

СПОСОБ ВЫБОРА КОНСТРУКЦИИ КРЕПИ ПОДЗЕМНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Цыганков Д.А.

ФГБОУ ВО «Новосибирский государственный технический университет», Новосибирск,
e-mail: tsygankov@corp.nstu.ru

Проведён анализ известных в мире классификаций породных массивов, которые могут быть использованы при оценке их устойчивости и выборе конструкций крепей подземных горных выработок различного пространственного расположения. Выяснено, что большинство из них включает большое количество расчётных параметров, но при этом не является достаточно точным. Высказано предположение о необходимости разработки упрощённого подхода по оценке устойчивости породных массивов вокруг контуров подземных горных выработок с целью выбора конструкций их крепей. Проанализирован действующий отечественный подход по оценке устойчивости породных массивов, включающий в себя большое количество расчётных показателей, слабо влияющих на точность конечного результата. Проведён анализ известных схем разрушения горных пород вокруг контуров подземных горных выработок. Предложен оригинальный механизм разрушения горных пород кровли подземных горных выработок, существенно упрощающий решение задачи выбора конструкций их крепей. Проведена взаимосвязь между предложенным механизмом разрушения горных пород и выбором конструкции крепи горизонтальной и наклонной подземной горной выработки. В основу предлагаемого механизма разрушения положена сила воздействия вывала горных пород на крепь подземной горной выработки. Высота вывала определена на основе экспериментальных данных и зависит от глубины заложения подземной горной выработки, её наклона, а также наличия сопряжений с другими подземными горными выработками. Установлены категории подземных горных выработок, позволяющие по величине силы воздействия вывала на крепь горной выработки, определённой по предлагаемой схеме, выбрать конструкции их крепей.

Ключевые слова: конструкция крепи, горная выработка, горная порода, схема разрушения, вес вывала, блок, категория горной выработки

METHOD OF SELECTION OF SUPPORT STRUCTURE OF UNDERGROUND MINING WORKING

Tsygankov D.A.

Novosibirsk State Technical University, Novosibirsk, e-mail: tsygankov@corp.nstu.ru

The analysis of the well-known in the world classifications of rock massifs, which can be used in assessing their stability and selecting the structure of supports for underground mine workings of various spatial locations, has been carried out. It was found that most of them include a large number of calculated parameters, but it is not sufficiently accurate. It has been suggested that it is necessary to develop a simplified approach to assess the stability of rock masses around the contours of underground mine workings in order to select the structures of their supports. Analyzed the current domestic approach to assess the stability of rock massifs, which includes a large number of calculated indicators that have little effect on the accuracy of the final result. The analysis of known patterns of destruction of rocks around the contours of underground mine workings. An original mechanism for the destruction of the roof rocks of underground mine workings is proposed, which greatly simplifies the solution of the problem of choosing the structures of their supports. The interrelation between the proposed mechanism of rock destruction and the choice of the design of horizontal and inclined underground mine workings has been carried out. The basis of the proposed mechanism of destruction is the force of the impact of rock fall on the lining of the underground mine workings. The height of the fall is determined on the basis of experimental data and depends on the depth of the underground mine workings, its slope, as well as the presence of interfaces with other underground mine workings. The categories of underground mine workings have been established, which allow choosing the structure of their supports, according to the magnitude of the impact force of the fall on the support of a mine working, determined according to the proposed scheme.

Keywords: support design, mine working, rock, destruction scheme, dump weight, block, category of mine working

Большинство подземных горных выработок не может быть застраховано от разрушения внешними силами, поэтому для их поддержания в стабильном состоянии требуется возведение сначала временной, а затем постоянной крепи. В современной практике горные выработки часто проходятся в сложных горно-геологических условиях. Неустойчивость контуров таких горных выработок неизбежно наступает сразу после того, как разрушается породный массив. Проходка горных выработок

в слабых породах представляет собой особую проблему для горного инженера, поскольку неверный выбор конструкций их крепей приводит к дорогостоящим убыткам. Чтобы решить проблему выбора конструкции крепи, необходимо учесть концепцию разрушения породного массива вокруг контура подземной горной выработки. При этом за счёт манипулирования параметрами выбранной конструкции крепи можно обеспечить управление процессом такого разрушения.

Таблица 1

Классификационные системы породных массивов

№ п/п	Название	Авторы, годы	Страна происхождения
1	Rock Load System	Terzaghi, 1946	Соединённые Штаты Америки
2	Stand-up Time System	Lauffer, 1958	Австралийский союз
3	Rock Quality Designation (<i>RQD</i>)	Deer, 1967	Соединённые Штаты Америки
4	Rock Structure Rating	Wikham, 1972	Соединённые Штаты Америки
5	Rock Mass Rating (<i>RMR</i>)	Bieniawski, 1973 (1989)	Южноафриканская Республика (Соединённые Штаты Америки)
6	Modified Rock Mass Rating	Ünal, Özkan, 1990	Турецкая Республика
7	Rock Mass Quality (<i>Q</i>)	Barton, 1974 (2002)	Королевство Норвегия (Королевство Норвегия)
8	Rock Mass Number	Geol, 1995	Соединённые Штаты Америки
9	Rock Mass Index	Palmström, 1996	Королевство Швеция
10	Geological Strength Index	Hoek, Brown, 1997	Канада

Цель исследования: разработать новый эффективный способ выбора конструкции крепи горизонтальной и наклонной подземной горной выработки.

Материалы и методы исследования

В работе использовались материалы литературных источников и данные практики по проходке подземных горных выработок. Исследования проводились с использованием методов научного анализа, обобщения и систематизации полученных данных.

Результаты исследования и их обсуждение

Наиболее известные в мире классификации породных массивов, рекомендованной областью применения которых является проходка подземных горных выработок, приведены в табл. 1 [1].

В настоящее время наиболее часто используются системы *RMR* и *Q* [2]. Они основаны на количественной оценке качества породного массива, основанной на эмпирических способах определения его устойчивости. Смысл системы *RMR* заключается в рейтинговой оценке качества породного массива по совокупности шести показателей:

$$RMR = A_1 + A_2 + A_3 + A_4 + A_5 + B,$$

где A_1 – рейтинг прочности горной породы при одноосном сжатии, A_2 – рейтинг *RQD*, A_3 – рейтинг расстояния между поверхностями разрушения, A_4 – рейтинг состояния поверхностей разрушения, A_5 – рейтинг воздействия подземных вод, B – рейтинг пространственной ориентации поверхностей разрушения относительно проектируемой горной выработки.

Для количественной оценки качества породного массива по извлекаемым из него

кернам была разработана система *RQD*, вошедшая в *RMR* в качестве одного из расчётных параметров. Её смысл выражается формулой [2]:

$$RQD = \frac{K_{10}}{K} \cdot 100\%,$$

где K_{10} – суммарная длина ненарушенных кернов, размер каждого из которых превышает 10 см, K – общая длина кернов, см.

Рейтинги качества породных массивов с разделением их на классы по системе *RMR* представлены в табл. 2 [2].

Таблица 2

Рейтинги качества породных массивов по системе *RMR*

№ п/п	RMR	Класс
1	100-81	Очень хороший
2	80-61	Хороший
3	60-41	Достаточный
4	40-21	Плохой
5	20-0	Очень плохой

Система *RMR* может быть использована для оценки качества породного массива и выбора конструкций крепей горизонтальных, наклонных горных выработок, а также находящихся в них камер.

В результате проделанной работы были выявлены возможные схемы разрушения горных пород и определены производимые ими эффекты в сравнении между собой (рис. 1).

Согласно сложившимся представлениям минимальный эффект воздействия на кровлю подземной горной выработки возникает в случае образования вывала пи-

рамадальной формы (рис. 1, А), являющегося результатом нарушения внутренних связей внутри горной породы. В данном случае обрушение кровли горной выработки происходит под действием силы тяжести горных пород, нарушенных естественным образом. Эффект средней степени происходит в случае образования прямого сводчатого вывала, являющегося следствием выдавливания горных пород в направлении снизу вверх (рис. 1, Б). Наибольший эффект разрушения кровли подземной горной выработки образуется в результате формирования обратного сводчатого вывала, причиной которого является выдавливание горной породы в направлении сверху вниз в дополнение к действию её собственного веса (рис. 1, В).

Механизм крепления подземных горных выработок изучается очень давно, но он не был полностью понят до настоящего времени только потому, что существует очень много свойств горных пород, которые при этом необходимо чётко себе представлять. Чтобы объяснить возможности несущих способностей крепей были определены три возможных случая (рис. 1, А–В). Крепи предназначены для удовлетворения определённых требований на основе по крайней мере одного из трёх указанных эффектов. Иногда крепи применяются в условиях, в которых присутствует более одного эффекта одновременно. Крепь, выбранная на эффекте пирамидального вывала (рис. 1, А), учитывает простейшие

условия обрушения горных пород. Работа крепи заключается в поддержке «мёртвого веса» нестабильной породы. В прямых арочных сводах (рис. 1, Б) создание прямой арки является результатом применения сжатия для улучшения сопротивления сдвигу в зоне выше горной выработки. В обратных арочных сводах (рис. 1, В) создание обратной арки является результатом применения растяжения для улучшения сопротивления сдвигу в зоне выше горной выработки.

Когда слои кровли имеют сильные трещины, а в непосредственной близости есть один или несколько комплексов соединений с различной ориентацией, анкерное крепление кровли может значительно увеличить силы трения вдоль трещин и слабых плоскостей. Скольжение или разделение вдоль несплошностей, таким образом, предотвращается или уменьшается. Этот «ключевой эффект» в основном зависит от активного натяжения анкера или при определённых обстоятельствах пассивного натяжения из-за движения горной массы. Натяжение анкера создаёт напряжение в многослойной кровле, которая сжимается как в направлении анкера, так и ортогонально анкеру. Наложение области сжатия вокруг каждого анкера образует непрерывную зону сжатия, в которой растягивающие напряжения уменьшаются, а прочность разрывов на разрыв улучшается, как показано на рис. 1 пунктирными линиями [3–5].

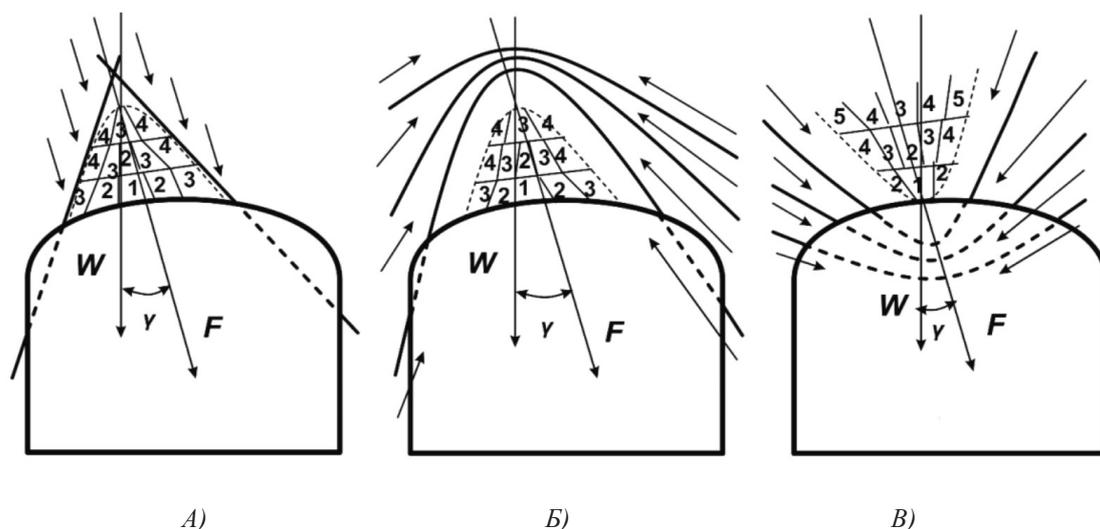


Рис. 1. Эффекты разрушения породного массива в приконтурной зоне подземной горной выработки: А – *tip*, эффект пирамидального вывала; Б – *tid*, эффект прямого сводчатого вывала; В – *тах*, эффект обратного сводчатого вывала; F – сила, действующая со стороны горной породы на крепь горной выработки; W – вес горной породы в вывале; γ – угол отклонения вывала от вертикального направления; 1...5 – блоки и очередность их попадания в горную выработку

«Теория приоритетного вывала» основана на концепции каменных блоков и является продолжением исследований [6]. Цель её применения достигается объединением основных понятий геологии, векторной геометрии и механики горных пород. В соответствии с теорией сдвижения горной массы, вызываемого множеством блоков, всегда возникает блок, который начинает сдвигаться первым и приводит к сдвигению оставшихся блоков. В данном случае блок 1 будет сдвигаться первым, что приведёт к сдвигению блока 2 и т.д. Поэтому блок 1 можно отнести к «ключевому вывалу». Очевидно, что блок 1 важен для оценки устойчивости горной выработки. Его размеры всегда конечны, он подвижен и потенциально нестабилен (рис. 1). При этом

$$W = g \cdot m, H,$$

где W – вес горной породы в вывале, H , g – коэффициент свободного падения, $9,83$ Н/кг, m – масса вывала, кг.

Из рис. 1 следует

$$F = W / \cos \gamma.$$

Результаты вычисления объёма образующегося вывала представлены на рис. 2.

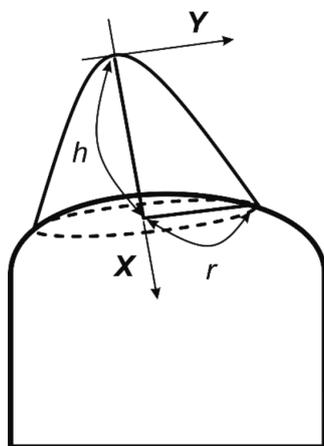


Рис. 2. Форма и размеры породного вывала, падающего на контур подземной горной выработки: h – высота вывала, м; r – радиус основания параболоида вращения, равный половине ширины сечения горной выработки вчерне, м

Из рис. 2 следует

$$V = \pi \int_0^h \frac{r^2 x}{h} dx = \frac{1}{2} \pi r^2 h, \text{ м},$$

где V – объём вывала, м^3 . Для практических расчётов величина r принимается равной половине ширины горной выработки вчерне.

Согласно опыту рассматриваемые горные выработки ограничиваются следующими горно-геологическими и горнотехническими условиями: глубина заложения – от 100 до 1500 м; коэффициент крепости горных пород – от 3 до 10 по шкале профессора Протодяконова; углы залегания горных пород – от 0 до 75° ; площади поперечных сечений горных выработок – от 5 до 30 м^2 . По результатам экспериментальных исследований высота вывалов горных пород h , м, сильно зависит от конкретных условий [7, 8]:

1. Горизонтальные и наклонные горные выработки при пологом (α от 0° до 18°) и наклонном (α от 19° до 35°) залегании горных пород:

$$h = 0,0072 \left(\frac{H}{f} \right) + 0,144 \left(\frac{h_{np}}{b_{np}} \right) + 0,108.$$

2. Горизонтальные и наклонные горные выработки при крутонаклонном (α от 36° до 55°) и крутом (α от 56° до 90°) залегании горных пород:

$$h = 0,0078 \left(\frac{H}{f} \right) + 0,152 \left(\frac{h_{np}}{b_{np}} \right) + 0,112.$$

3. Сопряжения горных выработок при пологом (α от 0° до 18°), наклонном (α от 19° до 35°), крутонаклонном (α от 36° до 55°) и крутом (α от 56° до 90°) залегании горных пород:

$$h = 0,0083 \left(\frac{H}{f} \right) + 0,155 \left(\frac{h_{np}}{b_{np}} \right) + 0,114,$$

где α – угол падения горных пород, $^\circ$, H – глубина заложения горной выработки, м, h_{np} – высота горной выработки вчерне, м, b_{np} – ширина горной выработки вчерне, м.

Все горизонтальные и наклонные подземные горные выработки, в зависимости от высоты образующихся в них вывалов, необходимо подразделить на категории. 1 категория – h до 0,5 м, 2 категория – h от 0,5 до 1 м, 3 категория – h от 1 до 2 м, 4 категория – h от 2 до 3 м, 5 категория – h свыше 3 м.

Рекомендуемые конструкции крепей сведены в табл. 3.

Выводы

1. Механизм разрушения горных пород вокруг контуров сечений горизонтальных и наклонных подземных горных выработок является не до конца изученным, что создаёт трудности при выборе конструкций их крепей и требует проведения дальнейших исследований в этой области.

Таблица 3

Рекомендуемые конструкции крепей горизонтальных и наклонных горных выработок в зависимости от категории горной выработки

Категория	F , кН	Анкеры и металлическая сетка	Набрызг-бетон	Металлические рамы
1	До 50	Отсутствие крепи или локальные анкеры без металлической сетки		
2	От 51 до 100	Локальные анкеры в кровле с локальной металлической сеткой	Набрызг-бетон в кровле, локальный	—
3	От 101 до 200	Сплошные анкеры в кровле и боках со сплошной металлической сеткой в кровле	Набрызг-бетон в кровле и боках, сплошной	—
4	От 201 до 300	Сплошные анкеры в кровле и боках со сплошной металлической сеткой	Набрызг-бетон в кровле и боках, сплошной	Металлические рамы с межрамными стяжками
5	Свыше 300	Сплошные анкеры в кровле и боках со сплошной металлической сеткой	Набрызг-бетон в кровле, в боках и около забоя, сплошной	Металлические рамы с межрамными стяжками и затяжкой

2. Одним из способов объяснения явлений, происходящих при разрушении горных пород вокруг контуров сечений подземных горных выработок, является предлагаемая «теория приоритетного вывала».

3. Сущностью предлагаемого подхода по выбору конструкции крепи является определение силы, действующей со стороны вывала горной породы в кровле на крепь горной выработки.

4. В зависимости от величины этой силы и связанной с ней категорией горной выработки производится выбор конструкции её крепи.

Список литературы

1. Bieniawski Z.T. Engineering rock mass classifications. John Wiley & Sons. New York, 1989. 251 p.

2. Barton N. TBM prognoses, hard rock, high stress, weakness zones, Qtbm, open-gripper, double-shield. Keynote. S. Amer. Tunneling Conference Lima. 2010. P. 98–112.

3. Barton N., Grimstad E. Tunnel and cavern support selection in Norway, based on rock mass classification with the Q-system. Publication No. 23. Norwegian Tunneling Society. 2014. P. 45–77.

4. Bischoff J.A., Smart J.D. A method of computing a rock reinforcement system, which is structurally equivalent to an internal support system. Proceedings 16th Symposium on Rock Mechanics. 1975. P. 179–184.

5. Li C.C. Design principles of rock support for underground excavations. Stockholm, Sweden. 2012.

6. Цыганков Д.А. Актуализированная система выбора конструкции крепи подземной горной выработки // Современные технологии: актуальные вопросы, достижения и инновации: сборник статей XIV Международной научно-практической конференции. Пенза: МЦНС «Наука и Просвещение», 2018. С. 30–36.

7. Городниченко В.И., Дмитриев А.П. Основы горного дела. М.: Горная книга, 2016. 443 с.

8. Лукьянов В.Г. Горные машины и проведение горно-разведочных выработок. Томск: ТПИ, 2014. 341 с.