Оригинальная статья / Original Paper

https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-5-251-257

Геомеханические резервы оптимизации конструкции борта карьера на этапе доработки месторождения

А.Л. Билин, А.С. Калюжный✉
Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация
✉ a.kalyuzhny@ksc.ru

Резюме: В статье рассматриваются возможности дополнительной геомеханической оптимизации конструкции борта глубокого карьера на завершающем этапе эксплуатации. На примере Коашвинского месторождения обосновано применение пониженных коэффициентов запаса устойчивости (КЗУ = 1,2) для участков борта со сроком отработки до 3 лет. Детально проанализированы риски, связанные с трещиноватостью массива, наличием карбонатных пород, процессами окисления и обводненностью. Выполнена оценка возможности смещения верхней кромки борта и снижения объемов вскрыши при выделении этапа доработки. Расчёты устойчивости выполнены методом предельного равновесия с использованием круглоцилиндрических поверхностей скольжения для критических профилей висячего борта залежи, где исходный КЗУ составляет 1,31. Показано, что при смещении верхней кромки борта внутрь рудного тела на 28,4–31,5 м достигается совпадение координат борта на отметке –188 м с проектным положением при существенном приросте извлекаемых запасов на нижних горизонтах. Для скорректированного контура на горизонте этапа доработки расчётный КЗУ составляет 1,24–1,26, что удовлетворяет нормативным требованиям. Показано, что комплексный подход, включающий уточнение геомеханической модели, оптимизацию буровзрывных работ и иерархическую систему мониторинга, позволяет существенно снизить коэффициент вскрыши без ущерба для промышленной безопасности. Экономический эффект от оптимизации борта в рассматриваемом участке оценивается в 4,5 млрд руб., что эквивалентно исключению 22,9 млн м^3 условной вскрыши.

Ключевые слова: Коашвинское месторождение, устойчивость бортов карьера, этап доработки, коэффициент запаса устойчивости, трещиноватость, обводненность, объем вскрыши

Для цитирования: Билин А.Л., Калюжный А.С. Геомеханические резервы оптимизации конструкции борта карьера на этапе доработки месторождения. *Горная промышленность*. 2026;(5):251–257. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-5-251-257

Geomechanical reserves for optimizing open-pit slope design during the final mine development stage

A.L. Bilin, A.S. Kalyuzhny ✉
Mining Institute of the Kola Scientific Center of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation
✉ a.kalyuzhny@ksc.ru

Abstract: This study explores the potential for additional geomechanical optimization of the slope design for deep open-pit mines during the final operational stage. Feasibility of applying a reduced safety factor of 1.2 for slope sections with the remaining service life of up to three years is justified in accordance with current federal industrial safety regulations using the Koashva deposit as a case study. The research provides a detailed analysis of the risks associated with rock mass fracturing, presence of carbonate rock, oxidation processes, and groundwater inflow. An assessment is conducted regarding the inward shift of the top edge of the slope and the consequent reduction in the overburden volume through implementation of a dedicated final development phase. Slope stability calculations were performed using the limit equilibrium method with circular slip surfaces for critical profiles of the hanging wall, where the initial safety factor equals 1.31. Results indicate that shifting the top edge into the ore body by 28.4 to 31.5 meters aligns the slope coordinates at the minus 188 meter level with the design configuration while significantly increasing recoverable reserves at the lower levels. For the adjusted contour during the final development stage, the calculated safety factor ranges from 1.24 to 1.26, fully complying with the regulatory requirements. An integrated

approach that combines refined geomechanical modeling, optimized blasting operations, and a hierarchical monitoring system, enables a substantial reduction in the stripping ratio without compromising industrial safety. The economic benefit from the slope optimization in the analyzed sector is estimated at 4.5 billion Rubles, which is equivalent to eliminating 22.9 million cubic meters of conditional overburden.

Keywords: Koashva deposit, open-pit mine slope stability, final development stage, factor of safety, rock mass fracturing, groundwater inflow, overburden volume

For citation: Bilin A.L., Kalyuzhny A.S. Geomechanical reserves for optimizing open-pit slope design during the final mine development stage. *Russian Mining Industry.* 2026;(5):251–257. (In Russ.) https://doi.org/10.30686/1609-9192-2026-5-251-257

Введение

Мировая практика ведения горных работ с применением открытой геотехнологии показывает, что большинство крупных карьеров в процессе эксплуатации сталкиваются с необходимостью модернизации конечного контура. Это обусловлено доразведкой месторождения, совершенствованием технологии переработки и внедрением современных горнотехнических решений, позволяющих добывать руду с больших глубин [1–4]. Для крупных карьеров глубиной 500–800 м и более повышение угла наклона конечного борта даже на 5 град приводит к экономии 24–61 млн м³ вскрышных пород на каждый километр периметра карьера [5]. Эти сэкономленные объемы не требуется извлекать, транспортировать и складировать во внешние отвалы, что напрямую влияет на себестоимость добычи. Однако следует отметить, что эта экономия не дается легко: она требует наличия надежных систем мониторинга, отслеживающих состояние участков борта в реальном времени [6; 7].

В 2021–2022 гг. Горным институтом Кольского научного центра РАН было выполнено комплексное обоснование конструкции борта Коашвинского карьера на конец отработки, в рамках которого был предложен карьерный контур с коэффициентом запаса устойчивости (КЗУ) ≥ 1,3 при отметке дна –300 м [5]. В данной работе была обоснована возможность долгосрочной эксплуатации карьера. Вместе с тем действующие Федеральные нормы и правила (ФНиП) предусматривают возможность снижения коэффициента запаса устойчивости до 1,2 для проектов доработки карьера сроком до 3 лет [1]. Это открывает дополнительные резервы для оптимизации вскрышных работ на финальной стадии «жизни» карьера.

Целью данной работы является оценка геомеханических и технологических резервов применительно к Коашвинскому карьеру при выделении этапа доработки, включающего пересчет устойчивости критических профилей при КЗУ = 1,2, анализ рисков деградации массива и оценку экономического эффекта. Для выполнения цели работы необходимо было решить следующие задачи:

– определить возможное смещение верхней кромки борта при снижении требуемого КЗУ с 1,3 до 1,2;

– оценить запас устойчивости при углубке дна карьера до отметки –188 м (горизонт основного карьера по борту, с которого начинается этап доработки);

– рассчитать объем вскрыши, который может быть исключен из разработки.

Материалы и методы

Важным вопросом при определении границ карьеров является обоснование угла наклона конечного борта. Для снижения риска нормативно закреплено, что коэффициент запаса устойчивости борта должен составлять не менее 1,3. Однако ФНиП выделяют условия для проектов доработки карьера сроком до 3 лет, для которых возможное КЗУ установлено на уровне 1,2[2]. Данное положение открывает возможность формирования отдельной главы горной части проекта разработки месторождения, условно называемой «этап доработки карьера».

Обоснованность снижения запаса устойчивости в данном случае опирается на следующие факторы. Детальность изученности: к началу этапа доработки свойства пород прибортового массива и характер трещиноватости установлены уже более детально и полно. Временной фактор: деградация несущих свойств массива, даже находящегося в околопредельном состоянии, происходит не одномоментно, а развивается постепенно [8]. Короткий срок существования откосов (до 3 лет) минимизирует риски потери устойчивости. Технологическая интенсивность: при приближении к дну карьера возрастает темп углубки карьера до 2–3 уступов в год (24–36 м/год для рассматриваемого карьера) вместо обычных 10–15 м/год. Скорость понижения вскрышных работ также становится предельной, составляя до 4 уступов в год. При этом «долгосрочный» борт карьера может отличаться от предельной глубины этапа доработки до 100 м по дну и до 140 м по высоте борта. При этом проект доработки должен включать расчеты, обосновывающие такие высокие темпы углубки.

Геомеханическое состояние массива, слагающего борт, носит вероятностный характер. Многие проектные решения принимаются в условиях недостатка информации, и всегда присутствует риск наличия незамеченных опасных поверхностей ослабления (разломов, даек), которые могут вызвать нарушение проектной конструкции [9]. Следует различать низкоранговую трещиноватость (разломы), оказывающую влияние на устойчивость значительных участков борта, и высокоранговую трещиноватость, влияющую на устойчивость отдельных участков уступов и блоков, которые могут нависать над транспортными коммуни-

1 Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила обеспечения устойчивости бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов»: утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 13.11.2020 г. №439. Режим доступа: http://publication.pravo.gov.ru/Document/View/0001202012210121 (дата обращения: 20.05.2025).

2 Там же.

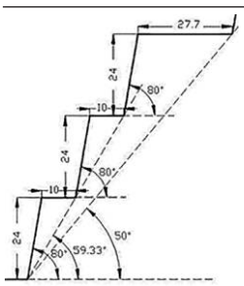
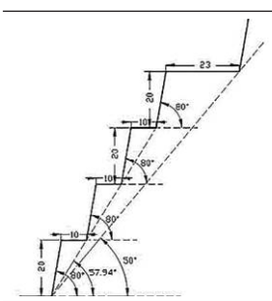
Таблица 1
Конструкция уступов

Table 1
The bench design

Параметры	Тип горной породы					
	Крепкая скала				Выветрелая скала (плитчатая отдельность)	Морена и отвальная масса
	Исходная конструкция		Рассматриваемая конструкция			
Распространение	Ниже +100 м	Выше +100 м	Ниже +100 м	Выше +100 м		
Берма безопасности	11 м	10 м	12,9 м	11,85 м	15 м	8 м
Высота уступа	24 м	20 м	24 м	20 м	20 м	10 м
Угол наклона откоса уступа	80°	80°	90°	90°	70°	39°
Размещение бермы зачистки через	3 уступа / 72 м	4 уступа / 80 м	3 уступа / 72 м	4 уступа / 80 м	4 уступа / 80 м	7 уступов / 70 м
Берма зачистки	25,7 м	23 м	27 м	24,5 м	23 м	Дневная поверхность

Таблица 2
Результаты оценки устойчивости конструкций группы уступов (с учетом расположения на транспортной берме карьерного самосвала грузоподъемностью 200 т)

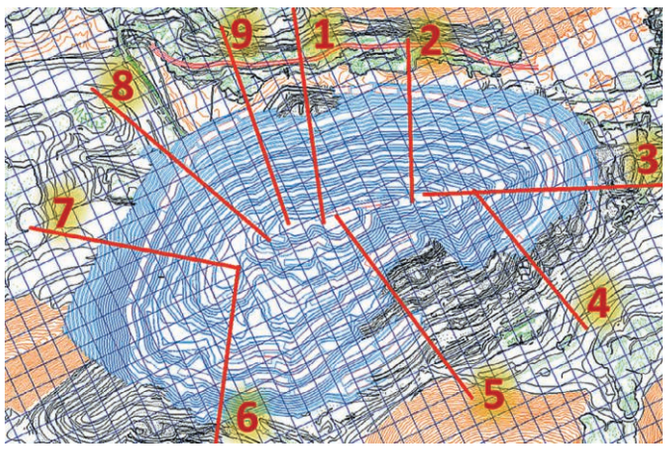
Table 2
Results of assessing the stability of the bench structures (with account of placing a 200-metric-ton open-pit dumptruck on the haulage bench)

Конструкция уступа	Наименование пород	Коэффициент запаса устойчивости	Состояние устойчивости (КЗУ ≥ 1,3)
	Ийолиты	2,04	Устойчив
	Уртиты	2,50	Устойчив
	Лявочоррит	2,10	Устойчив
	Ювиты	2,51	Устойчив
	Руда	2,12	Устойчив
	Ийолиты	2,44	Устойчив
	Уртиты	2,57	Устойчив
	Лявочоррит	2,14	Устойчив
	Ювиты	2,54	Устойчив
	Руда	2,07	Устойчив
Высота уступа = 10 м Угол откоса уступа = 39° Ширина бермы = 8 м	Морена	1,55	Устойчив

кациями. При этом далеко не все даже крупные трещины и разломы могут быть выявлены заранее. Такие участки следует выявлять по мере обнаружения, анализировать на предмет потенциальной неустойчивости и разрабатывать экстренные мероприятия по их стабилизации. При этом важно различать меры по закреплению участков борта от обрушения (анкера, сваи) и меры по предохранению откоса от просыпей (сетки, бетонирование). Мероприятия по обеспечению безопасности не защищают участки борта от обрушений, а лишь защищают инфраструктуру [10].

При формировании борта карьера обнажаются всё новые участки массива, которые начинают подвергаться физическому выветриванию. Атмосферные воды проникают в трещины и, промерзая, создают условия для возможного отрыва блоков от массива. Сезонные циклы промерзания и оттаивания приводят к прорастанию трещин. Отдельным фактором деградации прочностных свойств является наличие карбонатных пород, подверженных выщелачиванию и карстообразованию [11]. Например, на Ковдорском ГОКе процессы растворения кальцита и карбонатита в трещиноватых зонах при сезонном обводнении способствуют снижению сцепления по плоскостям ослабления. Дополнительно, в зонах сульфидной минерализации процессы окисления могут приводить к образованию вторичных минералов и изменению прочностных характеристик контактов. В связи с этим вопрос безопасной эксплуатации борта и располагающихся на нем транспортных и энергетических коммуникаций, а также водоводов проявляется на всех карьерах независимо от угла наклона борта.

Массив горных пород Коашвинского месторождения отличается сложными гидрогеологическими условиями. Несмотря на закрытость трещин в скальной части отдельные вертикальные разломы могут пропускать воду. Проект доработки должен быть дополнен анализом водопритоков и обводненности массива, подтверждающим принятые прочностные свойства. Для данного месторождения критически важна реконструкция системы



№ профиля	1	2	3	4	5	6	7	8	9
КЗУ	1,35	1,31	1,81	1,67	1,62	1,69	1,34	1,38	1,31

Рис. 1
План исходного контура карьера с расположенными на нем расчетными профилями

Fig. 1
A map of the open-pit initial contour with the design profiles shown

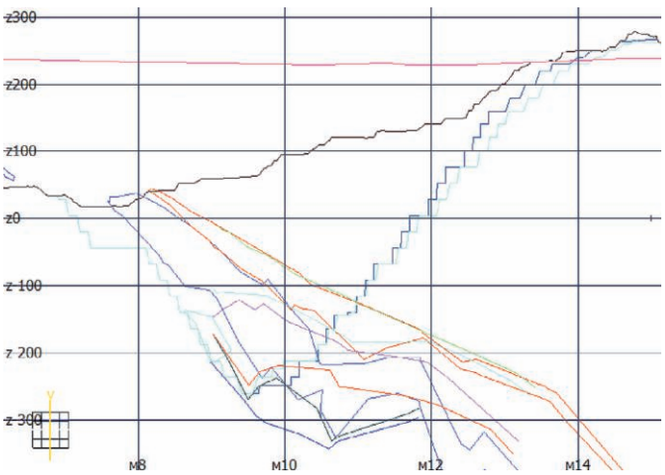


Рис. 2
Сечение моделей исходного и скорректированного контуров для профиля №2

Fig. 2
A cross-section of the original and adjusted contour models for Profile No. 2

осушения, включая водопонизительные скважины и прибортовой дренаж [5].

Принято считать, что чем круче борт карьера, тем выше риск его частичного разрушения. Однако современные технологии позволяют минимизировать техногенное воздействие и снизить вероятность реализации описанных выше рисков. Ранее на конечном контуре взрывные работы никак не ограничивались, из-за чего глубина нарушенности законтурного массива достигала 3–4 м. На рубеже веков сотрудником Горного института КНЦ РАН, д.т.н. В.А. Фокиным были проведены специальные исследования [12], по результатам которых рекомендовано выделение приконтурных и предконтурных взрывных блоков с ограничением зарядов одновременно взрываемых взрывчатых веществ 2–3 тоннами, что позволило снизить глубину нарушенной зоны законтурного массива до 1–2 м. Помимо этого, в настоящее время широко применяется внутрискважинное замедление на 300 или 500 мс, что обеспечивает фактически индивидуальное посскважинное сейсмическое воздействие на массив и снижает зону нарушенности еще вдвое, что важно для сохранения прочности законтурного массива [13].

Уступы ставятся на конечный контур с использованием контурного щелеобразования со сдваиванием рабочих уступов. В сочетании с ограничением воздействия взрывов на массив это дает возможность повышения углов откосов уступов до 80–90 град [14]. Субвертикальные уступы позволяют применять относительно широкие предохранительные бермы. Рекомендовано сочетание узких необслуживаемых берм и располагающихся через 3–4 уступа широких берм зачистки (табл. 1). Оценка устойчивости отдельных сдвоенных уступов (высотой 20–24 м) подтверждает возможность формирования крутых откосов уступов (табл. 2).

В рамках данной работы выполнена серия расчетов устойчивости для критических участков борта Коашвинского карьера, выявленных в предыдущих исследованиях (профили №2 и №9 в висячем боку залежи) [5]. Выбор данных профилей обусловлен тем, что они имеют наименьшие значения КЗУ (1,31) и являются наиболее ответственными участками борта. Расчеты выполнены методом предельного равновесия с использованием круглоцилиндрических поверхностей скольжения.

Результаты

Для базового варианта, обоснованного в работе [5], (для КЗУ ≥ 1,3) наиболее критическими были установлены профили №2 и №9 по северному борту в долинной части карьера (рис. 1).

Конфигурация рудных тел на Коашвинском месторождении апатитовых руд такова, что если работать по проектной конструкции борта (без его смещения контура), а при подходе горных работ по борту к отметке –188 м перейти на новую конструкцию уступов, то прирост запасов руды будет незначительным. Если же изначально изменить конструкцию уступов до геомеханически допустимой, несколько сместив борт в сторону карьерного пространства, то на отметке –188 м борт придет в прежние координаты, а на нижних горизонтах будет обеспечен прирост запасов руды. При этом будет наблюдаться как экономия по вскрыше, так и прирост запасов руды (рис. 2).

В целом в секторе висячего бока залежи произошло смещение верхних уступов, конструкция которых была оставлена прежней, на 28–32 м. Расчеты показали, что при отметке дна –188 м (промежуточный горизонт основного карьера) для уточненной конструкции борта расчетный КЗУ составляет 1,31 для профиля №2 и 1,3 для профиля №9. Для контуров этапа доработки (с отметкой дна карьера –300 м) КЗУ составляют соответственно 1,26 и 1,24. Данные значения удовлетворяют требованиям ФНиП для этапа доработки (КЗУ ≥ 1,2), однако требуют усиленного мониторинга [6; 15].

По результатам компьютерного пространственного моделирования в системе ГГИС MineFrame [16] и сопоставления исходного и уточненного контуров уменьшение объемов вскрыши составило 10,36 млн м³ при прирезке запасов

руды на 2,4 млн т. Эквивалентный условный приведенный эффект (для учета дополнительной руды) при граничном экономически допустимом коэффициенте вскрыши 15 м³/м³ составит 22,9 млн м³ условной вскрыши, что при стоимости вскрышных работ 200 руб/м³ обеспечивает экономию на выемке, транспортировке и складировании пустых пород около 4580 млн руб. или 57 млн долл. США при курсе 80 руб/долл.

Обсуждение результатов

Применение на этапе доработки месторождения открытым способом КЗУ ≥ 1,2 накладывает повышенные требования к системе контроля, так как запас устойчивости снижается и требуется более оперативное выявление критических деформаций. Система контроля должна включать региональный и локальный уровни. На региональном уровне осуществляется контроль перемещений в районе критических профилей №2, №9 с применением наземной радарной интерферометрии [17–19]. На локальном уровне выполняется инструментальный контроль отдельных уступов. Визуальный контроль состоит в регулярных осмотрах поверхности уступов на предмет трещинообразования, особенно после циклов замерзания-оттаивания. Для практической организации мониторинга и разработки мероприятий по обеспечению безопасности при обнаружении критических деформаций необходима организация геомеханической службы [6].

Данные значения КЗУ удовлетворяют нормативным требованиям, однако требуют усиленного мониторинга [6; 19; 20]. Комплексный подход, включающий сочетание нормативных возможностей, современных технологий БВР и системного мониторинга, позволяет безопасно реализовать геомеханические резервы на финальной стадии жизни карьера. Технологическая база буровзрывных работ, сформированная на основе научных разработок, обеспечивает сохранность законтурного массива, необходимую для формирования откосов уступов с углами до 90°.

Вопросы контроля проектных решений и фактического состояния прибортового массива решаются в условиях недостатка информации об окружающем карьер массиве, что требует организации геомеханической службы для оперативного реагирования и подтверждения проектных конструктивных решений. Проектная документация по доработке должна опираться на актуальные данные о физико-механических свойствах горных пород, полученные непосредственно в зоне смещения контура, а также включать мероприятия по инженерному укреплению потенциально неустойчивых участков, а также меры по предотвращению просыпей на откосах уступов.

Для практической реализации рекомендуется:

– формировать этап доработки как отдельную главу проекта с обязательным разделом по геомеханическому мониторингу;

– применять внутрискважинное замедление 300–500 мс и контурное щелеобразование при отработке приконтурных зон;

– создавать специализированную геомеханическую службу с регламентом оперативного реагирования на превышение пороговых значений перемещений;

– применять комбинацию мер локального закрепления для защиты инфраструктуры от просыпей, не смешивая их с мероприятиями по обеспечению общей устойчивости борта.

Выводы

1. Действующие ФНиП позволяют обоснованно использовать коэффициент запаса устойчивости 1,2 для этапа доработки карьера сроком до 3 лет, что создаёт некий резерв для оптимизации конструкции борта.
2. Для Коашвинского карьера применение данного подхода на критических профилях №2 и №9 (висячий бок залежи) позволяет сдвинуть верхнюю кромку борта в контур карьера и снизить объём вскрышных работ без ущерба для безопасности на короткий период.
3. Технологическая база (внутрискважинное замедление 300–500 мс при массовых взрывах и контурное щелеобразование) обеспечивает сохранность законтурного массива, необходимую для формирования крутых откосов уступов до 90 град.
4. Обязательным условием реализации проекта является функционирование комплексной системы мониторинга и учёт факторов выветривания. Деградация несущих свойств массива происходит постепенно, что позволяет своевременно выявлять возможные критические деформации.
5. Вопросы контроля проектных решений и фактического состояния прибортового массива решаются в условиях недостатка информации об окружающем карьер массиве, что требует организации геомеханической службы для оперативного реагирования на изменяющуюся горнотехническую ситуацию в карьере.
6. Проектная документация по доработке должна опираться на актуальные данные о физико-механических свойствах горных пород, полученные непосредственно в зоне смещения контура, а также включать мероприятия по инженерному укреплению потенциально неустойчивых участков и меры по предотвращению просыпей на откосах уступов.
7. Экономический эффект от изменения конструкции борта в рассматриваемом секторе оценивается в 4,5 млрд руб. При распространении данного решения на другие участки карьера, где исходный коэффициент запаса устойчивости превышает минимально допустимый уровень, общий экономический результат может быть увеличен более чем вдвое.
8. Кроме того, после завершения реконструкции борта и выхода горных работ на «подкарьерные» запасы массивных руд появляется возможность повышения производительности карьера до 8–12 млн т руды в год. Такое решение экономически целесообразно, поскольку текущие условно-постоянные расходы на эксплуатацию Коашвинского карьера остаются значительными – в частности, ежегодный водоотлив составляет 50–60 млн м³.

Предложения по направлению будущих исследований

Дальнейшие исследования должны быть направлены на детализацию гидрогеологического прогноза и разработку регламентов оперативного реагирования геомеханической службы на этапе доработки.

Список литературы / References

1. Решетняк С.П., Авраамова Н.С. Обоснование и реализация рациональных технологических схем автомобильно-конвейерного транспорта скальных горных пород для глубоких карьеров. Рациональное освоение недр. 2022;(1):32–39. https://doi.org/10.26121/RON.2022.59.77.005
Reshetnyak S.P., Avraamova N.S. Rational in-pit crushing and conveying schemes for hard-rocks in deep open pits: justification and implementation. *Ratsionalnoe Osvoenie Nedr.* 2022;(1):32–39. (In Russ.) https://doi.org/10.26121/RON.2022.59.77.005

2. Бурмистров К.В., Гавришев С.Е., Рахмангулов А.Н. Оценка устойчивости функционирования системы вскрытия карьеров. *Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле*. 2020;(4):132–141.
Burmistrov K.V., Gavrishev S.E., Rakhmangulov A.N. Assessment of opening-up system operation stability. *Izvestiya Tulskogo Gosudarstvennogo Universiteta. Nauki o Zemle*. 2020;(4):132–141. (In Russ.)

3. Пыталев И.А., Бурмистров К.В., Юсупов М.Э., Головей С.И. Развитие циклично-поточной технологии на высокопроизводительных глубоких карьерах с учетом динамики формирования рабочей зоны. *Маркшейдерия и недропользование*. 2022;(5):34–40. https://doi.org/10.56195/20793332_2022_5_34
Pytalev I.A., Burmistrov K.V., Yusupov M.E., Golovey S.I. Development of cyclic-flow technologies at high-performance deep open pits with dynamic working area. Mine Surveying and Subsoil Use. 2022;(5):34–40. (In Russ.) https://doi.org/10.56195/20793332_2022_5_34

4. Afum B.O., Ben-Awuah E. A review of models and algorithms for surface-underground mining options and transitions optimization: some lessons learnt and the way forward. *Mining*. 2021;1(1):112–134. https://doi.org/10.3390/mining1010008

5. Корчак П.А., Рыбин В.В., Билин А.Л., Жиров Д.В. Комплексное обоснование конструкции борта Коашвинского карьера на конец отработки. *Горный журнал*. 2024;(10):72–76. https://doi.org/10.17580/gzh.2024.10.10
Korchak P.A., Rybin V.V., Bilin A.L., Zhirov D.V. Comprehensive justification of the final Koashva pit wall design. *Gornyi Zhurnal*. 2024;(10):72–76. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2024.10.10

6. Read J., Stacey P. (eds) *Guidelines for Open Pit Slope Design*. Collingwood, Vic.: CSIRO Publishing; 2009. 496 p. https://doi.org/10.1071/9780643101104

7. Shults R., Nurpeissova M., Burlibayeva S., Umirbayeva A., Turumbetov T. Geomonitoring of the open-pit mine slopes during subsoil development. *Civil Engineering Journal*. 2024;*33*(1):50–64. https://doi.org/10.14311/CEJ.2024.01.0004

8. Рыбин В.В., Константинов К.Н., Калюжный А.С. Оценка устойчивости борта карьера комплексом инструментально-расчетных методов. *Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых*. 2024;(6):23–29. https://doi.org/10.15372/FTPRPI20240603
Rybin V.V., Konstantinov K.N., Kalyuzhny A.S. Slope stability assessment by computational and instrumental methods. *Journal of Mining Science*. 2024;60(6):897–903. https://doi.org/10.1134/S1062739124060036

9. Stead D., Wolter A. A critical review of rock slope failure mechanisms: The importance of structural geology. *Journal of Structural Geology*. 2015;74:1–23. https://doi.org/10.1016/j.jsg.2015.02.002

10. Budetta P. Assessment of rockfall risk along roads. *Natural Hazards and Earth System Sciences*. 2004;4(1):71–81. https://doi.org/10.5194/nhess-4-71-2004

11. Waltham T., Bell F.G., Culshaw M.G. *Sinkholes and Subsidence: Karst and Cavernous Rocks in Engineering and Construction*. Berlin, Heidelberg: Springer; 2005. 384 p. https://doi.org/10.1007/b138363

12. Фокин В.А. *Проектирование и производство буровзрывных работ при постановке уступов в конечное положение на предельном контуре глубоких карьеров*. Апатиты: Изд-во Кол. науч. центра РАН; 2004. 231 с.

13. Козырев С.А., Власова Е.А., Усачев Е.А. Сейсмическое и акустическое воздействие массовых взрывов при ведении взрывных работ в карьере. *Горная промышленность*. 2025;(6):199–205. https://doi.org/10.30686/1609-9192-2025-6-199-205
Kozyrev S.A., Vlasova E.A., Usashev E.A. Seismic and acoustic impact of large-scale blasts during blasting operations in an open pit mine. *Russian Mining Industry*. 2025;(6):199–205. (In Russ.) https://doi.org/10.30686/1609-9192-2025-6-199-205

14. Билин А.Л., Казачков С.В. Основные технологические принципы конструирования бортов карьеров с уступами, имеющими вертикальные откосы. В кн.: Мельников Н.Н. (ред.) *Экологическая стратегия развития горнодобывающей отрасли – формирование нового мировоззрения в освоении природных ресурсов: сб. ст. Всерос. науч.-техн. конф. с участием иностранных специалистов, г. Апатиты, 13–15 октября 2014 г.* Апатиты; СПб.: ООО «Реноме»; 2014. Т. 1. С. 84–92.

15. Наговицын О.В., Лукичев С.В., Алисов А.Ю. Решение задач проектирования и планирования открытых горных работ в системе Mineframe. *Записки Горного института*. 2012;198:49–54. Режим доступа: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/5913 (дата обращения: 10.04.2026).
Nagovitsyn O.V., Lukichev S.V., Alisov A.Y. Problem solving of design and planning of open pit mining in Mineframe system. *Journal of Mining Institute*. 2012;198:49–54. (In Russ.) Available at: https://pmi.spmi.ru/pmi/article/view/5913 (accessed: 10.04.2026).

16. Рыбин В.В., Константинов К.Н., Каган М.М., Панасенко И.Г. Принципы организации комплексной системы мониторинга устойчивости объектов горнодобывающего предприятия. *Горный журнал*. 2020;(1):53–57. https://doi.org/10.17580/gzh.2020.01.10
Rybin V.V., Konstantinov K.N., Kagan M.M., Panasenko I.G. Methodology of integrated stability monitoring in mines. *Gornyi Zhurnal*. 2020;(1):53–57. (In Russ.) https://doi.org/10.17580/gzh.2020.01.10

17. Carlà T., Farina P., Intrieri E., Ketizmen H., Casagli N. Integration of ground-based radar and satellite InSAR data for the analysis of an unexpected slope failure in an open-pit mine. *Engineering Geology*. 2018;235:39–52. https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.01.021

18. Haupt S., Engelbrecht J., Sibolla B., Mdakane L.W. Time series InSAR analysis for slope stability monitoring using Sentinel-1 in open pit mining. *The International Archives of the Photogrammetry, Remote Sensing and Spatial Information Science*s. 2023;XLVIII-1/W2-2023:945–951. https://doi.org/10.5194/isprs-archives-XLVIII-1-W2-2023-945-2023

19. Le Roux R., Sepehri M., Khaksar S., Murray I. Slope stability monitoring methods and technologies for open-pit mining: A systematic review. *Mining*. 2025;5(2):32. https://doi.org/10.3390/mining5020032

20. Козырев А.А., Рыбин В.В., Билин А.Л., Фокин В.А., Мелик-Гайказов И.В. Обоснование конструкций устойчивых бортов карьеров в массивах скальных тектонически напряженных пород. *Горный журнал*. 2010;(9):24–27.
Kozyrev A.A., Rybin V.V., Bilin A.L., Fokin V.A., Melik-Gaykazov I.V. Substantiation of constructions of stable pits sides in massifs of tectonically intensive rocks. *Gornyi Zhurnal*. 2010;(9):24–27. (In Russ.)

Информация об авторах
Билин Андрей Леонидович – кандидат технических наук, ведущий научный сотрудник, Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация; https://orcid.org/0000-0003-0744-6593; e-mail: a.bilin@ksc.ru
Калюжный Антон Сергеевич – научный сотрудник, Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация; https://orcid.org/0000-0002-5178-6993; e-mail: a.kalyuzhny@ksc.ru

Информация о статье
Поступила в редакцию: 10.05.2026
Поступила после рецензирования: 22.06.2026
Принята к публикации: 13.07.2026

Information about the authors
Andrey L. Bilin – Cand. Sci. (Eng.), Leading Research Associate, Mining Institute, Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation; https://orcid.org/0000-0003-0744-6593; e-mail: a.bilin@ksc.ru
Anton S. Kalyuzhny – Research Associate, Mining Institute, Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences, Apatity, Russian Federation; https://orcid.org/0000-0002-5178-6993; e-mail: a.kalyuzhny@ksc.ru

Article info
Received: 10.05.2026
Revised: 22.06.2026
Accepted: 13.07.2026