

УДК 622.83:622.271

ОЦЕНКА ИЗМЕНЕНИЯ УДЕЛЬНОГО СЦЕПЛЕНИЯ ПО ТРЕЩИНАМ НА ОСНОВЕ ОБРАТНЫХ РАСЧЕТОВ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА РУДНИКА «ЖЕЛЕЗНЫЙ» АО «КОВДОРСКИЙ ГОК»*

И. Б. АГАРКОВ, старший преподаватель, agarkov@bsu.edu.ru
И. М. ИГВАТЕНКО, директор Института наук о Земле, канд. техн. наук
В. А. ДУБАЕВ, проф., д-р геол.-минерал. наук
И. С. КРЮЧКОВ, аспирант

Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Россия

Введение

В настоящее время на Ковдорском месторождении ведется строительство пятой очереди карьера рудника «Железный». Планируется углубление чаши карьера до отметки –650 м, что, в свою очередь, увеличивает риск развития обрушений его уступов. Ковдорское месторождение магнетит-апатитовых руд залегает в крепких магматических горных породах (оливинитах, пироксенитах, ийолитах) и фенигах – щелочных метасоматитов, которые окружают южную сторону карьера. Трещиноватость вскрытых горных пород на отдельных участках карьера приводит к образованию обрушений, преимущественно клиновидных, плоских и типа «консоли» [1]. Таким образом, разрывная тектоника играет важную роль в устойчивости уступов и бортов карьера [2–7], а безопасность ведения горных работ и соблюдение проектных параметров карьера зависят от оперативного выявления потенциальных призм обрушения и оценки их устойчивости [2, 8, 9].

Основными входными параметрами для оценки устойчивости являются плотность горной породы, а также удельное сцепление и угол внутреннего трения по трещинам. И если плотность достаточно точно определяется в полевых условиях по керну из пробуренных инженерно-геологических скважин, то с показателями угла внутреннего трения и сцепления ситуация несколько сложнее, так как площадь образца керна очень мала, а плоскость трещин близка к прямой, что дает заведомо высокие показатели этих характеристик. В данном случае некоторые ученые (Г. Л. Фисенко, И. И. Попов, П. С. Шляков, С. Дилсал и др.) рекомендуют пользоваться обратными расчетами по трещинам, ограничивающим свершившиеся обрушения [9–11].

Кроме того, пока не существует универсальной расчетной схемы, которая учитывала бы характер поверхности трещины, тип ее заполнителя и т. д. В трудах западных ученых предпринята попытка учета волнистости трещин, где последняя измеряется в градусах и определяется как разность между средними углами падения трещины и наклона волны [12]. Однако такой подход уместен только в том случае, если волна идет поперек или диагонально падению, а амплитуда волн примерно равна. Данный метод не будет эффективен, если амплитуда волны будет меняться по

Изложены результаты выполненных обратных расчетов по свершившимся деформациям уступов карьера рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК». В качестве расчетного метода применен однофакторный анализ, моделирование выполнено в программном комплексе ГИС ГЕОМИКС. Устанавливается закономерность увеличения удельного сцепления по трещинам с ростом объема обрушения.

Ключевые слова: Ковдорское месторождение магнетит-апатитовых руд, уступы карьера, деформации, моделирование, уравнение предельного равновесия, свершившиеся обрушения, обратные расчеты, трещины, удельное сцепление, угол внутреннего трения.

DOI: 10.17580/gzh.2020.10.06

простиранию трещины и направлена согласно с азимутом падения плоскости. Обратные расчеты (в зарубежной литературе – анализ чувствительности), в свою очередь, учитывают все эти факторы в целом, а их негативная или позитивная роль в устойчивости проявляется в виде увеличения или снижения величин сдвиговых характеристик. Таким образом, можно достаточно уверенно говорить о том, что районирование карьерного поля по сдвиговым характеристикам, полученным обратными расчетами, является актуальной и важной задачей, решение которой позволит повысить точность прогноза устойчивости потенциальных призм обрушения.

Методика исследования

Метод обратных расчетов базируется на уравнении предельного равновесия, которое для каждого типа обрушений горных пород индивидуально и приведено в работах [2, 8]. Все разработанные И. И. Поповым расчетные схемы реализованы в программе «Компьютерное моделирование и автоматизированный расчет устойчивости потенциальных призм обрушения уступов карьеров в массивных скальных породах, созданный и поставленный в совершенствуюемой учеными ОАО «ВНИОГЕМ» на базе ГИС ГЕОМИКС. Рассмотрим данный метод на примере уравнения равновесия клиновидного обрушения как наиболее часто встречающегося в условиях объекта исследования:

$$\frac{\sum_{i_1}}{\sum_{i_2}} = \frac{P \cos \alpha \operatorname{tg} \varphi' + C' (S_1 + S_2)}{P \sin \alpha} = 1,$$

где \sum_{i_1} и \sum_{i_2} – сумма удерживающих и сдвигающих сил соответственно; P – вес породного клина; S_1 , S_2 – площади плоскостей трещин, ограничивающих клин, м²; C' – сцепление по трещинам, Па; φ' – угол трения по трещинам, градус; α – угол наклона линии скрещения клинообразующих трещин, градус.

* Работа выполнена в рамках госзадания № 075-03-2020-474/1 от 05.03.2020.

Основной смысл обратных расчетов заключается в предположении, что в момент обрушения отношение удерживающих сил к сдвигающим обеспечивает коэффициент запаса устойчивости, равный 1. Параметрами, которые его определяют в данном уравнении, являются множественные комбинации значений C' и φ' . Существуют два основных способа выполнения обратных расчетов: однофакторный и двухфакторный. В первом случае одну из величин (C' или φ') принимают постоянной, а во втором учитывают два компонента. В рамках данной статьи будет рассмотрен однофакторный анализ. Для решения уравнения одну из двух характеристик принимают за константу. В качестве константы Г. Л. Фисенко и С. Дилсал рекомендовали φ' , так как вариаций этого параметра существенно меньше, чем удельного сцепления. Опытным путем было установлено, что значение угла внутреннего трения, определенное в лабораторных условиях, незначительно (на $1-3^\circ$) отличается от этого показателя в массиве [2]. В условиях Ковдорского ГОКа угол внутреннего трения по трещинам изменяется в диапазоне $14-35^\circ$ при среднем значении $24,5^\circ$.

На первом, наиболее важном этапе выполнено моделирование свершившихся обрушений. В ходе геолого-структурного картирования уступов карьера были зафиксированы все свершившиеся обрушения, согласно методикам [13, 14]. Следует отметить, что применение этого способа, в отличие от классического регламентированного [15], позволяет привязывать каждую трещину с точностью до 2–3 см, в то время как классический способ дает точность 3–5 м и не учитывает местоположение каждой из трещин в уступе карьера, что вносит погрешность в подсчет объема обрушения и, как следствие, увеличивает неточность определения сдвиговых характеристик по трещинам обратными расчетами. После оформления документации выполняли реконструкцию свершившегося обрушения средствами программы «Компьютерное моделирование», созданной на базе ГИС ГЕОМИКС. В программу вносили исходные параметры для расчета азимутально-угловых характеристик трещин с координатами и плотностью горной породы, удельного сцепления и угла внутреннего трения по трещинам, определенных в лабораторных условиях. На основании этих данных программа автоматически рассчитывала объем обрушения и угол наклона линии схождения. В итоге получалась модель обрушения, близкая к задокументированной в откосе (рис. 1).

Затем в ГИС ГЕОМИКС по заданному через 1° значению φ' (в диапазоне $0-45^\circ$) для каждой деформации выполняли расчет значения C' и строили график уравнения предельного равновесия призмы обрушения (рис. 2). График представляет собой множество точек с различными значениями C' и φ' , при которых выполняется условие $KЗУ = 1$ ($KЗУ$ – коэффициент запаса устойчивости). На графике показана граница области устойчивого и неустойчивого состояния призмы. Для наглядности черной точкой отмечено положение области, которая отражает сдвиговые характеристики фенитов по трещинам, определенные в лабораторных условиях (см. рис. 2). На графике отчетливо видно, что точка находится в области устойчивого положения, что противоречит реальной картине. Это еще раз подтверждает тот факт, что



Рис. 1. Фото обрушения в уступе (а) и его реконструированная трехмерная модель (б)

1, 2, 3 – трещины формирующие обрушение: поперечные (1, 3) и продольная (2) относительно простирания уступа

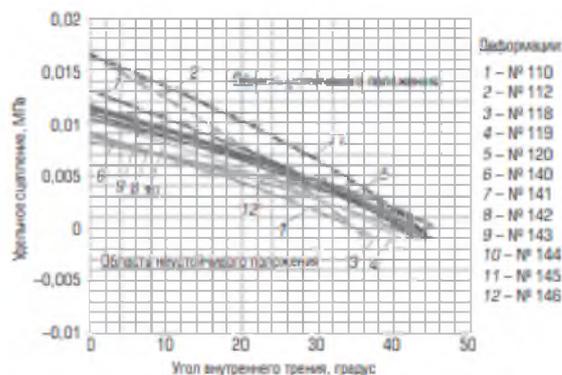


Рис. 2. Зависимость между углом внутреннего трения и удельным сцеплением в фенитах прибортового породного массива карьера рудника «Железный»

лабораторные испытания дают завышенные значения сдвиговых характеристик, и их применение в расчетных схемах вносит большую погрешность в оценку устойчивости уступов карьера.

Графоаналитическим путем находили значения удельного сцепления при $\varphi' = 24,5^\circ$, а полученные значения заносили в таблицу. По описанной выше методике выполнены обратные расчеты по 105 свершившимся обрушениям, среди которых 14 задокументированы в пироксенитах, 43 – в ийолитах, 31 – в фенитах, 6 – в оливинитах и 11 – в апатит-форстерит-магнетитовых (АФМ) рудах.

Следует отметить, что получить высокоточную модель обрушений стало возможным только с 2016 г., когда появились дистанционные методы изучения, базирующиеся на применении данных лазерного сканирования и аэрофотосъемки. Обрушения, задокументированные до 2016 г., были реконструированы по геолого-структурному плану и фотопанорамам уступов.

Результаты выполненных работ

По объему (m^3) случившихся обрушений уступов карьера проведена их классификация в составе шести групп: 1-я $0-200$; 2-я $>200-500$; 3-я $>500-1000$; 4-я $>1000-5000$; 5-я $>5000-10000$; 6-я $>10000 m^3$.

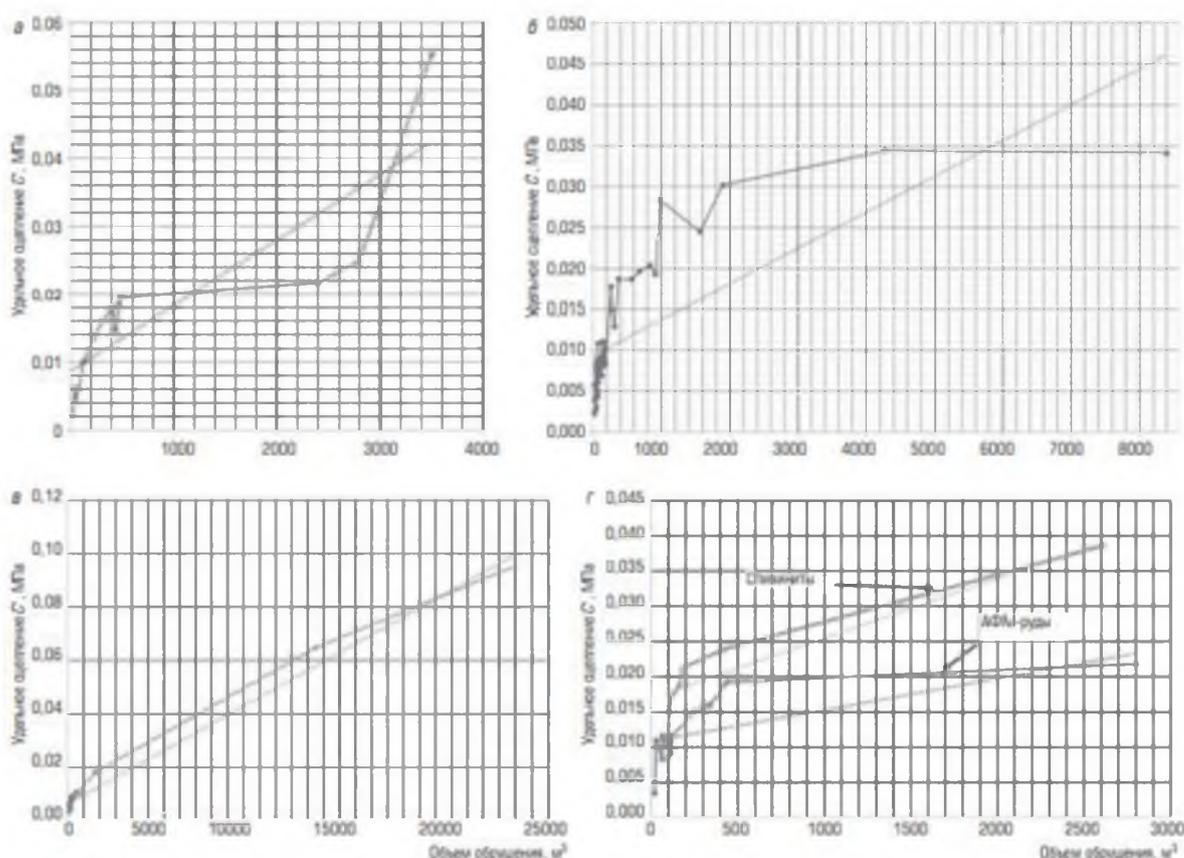


Рис. 3. Изменение удельного сцепления в пироксенитах (а), ийолитах (б), фенитах (г), оливинитах и АОМ-рудах (д) по мере увеличения объема обрушения (пунктиром показана линия тренда)

Обратные расчеты в пироксенитах представлены 14 деформациями, среди которых к 1-й группе относятся пять обрушений, ко 2-й – шесть и три деформации принадлежат 4-й группе. Удельное сцепление по трещинам в первой из них находится в диапазоне 0,0021–0,0091 МПа ($C_{\text{ср}} = 0,00576$ МПа), во второй – 0,0134–0,0195 МПа ($C_{\text{ср}} = 0,017$ МПа), а в четвертой достигает максимальных значений 0,0216–0,0553 МПа ($C_{\text{ср}} = 0,029$ МПа). Из полученных данных следует, что по мере роста объема обрушения увеличивается и удельное сцепление по трещинам, что также отчетливо прослеживается на графике (рис. 3, а).

Очевидно, что изменение сцепления происходит плавно с незначительными скачками как в большую, так и меньшую сторону. Это обусловлено погрешностью моделирования обрушения, так как все существующие в настоящее время расчетные схемы идеализированы и не учитывают изменчивого характера плоскости трещины, который напрямую влияет на объем обрушения и, как следствие, на величину сцепления. Кроме того, на величину сцепления оказывают влияние взрывные работы, которые достаточно сложно учесть в расчетных схемах, так как каждый случай будет индивидуальным и зависимым от мощности взрыва, его направления и удаленности от обрушения.

В ийолитах зафиксированы 43 обрушения, представленные 1–5-й группами. В первой из них удельное сцепление варьирует в интервале 0,0023–0,011 МПа при $C_{\text{ср}} = 0,0074$ МПа. Во второй $C_{\text{ср}} = 0,0161$ МПа при разбросе значений в диапазоне 0,0129–0,0187 МПа. Третья характеризуется значениями 0,0187–0,0204 МПа при среднем 0,0195 МПа. Четвертая представлена диапазоном 0,0245–0,0344 МПа, $C_{\text{ср}} = 0,0275$ МПа, а пятая, представленная одной деформацией, характеризуется $C' = 0,0341$ МПа. Для ийолитов так же, как и для пироксенитов, характерно относительно плавное увеличение сцепления с небольшими скачками, что отчетливо прослеживается на графике зависимости удельного сцепления от объема обрушения (см. рис. 3, б).

Массив фенитов представлен выборкой из 31 обрушения, разделенных на пять групп (1–4-я, 6-я). В первой, наиболее многочисленной, $C_{\text{ср}} = 0,0058$ МПа с диапазоном значений 0,0033–0,0091 МПа. Во второй и третьей наблюдаются средние значения, равные 0,0088 МПа (диапазон 0,0078–0,0098 МПа) и 0,0109 МПа (диапазон 0,0098–0,018 МПа). Четвертая группа представлена единственным определением сдвиговых характеристик с $C' = 0,0182$ МПа. Максимальные значения отмечаются в шестой

Таблица 1. Сводная таблица удельного сцепления, МПа, в массиве сквапных горных пород Ковдорского магнетит-апатитового месторождения

Породы	Объем обрушения, м ³					
	0–200 (1-я группа)	200–500 (2-я группа)	500–1000 (3-я группа)	1000–5000 (4-я группа)	5000–10000 (5-я группа)	>10000 (6-я группа)
Пироксениты	0,0021–0,0091 0,0058	0,0134–0,0195 0,017	–	–	0,0195–0,0553 0,029	–
Ийолиты	0,0023–0,011 0,0074	0,013–0,019 0,016	0,0187–0,0204 0,0195	0,0199–0,0344 0,0275	0,0341	–
Фениты	0,0039–0,0091 0,0058	0,0078–0,0098 0,0088	0,0098–0,018 0,0109	0,0182	–	0,065–0,095 0,08
АФМ-руды	0,0095–0,0117 0,0094	0,0151–0,0192 0,0168	–	0,0218	–	–
Оливиниты	0,0132–0,0212 0,0174	0,023	–	0,0386	–	–

Примечания. Диапазон – диапазон изменения значений, а знаменатель – средние показатели.

Таблица 2. Сводная таблица физико-механические свойства основных петрографических типов пород Ковдорского месторождения

Породы	γ , г/см ³	$\sigma_{сж}$, МПа	$\sigma_{раст}$, МПа	C_x , МПа	ϕ , градус	ϕ' , МПа	ϕ'' , градус
Оливинит	3,20	31,50	9,32	23,38	33,48	Н. д.	Н. д.
Пироксенит	3,14	82,97	5,37	20,50	36,76	0,0608	14–35
Ийолит	2,83	91,50	7,57	23,38	32,22	0,0637	14–35
Фенит	2,84	130,8	9,23	29,58	34,20	0,0627	14–35
АФМ-руды	3,85	85,83	6,84	21,99	35,00	Н. д.	Н. д.

Примечания. γ – плотность горной породы; $\sigma_{сж}$ – предел прочности на одноосное сжатие; $\sigma_{раст}$ – предел прочности на растяжение; C_x – удельное сцепление в недеформированной породе; ϕ – угол внутреннего трения.

группе и составляют 0,065–0,095 МПа при среднем значении 0,08 МПа. Следует отметить, что в фенитах для обрушений объемом до 500 м³ (до 0,01 МПа) сохраняется один порядок значений удельного сцепления, а их резкое увеличение начинается с объема 1000 м³ (свыше 0,02 МПа), что отличает фениты от рассмотренных выше пород, характеризующихся более резкими скачками значений в меньших интервалах объема.

Увеличение удельного сцепления по трещинам в массиве фенитов, так же, как и в предыдущих случаях, происходит по мере роста объема обрушения, что отчетливо видно по линии тренда (см. рис. 3, д).

В прибортовом породном массиве, сложенном АФМ-рудами, задокументированы 11 обрушения, которые по объему вывала относятся к 1, 2 и 4-й группам. В 1-й группе величина сцепления находится в диапазоне 0,0095–0,0117 МПа ($C_x = 0,0094$ МПа). Во 2-й группе этот параметр возрастает до среднего значения 0,0168 МПа (0,0151–0,0192 МПа). В заключительной группе, представленной одной деформацией, удельное сцепление составляет 0,0218 МПа. Из полученных данных следует, что тенденция к росту сцепления с увеличением объема обрушения сохраняется и в АФМ-рудах (см. рис. 3, г).

Наименее изученными относительно оценки сдвиговых характеристик методом обратных расчетов является массив оливинитов. Здесь задокументированы только шесть обрушений объемом

100–2612 м³. Эти породы от рассмотренных выше отличаются более высокой прочностью и плавным увеличением сцепления одновременно с ростом объема обрушений, что отчетливо прослеживается на графике (см. рис. 3, г). Так, у обрушений первой группы C_x варьирует в пределах 0,0132–0,0212 МПа при среднем 0,0174 МПа, у обрушения второй группы увеличивается до 0,023 МПа и достигает максимального значения в 4-й группе (0,0386 МПа). В этом случае,

несмотря на малое число значений в выборке, тенденция к росту удельного сцепления с увеличением объема вывала сохраняется. Таким образом, можно сделать вывод, что в условиях Ковдорского месторождения магнетит-апатитовых руд прослеживается четкая тенденция к увеличению удельного сцепления по мере роста объема обрушений.

На основе этих данных проанализированы, структурированы и сведены в единую таблицу значения удельного сцепления по трещинам, полученные обратными расчетами по свершившимся обрушениям (табл. 1).

Из данных табл. 1 видно, что закономерность увеличения удельного сцепления по мере роста объема обрушения прослеживается во всех петрографических типах пород, представленных в выборке.

В 1-й группе (0–200 м³) значения удельного сцепления во всех породах, за исключением оливинитов, примерно равны и, как правило, не превышают 0,01 МПа. Во 2-й группе в пироксенитах, ийолитах и АФМ-рудах значения C_x схожи и равны 0,017; 0,016 и 0,0168 МПа соответственно. Из общей картины выпадают фениты с очень низкими значениями сцепления (0,0088 МПа) и пливиниты, прочность которых на 20 % выше, чем у упомянутых выше ийолитов, пироксенитов и АФМ-руд.

Удельное сцепление фенитов (0,0109 МПа) 3-й группы почти в два раза ниже, чем у ийолитов (0,0195 МПа). В 4-й группе наиболее прочными относительно сцепления по трещинам являются рудные массивные пироксениты (0,041 МПа) и оливиниты (0,0386 МПа). Наименее прочные – фениты (0,0182 МПа), чуть прочнее – АФМ-руды (0,0218 МПа). Удельное сцепление ийолитов равно 0,0275 МПа.

В 5-й группе присутствуют только пироксениты и ийолиты со средними значениями удельного сцепления 0,029 и 0,0341 МПа соответственно. В 6-й группе обрушения задокументированы только в фенитах. По ним установлено, что C_x крупных обрушений равно 0,08 МПа.

Фениты, характеризующиеся минимальными значениями сцепления, относятся к метасоматическим горным породам, что отличает их от оливинитов, пироксенитов, ийолитов и АФМ-руд, которые имеют магматическое происхождение [16–20]. Можно

было бы предположить, что именно с этим связана их низкая прочность на сдвиг, однако парадокс состоит в том, что по результатам физико-механических испытаний образцов керн они являются одними из самых прочных пород (табл. 2).

По данным документации керн инженерно-геологических скважин, пробуренных в фенитах, по их трещинам на глубину до 400 м от кровли скальных пород прослеживаются гипергенная минерализация (преимущественно гидроксиды железа) и проницаемость фенитов нисходящими водами. Именно этот фактор обусловил минимальные значения сцепления в массиве фенитов.

Выводы

1. Во всех породах рассмотренной выборки установлено закономерное увеличение удельного сцепления по трещинам по мере

роста объемов обрушения.

2. Удельное сцепление небольших по объему обрушений (0–200 м³) во всех типах пород, представленных в выборке, за исключением оливинитов, примерно равно и находится в диапазоне 0,0021–0,011 МПа ($C'_{sp} = 0,0071$ МПа).

3. Наибольшими значениями C' обладают оливиниты.

4. Самыми благоприятными для скольжения по трещинам горных пород являются фениты (практически по всем их группам величина C' на 10–90 % ниже, чем у других пород), что связано с гипергенной минерализацией и нисходящими водами в трещинах фенитов.

5. Низкие и примерно одинаковые значения C' (0,0058–0,0094 МПа) в группе 0–200 м³ в существенной мере обусловлены влиянием взрывных работ на деформации уступов.

Библиографический список

1. Дуноев А. В. Типы и условия проявления деформаций стационарных уступов карьера при разработке Ковдорского апатит-магнетитового месторождения // Известия Тульского государственного университета. Сер. Геомеханика. Механика подземных сооружений: сб. матер. VI Междунар. конф. – Тула, 2009. С. 56–59.
2. Журов Д. В., Мельникова Г. С., Рыбин В. В., Саварев В. А., Хлынов С. А. Особенности инженерно-геологического изучения массивов скальных пород в целях проектирования глубоких карьеров на примере Ковдорского месторождения магнетитовых и апатитовых руд. Часть 1 // Вестник Кольского научного центра РАН. 2016. № 1(24). С. 15–25.
3. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1965. – 378 с.
4. Макаров А. Б., Ларманович Э., Ливинский И. С., Слוצкин В. И., Солуянов Н. О. Методика обратных расчетов сцепления и трения по трещинам по фактам вывалов с бортов карьеров // Маркшейдерия и недропользование. 2016. № 4(80). С. 44–48.
5. Babchenko Yu. P., Eremenko V. A. Model representation of anthropogenically modified subsoil as a new object in lithosphere // Eurasian Mining. 2019. No. 2. P. 3–8. DOI: 10.17580/em.2019.02.01
6. Чернышев С. Н. Трещиноватость горных пород и ее влияние на устойчивость откосов. – М.: Недра, 1984. – 111 с.
7. Серый С. С., Ермаков В. А., Дуноев А. В. Инженерно-геологическое районирование массивов скальных горных пород и прогноз деформаций уступов карьеров // ГИАБ. 2008. № 5. С. 157–164.
8. Долов Н. М., Оксатов Р. Л. Борьба с оползнями на карьерах. – М.: Недра, 1980. – 239 с.
9. WuWe D. C. Rock Slope Engineering: Civil Applications. 5th ed. – Boca Raton: CRC Press, 2018. – 568 p.
10. Шилкин Л. С. Метод обратных расчетов при анализе устойчивости карьерных откосов // Современное горное дело: образование, наука, инновационность: матер. симпозиума. – М.: МГТУ, 1996. С. 88–92.
11. Musah Aboukh, Mostafa Sharifzadeh. Uncertainty and Reliability Analysis of Open Pit Rock Slopes: A Critical Review of Methods of Analysis // Geotechnical and Geological Engineering. 2019. Vol. 37. Iss. 3. P. 1223–1247.
12. Miller S. M. Modeling Shear Strength at Low Normal Stresses for Enhanced Rock Slope Engineering // Proceedings of 39th Highway Geology Symposium. Salt Lake City, 1988. P. 346–356.
13. Серый С. С., Азаров И. Б., Бондаров А. В., Азаров Н. Б. Дистанционная оценка ориентировки трещин в откосах уступов карьера с использованием лазерного сканера // Маркшейдерия и недропользование. 2016. № 3(83). С. 54–57.
14. Явочкин Е. Б., Яковченко И. М., Дуноев А. В. Применение фотометодов для изучения структуры массива скальных пород в состоянии стационарных уступов в карьере // Геология, география и глобальная энергия. 2009. № 1(32). С. 31–37.
15. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – Л.: ВНИИМ, 1972. – 168 с.
16. Афонасьев Б. В. Минеральные ресурсы щечно-ультраосновных массивов Кольского полуострова. – СПб.: Роза ветров, 2011. – 224 с.
17. Бобров А. П., Алабаев Д. Д. Влияние волнистости поверхности ослабления в горном массиве на устойчивость откосов // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений: сб. докл. IV Междунар. науч.-техн. конф. – Екатеринбург: Изд-во УГТУ, 2015. С. 112–115.
18. Яковченко И. М., Явочкин Е. Б., Дуноев А. В., Ковалева С. Г. Трещиноватость породного массива в карьере рудника «Железные» АО «Ковдорский ГОК» // Горный журнал. 2019. № 10. С. 11–15. DOI: 10.17580/gzh.2019.10.01
19. Schlotfeldt P., Eimo D., Ponton B. Overhanging rock slope by design: An integrated approach using rock mass strength characterisation, large-scale numerical modelling and limit equilibrium methods // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2018. Vol. 10. Iss. 1. P. 72–90.
20. Nagasa B., Nengxiang Xu, Gang Mei. An equivalent discontinuous modeling method of jointed rock masses for DEM simulation of mining-induced rock movements // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2018. Vol. 108. P. 1–14. 

«ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ», 2020, № 10, pp. 68–73
DOI: 10.17580/gzh.2020.10.06

Estimate of change in specific cohesion between fracture surfaces by back-calculation: A case study of open pit mine Zheleznyy of Kовдор Mining and Processing Plant

Information about authors

- I. B. Agarkov¹, Senior Lecturer, agarkov@bsu.edu.ru
 I. M. Ignatenko¹, Director of the Institute of Earth Sciences, Candidate of Engineering Sciences
 Y. A. Dunasov¹, Professor, Doctor of Geological and Mineralogical Sciences
 I. S. Kryuchkov¹, Post-Graduate Student
¹Belgorod State University, Belgorod, Russia

Abstract

This article presents the back-calculation data on bench deformations in open pit mine Zheleznyy of Kовдор Mining and Processing Plant. The calculations are performed for 105 rock falls divided into six groups with respect to volume (m³): 0–200 is group 1; >200–500 is group 2; >500–1000 is group 3; >1000–5000 is group 4; >5000–10000 is group 5; >10000 is group 6. The computational method was the single-factor analysis of change in specific cohesion between the surfaces of deformation-limiting fractures. The internal friction angle is assumed to be constant as it is the least of all changeable and is correlatable with laboratory test data. Actual rock falls were simulated in GIS GEDMOL. The simulation correctness was ensured by the high-accuracy referencing and orientation measurements of fractures using 3D model constructed based on laser scanning and drone photography. For all sampled rocks, it is found that specific cohesion between fracture surfaces grows with increasing volume of rock falls.

Specific cohesion in case of small volume rock falls (0–200 m³) in all types of rocks, except for olivinite, is approximately the same and ranges as 0.0021–0.011 MPa; for olivinite, this value is higher by 20 % at least. Higher rate slipping along fractures is typical of fenite (almost in all groups, specific cohesion is lower by 10–90 % than in other rock types), which is governed by supergene mineralization of fenites and by down water flow in fractures. The low and approximately equal values of specific cohesion (0.0058–0.0094 MPa) are observed in group D–200 m³, which is conditioned by the action of blasting on deformation of benches.

The study is carried out under State Contract No. 075-03-2020-474/1 of 05.03.2020.

Keywords: Kovdor magnetite–apatite ore deposit, benches, deformations, simulation, limit equilibrium equation, actual rock falls, back-calculation, fractures, specific cohesion, internal friction angle.

References

1. Dunaev A. V. Types and conditions of deformation of permanent benches in open pit mining of Kovdor apatite–magnetite deposit. In: *TuGG. Ser. Geomechanics. Mechanics of Underground Structures*. // International Conference Proceedings. Bala, 2009. pp. 56–59.
2. Zhou P. Y., Malhotra G. S., Byhin M. Q., Sakhanov V. A., Ermolov S. A. *Perceptions of the Engineering-Geological Studies of Rock Masses for Designing / Redesigning Deep Open Pits Exemplified with the Kovdor Deposit of Magnetite and Apatite Ores (Kovdor Alkaline-Ultrabasic Massif, NE of the Penninsularian Shield), Part I*. *Vestnik Kolskogo nauchnoissledovatel'skogo tsentra RAN*. 2016. No. 1. pp. 15–25.
3. Pisenko G. L. *Stability of pit and dump edges*. 2nd enlarged and revised edition. Moscow: Nedra, 1965. 378 p.
4. Makarov A. B., Khormazabal E., Livinskij I. S., Spirin Y. I., Solovyanov N. D. Back analysis of shear strength of joints based on bench wedge failures. *Marksheideriya i nedropolozovaniye*. 2016. No. 4(184). pp. 44–48.
5. Galkhenko Yu. P., Erementskiy V. A. Model representation of anthropogenically modified subsoil as a new object in lithosphere. *Gussizdat Mining*. 2019. No. 2. pp. 3–8. DOI: 10.17580/gsm.2019.02.01
6. Chernyshov S. N. *Rock jointing and influence on slope stability*. Moscow: Nedra, 1964. 111 p.
7. Sevin S. S., Ermolov Y. A., Dunaev A. V. Engineering-geological zoning of hard rock masses and prediction of deformations in open pit benches. *GIA*. 2008. No. 5. pp. 157–164.
8. Popov L. I., Okatov R. P. *Struggle with landslides on open pits*. Moscow: Nedra, 1980. 238 p.

9. Wylie D. C. *Rock Slope Engineering. Civil Applications*. 5th ed. Boca Raton: CRC Press, 2018. 568 p.
10. Shpakov P. S. Back-calculation in slope stability analysis for open pit mines. *Modern Mining Education, Science and Industry: Symposium Proceedings*. Moscow: MGGA, 1996. pp. 88–92.
11. Musah Abdulai, Mostafa Shariifudeh. Uncertainty and Reliability Analysis of Open Pit Rock Slopes: A Critical Review of Methods of Analysis. *Geotechnical and Geological Engineering*. 2019. Vol. 37, Iss. 3. pp. 1223–1247.
12. Miller S. M. Modeling Shear Strength at Low Normal Stresses for Enhanced Rock Slope Engineering. *Proceedings of the 39th Highway Geology Symposium*. Salt Lake City, 1988. pp. 346–356.
13. Sevin S. S., Agarkov L. B., Korovnikov A. V., Agarkov N. B. Remote assessment of orientation of fractures in pit's slopes using laser scanners. *Marksheideriya i nedropolozovaniye*. 2016. No. 3(83). pp. 54–57.
14. Yanitskiy E. B., Ignatenko L. M., Dunaev A. V. Photographic techniques in the analysis of rock mass structure and bench stability in open pit mines. *Geologiya, geofizika i globalnaya energiya*. 2009. No. 1(32). pp. 31–37.
15. Methodical regulations for definition of edge slope angles, bench slopes and dumps of constructed and exploited pits. Leningrad: VNIIM, 1972. 168 p.
16. Alimov B. I. Mineral reserves of the alkaline-ultrabasic rock masses of the Kola Peninsula. *Salm-Petersburg: Rossiya*, 2011. 224 p.
17. Badulin A. P., Ayubova D. D. Effect of wave lines of weakened surfaces in rock mass on slope stability. *Innovative Geotechnologies for Metals and Nonmetals Ore Deposits: IV International Conference Proceedings*. Irkutsk: Irkutskiy UGU, 2015. pp. 112–115.
18. Ignatenko L. M., Yanitskiy E. B., Dunaev A. V., Kabeiko S. G. Jointing of rock mass in open pit at the Zhelezny mine of the Kovdor Mining and Processing Plant. *Gornyy Zhurnal*. 2019. No. 10. pp. 11–15. DOI: 10.17580/gzh.2019.10.01
19. Schlotfeldt P., Blome D., Panton B. Overhanging rock slope by design: An integrated approach using rock mass strength characterization, large-scale numerical modelling and limit equilibrium methods. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. 2018. Vol. 10, Iss. 1. pp. 72–90.
20. Regava B., Nengqing Xu, Gang Mei. An equivalent discontinuous modeling method of jointed rock masses for DEM simulation of mining-induced rock movements. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. 2018. Vol. 108. pp. 1–14.

ПАМЯТИ ОХОТИНА АНАТОЛИЯ ЛЕОНТЬЕВИЧА



10 июня 2020 г. ушел из жизни Анатолий Леонтьевич Охотин – профессор, заведующий кафедрой маркшейдерского дела Национального исследовательского технического университета «Иркутский государственный технический университет», действительный член Академии горных наук, член Центрального совета Союза маркшейдеров России, член Совета Федерального учебно-методического объединения «Прикладная геология, горное дело, нефтегазовое дело и геодезия», президент Международного союза маркшейдеров (ISM), член редакционного совета журнала «Маркшейдерский вестник».

Анатолий Леонтьевич Охотин в своей жизни многого достиг благодаря сибирскому характеру, таланту, трудолюбию и упорству в достижении целей. Будучи уроженцем небольшого поселка на севере Иркутской области (Жигалово), он с отличием закончил Иркутский политехнический институт. Со студенческих лет А. Л. Охотин тесно связал свою жизнь с горной наукой. После окончания аспирантуры Московского горного института и защиты кандидатской диссертации под руководством профессора В. А. Букринского он вернулся в родной Иркутский политехнический институт, где прошел путь от ассистента до заведующего кафедрой маркшейдерского дела. Именно здесь в полной мере раскрылся организаторский талант А. Л. Охотина. Кафедра

получила сильнейший толчок в материальном и техническом развитии, в реализации проектов во взаимодействии с крупнейшими компаниями. Кафедра маркшейдерского дела стала одной из ведущих кафедр в стране, получив звание «Золотая кафедра России» в рамках национального проекта «Золотой фонд отечественной науки», в многие ее сотрудники стали известными в академическом сообществе учеными и методистами. Знаменательна деятельность Анатолия Леонтьевича и на международном направлении. В 2019 г. он был избран вице-президентом Международного союза маркшейдеров (ISM), в в сентябре 2016 г. на XI Всемирном конгрессе в Брисбене (Австралия) его избрали президентом ISM, объединяющим профессионалов из 43 стран. Впервые представитель России возглавил международное сообщество профессионалов, широко известных среди ведущих горнодобывающих компаний мира и академической горной общественности.

Можно рассказывать еще много и интересного, что сделано этим замечательным неординарным человеком. Очень жаль, что его уже нет рядом, но память о нем, как и его дела, останутся с нами.

*Иркутский национальный исследовательский
технический университет,
Совет Федерального учебно-методического объединения
«Прикладная геология, горное дело, нефтегазовое
дело и геодезия» НИТУ «МИСиС»,
редколлегия и редакция «Горного журнала»*