

УДК 622.1:622.271

*П.С. Шпаков, С.Б. Ожигина, Б.Н. Цай,  
С.Г. Ожигин, А.П. Шпакова*

**ЧИСЛЕННО-АНАЛИТИЧЕСКИЙ СПОСОБ  
РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ КАРЬЕРНЫХ  
ОТКОСОВ С УЧЕТОМ ВРЕМЕННОГО ФАКТОРА**

Семинар № 1

Характерной особенностью современного этапа развития открытой добычи полезных ископаемых является увеличение предельной глубины и интенсивности горных работ на действующих карьерах и вовлечение в эксплуатацию сложно-структурных месторождений. В этих условиях вопрос об определении оптимальных параметров бортов карьеров и обеспечении их устойчивости приобретает первостепенное значение. Правильное решение вопросов обеспечения устойчивости карьерных откосов зависит от максимально учета геологических и горнотехнических условий разработки месторождений, к которым относятся: геологическое строение месторождения, физико-механические свойства горных пород, структурно-тектонические особенности, трещиноватость прибортовых массивов карьера, технология ведения горных работ, тип применяемого технологического оборудования, срок службы карьера и т.д.

Численно-аналитический способ расчета устойчивости карьерных откосов, имеющий широкое применение, [1, 2] позволяет учесть ряд природных и техногенных факторов, влияющих на равновесие прибортового массива, таких как литологическая неоднородность, пликвативная и дизъюнктивная тектоническая нарушенность, трещиноватая структура пород, слагающих откосы уступов и борта карьеров, гидрогеологические условия месторождения, проведенные горные выработки, инженерные и транспортные сооружения, внешние нагрузки от горно-транспортного оборудования, сейсмическое воздействие взрывов, влияние инженерных средств, укрепляющих откосы и борта карьера и т.д. Использование данного способа расчета обеспечивает оперативность, точность и детальность расчетов.

Численно-аналитический способ обладает высокой чувствительностью к изменению влияющих факторов, что позволяет установить наиболее достоверные параметры предельных откосов. Универсальность данного способа расчета позволяет учитывать при расчетах устойчивости карьерных откосов и временной фактор т.е. изменение прочности пород во времени.

Из многочисленного ряда факторов, влияющих на устойчивость бортов карьеров, прежде всего, следует выделить прочностные и деформационные свойства горных пород, слагающих прибортовые массивы карьеров. Известно [3, 4], что механические характеристики пород зависят от временного фактора (времени нагружения или скорости деформирования), поэтому, безусловно, устойчивость прибортового массива будет зависеть от времени обнажения пород в карьерном откосе.

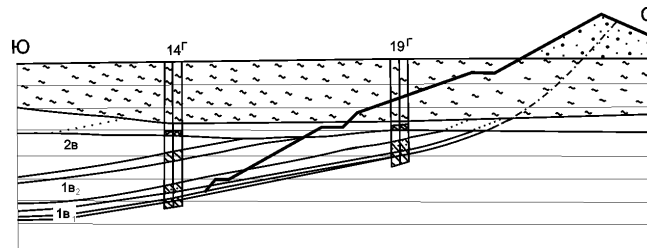
Принципиальная возможность учета временного фактора следует из кинетической теории прочности [5], согласно которой значение касательных разрушающих напряжений может быть представлено в виде

$$\tau = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0}{\gamma}, \quad (1)$$

где  $k$  – константа Больцмана;  $T$  – абсолютная температура твердого тела;  $t_0$  – период колебания атома в кристаллической решётке;  $t$  – время нагружения;  $U_0$  – начальная энергия активации разрушения,  $\gamma$  – коэффициент структуры.

Установлено [6], что макроскопические прочностные свойства горных пород определяется деформационными и разрывными

Рис. 1. Разрез по разведочной линии А



процессами, происходящими на микро- и мезоскопическом уровнях, а временные эффекты в виде реономности определяются скоростью протекания этих процессов на указанных уровнях.

Сопротивление срезу на элементарной площадке  $\tau_i = \tau \cdot \sin 2\alpha = \tau \cdot \sin(90^\circ - \rho)$  (где  $\alpha$  – угол наклона площадки скольжения;  $\rho$  – угол внутреннего трения), тогда, принимая во внимание (1) можно получить уравнение огибающей

$$\tau_i = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0 \cdot \sin(90^\circ - \rho)}{\gamma} \quad (2)$$

В [6] установлено, что коэффициент структуры  $\gamma$  и угол (коэффициент) внутреннего трения  $\rho$  независимы от временного фактора, а изменяются при варьировании бокового давления  $\sigma_2$  и что между  $\gamma$  и  $\text{tg } \rho$  существует корреляционная связь.

Уравнение Кулона - Море имеет вид

$$\tau_i = K + \sigma_n \cdot \text{tg } \rho \quad (3)$$

где  $K$  – сцепление породы, определяемое как точка пересечения касательной к огибающей с осью ординат,  $\sigma_n$  – нормальное напряжение на элементарной площадке.

Учитывая криволинейный характер огибающей, сцепление породы  $K = \text{varia}$ ,  $\text{tg } \rho = \text{varia}$ . С учётом изложенного, подставив выражение (2) в (3) и преобразовав его получим

$$K = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0 \cdot \sin[90^\circ - \rho(\sigma_3)] - \sigma_n \cdot \text{tg } \rho(\sigma_3)}{\gamma(\sigma_3)} \quad (4)$$

Уравнение (4) можно выразить через главные напряжения  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$  как

$$K = \frac{kT(\ln t_0 - \ln t) + U_0 \cdot \sin[90^\circ - \rho(\sigma_3)] - \left\{ \sigma_1 \cdot \sin^2[90^\circ - \rho(\sigma_3)] + \sigma_2 \cdot \cos^2[90^\circ - \rho(\sigma_3)] \right\} \cdot \text{tg } \rho(\sigma_3)}{\gamma(\sigma_3)} \quad (5)$$

Так как  $\gamma = f(\text{tg } \rho)$ , то можно сделать вывод о сложной взаимосвязи сцепления со структурными особенностями породы, временно – температурным фактором и параметрами, характеристиками; аргиллиты; переслаивание песчано-глинистых пород и глины. Прочностные ха-

ризирующими деформационные и разрывные процессы на микроскопическом уровне, а также напряженное состояние.

Используя способы нахождения  $U_0$  и  $\gamma$ , приведенные в [6], можно определить сопротивление срезу  $\tau_i$  сцепленные породы  $K$  и угол внутреннего трения  $\rho$  с учетом временного фактора. Выполненные теоретические исследования дают возможность учета фактора времени при решении практических задач обеспечения устойчивости карьерных откосов.

Согласно [7] в расчетах устойчивости бортов карьеров используют характеристики прочности пород, соответствующие концу отработки карьера. В то же время на практике часто возникают задачи обеспечения временной устойчивости борта карьера.

Так, например, при отработке пласта 1В<sub>1</sub> в западной части северного борта Шубаркольского угольного разреза (рис. 1) возникла необходимость обеспечения нормативной устойчивости борта карьера на срок  $t = 5$  месяцев.

К этому времени на месте выемки угля должна быть отсыпана упорная призма из вскрышных пород для обеспечения долговременной устойчивости борта.

Задачи такого типа могут быть успешно решены, если установить расчетные характеристики прочности для заданного интервала времени нагружения (в нашем примере  $t = 5$  месяцев).

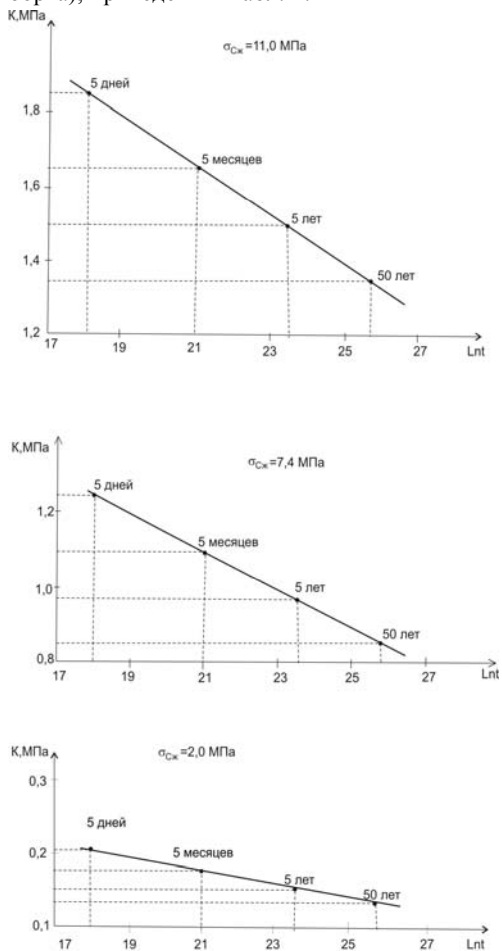
Приоткосной массив горных пород в районе выходов угольных пластов 1В и 2В представлен аргиллитами, алевролитами, окисленными углями и глинами. Борт карьера нагружен отвалом вскрышных пород. На основе анализа результатов исследований выделены три основные литологические разновидности: выветрелые аргил-

рактеристики пород  $\sigma_{сж}$  следующие: выветрелые аргиллиты (глубина- 10-20 м) - 2,0

МПа; переслаивание песчано-глинистых пород - 7,4 МПа; аргиллиты - 11,0 МПа. Прочность глин принята не больше чем у выветрелых аргиллитов. Окисленные угли и алевролиты представлены незначительно

Численно-аналитический способ расчета устойчивости карьерных откосов позволяет успешно решать вопросы обеспечения устойчивости с учетом временного фактора. Расчеты выполнены на основе методики, разработанной учеными КарГТУ основные положения, которой представлены выше, с использованием специальной программы sposb33.

Прочностные характеристики горных пород сцепление  $\kappa$  и угол внутреннего трения  $\rho$  для основных литологических разновидностей прибортового массива, полученные с учетом временного фактора (времени нагружения борта), приведены в табл. 1.



В отличие от сцепления  $\kappa$  величина угла внутреннего трения  $\rho$  не изменяется во времени. Изменение сцепления во времени представлено на рис. 2.

Анализ показывает (табл. 2), что временное сцепление  $\kappa'$  (5 дней, 5 мес., 5 лет) для всех разновидностей пород выше долговременного  $\kappa$  (50 лет).

Отсюда следует вывод: если за небольшой промежуток времени произвести выемку угля и затем пригрузку откоса вскрышными породами устойчивость откоса будет обеспечена.

Исследованиями [6] подтверждено, что величина угла внутреннего трения, полученного в лабораторных условиях на образцах, за счет масштабного фактора (размер структурных блоков) снижается. Расчетные прочностные характеристики горных пород, полученные с учетом масштабного фактора для различного времени нагружения борта, приведены в табл. 3.

Кроме прочности пород по массиву в расчетах устойчивости карьерных откосов нас интересует и контактная прочность пород. В силу физической сущности процессов деформирования пород можно также предположить, что кратковременная контактная прочность аналогично выше долговременной.

Поэтому, принятые параметры контактной прочности можно использовать, вводя в характеристики сцепления коэффициент  $\kappa'/\kappa = 1,27$  (для  $t = 5$  мес.) учетом коэффициента запаса  $n_s = 1,3$  для расчета по контактам приняты следующие параметры прочности: углистые породы  $\kappa = 4,88 \cdot 10^{-2}$  МПа;  $\rho = 14^0$ ; аргиллиты  $\kappa = 5,86 \cdot 10^{-2}$  МПа;  $\rho = 18,1^0$ ; песчано-глинистые породы  $\kappa = 1,95 \cdot 10^{-2}$  МПа;  $\rho = 13,2^0$ .

Выполненный расчет показывает, что устойчивость прибортового массива в течение  $t = 5$  мес. обеспечивается в пределах нормативного запаса устойчивости.

**Сводная ведомость расчета устойчивости борта разреза по разведочной линии А:**

Расчет по программе sposb33  
 Разведочная линия А  
**ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ**  
 количество узловых точек  
 ПОВЕРХНОСТИ СКОЛЬЖЕНИЯ NNN= 5

Рис. 2. Изменение сцепления во времени

Таблица 5

Результаты определения коэффициента запаса устойчивости  $n_{3y}$ 

Время нагружения борта	Угол откоса борта $\alpha_{np}=35^\circ$		
	$H_{np}=180\text{м}$	$H_{np}=110\text{м}$	$H_{np}=27\text{м}$
5 дней	1,089	1,115	1,234
5 мес.	1,053	1,080	1,140
5 лет	1,026	1,039	1,069
50 лет	1,000	1,000	1,000

1 X=-4 Y= 14 nro= 1  
 2 X= 90 Y= 33 nro= 0  
 3 X= 112 Y= 40 nro= 0  
 4 X= 144 Y= 60 nro= 0  
 5 X= 175 Y= 87 nro= 0  
 БОРТА NNN1= 10  
 1 X1=-4 Y1= 14 nro1= 1  
 2 X1= 0 Y1= 20 nro1= 0  
 3 X1= 5 Y1= 20 nro1= 0  
 4 X1= 47 Y1= 42 nro1= 0  
 5 X1= 57 Y1= 42 nro1= 0  
 6 X1= 62 Y1= 47 nro1= 0  
 7 X1= 114 Y1= 65 nro1= 0  
 8 X1= 123 Y1= 65 nro1= 0  
 9 X1= 170 Y1= 91 nro1= 0  
 10 X1= 175 Y1= 87 nro1= 0  
 КОЛИЧЕСТВО СЛОЕВ n1= 2  
 контактов горных пород nk= 1  
 контакт N 1  
 количество узловых точек kb= 2 ni= 0  
 0 40 0  
 109 40 0  
 cc= 3.415 ffi= 13.60068 gg= 2.125  
 1 c= 4.88 cw= 4.88 fi= 14 fiw= 14 g= 2.25 gh= 2.25  
 2 c= 1.95 cw= 1.95 fi= 13.2  
 fiw= 13.2 g= 2 gh= 2  
 yk 1.034655  
 РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТА  
 К.З.У. ПО FI= 1 К.З.У. ПО C= 1  
 к.з.у по силам n= 1.034655  
 ffi= 13.77295 cc= 3.70797  
 gg= 2.093122 al= 23.87077 h= 77 Б= 53.02054 r= 195.6021 h90=0

Для получения качественной картины изменения параметров предельных откосов в

зависимости от времени нагружения борта произведен расчет предельной высоты  $H_{np}$ , предельного угла  $\alpha_{np}$  и коэффициента запаса устойчивости  $n_{3y}$  для заданных типов пород (выветрелые аргиллиты, аргиллиты, переслаивание песчано-глинистых пород). Результаты расчетов представлены в табл. 4, 5.

Результаты определения изменения коэффициента запаса устойчивости  $n_{3y}$  в зависимости от времени нагружения борта для параметров бортов, соответствующих предельному состоянию откосов при времени нагружения 50 лет (табл. 5).

Изменение параметров предельных откосов во времени составили для предельной высоты  $H_{np}$  1,37÷1,51 раза, для предельного угла  $\alpha_{np}$  1,10÷1,4 раза, коэффициент запаса устойчивости  $n_{3y}$  изменяется в 1,09÷1,23 раза.

Выводы.

Приведенные примеры показывают, что имеется достаточно широкий диапазон параметров предельных откосов в зависимости от времени стояния (нагружения), поэтому можно с успехом управлять временной устойчивостью откосов на горных предприятиях.

Полученные результаты исследований могут быть использованы при решении ряда оперативно-технологических задач, например, определение параметров временного внутреннего отвала на заданном участке борта карьера, определение допустимой внешней нагрузки на откос для заданного интервала времени, отработка полезного ископаемого с последующей засыпкой отработанного пространства и другие задачи.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шпаков П.С., Попов И.И. Расчет параметров карьерных откосов на основе численно-аналитических методов / Горный журнал. - 1988, №1. - С.26-28.

2. Шпаков П.С., Поклад Г.Г., Ожигин С.Г., Омаров С.Т. Расчет устойчивости реальных карьерных откосов

для геомеханической модели неоднородного массива Известия ВУЗов. Горный журнал, 1991, №9, с.51-55.

3. Ставрогин А.Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород. – М.: Недра, 1979, 301 с.

4. Кучерявый Ф.И., Михалюк А.В., Демченко Л.А. Энергия активации и энергоёмкость разрушения горных пород //Изв.вузов. Горн.журн. – 1980. - №5.

5. Регель В.Р., Слуцкер А.К., Томашевский Э.К. Кинетическая природа прочности твердых тел. – М.: Наука, 1974, 376 с.

6. Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.К., Бондаренко Т.Т. Учет временного и температурного факторов при построении критериев прочности горных пород. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, №2, 2003, с. 38-42.

7. Методические указания по определению углов наклона бортов откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. - Л: ВНИМИ, 1972. – 164 с.

### **Коротко об авторах**

*Шпаков П.С.* – профессор, доктор технических наук, Мурманский институт Владивостокского государственного университета.

*Ожигина С.Б.* –ст. преподаватель,

*Цай Б.Н.* – доцент, кандидат технических наук,

*Ожигин С.Г.* – доцент, кандидат технических наук,

Карагандинский государственный технический университет.

*Шпакова А.П.* – студентка, Мурманский институт Владивостокского государственного университета.



© С.С. Мининг, 2005

УДК 622.271:622.357.4

**С.С. Мининг**

## **НОРМИРОВАНИЕ ЗАПАСОВ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ ПО СТЕПЕНИ ПОДГОТОВЛЕННОСТИ К ДОБЫЧЕ В КАРЬЕРЕ ОАО «ЛЕБЕДИНСКИЙ ГОК»**

Семинар № 1

**Н**ормирование запасов по степени подготовленности к добыче регламентируется в настоящее время инструктивно-методическими руководствами [1-3], выполненными в основном в восьмидесятые годы прошлого века применительно к требованиям плановой экономики СССР. Со времени утверждения указанных документов прошел значительный срок, изменились не только подчиненность предприятий, но и весь экономический строй, претерпели резкое изменение технико-экономические показатели комбинатов.

В действующих инструкциях расчеты нормативов готовых к выемке запасов выполня-

лись с учетом требований к усреднению лишь одного полезного компонента – железа.

Основной упор должен быть сделан на совершенствование методики нормирования готовых к выемке запасов с учетом следующих основных изменений:

- необходимость в рыночных условиях усреднения добываемых железистых кварцитов по технологическим типам руд;
- резкое ужесточение требований к стабилизации качества добываемых руд.

В процессе нормирования решались следующие задачи:

- анализ геологических, горнотехнических, технологических и других факторов, оп-

ределяющих уровень запасов по степени подготовленности к выемке в карьере Лебединского ГОКа;

- разработка методики нормирования готовых к выемке запасов железистых кварцитов, обеспечивающих их стабильную подачу с заданным качеством на обогатительную фабрику ОАО «Лебединский ГОК»;

- уточнение методики нормирования подготовленных запасов железистых кварцитов в условиях карьера ОАО «Лебединский ГОК»;

- расчет нормативов обеспеченности подготовленными и готовыми к выемке запасами железистых кварцитов в карьере Лебединского ГОКа.

Лебединский ГОК – один из крупнейших горно-обогатительных комбинатов России. Он обеспечивает около четверти экспортных поставок железорудного сырья страны. По добыче товарной руды его доля в Российской Федерации составляет 23 %.

Современные горные предприятия представляют собой сложные системы, для нормального функционирования которых необходимы определенные запасы полезного ископаемого с различной степенью подготовленности к добыче [4]. Необходимость различной степени подготовленности к добыче вызывается следующими факторами:

- колебаниями производительности отдельных добычных единиц и возможностью их выхода из строя вследствие аварии;

- изменением скорости выполнения горных работ:

- изменчивостью качественного состава руды в недрах и необходимостью получения сырья заданного качества и однородного по качественному составу.

Кроме того, на уровень запасов по степени подготовленности могут влиять и такие факторы, как погрешности определения запасов, сезонность горных работ и пр.

Однако в условиях крупных железорудных карьеров определяющим является фактор изменчивости качественного состава добываемых руд, особенно при необходимости управления качеством одновременно по нескольким параметрам.

Обеспеченность готовыми к выемке и подготовленными запасами оказывает прямое и существенное влияние на результаты деятельности горного предприятия. Недостаток готовых к выемке и подготовленных за-

пасов приводит к неритмичности процесса добычи руды, сокращению фронта добычных работ, снижению безопасности горных работ, к срыву производственного плана по добыче, к снижению качества и стабильности качественного состава добываемой руды и, как следствие, к невыполнению контрактных обязательств по поставкам производимой продукции.

С другой стороны, избыток подготовленных и готовых к выемке запасов вызывает замораживание оборотных средств в сфере производства, рост незавершенного производства, облагаемого дополнительным налогом. Как избыток, так и недостаток подготовленных и готовых к выемке запасов приводит к снижению интенсивности разработки, препятствует концентрации горных работ, рациональному использованию запасов.

В процессе исследований был выполнен статистический анализ добычи железистых кварцитов в карьере ОАО «Лебединский ГОК» по фактическим данным за 2002, 2003 и частично 2004 годы.

В результате было установлено, что при расчете нормативов готовых к выемке и подготовленных запасов железистых кварцитов определяющими являются изменчивость производительности отдельных экскаваторов по добыче руды и изменчивость соотношения технологических типов руд в отдельных массовых взрывах. Изменчивость же содержания в руде железа общего и магнетитового является не существенной.

Согласно действующему стандарту предприятия железистые кварциты по среднесуточной качественной характеристике должны соответствовать следующим требованиям к вещественному составу по массовой доле основных типов:

- железно-слюдко-магнетитовые – не более 8%;

- магнетитовые (талк-магнетитовые, щелочноамфибол-магнетитовые) – не менее 60 %;

- силикато-магнетитовые – 20 % + 5 %;

- разубоживающие породы (дайки, сланцы, безрудные и окисленные кварциты) – 6 % + 1 %.

Согласно выполненному анализу данных по взрывным блокам коэффициент, учитывающий требования к усреднению основных технологических типов руд, составил 0.803.

В результате выполненных расчетов по уточненной методике установлены нормативы готовых к выемке и подготовленных запасов

железистых кварцитов для карьера Лебединского ГОКа, равные соответственно 2.5 и 6.1 мес.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Методические указания по определению нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче на горных предприятиях Минчермета СССР / ВИОГЕМ, Белгород, 1980, 86 с.

2. Методические рекомендации по определению нормативов запасов полезных ископаемых по степени подготовленности к добыче на стадии

проектирования горных предприятий Минчермета СССР / ВИОГЕМ, Белгород, 1981, 24 с.

3. Методические указания по определению и нормированию запасов руд и объемов вскрыши по степени подготовленности к выемке на карьерах Минчермета СССР / ВИОГЕМ, Белгород, 1986, 45 с.

4. *Адигамов Я.М., Зарайский В.Н.* Нормирование запасов руд по степени подготовленности к добыче. – М: Недра, 1978. - 264 с.

#### Коротко об авторах

Мининг С.С. – ФГУП ВИОГЕМ



© О.С. Мечиков, 2005

УДК 622.271:622.81

*О.С. Мечиков*

### **СТЕРЕОФОТОЧИСЛОВОЙ МЕТОД ОЦЕНКИ КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ НА КАРЬЕРАХ**

Семинар № 1

Этот метод является вариантом стереофотограмметрического способа определения кусковатости горной массы, полученной в результате массовых взрывов на карьерах [1-2] для условий отсутствия специального стереофотограмметрического оборудования, и доработанной модификацией стереофоточислового способа определения содержания негабарита в развале взорванной массы [4].

Необходимым оборудованием в данном случае является обычный фотоаппарат, желативно широкоплёночного формата, эклиметр, масштабные элементы, фотоувеличитель и зер-

кально-линзовый стереоскоп. Применение масштабных элементов позволяет значительно упростить процесс измерительной стереофото-съемки и математической обработки её результатов.

Базовый вариант стереофоточислового метода [4] был применён нами для определения только негабаритной фракции во многих экспериментально-производственных массовых взрывах пород на карьерах рудного Алтая [5-6]. Предлагаемая доработанная модификация позволяет расширить диапазон охвата фракций кусковатости до двух, трёх и более фракций, например: выделить негабаритную, крупную и

средней крупности, а мелкую фракцию – оценить по разности площадей крупных (включая негабарит) и средних фракций.

Непосредственный замер общей площади некоторого куска на поверхности развала практически невозможен. Поэтому Л.И. Барон предложил способ предварительного фотографирования поверхности развала и последующего подсчёта площади негабарита по снимку [3]. При этом способе, названном фотопланиметрическим, производят измерения на снимке площади каждого отдельного куска негабарита. Однако задача определения суммарной площади негабарита весьма усложняется из-за искажения площадей на снимке при фотографировании не перпендикулярно к поверхности развала. Влияние искажений размеров на снимке полностью не устраняется построением трапецидальных масштабных сеток, так как величина площади каждого негабаритного куска оценивается на глаз с большой относительной ошибкой. Кроме того, точность результатов значительно снижается, если негабарит несколько возвышается над поверхностью развала. При этом в подсчёт неизбежно включается также часть боковой поверхности негабарита, не подлежащая учёту. Процесс расчёта и построения трапецидальных сеток довольно сложен, а вычисления по таким сеткам трудоёмки, вследствие чего фотопланиметрический способ не рационален при фотографировании поверхности развала под косым углом.

Измерение площади негабаритных кусков на снимках целесообразно заменить измерением одного линейного размера, например, длины этих кусков, так как измерение длины куска по сетке осуществляется гораздо быстрее и с большей точностью.

Замена площадных измерений линейными возможна вследствие существующей взаимосвязи между тремя пространственными размерами среднего куска негабарита. Исследования кусковатости горной массы в нашей стране и за рубежом показывают, что при всём разнообразии форм кусков, образующихся при взрыве горных пород, линейные размеры среднего куска некоторой фракции связаны вполне определёнными, статистически устойчивыми соотношениями. Иными словами, при многократном взрывании одинаковых горных пород средний кусок негабарита сохраняет одни и те же отношения между длиной, шириной и толщиной.

Если  $a$  – длина среднего негабаритного куска ( $m$ ),  $b$  – ширина среднего негабаритного куска ( $m$ ),  $c$  – толщина среднего негабаритного куска ( $m$ ),

$$\text{То } \frac{a}{b} = C_1 \quad \text{и} \quad \frac{c}{b} = C_2.$$

Значит, величину среднего негабаритного куска можно полностью охарактеризовать его длиной, если известны отношения  $C_1$  и  $C_2$ .

Эти отношения нетрудно определить, замерив для данной горной породы 100–200 кусков негабарита по трём средним взаимно перпендикулярным размерам.

При известной длине среднего негабарита его ширина и толщина соответственно равны:

$$b = a : c ; \quad c = b \cdot C_2 = a \cdot \frac{C_2}{C_1}.$$

По трём линейным размерам легко вычислить площади боковых граней  $ab$ ,  $ac$  и  $bc$ .

Наблюдения приводят к заключению, что негабаритный кусок может выходить на поверхность развала любой из своих трёх граней или появление на поверхности каждой из трёх граней вероятно в равной степени. Следовательно, средняя величина удельной площади, занимаемой одним куском на поверхности, равна:

$$S_{\text{уд.}} = \frac{ab + ac + bc}{3}.$$

Произведение числа кусков негабарита на удельную площадь даёт суммарную площадь негабарита на поверхности развала:

$$S_{\text{нег.}} = n_{\text{нег.}} \cdot S_{\text{уд.}}$$

Экспериментальная проверка обоснованности числового подсчёта произведена на модели развала в масштабе 1:50. Поверхность горной массы фотографировали под углом  $90^\circ$  для исключения искажений на снимках. На таких «нормальных» снимках можно применить фотопланиметрический метод. Были замерены площади всех негабаритных кусков и общая площадь анализируемого участка, то есть содержание негабарита определено фотопланиметрическим способом. Затем по этим же снимкам произведена оценка кусковатости стереочисловым способом. Результаты проведённых опытов представлены в табл. 1.

Как видно из приведённых данных, расхождения двух методов носят случайный характер и практически несущественны, что говорит о достоверности принципа числового подсчёта.



Таблица 1  
Проверка принципа фоточислового подсчёта

№ опыта	Процентное содержание крупной фракции		Расхождение
	по фоточисло-словому за-меру	по фотоплани-метрическому за-меру	
1	22,8	22,6	+0,2
2	11,2	11,6	-0,4
3	0,7	0,5	+0,2
4	6,4	6,8	-0,4

Числовой подсчёт позволяет исключить ошибки от искажений кусков на снимках при косоугольном (перспективном) фотографировании. Искажения же общей площади подсчёта на снимке можно учесть соответствующими формулами.

На рисунке изображена центральная проекция поверхности развала на плоскость снимка и параллельную ей. При таком проектировании любая площадь претерпевает искажения в двух направлениях: по горизонтали (линии Н) и по вертикали (а на снимке – по оси Z). На схеме этого рисунка приняты следующие обозначения:

- 3-6 – линия на поверхности развала;
- О – точка фотографирования (центр фотообъектива);
- $\alpha_{п}$  – угол наклона луча из точки фотографирования О на переднюю границу участка

развала 3;

- $\alpha_3$  – то же на заднюю границу участка развала 6;

- $\alpha_{ср}$  – средний угол наклона, то есть полусумма углов наклона на переднюю и заднюю границу подсчёта;

- $\beta$  – угол наклона поверхности развала 3-6 (углы наклона  $\alpha$  и  $\beta$ , измеряемые эклиметром или угломером другого типа, имеют знак плюс при направлении соответствующей линии выше горизонта и знак минус – в противном случае);

- 3-6 – действительный наклонный размер искомой площади, м;

- $Z_n + Z_s = 2Z$  – изображение этого наклонного размера 3-6 на фотоснимке, мм ( $Z_n = Z_s$  потому, что линия 0-7-8-9 направлена по биссектрисе угла 605, равного углу 306 – на переднюю и заднюю центральные точки соответствующих масштабных элементов);

- $L_p$  и  $L_z$  – реальные горизонтальные размеры масштабных элементов, укладываемых соответственно на передней и задней границах подсчёта, м (например,  $L_p = 1$  или 0,5 м;  $L_z = 1$  или 2 м);

- $l_p$  и  $l_z$  – соответствующие горизонтальные размеры фотоизображений масштабных

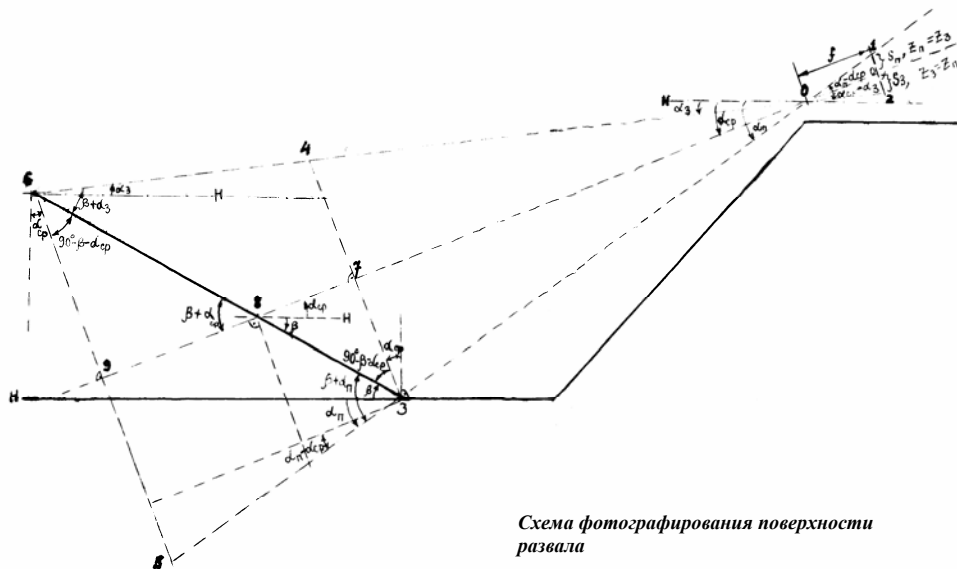


Схема фотографирования поверхности развала

элементов на снимке, мм.

Отношения  $\frac{l_n}{L_n}$  и  $\frac{l_z}{L_z}$  представляют зна-

чения линейных масштабов фотоизображений соответственно на передней и на задней границах участка подсчёта. Центральная горизонтальная линия на фотоизображении участка подсчёта соответствует биссектрисе угла 306, то есть точкам 7, 8 и 9 на схеме.

Линейный масштаб фотоизображения участка подсчёта в интервале между передней и задней границами подсчёта изменяется пропорционально переменному удалению  $X_i$  любой реальной точки на линии 3-8-6 от точки съёмки  $O$ , которое может быть рассчитано через передний или задний масштабный элемент по формулам 1 и 2.

$$M_n = \frac{L_n}{l_n}; \quad (1)$$

$$M_z = \frac{L_z}{l_z}, \quad (2)$$

где  $M_n$  и  $M_z$  – знаменатель линейного масштаба снимка по линии соответственно передней и задней границы подсчёта числа кусков пород, ед.

В интервале между линиями передней и задней границы подсчёта знаменатель линейного масштаба изменяется по формулам 3 и 4.

$$M_n = \frac{L_n}{l_n} \cdot [1 + z_{ni} \cdot ctg(\alpha_{cp} + \beta)] \quad (3)$$

$$M_z = \frac{L_z}{l_z} \cdot [1 - z_{zi} \cdot ctg(\alpha_{cp} + \beta)] \quad (4)$$

где  $Z_{ni}$  и  $Z_{zi}$  – вертикальные расстояния на снимке между центральной горизонтальной линией фотоизображения участка подсчёта и соответственно передней или задней границей подсчёта кусков пород, мм.

В соответствии со схемой, для точки 8 (лежащей на биссектрисе угла 603)  $Z_{n8} = Z_{z8} = Z$ , поэтому формулы 3 и 4 приобретают вид:

$$M_{n8} = \frac{L_n}{l_n} \cdot [1 + z \cdot ctg(\alpha_{cp} + \beta)] \quad (5)$$

$$M_{z8} = \frac{L_z}{l_z} \cdot [1 - z \cdot ctg(\alpha_{cp} + \beta)]. \quad (6)$$

Расчёты по формулам 5 и 6 должны совпадать, и это является контролем правильности измерений элементов этих формул.

Аналогично можно рассчитать значения масштаба фотоизображений и для других точек на линии 3-8-6, которые также должны совпадать по парам через переднюю и заднюю границу подсчёта.

В результате на снимке можно оконтурить несколько горизонтальных полос, для которых вычислить линейные масштабы фотоизображений по приведённым формулам. Масштабы искажений площадей в пределах каждой из выделенных полос подсчёта равны квадратам линейных искажений, или более точно: по горизонтали – точно вычисленному значению, а по вертикали – среднему значению из точных по передней и задней границам подсчёта.

Работу на карьере желательнее выполнять вдвоём: один с фотоаппаратом, второй на поверхности снимаемого участка. Точку съёмки выбирают по возможности повыше: на вышележащем горизонте, на экскаваторе, либо на автосамосвале. Масштабные элементы ориентируют по перпендикулярам к направлениям на левую точку съёмки со стороны съёмщика. При этом измеряют угол наклона поверхности развала по направлению на левую точку съёмки ( $\beta$ ). Съёмщик измеряет углы наклона на центры переднего и заднего масштабных элементов с левой точки съёмки ( $\alpha_n$  и  $\alpha_z$ ).

Для повышения точности замера линейных величин  $l_n$  и  $l_z$  нужно стремиться к увеличению их размеров на снимке. Опыт показывает, что удобно на передней границе подсчёта укладывать линейку длиной 1 м, а на задней – линейку длиной 2 м. Для удобства переноса двухметровая линейка должна быть складной. Масштабные линейки на поверхности развала следует укладывать на линии оптической оси фотоаппарата перпендикулярно этой оси. Для этого поперёк одной из граней линейки делается небольшая визирная прорезь, направляемая на точку фотографирования после укладки линейки на оптической оси фотоаппарата.

Фотографируют на центр участка с двух точек, стоящих друг от друга на расстоянии 0,5-1 м или более, в зависимости от удаления участка съёмки (центр видоискателя фотоаппарата направляют на центр участка съёмки).

Фотоплёнку выбирают контрастную. Снимки печатают также на контрастной фотобумаге. На левом снимке оконтуривают участки подсчёта, проводят горизонтальные

Таблица 2

Значения коэффициента видимости

	Величина угла											
	60	50	40	35	30	28	26	24	22	20	19	18
5	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.04	1.05	1.05	1.06	1.07	1.08	1.10
6	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.04	1.05	1.05	1.06	1.08	1.09	1.10
7	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.04	1.05	1.05	1.06	1.08	1.09	1.11
8	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.04	1.05	1.05	1.06	1.08	1.10	1.13
9	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.04	1.05	1.06	1.07	1.09	1.12	1.16
10	1.01	1.02	1.03	1.03	1.04	1.05	1.05	1.07	1.08	1.10	1.14	1.19
11	1.01	1.02	1.03	1.04	1.05	1.05	1.06	1.07	1.10	1.14	1.18	1.22
12	1.01	1.02	1.03	1.04	1.05	1.06	1.07	1.08	1.11	1.15	1.20	1.26
13	1.01	1.02	1.03	1.04	1.06	1.06	1.08	1.09	1.13	1.18	1.23	1.28
14	1.01	1.02	1.03	1.04	1.05	1.07	1.09	1.11	1.15	1.20	1.26	1.32
15	1.01	1.02	1.03	1.04	1.06	1.08	1.10	1.13	1.17	1.22	1.28	1.34
16	1.02	1.02	1.03	1.05	1.06	1.09	1.12	1.16	1.20	1.25	1.30	1.36
17	1.02	1.02	1.04	1.05	1.07	1.10	1.14	1.18	1.23	1.28	1.33	1.38
18	1.02	1.03	1.04	1.06	1.09	1.12	1.16	1.20	1.25	1.31	1.37	1.43
19	1.02	1.03	1.04	1.07	1.10	1.14	1.18	1.23	1.28	1.34	1.40	1.46
20	1.02	1.03	1.05	1.07	1.11	1.15	1.20	1.25	1.31	1.37	1.43	1.49
21	1.02	1.03	1.05	1.08	1.12	1.16	1.21	1.26	1.32	1.39	1.46	1.53
22	1.02	1.04	1.06	1.09	1.13	1.18	1.23	1.28	1.34	1.41	1.48	1.55
23	1.03	1.04	1.06	1.10	1.14	1.19	1.25	1.31	1.37	1.44	1.51	1.58
24	1.03	1.04	1.07	1.11	1.16	1.21	1.27	1.33	1.39	1.46	1.53	1.60
25	1.03	1.04	1.08	1.13	1.18	1.23	1.29	1.35	1.41	1.48	1.55	1.62
26	1.03	1.05	1.09	1.14	1.19	1.24	1.30	1.36	1.43	1.50	1.57	1.64
27	1.03	1.05	1.10	1.15	1.20	1.25	1.31	1.37	1.44	1.51	1.58	1.65
28	1.04	1.05	1.11	1.16	1.22	1.27	1.33	1.39	1.46	1.53	1.60	1.67
29	1.04	1.06	1.11	1.17	1.23	1.29	1.35	1.41	1.48	1.55	1.62	1.69
30	1.04	1.06	1.12	1.18	1.24	1.30	1.36	1.43	1.50	1.57	1.64	1.71
31	1.04	1.07	1.14	1.20	1.25	1.31	1.38	1.45	1.52	1.59	1.66	1.73
32	1.05	1.07	1.15	1.21	1.27	1.33	1.40	1.47	1.54	1.61	1.68	1.75
33	1.05	1.08	1.16	1.22	1.28	1.34	1.41	1.48	1.55	1.63	1.70	1.77
34	1.05	1.09	1.17	1.24	1.30	1.37	1.44	1.51	1.58	1.65	1.72	1.79
35	1.05	1.10	1.18	1.26	1.32	1.39	1.46	1.53	1.60	1.67	1.75	1.82
	60	50	40	35	30	28	26	24	22	20	19	18

полосы подсчёта, строят перспективную измерительную сетку. Измеряют фотоизображения  $I_p$  и  $I_z$ . Производят подсчёт кусков по выбранным фракциям и вводят коэффициент видимости (табл. 2).

Представленные в таблице значения коэффициента видимости ( $K_v$ ) установлены экспериментальным путём для наиболее крупной (негабаритной) фракции. Подобно этому оказываются закрытыми куски средней фракции, но в ещё большей мере, так как они закрываются выступающими кусками как более крупной, так и своей фракции. Поэтому для прогноза закрытых, то есть неучтённых

подсчётом кусков средней фракции, значения  $K_v$  для средней фракции ( $K_v^{cp}$ ) могут быть получены из формулы:

$$K_v^{cp} = K_v^{sp} + (K_v^{sp} - 1) = 2K_v^{sp} - 1,$$

где  $K_v^{cp}$  - значения  $K_v$  для крупной фракции, представленные в таблице.

Эти прогнозные значения  $K_v^{cp}$  в дальнейшем нуждаются в экспериментальной проверке и уточнении.

Затем планиметром измеряют фотоизображение всего участка подсчёта и его частей по отдельным полосам. Вычисляют процент

фотографирования, $\alpha_{ср} + \beta$ , градусов												
17	16	15	14	13	12	11	10	9	8	7	6	5
1.13	1.17	1.22	1.28	1.35	1.43	1.51	1.59	1.67	1.75	1.84	1.93	2.02
1.15	1.19	1.24	1.30	1.39	1.48	1.56	1.63	1.71	1.19	1.89	1.97	2.05
1.16	1.21	1.27	1.34	1.42	1.50	1.58	1.66	1.74	1.82	1.91	1.99	2.08
1.18	1.23	1.30	1.37	1.45	1.53	1.61	1.69	1.76	1.84	1.93	2.02	2.10
1.21	1.28	1.35	1.42	1.50	1.57	1.65	1.72	1.80	1.86	1.96	2.04	
1.25	1.31	1.38	1.45	1.53	1.60	1.68	1.76	1.84	1.92	2.00	2.07	
1.28	1.34	1.41	1.48	1.56	1.64	1.72	1.80	1.88	1.95	2.02	2.09	
1.32	1.38	1.45	1.52	1.59	1.66	1.73	1.80	1.88	1.96	2.04	2.12	
1.34	1.40	1.47	1.54	1.61	1.68	1.75	1.83	1.91	1.99	2.06		
1.38	1.44	1.51	1.58	1.65	1.73	1.80	1.87	1.93	2.01	2.08		
1.40	1.47	1.54	1.61	1.68	1.75	1.82	1.89	1.97	2.05	2.12		
1.42	1.49	1.56	1.63	1.70	1.77	1.85	1.93	2.01	2.09			
1.44	1.51	1.58	1.65	1.72	1.80	1.88	1.95	2.03	2.11			
1.50	1.57	1.63	1.70	1.77	1.84	1.92	2.00	2.07				
1.52	1.59	1.66	1.73	1.80	1.88	1.96	2.04	2.12				
1.55	1.62	1.69	1.76	1.83	1.90	1.98	2.06					
1.60	1.67	1.74	1.81	1.88	1.95	2.02	2.09					
1.62	1.69	1.76	1.83	1.90	1.97	2.04	2.11					
1.65	1.72	1.79	1.86	1.93	2.00	2.07						
1.67	1.74	1.81	1.88	1.95	2.02	2.09						
1.69	1.76	1.83	1.90	1.97	2.04	2.11						
1.71	1.78	1.85	1.92	1.99	2.06							
1.72	1.79	1.86	1.93	2.00	2.07							
1.74	1.81	1.88	1.95	2.02	2.09							
1.76	1.83	1.90	1.97	2.04	2.11							
1.78	1.85	1.92	1.99	2.06								
1.80	1.87	1.94	2.01	2.08								
1.82	1.89	1.96	2.03	2.10								
1.84	1.91	1.98	2.05									
1.86	1.93	2.00	2.07									
1.89	1.96	2.03	2.10									
17	16	15	14	13	12	11	10	9	8	7	6	5

крупной фракции (в том числе негабарита) и, при необходимости, средней фракции. Вычисленную площадь подсчёта корректируют на устранение влияния на неё процесса разрыхления взрывом по коэффициенту  $K_p^{2/3}$ .

Суммы площадей крупной и средней фракций необходимо сопоставлять с общей площадью участка подсчёта, приведённой к монолитному состоянию. Разность общей площади подсчёта, приведённой к монолитному состоянию, и суммы площадей кусков крупной и средней фракций, определяет содержание мелкой

фракции, что обуславливает полную характеристику кусковатости.

Совокупное влияние различных ошибок приводит к тому, что ориентировочная точность стереофоточислового метода составляет около 5–9 %. Эта точность может быть повышена в результате постоянного уточнения значений коэффициента видимости по мере накопления производственно-экспериментальных данных.

Предлагаемый метод может быть применён на любом карьере ввиду простоты методики наблюдений и измерений, а также несложности применяемых инструментов.

Стереофоточисловой метод пригоден для анализа не только поверхности развала, но также и наклонно-вертикальных обнажений в забоях экскаваторов. При стереосъёмке забоя работающего экскаватора фотографирование нужно производить одновременно двумя фотоаппаратами, расположенными на расстоянии 0,5 м друг от друга. Если фотоаппараты установить параллельно на металлической штанге длиной 0,5 м, то стереосъёмка может быть осуществлена одним человеком путём одновременного спуска затворов обоих аппаратов.

Данный метод в его первичной редакции был использован нами при производстве экспериментальных работ на отечественных карьерах для оценки результатов первичного взрывания руды и пород.

#### Выводы

1. Принцип стереоскопического наблюдения объекта съёмки повышает точность анализа и достоверность результатов

2. Числовой подсчёт кусков крупных и средних фракций упрощает методику оценки кусковатости горной массы.

3. Предлагаемый метод целесообразно широко использовать специалистам взрывных технологий и маркшейдерских служб для управления кусковатостью взрываваемой горной массы на карьерах горно-рудной и строительной промышленности в целях снижения себестоимости и повышения качества добываемой из недр товарной продукции многих горно-обогатительных и горнодобывающих предприятий.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мечиков О.С. Фотограмметрический способ оценки результатов взрывных работ и влияния естественной трещиноватости. Научные доклады Высшей школы. «Советская наука», 1958, №3.
2. Мечиков О.С. Определение гранулометрического состава взорванной горной массы фотограмметрическим способом. «Тр. первого научно-методического совещания». Москва, 1959.
3. Барон Л.И. Кусковатость и методы её измерения. Москва, 1960.
4. Мечиков О.С., Бахтин А.К., Курлянец В.П. Стереофоточисловой способ определения содержания нега-

барита в развале взорванной массы. Тр. Алтайского горно-металлургического НИЦ АН Казахской ССР, том XV, с. 91-101, Алма-Ата, 1963.

5. Бахтин А.К., Мечиков О.С. Отбойка руды наклонными скважинами на Белогорском карьере. «Горный журнал», 1961, №8.

6. Мечиков О.С., Макаревич В.Ф., Седлов М.Г., Мартынов Ю.М. Опыт взрывания высоких уступов при отбойке трещиноватых пород на Зыряновском карьере. – М.: Цветная металлургия, №9, 1966.

#### Коротко об авторах

Мечиков О.С. – Московский государственный горный университет.



© Е.В. Колониченко, 2005

УДК 622:549

Е.В. Колониченко

# ИЗОМОРФИЗМ КАК МИНЕРАЛООБРАЗУЮЩИЙ ФАКТОР В МОДЕЛИ С ФОРМАЛЬНОЙ АКСИОМАТИКОЙ

Семинар № 1

арактерной особенностью формальной аксиоматики в отличие от содержательной - является "необходимость установления ее непротиворечивости" [1].

Целью настоящей работы является построение вероятностной математической модели с формальной аксиоматикой. При этом стадия формализации включает замену установленных эмпирически явлений изоморфизма математической структурой вероятностного типа, в которой явления изоморфизма учтены.

Возможность такого подхода появилась после издания в 1973 году большим коллективом авторов под редакцией В.В. Щербины Геохимической таблицы элементов, в которой впервые была дана наиболее полная сводка эмпирических данных по изоморфизму [2].

Базовая матрица [92x92] представляет собой строки от водорода (H) до урана (U), которые будут отвечать главным (видообразующим) элементам. Столбцы, также от водорода (H) до урана (U), будут отвечать элементам-примесям. Для того, чтобы рассчитать вероятность попадания в любую точку (клетку матрицы) какого-либо элемента (пересечение строки со столбцом) и сохранить «правильное»

(почти симметричное) расположение фактов изоморфного замещения, необходимо формализовать задачу.

Вероятностное пространство  $\Omega$ , представленное в виде матрицы [1,0], в которую трансформированы из Геохимической таблицы факты наличия ( $\omega_i = 1$ ) изовалентного и гетеровалентного изоморфизма, или его отсутствия ( $\omega_i = 0$ ), рассматривается как математическая основа для моделирования [3]. На рис. 1 показана матрица, в которую занесены факты изоморфного замещения элементов в минералах (черные и зачерненные клетки). Это данные из Геохимической таблицы с добавлениями авторских материалов.

Изоморфные связи в виде интегральной составляющей, или детерминанта, присутствуют в матрице как элементарное событие ( $\omega_i = 1$ ). Строки матрицы представляют главные элементы, столбцы — примесные элементы. Пересечение строк и столбцов представляют события. Логическое построение систем испытаний, в которых рассчитываются условные вероятности появления событий, составляют сущность рассматриваемого вероятностного пространства в качестве вероятностной модели.

Рис. 1. Матрица элементарных событий

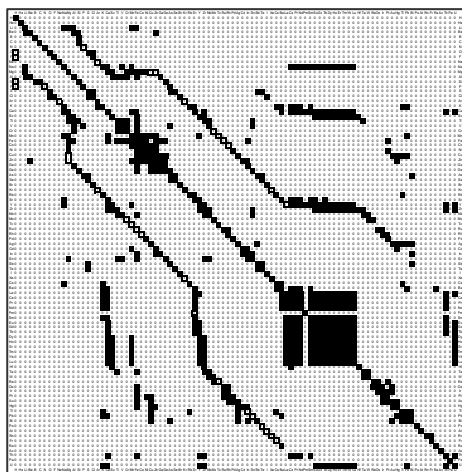
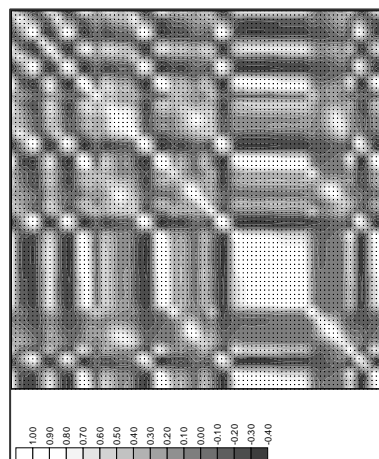


Рис. 2. Распределение плотностей вероятности



В классификации Н.П. Юшкина [4] подобные модели относятся к логико-математическим (идеальным знаковым), по У. Кромбейну, Ф. Грейбиллу [5] - к моделям стохастических процессов, по Дж. Харбуху, Г. Бонем-Картеру [6] к вероятностным динамическим и, наконец, по А.Б. Вистелиусу [7] - к концептуальным стохастическим моделям. Последние явились основой "идеологии" и математического аппарата предложенной автором модели.

Недостатком такой модели является значительное отвлечение от конкретного предметного содержания. Изоморфизм рассматривается в качестве интегральной составляющей, в которой объединяются разные типы и разновидности изоморфизма в локальных проявлениях. Это неизбежно на стадии формализации модели: задания измеримого класса множеств, обладающих естественными свойствами (Вистелиус, 1980, с. 48).

Преимуществами предлагаемой модели являются:

1. Сохранение в структуре матрицы [1,0] фундаментальных свойств Периодического закона ("изоморфной диагонали", периодичности, связей с электронными оболочками атомов), что обеспечивает, на наш взгляд, достаточную непротиворечивость формальной аксиоматики.
2. Возможность исследования матрицы модели в качестве математических объектов:
  - а) перманента [1,0], [8].
  - б) нормированного (линейного) пространства, [9].
  - в) вероятностного пространства, [7].

В классе F подмножеств множества  $\Omega$  (матрица [1,0]), обладающих свойствами:

1.  $\Omega \in F$ ;
2. если  $A \in F$ , то  $A^c = \Omega \setminus A \in F$ ;
3. если  $A_1, A_2, \dots \in F$ , то

$$\bigcup_{i=1}^{\infty} A_i \in F$$

число событий  $A_i$  ограничено количест-

вом элементов в логической выборке из матрицы [1,0] по атомному номеру. Это дало возможность задать вероятности не на  $\sigma$ -алгебре событий, предполагающей бесконечное множество, а на алгебре событий. Следует отметить, что это положение в литературе является дискуссионным. То есть, если [7] класс подмножеств F замкнут относительно теоретико-множественных операций, то такой класс подмножеств называется полем событий или  $\sigma$ -алгеброй событий. При этом такой класс подмножеств должен обладать следующими свойствами:

1.  $P(A) \geq 0$  для любого  $A \in F$  причем  $P(\Omega) = 1$ ;
2. если  $A_1, A_2, \dots \in F$  и  $A_i \cap A_j = \emptyset (i \neq j)$ , то

$$P\left(\bigcup_{i=1}^{\infty} A_i\right) = \sum_{i=1}^{\infty} P(A_i) \quad (\text{счетная аддитивность вероятности}) \quad (26).$$

При разработке алгебры событий в предлагаемой модели соблюдались вышеописанные свойства, но бесконечность, как говорилось выше, была ограничена количеством элементов в логической выборке. Логическая выборка по атомному весу слева направо, представляет набор элементов (84, кроме водорода, гелия, инертных газов для которых нет данных по изоморфизму). Так, например, для элемента железа будет следующий ряд:

Ближайшие «родственники» элемента железа по изоморфизму попадают в начало ряда. Каждый главный элемент будет иметь свой, неповторимый логический ряд. На основе выборки был построена алгебра событий: 92 испытания, в которых рассчитывались вероятности появления «0» или «1». Вероятности появления «0»-отвечали появлению главного элемента, а вероятности появления «1» -отвечали появлению примеси. Расчетная матрица представлена на рис. 2. Приближение, которое было достигнуто, равняется 85 %. Это можно видеть, сравнивая два рисунка.

В прикладном отношении работа возникла, в частности, при необходимости исполь-

																			Fe															
Fe	Mg	Al	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Co	Ni	Zn	Ga	Ge	Ru	In	Pt	Li	Sc	Cu	Be	Si	Zr	Nb	Sn	Ta	P	As	Mo							
Na	Y	Tc	Pb	Rh	Pd	Cd	Hg	Os	Ir	Bi	Sr	Ba	Ce	Pr	Nd	Pm	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	Th							
U	Hf	Ag	Au	Pt	H	B	C	W	N	S	Se	Sb	Te	Re	K	La	Cs	Ra	Rb	O	Cl	Ar	F	Br	I	Ne	Kr							
Xe																																		

зовать на производстве результаты полуколичественных спектральных анализов (ПСА), получаемых в больших объемах при ведении геолого-поисково-съёмочных работ и в задачах прогнозирования.

В работе предложены новые подходы к моделированию кристаллохимического пространства. Применение аксиоматики Колмогорова в сочетании эмпирических данных по изоморфизму и полученные результаты позволяет предположить, что изоморфизм может играть роль минералообразующего фактора.

Каждая точка рассматриваемого вероятностного пространства несет черты всего про-

странства (рис. 1). Закон Вернадского о "всюдности" элементов получает математическое (вероятностное) решение на кристаллохимическом уровне.

Расчетный модуль оформлен в виде компьютерной программы, работающей в среде Excel, которая занимает около 300 к/байт и распространяется свободно. Она позволяет решать прогнозно-теоретические задачи, и работать как с отдельными элементами, так и с формулами минералов или результатами анализов.

---

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Гильберт Д., Бернайс П. Основания математики. М.: Наука, 1982. 556 с.
2. Геохимическая таблица / Под ред. В.В. Щербини. - М.: Недра, 1973.
3. Колониченко Е.В. Исследование свойств вероятностного пространства, связанного с изоморфизмом в стохастических моделях. // Проблемы освоения природных ресурсов Европейского севера, N 2, Под ред. И.Ю.Быкова, Ухта: УГТУ, 1996. 336 с.
4. Юшкин Н.П. Эксперимент в минералогии: функции, методы, проблемы. // Эксперимент в минералогии и моделирование минералообразующих процессов. Сыктывкар: Ин-т геологии Коми фил АН, 1977. 110 с.
5. Кромбейн У., Грейбилл Ф. Статистические модели в геологии. М.: Мир, 1969. 397 с.
6. Харбух Дж., Бонэм- Картер Г. Моделирование на ЭВМ в геологии. - М.: Мир, 1974. 319 с.
7. Вистелиус А.Б. Основы математической геологии. Л.: Наука, 1980. 389 с.
8. Минк. Х. Перманенты. М.: Мир, 1982. 213 с.
9. Боголюбов Н.Н., Логунов А.А., Осак А.И., Тодоров И.Т. Общие принципы квантовой теории поля. М.: Наука, 1987. 616 с.
10. Kolonitchenko E.V. A Probability Model of the Crystallochemical Space as Related to Isomorphism in Minerals. // The Mining Pribram Symposium, 1997, Ed. Václav Nemeš, October 6-10, 1997, PRAGUE, Czech Republic. МН 4, s.1-6.

---

#### Коротко об авторах

Колониченко Е.В. – ИГ Коми НЦ УрО РАН, старший научный сотрудник, докторант.

