© П.С. Шпаков, Ф.К. Низаметдинов,
С.Г. Ожигин, С.Б. Ожигина,
А.П. Шпакова, 2005

УДК 622.271

П.С. Шпаков, Ф.К. Низаметдинов, С.Г. Ожигин,
С.Б. Ожигина, А.П. Шпакова

ФОРМИРОВАНИЕМ ОТВАЛОВ ВНУТРИ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ И КОНСТРУИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВЫХ БОРТОВ КАРЬЕРОВ ПРИ ДОРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Семинар № 1

Отработка месторождений полезных ископаемых открытым способом доказывает необходимость двух и более стадийного проектирования параметров бортов карьеров. При этом на первой стадии производится прогнозная (предварительная) оценка устойчивости проектируемых бортов карьеров, основанная на данных геолого-разведочных работ, На следующих - уточняются и детализируются ранее принятые решения по параметрам горных работ с учетом фактических данных о геомеханическом состоянии горного массива и свойств пород, полученных из исследований на вскрытой части месторождения. Получение достоверной геомеханической информации базируется на дополнительных исследованиях физико-механических свойств горных пород, слагающих прибортовые массивы, структурно-тектони-ческих особенностей, трещиноватости горных массивов и особенно актуально при разработке сложно- структурных месторождений. При выборе технологических решений существенная роль принадлежит определению параметров устойчивых бортов карьеров. Выбор параметров конструкций бортов, зависящий от ряда факторов (геологическое строение месторождения, тип применяемого технологического оборудования, физико-механические свойства горных пород, слагающих прибортовые массивы карьера и т.д.), влияет на технико-экономические показатели работы горнодобывающего предприятия в целом. Конструкции бортов погашения должны предопределять эффективность доработки месторождения и обеспечивать безопасность работ в прибортовой зоне карьера.

Наличие достоверной геомеханической информации дает возможность принятия новых эффективных решений по снижению объема вскрышных работ и рационального использования выработанного пространства для отвалообразования, направленных, в первую очередь, на снижение затрат при доработке месторождения. Конструирование устойчивых бортов карьеров с максимально крутыми углами наклона должно базироваться на тщательном изучении геомеханического состояния и схематизации прибортовых массивов. Поэтому на стадии доработки карьеров целесообразно проводить дополнительные исследования прочностных и физических характеристик горных пород, структурно-тектонических особенностей, трещиноватости прибортовых массивов, а также анализ существующего состояния горных работ и т.д. для определения наиболее оптимальных профилей бортов погашения.

Дополнительные исследования физико-механических свойств горных пород, выполненные ВНИИцветметом в 2000 г., на карьере «Николаевский» (Прииртышский район Рудного Алтая, Николаевское полиметаллическое месторождение) позволили установить расчетные характери-

стики прочности пород массивов карьера в профиле разрезов I-I, II-II, с учетом структурного ослабления и вариаций отклонения средней величины. Согласно [1] получены следующие величины сцепления, угла внутреннего трения и плотности:

- руды – 43,9 т/м^2, 33,9º, 4,3 т/м^3;
- туфы кислого состава - 42,5 т/м^2, 30,6º, 2,7 т/м^3;
- туфы кислого состава среднеобломочные - 51,3 т/м^2, 33,6º, 2,6 т/м^3;
- алевролиты - 14,5 т/м^2, 26,0º, 2,6 т/м^3;
- липаритовые порфиры - 66,2 т/м^2, 34,5º, 2,7 т/м^3;
- диабазовые порфиры - 35,9 т/м^2, 30º, 2,7 т/м^3.

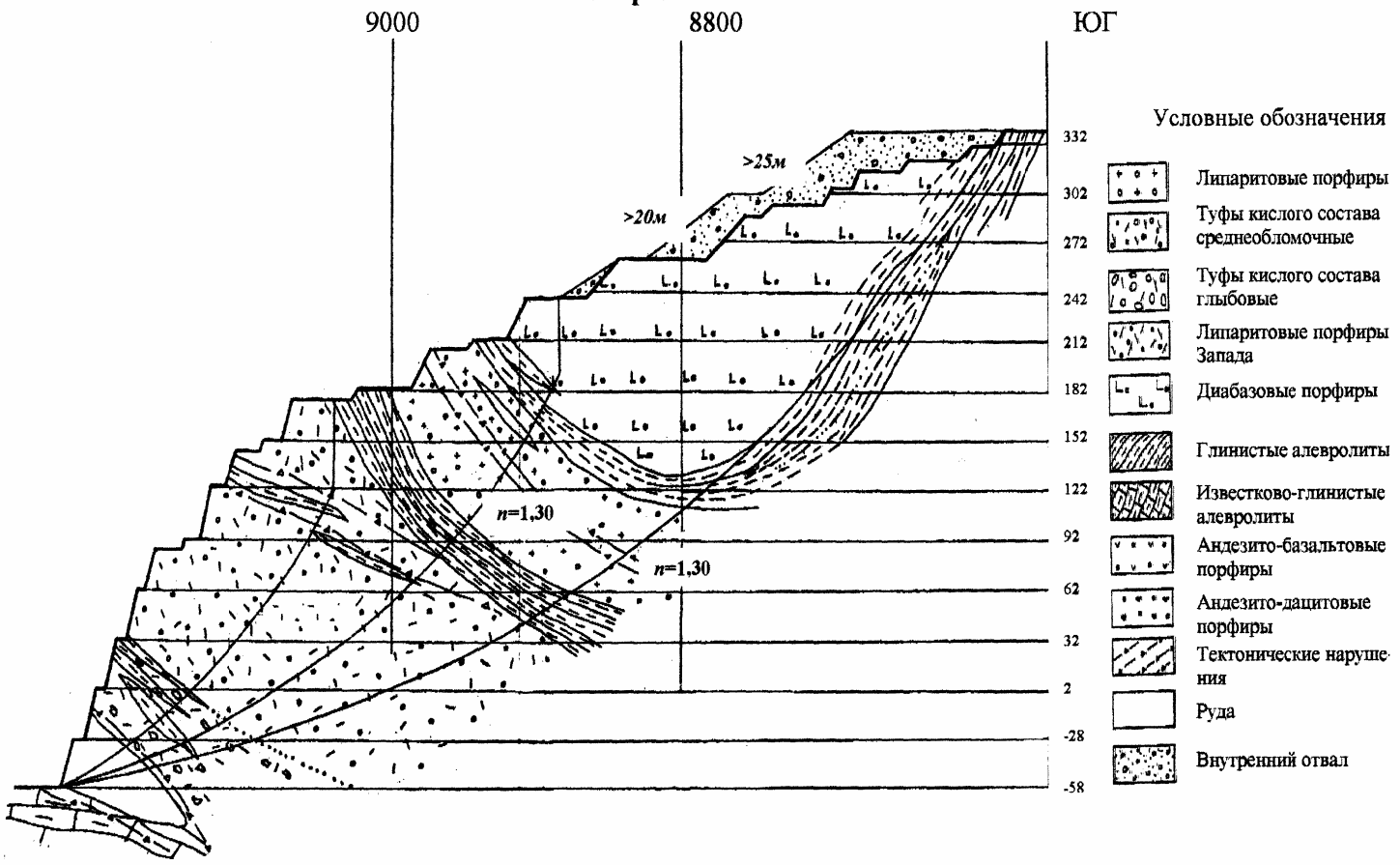
На основании уточненных значений прочностных характеристик массива, учитывая существующее положение горных работ, нижние горизонты бортов карьера «Николаевский» перепроектированы под более крутыми углами наклона (проект ЖНИПИцветмета, 2000 г.). При этом южный борт карьера, сложенный породами средней крепости и умеренной трещиноватости, принял выпуклый профиль (рисунок) с углами наклона 20° в верхней части (гор. +178,0 м - +332,0 м) и 55° в нижней части борта (гор.+178,0 м - -58,0 м).

Для анализа устойчивости южного борта карьера использовалась методика численно- аналитического способа расчета устойчивости карьерных откосов, разработанная проф. П.С. Шпаковым и др. [2]. Методика позволяет одновременно учесть ряд геологических и техногенных факторов. В ней учитываются: профиль борта; литологические разности породного массива; гидрогеологические условия; тектоническая нарушенность; влияние внешней нагрузки от горно-транспортного оборудования и наличие внешних и внутренних отвалов, пригружающих борта карьера. Методика расчета устойчивости откосов численно-аналитическим способом основана на создании геомеханической модели прибортового массива, адекватно отражающая действительную природу рассматриваемого процесса. Положение наиболее слабой поверхности в приоткосном массиве устанавливается однозначно на основе результатов расчета на ПЭВМ коэффициента запаса устойчивости по ряду потенциальных поверхностей скольжения, удовлетворяющих основным положениям теории предельного равновесия, с использованием метода последовательных приближений.

На основе разработанной нами программы SPOSGS33, позволяющей учесть в расчете ряд горно-геологических условий, произведен расчет всех возможных поверхностей ослабления по борту. Выполненный анализ устойчивости южного борта карьера «Николаевский» показал, что наиболее напряженный участок в геомеханическом отношении находится в нижней части борта между гор. -58,0 м и гор. +178,0 м (рисунок). Здесь с учетом благоприятной круглой формы карьера нормативный коэффициент запаса устойчивости (n = 1,3) обеспечивается за счет дополнительного сопротивления смещению призмы обрушения, создаваемого силами бокового распора. С гор. +237,0 м из-за уменьшения угла наклона верхней части борта до 20° происходит рост степени устойчивости борта выше нормативного. В связи, с чем для рациональной доработки карьера имеется техническая возможность разместить на этих участках отвалы вскрышных пород при условии обеспечения коэффициента запаса устойчивости пригруженного борта в целом более 1,3.

Параметры внутреннего отвала приняты согласно [3] и на основе расчетов для системы борт-отвал. Исходя из горно-

Южный борт карьера «Николаевский»
Разрез I-I



технических условий карьера нижний ярус внутреннего отвала рекомендуется формировать с гор. +302,0 м, его нижняя бровка должна располагаться не ближе 20 м к верхней бровке гор. +261,0 м. Высота яруса не должна превышать 50 м. В основании яруса необходимо отсыпать камнеулавливающий вал. Верхний ярус формируется с гор. +340,0 м и согласно расчетов должен отстоять от нижнего не менее чем на 25 м.

Контрольный расчет устойчивости борта, пригруженного внутренним отвалом показал, что наиболее опасная поверхность скольжения проходит по согласно падающим аргиллитам и контакту их с диабазовыми порфирами. Прочность по контакту принята согласно отчета ВНИИцветмет (1995 г.) – сцепление – 2 т/м^2, угол внутрен-него трения 19°. Минимальный коэффициент запаса устойчивости составляет n = 1,3.

Предложенная методика конструирования устойчивых бортов карьеров при их доработке с формированием отвалов внутри карьерного поля может быть использована и на других карьерах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Расширенная* аннотация «Производство наблюдений и оценка влияния природных и техногенных факторов на устойчивость бортов Николаевского карьера с учетом его реконструкции», ВНИИцветмет, 2000г.

2. *Шпаков П.С.* Маркшейдерское обоснование геомеханических моделей и разработка численно-аналитических способов расчета устойчивости карьерных откосов: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук. - М.: 1988. - 40 с.

3. *Отчет* «Исследование и выбор оптимальных параметров отвалов горных пород на Николаевском карьере», ВНИИцветмет, 1981.

Коротко об авторах

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

Низаметдинов Ф.К. – профессор, доктор технических наук, Карагандинский государственный технический университет,

Ожигин С.Г. – доцент, кандидат технических наук, Карагандинский государственный технический университет,

Ожигина С.Б. – инженер, Карагандинский государственный технический университет,

Шпакова А.П. – студентка, Муромский институт Владивостокского государственного университета.

ИНФОРМАЦИЯ

В Горном информационно-аналитическом бюллетене № 3, 2005 г. на с. 96 в статье «Проблема анкерного крепления горных выработок угольных шахт» сведения об авторе А.С. Янаке напечатаны ошибочно. Автор статьи – Янак Александр Ефимович – горный инженер, соискатель кафедры «Подземная разработка пластовых месторождений» Московского государственного горного университета.

© А.В. Тетерин, 2005

УДК 622.1: 622.83

А.В. Тетерин

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕЛИЧИНЫ МАКСИМАЛЬНОГО ОСЕДАНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ЕЕ МНОГОКРАТНОЙ ПОДРАБОТКЕ

Семинар № 1

Правила охраны сооружений предлагают формулу для расчета максимального оседания, в которой использованы коэффициенты подработанности, угол падения пласта, мощность пласта, величина относительного максимального оседания. Определим коэффициенты подработанности и относительного максимального оседания при многократной подработке для условий Шахтинского угольного района.

Величина относительного максимального оседания q_0 отражает уровень проявления вертикальной составляющей сдвижения при отработке пласта соответствующей мощности при условии, что пласт горизонтален и произведена его полная подработка (табл.1):

$$q_0 = \frac{\eta_0}{m \cdot cos\alpha},$$

где η_0 – полное оседание земной поверхности, м; m – вынимаемая мощность пласта, м; α – угол падения пласта, град.

Таким образом, среднее значение относительного максимального оседания равно $q_{0м} = 0{,}91$.

Для расчета коэффициента подработанности воспользуемся фактическим материалом и формулой, рекомендуемой правилами охраны, которая примет вид

$$N_1 \cdot N_2 = \frac{\eta_m}{q_{0_м} \cdot m \cdot cos\alpha},$$

где N_1 и N_2 – коэффициенты подработанности соответственно вкрест и вдоль линии простирания пласта; η_m – максимальное оседание, м; $q_{0м}$ – относительное максимальное оседание при многократной подработке, $q_{0м} = 0{,}91$.

Результаты расчетов сведем в табл. 2.

Обозначим произведение $N_1 \cdot N_2$ символом M и назовем его коэффициентом подработанности по площади. Тогда, по правилам охраны

Таблица 1

Величины относительного максимального оседания по данным измерений

№ стан.	η_0	m	α, град	cosα	N_1	N_2	q_{0n}
1.1	1,24	1,33	8	0,990265	0,96	1,2	0,94
1.3	0,67	0,75	8	0,990265	1,0	1,22	0,90
1.6	0,61	0,85	6	0,994522	1,07	1,04	0,72
1.7	0,64	0,76	6	0,994522	1,21	1,03	0,85
1.7	0,66	0,75	6	0,994522	1,21	1,03	0,89
1.16	0,77	0,80	8	0,990265	0,98	1,4	0,97
1.17	0,77	0,80	8	0,990265	0,95	1,58	0,97
1.20	0,82	0,82	8	0,990265	0,96	1,55	1,01

Таблица 2

Определение коэффициента подработанности

№ стан.	m, м	α, град.	cosα	η_m, м	$N_1 \cdot N_2$	N_2	N_1
1.3	0,72	8	0,990268	0,691	1,06	1	1
1.4	0,85	5	0,996194	0,499	0,65	1	0,65
1.5	0,85	5	0,996194	0,16	0,21	1	0,21
1.7	0,76	6	0,994521	0,628	0,91	1	0,91
1.8	0,86	5	0,996194	0,203	0,27	1	0,27
1.9	0,95	5	0,996194	0,593	0,69	1	0,69
1.10	1,50	8	0,990268	0,751	0,55	1	0,55
1.14	0,90	8	0,990268	0,355	0,44	1	0,44
1.17	0,80	8	0,990268	0,808	1,12	1	1,00
1.18	1,40	8	0,990268	0,600	0,49	1	0,49
1.19	1,37	8	0,990268	0,688	0,56	1	0,56
1.22	1,15	16,5	0,958820	0,502	0,50	1	0,50

Таблица 3

Геометрические данные о выработанном пространстве

D_1, м	D_2, м	$H_{ср}$, м	N_1N_2, или N_1 по табл.2	M, по правилам охраны	$\Delta_1 = N_1 - M$	$N_{1по}$ по правилам охраны	$\Delta_2 = N_1 - N_{1по}$	$M_э$, по эмпирич. формуле	$\Delta_3 = N_1 - M_э$
140	600	219,65	1	0,92	0,08	0,67	0,33	0,87	0,13
360	500	365,00	0,65	0,81	–0,16	0,83	–0,18	0,68	–0,03
160	500	372,05	0,21	0,53	–0,32	0,55	–0,34	0,29	–0,08
552	400	266,55	0,91	1,00	–0,09	1,00	–0,09	1,00	–0,09
191	600	323,40	0,27	0,73	–0,46	0,64	–0,37	0,55	–0,28
260	500	351,65	0,69	0,72	–0,03	0,72	–0,03	0,53	0,16
430	850	748,00	0,55	0,57	–0,02	0,63	–0,08	0,33	0,22
420	980	404,50	0,44	1,00	–0,56	0,85	–0,41	1,00	–0,56
400	1100	309,05	1	1,00	0,00	0,95	0,05	1,00	0,00
430	900	678,30	0,49	0,64	–0,15	0,67	–0,18	0,42	0,07
380	900	321,60	0,56	1,00	–0,44	0,91	–0,35	1,00	–0,44
240	800	539,15	0,5	0,45	0,05	0,56	–0,06	0,21	0,29
Среднее отклонение					–0,23		–0,16		–0,09

$$M = \sqrt{0,7 \cdot \frac{D_1}{H}} \cdot \sqrt{0,7 \frac{D_2}{H}} = \sqrt{0,49 \cdot \frac{D_1 \cdot D_2}{H^2}} =$$

$$= 0,7 \cdot \frac{\sqrt{D_1 \cdot D_2}}{H} \le 1.$$

Сведем в табл. 3 геометрические параметры выработанного пространства по выбранным выше станциям. Для сравнения, в таблицу помещены результаты определения коэффициента подработанности по эмпирической формуле

$$M_э = \frac{D_1 \cdot D_2}{2H^2},\ M \le 1.$$

Проведенные исследования показали, что наиболее сходными с фактическими данными являются результаты, полученные по эмпирической формуле. Они почти в 2 раза ближе к фактическим, чем результаты раздельного определения N_1 и N_2 и в

2,5 раза точнее отражают факт, чем при вычислении коэффициента подработанности по площади по правилам охраны.

Учитывая исследование факторов, влияющих и участвующих в формировании величины максимального оседания земной поверхности при многократной подработке, формула для ее определения приобретает следующий вид:

$$\eta_m = 0,91 \cdot m \cdot cos\alpha \cdot M,$$

где $M = \frac{D_1 \cdot D_2}{2H^2} \le 1$ – коэффициент подработанности по площади; D_1 и D_2 – размеры выработанного пространства по падению и простиранию соответственно, м; H – средняя глубина разработки, м.

Коротко об авторах

Тетерин А.В. – Шахтинский институт филиал Южно-Российского государственного технического университета (НПИ).

НОВИНКИ

ИЗДАТЕЛЬСТВА МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

Геодезия и маркшейдерия / В.Н. Попов, В.А. Букринский, П.Н. Бруевич и др.; Под ред. В.А. Букринского, В.Н. Попова: Учебник для вузов. — 453 с.: ил.

ISBN 5-7418-0300-8 (в пер.)

Приведены теоретические основы геодезии и маркшейдерии, обобщен опыт производства работ при проектировании, строительстве и эксплуатации горно-рудных предприятий, наземных и подземных сооружений различного назначения. Рассмотрены особенности создания геодезических и маркшейдерских сетей, изложены методы геодезических и маркшейдерских съемок с описанием приборов для измерения угловых и линейных величин на местности и в выработках. Содержатся методы геометризации и подсчета запасов месторождений полезных ископаемых, сведения о сдвижении горных пород и земной поверхности под влиянием горных выработок и об охране сооружений от их вредного воздействия, устойчивости бортов карьеров и отвалов.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальностям «Физические процессы горного или нефтегазового производства», «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», «Шахтное и подземное строительство», «Открытые горные работы», «Взрывное дело» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело».

УДК 622.528:622.1

© Н.А. Панжина, 2005

УДК 622.83

Н.А. Панжина

*ДИСКРЕТНЫЙ ХАРАКТЕР ПРОЯВЛЕНИЯ СДВИЖЕНИЯ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ВЫСОКОГОРСКОГО ГОКа**

Семинар № 1

До сих пор в практике охраны сооружений, находящихся в мульде сдвижения от подземных разработок обычно ориентируются на равномерное распределение деформаций в массиве горных пород и на участке земной поверхности под охраняемыми объектами. В действительности блочный массив скальных пород деформируется весьма неравномерно [1, 2]. Значительная часть деформаций реализуется на границах блоков образуемых трещиноватостью различных уровней. Величины деформаций на участках их расположения в несколько раз превосходят уровень деформаций в самих структурных блоках. В соответствии с иерархически блочным строением массива скальных горных пород это явление присуще каждому уровню блочности.

Влияние дискретности деформирования скальных массивов на состояние объектов определяется соотношением размеров возникающих экстримальных зон и охраняемых объектов. При небольших размерах деформирующихся структурных нарушений, локализующихся в пределах контуров охраняемых объектов, их неблагоприятное воздействие носит местный характер и может быть компенсировано конструктивными мерами. В случае, когда в процесс деформирования вовлечены достаточно протяженные структуры, на которых расположены ответственные сооружения, проблема их сохранения может оказаться неразрешимой. Поэтому расположение проектируемых и строящихся сооружений рудника должно производиться с учетом расположений структурных блоков и их состояния при формировании вторичного напряженно-деформированного состояния в области влияния горных работ.

Объектом исследования являлся процесс сдвижения горных пород, вызванный подземной добычей полезных ископаемых на месторождениях Высокогорского ГОКа г. Нижний Тагил.

Продолжительный период эксплуатации месторождения и большие объемы добычи руды и вскрышных пород создали в районе влияния добычи полезных ископаемых серьезные проблемы безопасности, выходящие за привычные рамки охраны сооружений от подработки. Углубление горных работ повлекло за собой быстрое расширение области влияния, охватываемой процессом сдвижения. Непосредственная близость города и ш. Магнетитовой обуславливает увеличение числа охраняемых объектов промышленными, общественными и жилыми зданиями и усложняет закономерности развития процесса сдвижения, усиливает роль дискретности в обеспечении безопасности подрабатываемых объектов. Институтом горного дела много лет ведется мониторинг за процессом сдвижения на месторождениях Высокогорского ГОКа.

Факт произошедшей подвижки по взбросо-сдвигу «Среднему» и обнаруженная в горных выработках Восточно-Ревдинского участка шахты «Магнетитовая» на гор -130 м, -210 ми -370 м относится к разряду техногенных землетрясений небольшой магнитуды. Оно сопровождалось 04.02.2000 г. толчком, ощущаемым человеком, подвижкою по нарушению, достигшей 150-200 мм на гор -130 м.

*Работа выполнена при поддержке РФФИ и Совета по грантам Президента РФ.

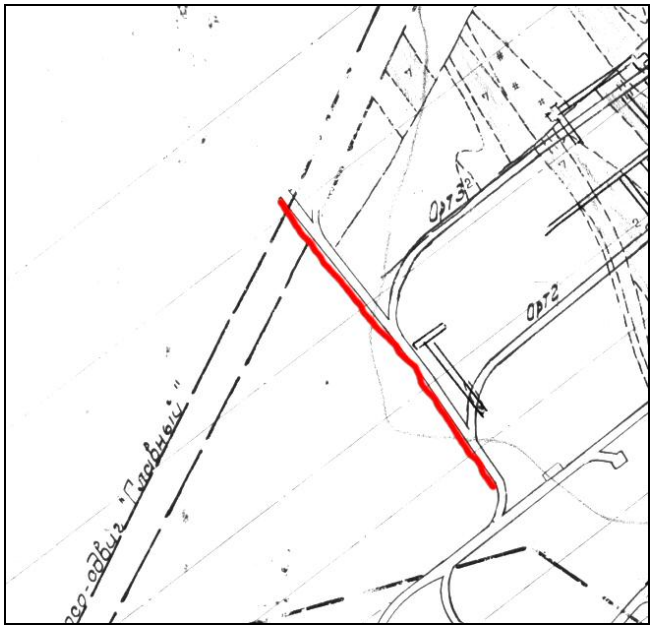


Рис. 1. Схема подземной наблюдательной станции по горизонту -450 м в районе сбросо-сдвига Главного

Истинные значения подвижек неизвестны.

Ранее, в1973 году, аналогичное явление фиксировалось на взбросо-сдвиге «Среднем в районе 21 геологического блока на гор. -50 м. В тот период подвижки фиксировались на меньшем участке и достигали 100 мм.

Основная причина подвижек связана с естественной активностью тектонических нарушений, определяющих строение Высокогорского месторождения, таких как сбросо-сдвиг Главный, взбросо-сдвиг Средний и сброс Диагональный, так и по множеству других тектонических нарушений. Сложившийся комплекс техногенного воздействия добычи и переработки полезных ископаемых должен сопровождаться непростыми деформационными процессами в затронутом им массиве горных пород.

Потеря устойчивости по плоскостям крупных тектонических нарушений происходит на локальных участках, в виде пятен, размеры которых зависят от многих факторов, в том числе от параметра тензора напряжений в при-легающей области, параметров неровности плоскости нарушения и интенсивности естественных движений по нему, которые происходят рывками.

После подвижек и разгрузки одного локального участка нагрузки концентрируются на соседних участках, вызывая через некоторое время нарушение устойчивости на этих участках размеры новой области потери устойчивости и амплитуды подвижки могут постепенно увеличиваться по мере расширения области нарушенного равновесия. В рассматриваемом случае нарушенные участки могут выйти за пределы горных работ.

Смещение по одному из нарушений с учетом блочного строения массива сопровождается, как правило, активизацией смежных тектонических нарушений.

Таким образом, в скальном массиве горных пород, имеющем сложную иерархически блочную структуру, при изменении напряженного состояния возникает дискретное поле напряжений. Внутренние области структурных блоков деформируются сравнительно однородно. На границах структурных блоков формируется концентрация деформаций. Коэффициенты концентрации достигают в проведенных экспериментах от 2-5 до 10-15.

Контрастное дискретное деформирование проявилось на обоих основных тектонических нарушениях Высокогорского месторождения на поверхности и в подземных условиях.

На горизонте -450 м заложена одна профильная линия, состоящая из 11 реперов. Расположена она в районе разлома «Главного» в начале линии (рис. 1).

Максимальные вертикальные смещения на этой профильной линии зафиксированы на реперах, оборудованных в зоне разлома, и достигли 73 мм оседаний (рис. 2). По остальной части профильной линии, находящейся к юго-востоку от разлома Главного в северном структурном блоке зафиксированы незначительные оседания, затухающие по мере удаления от разлома и даже переходящие в незначительные поднятия.

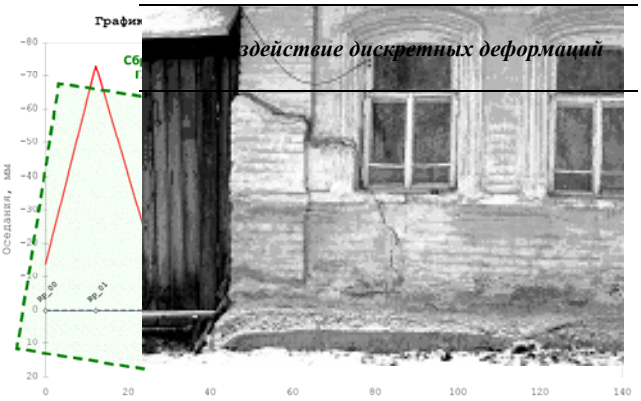


Рис. 2

Таким образом, на этой профильной линии геодинамическая подвижность разлома Главного согласуется сданными, полученными по наблюдениям на земной поверхности.

На взбросо-сдвиге Среднем наблюде-ния проводились на поверхности по профильной линии 4, пересекающей тектоническое нарушение. На рис. 3 представлены вертикальные оседания на период 2003 г.

Рис. 3

По структурному блоку массива горных пород в лежачем боку наблюдаются незначительные оседания, близкие к нулю. В разломной зоне наблюдаются поднятия до 130 мм. Далее в висячем блоке массива горных пород фиксируется интенсивное увеличение оседаний до 200 мм. Приведенный уровень дискретного ступенчатого деформирования массива горных пород и земной поверхности приводит к концентрации деформаций в объектах, попадающих в эти зоны. На рис. 4 представлен один из жилых домов г. Н.Тагила, попавший в подобную зону.

Исследования на месторождении позволили оптимизировать выбор мер охраны сооружений оказавшихся в мульде сдвижения, выявить расположения активно-деформирующихся структурных нарушений и сравнительно жестких блоков, что позволяет дать прогнозную оценку воздействия на охраняемые объекты процесса сдвижения на ближайшее время.

С постановкой обширных экспериментальных исследований современных движений земной коры на геодинамических полигонах различного назначения был сделан очередной шаг в их познании.

На полигоне г. Нижнего Тагила, расположенном за пределами области влияния горных работ и включающем 7 геодезических пунктов с длинами векторов до 5-7 км, за 2003-2004 годы было проведено 7 серий наблюдений. Перемещения геодезических пунктов за 2-х летний период описывают сложные траектории с различными направлениями и величинами перемещений за каждый отрезок времени между сериями наблюдений. Суммарные годовые перемещения в среднем составляют около 60 мм.

На полигонах, расположенных в зонах влияния горных работ на шахтах Магнетитовой, Эксплуатационной и Естюнинской, в суммарных годовых смещениях, достигающих 150-300 мм, значительную долю составляют техногенные перемещения. На основе выполненного комплекса экспериментальных исследований за отчетный период получены следующие важнейшие результаты:

- установлено, что трендовые и полигармоничный комплекс цикличных короткопериодных современных геодинамических движений придают процессу формирования напряженно-деформированного состояния массива горных пород непрерывную изменчивость во времени, отражающую постоянную подвижность геологической среды;
- параметры современных геодинамических движений, а также определяемые ими параметры напряженно-деформированного состояния в иерархически блочном массиве горных пород распределяются дискретно с ярко выраженными разрывами и скачками значений на структурных нарушениях различных рангов;
- в иерархически блочном массиве горных пород в условиях непрерывной подвижности под воздействием трендовых и короткопериодных геодинамических движений формируются временные консолидированные блоки, ограничиваемые локальными участками структурных нарушений разных рангов, проявляющими повышенную подвижность.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Инструкция* по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений: Утв. Госгортехнадзором СССР 03.07.86. – М: Недра. - 1988.

2. *Правила* охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок на месторождениях руд черных металлов Урала и Казахстана. Утв. Минметаллургии СССР 02.08.90 г. Согл. Госпрпоматомнадзором СССР 21.06.90 г. и Госгортехнадзором Каз. ССР 19.04.90 г. ИГД Минмета СССР. Свердловск. 1990.

3. *Сашурин А.Д., Панжина Н.А.* Дискретность напряженно-деформированного состояния скальных массивов // Геомеханика в горном деле -1999: Материалы Международной конференции. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН. - 1999. - С.184-192.

Коротко об авторах

Панжина Н.А. – младший научный сотрудник, Институт горного дела (ИГД) УрО РАН, Екатеринбург.

© Л.В. Винокуров, 2005

УДК 622.1

Л.В. Винокуров

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ГОРНЫХ УДАРОВ НА РУДНИКАХ

Семинар № 1

В настоящее время в горнодобывающей промышленности для решения различных задач по исследованию состояния горного массива широкое применение нашли сейсмоакустические методы. Слабым местом в этих исследованиях является определение координат сейсмоакустических источников в момент приема и регистрации объемных волн. Точность прогнозирования удароопасных ситуаций на рудниках при непрерывном контроле сейсмоакустической активности может быть значительно повышена, если будет произведен не только количественный учет сейсмоакустических импульсов, но также определены координаты сейсмоисточников зарегистрированных сигналов. При этом представляется реальная возможность определения местоположения прогнозируемого горного удара**,** что сулит большой социальный и экономический эффект.

В основе теоретических исследований лежит теорема о вращающейся прямой вокруг центра равностороннего треугольника. Ниже приводится ее формулировка.

Если некоторая прямая UV, первоначально совпадающая с биссектрисой AD равностороннего треугольника ABC со стороной l вращается в плоскости треугольника вокруг его центра O (рис. 1), то проекции S_1, S_2,S_3 сторон треугольника на эту прямую изменяются по закону синуса, т.е.

$$S_1 = l \sin(60^0 + \varphi),\ S_2 = l \sin \varphi,$$

$$S_3 = l\sin(60^0 - \varphi) \qquad (1)$$

Из этой теоремы следует, что, если проекции сторон равностороннего треугольника определены, то положение прямой UV относительно заданного начала отсчета AD определяется однозначно путем использования обратных тригонометрических функций.

Для удобства использования теоремы в целях определения направления (пеленга) на источник излучения сейсмоимпульса целесообразно принять вместо прямой UV нормаль к фронту сейсмоволны, а вместо проекций, соответственно, временные задержки t_1, t_2, t_3.

В общем случае

$$T = S/V \qquad (2)$$

где V – скорость распространения сейсмоволны в объеме треугольника ABC; S – путь пройденный сигналом, равный l ; T – время прохождения пути, равное l /V.

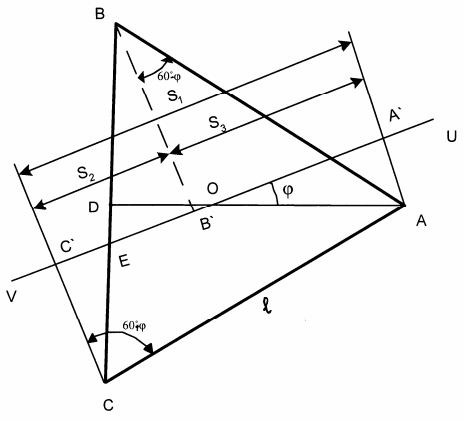


Рис. 1. Схема к определению проекций S1, S2,. S3 сторон треугольника ABC на прямую UV

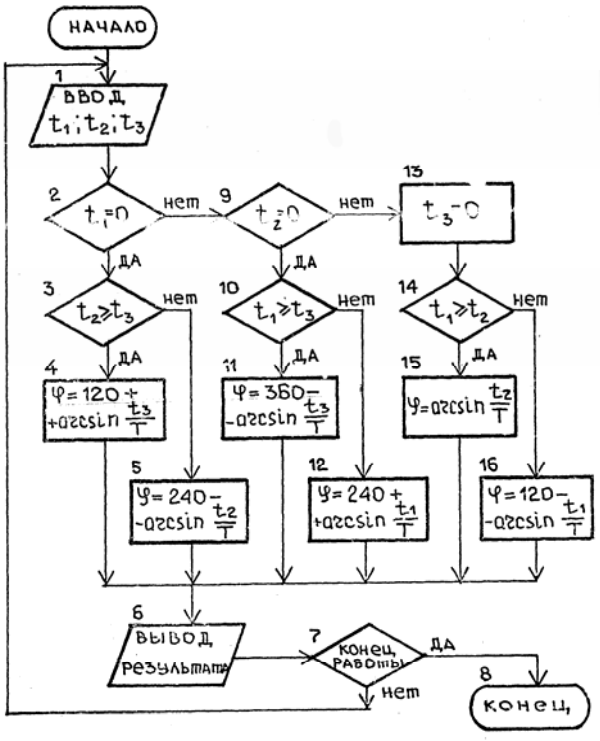


Рис. 2. Алгоритм определения пеленга на источник сейсмоакустического импульса

Тогда для задержек времени получим

$$t_1 = T\sin(60^0 + \varphi), \qquad t_2 = T\sin\varphi, \qquad t_3 = T\sin(60^0 - \varphi). \tag{3}$$

Если задержки времени измерены, то пеленг (угол φ) однозначно определяется из соотношений (3). Однако для большей точности определения пеленга целесообразно использовать меньшую задержку, так как при изменении аргумента в окрестности нуля синусоидальная функция имеет большую скорость роста и хорошую линейность.

На основе теоремы и приведенных рассуждений был разработан алгоритм (рис. 2) для ЭВМ, который позволяет по сигналу определять пеленг источника излучения в реальном времени с помощью системы технических средств.

Технические средства представляют собой систему, включающую равносторонний треугольник из пенопласта, сторона которого может иметь размеры от 100 мм до 500 мм, в вершинах треугольника установлены сейсмоприемники. Треугольник устанавливается на коренных породах горного массива горизонтально.

Система (рис. 3) содержит три канала приема сейсмосигнала от источника излучения. Каждый канал состоит из последовательно соединенных сейсмоприемника *1*, усилителя *2*, компаратора *3*, триггера *4* и счетчика *5*. Схема также содержит схему совпадения *6*, включенную параллельно триггерам *4*, генератор тактовых импульсов *7*, подключенный к счетчикам *5*, мультиплексор *8*, подключенный к выходам счетчиков 5 и к входу ЭВМ *9*, измерительный блок *10*, включенный к выходу усилителя *2* и входу ЭВМ *9*.

Система работает следующим образом.

Предположим, сигнал сейсмоисточника с направления А достигает сейсмоприемника *1* среднего канала, усиливается усилителем *2* и поступает на компаратор *3*. Если сигнал по уровню больше порога срабатывания компаратора *3*, то он проходит и опрокидывает триггер *4*, при этом включается счетчик *5*. Одновременно с триггера *4* сигнал подается на схему *6* совпадения. Счетчик начинает считать импульсы, поступающие с генератора *7*. Через некоторое время сигнал от источника достигает второго сейсмоприемника *1* (левый канал). При этом в левом канале, как и в предыдущем случае, срабатывают аналогичные элементы и счетчик *5* левого канала тоже начинает считать импульсы,

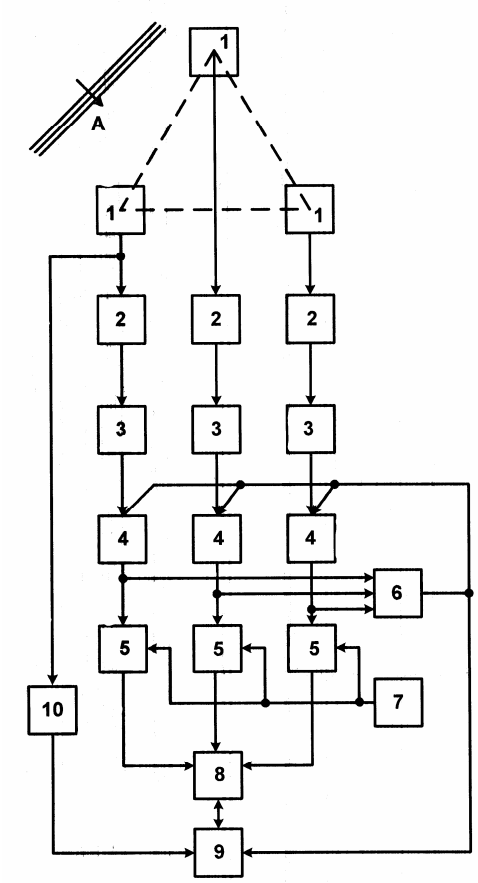


Рис. 3. Блок-схема системы

поступающие с генератора *7*. С приходом сигнала от источника к третьему сейсмоприемнику *1* срабатывают все элементы этого канала. При срабатывании триггера *4* этого канала на входе схемы *6* совпадения одновременно присутствуют три сигнала, схема *6* совпадения срабатывает. При этом от ее выходного сигнала триггеры возвращаются в исходное состояние, счетчики *5* прекращают считать импульсы, а ЭВМ *9* через мультиплексор *8* считывает показания счетчиков *5*, вычисляет пеленг источника сейсмических колебаний и запоминает результат. С выхода усилителя *2* одного из каналов сигнал поступает на вход измерительного блока *10*, который измеряет величину амплитуды и период по принципу аналого-цифрового преобразования и передает результат в ЭВМ *9* для регистрации.

Высокая точность определения пеленга на плоскости будет в том случае, когда точка излучения сигнала и равносторонний треугольник с сейсмоприемниками размещены в одной плоскости. С увеличением угла между направлением на источник и плоскостью треугольника увеличивается ошибка в определении пеленга, которая при 20^0 достигает 6 %.

При исследовании возможностей определения координат гипоцентра в реальном времени проблема была решена дальнейшими разработками теории для полупространства. Было выяснено, что с увеличением угла места β все проекции сторон равностороннего треугольника на вращающуюся прямую UV уменьшаются. При этом найдена закономерность, что уменьшение одной малой временной задержки влечет уменьшение значений пеленга φ_1, а уменьшение другой – к увеличению пеленга φ_2 на такую же величину. Отсюда следует, что действительный (точный) пеленг эпицентра источника может быть определен по формуле

$$\varphi = (\varphi_1 + \varphi_2)/2 \qquad (4)$$

Таким образом, имеется возможность определить координаты источника в трехмерном пространстве, не взирая на ориентацию треугольника относительно местоположения источника. Для этого необходимо выполнить следующие операции: (рис. 4).

1. Определить скорость продольной волны V_p в объеме горного массива под треугольником.

2. Определить скорость поперечной волны V_s (можно из соотношения $V_p \approx 1{,}7V_s$).

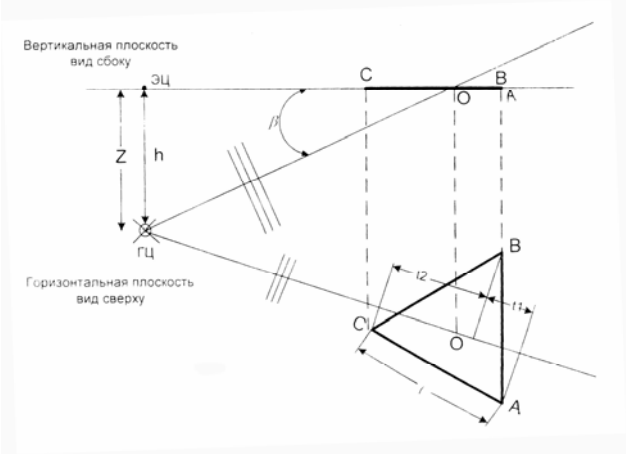


Рис. 4. Поясняющий чертеж определения координат эпицентра и гипоцентра

3. Измерить временные задержки при регистрации сейсмосигнала от источника излучения t_1 и t_2

$$t_1 = T\sin\varphi_1; \qquad t_2 = T\sin(60-\varphi_2).$$

4. Определить пеленги

$$\varphi_1 = \arcsin\frac{t_1}{T}; \qquad \varphi_2 = 60^0 - \arcsin\frac{t_2}{T}.$$

5. Определить уточненный пеленг

$$\varphi = (\varphi_1 + \varphi_2)/2.$$

6. Определить временные задержки для земной поверхности (для плоскости размещения треугольника)

$$t_1^{/} = T\sin\varphi; \qquad t_2^{/} = T\sin(60^0 - \varphi).$$

7. Определить угол места β гипоцентра по одной из формул

$$\frac{t_1}{t_1^{/}} = \cos\beta, \qquad \beta = \arccos\frac{t_1}{t_1^{/}}$$

$$\frac{t_2}{t_2^{/}} = \cos\beta, \qquad \beta = \arccos\frac{t_2}{t_2^{/}}$$

8. Определим дальность до гипоцентра $d_{гц}$

$$_____$$

где Тс – время в секундах отставания волны S от волны P при прохождении расстояния от источника излучения до центра треугольника

9. Определить дальность до эпицентра $d_{эц}$

$$d_{эц} = d_{гц}\cdot\cos\beta.$$

10. Определить глубину гипоцентра Z

$$Z = h = d_{гц}\cdot\sin\beta.$$

Разработанная система может использоваться в быту физическими лицами для регистрации, например, форшоков. В случае регистрации форшоков с близкими по значению координатами многократно за установленный период времени, то можно предположить, что в этом квадрате возможно динамическое явление – землетрясение.

Интерфейс, описанный в данной статье, может быть использован совместно с персональной ЭВМ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. А. с. 1752080 СССР . Способ определения координат очагов прогнозируемых внезапных выбросов \ Л.В. Винокуров,-1992.

2. *Шахраманьян М.А., Ларионов В.И., Нигметов Г.М.* Разработка методического обеспечения геоинформационной системы ФССН по оценке последствий разрушительных землетрясений (на примере Алтае-Саянского региона).-М. ВИА им. В.В. Куйбышева, 1995. – 44 с.

3. *Винокуров Л.В.* Автореферат на соискание ученой степени доктора технических наук «Геоинформационные системы определения сейсмоакустических источников в массиве горных пород». – Алматы, 2002.

Коротко об авторах

Винокуров Л.В. – доктор технических наук, ВНИИ ГОЧС.