сырья*. Под ред. Яковлева В.Л. Екатеринбург: УрО РАН; 2018. 360 с. URL: <https://igduran.ru/files/eshop/elibrary/2019-inno-bazis.pdf>
2. Зырянов И.В., Акишев А.Н., Бондаренко И.Ф. *Совершенствование добычи и переработки алмазосодержащих руд*. Под ред. Чантурия В.А. Якутск: Издательский дом СВФУ; 2020. 720 с.
3. Журавлев А.Г., Буднев А.Б. Влияние типоразмера автосамосвала на разнос бортов карьера. *Проблемы недропользования*. 2018;(2):20–29. <https://doi.org/10.25635/2313-1586.2018.02.020>



4. Анистратов Ю.И. Энергетическая теория расчета технологии открытых горных работ. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 1996;(3):20–29.
5. Коваленко В.А., Тангаев И.А. Энергетический принцип контроля и оптимизации технологических процессов на карьерах. *Горный информационно-аналитический бюллетень*. 2008;(2–1):293–301.
6. Лель Ю.И., Ворошилов Г.А., Стенин Ю.В., Николаев Н.А. Методика энергетической оценки транспортных систем карьеров в условиях рыночной экономики. *Известия Уральского государственного горного университета*. 2005;(21):129–137.
7. Kurlenya M.V., Tanaino A.S. Energy analysis of open-pit coal mining. *Journal of Mining Science*. 1997;33(5):453–462. <https://doi.org/10.1007/BF02765621>
8. Symonenko V.I., Haddad J.S., Cherniaiev O.V. et al. Substantiating systems of open-pit mining equipment in the context of specific cost. *Journal of The Institution of Engineers (India): Series D*. 2019;100(2):301–305. <https://doi.org/10.1007/s40033-019-00185-2>
9. Purhamadani E., Bagherpour R., Tudeshki H. Energy consumption in open-pit mining operations relying on reduced energy consumption for haulage using in-pit crusher systems. *Journal of Cleaner Production*. 2021;291:125228. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.125228>
10. El Maghraoui A., Ledmaoui Y., Laayati O. et al. Smart energy management: a comparative study of energy consumption forecasting algorithms for an experimental open-pit mine. *Energies*. 2022;15(13):4569. <https://doi.org/10.3390/en15134569>
11. Koptev V.Y., Kopteva A.V. Structure of energy consumption and improving open-pit dump truck efficiency. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2017;87(2):022010. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/87/2/022010>
12. Patterson S.R., Kozan E., Hyland P. An integrated model of an open-pit coal mine: improving energy efficiency decisions. *International Journal of Production Research*. 2016;54(14):4213–4227. <https://doi.org/10.1080/00207543.2015.1117150>
13. Ristić L., Bebić M., Štatkić S. et al. Bulk material transportation system in open pit mines with improved energy efficiency. In: *Proceedings of the 15th WSEAS International Conference on Systems*. Corfu Island, Greece. 14–16 July 2011. Pp. 327–332.
14. Лукичѳв С.В., Наговицын О.В. Цифровое моделирование при решении задач открытой и подземной горной технологии. *Горный журнал*. 2019;(6):51–55. <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.06.06>
15. Буднев А.Б., Журавлев А.Г. Оценка погрешностей некоторых аналитических методов расчета объема карьера. *Проблемы недропользования*. 2017;(4):61–70. <https://doi.org/10.18454/2313-1586.2017.04.061>
16. Берсенев В.А., Кармаев Г.Д., Семенкин А.В., Сумина И.Г. Схемы циклично-поточной технологии при различном залегании месторождений полезных ископаемых (обзор применяемых и предлагаемых схем ЦПТ). *Проблемы недропользования*. 2018;(4):13–21. <https://doi.org/10.25635/2313-1586.2018.04.013>
17. Журавлев А.Г., Семенкин А.В., Черепанов В.А. и др. Задачи развития перспективных циклично-поточных технологий для глубоких карьеров. *Горная промышленность*. 2022;(1S):53–62. <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-1S-53-62>

References

1. Yakovlev V.L., Kornilkov S.V., Sokolov I.V. *Innovative basis of the strategy for integrated development of mineral resources*. Yekaterinburg: UrO RAS Publ.; 2018. 360 p. (In Russ.) URL: <https://igduran.ru/files/eshop/elibrary/2019-inno-bazis.pdf>
2. Zyryanov I.V., Akishev A.N., Bondarenko I.F. *Improvement of mining and processing of diamond-bearing ores*. Yakutsk: SVFU Publ. House; 2020. 720 p. (In Russ.)
3. Zhuravlev A., Budnev A. Influence of the dump truck type and size on the diversity of the quarry sides. *Problems of Subsoil Use*. 2018;(2):20–29. (In Russ.) <https://doi.org/10.25635/2313-1586.2018.02.020>
4. Anistratov Yu.I. Energy theory for calculating the technology of open-pit mining. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 1996;(3):20–29 (In Russ.)
5. Kovalenko V.A., Tangaev I.A. Energy principle of control and optimization of work processes in open pits. *Mining Informational and Analytical Bulletin*. 2008;(2–1):293–301. (In Russ.)
6. Lel Yu.I., Voroshilov G.A., Stenin Yu.V., Nikolaev N.A. Methodology of energy assessment of pit transport systems under market conditions. *Proceedings of the Ural State Mining University*. 2005;(21):129–137. (In Russ.)
7. Kurlenya M.V., Tanaino A.S. Energy analysis of open-pit coal mining. *Journal of Mining Science*. 1997;33(5):453–462. <https://doi.org/10.1007/BF02765621>
8. Symonenko V.I., Haddad J.S., Cherniaiev O.V. et al. Substantiating systems of open-pit mining equipment in the context of specific cost. *Journal of The Institution of Engineers (India): Series D*. 2019;100(2):301–305. <https://doi.org/10.1007/s40033-019-00185-2>
9. Purhamadani E., Bagherpour R., Tudeshki H. Energy consumption in open-pit mining operations relying on reduced energy consumption for haulage using in-pit crusher systems. *Journal of Cleaner Production*. 2021;291:125228. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.125228>



10. El Maghraoui A., Ledmaoui Y., Laayati O. et al. Smart energy management: a comparative study of energy consumption forecasting algorithms for an experimental open-pit mine. *Energies*. 2022;15(13):4569. <https://doi.org/10.3390/en15134569>
11. Koptev V.Y., Kopteva A.V. Structure of energy consumption and improving open-pit dump truck efficiency. In: *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2017;87(2):022010. <https://doi.org/10.1088/1755-1315/87/2/022010>
12. Patterson S.R., Kozan E., Hyland P. An integrated model of an open-pit coal mine: improving energy efficiency decisions. *International Journal of Production Research*. 2016;54(14):4213–4227. <https://doi.org/10.1080/00207543.2015.1117150>
13. Ristić L., Bebić M., Štatkic S. et al. Bulk material transportation system in open pit mines with improved energy efficiency. In: *Proceedings of the 15th WSEAS International Conference on Systems*. Corfu Island, Greece. 14–16 July 2011. Pp. 327–332.
14. Lukichev S.V., Nagovitsyn O.V. Digital simulation in solving problems of surface and underground mining technologies. *Gornyi Zhurnal*. 2019;(6):51–55. (In Russ.) <https://doi.org/10.17580/gzh.2019.06.06>
15. Budnev A.B., Zhuravlev A.G. The estimate of errors of some analytical methods of pit volume calculation. *Problems of Subsoil Use*. 2017;(4):61–70. (In Russ.) <https://doi.org/10.18454/2313-1586.2017.04.061>
16. Bersenev V.A., Karmayev G.D., Semenkin A.V., Sumina I.G. Schemes of cyclic-flow technology by various bedding of mineral deposits (reviewing of existing and proposed schemes of CFT). *Problems of Subsoil Use*. 2018;(4):13–21. (In Russ.) <https://doi.org/10.25635/2313-1586.2018.04.013>
17. Zhuravlev A.G., Semenkin A.V., Cherepanov V.A. et al. The purpose of developing advanced in-pit crushing and conveying technology for deep open pits. *Russian Mining Industry*. 2022;(1S):53–62. (In Russ.) <https://doi.org/10.30686/1609-9192-2022-1S-53-62>

Информация об авторах

Артем Геннадиевич Журавлев – кандидат технических наук, заведующий лабораторией транспортных систем карьеров и геотехники, Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН), г. Екатеринбург, Российская Федерация; ORCID [0000-0001-7643-3994](https://orcid.org/0000-0001-7643-3994), Scopus ID [57211343137](https://scopus.com/authorid/57211343137); e-mail juravlev@igduran.ru

Игорь Андреевич Глебов – младший научный сотрудник, Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН), г. Екатеринбург, Российская Федерация; ORCID [0000-0003-4436-3594](https://orcid.org/0000-0003-4436-3594), Scopus ID [57216874834](https://scopus.com/authorid/57216874834); e-mail i.glebov@igduran.ru

Владимир Владимирович Черных – младший научный сотрудник, Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук (ИГД УрО РАН), г. Екатеринбург, Российская Федерация; Scopus ID [57760083700](https://scopus.com/authorid/57760083700); e-mail chernyh@igduran.ru

Information about the authors

Artem G. Zhuravlev – Cand. Sci. (Eng.), Head of the Laboratory of Quarry Transport Systems and Geotechnics, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russian Federation; ORCID [0000-0001-7643-3994](https://orcid.org/0000-0001-7643-3994), Scopus ID [57211343137](https://scopus.com/authorid/57211343137); e-mail juravlev@igduran.ru

Igor A. Glebov – Junior Researcher, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russian Federation; ORCID [0000-0003-4436-3594](https://orcid.org/0000-0003-4436-3594), Scopus ID [57216874834](https://scopus.com/authorid/57216874834); e-mail i.glebov@igduran.ru

Vladimir V. Chernykh – Junior Researcher, Mining Institute of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Yekaterinburg, Russian Federation; Scopus ID [57760083700](https://scopus.com/authorid/57760083700); e-mail chernyh@igduran.ru

Поступила в редакцию	27.09.2022	Received	27.09.2022
Поступила после рецензирования	19.01.2023	Revised	19.01.2023
Принята к публикации	20.01.2022	Accepted	20.01.2022