ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень /
MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2026;(11-1):22-37
ОРИГИНАЛЬНАЯ СТАТЬЯ / ORIGINAL PAPER

УДК 622.271 DOI: 10.25018/0236_1493_2026_111_0_22

ОБОСНОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНОГО РАССТОЯНИЯ ТРАНСПОРТИРОВКИ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД НА ПРИБОРТОВОЙ ОТВАЛ С УЧЕТОМ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТА КАРЬЕРА

Ф.Я. Умаров[1], Ш.В. Каримов[1], Э.И. Туйчибоев[1], Д.Ш. Норов[2]

[1] Филиал Национального исследовательского технологического университета «МИСИС» в г. Алмалык, Алмалык, Республика Узбекистан, e-mail: karimov20-13@mail.ru
[2] Навоийский инновационный университет, Навои, Республика Узбекистан

Аннотация: Определение оптимального расстояния транспортировки вскрышных пород на прибортовой отвал в условиях глубоких карьеров с учетом геомеханического ограничения по устойчивости борта – проблема, актуальная для всех глубоких карьеров. Минимизация плеча перевозки за счет сооружения отвала на нерабочем борте карьера является основным влияющим фактором на эксплуатационные затраты, расход топлива и время цикла автосамосвалов. Необходимо учитывать, что размещение отвала вблизи верхней бровки приводит к росту дополнительной нагрузки на прибортовой массив, изменению напряженно-деформированного состояния и снижению коэффициента устойчивости откоса. Оптимальное расстояние формулируется как компромиссная величина, обеспечивающая достижение минимальных удельных транспортных затрат при выполнении условия нормативной устойчивости борта. Для количественной оценки влияния отвала учитываются геометрические параметры борта и отвала, плотность отвальных пород, высота и конфигурация складирования, а также прочностные характеристики массива (сцепление, угол внутреннего трения, удельный вес). Верификация аналитических зависимостей выполняется численным моделированием методами предельного равновесия и/или конечных элементов в программном комплексе Rocscience, что позволяет установить минимально допустимое расстояние размещения отвала и сформировать технологическую схему прибортового отвалообразования, удовлетворяющую требованиям безопасности и экономической эффективности. Полученные результаты могут быть использованы при проектировании параметров прибортовых отвалов и выборе рациональной организации автотранспортных потоков на стадии технико-экономического обоснования и оперативного планирования горных работ.

Ключевые слова: глубокий карьер, прибортовой отвал, вскрышные породы, плечо перевозки, расстояние транспортировки, устойчивость борта, коэффициент устойчивости, дополнительная нагрузка, призма возможного обрушения, минимально допустимое расстояние, численное моделирование, геомеханические ограничения.

Для цитирования: *Умаров Ф. Я., Каримов Ш. В., Туйчибоев Э. И., Норов Д. Ш.* Обоснование оптимального расстояния транспортировки вскрышных пород на прибортовой отвал с учетом устойчивости борта карьера // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2026. – № 11-1. – С. 22–37. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_111_0_22.

© Ф.Я. Умаров, Ш.В. Каримов, Э.И. Туйчибоев, Д.Ш. Норов. 2026.

Justification of the optimal haulage distance for overburden transport to an in-pit (near-slope) dump considering pit slope stability

F.Ya. Umarov[1], Sh.V. Karimov[1], E.I. Tuychiboev[1], D.Sh. Norov[2]

[1] Branch of the National University of Science and Technology «MISIS» in Almalyk, Almalyk, Republic of Uzbekistan, e-mail: karimov20-13@mail.ru

[2] Navoi Innovation University, Navoi, Republic of Uzbekistan

Abstract: Determining the optimal haulage distance for transporting overburden to an in-pit (near-slope) dump in deep open pits, while accounting for pit slope stability, is an important task in deep mining. Reducing haulage distance by placing a dump on the non-working pit wall lowers operating costs, fuel consumption, and truck cycle time. However, locating the dump too close to the pit crest increases additional loading on the near-slope rock mass, changes its stress–strain state, and reduces the slope factor of safety. The optimal distance is therefore defined as a compromise between minimum unit transportation costs and compliance with regulatory stability requirements. The analysis considers the geometric parameters of the pit wall and the dump, dumped-rock density, dump height and stacking configuration, and rock-mass strength properties, including cohesion, internal friction angle, and unit weight. Verification was carried out by numerical modelling in the Rocscience software suite using limit equilibrium and finite element methods. The results make it possible to determine the minimum allowable dump setback distance and to justify an in-pit dumping scheme that satisfies both safety and economic efficiency requirements for feasibility studies and operational mine planning.

Key words: deep open pit, in-pit dump, overburden, haulage distance, transportation distance, pit slope stability, factor of safety, additional load, potential failure prism, minimum allowable distance, numerical modeling, geomechanical constraints.

For citation: Umarov F. Ya., Karimov Sh. V., Tuychiboev E. I., Norov D. Sh. Justification of the optimal haulage distance for overburden transport to an in-pit (near-slope) dump considering pit slope stability. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2026;(11-1):22-37. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_111_0_22.

Введение

Обоснование оптимального расстояния транспортировки вскрышных пород на прибортовой отвал является ключевым элементом повышения эффективности горнотранспортного комплекса глубоких карьеров, поскольку именно плечо перевозки определяет структуру эксплуатационных затрат, потребление топлива и удельные выбросы, а также влияет на ритмичность вскрышных работ и устойчивость бортов при формировании отвальных массивов [1, 2]. Оптимальное расстояние следует рассматривать как результат компромисса между минимизацией транспортных издержек и соблюдением геомеханических, технологических и организационных ограничений прибортового отвалообразования [3, 4]. С одной стороны, сокращение плеча перевозки снижает время рейса, повышает коэффициент использования автосамосвалов и уменьшает себестоимость 1 м^3 вскрыши за счет сокращения удельного расхода топлива и повышения производительности экскаваторно-автомобильного комплекса [5, 6]. С другой стороны, чрезмерное приближение зоны разгрузки к кромке борта может приводить к росту техногенных напряжений,

развитию деформаций откоса и необходимости введения дополнительных мер безопасности, что увеличивает простои и косвенные потери [7, 8].

Особую остроту задача приобретает в условиях глубоких рудных карьеров, где плечо откатки достигает 5 — 7 км, а доля транспортных расходов в себестоимости вскрышных работ превышает 50 — 60%. Прибортовое отвалообразование, при котором вскрышные породы складируются непосредственно на нерабочем борту карьера, позволяет радикально сократить расстояние транспортирования, однако создает дополнительную техногенную нагрузку на прибортовой массив и требует строгого геомеханического обоснования минимально допустимого расстояния «отвал — борт». В настоящей работе оптимальное расстояние транспортировки рассматривается как единая инженерно-экономическая задача, решаемая в системе критериев «стоимость — производительность — безопасность», а в качестве объекта исследования принят Южный борт карьера Мурунтау (АО «НГМК», Республика Узбекистан) с проектной глубиной 620 м, генеральным углом наклона борта 45° и проектируемым трехъярусным прибортовым отвалом общей высотой 180 м.

Методы исследования

Методологически оптимум расстояния транспортировки целесообразно определять по критерию минимума приведенных затрат на 1 м^3 вскрышных пород при заданной производственной программе, где целевая функция включает прямые транспортные затраты (топливо, шины, ремонт, амортизация, заработная плата), стоимость времени цикла (погрузка — движение — разгрузка — ожидание), а также потери из-за рисков нарушения устойчивости бортов и ограничения пропускной способности транспортных коммуникаций. В расчетной модели расстояние выступает определяющей переменной через скорость движения на уклонах, коэффициент сопротивления качению, условия разъездов, состояние дорожного полотна и влияние очередности формирования прибортового отвала на длительность маршрута. В модели геомеханический расчет задает допустимый отступ отвала, который затем ограничивает множество значений плеча откатки, сравниваемых по транспортным затратам [9].

Целевая функция (минимум приведенных затрат на 1)

Минимизируется приведенная стоимость перевозки и связанных ограничений на единицу объема:

$$min_L Z(L) = C_{tr}(L) + C_{time}(L) + \\ + C_{cap}(L) + C_{risk}(L) \quad (1)$$

Итоговая постановка задачи

С учетом транспортных, организационных и геомеханических факторов итоговая постановка имеет вид

$$min_L Z(L) = \frac{K_{trip}(L)}{Q} + \frac{k_q \times t_q(L)}{Q} + \\ + k_r \times p_{fail}\left(FS(L)\right) \quad (2)$$

при условиях

$$\frac{n \times Q}{T_c(L)} \geq P_{req}; \quad FS(L) \geq FS_{\min}; \\ L = L_0(H) + s; \quad s \geq s_{\min} \quad (3)$$

Для выбора расстояния задается двухступенчатая процедура: сначала по зависимости $FS(s)$ и геометрии борта определяют допустимые отступы при условии $FS(s) \geqslant FS_{min}$; затем соответствующие им длины маршрута $L(s)$ сравнивают по приведенным затратам при заданной производственной программе. В расчет включают также ограничения безопасности движения и пропускной способ-

ности дорог; устойчивость проверяют методами предельного равновесия и конечных элементов [10—13].

Практическое применение результатов состоит в корректировке отступа и маршрута по мере углубления карьера: геомеханическая проверка ограничивает допустимые положения отвала, а транспортный расчет определяет для них длину рейса, потребный парк автосамосвалов и режим откатки.

Размещение отвальных массивов в прибортовой зоне приводит к дополнительной нагрузке на прибортовой массив и изменению напряженно-деформированного состояния. При уменьшении отступа *s* возрастает доля нагрузки, «попадающей» в зону потенциальных поверхностей скольжения, что может снижать коэффициент запаса устойчивости *FS*, увеличивать пластические деформации, ускорять развитие сдвигов и повышать чувствительность откоса к водонасыщению и сейсмическим воздействиям. Следовательно, выбор минимального расстояния b_{min} должен выполняться не только по условию технологической реализуемости (геометрия дорог, ширина берм, организация разгрузки), но прежде всего по условию геомеханической безопасности: $FS(b) \geqslant FS_{min}$ при учете действующих нагрузок, порового давления и возможного сейсмического коэффициента.

Таким образом, обоснование оптимального расстояния транспортировки на прибортовой отвал следует трактовать как инженерно-экономическую задачу, решаемую в единой системе критериев «стоимость — производительность — безопасность», что позволяет повысить технологическую устойчивость вскрышных работ и улучшить интегральные показатели эффективности карьера.

При расчете устойчивости бортов с прибортовым отвалом, в том числе с учетом воздействия сейсмических сил и нагрузок от горного оборудования, с использованием теории предельного равновесия, применяют методы алгебраического или векторного сложения сил (многоугольника сил), а также методы, удовлетворяющие трем уравнениям равновесия (сил и моментов).

Метод алгебраического сложения сил основан на алгебраическом сложении удерживающих и сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения и дополнительных нагрузок, создаваемых отвалом.

Удельную нагрузку отвала находим по следующей формуле [14]:

$$\Delta P = \frac{P_{обр}}{a + \frac{2}{3} \times \left[\frac{b}{tg\left(45 - \frac{\varphi}{2}\right)} \right]}, \quad (4)$$

где $P_{обр}$ — общий вес оборудования или сооружения, МН; a — среднее расстояние между опорами, м; b — расстояние от края оборудования/сооружения до верхней бровки, м.

Для инженерной оценки влияния отвала удобно представить его как равномерную поверхностную нагрузку интенсивности ΔP(кПа), действующую вблизи бровки на борт карьера. Тогда вклад этой нагрузки в «опасную» область учитывается не полностью, а через воздействие отвала на борт, которое убывает при увеличении отступа *b* и отражает ослабление передачи напряжений к зоне потенциального скольжения. В рамках упрощенной схемы предельного равновесия коэффициент устойчивости можно записать в следующем виде:

$$FS(s) = \frac{cl + (N_0)tg\varphi}{T_0 + \Delta P(b)}. \quad (5)$$

Из условия геомеханической безопасности $FS(b) \geqslant FS_{min}$ получаем требуемый уровень влияния нагрузки:

$$\Delta P(b) = \frac{cl + (N_0)tg\varphi}{FS(s)} - T_0 . \quad (6)$$

Исходя из выражения для ΔP, можно определить минимальное расстояние b_{min}, при котором нагрузка от отвала удовлетворяет условию геомеханической безопасности $FS(b) \geqslant FS_{min}$:

$$b_{min} = \frac{3}{2} \times \left(\frac{P_{ob}}{\Delta P} - a \right) \times \tan\left(45^o - 0{,}5\varphi\right) \quad (7)$$

Физическую основу полученных зависимостей составляет механизм передачи нагрузки от прибортового отвала на прибортовой массив. Внешняя поверхностная нагрузка интенсивностью q, приложенная на расстоянии s от верхней бровки борта, влияет на коэффициент запаса устойчивости только в том случае, если она попадает в пределы призмы возможного обрушения. Ширина этой призмы m определяется высотой и углом наклона борта, а также прочностными характеристиками массива (сцеплением, углом внутреннего трения и удельным весом). При выполнении условия $s \geqslant m + a$, где a — половина проекции основания отвала на горизонтальную плоскость, нагрузка от отвала приложена за пределами призмы и не входит в число сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения, то есть не снижает запас устойчивости борта.

Этот вывод имеет принципиальное технологическое значение: он позволяет проектировать многоярусную конструкцию отвала, при которой нижний (первый) ярус располагается вблизи борта и обеспечивает сокращение плеча откатки, а верхние ярусы выносятся за пределы призмы возможного обрушения и наращивают емкость отвала без снижения устойчивости борта. Таким образом, минимально допустимое расстояние S_{min} определяется не геометрией дорог и берм, а прежде всего геомеханическим условием $FS(b) \geqslant FS_{min}$ с учетом действующих статических, сейсмических и взрывных нагрузок, порового давления и обводненности основания.

Аналитическая модель коэффициента запаса устойчивости борта

Аналитическая оценка коэффициента запаса устойчивости борта при техногенной нагрузке от прибортового отвала выполнена по методике ВНИМИ алгебраического сложения сил вдоль криволинейной поверхности скольжения. Призма возможного обрушения разбивается на n расчетных блоков; для каждого блока вычисляются нормальная $N_i = P_i \cdot \cos\alpha_i$ и касательная $T_i = P_i \cdot \sin\alpha_i$ составляющие веса, длина сегмента поверхности скольжения L_i и приведенная касательная составляющая нагрузки от отвала $\Delta T_i = \Delta P_i \cdot \sin\alpha_i$. Коэффициент запаса устойчивости определяется как отношение суммарных удерживающих сил к суммарным сдвигающим:

$$FS_{\text{борт}} = \frac{\left(tg\varphi \cdot \Sigma N_i + A \cdot L_s\right)}{\left(\Sigma T_i + \Sigma \Delta T_i\right)}, \quad (8)$$

где c — сцепление; φ — угол внутреннего трения массива; $L_s = \Sigma L_i$ — полная длина криволинейной поверхности скольжения.

При отсутствии нагрузки от отвала ($\Delta T_i = 0$) выражение (8) сводится к классической формуле ВНИМИ для неотягощенного борта. Проверочный численный расчет выполняется методом упрощенного Бишопа, в котором коэффициент запаса находится итерационно:

$$FS_{Bishop} = \left(\frac{1}{\Sigma} T_i\right) \cdot$$

$$\cdot \sum \left[\frac{\left(c \cdot b_i + \left(P_i - u_i \cdot b_i\right) \cdot tg\varphi\right)}{m_{\alpha i}} \right]$$

$$m_{\alpha i} = \cos\alpha_i + \frac{\sin\alpha_i \cdot tg\varphi}{FS_{Bishop}} \qquad (9)$$

где b_i — ширина блока; u_i — поровое давление в основании блока; итерации продолжаются до достижения сходимости $|FS_{n+1} - FS_n| < 10^{-4}$. Сравнительные расчеты для южного борта карьера Мурунтау (n = 30 блоков) показали расхождение методов ВНИМИ (8) и Бишопа (9) не более 1 %. Минимально допустимое расстояние размещения нагружающих ярусов отвала складывается из ширины призмы возможного обрушения m, ширины предохранительной бермы $b_б$ и резерва безопасности Δs:

$$s_{min} = m + b_б + \Delta s,$$
$$\Delta s = (0{,}10 \ldots 0{,}15) \cdot m \qquad (10)$$

Внешняя нагрузка от отвала влияет на устойчивость борта только при выполнении условия $s < m+a$, где a — половина проекции основания отвала на горизонтальную плоскость; при $s \geqslant m+a$ нагрузка приложена за пределами призмы возможного обрушения и не входит в число сдвигающих сил. Для условий южного борта карьера Мурунтау (H = = 1100 м, α = 30°, c = 334 кПа, φ = 34,85°, γ = 27 кН/м^3) расчет по формулам (8) — (10) дает ширину призмы m = 43,4 м, что обосновывает вынос второго и третьего ярусов отвала на 550 м с многократным запасом.

По полученным данным была составлена зависимость снижения коэффициента устойчивости от расстояния расположения отвала относительно верхней бровки уступа (рис. 1).

Чтобы проверить корректность полученного решения, была построена численная модель, а расчеты выполнены в программном комплексе Rocscience.

При численном моделировании расчет коэффициента запаса устойчивости бортов и уступов карьеров осуществляется путем поэтапного снижения прочности на сдвиг до появления в расчете пластических деформаций [15 — 17].

Границы численных моделей по высоте и в плане должны быть удалены за границы возможной зоны деформирования массива. Сами границы должны быть закреплены и/или нагружены, исходя из заданных смещений или напряжений. Согласно [18], пункт 6.3.4, были учтены рекомендуемые границы создаваемой численной модели борта (рис. 2).

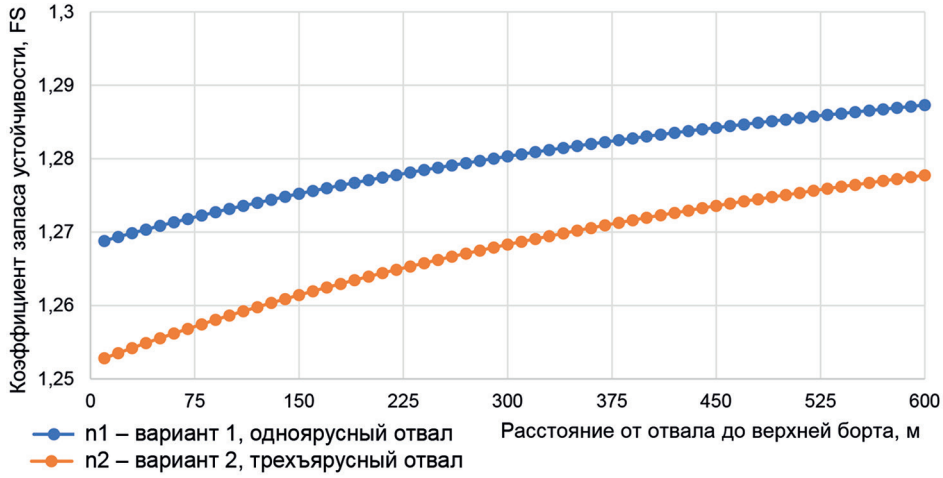


Рис. 1. Зависимость коэффициента запаса устойчивости борта от расстояния расположения отвала до верхней бровки борта

Fig. 1. Dependence of the pit slope factor of safety on the distance from the dump to the upper crest of the slope

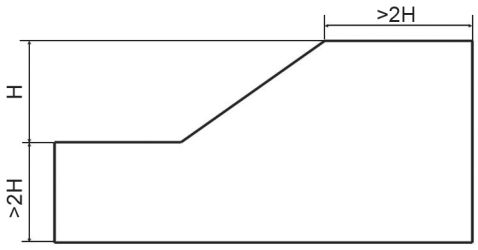


Рис. 2. Рекомендуемые границы модели для численного моделирования

Fig. 2. Recommended model boundaries for numerical modeling

Численная модель системы «прибортовой отвал — борт» составлена в двух вариантах: с одноярусным и с трехъярусным отвалом, расположенными на южном борту карьера на расстоянии 75 м от верхней бровки борта до нижней бровки первого яруса отвала (рис. 3—6). Расчеты выполнены методом упрощенного Бишопа; прочностные характеристики прибортового массива и отвальных пород приняты по данным инженерно-геологических изысканий карьера Мурунтау.

В первом варианте рассмотрена существующая конфигурация прибортового отвала: один ярус высотой H_1 = 90 м с углом откоса 37°, расположенный на расстоянии 75 м от верхней бровки борта. Внешнее воздействие отвала моделировалось равномерно распределенной нагрузкой интенсивностью $q_1 \approx$ ≈ 20 000 кН/м, приложенной у верхней бровки борта (см. рис. 3, 4). Расчет в Rocscience показал, что коэффициент запаса устойчивости системы «отвал — основание — борт» составил FS = 1,278. Сопоставление этого результата с расчетом по аналитической методике алгебраического сложения сил для тех же исходных параметров дало значение FS = 1,29; относительное расхождение менее 1%, что подтверждает корректность аналитической модели (формулы

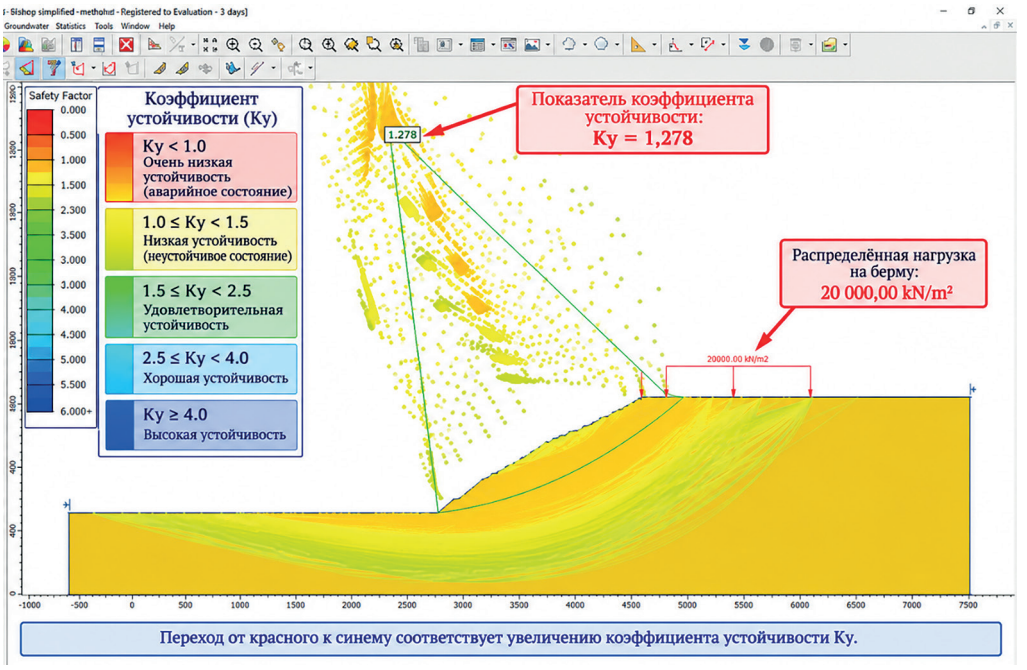


Рис. 3. Численная схема борта с сооруженным отвалом (по первому варианту; FS = 1,278)

Fig. 3. Numerical scheme of the pit slope with the constructed dump (variant 1; FS = 1.278)

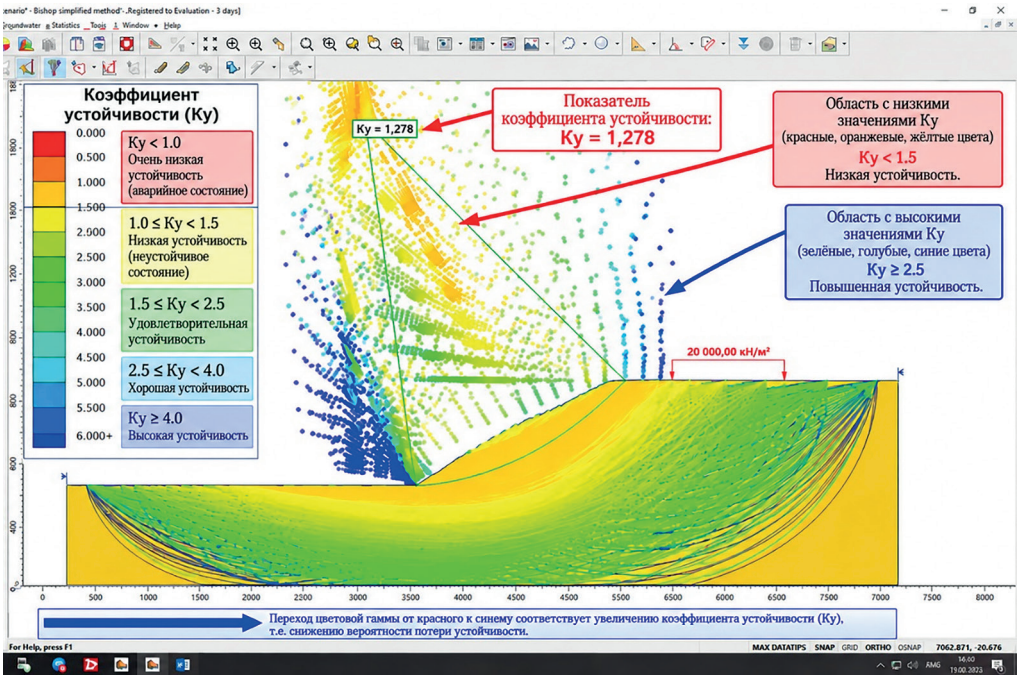


Рис. 4. Численная схема борта с учетом возможных поверхностей скольжения (по первому варианту)
Fig. 4. Numerical scheme of the pit slope with potential slip surfaces (variant 1)

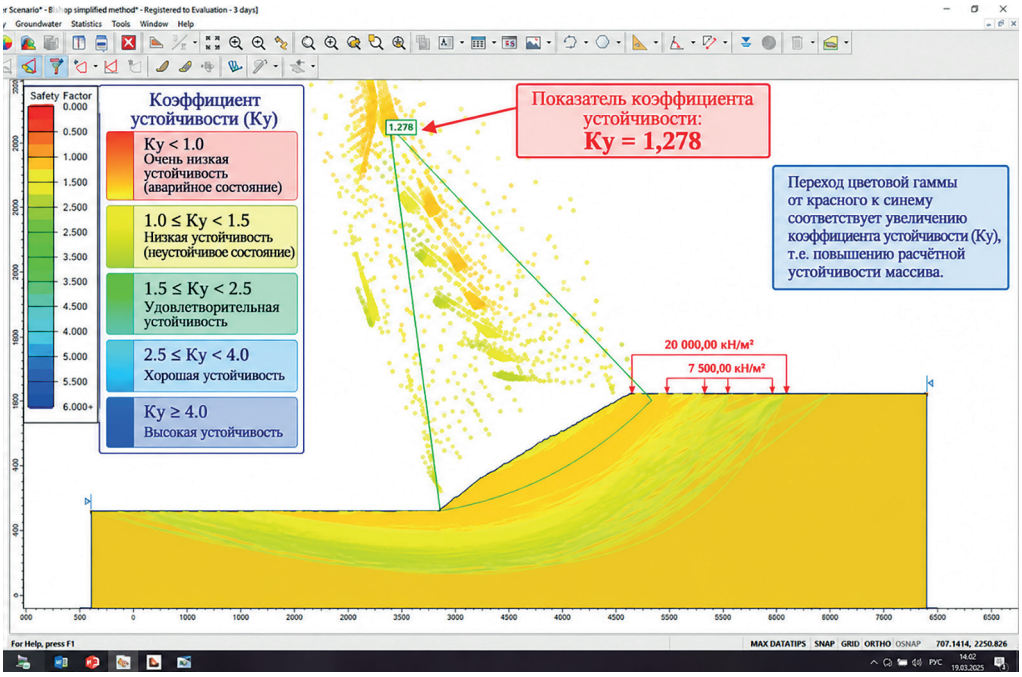


Рис. 5. Численная схема борта с сооруженным отвалом (по второму варианту; FS = 1,278)
Fig. 5. Numerical scheme of the pit slope with the constructed dump (variant 2; FS = 1.278)

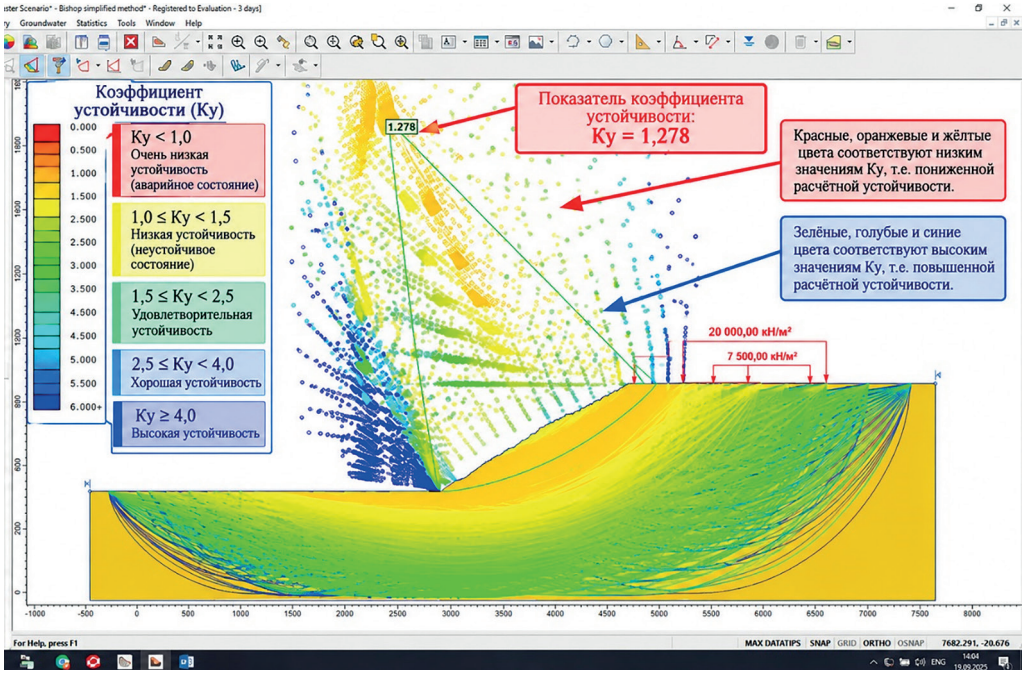


Рис. 6. Численная схема южного борта с учетом возможных поверхностей скольжения (по второму варианту)

Fig. 6. Numerical scheme of the South pit slope with potential slip surfaces (variant 2)

(4) — (7)) и обоснованность ее применения для предварительных инженерных расчетов.

Во втором варианте рассмотрена проектная конфигурация трехъярусного прибортового отвала общей высотой 180 м: первый ярус H_1 = 90 м (угол откоса 37°) на расстоянии 75 м от верхней бровки борта; второй ярус H_2 = 60 м и третий ярус H_3 = 30 м (углы откосов 34°), вынесенные на расстояние 550 м от верхней бровки борта до нижней бровки второго яруса (см. рис. 5, 6). Нагрузка от второго и третьего ярусов q_2 ≈ 7500 кН/м приложена за пределами призмы возможного обрушения, ширина которой для рассматриваемого борта составляет около 43 м.

Принципиальный результат сопоставления вариантов 1 и 2 состоит в том, что при добавлении к первому ярусу второго и третьего ярусов общей высотой 90 м, размещенных на расстоянии 550 м от верхней бровки борта, коэффициент запаса устойчивости системы «отвал — основание — борт» сохраняется на уровне *FS* = 1,278 без снижения. Это непосредственно подтверждает теоретическое положение о том, что внешняя нагрузка, приложенная за пределами призмы возможного обрушения борта, не входит в число сдвигающих сил по потенциальной поверхности скольжения и не уменьшает запас устойчивости. При этом емкость отвала возрастает приблизительно в 1,8 раза, что и обеспечивает основной экономический эффект за счет сокращения расстояния транспортирования вскрышных пород.

Оценка чувствительности проектного решения к неблагоприятным факторам выполнена параметрическим расчетом при варьировании горизонтального сейсмического коэффициента k_h и коэффициента порового давления основания r_u. Установлено, что увеличение сейсмиче-

ского коэффициента с k_h = 0 до k_h = 0,10 (расчетные условия для VII — VIII баллов по шкале MSK-64) снижает коэффициент запаса устойчивости с 1,278 до 1,15 при сухом основании и до 1,08 при сильном обводнении (r_u = 0,15). Нормативное минимально допустимое значение для отечественных условий принимается на уровне FS_{min} = 1,20 — 1,25 с учетом сейсмической активности территории.

Геомеханически допустимое плечо откатки (ГДПО) и коэффициент транспортно-геомеханической совместимости (КТГС)

Для совместного учета транспортного и геомеханического критериев в работе введены два новых понятия. Геомеханически допустимое плечо откатки $L_{ГДПО}$ определяется как минимальное технологически достижимое расстояние транспортирования, при котором одновременно выполняются нормативная устойчивость борта и экономическая оптимальность горнотранспортного комплекса:

$$L_{ГДПО} = \min\left\{ L = L_{0(s)} : FS\left(s; H_{отв}, c, \varphi, \gamma, k_h, r_u\right) \geq FS_{\min}, s \geq s_{\min} \right\}, \qquad (11)$$

где $L_0(s)$ связывает плечо откатки с расстоянием «отвал — борт» при заданной геометрии трассы; k_h — горизонтальный сейсмический коэффициент; r_u — коэффициент порового давления.

Величина $L_{ГДПО}$ задает нижнюю границу допустимого приближения отвала к борту: при $L < L_{ГДПО}$ нарушается нормативный запас устойчивости. В отличие от классических понятий «оптимальное плечо откатки» и «минимальное расстояние до борта», ГДПО объединяет экономический и геомеханический критерии в единой постановке и служит подвижной нижней границей $L_{min(t)}$ вариационной задачи оптимизации. Локальную рациональность проектного решения характеризует безразмерный коэффициент транспортно-геомеханической совместимости:

$$\kappa_{ТГС(s)} = \left| \frac{\dfrac{\partial C_{тр}}{\partial s}}{\dfrac{C_{тр}}{}} \right| \Big/ \left| \frac{\dfrac{\partial FS}{\partial s}}{FS} \right| \qquad (12)$$

Числитель выражает относительную чувствительность удельных транспортных затрат к расстоянию «отвал — борт» (мера экономической выгоды от приближения отвала), знаменатель — относительную чувствительность коэффициента устойчивости (мера геомеханического риска). При $\kappa_{ТГС(s)} > 1$ экономический выигрыш превышает геомеханический риск (приближение оправданно), при $\kappa_{ТГС(s)} = 1$ эффекты эквивалентны (граница рационального решения), при $\kappa_{ТГС(s)} < 1$ приближение нерационально; при проектировании рекомендуется выбирать решения с $\kappa_{ТГС(s)} > 1{,}5$. Совместно ГДПО и КТГС обеспечивают полную формализацию задачи: ГДПО ограничивает множество допустимых решений снизу, КТГС ранжирует решения внутри допустимого множества по предпочтительности.

Практическое применение ГДПО и КТГС выполняется последовательно. Для каждого положения отвала s геометрия борта и ярусов (высоты, углы откосов, ширина берм и конфигурация основания) задает нагрузку и положение призмы возможного обрушения; аналитический расчет и моделирование в Rocscience дают зависимость $FS(s)$. Минимальный допустимый отступ определяется условием $FS(s) \geqslant FS_{min}$, после чего по фактической трассировке ему ставится в соответствие длина откатки $L(s)$. В экономическое сравнение входят только варианты, прошедшие геомехани-

ческие, дорожные и производственные ограничения; среди них выбирают маршрут с минимальными приведенными затратами при заданной производительности.

Для рассмотренных вариантов исходный расчет дает FS = 1,278 как для одноярусного отвала (H_1 = 90 м, отступ 75 м), так и для трехъярусной схемы общей высотой 180 м с выносом верхних ярусов на 550 м. Это выше принятого FS_{min} = 1,20 — 1,25; трехъярусная схема поэтому проходит базовую проверку устойчивости и увеличивает вместимость отвала примерно в 1,8 раза без снижения FS. В сценариях k_h = 0,10 получены FS = 1,15 для сухого основания и FS = 1,08 при r_u = 0,15; оба значения ниже норматива, поэтому та же геометрия не может считаться допустимой для этих условий без изменения отступа или параметров отвала. В этой процедуре ГДПО задает нижнюю границу плеча, допустимого по устойчивости и технологии, а КТГС сопоставляет относительное изменение удельных транспортных затрат с относительным изменением FS при изменении отступа и ранжирует только прошедшие проверку варианты.

Математическая модель оптимизации расстояния транспортирования

Экономико-технологическая задача (1) — (3) обобщается до вариационной задачи оптимального управления расстоянием транспортирования вскрышных пород на горизонте планирования $[T_0; T_f]$. Искомой является функция плеча откатки $L(t)$, доставляющая минимум интегральному функционалу приведенных удельных затрат транспортно-отвального комплекса:

$$J[L] = \int F\left(L, L', t\right) dt \to \min, \quad L_{\min(t)} \le L(t) \le L_{\max(t)} \tag{13}$$

при граничных условиях $L(T_0) = L_0$ и $L(T_f) \in \Gamma_f$, где Γ_f — целевое множество конечных состояний. Принципиальной особенностью задачи является подвижность нижней границы $L_{min(t)}$: по мере углубления карьера ($H_б(t) = H_{б0} + v_h \cdot t$) возрастают ширина призмы возможного обрушения и минимально допустимое расстояние размещения нагружающих ярусов отвала. Это переводит задачу в класс вариационных задач с подвижными граничными условиями, требующих условий трансверсальности. Подынтегральная (лагранжева) функция объединяет три физически содержательные компоненты — расход дизельного топлива, потребный парк автосамосвалов и штраф за резкость изменения дальности транспортирования во времени:

$$F\left(L, L', t\right) = \gamma^1 \cdot Q_{рейс\ (L)} \cdot \mu_{рейс\ (L)} + \gamma^2 \cdot N^*(L) + \gamma^3 \cdot (L')^2 \tag{14}$$

где γ_1, γ_2, γ_3 — весовые коэффициенты; $\mu_{рейс(L)}$ — годовая интенсивность рейсов на единицу парка; $N^*(L)$ — потребный парк автосамосвалов как функция плеча откатки; слагаемое $\gamma^3 \cdot (L')^2$ штрафует резкие изменения дальности и обеспечивает регулярность оптимальной траектории $L^*(t)$.

Расход дизельного топлива за рейс получен как замкнутое решение краевой задачи энергетического баланса двигателя (методика Каримова — Туйчибоева):

$$Q_{рейс} = \frac{g_e \cdot N_e}{1000 \cdot \rho_{дт}} \cdot \left(\frac{1}{60}\right) \cdot \Sigma_i K_i \cdot t_i, \quad i \in \{погр, гр, разгр, пор, ман\}, \tag{15}$$

где g_e — удельный расход топлива двигателя, г/(кВт·ч); N_e — номинальная мощность двигателя, кВт; $\rho_{дт}$ — плотность дизельного топлива, кг/л; t_i — длительности пяти этапов рейса, мин; $K_i \in [0;1]$ — коэффициенты использова-

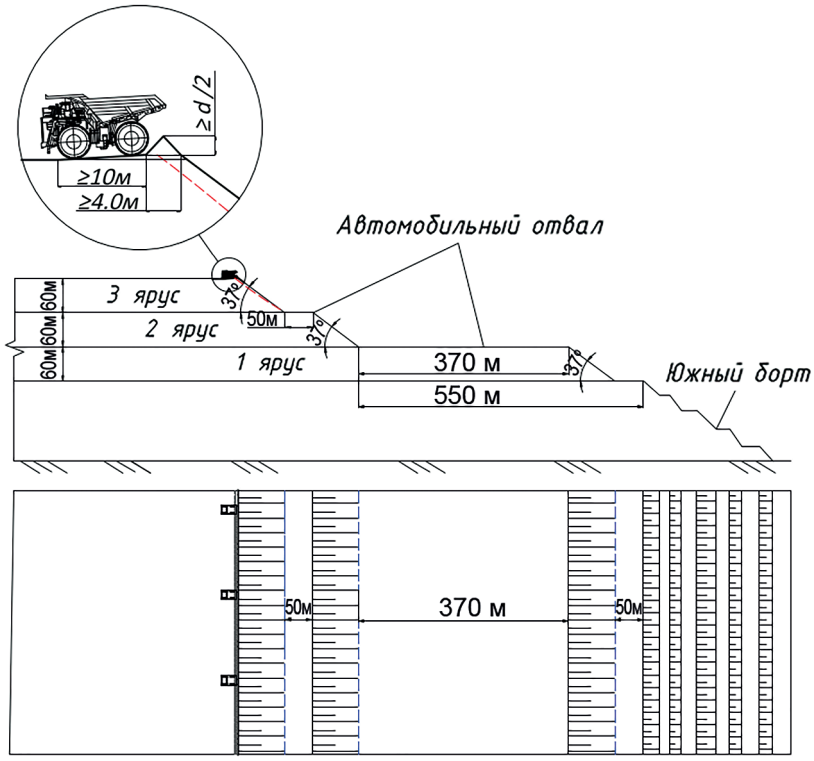


Рис. 7. Рекомендуемая технологическая схема формирования трехъярусного отвала в прибортовой зоне карьера

Fig. 7. Recommended technological scheme for forming a three-tier dump in the near-slope zone of the pit

ния номинальной мощности на этапах цикла, обоснованные из тягово-динамического баланса. Калибровка модели на данных автотранспортного баланса карьера за 2024 г. дала относительную погрешность не выше 1,9%. Необходимое условие экстремума функционала (13) — уравнение Эйлера — Лагранжа:

$$\frac{\partial F}{\partial L} - \left(\frac{d}{dt}\right)\left(\frac{\partial F}{\partial L'}\right) = 0,\ t \in \left[T_0; T_f\right]. \quad (16)$$

Эквивалентная гамильтонова формулировка строится по принципу максимума Понтрягина. Вводя фазовую переменную $x(t) = L(t)$ и управление $u(t) = L'(t)$, определяем функцию Понтрягина $H = \psi \cdot u - F(x, u, t)$, где $\psi(t)$ — сопряженная переменная («теневая цена» состояния). Оптимальная пара (x^*, u^*) удовлетворяет сопряженному уравнению, условию максимума гамильтониана и условию трансверсальности на подвижной границе:

$$\frac{d\psi}{dt} = \frac{\partial F}{\partial x};\ H\left(x^*, u^*, \psi^*\right) = \max_u H\left(x^*, u^*, \psi^*\right);\ u^*(t) = \frac{\psi(t)}{2\gamma^3} \quad (17)$$

Эквивалентность вариационной и гамильтоновой формулировок доказывается дифференцированием условия максимума $\psi = 2\gamma^3 \cdot L'$ по времени и подстановкой в сопряженное уравнение, что приводит к тому же уравнению Эйлера–Лагранжа (16). Полное время цикла автосамосвала в наряде описано моделью массового обслуживания M/M/c с пуассоновским потоком прибытий и экспоненциальным временем погрузки, что замыкает связь между расстоянием

транспортирования L, потребным парком $N^*(L)$ и производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса. Численное решение системы (13) — (17) для условий карьера обеспечивает плавный переход плеча откатки с базового уровня к целевому при гарантированном выполнении геомеханического ограничения $FS(s) \geqslant FS_{min}$ во всем диапазоне эксплуатационных нагрузок.

На основании полученных расчетных данных и результатов численного моделирования в программном комплексе Rocscience была разработана итоговая технологическая схема размещения и формирования прибортового трехъярусного отвала (рис. 7), включающая минимально допустимое расстояние от борта карьера, при котором обеспечивается выполнение условия устойчивости $FS(s) \geqslant FS_{min}$.

Утвержденная технологическая схема прибортового отвалообразования (см. рис. 7) принимает следующие значения конструктивных параметров: высоты ярусов H_1 = 90 м, H_2 = 60 м и H_3 = 30 м (последовательное снижение высоты ярусов снизу вверх обеспечивает уменьшение распределенной нагрузки на верхние ярусы); углы откосов α_1 = 37°, α_2 = α_3 = = 34°; ширина бермы между первым и вторым ярусами B_{12} = 350 м; согласно принятой схеме нижняя бровка второго яруса находится на расстоянии 550 м от верхней бровки борта, за пределами призмы возможного обрушения; ширина бермы между вторым и третьим ярусами B_{23} = 40 м. Безопасное приближение горного оборудования к нижней бровке отвала регламентируется условиями не менее 10 м по горизонтали и не менее 4 м по вертикали с учетом диаметра колеса автосамосвала. Такая конфигурация позволяет складировать вскрышные породы непосредственно на нерабочем борту карьера, сократив плечо откатки и сохранив нормативный коэффициент запаса устойчивости системы «отвал — основание — борт».

Заключение

Выполненное обоснование показало, что выбор расстояния транспортировки вскрышных пород на прибортовой отвал в условиях глубоких карьеров должен рассматриваться как единая инженерно-экономическая задача, в которой минимизация плеча перевозки допустима только при обеспечении нормативной устойчивости борта.

Сокращение расстояния до места разгрузки действительно снижает длительность транспортного цикла, уменьшает удельные эксплуатационные затраты и повышает производительность экскаваторно-автомобильного комплекса, однако приближение отвального массива к кромке борта формирует дополнительную техногенную нагрузку на прибортовую зону и может приводить к снижению коэффициента запаса устойчивости, росту деформаций и появлению неблагоприятных поверхностей скольжения.

В работе получено выражение для расчета удельной нагрузки ΔP и показано, что на его основе возможно определить минимально допустимое расстояние размещения отвала (отступ), при котором выполняется условие геомеханической безопасности $FS(b) \geqslant FS_{min}$. Для проверки корректности аналитических выводов была построена численная модель, а расчеты выполнены в программном комплексе Rocscience с учетом стадийности формирования отвала, особенностей прибортового массива и действующих ограничений. Результаты численного моделирования подтвердили работоспособность принятой постановки и позволили уточнить параметр минимального расстояния, обеспечивающий устойчивость борта при заданной конфигурации отвала.

В расчетном примере базовая схема обеспечивает FS = 1,278 при нормативном диапазоне = 1,20—1,25; вынос верхних ярусов на 550 м сохраняет этот уровень устойчивости и увеличивает вместимость примерно в 1,8 раза. При k_h = 0,10 расчетные FS = 1,15 и 1,08 ниже нормы, поэтому геометрию для этих условий необходимо пересчитать. Выбор плеча откатки следует выполнять после этой проверки: геомеханически допустимые отступы переводят в длины маршрутов, затем среди них минимизируют приведенные затраты при требуемой производительности; ГДПО задает нижнюю границу, а КТГС помогает сравнивать допустимые варианты. Численный экономический оптимум требует фактических данных о трассах и транспортных затратах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Thompson R. J.* Mine haul road design and management: a review of current practice // Transactions of the Society for Mining, Metallurgy and Exploration. 2011, vol. 328, pp. 474—484.

2. *Bazaluk O., Anisimov O., Saik P., Lozynskyi V., Akimov O., Hrytsenko L.* Determining the safe distance for mining equipment operation when forming an internal dump in a deep open pit // Sustainability. 2023, vol. 15, no. 7, article 5912. DOI: 10.3390/su15075912.

3. *Chand K., Koner R.* Internal mine dump slope stability and failure zone identification using 3D modelling // Journal of Mining and Environment. 2023, vol. 14, pp. 1105—1119. DOI: 10.22044/jme.2023.13013.2360.

4. *Chand K., Koner R.* Failure zone identification and slope stability analysis of mine dump based on realistic 3D numerical modeling // Geotechnical and Geological Engineering. 2024, vol. 42, pp. 543—560. DOI: 10.1007/s10706-023-02588-1.

5. *Jia L., Wang J., Cai X., Fang L., Ma Y., Wang Z.* Study on morphology optimization of open-pit mine slope based on section and spatial morphology effect // Scientific Reports. 2024, vol. 14, article 2603. DOI: 10.1038/s41598-024-53227-5.

6. *Wang S., Zhang Z., Wang C.* Prediction of stability coefficient of open-pit mine slope based on artificial intelligence deep learning algorithm // Scientific Reports. 2023, vol. 13, article 12017. DOI: 10.1038/s41598-023-38896-y.

7. *Lyu J., Hu T., Liu G., Cao B., Wang W., Li S.* Stability evaluation of open-pit mine slope based on Bayesian optimization 1D-CNN // Scientific Reports. 2024, vol. 14, article 13995. DOI: 10.1038/s41598-024-64663-8.

8. *Deng T., He J., Sun J., Peng S., Pang X., Chen T., Zhang X.* Intelligent optimization of slope step parameters in open pit mines containing weak interbedded layers based on machine learning and multi-objective optimization methods // Frontiers in Earth Science. 2025, vol. 13, article 1666375. DOI: 10.3389/feart.2025.1666375.

9. *Zhao H., Wei H., Qin B., Du H., Shao Z.* Anti-sliding trenches to enhance slope stability of internal dumps on inclined foundations in open-pit coal mines // Applied Sciences. 2025, vol. 15, no. 19, article 10510. DOI: 10.3390/app151910510.

10. *Luan B., Zhou W., Ao Z., Han Z., Xiao Y.* Fuel-efficient road classification methodology for sustainable open pit mining // Applied Sciences. 2025, vol. 15, no. 11, article 6309. DOI: 10.3390/app15116309.

11. *Thoeni K., Hartmann P., Berglund T., Servin M.* Edge protection along haul roads in mines and quarries: A rigorous study based on full-scale testing and numerical modelling // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2025, vol. 17, no. 7, pp. 4020—4035. DOI: 10.1016/j.jrmge.2024.10.005.

12. *Griffiths D. V., Lane P. A.* Slope stability analysis by finite elements // Géotechnique. 1999, vol. 49, no. 3, pp. 387—403. DOI: 10.1680/geot.1999.49.3.387.

13. *Bishop A. W.* The use of the slip circle in the stability analysis of slopes // Géotechnique. 1955, vol. 5, no. 1, pp. 7—17. DOI: 10.1680/geot.1955.5.1.7.

14. *Morgenstern N. R., Price V. E.* The analysis of the stability of general slip surfaces // Géotechnique. 1965, vol. 15, no. 1, pp. 79—93. DOI: 10.1680/geot.1965.15.1.79.

15. *Новоженин С. Ю.*, *Илюхин Д. А.*, *Федоров Т. С.*, *Волкова Я. А.* Анализ результатов дистанционного зондирования борта карьера методом радарной интерферометрии // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2025. — № 10. — С. 97—111. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_10_0_97.

16. *Протосеня А. Г.*, *Веселова А. В.* Оценка влияния карстовой полости на устойчивость рудного массива при разработке месторождений Западной Якутии // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2025. — № 1-1. — С. 33—46. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_11_0_33.

17. *Бахаева С. П.*, *Ананенко Е. В.* Обоснование критериев прогноза устойчивости природно-технической системы «отвал — основание» // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2025. — № 12-2. — С. 5—20. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_122_0_5.

18. *Методические* указания по определению параметров бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов. — М.: ИПКОН РАН, 2022. — 80 с. ГИАБ

REFERENCES

1. Thompson R. J. Mine haul road design and management: a review of current practice. *Transactions of the Society for Mining, Metallurgy and Exploration*. 2011, vol. 328, pp. 474—484.

2. Bazaluk O., Anisimov O., Saik P., Lozynskyi V., Akimov O., Hrytsenko L. Determining the safe distance for mining equipment operation when forming an internal dump in a deep open pit. *Sustainability*. 2023, vol. 15, no. 7, article 5912. DOI: 10.3390/su15075912.

3. Chand K., Koner R. Internal mine dump slope stability and failure zone identification using 3D modelling. *Journal of Mining and Environment.* 2023, vol. 14, pp. 1105—1119. DOI: 10.22044/jme.2023.13013.2360.

4. Chand K., Koner R. Failure zone identification and slope stability analysis of mine dump based on realistic 3D numerical modeling. *Geotechnical and Geological Engineering*. 2024, vol. 42, pp. 543—560. DOI: 10.1007/s10706-023-02588-1.

5. Jia L., Wang J., Cai X., Fang L., Ma Y., Wang Z. Study on morphology optimization of open-pit mine slope based on section and spatial morphology effect. *Scientific Reports*. 2024, vol. 14, article 2603. DOI: 10.1038/s41598-024-53227-5.

6. Wang S., Zhang Z., Wang C. Prediction of stability coefficient of open-pit mine slope based on artificial intelligence deep learning algorithm. *Scientific Reports*. 2023, vol. 13, article 12017. DOI: 10.1038/s41598-023-38896-y.

7. Lyu J., Hu T., Liu G., Cao B., Wang W., Li S. Stability evaluation of open-pit mine slope based on Bayesian optimization 1D-CNN. *Scientific Reports*. 2024, vol. 14, article 13995. DOI: 10.1038/s41598-024-64663-8.

8. Deng T., He J., Sun J., Peng S., Pang X., Chen T., Zhang X. Intelligent optimization of slope step parameters in open pit mines containing weak interbedded layers based on machine learning and multi-objective optimization methods. *Frontiers in Earth Science*. 2025, vol. 13, article 1666375. DOI: 10.3389/feart.2025.1666375.

9. Zhao H., Wei H., Qin B., Du H., Shao Z. Anti-sliding trenches to enhance slope stability of internal dumps on inclined foundations in open-pit coal mines. *Applied Sciences*. 2025, vol. 15, no. 19, article 10510. DOI: 10.3390/app151910510.

10. Luan B., Zhou W., Ao Z., Han Z., Xiao Y. Fuel-efficient road classification methodology for sustainable open pit mining. *Applied Sciences*. 2025, vol. 15, no. 11, article 6309. DOI: 10.3390/app15116309.

11. Thoeni K., Hartmann P., Berglund T., Servin M. Edge protection along haul roads in mines and quarries: A rigorous study based on full-scale testing and numerical modelling. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2025, vol. 17, no. 7, pp. 4020—4035. DOI: 10.1016/j.jrmge.2024.10.005.

12. Griffiths D. V., Lane P. A. Slope stability analysis by finite elements. *Géotechnique*. 1999, vol. 49, no. 3, pp. 387—403. DOI: 10.1680/geot.1999.49.3.387.

13. Bishop A. W. The use of the slip circle in the stability analysis of slopes. *Géotechnique*. 1955, vol. 5, no. 1, pp. 7—17. DOI: 10.1680/geot.1955.5.1.7.

14. Morgenstern N. R., Price V. E. The analysis of the stability of general slip surfaces. *Géotechnique.* 1965, vol. 15, no. 1, pp. 79—93. DOI: 10.1680/geot.1965.15.1.79.

15. Novozhenin S. Yu., Ilyukhin D. A., Fedorov T. S., Volkova J. A. Analysis of remote imaging of pitwall using interferometric radar technique. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2025, no. 10, pp. 97 — 111. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_10_0_97.

16. Protosenya A. G., Veselova A. V. Assessment of karst cave influence on ore body stability during development of Western Yakutia deposits. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2025, no. 1-1, pp. 33 — 46. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_11_0_33.

17. Bakhaeva S. P., Ananenko E. V. Substantiation of stability criteria for waste dump–foundation natural–technical system. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2025, no. 12-2, pp. 5 — 20. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_122_0_5.

18. *Metodicheskie ukazaniya po opredeleniyu parametrov bortov i ustupov kar'erov, razrezov i otkosov otvalov* [Methodological guidelines for determining the parameters of sides and ledges of quarries, sections and slopes of dumps], Moscow, 2022, 80 p.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Умаров Фарходбек Яркулович[1] — д-р техн. наук, профессор,
директор, Scopus Author ID: 55827283800,
e-mail: farkhodbek.umarov@yandex.ru,
Каримов Шерзод Вафо угли[1] — PhD, доцент,
начальник сектора научных исследований, инноваций и подготовки
научно-педагогических кадров, e-mail: karimov20-13@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0002-8618-3703,
Туйчибоев Элдор Илхом угли[1] — базовый докторант,
e-mail: tei050599@gmail.com, ORCID ID: 0009-0008-6089-7231,
Норов Дилшод Шухратиллаевич — преподаватель,
Навоийский инновационный университет,
210100, Навои, Республика Узбекистан, e-mail: norovd72@gmail.com,
[1] Филиал НИТУ «МИСиС» в г. Алмалык, Алмалык, Республика Узбекистан.
Для контактов: Каримов Ш.В., e-mail: karimov20-13@mail.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

F.Ya. Umarov[1], Dr. Sci. (Eng.), Professor, Director,
Scopus Author ID: 55827283800,
e-mail: farkhodbek.umarov@yandex.ru,
Sh.V. Karimov[1], PhD, Associate Professor,
Head of the Sector for Research, Innovation,
and Training of Academic and Pedagogical Personnel,
e-mail: karimov20-13@mail.ru,
ORCID ID: 0000-0002-8618-3703,
E.I. Tuychiboev[1], Basic Doctoral Student,
e-mail: tei050599@gmail.com,
ORCID ID: 0009-0008-6089-7231,
D.Sh. Norov, Lecturer, Navoi Innovation University,
210100, Navoi, Republic of Uzbekistan, e-mail: norovd72@gmail.com,
[1] Branch of the National University of Science and Technology «MISIS»
in Almalyk, Almalyk, Republic of Uzbekistan.
Corresponding author: Sh.V. Karimov, e-mail: karimov20-13@mail.ru.

Получена редакцией 25.02.2026; получена после рецензии 08.07.2026; принята к печати 20.10.2026.
Received by the editors 25.02.2026; received after the review 08.07.2026; accepted for printing 20.10.2026.