

**МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
«УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА – РЕГИОНАМ»**

11-12 апреля 2016 года

ГЕОМЕХАНИКА. МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО

УДК 622.278

**ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ
ПРОХОДКЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

Ветошкин С. И.

Научный руководитель Латышев О. Г., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Важнейшей задачей буровзрывных работ (БВР) при строительстве шахт и подземных сооружений является обеспечение максимально точного соответствия контура горной выработки в проходке ее проектному сечению. Это обеспечивается технологией контурного взрывания. Оценка его качества производится путем анализа геометрии полученного после взрывания сечения выработки. Результаты контурного взрывания определяются множеством независимых случайных факторов, учесть которые в единой детерминированной модели не представляется возможным. Поэтому эффективность мероприятий по совершенствованию БВР следует рассматривать в вероятностном аспекте. В этом случае наиболее эффективным способом моделирования является метод Монте-Карло [1, 2]. Задачей имитационного моделирования является получение контура выработки в проходке при различных параметрах БВР.

Имитация вероятностных аспектов буровзрывных работ основана на генерации случайных чисел. Удобным и наглядным способом реализации модели служит компьютерная графика, а ее инструментарий базируется на теории итерированных функций [3]. Для графической реализации модели используется «терпл-графика» (*turtle* – черепаха). При этом точка (черепашка) движется по экрану дискретными шагами, прочерчивая свой след. Уравнения ее движения:

$$\begin{cases} x_{i+1} = x_i + \Delta a_i \sin \beta_i; \\ y_{i+1} = y_i + \Delta a_i \cos \beta_i. \end{cases} \quad (1)$$

Угол поворота траектории β по известным параметрам распределения определит начальный угол развития трещины, т. е. первой итерации. На последующих шагах для учета «эффекта памяти» за исходный угол β следует брать его величину на предыдущей итерации и на данном шаге генерировать лишь отклонение от этого угла по установленному закону распределения.

Линия контура горной выработки является фрактальным объектом, адекватной характеристикой которой является ее дробная фрактальная размерность d_f . Поэтому дисперсия отклонений контура выработки от ее проектного сечения описывается процессом фрактального броуновского движения (ФБД) [3]:

$$D = M[(x(t_2) - x(t_1))^2] = \sigma^2 |t_2 - t_1|^{2H}, \quad (2)$$

где $t_2 > t_1$ – шаг приращения координаты траектории контура; σ – масштабный коэффициент; H – показатель Гельдера, связанный с фрактальной размерностью контура соотношением: $H = 2 - d_f$.

Математическое ожидание приращений, т. е. их средняя величина, составит:

$$M[x(t_2) - x(t_1)] = \sqrt{2/\pi} \sigma (t_2 - t_1)^H. \quad (3)$$

Указанные соотношения послужили основой разработанной нами модели генерирования вероятностного контура выработки. К моделированию приняты типовые сечения горизонтальных выработок: трапециевидная, арочная, сводчатая, круглая или эллипсовидная. На вход модели подаются геометрические параметры проектного контура выработки, масштабный коэффициент и фрактальная размерность предполагаемого сечения выработки в проходке. На выходе модели – координаты и графическое изображение контура выработки. На рисунке приведена компьютерная распечатка модели вскрывающего квершлага СУБРа.

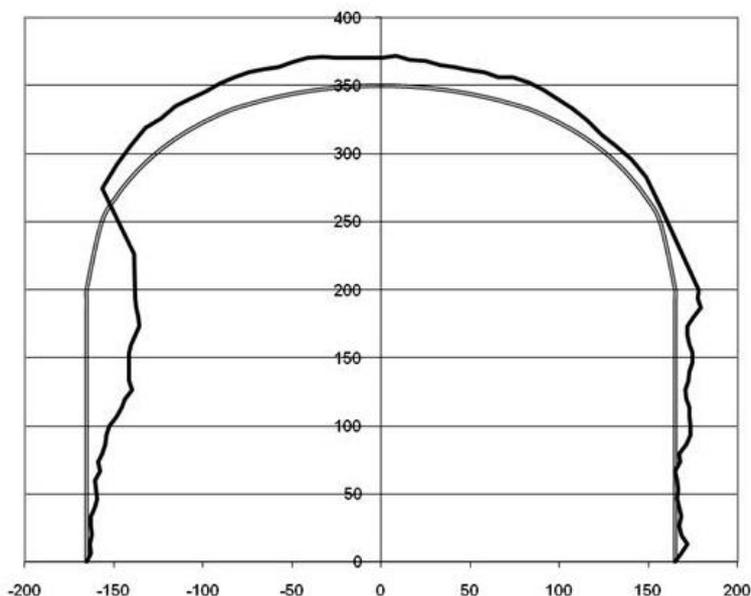


Рисунок 1 – Компьютерная распечатка результатов имитационного моделирования контура горной выработки

Разработанную имитационную модель планируется использовать для исследования закономерностей формирования контура выработок при различных параметрах буровзрывных работ и оценки эффективности различных способов контурного взрывания. Возможность розыгрыша большого числа вариантов формирования контура выработки в одних и тех же условиях позволяет получать надежные статистические характеристики БВР путем усреднения множества реализаций результатов моделирования. Кроме того, разработанная компьютерная программа позволяет моделировать самые разные условия проходки выработок.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соболев И.М. Метод Монте-Карло. –М.: Наука, 1978. –64с.
2. Латышев О. Г., Казак О. О. Математические методы в горном деле. - Екатеринбург: изд-во УГГУ, 2013. – 146 с.
3. Кроновер Р. Фракталы и хаос в динамических системах. Пер. с англ. –М.: Техносфера, 2006. - 488 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОСВЯЗЕЙ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

Ермолов А. А., Килин А. Ю.

Научный руководитель Латышев О. Г., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Эффективным средством изучения закономерностей изменения свойств горных пород и параметров технологических процессов служит установление их взаимосвязи с помощью корреляционного анализа. Важнейшей составляющей такого анализа является выбор наиболее адекватного изучаемому явлению уравнения связи. Для этого производится построение опытных точек и из множества алгебраических уравнений выбирается такое, которое обеспечивает наилучшую точность прогноза. Перебор большого числа вариантов и расчет параметров уравнений взаимосвязи связаны с большой трудоемкостью. Для автоматизации данного процесса нами разработана соответствующая компьютерная программа.

В основу модели взаимосвязей положен способ «выравнивания» [1], заключающийся в замене переменных, приводящих выбранное уравнение к линейному виду. Анализ возможных нелинейных функций дает систему преобразований, указанных в корреляционной матрице.

Таблица 1 – Корреляционная матрица

	X	X ²	1/X	lnX	e ^{-X}
Y	0,940	0,898	-0,910	0,949	-0,864
Y ²	0,924	0,910	-0,818	0,895	-0,751
1/Y	-0,754	-0,652	0,943	-0,861	0,961
lnY	0,886	0,809	-0,969	0,948	-0,956
Пороговые значение коэффициента корреляции					
r _{max} =	0,961			r _{min} =	0,941

Разработанная компьютерная программа автоматически вычисляет линейризованные опытные данные. Для каждой пары переменных вычисляется коэффициент корреляции и его погрешность. Данные заносятся в поле корреляционной матрицы. К дальнейшему анализу принимаются уравнения взаимосвязи, имеющие максимальный коэффициент корреляции в пределах его погрешности. Таких уравнений может быть несколько. Окончательный выбор определяется параметрами того уравнения, которое обеспечивает наименьшую вариацию опытных данных от теоретической кривой.

Указанные в корреляционной таблице параметры формируют большую совокупность нелинейных уравнений связи [2]. Нами принято к изучению 19 таких уравнений взаимосвязи. Компьютерной программой модели предусмотрено автоматическое построение линейризованных уравнений связи, пересчет параметров уравнений для реальных координат и формирование графиков всех принятых к изучению уравнений взаимосвязей.

Рассмотрим функционирование модели на примере взаимосвязи прочности горных пород Североуральских бокситовых месторождений при растяжении σ_p со скоростью распространения в них продольной упругой волны C . В поле корреляционной таблицы указаны коэффициенты достоверности аппроксимации. Наибольший коэффициент соответствует зависимости $1/Y = f(e^{-X})$. График уравнения (рисунок 1) в линейризованных координатах строго линеен, что подтверждает тесноту связи. График описывается уравнением $Y = 1,13X + 0,05$.

При переходе к реальным координатам получим уравнение взаимосвязи прочности при растяжении скальных пород СУБРа и скорости упругой волны:

$$\sigma_p = 1/[\exp(-C) + 0,056] \quad (1)$$

График уравнения приведен на рисунке 2. Здесь маркерами отмечены опытные точки. Тонкими линиями обозначены доверительные границы взаимосвязи.

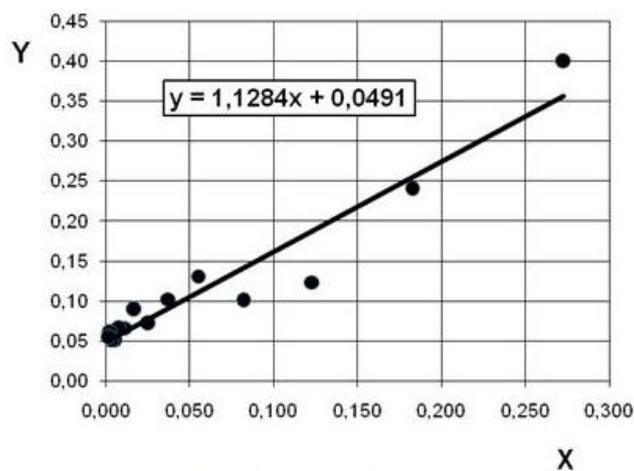


Рисунок 1 – График линейризованной зависимости

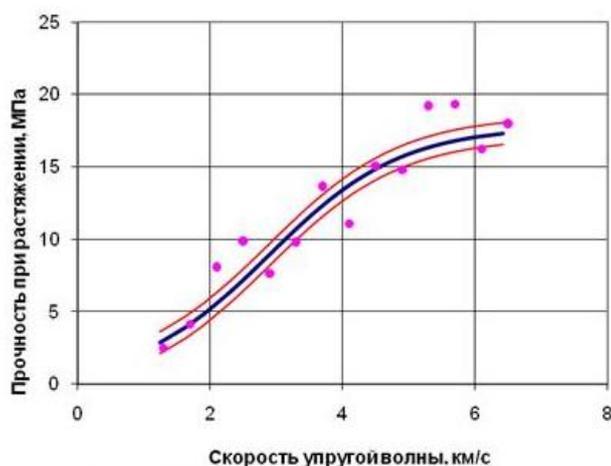


Рисунок 2 – Взаимосвязь прочности и скорости волны в горных породах

Таким образом, разработанная модель позволяет автоматизировать процедуру корреляционного анализа и выбирать наиболее адекватное для исследуемого явления уравнение связи, оценивать надежность и точность взаимосвязи. В частности, рассмотренная в примере взаимосвязь позволяет косвенно оценивать прочность горных пород путем измерения в шахтных условиях скорости упругой волны.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Львовский Е. Н. Статистические методы построения эмпирических формул. – М.: Высшая школа, 1982. – 224 с.
2. Латышев О. Г., Казак О. О. Математические методы в горном деле. - Екатеринбург: изд-во УГГУ, 2013. – 146 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ И МЕТРОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЛАЗЕРНЫХ РУЛЕТОК LEICA DISTO D3 И BOSCH GLM 100

Бронникова К.А., Бабкина Д.С., Шмонин А.Б.
Уральский государственный горный университет

Светодальномеры в настоящее время заняли ведущее место в измерениях длин линий при выполнении маркшейдерских и геодезических работ. Сравнительно недавно, в 90-х годах XX века у некоторых типов светодальномеров появилась возможность измерять расстояния в безотражательном режиме, т.е. не до специальных отражателей (световозвращателей), а до поверхностей с диффузным отражением лазерного луча (естественных поверхностей) [1]. Благодаря прогрессу электроники и микропроцессорной техники в самом конце XX века появился новый класс компактных и легких приборов для точного измерения расстояний до нескольких десятков и даже сотен метров – ручные лазерные безотражательные светодальномеры (РЛБС). За малые габариты и вес, высокую точность измерений и функциональность они получили название лазерных рулеток и в последние 15 лет сменились уже 3 поколения этих приборов.

В настоящее время в России при маркшейдерско-геодезических работах используются множество различных ручных лазерных безотражательных светодальномеров, в основном 3-го и 4-го поколений, различных типов и модификаций от многочисленных зарубежных производителей. Почти все они, за исключением бытовых РЛБС, включены в Единый государственный реестр средств измерений и их применение разрешено на территории России.

Принципы светодальномерных измерений до поверхностей с диффузным отражением лазерного луча изложены в работе [2]. Все лазерные рулетки производят измерения расстояний, на основе этих принципов, но различаются по функциональным и метрологическим характеристикам.

С целью выбора оптимального типа лазерной рулетки для маркшейдерских линейных измерений в подземных выработках были проведены исследования функциональных и метрологических характеристик профессиональных лазерных рулеток фирмы Leica. Исследования метрологических характеристик выполнялись на эталонном компараторе 2-го разряда метрологической службы УГГУ.

Для исследований были отобраны 2 типа рулеток 4-го поколения, среднего ценового диапазона и среднего диапазона дальности измерений: DISTO D3 и BOSCH GLM100. Их основные технические характеристики приведены в таблице 1.

Исследования метрологических характеристик выявили некоторые расхождения с их значениями, отраженными в паспортах приборов. Так было установлено, что паспортная точность линейных измерений обеспечивается на расстояниях до 30 метров, но заметно снижается на дистанциях от 40 метров и до предельных. Для лазерной рулетки GLM100 эти средние квадратические погрешности соответственно $\pm 1,5$ мм (до 30 м) и ± 5 мм (на 100 м), для DISTO D3 эти погрешности соответственно $\pm 1,0$ мм (до 30 м) и ± 4 мм (на 100 м).

Было также установлено, что диапазон фактически измеряемых углов наклона для лазерной рулетки DISTO D3 составляет $\pm 50^\circ$, что немного больше указанного в паспорте значения $\pm 45^\circ$. Однако даже диапазон $\pm 50^\circ$ следует признать недостаточным и это можно отнести к недостаткам данной лазерной рулетки.

Фактическая средняя квадратическая погрешность измерения угла наклона для этого типа лазерных рулеток составляет $\pm 0,1^\circ$, что меньше паспортного значения $\pm 0,2^\circ$. Очевидно, в паспорте лазерных рулеток DISTO D3 и BOSCH GLM100 указана двойная средняя квадратическая погрешность измерения угла наклона. Данная точность измерений углов наклона вполне пригодна для вспомогательных маркшейдерских измерений и косвенных определений, для чего успешно могут быть использованы лазерные рулетки DISTO D3 и BOSCH GLM100.

Таблица 1 –Технические характеристики лазерных рулеток DISTO D3 и BOSCH GLM100

№ п/п	Технические характеристики	Тип лазерной рулетки	
		GLM100	DISTO D3
1	Диапазон измеряемых расстояний, м	0,05 - 100	0,05 - 100
2	Погрешность 1-го измерения, мм	1,5	1,0
3	Дискретность отсчётов измерений: расстояний, мм углов наклона, градусы	0,1 0,1°	0,1 0,1°
4	Диапазон измеряемых углов наклона, градусы	± 360°	± 45°
5	Погрешность измеряемых углов наклона	± 0,2°	± 0,2°
6	Объём внутренней памяти, измерений	50	20
7	Мощность лазерного излучения, мВт	1,0	1,0
8	Рабочий диапазон температур, градус С	-10 +40	-10 +50
9	Автоматическая подсветка дисплея (наличие датчика освещённости)	есть	есть
10	Напряжение электропитания, вольт	Li-Ion Акк. 3,7	(2x1,5 V AA), 3,0
11	Число измерений от 1-го заряда батарей (аккумулятора)	25000	5000
12	Возможность передачи данных по Bluetooth	есть	нет
13	Масса рулетки с батареями, кг	0,14	0,11
14	Габаритные размеры (ДхШхВ), не более, мм	111x52x30	125x45x25

Анализ результатов проведённых исследований позволил сделать следующие выводы:

1. Метрологические исследования разных типов лазерных рулеток показали, что их паспортная точность линейных измерений обеспечивается на расстояниях до 30-40 метров, но заметно снижается на дистанциях от 40 метров и до предельных.

2. Лазерная рулетка BOSCH GLM 100 является в своём ценовом диапазоне оптимальным по функциональности и точности прибором для линейных измерений в подземных выработках;

3. Реальный диапазон измеряемых углов наклона для лазерной рулетки составляет ± 50°, что больше паспортного значения ± 45°;

4. Недостатками лазерной рулетки DISTO D3 являются ограниченный диапазон измерения углов наклона (± 50°) и отсутствие оптического визира для точного наведения на цель при больших расстояниях;

5. Функциональные преимущества лазерной рулетки BOSCH GLM 100, особенно наличие датчика освещённости, возможностей измерения углов наклона в диапазоне от 0° до 360°, возможность определения горизонтальных проложений и превышений, большое количество измерений на одном заряде аккумулятора и возможность передачи данных измерений по Bluetooth, позволяют рекомендовать этот прибор, как оптимальный, для вспомогательных маркшейдерских измерений в подземных горных выработках.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Карсунская М.М. Геодезические приборы. – М.: Институт оценки природных ресурсов, 2002. – 186 с.
2. Земских Г.В., Кортев Н.В. Маркшейдерско-геодезические приборы: учебное пособие/ Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. – 144 с.

ФРАКТАЛЬНЫЙ ТРЕНД-АНАЛИЗ ИЗМЕНЧИВОСТИ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

Шевараков Д. В.

Научный руководитель Латышев О. Г., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Свойства горных пород и породного массива определяют выбор техники и технологии строительства подземных сооружений. При этом важную роль играет прогноз изменчивости характеристик по глубине залегания пород. Такой прогноз осуществляется на основе тренд-анализа. Классический тренд-анализ решает следующие задачи: оценка наличия закономерности в изменчивости исследуемых параметров; выявление и исключение локальной составляющей ряда; установление линии тренда; определение его закономерной и случайной составляющей. Проверка гипотезы о наличии закономерностей в изменчивости свойств пород может производиться различными способами: по числу смены знаков, по количеству скачков, скользящей корреляции и др. [1]. Дополнительные возможности дает анализ изменчивости характеристик массива с фрактальных позиций.

Мерой изменчивости характеристик массива как пространственного ряда может служить его фрактальная размерность. Методы определения фрактальной размерности непрерывных рядов данных основаны на предположении их масштабной инвариантности. Для пространственных рядов, когда по одной из осей откладывается расстояние, а по другой – значения измеряемой величины, такое предположение вполне очевидно. *Метод фрактальных длин* основан на измерении длины фрактальной кривой [2]. При анализе пространственного ряда фактически приходим к одномерной задаче, где длина кривой определяется суммой приращений ординаты, т. е. измеряемой величины. Для этого суммирование ординат производят несколько раз при различном фиксированном шаге δ по оси абсцисс (по оси глубины залегания). Если пространственный ряд обладает фрактальными свойствами, зависимость измеренной длины $L(\delta)$ от шага δ подчиняется степенному закону (закону Ричардсона):

$$L(\delta) \sim \delta^\beta \text{ при } \beta < 0. \quad (1)$$

Существует несколько способов вычисления фрактальной размерности ряда. По любому из способов эта размерность ряда определяется на основе линейной аппроксимации зависимости (1) в двойных логарифмических координатах. Из этого уравнения следует:

$$\log L = \beta \log \delta + \log \alpha, \quad (2)$$

где $\log \alpha = \text{const}$.

Здесь β – угловой коэффициент графика уравнения (4), связанный с фрактальной размерностью ряда соотношением: $d_f = 1 - \beta$. Тогда, пренебрегая константой, можно записать $\log L \sim (1 - d_f) \log \delta$. Таким образом, для определения фрактальной размерности ряда необходимо найти зависимость длины ряда L от шага измерения δ . Если в логарифмических координатах эта зависимость окажется линейной, то ряд будет представлять собой фрактал, т. е. обладать свойством самоподобия [2]. Параметры уравнения (2) определяются способом «наименьших квадратов». В качестве меры надежности и точности оценки могут использоваться коэффициент корреляции и коэффициент вариации опытных точек от полученной прямой.

Указанная методика использована для анализа изменения прочности при сжатии массива по глубине Юбилейного месторождения. На рисунке 1 показаны траектории тренда при последовательном изменении шага измерений.

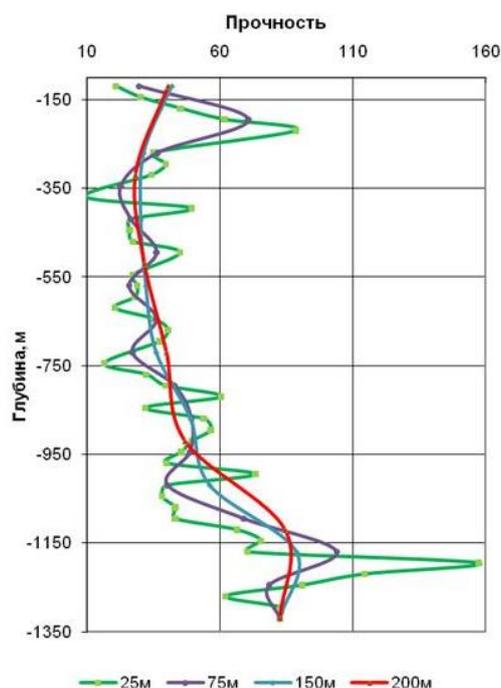


Рисунок 1 – Изменение траектории линии тренда при различном шаге измерений

В логарифмических координатах данная зависимость отобразится графиком (рисунок 2). Как видно из графика все опытные точки достаточно точно описываются линейной зависимостью, что подтверждает фрактальную природу изучаемого тренда. Фрактальная размерность тренда $d_f = 1,18$.

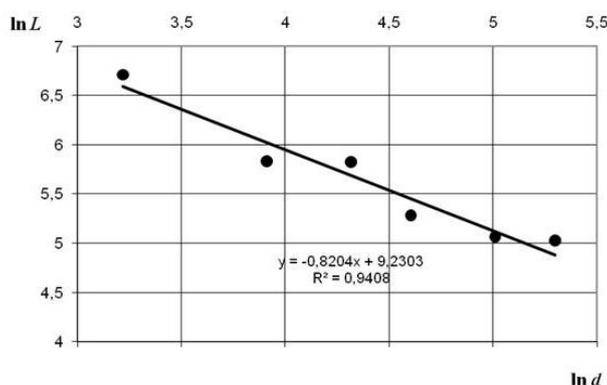


Рисунок 2 – График уравнения (2) тренда

Таким образом, фрактальный подход к анализу пространственных рядов позволяет получить новую информацию об изменчивости свойств горных пород по глубине залегания месторождения. Кроме того, фрактальный тренд-анализ отдельных участков зависимости дает возможность более достоверно прогнозировать природные закономерности формирования свойств породных массивов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латышев О. Г., Казак О. О. Математические методы в горном деле. - Екатеринбург: изд-во УГГУ, 2013. – 146 с.
2. Крылов С. С., Бобков Н. Ю. Фракталы в геофизике: Учеб. пособие. – СПб: Изд-во СПб университета, 2004. -138 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ТРЕЩИНОВАТЫХ МАССИВОВ МЕТОДОМ КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

Прищепа Д. В.

Научный руководитель Латышев О. Г. – проф., д-р техн. наук
Уральский государственный горный университет

Прогноз устойчивости подземной выработки определяется соотношением прочности горных пород и напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива. Наиболее эффективным инструментом определения НДС является метод конечных элементов (МКЭ) [1], реализованный в компьютерной программе «Plaxis». Метод основан на представлении массива как линейно-упругой среды. Однако реальный породный массив, как правило, разбит сеткой трещин и не соответствует данной модели.

Для учета этого К. В. Руппенеитом [2] предлагается рассматривать трещину как особый слой массива, обладающий своим модулем деформации. Величина модуля деформации определяется геометрией трещин массива и упругостью вмещающих пород. Выполненные нами исследования позволяют определить величину данного показателя для единичной трещины.

Для задания начальных условий компьютерной программы МКЭ необходимо распределить эти трещины в моделируемом массиве. При этом все многообразие реальной трещинной структуры массивов нами представлено тремя типами:

- массив с протяженными параллельными трещинами, рассматриваемыми как особые слои пород (модель Руппенеита);
- массив с явно выраженным блочным строением;
- массив с хаотично распределенными в нем трещинами.

Реализация компьютерной программы «Plaxis» для условий Юбилейного месторождения позволила определить напряженное состояние массива в окрестности выработок и конвергенцию их контура. На рисунке 1 представлено компьютерное изображение модели массива с протяженными параллельными трещинами.

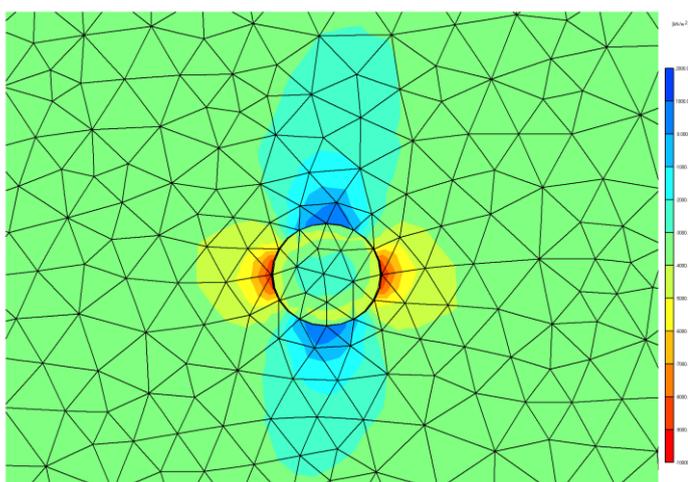


Рисунок 1 – компьютерное изображение модели массива

На этапе ввода данных необходимо ввести параметры, характеризующие моделируемый массив. В случае моделирования массива с протяженными параллельными трещинами необходимы следующие параметры:

- ✓ Вертикальные и горизонтальные напряжения, действующие в массиве;

- ✓ Объемный вес горных пород;
- ✓ Модули Юнга в вертикальном и горизонтальном направлениях;
- ✓ Коэффициент Пуассона;
- ✓ Модуль сдвига;
- ✓ Сцепление;
- ✓ Угол внутреннего трения; угол дилатансии.

Для массива с протяженными параллельными трещинами модули Юнга, коэффициент Пуассона и модуль сдвига определяются по следующим формулам:

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

$$E_G = \frac{E}{1 + \sum_{i=1}^n \eta_i (1 - \cos^4 \theta_i)} \quad (2)$$

$$\nu_{Г,В} = \nu + \sum_{i=1}^n \eta_i \sin^2 \theta_i \cos^2 \theta_i \quad (3)$$

$$G_G = \frac{E}{2(1 + \nu + \sum_{i=1}^n \eta_i \sin^2 \theta_i)} \quad (4)$$

В результате моделирования получены эпюры вертикальных и горизонтальных напряжений (рисунок 2).

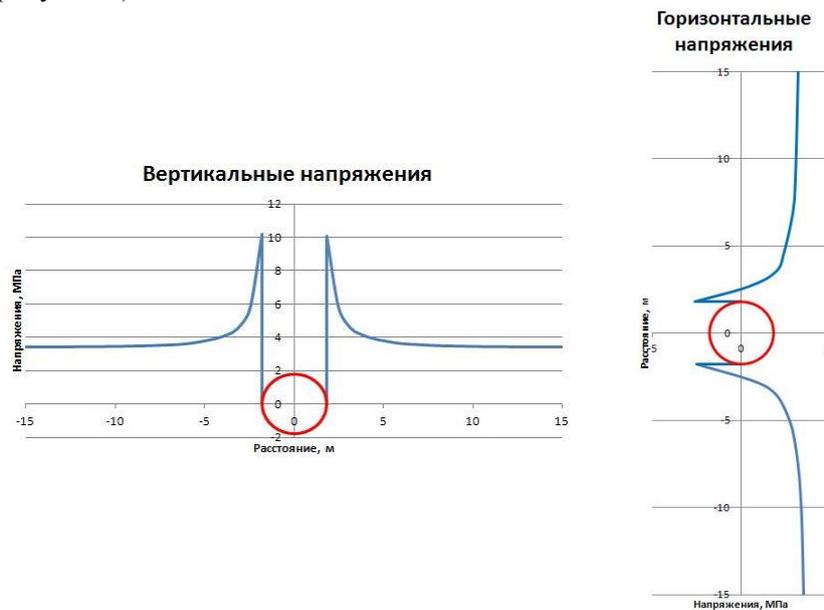


Рисунок 2 – Эпюры вертикальных и горизонтальных напряжений

Таким образом, разработанный комплекс компьютерных программ позволяет оценивать НДС трещиноватых массивов и осуществлять прогноз устойчивости горных пород в подземной выработке.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Зенкевич О., Чанг И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред. Пер. с англ. –М.: Недра, 1974. – 240 с.
2. Руппелейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. –М.: Недра, 1975. – 223с.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ВЕЛИЧИН ОСАДК НАСЫПНЫХ ПЛОЩАДОК НА НЕФТЕГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПО МАРКШЕЙДЕРСКИМ ЗАМЕРАМ В СЕТИ ЗАВЕРОЧНЫХ СКВАЖИН

Шмонин В.И.¹, Шмонин А.Б.²

¹ФБГОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»

²Уральский государственный горный университет

На нефтегазовых месторождениях кусты скважин с необходимым технологическим оборудованием располагаются на насыпных горизонтальных площадках (кустовых площадках), которые отсыпаются горными породами, добытыми из карьеров стройматериалов. После отсыпки кустовых площадок до проектных отметок наблюдаются осадки первичного рельефа под воздействием веса насыпного грунта.

На примере строительства кустовых площадок ОАО «ВЧНГ» показана возможность прогнозирования величин осадок оснований кустовых площадок по маркшейдерским замерам в сети заверочных (контрольных) скважин.

По существующей технологии строительства кустовых площадок, горные породы (доломит, песчаник, долерит) транспортируются из карьеров и до площадок автосамосвалами КамАЗ-45143. Укладка осуществляется путём послойной отсыпки с промежуточным профилированием и последующим уплотнением виброуплотнителями.

Определение величины осадки первичного рельефа под воздействием веса насыпного грунта, работающего автомобильного транспорта и виброуплотнителей, осуществляется бурением контрольных (заверочных) скважин. Маркирующим признаком появления контакта земля-насыпь при бурении является появление черной земли и резкое снижение сопротивления породы резанию. Замер фактической мощности (высоты) насыпи производился нивелирной рейкой по каждой контрольной скважине с погрешностью не более ± 5 см, что подтвердили статистические расчёты. На кустовых площадках сеть скважин нерегулярная или близка к прямоугольной. Расстояние между скважинами варьирует от 40 до 100 метров. Мощность (величина) оседания определяется как разность фактической и проектной мощностей или как разность отметок устья скважины и проектной отметки подошвы насыпи.

В маркшейдерии [1] и геодезии рекомендуется все расчёты погрешностей и допусков обосновывать с вероятностью 0,95. Поэтому были проведены статистические исследования и установлено, что закон распределения величин оседаний удовлетворительно описывается нормальной функцией распределения вероятностей, что позволяет применять классические формулы математической статистики и теории вероятностей [2,12].

Применяющаяся технология формирования кустовых площадок позволяет предположить, что оседание подошвы насыпи происходит, в основном, под воздействием трёх факторов:

1. Веса насыпного грунта.
2. Работа виброуплотнителя.
3. Движение грузового транспорта (нагруженного и порожнего).

Из трёх перечисленных факторов, первый вызывает равномерное оседание только при сравнительно выдержанной мощности насыпи и избирательное – при изменяющейся мощности, второй обеспечивает равномерное оседание, вне зависимости от рельефа местности, а третий – избирательное оседание при многократном движении транспорта к местам разгрузки с последовательным увеличением дистанции относительно въезда на кустовую площадку. Безусловно, функциональной связи здесь нельзя ожидать, т.к. на конечный результат – оседание, действует множество других факторов, которые просто невозможно учесть. Однако корреляционная связь, возможна. Поэтому был выполнен обычный корреляционный анализ зависимости оседаний от мощности насыпи, оседаний от расстояния транспортирования, а также рассчитаны множественные корреляционные связи и регрессионные модели.

Результаты расчётов показали, что статистическая зависимость оседаний от мощности насыпи для разных объектов меняется в довольно широком диапазоне: от незначительной до очень сильной (коэффициенты корреляции от +0,16 до +0,95). При мощности насыпи до 2,8 м корреляция слабая обратная, а при увеличении мощности зависимость меняется на прямую и довольно сильную.

Связь величины оседания с расстоянием транспортировки просматривается, но она выражена значительно слабее, коэффициенты корреляции от $\pm 0,14$ до $-0,26$; . Основная тенденция - это уменьшение величины осадок по мере увеличения расстояния от места въезда на площадку до места разгрузки.

Для оценки совместного действия веса насыпи и движения гружёного транспорта на оседание просчитана множественная линейная корреляция [4]. Расчёты показали, что лучшая аппроксимация достигается функцией второго порядка:

$$Z(X, Y) = A_{00} + A_{01}Y + A_{02}Y^2 + A_{10}X + A_{11}XY + A_{20}X^2,$$

где $Z(X, Y)$ – оседание, м; X – расстояние транспортировки (длина вектора от въезда до точки разгрузки на площадке), м; Y – мощность насыпи, м; $A_{00}, A_{01}, A_{02}, A_{10}, A_{11}, A_{20}$ – коэффициенты, найденные по способу наименьших квадратов.

Полученная зависимость позволяет при спокойных формах рельефа прогнозировать (рассчитывать) величины осадок с погрешностью ± 11 см не прибегая к контрольному бурению.

Выводы:

1. Оседания земной поверхности под насыпными сооружениями инициированы многочисленными факторами, среди которых особенности рельефа и геологической среды приповерхностной части, высота насыпи, движение гружёного транспорта, работа вибромашин;

2. Наличие корреляционной связи оседаний с высотой насыпи и расстоянием транспортирования ПГС от въезда на кустовую площадку до точки разгрузки; зависимость получена аналитически в виде множественной регрессионной модели второго порядка. Модель позволяет с точностью ± 11 см прогнозировать развитие деформаций земной поверхности на площади отсыпки будущих кустовых площадок;

3. Точность определения границы «насыпь – земля» по принятой технологии производства заверочных работ составляет ± 5 см, что не позволяет получить среднее оседание с меньшей ошибкой;

4. Закон распределения величин оседаний удовлетворительно описывается нормальной функцией распределения вероятностей, поэтому для расчёта количества заверочных скважин допустимо использование классической формулы для вычисления ошибки среднего значения в зависимости от изменчивости изучаемого фактора, числа наблюдений и вероятности ожидаемого результата. Конфигурация сети заверочных скважин должна учитывать геометрию кустовых рабочих площадок;

5. Точность прогнозной оценки средних оседаний в 5% недостижима при принятой технологии заверочных работ, применяющемся оборудовании и существующей плотности сети заверочных скважин. Реальная точность прогнозирования оседания по одной скважине составляет $\pm 20\%$.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Охрана недр и геолого-маркшейдерский контроль: Инструкция по производству маркшейдерских работ (РД 07-603-03). Серия 07. Выпуск 15 / Колл. авт. – М.: Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. -120 с.
2. Закс Л. Статистическое оценивание. – М.: Статистика, 1976. – 599 с.
3. Францкий И.В., Базанов Г.А. Математическая статистика и геометризация месторождений.– Иркутск: Восточно-Сибирская правда, 1975. – 249 с.
4. Дэвис Дж. Статистический анализ данных в геологии / Пер. с англ. В.А. Голубевой; Под ред. Д.А. Родионова. – М.: Недра, 1990. – Т. 1-2.

УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ И ПРЕИМУЩЕСТВА ГИРОСКОПИЧЕСКОГО ОРИЕНТИРОВАНИЯ

Вахонина Ю.Х., Голубко Б.П.
Уральский государственный горный университет

Создание и внедрение в производство маркшейдерских гироскопических приборов для ориентирования сторон подземных маркшейдерских сетей явилось важнейшим этапом развития маркшейдерского дела. Никакие другие методы и приборы не оказали столь значительного влияния на совершенствование методики подземных маркшейдерских сетей, как гироскопическое ориентирование. В настоящее время, в период интенсивного развития и широкого применения ГНСС внедрение в практику маркшейдерских работ малогабаритных гироскопических приборов позволяет значительно повысить точность ориентирования подземной опорной сети и решить инженерно-технические задачи горных работ на глубоких горизонтах. Геометрическим ориентированием решить эту задачу при разработке на глубине 800-2000 м при требуемой точности просто невозможно.

Гироскопический способ ориентирования подземных маркшейдерских опорных сетей рекомендуется применять во всех случаях. Применение этого способа ориентирования обязательно при вскрытии месторождения наклонными шахтными стволами с углом наклона более 70 град. Геометрическое ориентирование через один вертикальный шахтный ствол применяют при глубине шахтного ствола не более 500 м. Длина ориентируемых сторон подземной маркшейдерской сети должна быть, как правило, не менее 50 м. Инструкцией установлено, что средняя квадратическая погрешность положения наиболее удаленных пунктов опорной сети относительно исходных пунктов на плане не должна превышать 0,4 мм. Для обеспечения указанной точности инструкция требует производить гироскопическим методом независимые определения дирекционных углов сторон через 20 сторон. Расположение и число гиросторон часто определяют заранее по результатам предварительной оценки, при составлении проекта создания опорных сетей

Разработка глубоких горизонтов на шахтах Донбасса выявила ряд проблем. Так, при создании опорного обоснования в шахте контрольный угол и расстояния между исходными пунктами сохранялись, а дирекционный угол при этом изменялся на 16-20'. Такая грубая ошибка может привести к серьезным последствиям, а быстро обнаружить и исправить ее можно только гироскопическим ориентированием.

Осуществить сбойку Евротоннеля под проливом Ла-Манш длиной 50 км без применения гироскопических приборов было бы невозможно. Еще несколько лет назад гироскопическое ориентирование имело немаловажное значение и в геодезии. В частности, при построении геодезических сетей на пунктах Лапласа вместо дорогостоящих астрономических наблюдений применяли гироскопическое ориентирование.

Все вышеприведенные факты свидетельствуют о важности применения гироскопического ориентирования, которое дает следующие преимущества:

- сокращается объем работ при создании опорных сетей, так как гиростороны надежно контролируют угловые измерения и, благодаря этому, исключается необходимость прокладки повторных (контрольных) ходов;
- снижается требование к точности измерения горизонтальных углов, что также повышает производительность труда при прокладке полигометрических ходов;
- уменьшается влияние случайных ошибок угловых измерений, в результате чего значительно повышается точность планового положения пунктов сети.

Основными производителями маркшейдерско-геодезических гироскопических приборов в XX в. были Россия, Швейцария, Германия, Канада, Венгрия, Япония, Китай и др. На данный момент разработано несколько десятков приборов, с помощью которых можно проводить гироскопическое ориентирование в самых сложных условиях. И хотя при съемке и навигации на поверхности сейчас в основном используются спутниковые методы (GPS), в

маркшейдерском деле – при строительстве тоннелей, шахт, коллекторов и других подземных объектов – без гироскопов не обойтись. Кроме того, некоторые военные склонны считать, что GPS может отказать в работе в случае военных действий, или США как оператор глобальной навигационной системы, может значительно ограничить использование сигналов в период военных действий. И только с помощью гироскопических приборов инженеры способны будут осуществить сбойку тоннелей, а военные – правильно вычислить направление. А так же в маркшейдерских работах подземных горных выработках гироскопический способ ориентирования остается единственным надежным средством, обеспечивающим необходимую точность и надежность опорных и съемочных сетей. Поэтому разработки новых маркшейдерских гироскопических приборов несомненно будут развиваться и в будущем на основе новых достижений в области физики и электроники.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. РД 07-603-03 “Инструкция по производству маркшейдерских работ”.
2. Перспективы развития гироскопического ориентирования / Ю.Х.Мусаллямова: Международная научно-практическая конференция молодых ученых и студентов. Екатеринбург: УГТУ, 2015.

УДК 622.1:528.526.6

О ВЛИЯНИИ ПРОМЕЖУТОЧНОГО ГЛАВНОГО НАПРЯЖЕНИЯ НА ПРОЧНОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

Вахонина Ю.Х., Жабко А.В.

Уральский государственный горный университет

Напряженное состояние горных пород в общем случае определяется тремя главными напряжениями: σ_1 (максимальное главное напряжение), σ_2 (промежуточное главное напряжение) и σ_3 (минимальное главное напряжение).

Со времен появления теории Кулона существуют противоречия по степени влияния промежуточного главного напряжения на прочность горных пород. Одни ученые считают, это влияние не существенным, другие отводят промежуточному напряжению достаточно существенную роль. Долгое время данный вопрос оставался открытым в силу недостаточности развития экспериментальной базы. Одной из главных причин являлось не возможность моделирования промежуточного напряжения отличного от минимального (стабилометрические испытания). В последнее время появилось достаточно много работ, где описываются результаты экспериментов по разрушению горных пород в не равнокомпонентных полях главных напряжений.

Так в работе [1] приводится описание и результаты экспериментов по раздавливанию образцов доломита. Особенностью испытаний является то, что в конструкции аппарата имеются боковые поршни, предназначенные для независимого создания напряжений, а также сохранение заданного положения образца на протяжении всего испытания.

Образцы при испытаниях представляли собой прямоугольные призмы 1,5 см на 3,0 см. Все образцы были взяты из одного блока, всего 59 образцов. Осевые и поперечные нагрузки были измерены с помощью тензодатчиков. Точность измерений σ_1 и σ_2 около 2%. Осевая деформация была измерена непосредственно с помощью электрического сопротивления тензодатчика, который монтируется на образец. Наконечники на верхней и нижней части образца соединяются с образцом эпоксидной смолой, а боковые концевые части прикреплены к боковым сторонам образца.

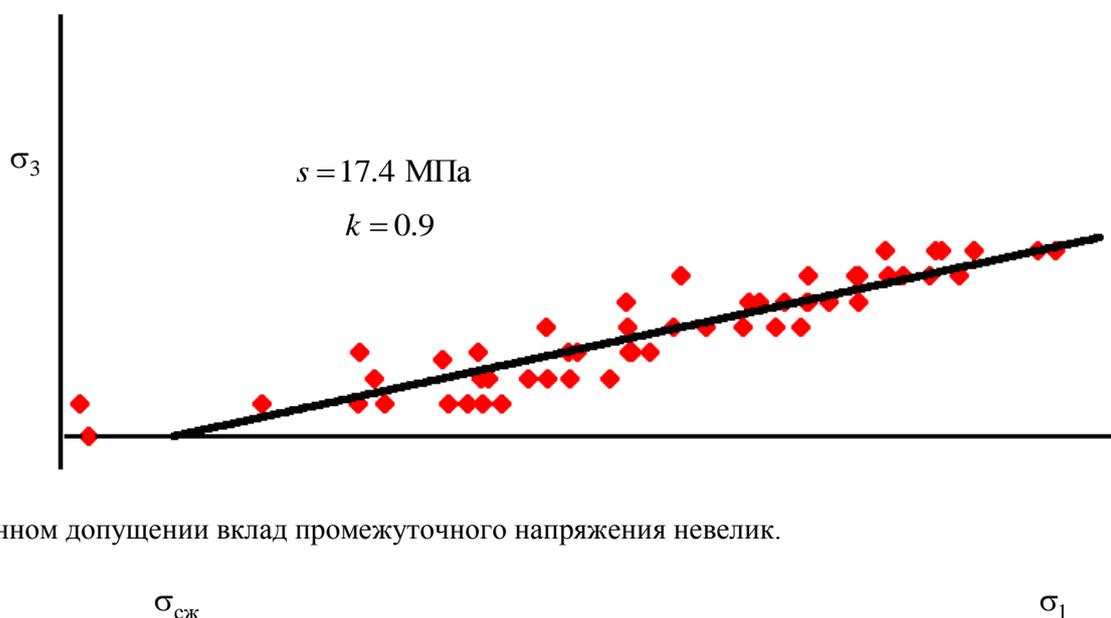
Для того чтобы избежать проникновения тефлона в образец, стороны образца были обложены тонкими медными листами. Образец помещался в силиконовую резину для предотвращения проникновения в него масла.

При проведении экспериментов напряжения изменялись в следующих пределах:

$$\sigma_1 = 400-1015 \text{ МПа}, \sigma_2 = 25-455 \text{ МПа}, \sigma_3 = 25-200 \text{ МПа}$$

Результаты эксперимента представлены на рисунке 1.

Коэффициент корреляции при описании экспериментальных данных линейной зависимостью составил $k = 0,9$ стандарт отклонения – 17,4 МПа. Для оценки степени влияния промежуточного главного напряжения на прочность доломита, предположим, что отклонения от регрессионной зависимости вызваны сугубо влиянием промежуточного главного напряжения. Тогда, относительное влияние промежуточного главного напряжения σ_2 при ориентировочно среднем значении $\sigma_3^{\text{cp}} \approx 100 \text{ МПа}$, можно оценить примерно в 15%. Как видим даже при аппроксимации экспериментальных данных линейной зависимостью и



сделанном допущении вклад промежуточного напряжения невелик.

Таким образом, из полученных результатов следует, что промежуточное напряжение практически не влияет на прочность горных пород. Случайные отклонения экспериментальных данных могут быть вызваны внешними условиями, не достаточной однородностью образца, погрешностью снятия показателей и т. д.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Kiyoo Mogi. Experimental Rock Mechanics. - London, UK : 2007, 88-91p.

АНАЛИЗ МЕТОДОВ ПРОГНОЗА ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УГЛЕВОДОРОДНОГО СЫРЬЯ

Бикташев Д.В., Голубко Б.П.

Уральский государственный горный университет

Среди различных видов последствий длительного освоения месторождений углеводородов (загрязнение нефтепродуктами гидросферы и почв, загрязнение атмосферы продуктами сгорания попутного газа и др.) внимание специалистов стали привлекать геодинамические последствия освоения месторождений углеводородов, такие как аномальные деформации земной поверхности и проявление сейсмичности в районах нефтегазодобычи. Эти последствия сопровождаются значительным экономическим ущербом.[1] Экологические и социально-экономические последствия могут быть, как прямыми (загрязнение геологического разреза и подземных водных ресурсов углеводородными составляющими и продуктами бурения), так и косвенными (развитие оползневых процессов, меняющих ландшафт и флюидный режим приповерхностных отложений, заболачивание территорий с необратимыми изменениями экосистем, перенос углеводородных компонентов по водоносным горизонтам). [2]

Интенсивное (более 1 м), обширное проседание земной поверхности территории всего разрабатываемого месторождения нефти или газа возникает крайне редко, как правило, только при сочетании следующих условий: значительная площадь разрабатываемого месторождения (порядка 100 км² и более); значительная мощность продуктивных отложений (как правило, более 100 метров); относительно небольшая глубина разрабатываемых интервалов геологического разреза (до 2000 метров); высокая пористость пород резервуара (порядка 25 - 30% и более); аномально высокое пластовое давление и его относительно быстрое снижение в процессе освоения; превалирование литостатических напряжений в пределах месторождения над тектоническими. [3]

Для прогнозирования и наблюдения за геодинамическими явлениями создаются геодинамические полигоны. Измерения предусмотрены инструктируемыми документами [4,5]. Задачами наблюдений на геодинамических полигонах, согласно [4], являются:

- изучение закономерностей изменений гравитационного и магнитного полей при нарушении динамического равновесия горного массива;
- изучение геологического строения месторождений и физики пласта, изучение текущих параметров разработки месторождений;
- изучение напряженно-деформированного состояния скелета коллектора и вмещающих его пород и всей толщи горного массива над залежью в неравнокомпонентном поле сжимающих напряжений;
- гидрогеологические и геокриологические исследования.

Инструментальное сопровождение геодинамических измерений можно разделить на три этапа: до 2000 г. – высокоточное нивелирование по профильным линиям; 2000-2010 гг. – технологии ГЛОНАСС/GPS измерений; с 2010 г. – дополнение ГЛОНАСС/GPS измерений площадной космической радарной съемкой.

Высокоточное нивелирование по профильным линиям самый старый и проверенный способ, но ограничен климатическими условиями. При реализации высокоточного нивелирования на площадях разрабатываемых месторождений не учитывается изменение уровня грунтовых вод.

Несмотря на то, что при изучении современных движений земной коры на геодинамических полигонах с использованием измерений ГНСС регистрация спутниковых сигналов ГЛОНАСС ведется наряду с сигналами GPS, в обработку до сих пор включаются только последние. Данный метод прогноза может быть улучшен, при усовершенствовании методов измерений и технологий.

Самым современным является метод дифференциальной радиолокационной интерферометрии. Сущность данного метода заключается в излучении искусственным спутником Земли импульса микроволновой энергии в радиолокационном диапазоне, который, отражаясь от земной поверхности, регистрируется сенсором. [6]

Применение технологии дифференциальной радиолокационной интерферометрии в качестве «высокоточного площадного метода наблюдений за смещением земной поверхности» на нефтегазовых месторождениях как в России, так и за рубежом не позволяет однозначно оценить достоверность и репрезентативность полученных данных, так как отсутствует оценка качества наблюдений и их результатов. При использовании этого метода техника измерений, как и в других ГЛОНАСС/GPS-технологиях, не является физически осязаемым фактом, и исполнитель полностью полагается на аппаратуру, средства обработки, исключая при этом ненадежность их работы по отношению к реализации заявленных точностных показателей измерений техногенных деформаций приповерхностных слоев земной коры и оценку репрезентативности их результатов. [7]

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. <http://neftegaz.ru/science/view/1013>
2. <http://www.cegeot.ru/staty2.html>
3. Ю.О. Кузьмин Геодинамические полигоны-эффективный инструмент обеспечения эколого-промышленной безопасности
4. РД 07-603-03 “Инструкция по производству маркшейдерских работ”
5. РД 07-408-01 “Положение о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр”
6. С. Э. Никифоров Маркшейдерский контроль состояния недр в условиях нефтегазодобычи
7. <http://www.science-education.ru/ru/article/view?id=10469>

УДК 662.1:528.5

ТОЧНОСТЬ ЛИНЕЙНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ ФАЗОВЫМИ СВЕТОДАЛЬНОМЕРАМИ

Колтуненко А.Д., Гордеев В.А.

Уральский государственный горный университет

Дальномерная часть современных электронных тахеометров представляет собой дальномер, реализующий импульсно-фазовый гетеродинный способ измерения расстояния. Источником излучения является полупроводниковый светодиод, фотоприёмником – лавинный фотодиод, в качестве отражателей применяются трипельпризмы. Время распространения электромагнитных колебаний вдоль трассы измеряется косвенным способом – по разности фаз посылаемых и принимаемых синусоидально модулированных электромагнитных колебаний.

Используя положения теории ошибок измерений, проанализируем основное уравнение фазовой дальнометрии [1]

$$D = \frac{c}{n} \cdot \frac{1}{2f} \cdot \left(N + \frac{\Delta\varphi}{2\pi} \right) + \delta, \quad (1)$$

где D – измеренное расстояние; c – скорость света в вакууме; n – групповой показатель преломления среды; f – циклическая частота модуляции; N – число фазовых циклов; $\Delta\varphi/2\pi$ — дробная часть фазового цикла; δ – постоянная поправка светодальномера.

В выражении (1) безошибочной величиной является лишь число фазовых циклов N , для однозначного получения которого используется способ нескольких фиксированных частот. Все остальные величины вносят в результат измерения погрешности.

Дифференцируя уравнение (1) по переменным $c, n, f, \Delta\varphi$ и δ , можно получить формулу средней квадратической ошибки измерения расстояния. Принято в этой формуле выделять две составляющие – не зависящую от величины измеренного расстояния (a) и зависящую от измеренного расстояния (b):

$$m_D = \sqrt{\left[\left(\frac{c}{4\pi n f}\right)^2 m_\varphi^2 + m_\delta^2 + m_{\text{ц}}^2\right] + \left[\left(\frac{m_c}{c}\right)^2 + \left(\frac{m_n}{n}\right)^2 + \left(\frac{m_f}{f}\right)^2\right] D^2} = \sqrt{a^2 + b^2 D^2}. \quad (2)$$

Формулу (2) обычно записывают, естественно, с потерей строгости в виде

$$m_D = a + bD. \quad (3)$$

Рассмотрим вклад отдельных слагаемых в формирование составляющих a и b .

Влияние ошибки измерения разности фаз определяется точностью фазометра m_φ и частотой модуляции f . Точность фазометра – устройства сравнения фаз посылаемого и принимаемого сигналов – оценивается $0,1^\circ$, или $1/600$ радиан [2], а масштабная частота у современных приборов может быть в пределах $10 \dots 30$ МГц, а у высокоточных приборов может превышать 300 МГц [2]. Следовательно, влияние ошибки измерения разности фаз (приняв скорость света $c = 300\,000$ км/с, а групповой показатель преломления среды $n = 1$) оценивается как

$$\frac{c}{4\pi n f} m_\varphi = 0,1 \dots 4 \text{ мм.}$$

Ошибка постоянной поправки m_δ зависит от конструкции прибора, его точности и способа определения поправки. У высокоточных приборов с синхронной демодуляцией она составляет доли миллиметра. Методика определения постоянной поправки у точных приборов должна обеспечить точность $m_\delta = 0,5 \dots 1$ мм.

Погрешность центрирования тахеометра и отражателя определяется по формуле

$$m_{\text{ц}} = e_{\text{ц}} \sqrt{2} = 0,5\sqrt{2} = 0,7 \text{ мм,}$$

где $e_{\text{ц}} = 0,5$ мм – линейная средняя квадратическая ошибка (СКО) центрирования с помощью оптического отвеса.

Складывая квадратически рассчитанные погрешности линейных измерений, не зависящие от расстояния, получим для параметра a в формуле (2) пределы $a = 0,8 \dots 5$ мм.

Во второй группе слагаемых в подкоренном выражении формулы (2), формирующих параметр b , погрешностью определения скорости света в вакууме пренебрегают, т.к. она составляет $0,004$ мм/км.

Основное требование, предъявляемое к генератору масштабной частоты, состоит в обеспечении генерирования стабильных колебаний в заданном диапазоне. Стабилизация частоты достигается за счёт использования в радиоэлектронных схемах кварцевых резонаторов. В практике измерений предъявляются требования к обеспечению стабильности масштабной частоты не хуже 1 мм/км [3].

Ошибки определения группового показателя преломления среды делятся на две группы [4]: ошибки собственно измерений температуры, давления и влажности в точке наблюдений и ошибки распространения результатов этих измерений на всю трассу. По оценке различных авторов [3, 4] величина m_n / n может составлять от $0,4 \dots 0,7$ мм/км при благоприятных метеоусловиях до $2 \dots 3$ мм / км.

Таким образом, при современном уровне дальномерной техники погрешность линейных измерений находится в пределах:

$$m_D = (0,8 \dots 5 \text{ мм}) + (0,8 \dots 3 \text{ мм/км}) \cdot D_{\text{км}}$$

Основными источниками ошибок остаются неточное измерение разности фаз, ошибки центрирования и ошибки, связанные с определением группового показателя преломления среды.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Михеичев В.С. Практикум по курсу «Геодезические приборы». Проектирование, методы и примеры расчета. – М.: Недра, 1974. – 160 с.
2. Дементьев В.Е. Современная геодезическая техника и ее применение. Изд. 2-е. – Тверь, Лилия Принт, 2007. – 592 с.
3. Земских Г.В., Кортев Н.В. Маркшейдерско-геодезические приборы: Уч. пособие. УГГУ. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 144 с.
4. Радиогеодезические и электрооптические измерения: Учебник для вузов / Большаков В.Д., Деймлих Ф., Голубев А.Н., Васильев В.П. – М.: Недра, 1985. – 303 с.

УДК 622.1:528.526.6

СТРУКТУРА НОРМАТИВНЫХ ДОКУМЕНТОВ ПО МАРКШЕЙДЕРСКОМУ ОБЕСПЕЧЕНИЮ И КОНТРОЛЮ СТРОИТЕЛЬСТВА ТОННЕЛЕЙ

Еценков И. А., Голубко Б.П.

Уральский государственный горный университет

В 1991 году произошла ликвидация Министерства транспортного строительства, а также подразделений этого министерства «Главтоннельметрострой» и Управления по производству геодезических и маркшейдерских работ. Вследствие этого был утрачен единый центр управления производством геодезических и маркшейдерских работ и нормативных документов при строительстве транспортных тоннелей, что, в свою очередь, привело к значительному ослаблению состояния нормативных документов по производству геодезических и маркшейдерских работ в этой области строительства.

Нормативные документы по производству геодезических и маркшейдерских работ при строительстве тоннелей различного назначения подразделяются (Рисунок 1):



Рисунок 1 Структура нормативных документов по геодезическому и маркшейдерскому обеспечению строительства тоннелей различного назначения

Помимо нормативных документов при производстве геодезических и маркшейдерских работ при строительстве тоннелей различного назначения используют:

- государственные стандарты и другие документы по стандартизации, метрологии и сертификации Госстандарта России;
- нормы, правила и нормативы органов государственного надзора;

- стандарты отраслей, нормы технологического проектирования и другие документы, принимаемые отраслевыми министерствами, государственными комитетами и комитетами в соответствии с их компетенцией;

Нормативные документы при производстве геодезических и маркшейдерских работ при строительстве тоннелей различного назначения используют в зависимости от производства работ, которые можно разделить: по этапам строительства тоннелей; по видам тоннелей;

Нормативные документы на этапах строительства тоннелей различного назначения регулируют производство следующих геодезических и маркшейдерских работ (Рисунок 2):



Рисунок 2 Виды маркшейдерских работ на этапах строительства, регулируемых нормативными документами

Нормативные документы при производстве деформационного мониторинга при строительстве тоннелей различного назначения регулируют производство геодезических и маркшейдерских работ (Рисунок 3):



Рисунок 3 Виды геодезических и маркшейдерских работ

Для каждого этапа производства геодезических и маркшейдерских работ существует свой список регулирующих документов (на каждый этап приходится около десятка и больше). Это – основной недостаток в организации базы нормативных документов, регулирующих работы при строительстве тоннелей различного назначения. Такое количество нормативных документов, которые необходимо использовать при производстве работ, требует разработки хотя бы трёх основных документов, учитывающих три основных этапа строительства тоннелей. Стоит также отметить, что имеющиеся нормативные документы не полно отражают требования к геодезическому и маркшейдерскому производству.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. «Научно-техническое сопровождение проектирования и строительства тоннелей и метрополитенов в сложных инженерно-геологических и градостроительных условиях» Научно-исследовательский институт транспортного строительства (ОАО ЦНИИС); Научные труды выпуск №264 под редакцией к.т.н. Е.В. Щекудова, 2012

ЗАВИСИМОСТЬ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ ОТ ВОЛНИСТОСТИ ПОВЕРХНОСТЕЙ ОСЛАБЛЕНИЯ В ГОРНОМ МАССИВЕ

Алябьева О.Д., Бадулин А.П.

Уральский государственный горный университет

В результате изучения структурных особенностей горного массива установлено, что известняки, в большей мере, имеют складчатое строение. Замеры элементов залегания таких поверхностей ослабления показали, что они имеют, в основном, наклонное и крутое падение. Каждая поверхность ослабления характеризуется значительным разбросом значений углов по падению и простиранию. Изменение углов падения и азимутов простирания говорит о волнистой поверхности или поверхности мелкосопочного рельефа. Интенсивность складкообразования – крупность волны может характеризоваться коэффициентом кривизны поверхностей. Коэффициенты кривизны определяется по выражению 1, т.е., $K = \frac{h}{l}$,

где h – высота выступов или величина амплитуды;

l – длина (расстояние) между выступами или длина хорды, соединяющая дугу на поверхности.

Исследованиями установлено, что поверхности ослабления имеют различный коэффициент кривизны, и колеблется он от 0,07 до 0,5. Следовательно, необходимо исследовать влияние волнистости поверхностей на устойчивость откосов.

Решение поставленной задачи производилось моделированием. Для чего из эквивалентного материала (песчано-алебастровой смеси) изготовлялись модели-блоки с различной ($K = 0$ (поверхность ровная), $K = 0,135$, $K = 0,242$, $K = 0,4$, $K = 0,48$) кривизной поверхностей ослабления.

Материал модели имеет следующие прочностные характеристики:

Угол внутреннего трения – $\varphi = 30^\circ$;

Величина сцепления $C = 7,0$ кг / см².

Сначала проводились определения угла наклона поверхностей ослабления /АВ/ (рис.1) по каждой из указанных выше волнистых поверхностей при обрушении сползающей части блока под собственным весом. Для этого модель наклонялась до тех пор, пока не начала смещаться ее верхняя часть; при этом замерялся угол наклона линии, проходящей по оси поверхности ослабления, или же основания блока. Опыт повторялся несколько раз с целью получения средней величины угла наклона из серии определений.

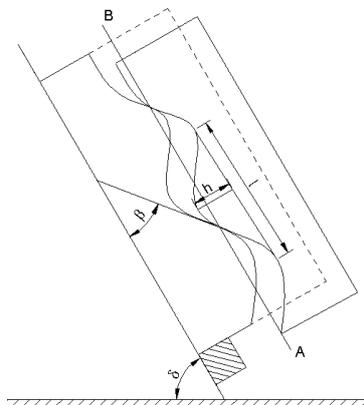


Рис 1. Определение величины угла сдвига по волнистой поверхности призмы: под собственным весом;

Величина угла наклона поверхности ослабления δ , при которой верхняя часть призмы находится в предельном состоянии, складывается из угла внутреннего трения (φ) по поверхности, угла наклона (β) касательной (в точке перегиба кривой) и может быть выражена формулой:

$$\operatorname{tg}\delta = \operatorname{tg}(\varphi + \beta), \quad (1)$$

где φ - угол внутреннего трения, град;

β – угол наклона касательной в данной точке криволинейной поверхности, град.

Угол внутреннего трения для данного типа пород изменяется в незначительных пределах и можно считать постоянным, т.е. $\varphi = \text{const}$.

Угол наклона касательной к кривой будет величиной переменной.

Волнистую поверхность ослабления можно выразить уравнением синусоиды:

$$\beta = A \cdot \sin \omega t \quad (2)$$

где A – амплитуда;

ω – частота колебания.

В нашем случае величина t соответствует величине l , а величина l равна периоду T , т.е. равно расстоянию между вершинами выступов. Период $T = l = \frac{2\pi}{\omega}$. Амплитуда A равна

$\frac{1}{2}h$ - высоты выступов.

Известно, что угол наклона касательной в данной точке кривой определяется первой производной уравнения кривой, т.е.

$$\beta' = \omega A \cdot \cos \omega t = \operatorname{tg}\beta$$

В работе [1] получена формула расчета угла сдвига для идеальных условий по волнистой поверхности, которая представлена следующим выражением

$$\operatorname{tg}\delta = \frac{\operatorname{tg}\varphi + \frac{3,14h}{l}}{1 - \frac{3,14}{l} \cdot \operatorname{tg}\varphi} \quad (3)$$

По данной формуле были проведены вычисления углов сдвига при коэффициентах $K = 0$; $K = 0,135$; $K = 0,242$; $K = 0,400$; $K = 0,48$.

Таблица 1- Изменение величины угла сдвига от коэффициента кривизны волнистой поверхности ослабления

№ п/п	Коэффициент кривизны, K	По формуле δ_A , град	Моделированием δ_M , град.	Разница $\Delta = \delta_A - \delta_M$
1	$K = 0$	$\delta = \varphi = 30$	28	2
2	$K = \frac{h}{l} = 0,135$	53	46	7
3	$K = \frac{h}{l} = 0,242$	67	61	6
4	$K = \frac{h}{l} = 0,400$	81	75	6
5	$K = \frac{h}{l} = 0,48$	86	80	6

Проведенные исследования на моделях по определению величины угла сдвига и вычисленные по формуле различаются на 6-7° (таблица 1).

Для того чтобы исключить систематическую ошибку, в аналитическое выражение введем с соответствующим знаком коэффициент, характеризующий тангенс угла разности, т.е. 0,710.

Тогда выражение (3) запишется в следующем виде:

$$\operatorname{tg} \delta = \frac{\operatorname{tg} \varphi + 2,43 \frac{h}{l}}{1 - 2,43 \frac{h}{l} \cdot \operatorname{tg} \varphi} \quad (4)$$

Следовательно, для определения угла сдвига по складчатым поверхностям ослабления, по которым нет сцепления массива, можно пользоваться формулой (4).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бадулин А.П. Отчет по научно-исследовательской работе Определение оптимальных углов наклона бортов и уступов Кия-Шалтырского карьера. – 1971. -157 с.

УДК 622.1:528.526.6

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРНОГО ФАКТОРА НА КАЧЕСТВО ГИРОСКОПИЧЕСКИХ ОПРЕДЕЛЕНИЙ

Алябьева О. Д., Бадулин А. П.
Уральский государственный горный университет

Согласно паспортным данным для гирокомпаса МВТ-2 № 85 рабочий диапазон температур составляет $-10^{\circ}\text{C} - +40^{\circ}\text{C}$. Влияние температурного фактора на гирокопические измерения проявляются, главным образом, в виде температурных деформаций гирокомпаса, которые происходят между пусками на исходной стороне и на ориентируемой.

Возникающее при этом изменение поправки прибора полностью входит в погрешность дирекционного угла. Исследования, проведенные в Кузбассе, где перепад температур между летом и зимой составляет $+35^{\circ}\text{C} - 40^{\circ}\text{C}$, что величина градиента систематического изменения гирокопического азимута стороны в зависимости от разности температур колеблется для разных номеров гирокомпаса от 4" до 31", а среднее значение составляет 6".

Поэтому при гирокопическом ориентировании сторон рекомендуется учитывать поправку за разность температур в точках стояния гирокомпаса во время определения поправки и гирокопического азимута определяемой стороны.

Поправку за разность температур в работе [1] рекомендуется определять по формуле:

$$\Delta_t = \frac{\bar{K}T}{2}(t_n - t_m)$$

где t_n и t_m – температура в точках стояния гирокомпаса на исходной стороне и на ориентируемой стороне;

T – время выдержки гирокомпаса в заданной температуре. Принимаем T из многочисленных наблюдений определения гирокопического азимута стороны равным 2 часам;

\bar{K} – величина градиента изменения точности прибора от изменения температуры наблюдений.

Коэффициент \bar{K} рекомендуется определять из предварительной паспортизации каждого гирокомпаса на гирокопической специально созданной станции в диапазоне положительных и отрицательных температур из серии пусков на одной и той же стороне по формулам:

$$\bar{K} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n K_i, \quad K_i = \frac{\Gamma_m - \Gamma_{n_i}}{t_m - t_{n_i}}$$

где Γ_m и Γ_{n_i} – средние значения гирокопического азимута одно и той же стороны из серии 3-4 пусков, полученные при температуре измерений на ориентируемой стороне (t_m) и температуре измерений на исходной стороне (t_{n_i});

$i = 1, n$ – количество серий пусков при различной температуре.

Исследования, проведенные гирокомпасом МВТ-2 № 85 в летнее и зимнее время показало изменение поправки на 10-15", что существенно влияет на конечный результат определения дирекционного угла.

Для рассмотрения влияния фактора разности температур и времени на точность ироскопического ориентирования было сделано сравнение величин приборной поправки δ в зависимости от времени года, во время которого определялась та или иная поправка гирокомпаса. Время года было выбрано из расчета сравнения периодов теплой и холодной температуры воздуха.

Год был условно разбит на два периода – «весна-лето» и «осень-зима». Рассматривалось 21 значение приборной поправки гирокомпаса № 85. Поправка δ определялась с 1982 года (первое определение) последнее значение поправки было получено в апреле 1985 года. Результаты сведены в таблицу 1.

Таблица 1-Результаты изменения поправки δ по временам года

Значения поправки			
«Весна-лето»		«Осень-зима»	
+43° 20"		+44° 33"	+43° 14"
+43° 03"		+43° 43"	+44° 04"
+43° 43"		+44° 43"	+44° 47"
+43° 55"		+44° 39"	+44° 12"
+44° 30"		+44° 34"	+44° 12"
+43° 10"		+44° 20"	+44° 47"
+43° 33"		+43° 54"	+44° 33"
Среднее +43° 36"		Среднее +44° 21"	

Из таблицы 1 видна интересная закономерность – увеличение значения поправки в «осенне-зимний» период и уменьшение в «весенне-летний» период. Известно, что качество гироскопического ориентирования во многом зависит от стабильности значений приборной поправки, и ее необходимо учитывать при определении дирекционного угла гиростороны.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Третенков В. М. Совершенствование методики гирокопического ориентирования подземных маркшейдерских опорных сетей на шахтах Кузнецкого бассейна. Автореф. дис.. канд.техн.наук. Л, 1983. – 22 с.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ДРОБЯЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА НА УДАРНОМ КОПРЕ

Гиндулина А. А.

Научный руководитель Латышев О. Г. – проф., д-р техн. наук
Уральский государственный горный университет

При разработке месторождений полезных ископаемых буровзрывным способом (БВР) основной задачей является обеспечение заданного качества дробления горных пород. В общем случае качество дробления горных пород взрывом определяется характеристиками гранулометрического состава продуктов дробления. Его анализ позволяет обоснованно проектировать оптимальные параметры БВР и прогнозировать результаты взрыва. Однако высокая трудоемкость организации промышленных взрывов и затрудненность в настоящее время доступа к взрывчатым веществам для моделирования процессов взрыва не позволяют широко использовать данный метод исследований.

Фундаментальными исследованиями Г. И. Покровского, И. С. Федорова [1], В. А. Падукова [2] и др. установлена глубокая аналогия результатов дробления горных пород ударом и взрывом. В этой связи представляется целесообразным использовать этот факт для прогноза качества дробления горных пород путем моделирования действия взрыва на ударном копре. При этом исследования можно проводить в лабораторных условиях с тщательно выверенными условиями эксперимента и высокой точностью анализа.

Теория и практика взрывных работ показывают, что характер разрушения горных пород определяется величиной и длительностью импульса взрыва:

$$I_{\text{в}} = \int_0^t P dt = P_{\text{ср}} t = \frac{1}{2} P t, \quad (1)$$

где P – сила, действующая в единицу времени t .

Установлено [2], что степень дробления J однозначно определяется величиной импульса взрыва:

$$J = Y_c \sqrt{I_{\text{в}}}, \quad (2)$$

где Y_c – константа горной породы, которую можно представить как комплексную характеристику ее дробимости.

Учитывая аналогию между импульсами удара $I_{\text{у}}$ и взрыва $I_{\text{в}}$, с учетом уравнения (2) можно записать:

$$\frac{I_{\text{в}}}{J^2} = \frac{I_{\text{у}}}{J^2} = \frac{1}{Y_c^2} = \text{const} \quad (3)$$

В качестве такой константы может быть принят удельный импульс стандартного дробления или сокращенно «стандартный импульс (СИ)» [3]:

$$I_J^0 = \frac{I_0}{J^2} = \frac{m_{\text{уд}} v_{\text{уд}}}{S J^2}. \quad (4)$$

Здесь: $m_{\text{уд}}$ – масса ударника; $v_{\text{уд}}$ – скорость удара; S – площадь приложения ударной нагрузки. Данный показатель, имеющий размерность [Па·с], представляет собой удельный импульс дробления, отнесенный к квадрату степени дробления горной породы.

Для определения данного критерия при известных параметрах удара следует определять степень дробления горных пород $J = D/d_{\text{ср}}$, где D – размер исходного образца; $d_{\text{ср}}$ – размер среднего куса продуктов дробления. Для оценки последнего показателя следует исследовать и аналитически описать гранулометрический состав разрушенных пород.

В практике исследований в области взрывного дела используются самые различные законы распределения: нормальное, логарифмически нормальное, Пуассона, Вейбулла, гамма-распределение и др. Анализ применимости различных уравнений к описанию гранулометрического состава показывает, что наиболее точно гранулометрический состав при разрушении скальных пород описывает распределение Вейбулла. Его достоинством является то, что как частный случай уравнение Вейбулла описывает и другие типы распределений, например, нормальное или распределение Розина-Раммлера. В данных исследованиях это уравнение принято в виде:

$$M_i = 1 - \exp \left[- \left(\frac{b \cdot d_i}{d_{cp}} \right)^m \right], \quad (5)$$

где M_i – имеет смысл вероятности появления кусков в интервале от 0 до d_i ;
 d_{cp} – размер среднего куска;
 b и m – параметры распределения.

Таким образом, описанные выше теоретические положения являются базой планируемых экспериментальных исследований по моделированию дробящего действия взрыва на ударном копре.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. –М.: Промстройиздат, 1957. –276 с.
2. Падуков В. А., Антоненко В. А., Подозерский Д. С. Разрушение горных пород при ударе и взрыве. –Л.: Наука, 1971. –161 с.
3. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. – М.: Теплотехник, 2007. – 672 с.

УДК 622.1.528.022.6

РАЗВИТИЕ КОНЦЕПЦИИ АНАЛИЗА И ИНТЕРПРЕТАЦИИ ДАННЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ВНУТРЕННИХ ОТВАЛОВ

Банников А. Е., Богомаз В. М., Голубко Б. П.
 Уральский государственный горный университет

Одной из главнейших задач маркшейдерской службы на горном предприятии является обеспечение безопасности ведения горных работ. Эта ответственная задача особенно актуальна при технологии горных работ, подразумевающей значительные контролируемые деформации. В данной статье объектом исследования является откос внутреннего отвала ОАО «Ураласбест», представляющий собой наглядный пример исключительной необходимости маркшейдерского геомеханического контроля за процессом отвалообразования.

Производя геодинамический анализ результатов наблюдений, в данной научно-исследовательской работе в качестве основного критерия безопасности ведения горных работ были приняты предельные значения уклона рабочей зоны экскаватора, продольного и поперечного уклона железнодорожного пути. Допустимым уклоном рабочей площадки ЭКГ-8И есть основание принимать 4 градуса. На ж/д путях карьеров на прямых участках разрешено содержать путь по уровню с возвышением на 6 мм одной рельсовой нити над другой, с соответствующим уклоном ~4‰. Такие значения уклонов будут обеспечивать необходимый уровень безопасности ведения горных работ.

Для максимальной информативности интерпретации данных и эффективного устранения фактора утраты реперов недостаточно сокращения интервалов наблюдений до одного месяца, необходимого для фиксирования изменения положения наблюдательного пункта в рабочей зоне. Из-за технологии отвалообразования, активной стадии оседания отвала, рабочая площадка под экскаватор регулярно выравнивается, что неминуемо ведет к полной утрате линий наблюдательной станции. Следовательно, по результатам проведения серий, интервалы эффективных наблюдений могут отличаться в несколько раз. Отсюда можно сделать рациональный вывод о том, что абсолютные значения смещений в геодинамическом анализе крайне неинформативны, и оперировать необходимо скоростями смещений.

Для построения площадных графиков скоростей смещений был применен программный продукт фирмы Autodesk – AutoCAD Civil 3D. Поверхности строились методом треугольников (TIN-поверхность) по плановым координатам и, взятым вместо высотных отметок, значениям скоростей смещений. Так как скорости смещений определены на конкретных реперах, с определенной точностью, TIN-поверхность, построенная по таким значениям, будет независима от ошибки интерполирования значений на участках с утраченными реперами – в отличие построения TIN-поверхности как разности поверхностей по высотным отметкам, что было подтверждено в предыдущих научно-исследовательских работах на данном отвале.

В полученных пространственных моделях были отмечены существующий рельеф в виде уступов отвала, трещины, расположение железнодорожных путей и рабочей зоны экскаватора.

В предлагаемой методике анализа геодинамических процессов на пространственной модели определяется скорость сдвига, либо другими словами, скорость изменения уклона рабочей зоны экскаватора и ж/д пути с максимальным значением на наблюдаемом участке. Физический смысл представлен ниже.

Сдвиг – это отношение разности полных смещений соседних реперов к расстоянию между этими реперами по нормали к направлению их смещения. При несовпадении направлений смещений реперов выбирают наиболее характерное для исследуемого участка прибортового массива направление смещения. Формула расчета сдвига:

$$\gamma = \frac{b_{n+1} - b_n}{m},$$

где m – расстояние между реперами по нормали к направлению смещения, м.

Поделив обе части на временной интервал между сериями наблюдений t , получим формулу скорости сдвига:

$$V_\gamma = \frac{V_{b_{n+1}} - V_{b_n}}{m},$$

Можно сделать вывод о том, что угол между горизонтом и плоскостью треугольника TIN-поверхности, построенной по скоростям смещений, физически будет соответствовать скорости изменения этого угла во времени. Иными словами, на предложенных 3-D моделях графически можно определить наибольшую скорость изменения уклона в рабочей зоне экскаватора и ж/д путей в определенной серии наблюдений (рисунок 1).

По полученным данным можно произвести расчет предполагаемого времени, за которое рабочая площадка в наиболее слабом месте исследуемого участка изменит свой уклон до критических значений для принятого оборудования и транспорта:

$$T^H = \frac{\angle i}{V_{\gamma_{\max}}} = \frac{\tan \angle \theta}{V_{\gamma_{\max}}},$$

где T^H – время деформирования борта, необходимое для достижения критического значения уклона, сут.; $\angle i$, $\angle \theta$ – допустимый уклон, либо угол наклона площадки, соответственно; $V_{\gamma(\max)}$ – максимальная скорость сдвига на наблюдаемом участке рабочей зоны.

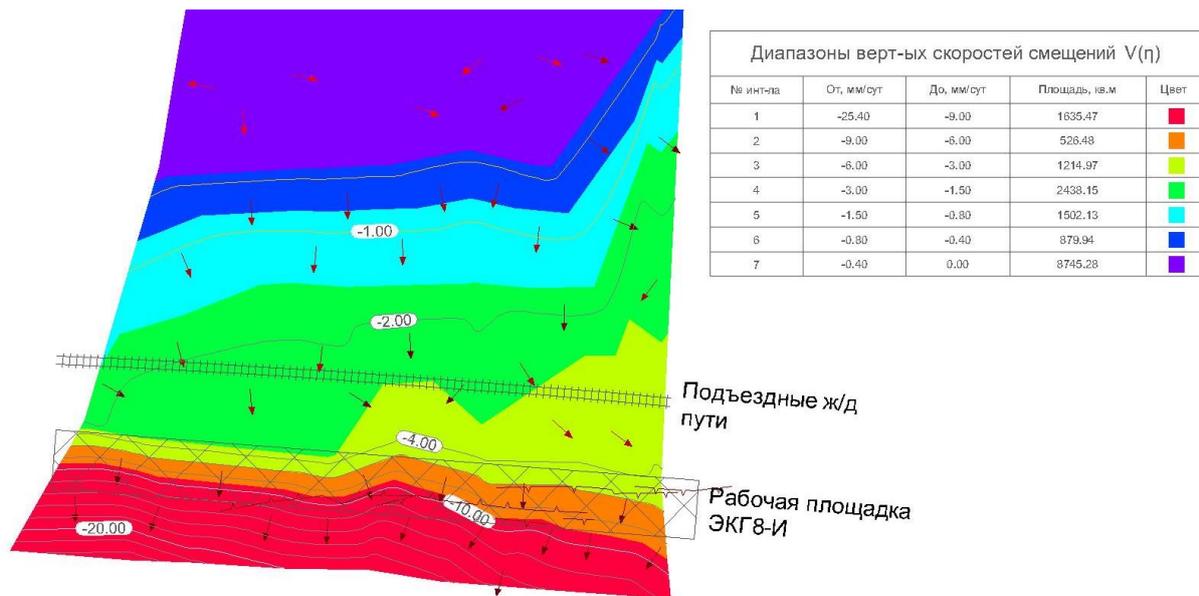


Рисунок 1 - Площадной график скоростей смещений 22-ой серии наблюдений.

Время критического деформирования было рассчитано при допустимых уклонах ж/д путей 4‰, площадки под экскаватор – 70‰, результаты приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Определение времени критического деформирования в наиболее слабых участках площадной станции T^н, суток.

Серия наблюдений	C ₂₂	C ₂₄	C ₂₅
Подъездные ж/д пути	29	45	37
Рабочая площадка ЭКГ-8И	48	65	65

В представленной статье была пересмотрена концепция анализа и интерпретации данных наблюдений за деформациями отвалов. Использование станции площадного типа, укороченные эффективные интервалы наблюдений, новая концепция анализа и интерпретации посредством построения площадных графиков скоростей смещений позволяют максимально устранить влияние отрицательных особенностей геомеханического мониторинга внутренних отвалов: частая утрата реперов в рабочей зоне отвала, ведение наблюдений только верхней площадки отвала.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Банников А.Е., Голубко Б.П. Разработка методики наблюдений за геомеханическими процессами внутренних отвалов. Международная научно-практическая конференция «Уральская горная школа - регионам»; УГГУ. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 290-291с.
2. Голубко Б.П., Яковлев В.Н., Кощеев И.С. Маркшейдерский контроль за геомеханическим процессом внутренних отвалов вскрышных пород. IV-th International Geomechanics Conference, Varna, Bulgaria, 2010.
3. Голубко Б.П., Гордеев В.А., Яковлев В.Н. Маркшейдерия. Часть 1. Маркшейдерские работы на карьерах и разрезах: Учебное пособие – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 210с.

ОБОСНОВАНИЕ И ВНЕДРЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕНИЯ ПОЛЕВЫХ ИЗМЕРЕНИЙ ПРИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОМ МОНИТОРИНГЕ ВНУТРЕННИХ ОТВАЛОВ

Богомаз В.М., Банников А.Е., Голубко Б.П.
Уральский государственный горный университет

Выбор методики наблюдений обусловлен прежде всего целью наблюдений и требуемой точностью определения смещений. Маркшейдерский геомеханический мониторинг подразумевает систематические наблюдения. Следовательно, разумным подходом в выборе методики мониторинга будет использование коэффициента эффективности, который обеспечит решение поставленной задачи при минимальных затратах – преимущество отдается методике, обеспечивающей при соблюдении требуемой точности:

- использование штатного оборудования;
- минимальное количество полевых исполнителей;
- минимальное время проведения полевых измерений;
- безопасность производства полевых работ;
- сведение негативных горно-технологических факторов, влияющих на сохранность наблюдательной станции, к минимуму.

В 2015 году в связи с резким увеличением высоты внутреннего отвала, достижения отметки затопленных горизонтов отработанного карьера, ожидаемыми сильными оседаниями рабочей зоны отвала, развитие которых было зафиксировано ранее, неэффективным способом борьбы с фактором утраты реперов, было принято решение об изменении методики мониторинга, подразумевающей увеличение периодичности проведения серий наблюдений с интервалом в один месяц, увеличение количества реперов площадной станции в наиболее активной зоне оседания до 20÷40 штук, фиксирование полных смещений пунктов наблюдательной станции.

Методика полевых измерений также претерпела изменения – геометрическое нивелирование от изначальных исходных реперов проводится два раза в год и включает пункты, которые служат обоснованием для обратной линейно-угловой засечки – для контроля устоявшегося положения пунктов геодезической сети сгущения; основной упор сделан на комбинацию засечки с полярным методом, с использованием инженерного тахеометра, штативов с круглыми призмами и мини-призмы ровера, проводимых условно независимо дважды разными исполнителями.

Согласно данным «Таблицы 3 - Методические указания по наблюдениям...» определенные преимущества линейно-угловых засечек по сравнению с другими методами были отмечены еще в 80-ых годах: надежный контроль получения вектора смещения, минимальное число опорных пунктов – 2, получение всех составляющих вектора смещения. Высокая точность и современное программное обеспечение инженерных тахеометров позволяют положительно реализовывать предлагаемую методику. При выборе вида засечки было отдано предпочтение максимальному удобству проведения полевых измерений, минимальному времени проведения полевых работ, наименее трудоемким схемам измерений.

В методических указаниях отмечена целесообразность расчета точности определения малых величин смещения, которые поддаются интерпретации, также нужно исходить из реально возможной точности определения смещений современными методами и средствами измерений. Средняя квадратическая ошибка определения смещения m_b не должна превышать $\pm 10 \div 15$ мм, СКО определения положения реперов в одной серии наблюдений $m_i(XY) = \pm 10$ мм, а ошибка определения относительного смещения реперов на 20-ти метровом интервале $\pm 5 \div 7$ мм. При установлении наблюдениями скорости смещений более 0,1 мм/сут. среднеквадратическая ошибка определения смещений не должна превышать ± 15 мм.

Предрасчет точности определения координат обратной линейно-угловой засечкой с двух, трех и четырех исходных пунктов велся в условной системе координат, параметрическим уравниванием. В качестве параметров приняты плановые координаты определяемого пункта.

В таблице 1 представлены результаты предварительного расчета точности определения планового положения для двух точек ориентирования при использовании двух, трех и четырех исходных пунктов. В качестве измерительного инструмента использовался инженерный тахеометр Leica TS06 с характеристиками СКО $m_{\beta}=5''$, $m_l=1,5+2 \cdot l(\text{км})$ мм.

Координаты реперов наблюдательной станции определялись полярным методом, производя ориентирование с изменением положения инструмента дважды двумя разными исполнителями.

Таблица 1 - Зависимость СКО засечки от кол-ва исходных пунктов.

Кол-во исх. пунктов	СКО определения планового положения ($m_{\text{обр.зас.}}$), мм	
	Т.ст.1	Т.ст.2
2	3,8	5,2
3	2,7	4,4
4	2,0	3,1

Определение высотных отметок рабочих реперов было выполнено косвенным тригонометрическим нивелированием от исходных пунктов дважды совместно с определением планового положения реперов наблюдательной сети. Формула имеет вид:

$$m_{i(m)} = \frac{1}{\sqrt{n}} \sqrt{\sin^2 \delta_{i-1} m_{l_{i-1}}^2 + \sin^2 \delta_i m_{l_i}^2 + \cos^2 \delta_{i-1} \left(\frac{m_{\delta}}{\rho} l_{i-1} \right)^2 + \cos^2 \delta_i \left(\frac{m_{\delta}}{\rho} l_i \right)^2 + 2m_{\delta}^2}$$

где $\delta_{i-1,i}$ – вертикальный угол при наведении на исходную и определяемую точку соответственно (в нашем случае δ в пределах $1^{\circ} \div 6^{\circ}$, а следовательно первыми двумя слагаемыми в формуле можно пренебречь); $l_{i-1,i}$ – расстояния между исходным пунктом – тахеометром – репером; m_{δ} – ошибка измерения вертикального угла (равна m_{β}); m_l – СКО измерения расстояний; $m_{\text{в.}}$ – ошибка визирования на мини-призму ($m_{\text{в.}}=0,7$ мм); n – количество независимых измерений (в рассматриваемом случае $n=2$).

Воспользовавшись законом распространения ошибки и продифференцировав уравнения смещений, можно найти СКО планового, вертикального и полного смещения реперов соответственно по формулам:

$$m_{\xi_k} = \sqrt{m_{i(XY)_k}^2 + m_{i(XY)_{k-1}}^2}, m_{\eta_k} = \sqrt{m_{i(H)_k}^2 + m_{i(H)_{k-1}}^2},$$

$$m_{b_k} = \sqrt{m_{i(XYH)_k}^2 + m_{i(XYH)_{k-1}}^2} = \sqrt{\frac{m_{\xi_k}^2}{1 + \left(\frac{\eta}{\xi}\right)^2} + \frac{m_{\eta_k}^2}{1 + \left(\frac{\xi}{\eta}\right)^2}}, m_{b_k(\xi \approx \eta)} = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{m_{\xi_k}^2 + m_{\eta_k}^2},$$

где $k, k-1$ – последняя и предыдущая серии наблюдений (если методика в сериях не изменялась, то значения СКО можно принять равными); m_b – принимают либо за большее из СКО планового и высотного смещения, либо рассчитывают исходя из условия равенства величин смещения $\xi \approx \eta$ (при вертикальном угле вектора смещения δ близкого к 45°).

В сводной таблице 2 представлены расчеты СКО смещений для наиболее слабой точки при точках стояния №1 и №2 и использования двух, трех и четырех исходных пунктов.

Таблица 2 - Зависимость СКО положения репера и определения его смещений от кол-ва исходных пунктов.

К-во исх. П-ОВ	СКО положения наиболее слабого пункта и определения его смещений, мм											
	Т.ст.1						Т.ст.2					
	$m_{(XY)}$	$m_{(H)}$	m_{ξ}	m_{η}	$m_{b(\xi \approx \eta)}$	m_b	$m_{(XY)}$	$m_{(H)}$	m_{ξ}	m_{η}	$m_{b(\xi \approx \eta)}$	m_b
2	3,3	2,8	4,7	4,0	4,4	4,7	4,2	3,2	5,9	4,5	5,2	5,9
3	2,8	2,6	4,0	3,7	3,8	4,0	3,7	3,0	5,2	4,2	4,7	5,2

4	2,4	2,5	3,4	3,5	3,4	3,4	3,0	2,8	4,2	4,0	4,1	4,2
---	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Проведенный предварительный расчет точности предлагаемой методики определения полных смещений реперов наблюдательной станции подтверждает полное соответствие требованиям маркшейдерских инструкций и методических указаний.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Банников А.Е., Голубко Б.П. Разработка методики наблюдений за геомеханическими процессами внутренних отвалов. Международная научно-практическая конференция «Уральская горная школа - регионам»; УГГУ. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 290-291с.
2. Голубко Б.П., Банников А.Е. Разработка и внедрение новых методик измерений при создании подземных маркшейдерских опорных сетей. Маркшейдерия и Недропользование №2(76), 2015. – 56-59с.
3. Голубко Б.П., Гордеев В.А., Яковлев В.Н. Маркшейдерия. Часть 1. Маркшейдерские работы на карьерах и разрезах: Учебное пособие – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – 210с.

УДК 622.222

ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ СТУПЕНАТОЙ СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ

Лукиных Т. С.

Уральский государственный горный университет

Вопрос выбора оптимальных схем вскрытия шахтных полей является одним из основных при проектировании новых и реконструкции действующих шахт. Схема вскрытия - это один из наиболее стабильных и трудноизменяемых параметров.

Неверно выбранная схема вскрытия является одной из причин низкой рентабельности горного предприятия.

В настоящее время основным методом выбора схемы вскрытия является метод вариантов, заключающийся в выборе наилучшего варианта среди имеющихся. Однако сложность задачи заключается в её многокритериальности. При возрастающей глубине отработки месторождений наблюдается тенденция к усложнению условий вскрытия. Многообразие различных факторов, определенная трудность в определении каждого из них, позволяет оценить сложность алгоритма построения оптимальной схемы вскрытия методом вариантов в виде экспоненциальной зависимости:

$$N = a^n,$$

где N - количество возможных вариантов схем вскрытия;

a - параметр ($a \geq 2$);

n - число горизонтов в схеме вскрытия.

Очевидно, что с увеличением n число вариантов N резко возрастает. Это делает практически невозможным выбор оптимальной схемы вскрытия методом полного перебора. Поэтому, применяемые на практике инженерные методы проектирования, сводятся обычно к назначению двух-трех стереотипных схем, что позволяет отыскать частное, но не оптимальное решение.

В основе предлагаемого подхода лежит построение на начальном этапе упрощенной математической модели, по которой принимается принципиальное решение, заключающееся в возможности использования одноступенчатой («традиционной») или ступенчатой схемы вскрытия. [1]

Если принято решение в пользу ступенчатой схемы вскрытия, то в ней необходимо определить горизонты заложения ступеней, оптимизирующие суммарный объем вскрываемых выработок, продолжительность и стоимость вскрытия.

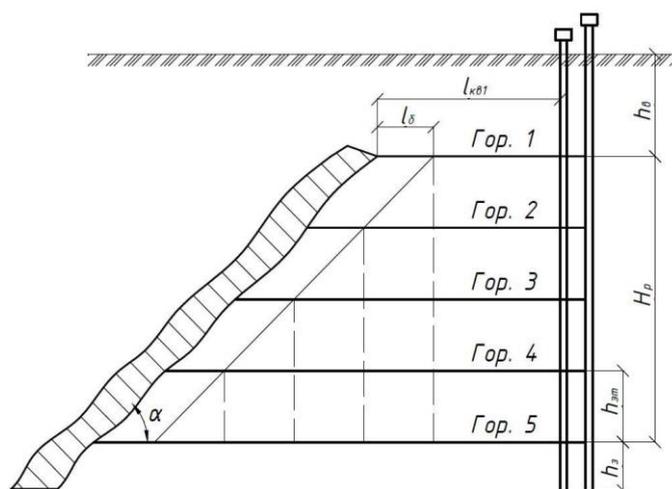
При построении модели рассматриваются лишь показатели, влияющие на выбор горизонтов заложения ступеней. Другие вопросы, относящиеся к вскрытию - выбор параметров стволов, типа крепи, схемы проветривания, подъемных установок - не влияют на выбор оптимальной схемы вскрытия. Они скажутся лишь на величине затрат, то есть на типе схемы вскрытия и могут быть решены на последующих этапах расчёта.

Такое огрубление задачи позволяет упростить модель. Для месторождений с любой глубиной вскрытия перебор вариантов в ней существенно сокращается, а в ряде случаев сводится к простым расчетным формулам.

В мире более 50-ти рудников ведут работы на глубине более 1500 м. Максимальная глубина горных работ достигла 3-4 км. Одним из основных критериев установления параметров заложения ступеней являются технические возможности подъемных установок. Однако при небольших углах залегания месторождений, малой высоте этажа и увеличивающейся глубине разработки значительно возрастают объемы вскрывающих выработок, а переход на ступенчатые схемы вскрытия становится неизбежным.

В силу этого необходим поиск новых подходов к обоснованию оптимальных параметров вскрытия. В случае перехода на ступенчатую схему вскрытия возникает другая не менее важная проблема - выбор горизонта заложения ступени.

Рассмотрим «традиционную» схему вскрытия (рис. 1). Будем считать, что $h_{эм}$ - целое число раз укладывается на H_p . При переходе на ступенчатую схему вскрытия число вариантов заложения ступеней резко возрастает. Трассировка слепых стволов на каждом горизонте изображена штриховыми линиями.



α - угол падения рудной залежи; H_p - глубина распространения залежи; $h_в$ - расстояние от поверхности до первого горизонта; $h_{эт}$ - высота этажа; $l_{кв}$ - длина квершлага верхнего горизонта; $l_ц$ - ширина предохранительного целика

Рисунок 1 – «Традиционная» схема вскрытия

Пространство между вскрывающими выработками и линией падения залежи образуют прямоугольный треугольник (рисунок 2).

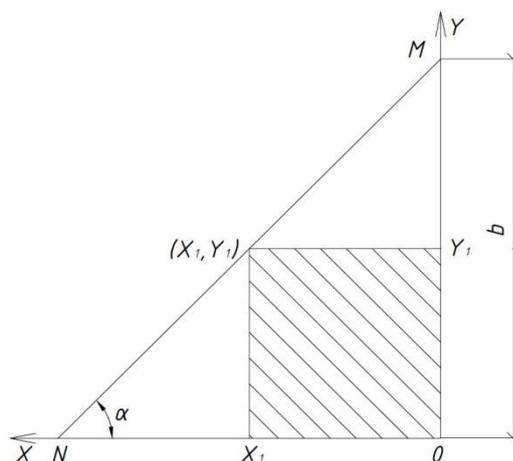


Рисунок 2 – Выбор горизонта заложения ступени

Задача отыскания номера горизонта для заложения ступени эквивалента задаче определения величины y_1 в прямоугольнике ΔMON со стороной b и противолежащим углом α при котором площадь вписанного прямоугольника максимальна (на рисунке 2 она заштрихована).

Уравнение прямой MN : $y_1 = b - kx_1$, где $k = \text{tg } \alpha$.

Площадь прямоугольника: $S = x_1(b - kx_1)$.

Для определения экстремума производную от S по x_1 следует приравнять к нулю:

$$S'_{x_1} = b - 2kx_1 = 0.$$

Отсюда

$$x_1 = \frac{b}{(2k)},$$

$$y_1 = b - k \frac{b}{(2k)} = \frac{b}{2}.$$

Вторая производная $S''_{x_1} = -2k < 0$,

поэтому полученное решение обеспечивает максимальную площадь при $y_1 = \frac{b}{2}$ и $l_{\text{ст}} = \frac{H_p}{2}$.

При нечетном числе горизонтов номер искомого горизонта n' равен: $n' = \left[\frac{n}{2} \right] + 1$.

При четном числе горизонтов искомыми являются два горизонта n' и n'' . Ступени могут быть заложены либо на горизонта $n' = \frac{n}{2}$, $n'' = \frac{n}{2} + 1$.

На рисунке 1 отметка заложения ступени будет соответствовать Гор.3. Расчеты по выбору оптимальных схем вскрытия по шахтам Североуральского бокситового рудника показали возможное снижение объемов капитальных вскрывающих выработок на 20-30%.

Таким образом, при разработке схем вскрытия необходим учет факторов, влияющих на оптимальность схем, выявлять которые позволяет поэтапный подход к решению задачи. На разных этапах обоснования схем вскрытия критерии оптимальности могут быть различные.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Некрасов В. П., Лещуков Н. Н., Матвеев П. Ф. Математический аппарат выбора схем вскрытия глубоких горизонтов шахт.: Екатеринбург, УГГГА, 1995 - с. 93

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СДВИГА ГОРНЫХ ПОРОД ПО ТРЕЩИНЕ

Франц В. В., Соколов В. В., Ланских Т.Д., Смирнягина А. В.
 Научный руководитель Латышев О. Г. – проф., д-р техн. наук
 Уральский государственный горный университет

Устойчивость блочного породного массива определяется преимущественно сдвигом горных пород по трещинам отдельности. Для экспериментального изучения данного процесса нами разработан, изготовлен и опробован лабораторный стенд (рис. 1).

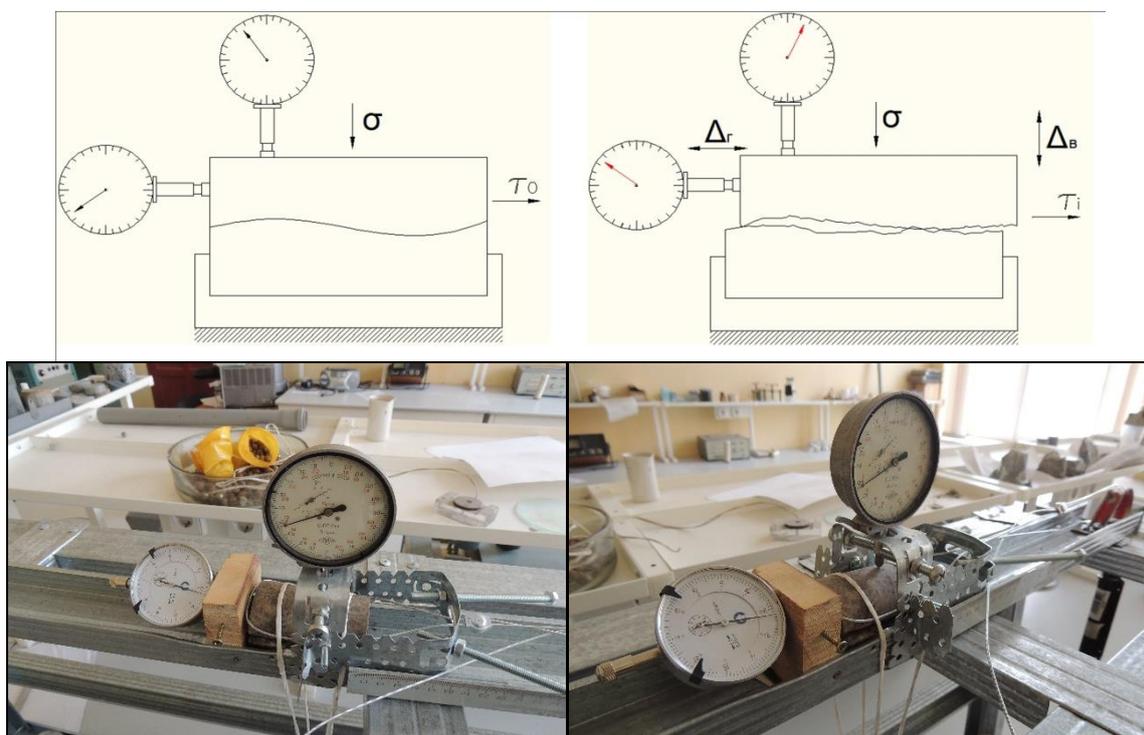


Рисунок 1 - Лабораторный стенд испытаний на сдвиг горных пород по трещине

Для испытаний использовались образцы цилиндрической формы (керна). Образование трещины производилось путем раскалывания керна по образующим. До начала эксперимента и в ходе нагружения образцов производили электронные фотографии трещины. Продольная нагрузка (сдвигающие напряжения) увеличивалась ступенчато с шагом 2 Н. Уровень поперечной (сжимающей) нагрузки обеспечивался постоянным в течение всего опыта. Продольные и поперечные деформации измерялись индикаторами часового типа с ценой деления 0,001 мм.

Для построения паспортов прочности использовалось уравнение [1]:

$$\tau = \sigma \cdot \operatorname{tg}[\varphi_{\text{ост}} + K_{\text{ш}} \left(1 - \frac{\sigma}{\sigma_{\text{тр}}}\right)^n] + C, \quad (1)$$

где $\varphi_{\text{ост}}$ - угол трения по берегам уже сдвинувшейся трещины, когда не ее контакты попадают продукты разрушения выступающих частей шероховатости; $K_{\text{ш}}$ – коэффициент шероховатости трещины; $\sigma_{\text{тр}}$ – прочность материала берегов трещины; C – сцепление; n – некоторый эмпирический коэффициент.

К испытанию приняты образцы порфирита Североуральских бокситовых месторождений. В работе [2] нами обоснована методика определения коэффициента шероховатости по фрактальной размерности линии трещин. В данных экспериментах установлено, что для полученных трещин в среднем $K_{ш} = 4$. Прочность берегов трещины $\sigma_{тр}$, сцепление C и показатель степени n находилась способом «наименьших квадратов» по опытными данным. Получено уравнение:

$$\tau = \sigma \cdot \operatorname{tg}\left[44 + 4\left(1 - \frac{\sigma}{100}\right)^{0,5}\right] + 5, \quad (2)$$

где величины напряжений принимались в кПа.

График уравнения изображен на рис. 2.

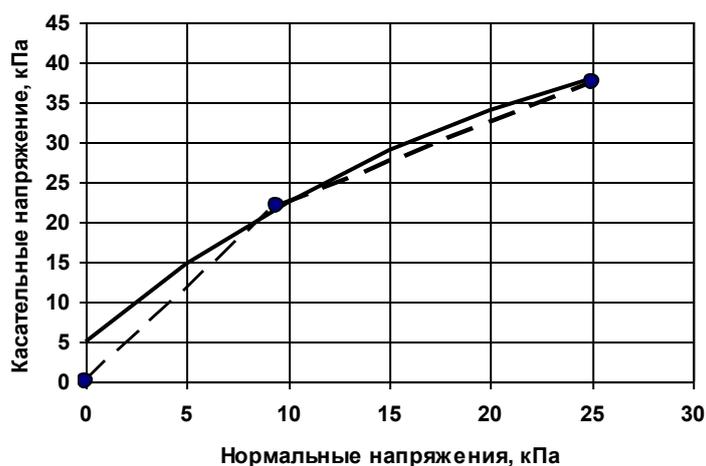


Рисунок 2 - Паспорт прочности порфирита при сдвиге породы по трещине

Таким образом, изготовленное испытательное устройство и отработанная методика экспериментов являются базой для дальнейших исследований прочности трещиноватых пород и прогноза их устойчивости в подземной выработке.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Речицкий В.И., Эрлихман С.А. Современные методы определения прочности на сдвиг по трещине // Геоэкология. -1997. №5. – С. 102-114.
2. Латышев О.Г., Франц В.В. Фрактальная размерность трещины как мера ее шероховатости // Изв. вузов. Горный журнал. - 2015. –№8.

КОМПЬЮТЕРНОЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЕ ТРЕЩИННОЙ СТРУКТУРЫ ГОРНЫХ ПОРОД

Франц В. В.

Научный руководитель Корнилков М. В. – проф., д-р техн. наук
Уральский государственный горный университет

Устойчивость горных пород в выработке во многом определяется трещинной структурой породных массивов. Кроме того, прочность трещиноватых скальных массивов определяется преимущественно сдвигом пород по трещинам. В этой связи для прогноза устойчивости следует определять геометрию трещин, обычно выражаемые через коэффициенты их шероховатости и извилистости. На кафедре шахтного строительства УГГУ разработаны методы оценки данных показателей [1]. Для их реализации требуется представить траекторию трещины набором координат ее превышений. Базой для этого обычно служит электронная фотография выхода трещины на обнажение пород.

В данной работе разработана методика определения координат берегов трещины в САД-системе Autodesk AutoCAD путем анализа электронных фотографий трещин.

1. Необходимо импортировать в AutoCAD цифровую фотографию образца. Следует отметить, что фотографировать образец следует как можно большим разрешением, а также следить за наиболее качественным отображением берегов трещины на снимке. Для импорта фотографии перейти на вкладку "Вставка" > панель "Вхождение" > "Присоединить", в диалоговом окне "Выбор файла внешней ссылки" выбрать нужный файл, который требуется вставить, и нажать кнопку "Открыть". В диалоговом окне "Вставка внешней ссылки" выбрать для параметра "Тип ссылки" значение "Вставленная". Задать точку вставки, масштаб и угол поворота, нажать "ОК".

2. Далее фотография масштабируется до реальных размеров. Для этого построить отрезок длиной равной длине ранее измеренного образца. Затем путем растягивания или сужения фотографии по углам, изменить размер фотографии и добиться полного совпадения краев образца на фотографии с построенным отрезком.

3. Затем с помощью инструмента «полилиния» необходимо обвести контуры трещин как можно в большем масштабе (рис. 1).

4. Необходимо совместить начало одной из двух полилиний с началом координат. Для этого выделить фотографию и полилинии и выбрать на вкладке «Редактирование» инструмент «Перенести». Базовой точкой выбрать начало полилинии и перенести объекты на начало координат (0,0,0).



Рисунок 1 - Наложение полилинии на контур трещины

5. Далее необходимо разделить каждую полилинию на 100 сегментов. Выбрать вкладку "Главная" > панель "Рисование" > раскрывающийся список "Точка" > "Поделить". Выбрать нужную полилинию и ввести число сегментов 99. Данная команда создает точечные блоки, равномерно расположенные по длине полилинии. Вручную поставить точки в начале и в конце полилинии. В сумме должно получиться 100 точек, каждая из которых будет иметь необходимые координаты трещин (рис. 2).

6. Для экспорта координат точек из AutoCAD выбрать вкладку "Вставка" > панель "Связывание и извлечение" > "Извлечь данные". Следует экспортировать каждый блок точек отдельно по каждой полилинии, иначе будет наложение координат.

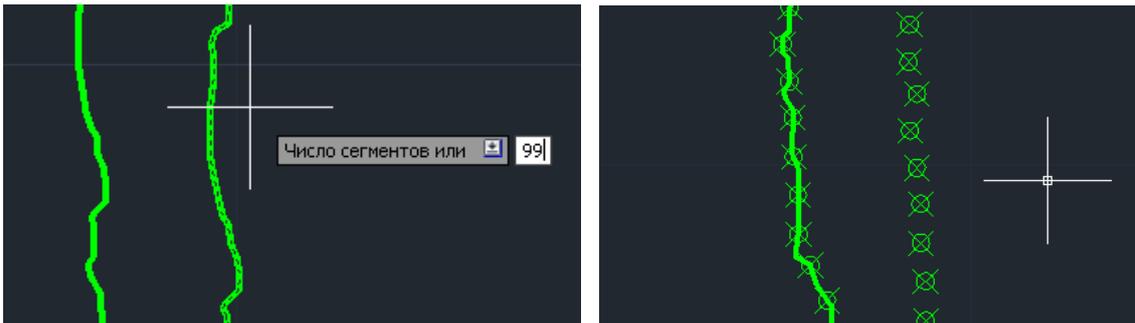


Рисунок 2 - Разбиение полилинии на точечные блоки

В появившемся окне «Извлечение данных» поочередно на восьми страницах выбрать предложенные пункты необходимые для экспорта. Сохранить набор координат можно в файлах с расширением .xls .csv . mdb .txt.

Таким образом, в САД-системе Autodesk AutoCAD можно довольно быстро выполнить извлечение координат трещин по их цифровой фотографии, что позволит в дальнейшем осуществить прогноз устойчивости горных пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латышев О.Г., Осипов И.С., Еремизин А.Н., Матвеев А.А. Оценка неоднородности трещинной структуры в процессах разрушения горных пород // Технология и безопасность взрывных работ / Материалы научно-технической конференции «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле». – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С. 75-79.

РЕЗУЛЬТАТЫ АНАЛИЗА ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА ДЕФОРМАЦИЯМИ НА СИБАЙСКОМ МЕСТРОЖДЕНИИ

Колесатова О.С., Колпаков А.С.

ФГОУП ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

С 2009 года на Сибайском карьере наблюдаются деформации в виде оползней, вывалов. В связи с этим возникла необходимость закладки наблюдательной станции [2] для контроля за устойчивостью бортов карьера. Наблюдательная станция заложена на северо-восточном борту карьера (рис.1) и представлена двумя опорными реперами и 52 рабочими реперами выполненных в виде угловых отражателей (призм).

Рабочие репера установлены на 6 продольных профильных линиях вдоль простиранья борта, вблизи бровок и у подошвы вышележащего уступа. Охватывают борта карьера и транспортный съезд в отметках +125м - +11м. Для контроля за неохваченными участками карьера, образующимися или сформированными деформациями применяется лазерное сканирование [3].

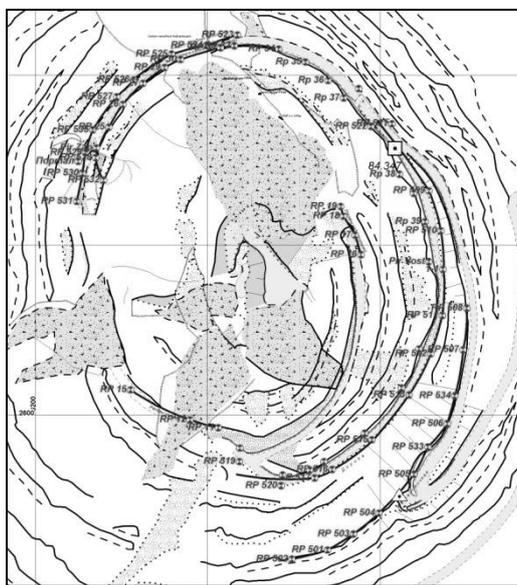


Рисунок 1 - Схема наблюдательной станции

По представленным результатам инструментальных наблюдений, проведенных с сентября 2012 года по июнь 2013 года, установлено:

1. Профильная линия «Северо-Западная» представленная грунтовыми и стенными реперами, заложенными на транспортном съезде и на откосах прилегающих уступов. Скорости смещений в плане и по высоте в период с сентября по июнь составили в среднем 3 мм/сут. В этот период наблюдается максимум смещений в плане 6 мм/сут, а в профиле до 5 мм/сут.

2. Профильная линия «Дорога» расположена на транспортном съезде, заложенном по восточному борту карьера. За рассматриваемый период наблюдений скорости смещения реперов, как в плане, так и по высоте не значительны и не превышают 2 мм/сут.

3. Группа реперов «Реперы Южные» заложены на транспортном съезде юго-западного борта карьера. Наблюдается стабильное положение реперов (скорости смещений не превышают 1 мм/сут).

Анализ результатов инструментальных наблюдений позволяет сделать следующие выводы:

1. В целом по наблюдательной станции отмечается удовлетворительное состояние контролируемых участков транспортного съезда, откосов и бERM уступов. Скорости смещений реперов в среднем составляют 4 мм/сут. При этом наблюдается накопление деформаций.

2. Менее устойчивым участком является северо-западный борт карьера. Так в здесь отмечалось увеличение скоростей смещений с 1 до 6 мм/сут.

Характер протекания и скорости деформирования определяются геологическим строением массива, степенью его обводненности, геометрией участка борта, а также сейсмическим влиянием взрывных работ.

По проводимым на карьере инструментальным наблюдениям за устойчивостью откосов и развитием деформационных процессов можно сделать следующие выводы:

1. По эксплуатируемым в настоящее время участкам транспортного съезда скорости смещения реперов, в общем, не значительны, но наблюдается накопление деформаций.

2. В связи с развитием подземных горных работ на нижних горизонтах происходит подработка ослабленных участков, заключающаяся в изменении конфигурации борта, и в то же время сопровождающаяся сейсмическим воздействием взрывных работ. Это может провоцировать активизацию деформационных процессов.

3. На ослабленных участках скорости смещения могут достигать значительных величин и варьироваться в широких пределах. При этом на некоторых участках наблюдается весьма резкое увеличение скоростей смещений, с переходом от стабильного состояния к деформирующемуся. В случае активизации деформационных необходима приостановка горных работ на нижележащих горизонтах до стабилизации состояния откосов с обязательным выполнением расчетов устойчивости деформирующихся участков и составлением соответствующих рекомендаций.

4. Инструментальные наблюдения за состоянием устойчивости транспортного съезда и развитием деформационных процессов на ослабленных участках необходимо продолжить.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Том 3. Горная технология. Горная и горно-механическая часть. Книга 1. Пояснительная записка. ЗАО «Горный проектно-строительный центр». Екатеринбург 2009.

2. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. ВНИМИ. М., 1998.

3. Смяткин А.Н. Производство маркшейдерских наблюдений за устойчивостью бортов Сибайского карьера с применением роботизированного тахеометра Topcon 9003A// Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: Сб. науч. тр.- Магнитогорск. гос. техн. ун-т им. Г.И. Носова. – С. 80-84