

Анализ влияния рейтинговых методик оценивания массива на его физико-механические характеристики и на расчет крепи вертикального ствола

Петр Алексеевич ДЕМЕНКОВ*
Дмитрий Александрович КОТИКОВ**
Екатерина Леонидовна РОМАНОВА***

Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия

Аннотация

Цель работы – сравнительный анализ влияния использования различных рейтинговых методик на оценку прочности и устойчивости массива, а также на результаты расчета напряжений на внутреннем контуре крепи вертикального ствола.

Актуальность работы. Прогноз развития деформаций породного контура вертикального ствола при ведении проходческих и горных работ является неотъемлемой частью изысканий в области геомеханики, достоверность которого зависит от корректности определения механических характеристик породного массива. Для этого необходимо с помощью применения одной из существующих методик оценки массива перейти от показателей испытанного образца керна к показателям свойств в массиве. Неизменная потребность в добыче полезного ископаемого диктует необходимость строительства капитальных горных выработок, в том числе стволов, что обуславливает актуальность выявления области применения существующих методик оценки устойчивости вмещающего массива.

Методы исследования. Данная работа представляет собой теоретическое исследование, в ходе которого были использованы логические, аналитические методы научного познания, количественный и качественный статистический анализ, синтез данных, приемы математизации и функциональный анализ. На основании данных контрольно-стволового бурения был произведен переход от физико-механических характеристик образца к физико-механическим характеристикам массива с помощью разных рейтинговых методик оценки породы, после чего были определены модуль деформации массива и напряжение на контуре крепи и проведен сравнительный анализ полученных результатов.

Результаты работы и область их применения. В работе приведен обзор рейтинговых систем классификации оценки структурной нарушенности породного массива с выраженными эмпирическими зависимостями. Представлены некоторые аналитические методики определения устойчивости, выполнен обзор методов оценки с использованием полевых приборов и численного моделирования. Приведены исследования влияния различных рейтинговых систем оценки массива на определение модуля деформации массива и на напряжения в крепи на примере пяти скважин контрольно-стволового бурения на двух различных месторождениях как в геостатических, так и в осложненных тектоникой горно-геологических условиях. По результатам исследования были установлены следующие зависимости: при одинаковых исходных физико-механических свойствах образца после перехода к характеристикам массива с помощью показателя *GSI* модуль деформации массива значительно выше, чем при использовании рейтинга *RMR*; при расчете напряжений на контуре крепи с использованием показателя *GSI* напряжения на внутреннем контуре крепи значительно меньше, чем при расчете с помощью рейтинга *RMR*. Областью применения полученных результатов является наука геомеханика, а также отрасль промышленного подземного строительства.

Выводы. При расчете модуля упругости горной породы и напряжений на контуре крепи методы оценки устойчивости массива существенно влияют на результаты вычислений. Оценка массива с помощью только рейтинговых систем недостоверна, подобная инженерная задача требует использования более двух рейтинговых систем для более точной оценки, а также дополнительного использования подходов, в частности математического моделирования.

Ключевые слова: рейтинговые классификации, *RMR*, *GSI*, вертикальный ствол, крепь, модуль деформации, напряжения, сложные горно-геологические условия.

Введение

Расчет устойчивости крепи подземного сооружения начинается с оценки физико-механических свойств массива горных пород, в котором планируется заложение и эксплуатация конструкции. Полученные по результатам

лабораторных испытаний физико-механические характеристики образцов не могут напрямую использоваться для оценки несущей способности породы по причине варьирования результатов опытов в зависимости от размера образ-

✉ demenkov_pa@pers.spmi.ru;

**Kotikov_DA@pers.spmi.ru

***s215064@stud.spmi.ru

ца – масштабного эффекта. Таким образом, оценка свойств породного массива выполняется на основании детальной оценки результатов инженерно-геологических изысканий и лабораторных исследований с применением одной из существующих методик ослабления механических характеристик образца, полученных в ходе испытаний.

На прочность породного массива оказывает эффект его структурная нарушенность, степень влияния которой зависит от многих факторов. Для оценки структурной нарушенности породного массива используются различные рейтинговые показатели и классификационные схемы. Из существующих рейтинговых систем *RMR*, *GSI* и *RQD*, рассмотренные в работе, наиболее полно отражают качественное описание нарушенности породного массива и используются элементами полуэмпирических методик для прогноза устойчивости породных обнажений и рекомендаций по выбору типа и параметров крепей горных выработок. Геологический индекс прочности породного массива Хука и Брауна в основном используется для комплексной оценки влияния структурной нарушенности породного массива на деформационные и прочностные показатели породного массива.

В данной статье предложен краткий обзор существующих методов оценки массива, а также рассмотрено влияние рейтинговых методик на определение физико-механических свойств массива и последующий расчет напряжений на контуре крепи.

Обзор существующих методов оценки устойчивости и прочности массива

1. Рейтинговые системы классификации горных пород. Рейтинговые системы классификации массива горных пород – это эмпирические методы, разработанные исследователями на основе опыта, полученного в ходе реализации проектов горных производств. Этот подход предпочтительно использовать на ранней стадии разработки проекта освоения подземного пространства, когда имеется лишь ограниченная информация об объекте. Развитие ряда современных рейтинговых систем стало играть важную роль при оценке состояния массива горных пород, проектировании временной крепи, осуществлении необходимой последовательности строительства и определении местоположения выработок.

Первая успешная попытка классифицировать массив горных пород для инженерных целей была предпринята Карлом Терцаги [1]. Он предложил «простую» классификацию нагрузки горного давления для оценки нагрузки на стальную рамную крепь тоннеля. Эта рейтинговая система классификации горных массивов включала в себя девять категорий и получила широкое распространение после ее представления, однако она применима в большей степени для выработок, закрепленных рамной стальной крепью, и не подходит для выработок с анкерным или набрызг-бетонным креплением. Х. Лауффер [2] представил концепцию, связанную с временем обнажения незакрепленного участка горной выработки, которое зависит от величины пролета и качества горной породы. Первоначальное предложение Лауффера больше не используется, в то время как концепция времени обнажения использовалась и изменялась в нескольких более поздних рейтинговых системах [3, 4].

Методика определения качества горных пород (*RQD*) [5] была нацелена на количественное определение качества горной породы на основе извлечения керна при бурении. *RQD* определяется как отношение общей длины сохранных кусков керна длиной более 10 см к длине буренного участка в скважине:

$$RQD = \frac{\sum l_k > 10 \text{ см}}{l_{\text{участка}}}$$

Д. Дир [5] вывел соотношения между индексом *RQD* и инженерным качеством породы. Также были предприняты попытки соотнести *RQD* с требованиями к креплению горной выработки [6, 7]. Тем не менее А. Меритт [7] пришел к выводу, что требования к креплению, рассчитанные на основе *RQD*, неприменимы к тем случаям, когда трещины содержат тонкие глинистые прослойки или осадочный материал. Как простой индекс *RQD* предоставляет ограниченную информацию о качестве породы; влияние некоторых критических характеристик (например, ориентация и шероховатость трещин) не может быть учтена этим индексом [8]. Кроме того, значение *RQD* изменяется в зависимости от направления и сильно зависит от качества бурения и выбора участка бурения.

В настоящее время критерий *RQD* наиболее популярен для оценки свойств массива горных пород [9] и используется в качестве основного параметра в двух широко распространенных системах классификации горных пород: система рейтинга горных масс (*RMR*) и система индекса геологической прочности (*GSI*).

Была разработана [10,11] количественная классификация для массивов горных пород – геомеханическая классификация, или система рейтинга горных масс (*RMR*). В настоящее время это одна из широко используемых классификаций, которая служит наиболее гибкой, быстрой и отвечающей условиям скального массива методикой определения устойчивости массива пород.

В данной классификации используются следующие основные параметры:

- прочность пород на одноосное сжатие (*JA1*);
- оценка по величине выхода керна (*JA2*);
- расстояние между трещинами (*JA3*);
- условия трещиноватости (*JA4*);
- условия обводненности (*JA5*);
- условия ориентации трещин (*JB*);
- время существования выработки (*JT*).

Каждый из указанных параметров имеет свой рейтинговый показатель, измеряющийся в баллах, а в целом рейтинг устойчивости *RMR* определяется как сумма баллов всех учитываемых факторов:

$$RMR = JA1 + JA2 + JA3 + JA4 + JA5 + JB + JC.$$

В течение многих лет система модифицировалась путем добавления новых данных и была распространена на различные области, такие как проходка горных выработок, горнодобывающая промышленность, фундаменты плотин и устойчивость склонов [10, 12]. *RMR* также используется для оценки свойств горной породы. Например,

Бенявский [10] предложил соотношения между модулем деформации массива горных пород и значениями *RMR*; также *RMR* была использована для определения констант Хука–Брауна [13, 14].

Индекс геологической прочности (*GSI*), разработанный Е. Хуком [15], представляет собой показатель, учитывающий снижение прочности неповрежденной породы в результате различных геологических условий. Эта характеристика основана на визуальной оценке структуры породы и состояния поверхности трещин [16]. После того как значение *GSI* оценено в результате полевых наблюдений, его можно использовать для расчета параметров прочности массива горных пород и модуля деформации массива горных пород [17, 18]. Следовательно, систему *GSI* целесообразно использовать скорее как индекс для оценки параметров горной массы.

Геологический индекс прочности является безразмерной величиной и учитывает геологические особенности породного массива, его структуру и трещиноватость. Индекс *GSI* также оценивается по классификационной таблице Хука–Брауна, значения которого изменяются от 0 до 100.

Показатель *GSI* определяется на основании показателя *RQD* и параметров геомеханического рейтинга Бартон [15]:

$$GSI = \frac{52(J_r / J_a)}{1 + (J_r / J_a)} + \frac{RQD}{2},$$

где J_r – показатель шероховатости поверхности трещины; J_a – показатель заполнения трещины другой породой.

В целом рейтинговые системы и классификации горной породы, основывающиеся на полевых наблюдениях или натуральных испытаниях, просты в применении и подходят для использования на ранних стадиях строительства. Широкое применение рейтинговых систем классификации массива горных пород в проектах горного строительства показало, что они полезны для оценки состояния массива горных пород, проектирования временного крепления, а также для оценки свойств массива горных пород. Тем не менее они никогда не должны использоваться как окончательное руководство для проектирования при выборе типа, способа и материала крепления для подземных сооружений.

2. Аналитические методы оценки устойчивости массива. Наравне с рейтинговыми методиками оценки устойчивости массива также существуют и аналитические, натурно-испытательные методы и методы численного моделирования. Несмотря на то что основной акцент в данном исследовании сделан на анализе рейтинговых методик, охарактеризуем вкратце и остальные методы.

В аналитических методах решения в замкнутом виде обычно выводятся на основе теорий или законов. В подземной горной инженерии было разработано множество решений для оценки устойчивости массива горных пород и прогноза деформаций и разрушений вокруг горных выработок.

Существуют теории для горных выработок, пройденных в слоистых горных породах, в которых слоистые пласты кровли принимаются за стопку поддерживаемых

балок, вес от которых передается на опоры проема. Балки были представлены в упрощенном виде как сплошные и без шарниров, в результате чего было доказано, что разрушение произойдет в середине пролета [19]. Решения в замкнутом виде, основанные на этой теории, можно найти в исследованиях [20, 21]. Эта теория в дальнейшем получила развитие в ряде научных исследований [22, 23]. Для простых сферических и цилиндрических горных выработок были разработаны аналитические решения для расчета напряжений, деформаций, перемещений и зон текучести. Например, Г. Кирш продемонстрировал упругое решение тангенциальных и радиальных напряжений и перемещений вокруг выработки кругового сечения, которое широко используется и на сегодняшний день. Аналитические исследования для массивов горных пород с пластическим поведением представлены в работах [24, 25].

Метод конвергенции–конфигурации [26] является теоретическим инструментом для проектирования крепи подземных выработок. Он включает в себя три основные кривые, а именно: кривую реакции грунта (*GRC*), профиль продольной деформации (*LDP*) и кривую крепи (*SCC*). Построив три кривые, можно предсказать реакцию породного массива и взаимодействия между породным массивом и крепью. В работе [27] авторы применили метод конвергенции–конфигурации для горных выработок, расположенных в массиве горных пород, удовлетворяющих критерию разрушения Хука–Брауна; кривые *SCC* были получены для набрызг-бетонных и бетонных крепей, стальной арочной крепи, а также анкерных болтов и тросов. Л. Алехано [26] предложил процедуру построения кривых *GRC* для размягчающихся от деформации породных массивов; предложенный метод был использован для подбора типа крепей для горных выработок в массиве горных пород с различными характеристиками.

Аналитические методы применяются для анализа простых проблем и помогают изучить механизмы разрушения и поведения массивов горных пород. Решенные аналитически задачи чаще всего относятся к случаям с однородным, изотропным представлением горной породы для осесимметричных выработок. Получить решения в замкнутом виде для сложных задач с помощью аналитических методов непросто, в этом случае следует прибегать к помощи математического или физического моделирования [28].

3. Инструментальные методы оценки массива. Полевые приборы для натуральных наблюдений обычно применяются на всех этапах подземного проекта для различных целей. До начала строительства они используются для сбора необходимой информации для проектирования, такой как типы и свойства горной породы, ориентация трещин в массиве, направления и величины внутренних напряжений и т. д. Во время или после разработки породы натурные наблюдения играют важную роль в мониторинге массива горных пород, прогнозировании потенциального разрушения и изменения конструкции [13]. Что касается оценки устойчивости подземных сооружений, это обычно включает в себя измерение смещений, напряжений, деформаций и давлений, которые могут непосредственно показать поведение массива горных пород, или косвенных параметров, таких как микросейсмическая ак-

тивность, ультразвуковые скорости, проницаемость и т. д. Определение поведения массива горных пород и анализ устойчивости подземных выработок с помощью полевых измерений были реализованы во многих исследованиях [29, 30]. На основе данных полевого мониторинга проведено множество обратных анализов для определения модуля упругости [31] и состояния массива [32]. Кроме того, полевые измерительные приборы могут быть использованы в качестве обратной связи для оценки проектирования крепи и метода строительства или для проверки точности существующего анализа.

Применяя натурные исследования, можно получить различную информацию о состоянии массива горных пород. Однако из-за неопределенностей и сложностей, возникающих в полевых условиях, непрерывность и достоверность полученных данных мониторинга иногда сомнительна, что может привести к неэффективной оценке устойчивости массива горных пород. Прогноз состояния массива горных пород может быть поставлен под угрозу без понимания механизма разрушения породы. С другой стороны, данные полевого мониторинга могут быть использованы в обратном анализе для оценки параметров залегания или для проверки имеющегося опыта.

4. Численные методы оценки устойчивости массива. С появлением передовых компьютерных технологий численный метод стал эффективным инструментом для решения сложных проблем в горном строительстве. Оценка влияния строительства на массив горных пород является сложной задачей, на решение которой влияют различные факторы [33]. Численное моделирование может охватить наиболее известные модели поведения грунта и предоставить точные модели для решения различных инженерных задач [34, 35]. Используемые численные методы в горном строительстве подразделяются на континуальные [36], дискретные [37] и гибридные подходы.

Каждый численный метод подходит для решения определенных проблем. Чтобы правильно решить проблему с помощью численного моделирования, необходимо определить подход, опираясь на достоинства и недостатки каждого. В исследовании [38] приведен анализ возможностей и ограничений некоторых числен-

ных подходов. В целом метод сплошной среды, который подразумевает непрерывность, подходит для выработок в неповрежденных породах или сильнотрещиноватых массивах горных пород. Дискретные методы предпочтительны для решения проблем в умеренно объединенных массивах горных пород или там, где поведение разрыва является обязательным [39]. Гибридный метод является перспективным, но все еще находится в стадии разработки и на этапе добавления новых функций и поиска подходящих алгоритмов. Выбор подходящего инструмента зависит от специфических факторов, учитываемых, например, геометрию системы трещин [35]. Безусловно, опыт и знания исследователя также важны, поскольку именно он определяет, какие характеристики являются существенными, и должны быть рассмотрены применительно к решению конкретной проблемы. Для учета всего комплекса горно-геологических и горнотехнических условий конкретной выработки необходимо применение аналитических, экспериментально-аналитических и других методов расчета устойчивости массива.

Описание исследования

В данном исследовании предложено оценить изменение результатов расчета модуля упругости массива и последующего определения напряжений на внутреннем контуре крепи при одних и тех же исходных данных (результаты лабораторных испытаний образца керна из контрольно-стволовых скважин) и введении различных рейтинговых методик оценки устойчивости массива.

1. Расчет модуля упругости с учетом показателя RMR.

Модуль упругости горных пород E_m с учетом структурного ослабления определен по формуле Бенявского [10]

$$E_m = E \exp [(RMR - 100)/36],$$

где E – модуль упругости в образце; RMR – система рейтинга горных масс.

2. Расчет модуля упругости горных пород с учетом показателя GSI.

Модуль упругости горных пород E_m с учетом структурного ослабления по Хуку–Брауну определяется из формулы [40]:

$$E_m = E \left(0,02 + \frac{1 - (D/2)}{1 + \exp [(60 + 15D - GSI)/11]} \right),$$

где GSI – геологический индекс прочности; D – показатель качества буровзрывных работ [40].

Далее рассмотрим расчетную схему, использованную для определения давления на крепь для последующего расчета напряжений в ней.

Описание расчетной схемы

В данной статье предложены расчет напряжений на контуре крепи, рассчитанной по схеме двухслойного кольца [41], внешний бесконечный слой которого моделирует массив пород, нагруженный на бесконечности эквивалентными напряжениями P_{eq} , и анализ полученных данных. В работе определены напряжения на контакте крепи с массивом, напряжения в крепи и ее несущая способность при одних и тех же исходных данных – физико-механических характеристиках образца с применением различных рейтинговых методик оценки и ослабления

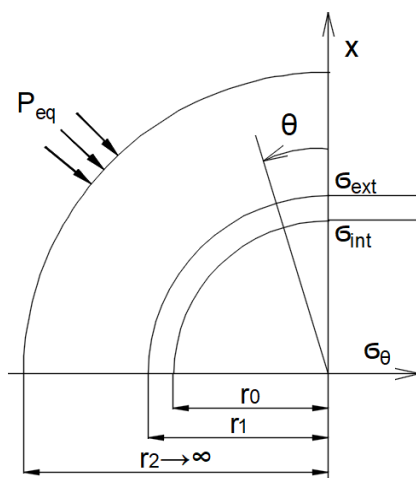


Рисунок 1. Расчетная схема работы крепи
Figure 1. Calculation scheme of the support operation

Таблица 1. Результаты расчета модуля деформации массива и напряжения на внутреннем контуре крепи
Table 1. Calculation results of the rock mass deformation modulus and stress on the inner contour of the support

| Номер скважины | Порода | Глубина подошвы, м | GSI | RMR | E(GSI), МПа | E(RMR), МПа | θ_{int} (GSI), МПа | θ_{int} (RMR), МПа |
|------------------|----------------------------------|--------------------|-------|-----------|-------------|-------------|---------------------------|---------------------------|
| 3 | Уртиты массивные | 34,50 | 87,82 | 66,00 | 57 338,25 | 16 294,72 | 2,290 | 7,91 |
| | Уртит шпреуштейнизированный | 48,80 | 57,21 | 42,00 | 9844,34 | 16 452,45 | 3,274 | 1,99 |
| | Уртиты массивные | 58,00 | 85,81 | 61,00 | 51 064,73 | 14 181,70 | 1,840 | 6,49 |
| | Уртит шпреуштейнизированный | 67,00 | 80,93 | 53,00 | 38 566,87 | 22 332,21 | 2,270 | 3,89 |
| | Уртиты массивные | 173,16 | 88,79 | 66,00 | 60 626,64 | 16 294,72 | 2,350 | 8,59 |
| | Ийолит трахитовидный | 177,80 | 85,41 | 61,00 | 49 920,85 | 31 104,97 | 2,600 | 4,15 |
| | Уртиты массивные | 182,80 | 85,58 | 61,00 | 50 413,63 | 14 181,70 | 1,920 | 6,69 |
| | Уртит нечетко-трахитовидный | 194,30 | 87,14 | 61,00 | 55 122,31 | 27 415,70 | 3,890 | 5,58 |
| 5 | Ийолит трахитовидный | 202,35 | 85,68 | 61,00 | 50 676,22 | 31 104,97 | 3,040 | 3,81 |
| | Дацитовый порфир, туфы | 21,60 | 83,50 | 58,00 | 24 710,18 | 17 689,98 | 7,100 | 12,87 |
| | Лавобрекчия риодацитов | 24,30 | 73,00 | 64,00 | 31 434,30 | 22 583,47 | 7,690 | 10,42 |
| | Туфы андезитоацитов | 25,80 | 74,00 | 54,00 | 30 027,48 | 16 008,78 | 8,040 | 12,11 |
| | Кварцевый риодацитовый порфир | 36,20 | 81,50 | 68,00 | 35 034,66 | 24 574,78 | 6,990 | 9,70 |
| | Туфы дацитов | 48,50 | 83,00 | 68,00 | 38 966,32 | 26 897,96 | 7,270 | 10,24 |
| | Кварцевый риодацит | 51,70 | 72,50 | 64,00 | 29 307,20 | 21 283,81 | 6,580 | 12,27 |
| | Туфы дацитов | 56,30 | 82,50 | 58,00 | 35 841,11 | 18 836,62 | 7,690 | 12,80 |
| | Диабаз | 58,00 | 71,50 | 64,00 | 27 592,40 | 20 498,63 | 6,450 | 12,59 |
| | Кварцевый риодацитовый порфир | 62,90 | 84,00 | 58,00 | 38 931,53 | 20 160,24 | 7,430 | 12,74 |
| | Туфы андезитоацитовых порфиритов | 69,10 | 84,00 | 68,00 | 39 066,65 | 26 707,79 | 7,090 | 10,08 |
| | Диабаз | 71,40 | 81,50 | 58,00 | 38 027,38 | 20 204,62 | 7,450 | 12,34 |
| | Туфы дацитовых порфиритов | 81,00 | 84,00 | 58,00 | 40 377,44 | 20 909,00 | 7,280 | 12,09 |
| | Туфоагломераты | 144,30 | 83,00 | 68,00 | 38 405,24 | 26 510,65 | 7,610 | 10,73 |
| | Дацитовый порфир | 174,10 | 79,50 | 68,00 | 32 396,50 | 23 288,70 | 9,370 | 12,68 |
| | Тубобрекчии | 194,00 | 67,00 | 64,00 | 21 311,15 | 21 083,30 | 8,520 | 12,71 |
| Дацитовый порфир | 197,80 | 62,00 | 59,00 | 20 796,90 | 18 137,26 | 8,410 | 12,03 | |
| Тубобрекчии | 215,00 | 84,00 | 68,00 | 35 486,13 | 24 259,98 | 8,710 | 12,37 | |

массива. Нагрузки и воздействия, испытываемые системой «крепь–массив», представляются в виде напряжений, прикладываемых к контуру крепи.

Общий метод расчета крепи основан на применении схемы контактных напряжений. Схема расчета крепи приведена на рис. 1.

Согласно расчетной схеме (рис. 1), напряжения воздействия и прикладываемые на внешний контур крепи имеют вид:

$$P = P_{0eq} + P_{2eq} \cos 2\theta. \quad (1)$$

При расчете на горное давление при действии тектонических сил величины поля напряжений, входящие в формулу (1), находятся из выражений:

$$P_{0eq} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{\chi_0 + 1} \gamma_f \gamma_n; P_{2eq} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \cdot \frac{\chi_0}{\chi_0 + 1} \gamma_f \gamma_n,$$

где χ_0 – коэффициент вида напряженного состояния породы; γ_f – коэффициент надежности по нагрузке; γ_n – коэффициент надежности по ответственности; σ_1, σ_2 – величины давления на крепь [41].

Для схемы расчета с двуслойной крепью напряжения на контактах слоев составят:

$$P_{0(1)} = P_{0eq} K_{0(2)}; P_{2(1)} = P_{2eq} K_{11(2)}; q_{2(1)} = P_{2eq} K_{21(2)},$$

где $K_{11(2)}, K_{21(2)}, K_{0(2)}$ – коэффициенты передачи внутренних нагрузок, определяемые по [41].

Нормальные тангенциальные напряжения на внутреннем и внешнем контурах сечения крепи определяются согласно следующим соотношениям:

$$\sigma_{\theta int} = P_{0(1)} m_1 - (p_{2(1)} n_1 - q_{2(1)} n_2) \cos \cos 2\theta;$$

$$\sigma_{\theta ext} = P_{0(1)} m_1' + (p_{2(1)} n_1' - q_{2(1)} n_2') \cos \cos 2\theta.$$

Значения коэффициентов m, m', n, n' определяются по [41].

Результаты расчетов

В ходе исследования были рассмотрены грунты по пяти скважинам контрольно-стволового бурения. Четыре из них принадлежат одному месторождению, оставшаяся контрольно-стволовая скважина – другому месторождению.

Результаты расчета по двум параметрам (модулю деформации и напряжению на контуре крепи) рассмотрим на примере двух скважин разных месторождений (табл. 1).

При расчете модуля упругости массива при переходе от показателей в образце к показателям в массиве с помощью рейтинговых методик GSI и RMR результаты расчета при одних и тех же исходных данных варьируются в среднем пределе от 30 до 50 %. Модуль деформации, определенный с помощью показателя GSI, значительно превышает модуль деформации, определенный с помощью рейтинга RMR. Напряжения на внутреннем контуре крепи также различаются в пределах 30–50 %, однако

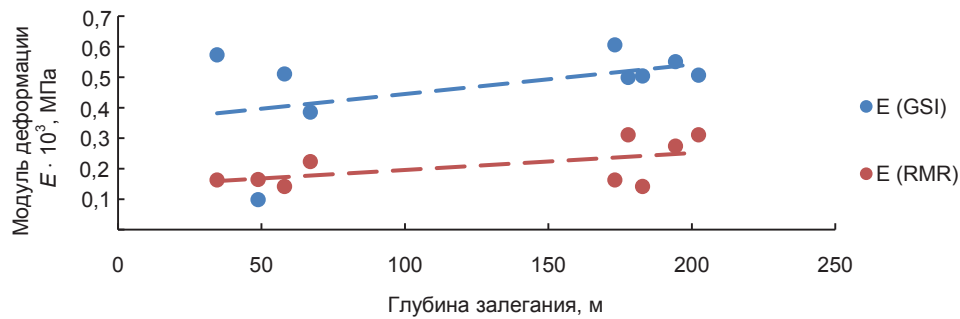


Рисунок 2. Сравнение значений модуля деформации массива по скважине 3 ИГ, рассчитанного с помощью различных рейтинговых методик

Figure 2. Comparison of the values of the rock mass deformation modulus for well 3 IG, calculated using various rating methods

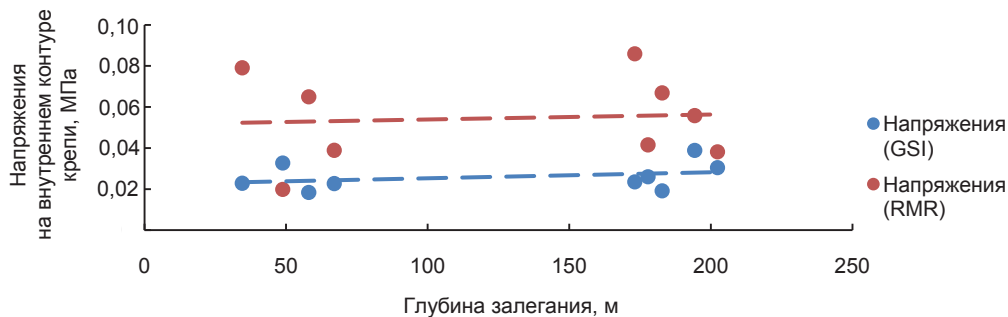


Рисунок 3. Сравнение значений напряжений на внутреннем контуре крепи ствола по скважине 3 ИГ, рассчитанных с помощью различных рейтинговых методик

Figure 3. Comparison of stress values on the inner contour of the wellbore support for well 3 IG, calculated using various rating methods

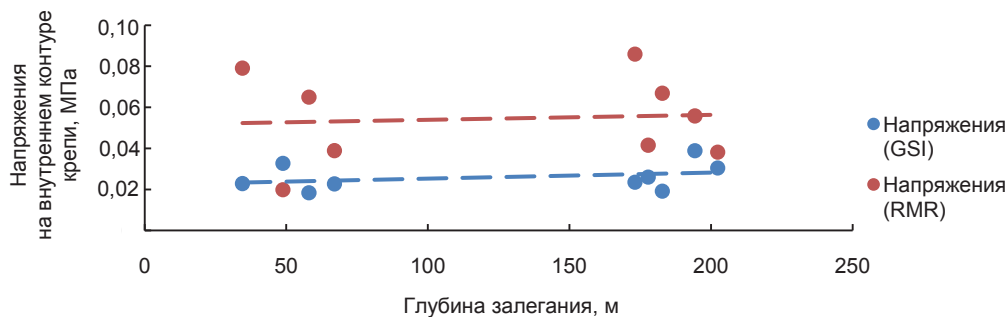


Рисунок 4. Сравнение значений модуля деформации массива по скважине 5 ИГ, рассчитанного с помощью различных рейтинговых методик

Figure 4. Comparison of the values of the rock mass deformation modulus for well 5 IG, calculated using various rating methods

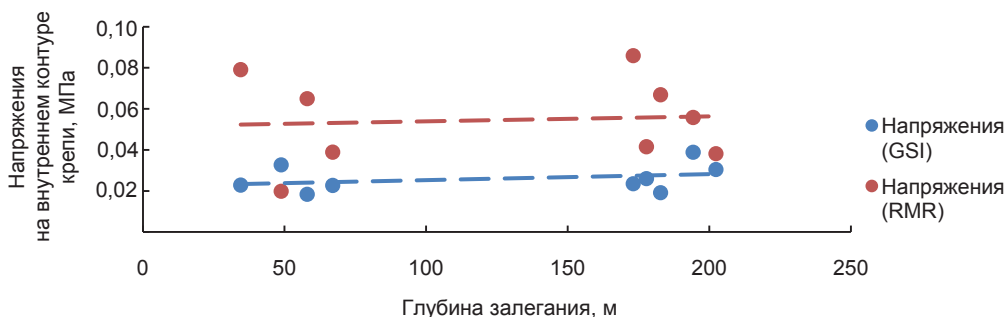


Рисунок 5. Сравнение значений напряжений на внутреннем контуре крепи ствола по скважине 3 ИГ, рассчитанных с помощью различных рейтинговых методик

Figure 5. Comparison of stress values on the inner contour of the wellbore support for well 3 IG, calculated using various rating methods

Таблица 2. Сравнительный анализ полученных усредненных характеристик массива и крепи
Table 2. Comparative analysis of the obtained average characteristics of the rock mass and support

| Номер скважины | Модуль деформации E (GSI), МПа | Модуль деформации E (RMR), МПа | Разница, % | Напряжение на внутреннем контуре крепи (GSI), МПа | Напряжение на внутреннем контуре крепи (RMR), МПа | Разница, % |
|----------------|----------------------------------|----------------------------------|------------|---|---|------------|
| 1 | 44 279,33 | 21 339,48 | 51,81 | 3,12 | 6,47 | 51,90 |
| 2 | 44 868,27 | 23 327,34 | 48,01 | 2,91 | 5,35 | 45,61 |
| 3 | 50 651,84 | 22 511,91 | 55,56 | 2,22 | 5,40 | 58,81 |
| 4 | 56 676,55 | 26 867,20 | 52,59 | 1,36 | 3,08 | 55,76 |
| 5 | 35 282,29 | 21 743,27 | 38,37 | 7,17 | 11,81 | 39,29 |

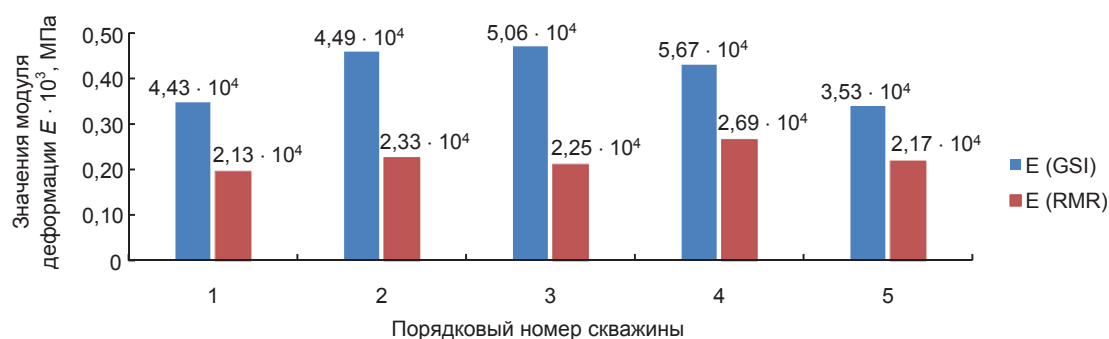


Рисунок 6. Сравнительная диаграмма значений модуля деформации массива по скважинам 1–5 ИГ
Figure 6. Comparative diagram of the values of the rock mass deformation modulus for wells 1–5 IG

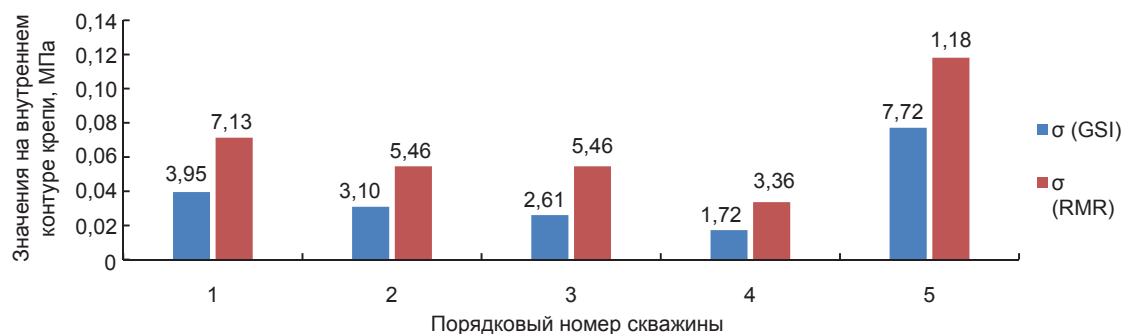


Рисунок 7. Сравнительная диаграмма значений напряжений на внутреннем контуре крепи вертикального ствола по скважинам 1–5 ИГ
Figure 7. Comparative diagram of stress values on the inner contour of the support of a vertical wellbore for wells 1–5 IG

напряжения, определенные через показатель GSI , закономерно меньше, чем определенные через показатель RMR . Для наглядности полученных результатов обратимся к графикам (рис. 2–5), построенным по результатам расчета.

Полученные графики косвенно подтверждает справедливость проведенных вычислений, поскольку линия тренда демонстрирует, что, с увеличением глубины заложения ствола постепенно возрастает давление пород на крепь и, соответственно, напряжение на контуре крепи. Значение модуля деформации по скважине 3 ИГ также постепенно возрастает, однако по скважине 5 ИГ с глубиной уменьшается. Это происходит по причине изменения характеристик породы по трассе ствола – по скважине № 3 с глубиной состояние породы улучшается, в то время как по скважине № 5 самые прочные породы находятся в середине интервала и постепенно ухудшаются с глубиной.

Для общего понимания проведенной работы представлены сравнительные диаграммы (рис. 6, 7) по всем пяти проанализированным скважинам с усредненными

значениями параметров модуля деформации и напряжений в крепи для каждой из скважин (численные значения приведены в табл. 2).

Из приведенных диаграмм видно, что усредненный модуль деформации массива, рассчитанный для каждой из скважин, отличается в среднем на 49,2 %, что является весьма значительной разницей, в то время как напряжения на контуре крепи отличаются между собой в среднем на 50,2 %.

Заключение

По результатам проведенного анализа можно сказать, что модуль деформации массива, ослабленного с помощью методик RMR и GSI , различается существенно. При применении методики оценивания массива с помощью критерия GSI значение модуля деформации массива значительно выше, а напряжения на внутреннем контуре крепи закономерно меньше, чем при использовании методики оценивания на основании рейтингового показателя RMR . При расчетах по обоим методикам касательные

напряжения на внутреннем контуре крепи ствола возрастают с увеличением глубины. Можно однозначно сказать, что различные рейтинговые методики оценивания массива существенно влияют на расчет модуля упругости массива и последующий расчет напряжений на внутреннем контуре крепи. Оценка массива исключительно с помощью рейтинговых систем недостаточна для проектирования крепи и оценки устойчивости в сложных геологических условиях. Для решения подобной инженерной задачи необходимо применять более двух рейтинговых системы для уточнения предварительной оценки массива в сочетании с другими подходами, такими как аналитические методы, полевые наблюдения и особенно численные методы [42–44].

В проектах, связанных с горным строительством, рейтинговые системы классификации массива горных пород составляют основу эмпирических методов проектирования. Учитывая совместное влияние различных геологических параметров, можно сделать вывод, что классификация массива горных пород эффективна для оценки его качества и определения предваритель-

ных рекомендаций по поддержке подземных выработок и горных работ. Поскольку эти классификации были разработаны на основе опыта проектирования и из-за того, что некоторые критические факторы не принимаются во внимание, например, явное представление прерывистости, влияние взрывных работ, поэтапных процессов проходки и деформации, зависящих от времени, использование систем классификации горной массы должно применяться вместе с численными, аналитическими и полевыми методами оценки массива.

Упомянутые методы играют различную роль в процессе строительства подземных сооружений. В связи со сложными геологическими условиями и различной конструкцией подземных выработок шахты, изменчивости и неопределенности в оценке механических свойств численное моделирование кажется наиболее оптимальным методом решения проблемы, которое следует применять в сочетании с другими методами (рейтинговыми, эмпирическими и инструментально-полевыми) с целью разработки достоверной модели.

ЛИТЕРАТУРА

1. Terzaghi K. Rock defects and loads on tunnel supports // Rock tunneling with steel supports; ed. by R. V. Proctor, T. L. White. Youngstown, Ohio: Commercial Shearing and Stamping Company, 1946. P. 17–99.
2. Lauffer H. Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau // Geology und Bauwesen. 1958. Vol. 24. P. 46–51.
3. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support // Rock Mechanics. 1974. Vol. 6. Issue 4. P. 189–236. <https://doi.org/10.1007/BF01239496>
4. Bieniawski Z. T. Classification of Rock Masses for Engineering: The RMR System and Future Trends // Comprehensive Rock Engineering; ed. by J. A. Hudson. Oxford; N. Y.: Pergamon Press, 1993. Vol. 3. P. 553–573. <https://doi.org/10.1016/B978-0-08-042066-0.50028-8>
5. Deere D. U., Deere D. W. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice // Rock Classification Systems for Engineering Purposes; ed. by L. Kirkaldie. Philadelphia: American Society for Testing and Materials, 1988. P. 91–101. <https://doi.org/10.1520/STP48465S>
6. Deere D. U., Peck R. B., Parker H. W., Monsees J. E., Schmidt B. Design of Tunnel Support Systems // Highway Research Record. 1970. Vol. 339. P. 26–33.
7. Merritt A. H. Geologic prediction for underground excavations // North American rapid excavation and tunneling conference. N. Y.: Society of Mining Engineers, American Institute of Mining, 1972. Vol. 1. P. 115–132.
8. Bieniawski Z. T. Rock Mass Classification in Rock Engineering // Symposium on exploration for rock engineering. Rotterdam: A. A. Balkema, 1976. P. 97–106.
9. Zhang L. Determination and applications of rock quality designation (RQD) // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2016. Vol. 8. Issue 3. P. 389–397. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.008>
10. Bieniawski Z. T. Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. N. Y.: John Wiley and Sons, 1989. 272 p.
11. Bieniawski Z. T. Engineering classification of jointed rock masses // Transactions of the South African Institution of Civil Engineers. 1973. Vol. 15. P. 335–344.
12. Geomechanics classification of jointed rock masses—mining applications // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. 1977. Vol. 14. Issue 4. P. 60. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(77\)91008-7](https://doi.org/10.1016/0148-9062(77)91008-7)
13. Hoek E., Brown E. T. Empirical Strength Criterion for Rock Masses // Journal of the Geotechnical Engineering Division. 1980. Vol. 106. Issue 9. P. 1013–1035. <https://doi.org/10.1061/AJGEB6.0001029>
14. Hoek E., Wood D. F. Rock support // Mining Magazine. 1988. Vol. 159. No. 4. P. 282–287.
15. Hoek E. Strength of rock and rock masses // International Society of Rock Mechanics New Journal. 1994. Vol. 2. P. 4–16.
16. Hoek E., Brown E. T. Practical estimates of rock mass strength // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1997. Vol. 34. Issue 8. C. 1165–1186. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(97\)80069-X](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(97)80069-X)
17. Marinos V., Marinos P., Hoek E. The geological strength index: applications and limitations // Bulletin of Engineering Geology and the Environment. 2005. Vol. 64. No. 1. P. 55–65. <https://doi.org/10.1007/s10064-004-0270-5>
18. Cai M., Kaiser P. K., Uno H., Tasaka Y., Minami M. Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2004. Vol. 41. Issue 1. P. 3–19. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00025-X](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00025-X)
19. Bucky P. B., Taborelli R. V. Effects of immediate roof thickness in longwall mining as determined by barodynamic experiments // Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers. 1938. Vol. 130. P. 314–332.
20. Evans W. H. The strength of undermined strata // Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers. 1941. Vol. 50. P. 475–500.
21. Please C. P., Mason D. P., Khaliq C. M., Ngnotchouye J. M. T., Hutchinson A. J., van der Merwe J. N., Yilmaz H. Fracturing of an Euler–Bernoulli beam in coal mine pillar extraction // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2013. Vol. 64. P. 132–138. <http://dx.doi.org/10.1016/j.ijrmms.2013.08.001>
22. Sofianos A. I. Analysis and design of an underground hard rock voussoir beam roof // International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts. 1996. Vol. 33. Issue 2. P. 153–166. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(95\)00052-6](https://doi.org/10.1016/0148-9062(95)00052-6)
23. Diederichs M. S., Kaiser P. K. Authors' reply to Discussion by A. L. Sofianos // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1999. Vol. 36. Issue 7. P. 995–997. [https://doi.org/10.1016/S0148-9062\(99\)00058-3](https://doi.org/10.1016/S0148-9062(99)00058-3)

24. Priest S. D., Brown E. T. Probabilistic stability analysis of variable rock slopes // Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy. Section A. 1983. Vol. 92. P. 1–12.
25. Sharan S. K. Exact and approximate solutions for displacements around circular openings in elastic–brittle–plastic Hoek–Brown rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2005. Vol. 42. Issue 4. P. 542–549. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.03.019>
26. Alejano L. R., Taboada J., García-Bastante F., Rodriguez P. Multi-approach back-analysis of a roof bed collapse in a mining room excavated in stratified rock // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2008. Vol. 45. Issue 6. P. 899–913. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2007.10.001>
27. Carranza-Torres C., Fairhurst C. The elasto-plastic response of underground excavations in rock masses that satisfy the Hoek–Brown failure criterion // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1999. Vol. 36. Issue 6. C. 777–809. [https://doi.org/10.1016/S0148-9062\(99\)00047-9](https://doi.org/10.1016/S0148-9062(99)00047-9)
28. Fahimifar A., Soroush H. A theoretical approach for analysis of the interaction between grouted rockbolts and rock masses // Tunnelling and Underground Space Technology. 2005. Vol. 20. Issue 4. P. 333–343. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2004.12.005>
29. Kavvas M. J. Monitoring ground deformation in tunnelling: Current practice in transportation tunnels // Engineering Geology. 2005. Vol. 79. Issues 1–2. P. 93–113. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2004.10.011>
30. Satyanarayana I., Budi G. Evaluation of induced vertical stress during depillaring in blasting gallery panel workings // International Journal of Geo-Engineering. 2015. Vol. 6. Issue 1. P. 1–20. <https://doi.org/10.1186/s40703-014-0002-z>
31. Lang P. A., Chan T., Davison C. C., Everitt R. A., Kozak E. T., Thorpson P. M. Near-field mechanical and hydraulic response of a granitic rock mass to shaft excavation // The 28th U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS). OnePetro, 1987.
32. Yazdani M., Sharifzadeh M., Kamrani K., Ghorbani M. Displacement-based numerical back analysis for estimation of rock mass parameters in Siah Bisheh powerhouse cavern using continuum and discontinuum approach // Tunnelling and Underground Space Technology. 2012. Vol. 28. P. 41–48. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2011.09.002>
33. Starfield A. M., Cundall P. A. Towards a methodology for rock mechanics modelling // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts. 1988. Vol. 25. Issue 3. P. 99–106. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(88\)92292-9](https://doi.org/10.1016/0148-9062(88)92292-9)
34. Sinogubov V. Yu., Popov M. G., Vilner M. A., Sotnikov R. O. Influence of stoping on formation of damaged rock zones at boundaries of large cross-section excavations in apatite–nepheline mining // Gornyi Zhurnal. 2021. P. 26–30. <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.08.04>
35. Jing L. A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2003. Vol. 40. Issue 3. P. 283–353. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00013-3](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00013-3)
36. Hsiao F. Y., Wang C. L., Chern J. C. Numerical simulation of rock deformation for support design in tunnel intersection area // Tunnelling and underground space technology. 2009. Vol. 24. Issue 1. P. 14–21. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2008.01.003>
37. Protosenya A., Vilner M. Assessment of excavation intersections' stability in jointed rock masses using the discontinuum approach // MGPB. 2022. Vol. 38. Issue 2. P. 137–147. <https://doi.org/10.17794/rgn.2022.2.12>
38. Stead D., Coggan J. Numerical modelling of rock-slope instability // Landslides: Types, mechanisms and modeling. Cambridge: Cambridge University Press, 2012. P. 144–158.
39. Cundall P. A. A discontinuous future for numerical modelling in geomechanics? // Proceedings of the institution of civil engineers –geotechnical engineering. 2001. Vol. 149. Issue 1. P. 41–47. <https://doi.org/10.1680/geng.2001.149.1.41>
40. Hoek E., Diederichs M. S. Empirical estimation of rock mass modulus // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2006. Vol. 43. Issue 2. P. 203–215. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.06.005>
41. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений. М.: Недра, 1994. 382 с.
42. Куранов А. Д., Багаутдинов И. И., Котиков Д. А., Зуев Б. Ю. Комплексный подход к прогнозу устойчивости предохранительного целика при слоевой системе разработки запасов Яковлевского месторождения // Горный журнал. 2020. № 1. С. 115–119. <https://doi.org/10.17580/gzh.2020.01.23>
43. Карасев М. А., Буслова М. А., Вильнер М. А., Нгуен Т. Т. Методика прогноза напряженно-деформированного состояния крепи вертикального ствола на участке сопряжения с горизонтальной выработкой в соляных породах // Записки Горного института. 2019. Т. 240. С. 628–637. <https://doi.org/10.31897/PMI.2019.6.628>
44. Belyakov N., Smirnova O., Alekseev F., Tan H. Numerical Simulation of the Mechanical Behavior of Fiber-Reinforced Cement Composites Subjected Dynamic Loading // Applied Sciences. 2021. Vol. 11. Issue 3. P. 1–15. Article number 1112. <https://doi.org/10.3390/app11031112>

Статья поступила в редакцию 05 декабря 2022 года

Analysis of the impact of rating methods for assessing the rock mass on its physical and mechanical characteristics and on the calculation of the support of a vertical shaft

Petr Alekseevich DEMENKOV*

Dmitriy Aleksandrovich KOTIKOV**

Ekaterina Leonidovna ROMANOVA***

Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia

Abstract

The purpose of the work is to review the existing techniques for evaluating the stability of rock around the vertical shaft and to make the comparative analysis of the effect of using different rating techniques on the assessment of the strength and stability of the massif, as well as on the results of stress calculation on the inner contour of the lining.

The relevance of the work. The forecasting of the development of deformations of the vertical shaft rock contour during mining operations is an important element of geomechanics. Its reliability depends on the correctness of determining the mechanical characteristics of the rock mass. For this purpose, it is necessary, by means of application of one of existing methods of massif evaluation, to pass from characteristics of tested core samples to the characteristics of the massif. Due to the need for the mineral's extraction, vertical shafts and other underground structures are vital, therefore, the relevance of identifying the strengths or limitations of existing techniques for assessing the stability of the host rock massif should not be underestimated.

The research's methods. This work is a theoretical study, during which logical, analytical methods of scientific knowledge, quantitative and qualitative statistical analysis and synthesis of data, methods of mathematization and functional analysis were used. Based on the data of the borehole drilling, the transition was made from the physical and mechanical characteristics of the sample to the physical and mechanical characteristics of the massif, using different rating methods of rock evaluation, after which the deformation modulus of the massif and the stress on the contour of the mount were determined, and a comparative analysis of the results was carried out.

The results of the work and its area of application. The paper gives a review of rating systems of rock massif structural disturbance estimation, presents some analytical methods of stability determination, reviews evaluation methods using field instruments and numerical simulation. Studies of the influence of different massif rating systems on determining the deformation modulus of the massif and the stresses in the lining on the example of five boreholes in two different fields in tectonically complicated mining and geological conditions are presented. According to the results of the study, the following dependences were established: with the same initial physical and mechanical properties of the sample, after switching to the characteristics of the array using the *GSI* index, the deformation modulus of the array is significantly higher than when using the *RMR* rating; when calculating the stresses on the fastener contour using the *GSI* index, the stresses on the inner fastener contour are significantly lower than when calculating using the *RMR* rating. The field of application of these results is the science of geomechanics as well as the industrial underground construction industry.

Conclusions. When calculating rock modulus and stresses on the lining contour, methods of evaluating the stability of the massif significantly affect the results of the calculations. The assessment of the massif using only rating systems is not reliable; such an engineering problem requires the use of more than two rating systems for a more accurate assessment, as well as the additional use of approaches, in particular, mathematical modeling.

Keywords: rating classifications, *RMR*, *GSI*, vertical shaft, lining, deformation module, stresses, complicated mining and geological conditions.

REFERENCES

1. Terzaghi K. 1946, Rock defects and loads on tunnel supports. Rock tunneling with steel supports. Ohio, pp. 17–99.
2. Lauffer H. 1958, Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau: *Geology und Bauwesen*, vol. 24, pp. 46–51.
3. Barton N., Lien R., Lunde J. 1974, Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, vol. 6, issue 4, pp. 189–236. <https://doi.org/10.1007/BF01239496>
4. Bieniawski Z. T. 1993, Classification of Rock Masses for Engineering: The *RMR* System and Future Trends. *Comprehensive Rock Engineering*. N. Y, vol. 3, pp. 553–573. <https://doi.org/10.1016/B978-0-08-042066-0.50028-8>
5. Deere D. U., Deere D. W. 1988, The Rock Quality Designation (*RQD*) Index in Practice. Rock Classification Systems for Engineering Purposes. Philadelphia, pp. 91–101. <https://doi.org/10.1520/STP48465S>
6. Deere D. U., Peck R. B., Parker H. W., Monsees J. E., Schmidt B. 1970, Design of Tunnel Support Systems. *Highway Research Record*, vol. 339, pp. 26–33.

✉ demenkov_pa@pers.spmi.ru;

**Kotikov_DA@pers.spmi.ru

***s215064@stud.spmi.ru

7. Merritt A. H. 1972, Geologic prediction for underground excavations. North American rapid excavation and tunneling conference. N. Y., vol. 1, pp. 115–132.
8. Bieniawski Z. T. 1976, Rock Mass Classification in Rock Engineering. Symposium on exploration for rock engineering. Rotterdam, pp. 97–106.
9. Zhang L. 2016, Determination and applications of rock quality designation (RQD). *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, vol. 8, issue 3, pp. 389–397. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.008>
10. Bieniawski Z. T. 1989, Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. N. Y., 272 p.
11. Bieniawski Z. T. 1973, Engineering classification of jointed rock masses. *Transactions of the South African Institution of Civil Engineers*, vol. 15, pp. 335–344.
12. 1977, Geomechanics classification of jointed rock masses-mining applications. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, vol. 14, issue 4, pp. 60. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(77\)91008-7](https://doi.org/10.1016/0148-9062(77)91008-7)
13. Hoek E., Brown E. T. 1980, Empirical Strength Criterion for Rock Masses. *Journal of the Geotechnical Engineering Division*, vol. 106, issue 9, pp. 1013–1035. <https://doi.org/10.1061/AJGEB6.0001029>
14. Hoek E., Wood D. F. 1988, Rock support. *Mining Magazine*, vol. 159, no. 4, pp. 282–287.
15. Hoek E. 1994, Strength of rock and rock masses. *International Society of Rock Mechanics New Journal*, vol. 2, pp. 4–16.
16. Hoek E., Brown E. T. 1997, Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 34, issue 8, pp. 1165–1186. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(97\)80069-X](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(97)80069-X)
17. Marinos V., Marinos P., Hoek E. 2005, The geological strength index: applications and limitations. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, vol. 64, no. 1, pp. 55–65. <https://doi.org/10.1007/s10064-004-0270-5>
18. Cai M., Kaiser P. K., Uno H., Tasaka Y., Minami M. 2004, Estimation of rock mass deformation modulus and strength of jointed hard rock masses using the GSI system. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 41, issue 1, pp. 3–19. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00025-X](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00025-X)
19. Bucky P. B., Taborelli R. V. 1938, Effects of immediate roof thickness in longwall mining as determined by barodynamic experiments. *Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers*, vol. 130, pp. 314–332.
20. Evans W. H. 1941, The strength of undermined strata. *Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers*, vol. 50, pp. 475–500.
21. Please C. P., Mason D. P., Khaliq C. M., Ngnotchouye J. M. T., Hutchinson A. J., van der Merwe J. N., Yilmaz H. 2013, Fracturing of an Euler–Bernoulli beam in coal mine pillar extraction. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 64, pp. 132–138. <http://dx.doi.org/10.1016/j.ijrmms.2013.08.001>
22. Sofianos A. I. 1996, Analysis and design of an underground hard rock voussoir beam roof. *International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts*, vol. 33, issue 2, pp. 153–166. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(95\)00052-6](https://doi.org/10.1016/0148-9062(95)00052-6)
23. Diederichs M. S., Kaiser P. K. 1999, Authors' reply to Discussion by A. L. Sofianos. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 36, issue 7, pp. 995–997. [https://doi.org/10.1016/S0148-9062\(99\)00058-3](https://doi.org/10.1016/S0148-9062(99)00058-3)
24. Priest S. D., Brown E. T. 1983, Probabilistic stability analysis of variable rock slopes. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy*, section A, vol. 92, pp. 1–12.
25. Sharan S. K. 2005, Exact and approximate solutions for displacements around circular openings in elastic–brittle–plastic Hoek–Brown rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 42, issue 4, pp. 542–549. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.03.019>
26. Alejano L. R., Taboada J., García-Bastante F., Rodriguez P. 2008, Multi-approach back-analysis of a roof bed collapse in a mining room excavated in stratified rock. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 45, issue 6, pp. 899–913. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2007.10.001>
27. Carranza-Torres C., Fairhurst C. 1999, The elasto-plastic response of underground excavations in rock masses that satisfy the Hoek–Brown failure criterion. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 36, issue 6, pp. 777–809. [https://doi.org/10.1016/S0148-9062\(99\)00047-9](https://doi.org/10.1016/S0148-9062(99)00047-9)
28. Fahimifar A., Soroush H. 2005, A theoretical approach for analysis of the interaction between grouted rockbolts and rock masses. *Tunnelling and Underground Space Technology*, vol. 20, issue 4, pp. 333–343. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2004.12.005>
29. Kavvas M. J. 2005, Monitoring ground deformation in tunnelling: Current practice in transportation tunnels. *Engineering Geology*, vol. 79, issues 1-2, pp. 93–113. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2004.10.011>
30. Satyanarayana I., Budi G. 2015, Evaluation of induced vertical stress during depillaring in blasting gallery panel workings. *International Journal of Geo-Engineering*, vol. 6, issue 1, pp. 1–20. <https://doi.org/10.1186/s40703-014-0002-z>
31. Lang P. A., Chan T., Davison C. C., Everitt R. A., Kozak E. T., Thompson P. M. 1987, Near-field mechanical and hydraulic response of a granitic rock mass to shaft excavation. The 28th U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS).
32. Yazdani M., Sharifzadeh M., Kamrani K., Ghorbani M. 2012, Displacement-based numerical back analysis for estimation of rock mass parameters in Siah Bisheh powerhouse cavern using continuum and discontinuum approach. *Tunnelling and Underground Space Technology*, vol. 28, pp. 41–48. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2011.09.002>
33. Starfield A. M., Cundall P. A. 1988, Towards a methodology for rock mechanics modelling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, vol. 25, issue 3, pp. 99–106. [https://doi.org/10.1016/0148-9062\(88\)92292-9](https://doi.org/10.1016/0148-9062(88)92292-9)
34. Sinegubov V. Yu., Popov M. G., Vilner M. A., Sotnikov R. O. 2021, Influence of stoping on formation of damaged rock zones at boundaries of large cross-section excavations in apatite–nepheline mining. *Gornyi Zhurnal* [Mining Journal], pp. 26–30. <https://doi.org/10.17580/gzh.2021.08.04>
35. Jing L. 2003, A review of techniques, advances and outstanding issues in numerical modelling for rock mechanics and rock engineering. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 40, issue 3, pp. 283–353. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(03\)00013-3](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(03)00013-3)
36. Hsiao F. Y., Wang C. L., Chern J. C. 2009, Numerical simulation of rock deformation for support design in tunnel intersection area. *Tunnelling and underground space technology*, vol. 24, issue 1, pp. 14–21. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2008.01.003>
37. Protosenya A., Vilner M. 2022, Assessment of excavation intersections' stability in jointed rock masses using the discontinuum approach. *MGPB*, vol. 38, issue 2, pp. 137–147. <https://doi.org/10.17794/rgn.2022.2.12>
38. Stead D., Coggan J. 2012, Numerical modelling of rock-slope instability. *Landslides: Types, mechanisms and modeling*. Cambridge, pp. 144–158.
39. Cundall P. A. 2001, A discontinuous future for numerical modelling in geomechanics? *Proceedings of the institution of civil engineers – geotechnical engineering*, vol. 149, issue 1, pp. 41–47. <https://doi.org/10.1680/geng.2001.149.1.41>
40. Hoek E., Diederichs M. S. 2006, Empirical estimation of rock mass modulus. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, vol. 43, issue 2, pp. 203–215. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2005.06.005>
41. Bulychov N. S. 1994, Mechanics of underground structures. Moscow, 382 p. (*In Russ.*)
42. Kuranov A. D., Bagautdinov I. I., Kotikov D. A., Zuev B. Yu. 2020, An integrated approach to predicting the stability of a safety pillar in a layered system for the development of the reserves of the Yakovlevskoye field. *Gornyi Zhurnal* [Mining Journal], no. 1, pp. 115–119. (*In Russ.*) <https://doi.org/10.17580/gzh.2020.01.23>
43. Karasev M. A., Buslova M. A., Vilner M. A., Nguyen T. T. 2019, Method for predicting the stress-strain state of the vertical shaft lining at the drift landing section in saliferous rocks. *Zapiski Gornogo instituta* [Notes of the Mining Institute], vol. 240, pp. 628–637. (*In Russ.*) <https://doi.org/10.31897/PMI.2019.6.628>
44. Belyakov N., Smirnova O., Alekseev F., Tan H. 2021, Numerical Simulation of the Mechanical Behavior of Fiber-Reinforced Cement Composites Subjected Dynamic Loading. *Applied Sciences*, vol. 11, issue 3, pp. 1–15, Article number 1112. <https://doi.org/10.3390/app11031112>

The article was received on December 05, 2022