Вашлаев И.И., Михайлов А.Г., Морин А.С., Кацефан В.О. Обоснование режима горных работ на основе пространственно-временного распределения объемов вскрыши, добычи и транспортной работы // Транспортное, горное и строительное машиностроение: наука и производство. – 2026. – № 40. – С. 107-113.

УДК 622.271.8 https://doi.org/10.26160/2658-3305-2026-40-107-113

ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА ГОРНЫХ РАБОТ НА ОСНОВЕ ПРОСТРАНСТВЕННО-ВРЕМЕННОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОБЪЕМОВ ВСКРЫШИ, ДОБЫЧИ И ТРАНСПОРТНОЙ РАБОТЫ

***Вашлаев И.И.*[1,2], *Михайлов А.Г.*[1,2], *Морин А.С.*[1], *Кацефан В.О.*[1]**
[1]Сибирский федеральный университет, Красноярск;
[2]Институт химии и химической технологии Сибирского отделения Российской академии наук, Красноярск

Ключевые слова: режим горных работ, горная масса, коэффициент горной массы, коэффициент транспортной работы, стабилизация режима горных работ, транспортная работа.

Аннотация. Рассмотрена проблема обоснования режима горных работ при открытой разработке месторождений. Показано, что расхождения между расчетными и фактическими объемами извлекаемой горной массы, усиленные колебаниями текущего коэффициента вскрыши по шагам углубки карьера, увеличивают пиковые капитальные вложения и снижают эффективность использования техники и персонала. Часто это приводит к сверхплановому списанию балансовых запасов и ухудшает технико-экономические показатели предприятия в кратко- и долгосрочной перспективе. Выявлен дополнительный фактор, обуславливающий расхождения между проектными и фактическими распределениями объемов горной массы во времени и пространстве, игнорирование которого приводит к отставанию вскрышных работ. К такому фактору относится транспортная работа по перевозке горной массы из карьера, изменяющаяся с увеличением его глубины. Разработан графоаналитический метод определения параметров оптимального режима горных работ на основе кумулятивных графиков. Они отражают зависимость объемов горной массы и транспортной нагрузки от приведенного расстояния перемещения к пунктам разгрузки. На конкретном примере продемонстрирована практическая реализация метода. Предложенный подход повышает обоснованность решений при выборе режима горных работ и общую эффективность отработки месторождения.

JUSTIFICATION OF MINING OPERATIONS BASED ON SPATIAL AND TEMPORAL DISTRIBUTION OF OVERBURDEN VOLUMES, PRODUCTION AND TRANSPORT OPERATIONS

***Vashlaev I.I.*[1,2], *Mikhailov A.G.*[1,2], *Morin A.S.*[1], *Katsefan V.O.*[1]**
[1]Sibirian Federal University, Krasnoyarsk;
[2]Institute of Chemistry and Chemical Technology of Siberian Branch of the Russian Academy of Sciences, Krasnoyarsk

Keywords: mining operation mode, rock mass, rock mass coefficient, transport operation coefficient, stabilization of mining operation mode, transport operation.

Abstract. This paper addresses the problem of substantiating the mining schedule in open-pit mining. It demonstrates that discrepancies between calculated and actual volumes of extracted rock mass, amplified by fluctuations in the current stripping ratio across pit deepening stages, increase peak capital expenditures and reduce the efficiency of equipment and personnel utilization. This often leads to above-plan write-offs of balance reserves and degrades the short- and long-term technical and economic performance of the enterprise. An additional factor causing discrepancies between planned and actual distributions of rock mass volumes in time and space has been identified, the neglect of which leads to lagging stripping operations. This factor is the transport work required to haul rock mass from the open pit, which changes as the pit depth increases. A grapho-analytical method has been developed to determine the parameters of the optimal mining schedule based on cumulative curves. These curves reflect the dependence of rock mass volumes and transport load on the equivalent haulage distance to the dump sites. The practical implementation of the method is demonstrated through a specific case study. The proposed approach enhances the validity of decisions when choosing a mining schedule and improves the overall efficiency of deposit exploitation.

Введение

Совершенствование режима горных работ является важнейшим этапом проектирования открытой разработки месторождений и одной из ключевых задач для отечественных

горнодобывающих компаний, действующих в условиях роста стоимости технологического оборудования и энергии, усугубляемого нестабильностью сырьевых рынков и смещением добычи в труднодоступные регионы с экстремальными климатическими условиями [1-3]. Расхождения между расчётными и фактическими объемами извлекаемой горной массы в сочетании с колебаниями текущего коэффициента вскрыши на каждом шаге углубки карьера вызывают рост пиковых капитальных вложений, снижают эффективность использования горных машин и персонала, приводят к сверхплановому списанию балансовых запасов и неизбежно ухудшают технико-экономические показатели производства. Выявленные негативные явления указывают на необходимость комплексного обоснования режима работ с учетом горно-геологических, горнотехнических и технологических факторов уже на стадии изучения геометрии карьерного поля.

Исчерпывающий учет вышеуказанных факторов при подготовке месторождения к эксплуатации, как правило, невозможен. В таких случаях для повышения качества проектных решений используют проверенные на практике параметры карьеров-аналогов, достоверно отражающие закономерности и динамику развития горных работ.

Режим горных работ для крутопадающих месторождений традиционно устанавливают на основе **кумулятивных графиков** зависимости нарастающего объема извлекаемой горной массы $V_{г.м}$ от нарастающего объема добываемого полезного ископаемого $V_{п.и}$ [4-6]. При выделении этапов разработки карьера ключевым критерием служит обеспечение стабильных объемов вскрыши $V_{в.п}$ и добычи $V_{п.и}$ в течение длительного времени, что гарантирует постоянство текущего коэффициента вскрыши.

На основе принятого режима работ выполняют расчет необходимого парка погрузочного и транспортного оборудования. Эти расчеты имеют специфику применения для разных типов машин. С увеличением глубины карьера производительность экскаваторов изменяется незначительно, а производительность самосвалов снижается весьма существенно. При этом затраты на перемещение горной массы, как правило, составляют основную долю в структуре эксплуатационных расходов на освоение месторождения [7, 8].

Следовательно, помимо пространственно-временного распределения объемов извлекаемой горной массы, необходимо учитывать изменение **транспортной работы** (произведения массы или объема груза на расстояние его транспортирования) [9]. Взаимосвязь этих показателей определяет надежность и реализуемость проектных решений. Для совместного анализа режима горных работ и грузоперевозок целесообразно использовать **совмещенные интегральные графики** – они позволяют определять оптимальные технологические параметры для строящихся и действующих карьеров.

Разработка методики определения режима горных работ

Пример решения задачи обоснования режима горных работ на карьере условного крутопадающего месторождения приведен ниже (рис. 1).

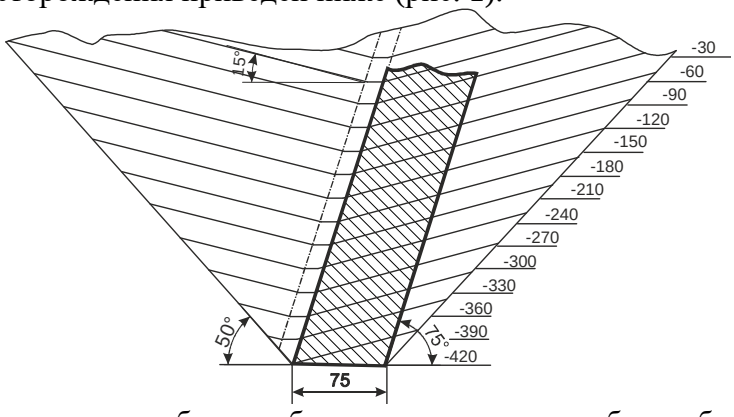


Рис. 1. Развитие горных работ в глубоком карьере с углом рабочего борта $\varphi_{max} = 15°$

Моделирование открытых горных работ выполняется по двум предельным вариантам. **Первый вариант** предусматривает отработку месторождения горизонтальными слоями с

минимальным углом наклона рабочего борта $\varphi_0 \approx 0°$. **Второй вариант** основан на углубке карьера горизонтальными слоями в рациональном направлении с формированием рабочих площадок минимальной ширины и максимальным углом наклона рабочего борта $\varphi_{max} = 15°$.

Расчет объемов извлекаемой горной массы и транспортной работы выполняется по циклам углубки, а также нарастающим итогом. При определении цикловых объемов транспортной работы и ее составляющих – погоризонтных значений – целесообразно использовать приведенное расстояние перемещения горной массы [10, 11]. Применение данного показателя существенно упрощает учет влияния ключевого горнотехнического фактора – высоты подъема, который синтезирует множество других параметров при взаимной увязке распределения объемов горной массы и транспортной работы. Через коэффициенты приведения учитываются следующие горнотехнические и технологические параметры транспортирования:

– качество дорожного полотна (удельное основное сопротивление движению);

– геометрия трассы (уклон элементов её профиля);

– технические параметры самосвала (коэффициенты использования грузоподъемности и тары).

В общем виде формула приведенного расстояния транспортирования выражается как функция высоты подъёма (спуска) груза и имеет следующий вид:

$$L_{np} = \sum_{j=1}^{n} L_j + 0{,}001 \sum_{j=1}^{n} i_j L_j Э_j \text{ , м,} \qquad (1)$$

где L_j, i_j и $Э_j$ – соответственно длина, уклон и коэффициент приведения j-го участка трассы, $j = \overline{1,n}$.

Коэффициенты приведения на подъём груза $Э_n$ и спуск порожнего самосвала $Э_c$ на участке трассы с уклоном i (‰) и удельным основным сопротивлением движению ω_o (Н/кН) могут быть определены по следующим формулам:

– при $i \le \omega_o$

$$Э_n = \frac{1000 K_г}{\omega_o (K_г + K_m)} \text{, м/м,} \qquad (2)$$

$$Э_c = -\frac{1000 K_г}{\omega_o (K_г + K_m)} \text{, м/м,} \qquad (3)$$

– при $i > \omega_o$

$$Э_n = \frac{1000\left(K_г + K_m \left(1 - \frac{\omega_0}{i} \right) \right)}{\omega_o (K_г + 2K_m)} \text{, м/м,} \qquad (4)$$

$$Э_n = \frac{1000\left(K_m - (K_г + K_m)\frac{\omega_0}{i} \right)}{\omega_o (K_г + 2K_m)} \text{, м/м,} \qquad (5)$$

где K_m – коэффициент тары автосамосвала; $K_г$ – коэффициент использования грузоподъёмности.

Средневзвешенное удельное сопротивление движению для трассы

$$\omega_{o\,ср} = \left(\sum_{j=1}^{n} \omega_{o\,i} L_j + 0{,}001 \sum_{j=1}^{n} \omega_{o\,i} i_j L_j Э_j \right) / L_{np} \text{, Н/кН,} \qquad (6)$$

где $\omega_{o\,j}$ – удельное основное сопротивление движению для j-го участка трассы, $j = \overline{1,n}$, Н/кН.

Для сопоставимости результатов сравнения удельного расхода топлива на трассах с различным качеством дорожного покрытия фактическое приведенное расстояние транспортирования необходимо привести к эталонному (базовому) через удельное эталонное сопротивление движению $\omega_{o\,эт}$

$$L_{пр}^{эт} = L_{пр}\omega_{о\,ср} / \omega_{о\,эт}, \text{ м.} \quad (7)$$

В качестве эталонной дороги нами рекомендуется дорога со щебёночным покрытием с удельным сопротивлением движению $\omega_{о\,эт}$ = 30 Н/кН.

Далее графоаналитическим методом строятся совмещенные интегральные зависимости объемов извлечения горной массы $V_{г.м} = f(V_{п.и})$ и транспортной работы $A_{г.м} = f(V_{п.и})$. Графики базируются на данных поперечного разреза месторождения (см. рис. 1).

Кумулятивный график $V_{г.м} = f(V_{п.и})$ формируется по методике, изложенной в работе [5]. Значения $A_{г.м}$ для интегрального графика $A_{г.м} = f(V_{п.и})$ рассчитываются как произведение приведенного расстояния транспортирования на $L_{пр}$ на объем извлекаемой горной массы $V_{г.м}$.

Анализ полученных зависимостей $V_{г.м} = f(V_{п.и})$ и $A_{г.м} = f(V_{п.и})$ позволяет изучить закономерности распределения грузопотоков и обосновать этапы отработки месторождения.

После выделения этапов отработки рассчитывают их параметры. Эта задача решается методом стабилизации интегрального графика на основе рекомендаций, изложенных в работе [4]. Важными производными параметрами интегральных зависимостей выступают удельные показатели режима горных работ на отдельных этапах – коэффициенты горной массы $K_{г.м}$ и транспортной работы $K_{тр}$. К ключевым параметрам каждого этапа, включая его продолжительность, предъявляются следующие требования: минимальное и стабильное значение показателей в рамках одного периода; продолжительность этапа, превышающая срок окупаемости капитальных вложений (если на следующем этапе значения параметров возрастают). Коэффициенты $K_{г.м}$ и $K_{тр}$ рассчитывают как отношение вертикальной и горизонтальной проекций касательной к интегральному графику в пределах рассматриваемого этапа. Продолжительность самого этапа находят как отношение горизонтальной проекции касательной к годовому объему добычи полезного ископаемого.

Обсуждение результатов

На рисунке 2 приведены кумулятивные графики изменения извлекаемых объемов горной массы $V_{г.м}$ и транспортной работы $A_{г.м}$ при приведенных расстояниях перевозок в зависимости от нарастающих объемов добычи $V_{п.и}$. Для раскрытия особенностей метода рис. 2 был дополнен графиком изменения транспортной работы при фактическом расстоянии транспортирования $A'_{г.м} = f(V_{п.и})$. Полученные интегральные зависимости использовались при выделении этапов и анализе закономерностей изменения параметров горных работ. Отметим различия в представленных на рисунке 2 зависимостях $V_{г.м} = f(V_{п.и})$, $A_{г.м} = f(V_{п.и})$ и $A'_{г.м} = f(V_{п.и})$ по следующим показателям: область возможного варьирования развития горных работ; интенсивность приращений горной массы и транспортной работы; закономерности изменения параметра продолжительности этапов.

Из рисунка 2 видно, что диапазоны варьирования в области кумулятивных графиков при $\varphi_0 \approx 0°$ и $\varphi_{max} = 15°$ объемов, извлекаемых горной массы и транспортной работы в карьере неодинаковы. Диапазон значений транспортной работы более узкий, что объясняется меньшим средневзвешенным расстоянием транспортирования при $\varphi_0 \approx 0°$ (рис. 3). Данный факт свидетельствует о более сильном влиянии транспорта на управление режимом горных работ.

Динамика объёмов извлекаемой горной массы и транспортной работы существенно различается по этапам разработки (см. рис. 2). Наиболее высокие темпы роста характерны для транспортной работы, что особенно заметно на втором этапе освоения месторождения (отрезок *BD*). После выхода верхнего уступа рабочей зоны карьера на граничный контур – в момент перехода ко второму этапу – прирост объёмов горной массы снизился на 17%, в то время как темпы увеличения транспортной работы выросли на 50%.

Выявленные различия в интенсивности приращений параметров необходимо учитывать при выработке решений по обеспечению принятого режима горных работ в условиях производства. Так, при снижении объёма извлекаемой горной массы на втором этапе на 17% правомерно соответствующее уменьшение парка буровых станков и экскаваторов. Аналогичный подход к изменению парка транспортных средств незамедлительно приведет к кризисному состоянию карьера, что подтверждается производственной практикой.

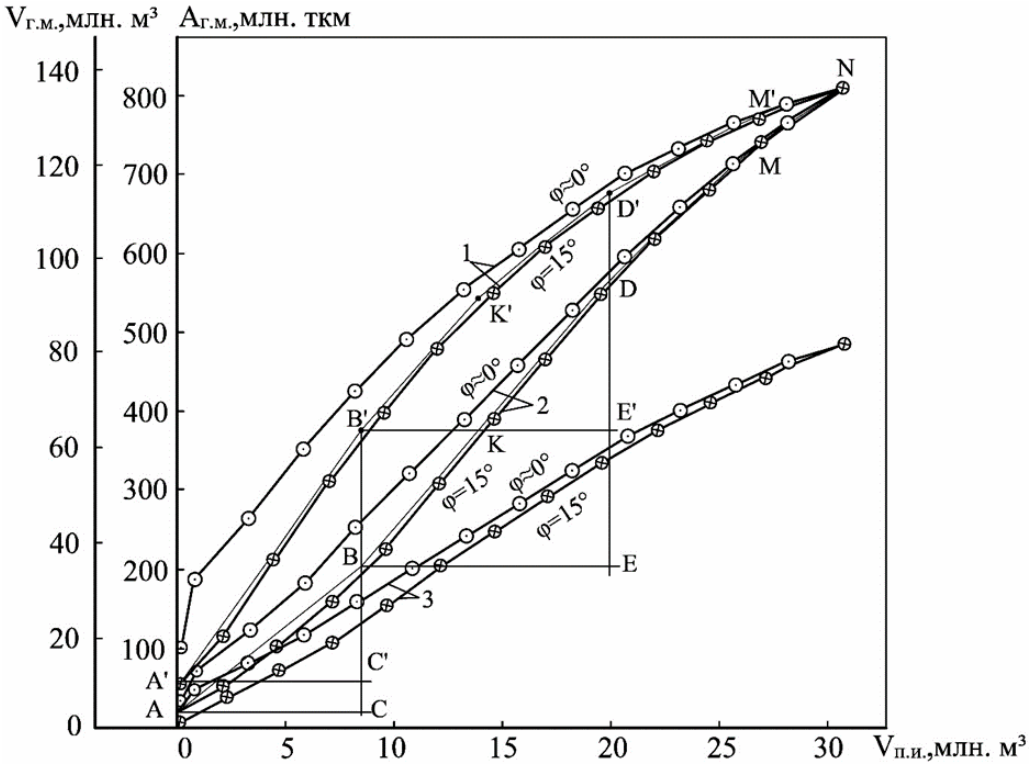


Рис. 2. Кумулятивные графики изменения объема извлекаемой горной массы (1), транспортной работы по приведенному (2) и фактическому (3) расстояниям перевозок в зависимости от нарастающих объемов полезного ископаемого

Этапы с относительно устойчивыми параметрами (объемов горной массы и транспортной работы) не совпадают. Различие закономерное. В его основе лежат неодинаковые законы формирования рассматриваемых распределений. По продолжительности второй этап эксплуатации карьера, выделенный по критерию транспортной работы, как правило, больше аналогичного этапа, выделенного по минимуму извлекаемой горной массы, примерно в два раза. Выявленные различия по параметрам этапов нужно учитывать при проектировании карьеров. Особенно это важно при разработке наклонных и крутопадающих месторождений, где материальные и трудовые затраты на транспортирование горной массы составляют 50-60 % общих затрат на добычу полезного ископаемого.

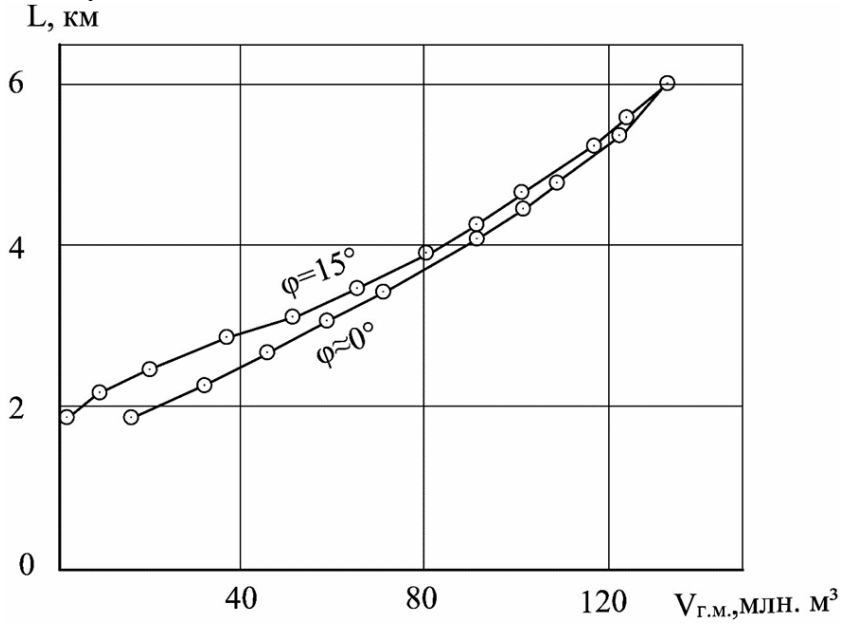


Рис. 3. Изменение средневзвешенного расстояния транспортирования в зависимости от нарастающих объемов извлекаемой горной массы

Для стабилизации режима горных работ и определения его параметров неприемлемо использовать показатель транспортной работы $A'_{г.м}$, рассчитываемый по фактическому расстоянию перемещения. Он не адекватен его истинным энергетическим затратам на перемещение горной массы из карьеров, эксплуатирующих наклонные и крутопадающие месторождения.

Таким образом, в отличие от общепринятых подходов, анализ закономерностей распределения объемов горной массы и транспортной работы на основе совмещенных кумулятивных (интегральных) графиков позволяет с более высокой степенью надежности решить комплекс задач по этапной разработке карьера. К ним относятся: выделение этапов, стабилизация режима горных работ, а также определение их рациональных параметров – длительности во времени, коэффициентов горной массы и транспортной работы.

Дальнейшее определение годовых объемов выемки горной массы $V_{г.м\,i}$ и транспортной работы $A_{г.м\,i}$ в пределах выделенного i-го этапа сводится в элементарным расчетам по следующим зависимостям:

$$V_{г.м\,i} = K_{г.м\,i} V_{п.и\,i};$$

$$A_{г.м\,i} = K_{тр\,i} A_{п.и\,i}.$$

где $K_{г.м\,i}$, $K_{тр\,i}$ – коэффициенты, соответственно, горной массы и транспортной работы по этапу i, м^3/м^3 и т·км/м^3; $V_{п.и\,i}$ – годовой объем добычи полезного ископаемого в пределах i-го этапа, т; $A_{п.и\,i}$ – годовой объем транспортной работы по полезному ископаемому в пределах i-го этапа, т·км. Остальные технико-экономические параметры определяются по известным методикам.

Заключение

– Диапазоны варьирования в области кумулятивных графиков при $\varphi_0 \approx 0°$ и $\varphi_{max} = 15°$ извлекаемых объемов горной массы и транспортной работы в карьере неодинаковы: для последней этот показатель существенно уже. Этапы относительной стабилизации данных параметров также не совпадают во времени.

– Темпы приращения транспортной работы опережают рост объемов добычи. Этот разрыв резко усиливается, когда верхний уступ рабочей зоны достигает конечного (граничного) контура карьера. Своевременный учет разницы в интенсивности изменения параметров критически важен для обеспечения стабильного и планового режима горных работ.

– Традиционный метод оценки транспортной работы по фактическому расстоянию перемещения груза дает искаженные результаты. Он занижает реальные энергозатраты на подъем горной массы с глубоких горизонтов при разработке наклонных и крутопадающих месторождений. Предложенный метод расчета обеспечивает объективную оценку энергоемкости транспорта, что позволяет стабилизировать режим горных работ и повысить общую эффективность освоения месторождения.

Финансирование. Работа выполнена в рамках базового проекта FWES 2026-0004.

Список литературы

1. Гоосен Е.В., Каган Е.С., Рожков А.А. Стрессоустойчивость российской угольной отрасли в условиях энергоперехода, декарбонизации и экономических санкций // Горная промышленность. – 2023. – №S2. – С. 118-125. – DOI: 10.30686/1609-9192-2023-S2-118-125.
2. Федоров А.В., Великосельский А.В., Макаров А.М., Коркина Т.А. Управление развитием угледобывающего производственного объединения в условиях возрастания неопределенности рыночной среды // Уголь. – 2023. – №3. – С. 38-44. – DOI: 10.18796/0041-5790-2023-3-38-44.
3. Ооржак В.О. Геолого-экономическая оценка перспектив освоения и рисков развития месторождений золота в Республике Тыва // Горная промышленность. – 2025. – №5. – С. 119-123. – DOI: 10.30686/1609-9192-2025-5-119-123.
4. Арсентьев А.И, Шпанский О.В., Константинов Г.П., Бложе В.Л. Определение главных параметров карьера. – М.: Недра, 1976. – 213 с.
5. Арсентьев А.И., Шпанский О.В. Развитие методов определения производительности карьеров // Известия вузов. Горный журнал. – 1973. – №9. – С. 26-28.

6. Арсентьев А.И. Определение производительности и границ карьеров. – М.: Недра, 1970. – 319 с.
7. Лель Ю.И., Сандригайло И.Н., Терехин Е. Ю., Осипов М. В., Тарасов П. И. Энергоемкость транспортных систем глубоких карьеров и пути ее снижения // Известия Уральской государственной горно-геологической академии. – 2000. – №11. – С. 129-133.
8. Дубинкин Д.М., Дягилева А.В., Дубинкин С.Д., Тургенев И.А. Влияние трассы разреза на скорость движения карьерного самосвала грузоподъемностью 220 т // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2024. – №6. – С. 110-119. – DOI: 10.26730/1999-4125-2024-6-110-119.
9. Белозеров В.И. Основания горнотранспортного анализа для карьеров // Горная промышленность. – 2025. – №1 – С. 36-39. – DOI 10.30686/1609-9192-2025-1-36-39.
10. Вашлаев И.И., Селиванов А.В. Определение горизонтального эквивалента автомобильной трассы в карьере по энергетическому критерию // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – №8. – С. 175-177.
11. Вашлаев И.И., Михайлов А. Г., Демченко И.И., Игнатова О.С. Методика расчета расхода топлива карьерных автосамосвалов на основе приведения горнотехнических факторов к единому показателю // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2025. – №5(171). – С. 163-171. – DOI: 10.26730/1999-4125-2025-5-163-171.

References

1. Goosen E.V., Kagan E.S., Rozhkov A.A. Resilience of the Russian coal industry in the context of energy transition, decarbonization and economic sanctions // Russian Mining Industry. 2023, no. S2, pp. 118-125. DOI: 10.30686/1609-9192-2023-S2-118-125.
2. Fedorov A.V., Velikoselsky A.V., Makarov A.M., Korkina T.A. Managing the development of a coal mining production association in conditions of increasing market uncertainty // Coal. 2023, no. 3, pp. 38-44. DOI: 10.18796/0041-5790-2023-3-38-44.
3. Oorzhak V.O. Geological and economic assessment of the development prospects and risks of developing gold deposits in the Republic of Tyva // Russian Mining Industry. 2025, no. 5, pp. 119-123. DOI: 10.30686/1609-9192-2025-5-119-123.
4. Arsent'ev A.I, Shpanskij O.V., Konstantinov G.P., Blozhe V.L. Determination of the main parameters of an open-pit mine. – M.: Nedra, 1976. – 213 p.
5. Arsent'ev A.I., Shpanskij O.V. Development of methods for determining open-pit mine production capacity // News of universities. Mining journal. 1973, no. 9, pp. 26-28.
6. Arsent'ev A.I. Determination of open-pit production capacity and ultimate limits. – M.: Nedra, 1970. – 319 p.
7. Lel Yu.I., Sandrigaylo I.N., Terekhin E.Yu., Osipov M.V., Tarasov P.I. Energy intensity of transportation systems in deep open-pit mines and methods for its reduction // News of the Ural State Academy of Mining and Geology. 2000, no. 11, pp. 129-133.
8. Dubinkin D.M., Diaghileva A.V., Dubinkin S.D., Turgenev I.A. The effect of the track coal mine on the speed of movement of a quarry dump truck with a load capacity of 220 tons // Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2024, no. 6, pp. 110-119. DOI: 10.26730/1999-4125-2024-6-110-119.
9. Belozerov V.I. Fundamentals of mining transportation analysis for open pit mines // Russian Mining Industry. 2025, no. 1, pp. 36-39. DOI 10.30686/1609-9192-2025-1-36-39.
10. Vashlaev I.I., Selivanov A.V. Determination of the horizontal equivalent of an open-pit haul road based on the energy criterion // Mining Information and Analytical Bulletin. 2003, no. 8, pp. 175-177.
11. Vashlaev I.I., Mikhailov A.G., Demchenko I.I., Ignatova O.S. Methodology for calculating fuel consumption of quarry dump trucks based on reducing mining factors to a single indicator // Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2025, no. 5, pp. 163--171. DOI: 10.26730/1999-4125-2025-5-163-171.

Сведения об авторах:	*Information about authors:*
Вашлаев Иван Иванович – кандидат технических наук, доцент кафедры «Горные машины и комплексы»; научный сотрудник лаборатории минеральных ресурсов	**Vashlaev Ivan Ivanovich** – candidate of technical sciences, associate professor of the Department of mining machines and complexes, researcher mineral resources laboratory
Михайлов Александр Геннадьевич – доктор технических наук, профессор кафедры «Горные машины и комплексы»; заведующий лабораторией минеральных ресурсов	**Mikhailov Aleksandr Gennadievich** – doctor of technical sciences, professor of the Department of mining machines and complexes, head of the mineral resources laboratory
Морин Андрей Степанович – доктор технических наук, заведующий кафедрой «Горные машины и комплексы»	**Morin Andrey Stepanovich** – doctor of technical sciences, head of the Department of mining machines and complexes
Кацефан Виталий Олегович – студент	**Katsefan Vitaliy Olegovich** – student
vash49@gmail.com	

Получена 16.08.2026