

ПРОГНОЗ СМЕЩЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ПОДЗЕМНОЙ ВЫРАБОТКИ

ЛАТЫШЕВ О. Г., ПРИЩЕПА Д. В., КАЗАК О. О.

Практика проектирования крепи подземных выработок опирается на рекомендации нормативных документов. Определяющим параметром является смещение пород массива в сторону выработанного пространства. Для его оценки предлагается комплект номограмм и поправочных коэффициентов, выбор которых достаточно субъективен, что снижает надежность расчетов. В работе на основании теоретических и экспериментальных исследований дается методика оценки коэффициента структурного ослабления породного массива и концентрации напряжений на контуре подземной выработки, основанной на фрактальных исследованиях геометрии выработки. Расчетные формулы адаптированы к различным типам трещинной структуры породных массивов: с параллельной и хаотичной системой трещин, пересекающихся трещин, формирующих блочную структуру массива. Предлагаемые методики не противоречат рекомендациям нормативных документов и существенно расширяют расчетную базу проектирования нагрузки на крепь подземных выработок.

Ключевые слова: породный массив; подземная выработка; смещение пород; прогноз.

Определение нагрузки на крепь подземной выработки осуществляется по одной из расчетных схем – заданных нагрузок и заданных деформаций. В первом случае нагрузка на крепь определяется весом разрушенных пород в своде естественного равновесия (М. М. Протодяконов, П. М. Цимбаревич, Н. М. Покровский). В рамках этой концепции решение задачи осуществляется методами сопротивления материалов. При этом напряженное состояние породного массива никак не учитывается. Другой подход (расчет по заданной деформации) основан на анализе совместной деформации крепи и вмещающих пород (А. Лаббас, К. В. Руппенейт, Ю. М. Либерман). Из контекста различных гипотез горного давления следует, что концепцию образования свода естественного равновесия следует применять при малых глубинах заложения выработки, а концепцию заданных деформаций – при больших глубинах.

Практика проектирования крепи горных выработок опирается на рекомендации свода правил (СП 91.13330.2012. *Подземные горные выработки*. М.: ФЦС, 2012. 53 с. (актуализированная версия СНиП II-94-80)). Процедура выбора и расчета крепи производится в соответствии с методикой И. В. Баклашова [1] по расчетным смещениям пород и характеристикам принятой крепи. Условия совместной работы крепи и массива определяются серией номограмм и поправочных коэффициентов. Ключевым моментом рекомендаций СП 91.13330.2012 [2] является номограмма для определения типового смещения пород (рис. 1, здесь U_T – типовое смещение пород; R_c – прочность массива с учетом его структурного ослабления; H_p – расчетная глубина, учитывающая действующие в массиве напряжения).

Латышев Олег Георгиевич – доктор технических наук, профессор кафедры шахтного строительства, 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: shs.dep@ursmu.ru

Прищепка Дмитрий Вячеславович – аспирант кафедры шахтного строительства, 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет. E-mail: dimaprishepa@gmail.com

Казак Ольга Олеговна – кандидат технических наук, доцент кафедры шахтного строительства, 620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30, Уральский государственный горный университет.

В СП 91.13330.2012 предлагается номограмма для определения расчетной глубины, где входными параметрами являются коэффициент бокового давления λ_ϕ и некоторый обобщенный реологический параметр χ/β . Причем величина последнего параметра жестко привязана к прочности пород. Однако теория и практика свидетельствуют о том, что реологические характеристики пород не определяются их прочностью. Кроме того, предполагается, что коэффициент бокового давления λ_ϕ известен. Однако его можно определить только с помощью натуральных испытаний. И если они в данном массиве проведены, то необходимость определения расчетной глубины отсутствует. По-видимому осознавая это, авторы рекомендаций указывают, что данный вопрос нуждается в дополнительных исследованиях для конкретных горно-геологических условий. Следовательно, рекомендации номограммы следует уточнить на основе анализа ее расчетной базы.

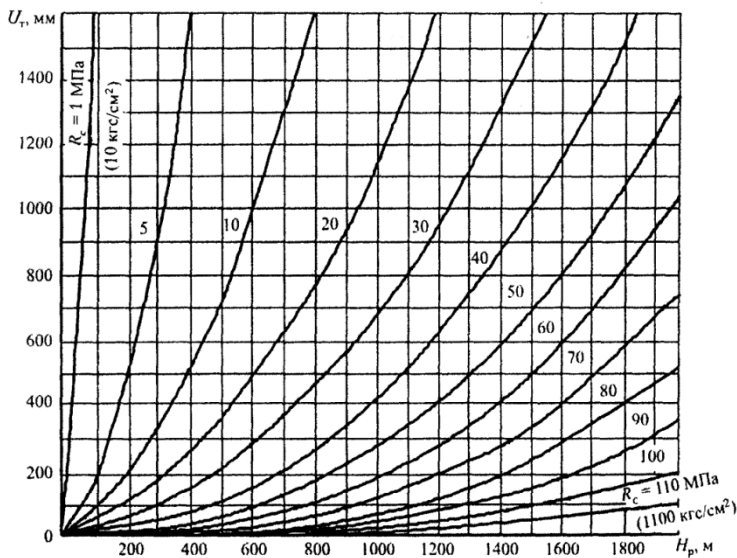


Рис. 1. Номограмма для определения типового смещения пород

Базой построения указанной номограммы (рис. 1) явились исследования И. Н. Кацаурова [3]. Автором на основании результатов исследований Ю. З. Заславского и обобщения натуральных наблюдений получено уравнение зависимости смещения контура выработки от глубины ее заложения H , ее эквивалентного размера (радиуса) r_0 и прочности пород $\sigma_{сж}$ в виде:

$$U = Ar_0 \left[\exp \left(\frac{2(\beta\gamma H - p)}{\alpha\sigma_{сж}} \right) - 1 \right], \quad (1)$$

где A – коэффициент пропорциональности; p – реакция отпора крепи.

По смыслу данного выражения показатель α сопоставляется с коэффициентом структурного ослабления пород, β – с коэффициентом концентрации напряжений. Коэффициент пропорциональности A отражает особенности технологии проходки выработок и горно-геологические условия. По мнению И. Н. Кацаурова, величины этих коэффициентов следует определять по результатам натуральных наблюдений в конкретных горно-геологических условиях. Однако такой подход лишает его методичку смысла на стадии проектирования. В то же время данное

уравнение можно использовать для относительной оценки изменения предельных смещений с глубиной заложения выработки и прочностью пород. Это тем более ценно, что уравнение (1) отражает реальные шахтные исследования смещения пород в сторону выработанного пространства.

Анализ результатов наблюдений в условиях шахт Донбасса, обсуждаемых в работе [3], позволил уточнить расчетную формулу (1). Если принять $p = 0$, т. е. не учитывать работу крепи, то уравнение смещений запишется в виде:

$$U = \mu r_0 \left[\exp \left(\frac{K \gamma H}{k_c \sigma_{сж}} \right) - 1 \right], \quad (2)$$

где μ – коэффициент пропорциональности; r_0 – радиус эквивалентного сечения выработки; K – коэффициент концентрации напряжений; k_c – коэффициент структурного ослабления породного массива.

Адекватность предлагаемого выражения подтверждается тем, что при $\mu = 26$; $r_0 = 3$ м; $K = 1$; $k_c = 0,67$ рассчитанные по формуле значения полностью совпадают с данными номограммы СП 91.13330.2012 (рис. 1). Однако если входом номограммы являются лишь глубина разработки и прочность пород, то расчетная формула учитывает как напряжения на контуре выработки, так и структурное ослабление породного массива.

В рекомендациях СП 91.13330.2012 коэффициент структурного ослабления k_c предлагается оценивать по среднему расстоянию между трещинами породного массива. Однако, по общему признанию [4], оценивать коэффициент структурного ослабления только на основе учета трещиноватости массива явно недостаточно. В исследованиях А. Н. Шашенко [5] породный массив рассматривается как природная среда, нарушенная микродефектами различной природы и макродефектами в виде системы трещин, плоскостей ослабления и т. п. Для совместной оценки влияния данных факторов на прочность массива им предлагается следующая модель. Породный массив рассматривается как система плотно прилегающих друг к другу микроблоков, имеющих размеры и форму образцов, которые используются в стандартных испытаниях прочности. Те микроблоки, через которые проходит природная трещина массива, заведомо в лабораторных испытаниях не представлены и имеют нулевую прочность. Однако они содержатся в массиве и, следовательно, формируют генеральную совокупность. Тогда при организации классической выборки в статистике испытаний появятся нулевые величины. Это изменит величину дисперсии (коэффициент вариации) результатов, что и отразит влияние природной трещиноватости массива на его прочность. Исследованиями авторов [6] установлено, что в такой модели коэффициент структурного ослабления массива может быть определен формулой:

$$k_{стр} = \frac{a + b(1 - V_\sigma)}{c(0,2J_T + 1)},$$

где a , b , c – эмпирические коэффициенты; для скальных пород Урала $a = 0,7$; $b = 0,8$; $c = 1,25$; J_T – модуль трещиноватости массива, 1/м; V_σ – коэффициент вариации единичных значений прочности в лабораторных испытаниях пород.

Коэффициент концентрации напряжений K в формуле (2) определяется размером выработки (обнажения) и степенью неровностей ее контура в результате производства буровзрывных работ (БВР). Исследование условий проходки горизонтальных выработок Североуральских бокситовых рудников (СУБР) показало [7],

что адекватной оценкой концентрации напряжений может служить фрактальный коэффициент формы выработки k_f :

$$K = 1,1q(P)k_f^{-0,1}.$$

Здесь величина множителя $q(P)$ зависит от принимаемого уровня надежности расчетов P : при $P = 85\%$ – $q(0,85) = 1,44$; при $P = 95\%$ – $q(0,95) = 1,96$; при $P = 99\%$ – $q(0,99) = 2,66$ [1]. Для инженерных расчетов рекомендуется $P = 95\%$ – $q(0,95) = 1,96$. Фрактальный коэффициент формы

$$k_f = \frac{4\pi S}{P_f^2}.$$

Из формулы следует, что чем более изрезан контур выработки при постоянстве проектной площади сечения выработки в проходке S , тем больше ее периметр P_f и тем меньше фрактальный коэффициент формы. Анализ реальной геометрии выработок показывает, что линии их контура являются фрактальными объектами, которые адекватно оцениваются их фрактальной размерностью d_f . Методика ее определения рассмотрена в работе [7]. Тогда в соответствии с законом Ричардсона [8] периметр контура выработки определится как $P_f = P_0^{df}$, где P_0 – проектный периметр выработки как геометрически правильной фигуры.

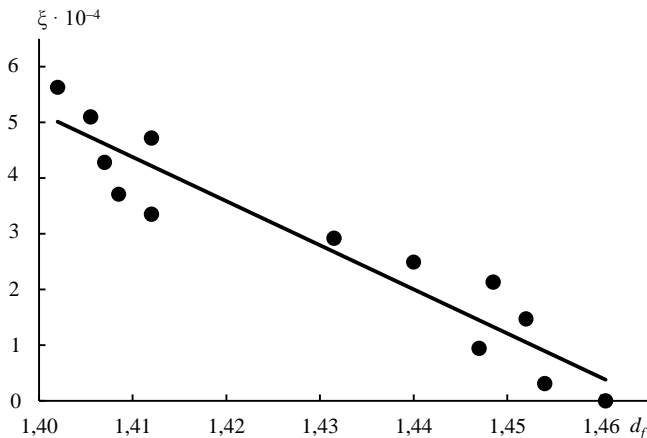


Рис. 2. Зависимость площади контактов берегов трещины от ее фрактальной размерности

Коэффициент пропорциональности μ в формуле (2) зависит от типа и трещинной структуры породного массива. Для оценки его величины авторами сформированы модели выработок в массиве и методом конечных элементов (программный комплекс Plaxis) определены смещения пород в кровле и стенах выработок для условий месторождения Юбилейное (Башкортостан) [9].

Исследованиями К. В. Руппенейта [10] показано, что все многообразие реальных массивов в расчетных схемах можно свести к трем его типам: массив с системой параллельных трещин; массив с блочным строением; массив с системой хаотично ориентированных трещин. Для задания начальных условий данных типов моделей в программы метода конечных элементов (МКЭ) вводились соответствующие деформационные характеристики.

Для массива с параллельной системой трещин соотношение между модулями упругости вмещающих пород E_0 и трещиноватого породного массива E определится формулой:

$$E = \frac{E_0}{1 + \sum_{i=1}^n \eta_i (1 - \sin^4 \theta_i)}. \quad (3)$$

Здесь рассматривается ситуация, когда протяженность трещин превышает размер влияния выработанного пространства X_m . На обнажениях или путем скважинного каротажа выявляются системы трещин i -го порядка с углом наклона к горизонтальной плоскости θ_i .

Для блочного массива:

$$E = \frac{E_0}{1 + \sum_{i=1}^n \eta_i (1 - \sin^4 \theta_i) \frac{L_i}{X_m} \cos \theta}, \quad (4)$$

где L_i – средний размер блока породного массива, определяется как наиболее вероятное значение трещин отдельности, имеющих распределение Вейбулла.

Для массива с хаотично распределенными трещинами:

$$E = E_0 / \left(1 + \frac{5}{8} m \eta \right), \quad (5)$$

где n – число систем трещин.

В формулах (3)–(5) значимым параметром является геометрическая характеристика i -й системы трещин

$$\eta = \frac{\delta}{\xi h},$$

где δ – средняя ширина раскрытия трещины; ξ – относительная площадь контактов ее берегов; h – толщина слоя ненарушенного материала, приходящегося на данную трещину, может быть принята как расстояние между трещинами.

Расстояние между трещинами отдельности l_i определится натурными замерами и их статистической обработкой. Ширина зияния δ_i и относительная площадь контактов ξ_i – показатели взаимосвязанные, и их определение не столь очевидно. Так, К. В. Руппенойтом [10] рекомендуется принимать $\xi_i = 3 \cdot 10^{-4}$ как некоторую константу. Однако совершенно очевидно, что эта величина будет различной для реальных трещин массива. Более того, она будет меняться в ходе деформирования массива. При этом следует учитывать величину дилатансии пород. Все эти факторы учтены и вводятся в модель по результатам авторских исследований динамики трещин в статистической модели [11]. Как следует из анализа результатов моделирования и из рассмотрения общего механизма деформации трещин, при сближении берегов трещины происходит разрушение зубьев ее шероховатости и, как следствие, выполаживание траекторий. Установлено, что степень шероховатости трещин достаточно точно оценивается их фрактальной размерностью. Тогда процесс деформации трещин будет сопровождаться изменением фрактальной

размерности их берегов (рис. 2). Таким образом, увеличение площади контактов берегов трещин закономерно сопровождается снижением их фрактальной размерности d_f :

$$\xi_i = kd_{f0}(1 - bd_{fi}),$$

где d_{f0} – фрактальная размерность средней линии исходной трещины; k, b – эмпирические коэффициенты, зависящие от геометрии трещины и соотношения нормальных и сдвигающих деформаций. Анализ и обобщение широкого класса трещин вмещающих пород месторождения Юбилейное и строящегося Екатеринбургского метрополитена позволил оценить значения эмпирических коэффициентов: $k = 7,9 \cdot 10^{-3}$; $b = 0,68$.

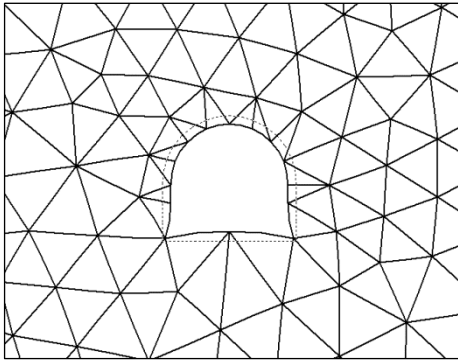


Рис. 3. Общая деформация сечения кварцшлага в блочном массиве

Приведенные результаты исследований явились основой задания начальных и граничных условий моделей различных типов породных массивов для условий месторождения Юбилейное. В качестве примера на рис. 3 показаны результаты моделирования смещений блочного массива.

Путем сопоставления результатов моделирования данных типов массива методом конечных элементов с результатами расчетов по формуле (2) для условий месторождения Юбилейное получены значения коэффициентов (таблица).

Значения коэффициентов μ для разных типов породного массива

Тип массива	Кровля выработки	Стены выработки
Система параллельных трещин	0,0022	0,0017
Блочное строение	0,0180	0,0160
Система хаотичных трещин	0,0044	0,0050

Таким образом, приведенные результаты теоретических и экспериментальных исследований позволяют прогнозировать смещение пород в сторону выработки с учетом трещинной структуры массива, коэффициента структурного ослабления и фрактальной размерности линии контура выработки, образованной в ходе производства буровзрывных работ. Следует отметить, что предложенные методики не противоречат рекомендациям нормативных документов, но существенно их дополняют и расширяют расчетную базу проектирования крепи подземных выработок.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Баклашов И. В., Каргозия Б. А. Механика горных пород. М.: Недра, 1975. 271 с.
2. Половов Б. Д. Геомеханический анализ протяженных горных выработок. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. 169 с.
3. Кацауров И. Н. Горное давление. Вып. 2. Механика горных пород. М.: Изд-во МГИ, 1972. 263 с.
4. Ставрогин А. Н., Протосеня А. Г. Механика деформирования и разрушения горных пород. М.: Недра, 1992. 224 с.
5. Шашенко А. Н., Пустовойтенко В. П. Механика горных пород. Киев: Новий друк, 2003. 400 с.
6. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. М.: Теплотехник, 2007. 672 с.
7. Латышев О. Г., Прищепа Д. В. Фрактальный коэффициент формы подземных выработок // Изв. вузов. Горный журнал. 2017. № 8. С. 50–56.
8. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы: пер. с нем. М.: Изд-во ИКИ, 2002. 656 с.

9. Прищепа Д. В., Латышев О. Г. Использование метода конечных элементов для исследования напряженно-деформированного состояния трещиноватого породного массива // Инвестиционные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений: тр. VI Междунар. науч.-техн. конф. (18–19.04.2017). Екатеринбург, 2017. С. 258–265.

10. Руппенейт К. В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1975. 223 с.

11. Латышев О. Г., Прищепа Д. В. Прогноз деформационных характеристик трещиноватого породного массива // Изв. вузов. Горный журнал. 2017. № 1. С. 80–86.

Поступила в редакцию 21 ноября 2017 года

THE FORECAST OF ROCK DISPLACEMENTS TO DETERMINE THE UNDERGROUND WORKING SUPPORT LOAD

Latyshev O. G., Prishchepa D. V., Kazak O. O. – The Ural State Mining University, Ekaterinburg, the Russian Federation. E-mail: shs.dep@ursmu.ru

The practice of designing the support of underground workings is based on the recommendations of regulations. The rock mass displacement towards the mined-out area is the determining parameter. For its estimation the package of nomograms and correction factors is suggested, the choice of which is rather subjective, which reduces the reliability of the calculations. In the present work, on the grounds of theoretical and experimental investigations, the methods of estimating the coefficient of rock massif structural weakening is introduced and stress concentration at the outline of the underground working, which is based on the fractal investigations of the working geometry. Calculation formulae are adapted to various types of jointed structure of rock massifs: with parallel and chaotic systems of fissures, which form the blocky structure of the massif. The methods suggested don't contradict the recommendations of regulations and significantly extend the calculation base of designing the loading on the underground workings support.

Key words: rock massif; underground working; rock displacement; forecast.

REFERENCES

1. Baklashov I. V., Kartoziia B. A. *Mekhanika gornyykh porod* [The mechanics of rocks]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 271 p.
2. Polovov B. D. *Geomekhanicheskiy analiz protiazhennykh gornyykh vyrabotok* [Geomechanical analysis of extended mine workings]. Ekaterinburg, UrSMU Publ., 2005. 169 p.
3. Katsaurov I. N. *Gornoe davlenie. Vyp. 2. Mekhanika gornyykh porod* [Rock pressure. Issue 2. Rock mechanics]. Moscow, MMU Publ., 1972. 263 p.
4. Stavrogin A. N., Protosenia A. G. *Mekhanika deformirovaniia i razrusheniia gornyykh porod* [The mechanics of rock deformation and destruction]. Moscow, Nedra Publ., 1992. 224 p.
5. Shashenko A. N., Pustovoitenko V. P. *Mekhanika gornyykh porod* [Rock mechanics]. Kiev, Novii druk Publ., 2003. 400 p.
6. Latyshev O. G. *Razrushenie gornyykh porod* [Rock break up]. Moscow, Teplotekhnika Publ., 2007. 672 p.
7. Latyshev O. G., Prishchepa D. V. [Fractal coefficient of underground workings shape]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 8, pp. 50–56. (In Russ.)
8. Mandel'brot B. *Fraktal'naiia geometriia prirody: per. s nem.* [Fractal geometry of nature: translation from German]. Moscow, IKI Publ., 2002. 656 p.
9. Prishchepa D. V., Latyshev O. G. [The use of the method of finite elements to investigate the stress-strained state of the jointed rock massif]. *Investitsionnye geotekhnologii pri razrabotke rudnykh i nerudnykh mestorozhdenii: tr. VI Mezhdunar. nauch.-tekhn. konf. (18–19.04.2017)* [Proc. of the 6th Int. Research and Tech. Conf. "Investment geotechnologies under the development of ore and non-metallic fields" (18th – 19th April, 2017)]. Ekaterinburg, 2017, pp. 258–265. (In Russ.)
10. Ruppeneyt K. V. *Deformiruemost' massivov treshchinovatykh gornyykh porod* [Deformability of fissured rock massifs]. Moscow, Nedra Publ., 1975. 223 p.
11. Latyshev O. G., Prishchepa D. V. [The forecast of deformational characteristics of jointed rock massif]. *Izvestiya vysshikh uchebnykh zavedenii. Gornyi zhurnal – News of the Higher Institutions. Mining Journal*, 2017, no. 1, pp. 80–86. (In Russ.)