

УДК 622.28

РАЗРАБОТКА ИНСТРУКЦИИ ПО ВЫБОРУ ТИПА И ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ВЫРАБОТОК РУДНИКОВ ТАЛНАХА НА ОСНОВЕ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД*

В. А. ЕРЕМЕНКО¹, директор НИЦ «Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии», д-р техн. наук, проф. РАН, prof.eremenko@gmail.com

И. И. АЙНБИНДЕР², заведующий отделом, проф., д-р техн. наук

В. П. МАРЫСЮК³, директор Центра геодинамической безопасности, канд. техн. наук

Ю. Н. НАГОВИЦИН³, главный инженер Центра геодинамической безопасности

¹ Горный институт НИТУ «МИСиС», Москва, Россия

² Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Москва, Россия

³ Заполярный филиал ПАО «ГМК «Норильский никель», Норильск, Россия

Введение

Для рудников Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель» разработана Инструкция по выбору типа и параметров крепи капитальных, подготовительных, нарезных и очистных выработок в предельно напряженном или ослабленном блочном массиве, которая используется при проектировании, строительстве и эксплуатации выработок рудников Талнаха («Октябрьский», «Таймырский», «Маяк», «Комсомольский» и «Скалистый») [1].

Инструкция распространяется на проектирование крепления выработок, проводимых в зонах повышенных тектонических напряжений, в том числе ослабленного блочного массива, а также содержит в себе основные конструктивные и технологические требования к возводимым крепям с учетом изменчивости горно-геологических и горнотехнических условий, осложняющих прогнозирование состояния пород при строительстве выработок.

Требования по креплению горизонтальных горных выработок ориентированы на повышение устойчивости нарушенного скального массива путем его упрочнения различными современными видами крепи и использования методов оценки геомеханических и структурных характеристик массива пород [1].

Инструкция разработана на основе нормативно-правовых актов Российской Федерации в области промышленной безопасности, а также других документов, регламентирующих применение различных видов крепей при подземном строительстве горных выработок.

В условиях разработки рудных месторождений Российской Федерации рекомендуется предлагаемый подход по выбору типа и параметров крепи капитальных, подготовительных, нарезных и очистных выработок в предельно напряженном или ослабленном блочном массиве с использованием метода количественной оценки его состояния применять при разработке месторождений со схожими условиями, например в Хабаровском крае, Бурятии, Горной Шории, Хакасии, на Кольском полуострове, Урале и в других регионах.

Показаны результаты научно-исследовательской работы, посвященной разработке новой Инструкции по выбору типа и параметров крепи капитальных, подготовительных, нарезных и очистных выработок в предельно напряженном или ослабленном блочном массиве рудников Талнаха. Выбор крепи основывается на количественной оценке состояния массива горных пород с определением значения индекса Q , который принимается в зависимости от категории нарушения массива. Данную инструкцию рекомендуется применять при разработке месторождений со схожими условиями, например в Хабаровском крае, Бурятии, Горной Шории, Хакасии, на Кольском полуострове, Урале и др.

Ключевые слова: Инструкция по выбору типа и параметров крепи выработок, крепь, усиленная комбинированная крепь, анкер, сетка, Q -индекс, система Бартона, оценка состояния массива.

DOI: 10.17580/gzh.2018.10.18

Оценка нарушенности массива горных пород

При проведении научно-исследовательской работы выполнен анализ горно-геологических условий рудников Талнаха с целью выбора по трассе выработок участков массива с характерными условиями (геотехнические домены) и установлены для этих участков значения показателей прочностных и деформационных свойств горных пород, которые необходимы в дальнейшем для определения типа и параметров крепи.

С учетом блокового строения и большого числа геологических нарушений массива за характерные участки по трассе выработки рекомендовано принимать [2–5]:

- зону относительно однородных пород в пределах крупного блока, не включающую области измененных пород в районе геологических нарушений;
- зону геологического нарушения с вторично измененными, сильно трещиноватыми, нарушенными породами.

Оценка массива на характерных участках содержит данные по типу и составу пересекаемых проектируемой выработкой горных пород, строению массива (по элементам залегания, тектонической нарушенности, порядку и размеру блоков, ожидаемой мощности ослабленных, измененных пород в зонах геологических нарушений, числу и ориентировке в пространстве систем трещин, плотности трещин, их раскрытию, степени заполнения, типу минерала-заполнителя, рельефу стенок), а также характеристику физико-механических свойств пород, содержащую зна-

* В работе принимали участие старший научный сотрудник ИПКОН РАН, канд. техн. наук П. Г. Пацкевич, доценты Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова, кандидаты технических наук С. С. Неугомонов и П. В. Волков.

чения среднего объемного веса пород, пределов прочности при сжатии и растяжении в «куске», угол внутреннего трения, коэффициенты снижения прочности породы при увлажнении и нарушенности трещинами.

Объем информации по свойствам вмещающих пород будущей выработки должен быть достаточным для оценки ее устойчивости с выбранным типом крепи.

В случаях, когда описание пород в геологическом заключении по скважине не содержит сведений по значениям некоторых параметров, недостающие данные выбирают по свойствам пород сходного литологического состава на хорошо изученных участках месторождения.

После анализа горно-геологических условий проведения выработок и обоснования формы их поперечного сечения проводят оценку нарушенности массива горных пород. Определение категорий нарушенности специалистами Центра геологических работ, подземных участков прогнозирования горных ударов рудников и Центра геодинамической безопасности ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель» осуществляется согласно разработанной методике для каждого разрабатываемого участка.

Для оценки нарушенности массива горных пород в подземных выработках применяют систему классификации горных пород по показателю индекса Q (метод Бартона), который учитывает влияние таких факторов, как прочность и степень нарушенности массива, различное сечение выработок и напряженное состояние окружающего массива, число и состояние стенок трещин, в том числе степень их измененности и др. (рис. 1) [6–9]. Методика определения индекса Q представлена в Регламенте по оценке нарушенности [2].

Значение индекса Q изменяется в логарифмическом диапазоне от 0,001 до 1000. Весь диапазон индекса Q разделяется

Таблица 1. Категории нарушенности массива

Диапазон индекса Q	Категория	Описание
400–1000	I	Максимально ненарушенный массив
100–400	Ia	Крайне ненарушенный массив
40–100	Iб	Очень ненарушенный массив
10–40	IIa	Ненарушенный массив
4–10	IIб	Массив средней нарушенности
1–4	IIIa	Нарушенный массив
0,1–1	IIIб	Очень нарушенный массив
0,01–0,1	IVa	Крайне нарушенный массив
0,001–0,01	IVб	Исключительно нарушенный массив

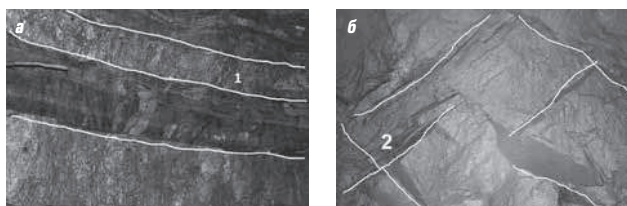


Рис. 1. Исследуемый участок рудного и породного массива в боку рудного уклона 11/12 шахты № 2 ($H \approx 1300$ м) на руднике «Таймырский» (а) и в кровле заезда РШ 1/6-2 на руднике «Октябрьский» (б); 1, 2 – системы трещин

на категории нарушенности массива горных пород (табл. 1). По значению индекса Q выбирают категорию нарушенности, согласно которой определяют тип и параметры крепи.

Для расчета категории нарушенности массива (индекса Q) определяют коэффициенты, характеризующие качество массива горной породы RQD , число систем трещин J_n , шероховатость поверхности стенок трещин J_p , измененность стенок трещин J_a , присутствие воды в трещинах J_w , разрушение породы вследствие

Таблица 2. Параметры крепи выработок в условиях IIIa категории нарушенности горного массива*

Характеристика породного массива	Категория нарушенности	Типы и параметры крепи			
		Временная (предохранительная)	Отставание временной (предохранительной) крепи, м	Постоянная	Отставание постоянной крепи, м ^{1,2}
Нарушенный массив	IIIa	1. СПА. Сталеполимерный анкер (СПА), ФА*** длиной 2,1–2,4 м с шагом 0,9×0,9 м по кровле и бокам длиной 1,6–1,8 м, армокаркас (для СЗА) 0,95×0,95 м по кровле и торкрет-бетон (набрызг-бетон) по кровле и бокам толщиной не менее 2 см	Анкеры, армокаркасы – 0,9. Торкрет-бетон (набрызг-бетон): кровля – 5 борта – 10	СПА длиной 2,1–2,4 м с шагом 0,9×0,9 м по кровле и бокам длиной 1,6–1,8 м, металлическая сетка с ячейкой менее 150 мм по кровле и торкрет-бетон (набрызг-бетон) по кровле и бокам толщиной не менее 5 см	Металлическая сетка (для СПА) – 15. Торкрет-бетон (набрызг-бетон) – 15
				ФА длиной 2,1–2,4 м с шагом 0,9×0,9 м по кровле и бокам длиной 1,6–1,8 м, металлическая сетка (для Swellex) с ячейкой менее 150 мм по кровле и бокам или армокаркас (для СЗА) 0,95×0,95 м по кровле и бокам и торкрет-бетон (набрызг-бетон) по кровле и бокам толщиной не менее 5 см	Металлическая сетка (для Swellex) – 15. Торкрет-бетон (набрызг-бетон) – 15
		2. ЖБШ. Железобетонный анкер (ЖБШ) длиной 2,1–2,4 м с шагом 0,7×0,7 м по кровле и бокам длиной 1,6–1,8 м и торкрет-бетон (набрызг-бетон) по кровле и бокам толщиной не менее 2 см	Анкеры – 0,7. Торкрет-бетон (набрызг-бетон): кровля, борта – 5	ЖБШ длиной 2,1–2,4 м с шагом 0,7×0,7 м по кровле и бокам длиной 1,6–1,8 м, металлическая сетка (для ЖБШ) с ячейкой менее 150 мм по кровле и бокам и торкрет-бетон (набрызг-бетон) по кровле и бокам толщиной не менее 5 см	Металлическая сетка (для ЖБШ) – 15. Торкрет-бетон (набрызг-бетон) – 15

*В нарезных выработках и выработках сроком службы менее 6 мес временную крепь используют в качестве постоянной.

**При остановке работ по проходке более чем на 5 сут выработку крепят постоянной крепью до груди забоя.

***Фрикционные анкеры (ФА) типа самозакрепляющегося СЗА Swellex используют в выработках со сроком службы до 2 лет.

избыточного горного давления или уменьшенного обжимающего напряжения вблизи поверхности SRF .

Значение индекса Q рассчитано на основе шести установленных параметров по формуле

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Форму сечений капитальных и подготовительных выработок принимают в зависимости от нарушенности и структурных особенностей массива пород вокруг выработки и типа крепи.

При проходке выработок в породах I и II категории нарушенности сечение выработок можно принять прямоугольно-сводчатой формы. При проходке выработок по породам III категории нарушенности и креплении их комбинированной крепью форму сечения выработок принимают прямоугольно-сводчатой.

При использовании металлической арочной податливой крепи в породах IV категории нарушенности форму сечения выработок принимают прямоугольно-сводчатой или арочной. В условиях проявления горного давления форма сечения может быть полигональной в соответствии с [3, 4].

Выбор типа и параметров крепи

Тип крепи выработок, согласно Инструкции, принимают в зависимости от категории нарушенности массива (см. табл. 1) на основе данных, представленных в табл. 2.

При выборе крепей предпочтение следует отдать наиболее современным и экономичным видам: анкерным различных типов; анкерным с сеткой или с армокаркасами; комбинированным и усиленным конструкциям [10–14].

В сложных горно-геологических условиях, а также в условиях повышенного горного давления, обильного притока воды, повышенной трещиноватости пород и на сопряжениях выработок способ крепления необходимо корректировать с учетом проведения геотехнической оценки состояния массива и уточнять с использованием программы численного моделирования Map3D и программ Rocscience – Dips, RocData и Unwedge (рис. 2–4) [15–20].

Для расчета параметров анкерной крепи глубину трещинообразования (зону отслоения пород) можно, например, смоделировать и в дальнейшем откалибровать модель по результатам скважинных исследований (см. рис. 3). Критическое значение объемного трещинообразования составило для данного случая $500 \mu\epsilon$, которое использовали в дальнейшем для оценки глубины зоны нарушенности приконтурного массива в кровле выработок на рассматриваемом участке шахтного поля в процессе ведения очистных работ. Микродеформация ($\mu\epsilon = \epsilon \cdot 10^{-6}$) – единица измерения относительной деформации растяжения, рассчитываемой

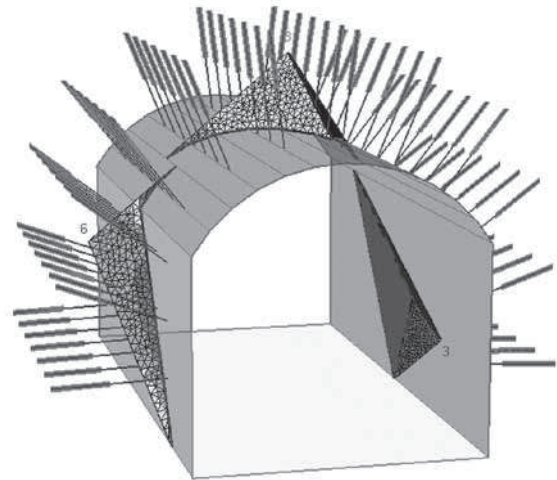


Рис. 2. Проектирование параметров подготовительной крепи выработки сталеполимерными анкерами (СПА) и торкрет-бетоном на руднике «Комсомольский» с учетом установленных возможных вариантов формирования неустойчивых породных клиньев (призм обрушения), расположенных в кровле и боках выработки, с использованием программ Rocscience – Dips и Unwedge

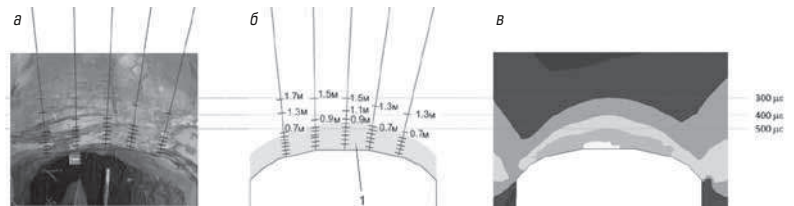


Рис. 3. Результаты измерений и моделирования глубины зоны трещиноватости и нарушений массива в кровле штрека:

а – натурные измерения трещин в скважинах; *б* – схема трещиноватости и нарушений массива; *в* – численное моделирование в программном комплексе Map3D (определение зоны нелинейных деформаций вокруг выработки и, соответственно, контура деформаций растяжения – $500 \mu\epsilon$); $300\text{--}500 \mu\epsilon$ – микродеформации; 1 – глубина зоны трещиноватости и нарушений массива (свод ожидаемого обрушения)

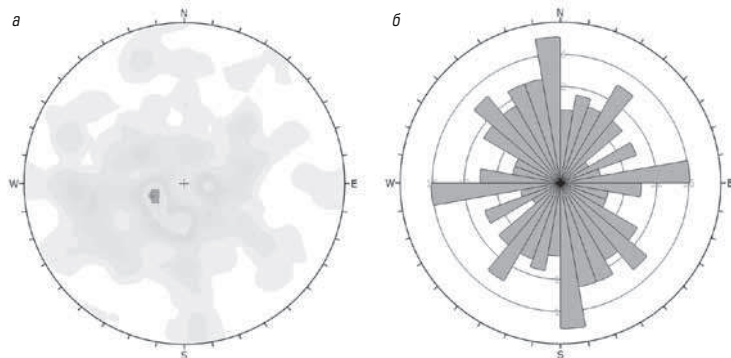


Рис. 4. Контурный график, показывающий ориентацию, концентрацию, число трещин и их систем на исследуемом участке выработки (а), построенный в программе Dips, а также розу-диаграмму ориентации систем трещин и действующих напряжений в массиве (б)

путем деления величины абсолютной деформации ΔL на исходную длину объекта: $L:\varepsilon = \Delta L/L$.

Определение параметров анкерной крепи

Для примера в статье рассмотрен вариант определения параметров анкерной крепи выработок (рис. 5), которая эффективно применяется в породах I–IV категориях нарушенности как самостоятельная крепь, так и в комбинации с другими крепями.

Основными параметрами анкерной крепи являются: глубина анкерования, длина анкеров, расстояние между ними (плотность расстановки и сетка штангования), расчетное сопротивление стержня на разрыв, несущая способность замка, замковой части или всего тела анкера и др.

Длину анкеров $L_{\text{ш}}$ в выработке определяют, исходя из ширины выработки B , ее назначения и времени существования (коэффициент ESR в системе Бартона):

$$L_{\text{ш}} = \frac{2 + 0,15B}{ESR}, \text{ м.}$$

Значение ESR определяют характером использования и степенью ответственности выработки в период эксплуатации и рекомендуют принимать:

- для сопряжений всех выработок – 1;
- для горно-капитальных и горно-подготовительных выработок – 1,4;
- для нарезных и очистных выработок – 1,6.

Длина анкеров $L_{\text{ш}}^k$ в кровле выработки (до пяти свода) дополнительно оценивают с учетом высоты свода возможного обрушения пород (h_0) по формуле

$$L_{\text{ш}}^k = \frac{h_0 + L_3}{\sin \alpha} + L_b, \text{ м.}$$

где L_3 – длина замковой части анкера, т. е. величина заглубления анкера в массив за область активных деформаций, м; L_b –

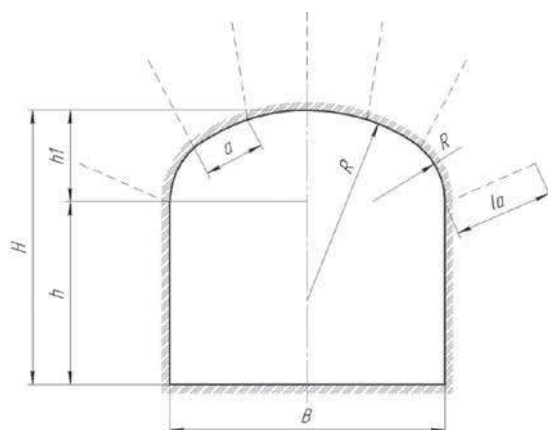


Рис. 5. Схема крепления выработок анкерной крепью на рудниках Талнаха:

H – высота выработки; h – высота выработки до пяты свода; h_1 – высота свода выработки; B – ширина выработки; R – радиус свода выработки из точки бурения; L_a – длина анкера; a – расстояние между анкерами

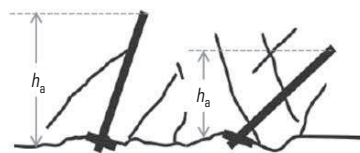


Рис. 6. Пример схемы анкерования массива:

h_a – глубина анкерования массива

часть анкера, выступающую в выработку, принимают равной от 0,05 до 0,1 м; α – угол наклона установки анкера, град.

Основным фактором, определяющим длину анкера в кровле выработки, является мощность поддерживаемого слоя непосредственной кровли или глубина анкерования – $h_a = h_0 + L_3$, которую рассчитывают на основании геотехнической оценки состояния массива горных пород и инструментальных наблюдений (рис. 6).

Длину анкеров $L_{\text{ш}}^6$ в стенке выработки рассчитывают по формуле $L_{\text{ш}}^6 = C + L_3 + L_b$, где C – ширина призмы сползания, определяемая как $C = (h + h_1) \cdot \text{tg}(45^\circ - \varphi/2)$, м, где $(h + h_1)$ – высота выработки; φ – расчетный угол внутреннего трения горных пород

$$[\varphi = \arctg(0,1\sigma_{\text{сж}}K_c) = \arctg\left(\frac{\sigma_{\text{сж}} \cdot RQD}{2 \cdot 10^3}\right)], \text{ град.},$$

$\sigma_{\text{сж}}$ – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа, K_c – коэффициент структурного ослабления; RQD – коэффициент качества массива горной породы (0–100).

Коэффициент RQD рассчитывают по формуле

$$RQD = \frac{L_{\Sigma}}{L} \cdot 100\%,$$

где L_{Σ} – сумма длин расстояний более 10 см между трещинами на исследуемом участке обнажений, м; L – общая длина исследуемого участка, м.

Высоту зоны отслоения пород в кровле выработки (свода возможного обрушения) в породах III категории нарушенности ($Q = 0,1 \div 4$) определяют по формуле $h_0^3 = \eta a \text{tg}(45^\circ - \varphi/2)$, м, где η – коэффициент, учитывающий качество оконтуривания выработок; a – полупролет выработки, м; в породах IV категории нарушенности ($Q = 0,001 \div 0,1$) – по формуле $h_0^4 = \eta [a + H \text{tg}(45^\circ - \varphi/2)] \cdot \text{tg}(45^\circ - \varphi/2)$, м, где H – высота выработки, м.

Коэффициент η вычисляют, исходя из коэффициента перебора сечения $\eta^1 = S_{\text{ф}}/S_{\text{пр}}$, где $S_{\text{ф}}$, $S_{\text{пр}}$ – фактическое и проектное сечения выработки соответственно, м². Значение коэффициента η приведены ниже.

Коэффициент перебора сечения η^1	1,11–1,20	1,21–1,30	1,31–1,40	1,41–1,50
Коэффициент η	1,10	1,20	1,25	1,30

На рис. 7 представлен эмпирический график, показывающий, на сколько возрастает фактическая площадь сечения выработки при различной длине подвигания забоя, которая зависит от зоны нарушенности горных пород взрывом мощностью от 10 до 40 см. При увеличении площади сечения выработки возрастают объемы

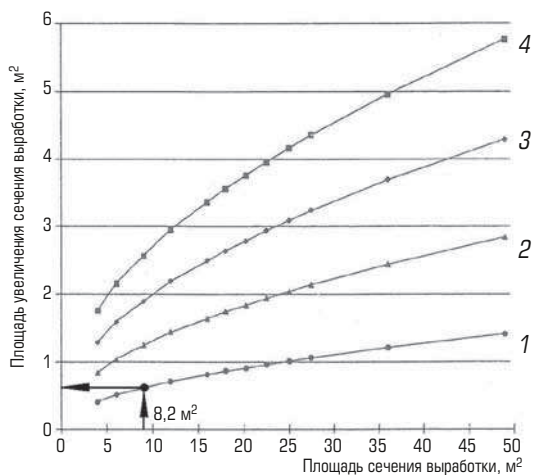


Рис. 7. Зависимость увеличения фактической площади сечения выработки от мощности зоны нарушения горных пород взрывом, см:
 1 – 10; 2 – 20; 3 – 30; 4 – 40

обборки горной породы и ее транспортирования, а также объемы крепления.

Выводы

Разработана Инструкция по выбору типа и параметров крепи капитальных, подготовительных и очистных выработках в предельно напряженном (или ослабленном) блочном массиве рудников Талнаха.

Выбор крепи основывается на количественной оценке состояния массива горных пород с определением значения индекса Q , принимаемой в зависимости от категории нарушенности массива. Для расчета категории нарушенности массива (индекса Q) определяют коэффициенты, характеризующие качество массива горной породы (показатель качества породы) RQD ; число систем трещин J_n ; шероховатость поверхности трещин J_p ; измененность стенок трещин J_a ; присутствие воды в трещинах J_w ; разрушение породы вследствие избыточного горного давления или уменьшенного обжимающего напряжения вблизи поверхности SRF .

В сложных горно-геологических условиях, в условиях повышенного горного давления, обильного притока воды, повышенной трещиноватости пород, на сопряжениях выработок способ крепления корректируется с учетом проведения геотехнической оценки состояния массива и уточняется с использованием программы численного моделирования Map3D и программ Rocscience – Dips, RocData и Unwedge.

Библиографический список

1. Еременко В. А., Айнбиндер И. И., Пацкевич П. Г., Бабкин Е. А. Оценка состояния массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № 1. С. 5–17.
2. Регламент по оценке нарушенности массива горных пород на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». – Норильск, 2018.
3. Рекомендации по креплению и поддержанию разведочных, подготовительных, нарезных и очистных выработок на рудниках «Октябрьский», «Таймырский», «Комсомольский» и «Заполярный» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». – Норильск, 2014.
4. Методика расчета геометрических параметров сопряжений горных выработок на рудниках (шахтах) ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». – Норильск, 2012.
5. Указания по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам. – Норильск, 2015.
6. Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock mass for the design of tunnel support // Rock Mechanics. 1974. Vol. 6(4). P. 183–236.
7. Barton N. Application of Q-System and Index Tests to Estimate Shear Strength and Deformability of Rock Masses. Workshop on Norwegian Method of Tunneling. – New Delhi, 1993. P. 66–84.
8. Laubscher D. H. A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 1990. Vol. 90. Iss. 10. P. 257–273.
9. Terzaghi K., Peck R. B. Soil mechanics in engineering practice. – New York: Wiley, 1967.
10. Лушников В. Н., Еременко В. А., Сэнди М. П., Косырева М. А. Выбор анкерной крепи для выработок, пройденных в шахтах склонных, к горным ударам // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2017. № 3. С. 86–95.
11. Неугомонов С. С., Волков П. В., Жирнов А. А. Крепление слабоустойчивых пород усиленной комбинированной крепью на основе фрикционных анкеров типа СЗА // Горный журнал. 2018. № 2. С. 31–34. DOI: 10.17580/gzh.2018.02.04
12. Зубков А. А., Латкин В. В., Неугомонов С. С., Волков П. В. Перспективные способы крепления горных выработок на подземных рудниках // Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. – М.: Горная книга, 2014. Вып. 1. С. 106–117.
13. Калмыков В. Н., Волков П. В., Латкин В. В. Обоснование параметров сталеполимерной анкерной крепи при проведении опытно-промышленных испытаний в условиях Сафьяновского подземного рудника // Актуальные проблемы горного дела. 2016. № 2. С. 27–35.
14. Калмыков В. Н., Латкин В. В., Зубков А. А., Неугомонов С. С., Волков П. В. Технологические особенности возведения усиленной комбинированной крепи на подземных рудниках // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. Вып. 3. Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России. Специальный выпуск 15. С. 63–69.
15. Лушников В. Н., Сэнди М. П., Еременко В. А., Коваленко А. А., Иванов И. А. Методика определения зоны распространения повреждения породного массива вокруг горных выработок и камер с помощью численного моделирования // Горный журнал. 2013. № 12. С. 5–17.
16. Potvin Y., Wesseloo J. Towards an understanding of dynamic demand on ground support // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2013. Vol. 113. Iss. 12. P. 913–922.
17. Bucher R., Cala M., Zimmermann A., Balg C., Roth A. Large scale field tests of high-tensile steel wire mesh in combination with dynamic rockbolts subjected to rockburst loading // Proceedings of the 7th International Symposium on Ground Support in Mining and Underground Construction (Ground Support 2013). – Perth, 2013. P. 221–232.
18. Bahrani N., Hadjigeorgiou J. Influence of Stope Excavation on Drift Convergence and Support Behavior: Insights from 3D Continuum and Discontinuum // Rock Mechanics and Rock Engineering. 2018. Vol. 51. Iss. 8. P. 2395–2413.
19. Paul Avinash, Murthy V. M. S. R., Amar Prakash, Ajoy Kumar Singh. Estimation of rock load in development workings of underground coal mines - A modified RMR approach // Current Science. 2018. Vol. 114. No. 10. P. 2167–2174.

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 10, pp. 101–106
 DOI: 10.17580/gzh.2018.10.18

Guidelines for selecting ground support system for the Talnakh operations based on the rock mass quality assessment

Information about authors

V. A. Eremenko¹, Director of Research Center for Applied Geomechanics and Converging Geotechnologies, Doctor of Engineering Sciences, Professor of the Russian Academy of Sciences, prof.eremenko@gmail.com

I. I. Ainbinder², Head of Department, Professor, Doctor of Engineering Sciences

V. P. Marysyuk³, Director of Geodynamic Safety Center, Candidate of Engineering Sciences

Yu. N. Nagovitsyn³, Chief Engineer of Geodynamic Safety Center

¹ College of Mining, NUST MISIS, Moscow, Russia

² Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources, Russian Academy of Sciences, Moscow, Russia

³ Polar Division, Norilsk Nickel MMC, Norilsk, Russia

Abstract

The article presents studies aimed at development of new guidance for selecting ground support systems for permanent roadways, entries and stopes for the conditions of limit-stress or weak blocky rock mass of the Talnakh group of deposits. The ground support system is selected based on the rock mass quality assessment and Q Index which is accepted from the rock mass quality rating. Under conditions of difficult ground, high rock pressure, abundant water inflow and highly jointed rock mass, support systems at mine intersections should be adjusted and refined with regard to the geotechnical auditing of rocks and numerical modeling in Map3D using Rocscience programs Dips, RocData and Unwedge.

The guidelines will cover ground support design for zones subjected to higher tectonic stresses, including weak blocky rocks, and it will also contain structural and technological requirements for the support systems with allowance for variability of geological and geotechnical conditions, which complicates prediction of rock mass behavior during heading and stoping.

The ground support standards for horizontal excavations are aimed to improve stability of damaged hard rock mass through modern reinforcement techniques and using advanced methods to assess geomechanical and structural characteristics of rocks. The proposed approach to selecting ground support systems for permanent roadways, entries and stopes in limit-stress or weak blocky rock mass based on rock mass quality assessment is recommended for application in similar ground conditions, for example, in the Khabarovsk Territory, Buryatia, Gornaya Shoria, Khakassia, Kola Peninsula, Ural and other regions. The authors appreciate participation of P. G. Patskevich, Candidate of Engineering Sciences, Senior Researcher at the Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources of RAS, and S. S. Neugomonov and P. V. Volkov, Candidates of Engineering Sciences of the Nosov Magnitogorsk State Technical University in these studies.

Keywords: ground support system selection guidelines, ground support and reinforcement, rock bolt, mesh, Q Index, Barton's system, rock mass quality assessment.

References

- Eremenko V. A., Aynbinder I. I., Patskevich P. G., Babkin E. A. Assessment of the state of rocks in underground mines at the Polar division of Norilsk Nickel. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten.* 2017. No. 1. pp. 5–17.
- Rock Mass Quality Assessment Regulations for Mines of Norilsk Nickel's Polar Division. Norilsk, 2018.
- Recommendations for support and maintenance of exploration, development, temporary workings and stopes at Oktyabrskiy, Taymyr, Komsomolskiy and Zapolyarnyy mines of the Polar Division of MMC Norilsk Nickel
- Design Procedure for Intersections in Mines of Norilsk Nickel's Polar Division. Norilsk, 2012.
- Regulations of safe mining at Talnakh and Oktyabrskoe deposits, liable and hazard to rock bumps. Norilsk, 2015.

- Barton N., Lien R., Lunde J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics.* 1974. Vol. 6(4). pp. 183–236.
- Barton N. Application of Q-system and index tests to estimate shear strength and deformability of rock masses. Workshop on Norwegian Method of Tunneling. New Delhi, 1993. pp. 66–84.
- Laubscher D. H. A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy.* 1990. Vol. 90, Iss. 10. pp. 257–273.
- Terzaghi K., Peck R. B. Soil Mechanics in Engineering Practice. New York: Wiley, 1967.
- Louchnikov V. N., Eremenko V. A., Sandy M. P., Kosyreva M. A. Rock Bolting Design for Mines Exposed to Rockburst Hazard. *Journal of Mining Science.* 2017. Vol. 53, Iss. 3. pp. 504–512.
- Neugomonov S. S., Volkov P. V., Zhirnov A. A. Tunnel support in weak rocks using self-fastening rock bolts SZA. *Gornyy Zhurnal.* 2018. No. 2. pp. 31–34. DOI: 10.17580/gzh.2018.02.04
- Zubkov A. A., Latkin V. V., Neugomonov S. S., Volkov P. V. Prospective methods of support of mine excavations at underground mines. *Conditions of Stable Functioning of Mineral Resource Complex of Russia.* Moscow: Gornaya kniga, 2014. Iss. 1. pp. 106–117.
- Kalmykov V. N., Volkov P. V., Latkin V. V. Substantiation of grouted rock bolting design for full-scale tests in Safianovsky mine. *Aktualnye problemy gornogo dela.* 2016. No. 2. pp. 27–35.
- Kalmykov V. N., Latkin V. V., Zubkov A. A., Neugomonov S. S., Volkov P. V. The feature of construction increased combined fix on underground mines. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten.* 2015. Iss. 3. Conditions of stable functioning of mineral-resource complex of Russia. Special issue 15, pp. 63–69.
- Lushnikov V. N., Sandy M. P., Eremenko V. A., Kovalenko A. A., Ivanov I. A. Method of definition of the zone of rock mass failure range around mine workings and chambers by numerical modeling. *Gornyy Zhurnal.* 2013. No. 12. pp. 5–17.
- Potvin Y., Wesseloo J. Towards an understanding of dynamic demand on ground support. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy.* 2013. Vol. 113, Iss. 12. pp. 913–922.
- Bucher R., Cala M., Zimmermann A., Balg C., Roth A. Large scale field tests of high-tensile steel wire mesh in combination with dynamic rockbolts subjected to rockburst loading. *Proceedings of the 7th International Symposium on Ground Support in Mining and Underground Construction (Ground Support 2013).* Perth, 2013. pp. 221–232.
- Bahrani N., Hadjigeorgiou J. Influence of Stope Excavation on Drift Convergence and Support Behavior: Insights from 3D Continuum and Discontinuum. *Rock Mechanics and Rock Engineering.* 2018. Vol. 51, Iss. 8. pp. 2395–2413.
- Paul Avinash, Murthy V. M. S. R., Amar Prakash, Ajay Kumar Singh. Estimation of rock load in development workings of underground coal mines - A modified RMR approach. *Current Science.* 2018. Vol. 114, No. 10. pp. 2167–2174.

Внимание специалистов-геомехаников!

Как показывает мировая практика, компетентность руководителей предприятий в горной геомеханике приводит к значительному сокращению несчастных случаев на производстве. Геотехническая квалификация специалистов горнодобывающих компаний в вопросах, например, оценки состояния массива горных пород, обеспечения устойчивости выработок, выбора и расчетов крепей подземных сооружений и др. позволяет им принимать более продуманные долгосрочные решения, и, как следствие, возрастает рентабельность предприятия, обеспечивается безопасность и повышается эффективность горных работ.

Научно-исследовательский центр «Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии» Горного института НИТУ «МИСиС» и Австралийская горная консалтинговая компания «Australian Mining Consultants Pty Ltd» (AMC) инициируют проведение тематического Технического совета и приглашают к участию в его работе представителей геомеханических (геотехнических) служб горных предприятий, инжиниринговых и научно-исследовательских организаций. Планируется также обсуждение предложения по организации и проведению международной конференции по геомеханике с привлечением ведущих российских и зарубежных специалистов и возможной публикацией статей на страницах «Горного журнала» по ее итогам.

Планируемая дата проведения Технического совета в начале 2019 г. (более подробная информация о дате и месте проведения будет дана участникам за 2 месяца до заседания Технического Совета).

Научно-технические координаторы Технического совета: член редакционной коллегии «Горного журнала», директор научно-исследовательского центра «Прикладная геомеханика и конвергентные горные технологии» Горного института НИТУ «МИСиС» доктор технических наук, профессор РАН **В. А. Еременко**; директор российского филиала компании «Australian Mining Consultants Pty Ltd» (AMC) **Марк Чешер**.

Телефон: +7 (926) 279-39-08;
электронная почта: office@rudmet.ru