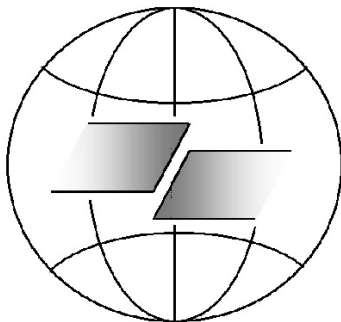


Российская академия наук
Уральское отделение
Институт горного дела

ГЕОМЕХАНИКА В ГОРНОМ ДЕЛЕ

**ДОКЛАДЫ ВСЕРОССИЙСКОЙ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ
С МЕЖДУНАРОДНЫМ УЧАСТИЕМ 1–3 ОКТЯБРЯ 2013 г.**



Екатеринбург
2014

УДК 622.83

Г36

Г36 **Геомеханика в горном деле** : доклады Всероссийской научно-технической конференции с международным участием 1–3 октября 2013 г. – Екатеринбург : ИГД УрО РАН, 2014. – 516 с.

ISBN 978-5-7691-2392-4

В докладах Всероссийской научно-технической конференции с международным участием «Геомеханика в горном деле», проведенной в Институте горного дела УрО РАН Уральской школой геомеханики в рамках V Уральского горнопромышленного форума, освещены результаты теоретических и экспериментальных исследований по актуальным фундаментальным проблемам наук о Земле и практическим вопросам недропользования: формированию естественного напряженно-деформированного состояния массива горных пород и его трансформации в областях природопользования, источникам и причинам природно-техногенных катастроф в сфере недропользования, созданию новых методов исследования геомеханических процессов, решению конкретных задач геомеханики на объектах недропользования.

Материалы конференции представляют интерес для широкого круга специалистов, занимающихся научными и практическими проблемами недропользования.

Публикуемые работы прошли редакционную подготовку к изданию. Научно-техническое содержание не подвергалось рецензированию и печатается в авторском представлении.

Ответственный редактор – доктор технических наук А. Д. Сашурин

*Конференция проводилась при финансовой поддержке
Российского фонда фундаментальных исследований, проект
№ 13-05-06080*

ISBN 978-5-7691-2392-4

© Авторы, 2014

© ИГД УрО РАН, 2014

ПРИРОДА И ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ЕСТЕСТВЕННЫХ УСЛОВИЯХ

УДК 622.834

УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ОБЛАСТЕЙ КОНЦЕНТРАЦИИ НАПРЯЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В МАССИВЕ ГОРНЫХ ПОРОД И МЕХАНИЗМ ИХ КАТАСТРОФИЧЕСКОГО ВЫСВОБОЖДЕНИЯ*

А. Д. Сашурин, А. А. Барях

Неоднородности геомеханических полей и процессов, формирующиеся в массиве горных пород верхних слоев литосферы, относятся к важнейшим факторам, определяющим развитие очаговых зон катастрофических событий при недропользовании. В настоящее время экспериментально установлено, что ведущие роли в формировании напряженно-деформированного состояния, выступающего в качестве основного геомеханического поля, принадлежат двум фундаментальным свойствам массива горных пород – его иерархически блочной структуре и постоянной подвижности, обусловленной современными геодинамическими движениями [1–3]. Следствием их взаимодействия является образование вторичных структурных блоков в массиве горных пород, по границам которых концентрируются современные геодинамические движения, создавая потенциальную опасность для объектов недропользования, размещенных в этих зонах.

Одним из распространенных механизмов формирования областей концентрации напряжений и деформаций в массиве горных пород является образование деструктивных областей, сопровождаемое дискретизацией напряженно-деформированного состояния и углублением неоднородности и мозаичности распределения его параметров. Экспериментальные исследования закономерностей развития деструктивных областей проводились с использованием инструментальных наблюдений за деформационными процессами на участках с аномальными процессами сдвижения, имевшими место на шахтах

* Работа выполнена при поддержке гранта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

Магнетитовая Высокогорского ГОКа и Северопесчанская Богословского РУ.

Анализ результатов мониторинга деформационных процессов в периоды, предшествующие развитию катастрофических деформаций, в момент их проявления и в последующий период снижения активности деформирования и установления временной относительной стабилизации показал:

- образование деструктивных областей в массиве горных пород происходит в период активизации современных геодинамических движений, происходящей как вследствие воздействия внешних природных факторов, так и под воздействием техногенной деятельности в виде наведенной или инициированной подвижности;

- обязательным условием развития областей деструкции с позиций современных геодинамических движений являются межблочные подвижки по границам вторичных структур, выражающиеся в результатах мониторинга в виде встречных движений соседних блоков (на шахте Магнетитовой к моменту проявления деструкционной области встречные движения достигали 250–300 мм);

- с позиций геометрии границ соседних вторичных структур, образующих область деструкции, обязательным условием является фрактальное их строение, обуславливающее на фронтальных плоскостях выступов перемещающихся блоков зоны концентрации сжимающих напряжений, а на тыловых – депрессионные зоны;

- параметры проседания земной поверхности в депрессионных зонах зависят от глубины распространения области деструкции и величины межблочной подвижки (на шахте Магнетитовой область деструкции распространилась до глубины 40–80 м, вызвав проседания поверхности до 1,5 м, на шахте Северопесчанской глубина распространения деструктивных процессов составила около 400 м, образовав на поверхности воронку глубиной до 3–40 м.

Выявленные механизм и закономерности формирования депрессионно-деструктивных областей играют важнейшую роль в разработке технологий снижения риска катастроф при недропользовании и в других сферах экономической деятельности, связанных с размещением опасных объектов на земной поверхности и в массиве горных пород. В отечественной и мировой практике природопользования, в научных исследованиях и публикациях вопросы формирования депрессионно-деструктивных областей и их роли в развитии катастроф природно-техногенного характера пока не нашли отражения.

На соляных рудниках Верхне-Камского бассейна зоны концентрации играют важную роль в катастрофических нарушениях водозащитной толщи (ВЗТ). Изучение процессов деформирования

элементов камерной системы разработки в процессе отработки свиты сближенных пластов выполнялось на замерных станциях, заложенных на калийных рудниках ОАО «Уралкалий». Каждая станция оборудована комплектом глубинных (длиной 0,5, 1,0, 1,5 и 2,0 м) и контурных реперов, смещение которых контролировалось методом нивелирования. Оборудование замерной станции осуществлялось непосредственно вслед за проходом комбайна. Всего проведено 84 серии наблюдений. Особенности геологического строения и характер расслоения пород междупластья на участках проведения исследований уточнялись при помощи системы телеинспекции скважин ЕС-10LCD.

Анализ результатов экспериментальных исследований показал, что при повышенном содержании глинистого материала в породах междупластья (более 15%) в течение первых 1,0–2,5 месяцев после проходки происходит его интенсивное расслоение с последующим обрушением, либо зависанием заколов большого размера. Деформация кровли нижнего обрабатываемого пласта в течение 54 суток контроля составила около 370 мм при сохранении равномерного характера ее деформирования по всей мощности. Кроме того, на верхнем обрабатываемом пласте наблюдается интенсивное пучение почвы. При содержании глины в породах междупластья около 8% очистные камеры сохраняют свое устойчивое состояние длительное время. Суммарная деформация кровли в этом случае за почти годовой период наблюдений не превысила 100 мм. При этом она полностью определялась деформацией непосредственной кровли на глубину не более 0,5 м. Смещение глубинных реперов, заложенных на расстоянии 1 м от контура, было на порядок меньше. При очень низком содержании глинистого материала в породах междупластья (не более 2%) его деформации не превышают 2–5 мм/год, а кровля может сохранять свою устойчивость в течение нескольких десятков лет при пролете очистных камер до 16 м.

Для оценки напряженного состояния технологического междупластья в условиях повышенной глинизации разработана методическая схема измерения напряжений с использованием гидродомкрата Гудмана, основанная на акусто-эмиссионных эффектах памяти и направленном нагружении стенок скважины. Максимальные горизонтальные напряжения в междупластье, равные 7,5 МПа, зафиксированы на расстоянии 1,9 м от его контура. Ближе к краевым частям междупластья отмечается снижение напряжений до 2–5 МПа. Смещение зоны максимума напряжений в глубь междупластья свидетельствует о том, что породы кровли нижнего и почвы верхнего обрабатываемых пластов нарушены и не способны воспринимать

нагрузку, вследствие чего происходит их интенсивное деформирование и расслоение.

В соответствии с результатами математического моделирования установлено, что при отработке продуктивных пластов с поддержанием вышележащей толщи на целиках переменных размеров, вследствие наличия широких опорных целиков, формируется выраженное неоднородное поле перемещений в зоне полной подработки [4]. Причем градиент их изменения увеличивается в направлении выработанного пространства. При отработке с оставлением междукамерных целиков постоянной ширины процесс деформирования подработанного массива является более сглаженным.

Применение системы отработки с целиками переменной ширины обуславливает существенное увеличение горного давления в зоне полной подработки, что предопределяет на этих участках наибольшую опасность образования областей техногенной трещиноватости в пластах ВЗТ.

Качественный анализ безопасных условий подработки ВЗТ по критерию горизонтальных деформаций растяжения показывает, что применение системы разработки с целиками переменной ширины несколько снижает нагрузку на краевую часть ВЗТ, существенно увеличивая ее в зоне полной подработки. Применение системы отработки с целиками переменной ширины обуславливает по сравнению с традиционным вариантом (целики постоянной ширины) формирование в зоне полной подработки многочисленных областей техногенной нарушенности, приуроченных к опорным целикам и охватывающих значительный интервал ВЗТ. В пределах «камер», образованных вследствие разрушения менее широких целиков, прогнозируются масштабные вывалы породы за счет образования трещин отрыва.

В процессе сплошной выемки сильвинитовых пластов имеет место активное расслоение контактов между пластами ВЗТ, обусловленное формированием области вертикальных деформаций растяжения при сжимающих или близких к нулю горизонтальных деформациях. Зона расслоения распространяется снизу вверх по разрезу ВЗТ и при протяженности выработанного пространства более 150 м охватывает всю толщу ВЗТ. Область предельных растягивающих горизонтальных деформаций приурочена к краевым частям выработанного пространства. С увеличением его размеров отмечается выраженная асимметрия в распределении горизонтальных деформаций растяжения: их максимум формируется в пределах границы лавы. При этом деформации растяжения, близкие к предельным, распространяются по разрезу ВЗТ не только снизу вверх, но и сверху

вниз. Эти инверсионные процессы вначале реализуются в пределах границы лавы, а затем и в районе ее забоя, охватывая практически всю мощность ВЗТ. Области формирования трещин сдвига приурочены к краевым частям выработанного пространства, а зоны трещиноватости, обусловленные действием растягивающих напряжений, сосредоточены над выработанным пространством.

С увеличением размеров выработанного пространства зоны сдвиговой трещиноватости охватывают всю мощность ВЗТ вначале на участке границы лавы (при величине отработанного пространства, равной 150 м), а затем в зоне ее забоя (при протяженности 175 м). Развитие зон сдвиговой нарушенности в процессе сплошной выемки происходит преимущественно снизу вверх по разрезу ВЗТ. Зона образования трещин отрыва непосредственно над выработанным пространством связана с вертикальными деформациями растяжения. Их ориентация является субгоризонтальной. Вторая группа трещин отрыва примыкает к краевым частям выработанного пространства, обусловлена наличием горизонтальных деформаций растяжения и имеет субвертикальную ориентацию.

Количественная оценка опасности нарушения сохранности ВЗТ при применении сплошной системы обработки сильвинитовых пластов показала, что после достижения протяженности выработанного пространства 100 м свою целостность сохраняет 50% суммарной мощности пластов каменной соли. После этого происходит достаточно быстрое разрушение ВЗТ и при длине выработанного пространства 150 м она полностью теряет свою устойчивость.

Экспериментальными исследованиями выявлены механизм и условия возникновения областей концентрации напряжений, завершающихся формированием зон деструкции в массиве горных пород. Источником и движущей силой их образования выступают современные геодинамические движения природного (естественного) и техногенного (наведенного) происхождения. Основными условиями их возникновения являются межблочные подвижки соседних вторичных структурных блоков и фрактальная геометрия их контактных граничных зон. Явление деструкции сопровождается образованием в массиве горных пород областей концентрации сжимающих горизонтальных напряжений, чередующихся с областями частичной или полной разгрузки горизонтальных сжимающих напряжений, являющимся одним из основных факторов формирования неоднородного дискретного напряженно-деформированного состояния.

Для условий Верхнекамского месторождения калийных солей экспериментальными измерениями напряжений в породах междупластья, основанными на использовании гидродомкрата Гудмана

и акустического эффекта памяти при нагружении скважины ориентированным усилием в двух взаимно перпендикулярных направлениях, а также методами математического моделирования на основе разработанных критериев нарушения сплошности водоупорных толщ при крупномасштабных горных работах показано, что панельно-камерная система разработки с поддержанием ВЗТ на целиках переменных размеров существенно повышает техногенную нагрузку на пласты ВЗТ и оказывает негативное влияние на безопасность ее подработки. Применение сплошной системы разработки сильвинитовых пластов не обеспечивает сохранности ВЗТ и создает реальную угрозу затопления рудников.

Литература

1. Сашурин А. Д. Диагностика геодинамической активности с целью обеспечения безопасности объектов недропользования / А. Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 6. – С. 274–278.
2. Сашурин А. Д. Современная геодинамика и безопасность объектов недропользования / А. Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 10. – С. 329–332.
3. Сашурин А. Д. Уровень обеспеченности геодинамической безопасности объектов атомной энергетики / А. Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 12. – С. 214–218.
4. Барях А. А. Анализ условий разрушения водозащитной толщи при различных вариантах камерной системы разработки / А. А. Барях, Е. А. Телегина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – 2013. – № 1. – С. 34–40.

УДК 622.83:[528.2:629.78]

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОИЗМЕНЕННОГО НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА НА ССГПО*

А. А. Панжин

При строительстве капитальных горных выработок и отработке месторождений полезных ископаемых как подземным способом, так

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

и с применением комбинированной геотехнологии неизбежно возникает необходимость проведения диагностики геомеханического состояния как нетронутого, так и подработанного породного массива и прогноза его поведения [1]. Особенно актуален этот вопрос для одного из крупнейших горнодобывающих предприятий Казахстана (Соколовско-Сарбайского), на котором сформировались сложные техногенно-геологические системы, приводящие к специфичному развитию процесса сдвижения.

Для обеспечения безопасного ведения горных работ необходимо проведение двух видов инструментального геомеханического мониторинга:

- диагностики современной геодинамической активности массива, которая проявляется как в виде медленных криповых подвижек по границам структурных блоков, так и в виде короткопериодных знакопеременных движений;

- исследования процесса сдвижения, сопровождающего эксплуатацию месторождений открытым и подземным способами с последующим применением комбинированной геотехнологии.

Проведенными ранее исследованиями выявлены два вида современных геодинамических движений – трендовые (криповые) и циклические. Трендовые движения происходят в виде взаимных подвижек соседних структурных блоков массива горных пород с относительно постоянными скоростью и направлением в течение продолжительного промежутка времени, сопоставимого со сроком службы объекта [1, 2]. Циклические движения имеют полигармонический вид и слагаются из многочисленных знакопеременных движений с разными частотами и амплитудами перемещения в циклах [2, 3].

Трендовые движения могут иметь как естественную природу, обусловленную тектоническими подвижками по границам структурных блоков, так и техногенную, обусловленную перераспределением напряжений и деформаций в породном массиве под воздействием горных работ, откачки подземных вод и других факторов. Зафиксированные инструментальными методами величины трендовых смещений составляют от 0,5 мм/год для естественных и до 200 мм/год для техногенных.

Короткопериодные циклические движения имеют широкий спектр частот с продолжительностью циклов от 30–60 с до 1 ч, нескольких часов, суток и более. Максимальные амплитуды вертикальных смещений достигают 85–100 мм, горизонтальных 50–65 мм, а максимальные деформации, вызванные смещениями, достигают по растяжению-сжатию $1,2 \cdot 10^{-3}$, по наклону $2,5 \cdot 10^{-3}$.

Совместное воздействие обоих видов геодинамических движений придает массиву горных пород и земной поверхности постоянную подвижность, которая является естественной формой существования геологической среды. Под их воздействием в массиве горных пород, имеющем иерархически блочную структуру, протекает комплекс сложных геомеханических процессов, из которых для безопасности объектов недропользования имеют значение: деструкция, самоорганизация, или вторичное структурирование, переход в тиксотропное состояние и концентрация геодинамических движений в граничных зонах структурных блоков.

На стадии проектирования горного предприятия и принятия основных решений необходимо иметь достоверную информацию о тектоническом строении подрабатываемого и прилегающего массива и параметрах его геодинамической активности. Для этого должны быть выполнены специальные исследования тектонического строения массива горных пород и определены параметры современных геодинамических движений. Опыт показал, что наиболее полную информацию обеспечивает комплексирование геофизических методов исследования массива горных пород [4]. Обобщенное представление о тектоническом строении территории можно получить, используя площадные методы электроразведки. С их помощью определяются расположение и направление простирающихся тектонических нарушений, их размеры и некоторые данные о состоянии слагающих пород.

Уточнение параметров залегания тектонических нарушений, выявление поверхностей скольжения, зон макротрещиноватости может производиться методами спектрального сейсмопрофилирования, обеспечивающими зондирование массива горных пород до глубины 200–300 м.

Трендовые движения определяются на основе анализа изменений пространственных приращений координат (векторов) ΔX , ΔY , ΔZ между пунктами геодезических сетей или специально оборудованных реперов наблюдательных станций, выполненными в промежутках между повторными циклами измерений (рис. 1). Использование комплексов спутниковой геодезии GPS и GLONASS позволяет определять сдвигения между пунктами мониторинговой геодинамической сети с точностью до 1–3 мм в разовом режиме, при долговременных непрерывных мониторинговых измерениях достигается точность до 0,1 мм/год [5]. Полученные в результате инструментальных наблюдений деформации интервалов с использованием математического аппарата механики сплошной среды могут быть преобразованы в тензорное представление де-

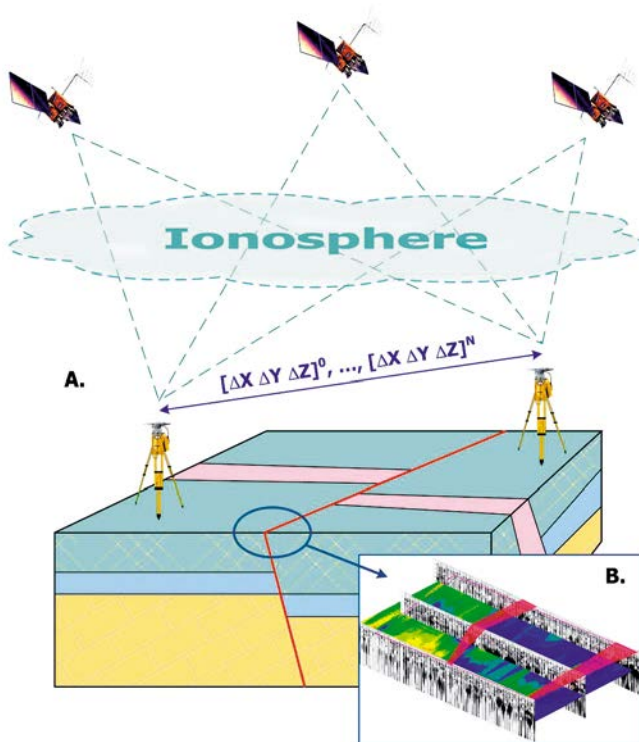


Рис. 1. Методика определения современных геодинамических движений (А) и выявления активных тектонических структур (В)

формационного поля с выделением главных компонентов тензора деформаций [1]. В случае, если необходимо определение величин и направлений векторов трендовых движений, геодезическая привязка опорных реперов наблюдательной станции и их абсолютное позиционирование осуществляется от пунктов глобальной сети IGS, пространственное положение которых определяется в динамической системе координат ITRF [6].

Определение параметров современных короткопериодных циклических движений – их амплитуд и периодов также производится с использованием комплексов спутниковой геодезии по методике, предложенной в [3]. Для проведения инструментальных измерений используются постоянно действующие (permanent) GPS/

GLONASS-станции, а также реперы специально оборудованных временных наблюдательных станций, на которых проводится накопление спутниковых данных за длительный период – от нескольких часов до нескольких лет. Дискретность получаемой информации о параметрах циклических деформаций варьируется в широких пределах – от 10 до $1 \cdot 10^{-5}$ Гц, при этом результаты измерений, в зависимости от применяемой методики, доступны как в режиме реального времени, так и в постобработке. При этом данные, собранные в режиме реального времени, могут быть впоследствии переобработаны для выявления закономерностей пространственно-временных флуктуаций деформационного поля, установления амплитуд и частот циклических движений.

Приведенная методика широко использовалась для диагностики современной геодинамической активности массива и исследования процесса сдвижения на горнодобывающих предприятиях Республики Казахстан. Для проектирования отработки глубинной части Сарбайского месторождения с применением комбинированной геотехнологии было проведено определение первоначального напряженно-деформированного состояния. Трендовые геодинамические движения массива горных пород были определены на основе анализа изменений пространственных координат пунктов государственной геодезической сети (ГС) и опорной маркшейдерско-геодезической сети (ОМС) предприятия, происходящих за более чем 30-летний период в промежутках между циклами высокоточных наблюдений. По полученным разностям пространственных координат вычислены изменения длины линий и превышений между пунктами геодезической сети, отстроены полные векторы смещений пунктов, отражающие произошедшие за этот период трендовые движения и вызванные ими деформации. Векторы смещений являются достаточно информативными данными о деформационных процессах, позволяющими далее расчетным путем определить все необходимые параметры деформаций.

Подобный подход осложняется воздействием таких факторов, как нарушение изостатического равновесия и формирование депрессионной воронки на значительных прилегающих к области добычи полезных ископаемых территориях. Для этого необходимо оба цикла измерений обрабатывать в единой и стабильной системе координат, что было реализовано путем увязки всей системы геодезических пунктов, задействованных в исследованиях, с базой, пункты которой были бы максимально стабильны между собой за весь рассматриваемый промежуток времени.

Было проведено определение современных пространственных координат пунктов ГГС и ОМС района расположения объектов ССГПО; переопределены координаты 27 пунктов ГГС и 20 пунктов ОМС на площади около 250 км². Выбор пунктов, используемых в экспериментальных исследованиях, производился на основе обследования их сохранности и технического состояния, при этом ставилась цель покрыть территорию района исследования относительно равномерно распределенной в пространстве и во времени исходного определения координат сетью (рис. 2).

При выполнении геодезических работ в качестве базовых использовались специально оборудованные репера с принудительным центрированием, расположенные на кровле зданий административно-бытовых комплексов Сарбайского карьера и Соколовского подземного рудника, что позволило осуществить привязку геодезических построений в глобальной сети IGS в системе динамических



Рис. 2. Векторы горизонтальных сдвижений и изолинии величин 3D деформаций

пространственных координат ITRF (рис. 3). Для определения частот и амплитуд короткопериодных колебаний породного массива был выполнен ряд серий натуральных наблюдений продолжительностью до 24 ч каждая. В результате совместного уравнивания сетей ГГС и ОМС был получен каталог современных координат пунктов на текущую серию измерений, в дальнейшем, в результате сопоставления каталогов координат за различные серии инструментальных измерений, были вычислены изменения координат и полные вектора сдвижения реперов. Данные сдвигения соответствуют величинам деформаций порядка $1 \cdot 10^{-5}$ – $1 \cdot 10^{-6}$ для района расположения объектов ССПО и порядка $1 \cdot 10^{-4}$ – $1 \cdot 10^{-5}$ для областей непосредственного влияния крупных техногенных объектов, таких как карьеры и отвалы.

Также, с использованием методики, приведенной в работе [7], было установлено, что короткопериодные циклические движения имеют небольшую амплитуду – до 21 мм в горизонтальной и 48 мм в вертикальной плоскостях, что в 2–2,5 раза ниже значений, зафиксированных на других рудниках Урала и Казахстана [2] (рис. 4–5). В результате проведения анализа по периодограммам было установлено, что преобладающими частотами циклических движений с гармониками сильной и средней энергетики являются периоды, соответствующие 70 и 140 минутам. В ряде случаев зафиксированы гармоники средней и слабой энергетики с периодом, соответствующим 400 минутам. Гармоник сильной энергетики, не связанных

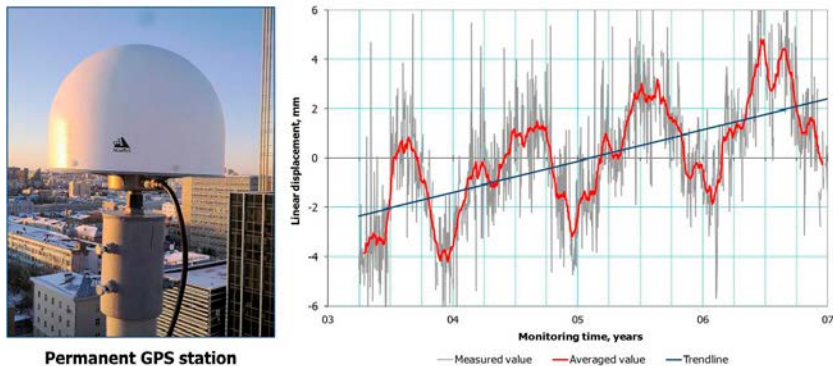


Рис. 3. Трендовые и циклические геодинамические движения по результатам мониторинга на постоянно действующей GPS-станции

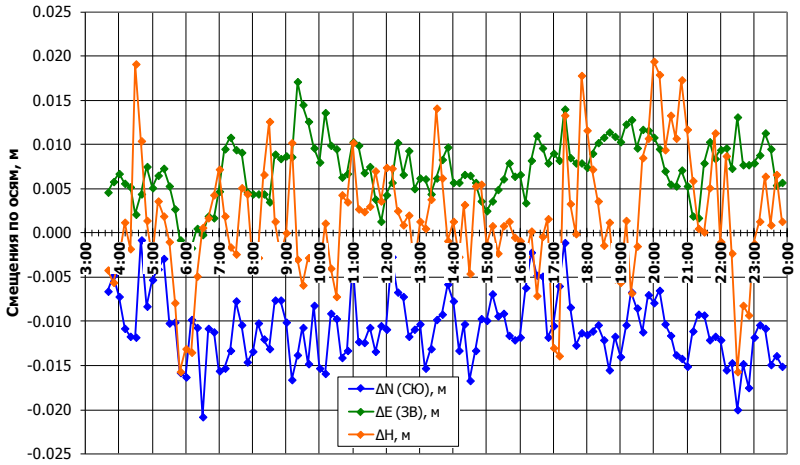


Рис. 4. Короткопериодные деформации массива ССГПО

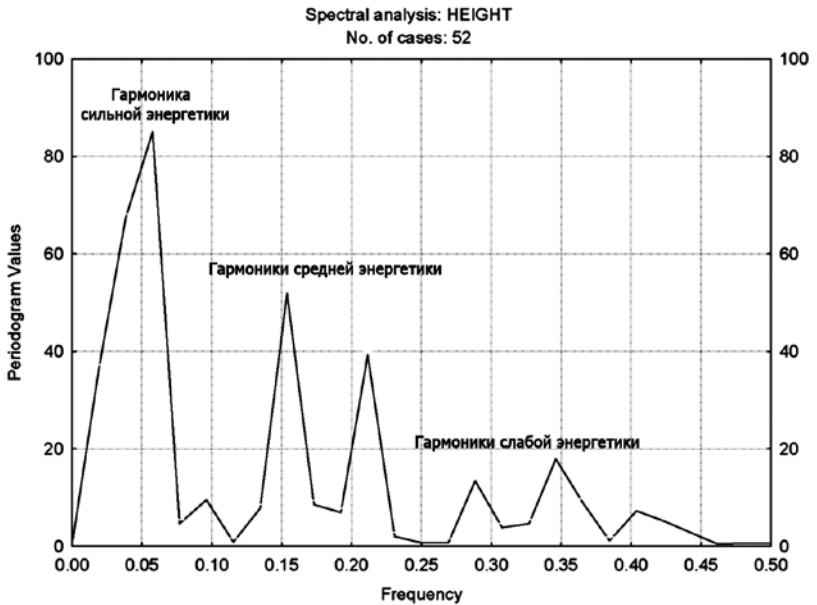


Рис. 5. Пример периодограммы анализа Фурье

с ожидаемыми циклическими погрешностями измерений, в результате проведенного анализа Фурье зафиксировано не было.

Для получения информации о поле первоначальных напряжений горного массива, вмещающего карьер «Сарбайский», были проанализированы результаты инструментальных GPS-наблюдений за период с 1978 по 2012 г. Численные значения НДС выявлены путем решения обратной геомеханической задачи по натурным данным о векторах горизонтальных сдвижений тех реперных пунктов, которые отражали деформирование горного массива, обусловленное выемкой карьера за рассматриваемый период в 34 года.

Таким образом, на основании анализа результатов инструментальных GPS-наблюдений за смещениями реперных пунктов за 34-летний период впервые были получены экспериментальные данные о первоначальном напряженно-деформированном состоянии и упругих характеристиках горного массива в окрестностях карьера «Сарбайский» на больших базах: пространственных – порядка 5–10 км, временных – около 30 лет. При этом удалось учесть статистическую «разновесность» результатов натуральных замеров, обусловленную иерархически блочной структурой деформируемой породной толщи. Обобщенные параметры НДС горного массива на рассматриваемых базах деформирования свидетельствуют о преимущественно широтном направлении оси наибольшего сжатия σ_2 , в два раза превышающем значение оси σ_1 .

Отмечая общие моменты, присущие геодинамике района и формированию вторичного напряженно-деформированного состояния породного массива на крупнейших горно-обогатительных комбинатах Казахстана, следует отметить, что развитие процесса сдвижения горных пород и земной поверхности на них происходит достаточно активно и полно, присутствует ярко выраженный дискретный характер деформирования породного массива и значительная анизотропия вторичного напряженно-деформированного состояния [8].

Однако в последние годы внимание диагностике современной геодинамической активности и исследованию процессов сдвижения, как в Казахстане, так и в России, уделяется недостаточное. Это происходит на фоне стремительного развития средств инструментальных измерений, таких как системы спутниковой геодезии и лазерного сканирования [9], позволяющих получать не только основные параметры процесса сдвижения, но и оценивать состояние деформируемых объектов, расположенных в области негативного влияния горных работ.

Литература

1. Панжин А. А. Пространственно-временной геодинамический мониторинг на объектах недропользования / А. А. Панжин // Горный журнал. – 2012. – № 1. – С. 39–43.
2. Сашурин А. Д. Экспериментальные методы и технологии современных исследований геодинамики породной среды / А. Д. Сашурин, А. А. Панжин // Современная геодинамика массивов горных пород верхней части литосферы: истоки, параметры, воздействие на объекты недропользования / ИГД СО РАН. – Новосибирск: СО РАН, 2008. – С. 75–90.
3. Sashourin A. D. Field investigation of dynamic displacements in zone of tectonic breaking / A. D. Sashourin A. A. Panzhin, N. K. Kostrukova, Kostrukov O. M. // Rock mechanics – a challenge for society: Proceedings of the ISRM regional Symposium EUROCK 2001. Espoo, Finland / Balkema. – Rotterdam: Brookfield, 2001. – P. 157–162.
4. Мельник В. В. Применение метода спектрального сейсмопрофилирования для прогноза и снижения риска аварий и катастроф при недропользовании / В. В. Мельник, А. Л. Замятин, А. Л. Пустуев // Горный журнал. – 2012. – № 1. – С. 86–89.
5. Панжин А. А. Исследование гармоник квазипериодических современного породного массива на больших пространственно-временных базах / А. А. Панжин // Горный информ.-аналит. бюл. – 2010. – № 9. – С. 313–321.
6. Панжин А. А. Решение проблемы выбора опорных реперов при исследовании процесса сдвижения на объектах недропользования / А. А. Панжин // Маркшейдерия и недропользование. -2012. – № 2. – С. 51–54.
7. Панжин А. А. Исследование короткопериодных деформаций разломных зон верхней части земной коры с применением систем спутниковой геодезии / А. А. Панжин // Маркшейдерия и недропользование. – 2003.- № 2 (8). – С. 43–54.
8. Панжин А. А. Диагностика современной геодинамической активности массива на шахтах Донского ГОКа / А. А. Панжин, В. И. Ручкин // Маркшейдерия и недропользование. – 2013. – № 6.
9. Панжин А. А. Об особенностях проведения геодинамического мониторинга при разработке месторождений полезных ископаемых Урала с использованием комплексов спутниковой геодезии / А. А. Панжин, Н. А. Панжина // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2012. – № 6. – С. 46–55.

ФОРМИРОВАНИЕ ГИДРОГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ СТРУКТУР РАСТЯЖЕНИЯ И СЖАТИЯ В ПОЛЕ СОВРЕМЕННЫХ ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАПРЯЖЕНИЙ

С. Н. Тагильцев

Под гидрогеомеханическими структурами понимаются геологические тела, которые формируются и приобретают особые гидрогеологические или инженерно-геологические свойства под воздействием геомеханических процессов, протекающих в поле тектонических напряжений земной коры [1]. Для выявления и анализа свойств гидрогеомеханических структур необходимо понимать закономерности напряженно-деформированного состояния геологической среды.

Геодинамическое (тектоническое) напряженное состояние верхней части земной коры проявляется наличием главных нормальных напряжений, которые, как правило, превышают геостатические напряжения от веса горных пород. Главное максимальное напряжение (ГМН) в верхней части земной коры имеет субгоризонтальную ориентировку. Вектор главного максимального напряжения в горизонтальной плоскости не сохраняет строго постоянной ориентации, но обычно варьирует между относительно устойчивыми определенными направлениями. В пределах уральского региона вектор ГМН ориентирован чаще всего по двум направлениям со средними азимутами 260 и 290° [2]. В настоящее время отсутствуют детальные представления о закономерностях вариаций ГМН во времени и в геологическом пространстве.

Структуры разрушения земной коры (разломы), которые образуются под воздействием тектонических напряжений, при вариациях поля напряжений могут изменять свой кинематический тип и, как правило, совершают довольно сложные, нередко разнонаправленные, возвратно-поступательные движения. Учитывая данное обстоятельство, все же следует представлять, что конкретный разлом образуется и активизируется под воздействием одного главного (коренного) вектора ГМН и соответствующего поля напряжений.

При воздействии коренного поля напряжений берега (швы) разлома совершают преобладающие движения в определенном направлении, при этом они движутся в разные стороны. При пересечении разломов различного кинематического типа происходит их силовое взаимодействие. При этом взаимодействии, в зависимости от направления движения по разлому, возникают зоны сжатия и растяжения.

Следует учитывать, что собственно тело разлома, которое находится между краевыми швами, бывает глубоко проработано и не имеет признаков растяжения и сжатия. С позиции гидрогеологии наиболее водоносными участками являются зоны растяжения, которые способствуют формированию высоких фильтрационных свойств на локальном участке массива горных пород.

Наиболее типичный случай возникновения зон растяжения и сжатия представляет пересечение двух сдвиговых структур. Как правило, сдвиги, активные в современном поле напряжений, пересекаются под углом, близким к прямому углу. Наиболее типичные азимуты сдвиговых структур на Урале 220 и 320°. Один из сдвигов (320°) имеет левую кинематику движения (берега движутся против часовой стрелки), а другой – правую кинематику (по часовой стрелке). При взаимодействии разломов в двух секторах образуются зоны растяжения, а в двух других секторах – зоны сжатия (рис. 1), их формирование определяется направлением движения по разлому. Когда движения по разным разломам как бы сходятся, возникает зона сжатия, когда вектора движений расходятся, возникают зоны растяжения. На Урале в случае пересечения сдвигов зоны растяжения возникают обычно в северном и южном секторе, а зоны сжатия, соответственно, в западном и восточном (см. рис. 1).

Помимо сдвигов в верхней части земной коры возникают надвиги (взбросы) и сбросы. В инженерно-геологической и гидрогеологической практике важную роль играет взаимодействие сбросов и сдвигов (рис. 2). Сбросы, как правило, имеют широтную и субширотную ориентировку (260, 290°). Сдвиговые структуры пересекают сбросы, образуя острые и тупой углы. С одной стороны сдвига

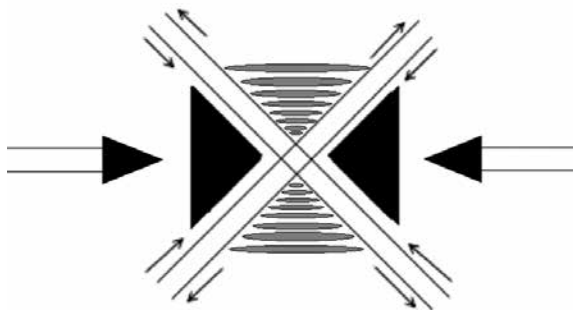


Рис. 1. Формирование зон растяжения и сжатия при пересечении сдвигов

направление движений совпадает с направлением падения сбросовой структуры (движением сброса). В этом случае взаимодействие разломов чаще всего не образует контрастных зон сжатия и растяжения. По другому берегу (шву) сдвиговой структуры сброс разделяет зону растяжения и зону сжатия. В лежачем боку сброса формируется зона растяжения. Швы разломов образуют в этом месте тупой угол. Участок пересечения разломов, который образует острый угол, подвергается встречному сжатию в результате подвижек по сбросу и сдвигу (см. рис. 2). Таким образом, зона растяжения, которая может представлять опасность при строительстве или может быть перспективной для поисков подземных вод, локализуется в лежачем боку сброса, который образует со сдвигом тупой угол.

В верхней части земной коры имеют широкое развитие надвиги. При пересечении со сдвигами движение по одному из бортов сдвига совпадает с направлением движения надвига. В этом случае отсутствуют условия для формирования зон сжатия и растяжения (рис. 3). По другому шву сдвигового разлома формируются зоны растяжения

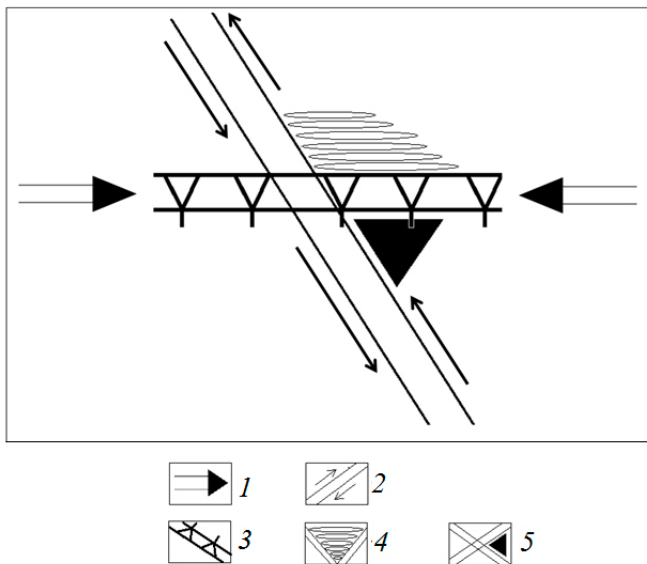


Рис. 2. Зоны растяжения и сжатия при пересечении сброса и сдвига:
 1 – направление действия главного максимального напряжения; 2 – сдвиг; 3 – сброс;
 4 – зона растяжения; 5 – зона сжатия

и сжатия. Зона растяжения возникает на участке между разломами, который ограничен острым углом.

На другом участке взаимодействия разломов, который возникает между висячим швом надвига и сдвигом, формируется зона сжатия. Зона растяжения, опасная для зданий и сооружений, имеет относительно небольшие размеры, но может быть очень контрастной по степени растяжения. При поисках подземных вод следует ориентироваться на висячий бок надвига, образующего со сдвигом острый угол. Необходимо понимать, что угол падения надвигов варьирует в широких пределах, и поэтому в зоне взаимодействия указанных разломов могут отсутствовать хорошо выраженные зоны растяжения и сжатия. Очень часто взбросы (надвиги) играют в формировании гидрогеомеханических структур пассивную роль, выступая в качестве деформационного шва, локально усиливающего процессы растяжения при взаимодействии других разломов.

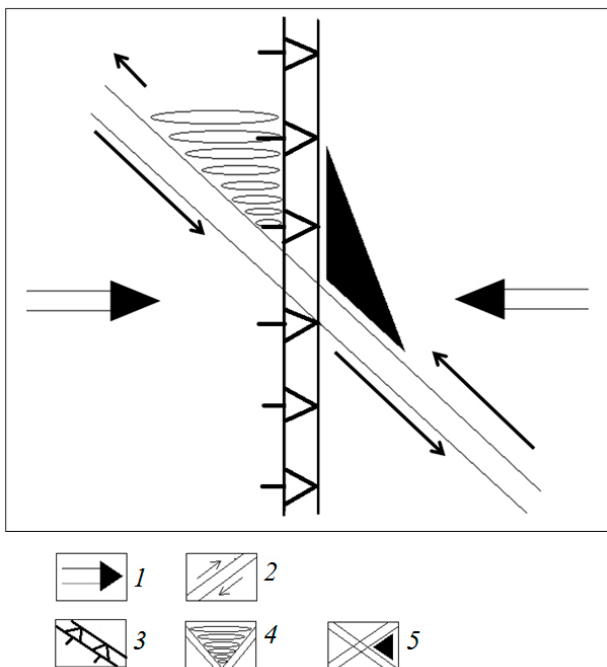


Рис. 3. Зоны растяжения и сжатия при пересечении надвига и сдвига:
 1 – направление действия главного максимального напряжения; 2 – сдвиг; 3 – надвиг;
 4 – зона растяжения; 5 – зона сжатия

Надвиги и сбросы относятся к разным геодинамическим этапам, поэтому при пересечении этих структур нередко возникают углы, близкие к прямому. Пересечение этих разломов под прямым углом не формирует ярко выраженных зон растяжения и сжатия. Одновременно можно отметить, что возникают четыре сектора с разными направлениями векторов движений по указанным разломам. В двух секторах движение по разломам направлено в одну сторону, поэтому на этих участках отсутствуют предпосылки формирования зон сжатия и растяжения. В одном секторе движение по разлому имеет встречный характер. Можно полагать, что в этом случае будет формироваться зона сжатия. В одном из секторов имеют место разнонаправленные движения. В этом случае возникают условия для формирования зоны растяжения.

Зоны растяжения формируют в геологической среде участки с пониженными несущими свойствами. Необходимо учитывать, что при осуществлении инженерно-геологической деятельности в этих зонах могут возникать просадочные явления. Просадки инициируются под воздействием нагрузки от зданий и сооружений. В качестве примера развития просадок можно рассмотреть результаты исследований, выполненных на площадке аварийного жилого дома по ул. Мусоргского, 6 в г. Екатеринбурге [4]. Дом 9-этажный, на 144 квартиры, был построен в 1982 г. по типовому проекту. В начале 2000-х годов жильцы были отселены вследствие значительных деформаций здания. Сооружение испытывало просадки в центре и западной оконечности. Величины деформаций достигали нескольких десятков сантиметров. Инженерно-геологические изыскания были выполнены дважды – в 1979 и в 2000 гг. Дополнительные инженерно-геологические исследования в основном подтвердили результаты изысканий, выполненных перед строительством жилого дома. Была проведена лишь некоторая корректировка инженерно-геологического разреза при сгущении сетки скважин. Причины деформаций не выявлены.

Исследуемая площадка расположена в зоне развития вулканогенно-метаморфических пород кировградской свиты нижнего силура, представленных порфиритами. Основанием фундамента на большей части площадки служат элювиальные суглинистые грунты, подстилаемые щебенистым грунтом и порфиритами пониженной и средней прочности. Кровля коренных пород неровная, есть карманы выветривания глубиной около 10 м.

В выводах по повторным изысканиям указано, что элювиальные суглинки, щебенистый грунт, порфириты пониженной и средней прочности, залегающие ниже подошвы фундамента, являются надежными и обладают достаточно высокой несущей способностью,

исключающей возможность возникновения деформаций в процессе эксплуатации здания. При сопоставлении с инженерно-геологическим разрезом деформируемых участков здания видно, что деформации происходят там, где кровля коренных пород средней прочности залегает на глубине 4,5–5,5 м.

Поскольку процесс деформации дома не нашел объяснения в рамках стандартных инженерно-геологических методов, в процессе исследований было выдвинуто предположение о воздействии современных тектонических процессов. Для обоснования этой версии были проведены полевые экспериментальные исследования площадки комплексом геофизических методов, включающим вертикальное электрическое зондирование, сейсмозондирование и георадарное зондирование. В работах по данному объекту принимали инициативное участие сотрудники ИГД и ИГФ УрО РАН.

Геофизические исследования, выполненные тремя независимыми методами, позволили в пределах исследуемого участка выявить локальные тектонические нарушения и построить геомеханическую схему площадки аварийного здания (рис. 4). Пространственное рас-

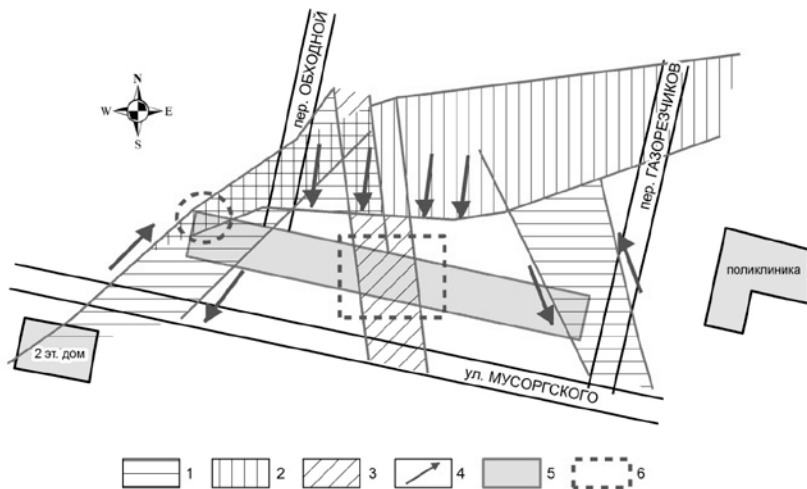


Рис. 4. Геомеханическая схема площадки аварийного дома по ул. Мусоргского, 6 в г. Екатеринбурге, составленная по результатам комплексных инженерно-геофизических исследований:

- 1 – сдвиги; 2 – сброс; 3 – взброс; 4 – направление подвижек по тектоническим структурам;
- 5 – контур аварийного дома; 6 – участки деформаций здания

положение выделенных активных тектонических зон полностью соответствует представлениям о современном напряженном состоянии земной коры в пределах уральского региона [2]. В поле современных тектонических напряжений при субширотной ориентировке оси главного максимального напряжения данные разломы активизируются как левый сдвиг с азимутом простирания 330, правый сдвиг с азимутом простирания 225, взброс с азимутом простирания 355 и сброс с азимутом простирания 260°.

Максимальные деформации в середине дома тяготеют по расположению к центру тектонического узла и пространственно увязываются с положением взброса. Значительная величина деформации определяется сочетанием нескольких факторов. Во-первых, участок расположен в зоне растяжения между двумя сдвиговыми структурами. Во-вторых, взброс играет роль деформационного шва, который локализует деформацию растяжения на относительно узком участке. В-третьих, деформация растяжения усиливается движением породного блока вниз по висячему борту сброса.

В западной части дома деформации происходили на участке пересечения правого сдвига и сбросовой структуры. Деформации здания совпадают с зоной растяжения, соответствующей геодинамической схеме, показанной на рис. 2.

Выполненные исследования позволили выявить на данном участке ряд тектонических зон, наличие которых оказало значительное негативное воздействие на жилое здание. Своевременное проведение комплекса геофизических, геодезических и гидрогеомеханических исследований на стадии изысканий или в начальный период эксплуатации позволило бы выявить причины деформаций и, возможно, спасти здание от разрушения.

Таким образом, в поле современных тектонических напряжений при пересечении разнонаправленных разломов и разломов различного кинематического типа могут возникать зоны растяжения и сжатия, которые следует изучать для оценки безопасности строительства и эксплуатации зданий и сооружений, а также поисков участков в массиве горных пород с высокими фильтрационными свойствами для целей водоснабжения.

Литература

1. Тагильцев С. Н. Основы гидрогеомеханики скальных массивов: учебное пособие / С. Н. Тагильцев. – Екатеринбург: Изд-во УГГА, 2003. – 88 с.
2. Тагильцев С. Н.. Геомеханическая роль тектонических разломов и закономерности их пространственного расположения / С. Н. Тагильцев, А. Е. Лукьянов // Геомеханика в горном деле: докл. науч.-техн. конф. 12–14 октября 2011 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С. 26–39.

3. Тагильцев С. Н. Использование тектонофизического анализа для оценки гидрогеологической роли разломов / С. Н. Тагильцев // Тектонофизические аспекты разломообразования в литосфере: тез. докл. Всесоюз. совещ. – Иркутск, 1990. – С. 169–170.

4. Тагильцев С. Н. Активные тектонические структуры и их выявление на строительных площадках / С. Н. Тагильцев, А. Ю. Осипова, А. Е. Лукьянов // Уральский строитель. – 2012. – № 11–12. – С.31–33.

УДК 550.8.05 : 626.01

ВЛИЯНИЕ ТРЕЩИННОЙ ВОДЫ В СКАЛЬНЫХ ОСНОВАНИЯХ НА ИХ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ

А. И. Савич, Э. Г. Газиев

1. Взвешивание и подъем скальных оснований

Система «плотина-основание-водохранилище» – это сложная, но единая взаимодействующая структура. Строительство водохранилища не только создает пригрузку локального участка земной коры, но и одновременно изменяет гидрогеологические условия в зоне своего влияния. При заполнении водохранилища построенной высокой плотины в ее скальном основании начинают происходить сложные деформационные процессы. Вначале под тяжестью уложенного бетона и аккумулируемой в водохранилище воды происходит осадка ложа водохранилища и примыканий плотины и одновременно, по мере проникновения воды в трещины массива, его насыщение водой и взвешивание, что сопровождается изменением напряженного состояния вмещающего массива, подъемом основания и примыканий. Происходит разуплотнение массива за счет раскрытия трещин и ухудшение его прочностных показателей. Это подтверждается комплексом геофизических исследований, проведенных при заполнении водохранилища плотины Ингури [1] и плотины СШГЭС при различных глубинах водохранилища [2].

Одновременно происходит снижение вертикальных сжимающих напряжений в теле плотины, что способствует проникновению воды в горизонтальные строительные швы и взвешиванию тела плотины. При этом эффект взвешивания возрастает с увеличением высоты секции плотины.

Исследования, проведенные специалистами ЦСГНЭО на таких плотинах, как арочная плотина Ингури (Грузия), арочно-гравитационная плотина Саяно-Шушенской ГЭС, гравитационная плотина Капанда (Ангола), показали, что после заполнения водохранилища и при сезонных колебаниях его уровня происходит подъем береговых массивов в верхнем и нижнем бьефах, удлинение высоты плотины, сопровождаемое трещинообразованием и раскрытием строительных швов на напорной грани, появлением новых путей фильтрации и ростом фильтрационных расходов.

Впервые это явление было зафиксировано при первом заполнении водохранилища арочной плотины Ингури высотой 271 м в Грузии. Основание плотины сложено слоистыми известняками и доломитами. В процессе наполнения водохранилища велось наблюдение за осадками плотины и основания по поверхностным топографическим реперам, по реперам, установленным в дренажной галерее, а также на режимной геофизической сети.

Рассмотрение полученных диаграмм осадок реперов в основании плотины показало, что в процессе строительства регистрировались осадки от ее возрастающего веса. После начала заполнения водохранилища эти осадки продолжались под действием веса воды. Эти процессы сопровождалась ростом скоростей упругих волн в массиве пород основания. Однако, по мере того как вода проникала в трещины скального массива и создавала всё возрастающее противодавление, стало отмечаться поднятие основания практически во всех точках измерения, включая и репер, расположенный в нижнем бьефе плотины на удалении 400 м [3]. При этом скорости упругих волн в массиве начали резко уменьшаться [1].

Вычитание из зарегистрированных вертикальных смещений реперов в теле плотины осадок основания под весом строящейся плотины и веса воды в водохранилище позволило получить диаграммы подъема этих реперов, которые практически повторяли график заполнения водохранилища с отставанием примерно на 1 год. Это то время, которое потребовалось для насыщения и взвешивания скального массива в основании плотины.

Подобное явление наблюдалось и при заполнении водохранилища арочно-гравитационной плотины Саяно-Шушенской ГЭС высотой 242 м, построенной на высокопрочных орто- и парасланцах. После начала укладки бетона в 1977 г. наблюдались осадки основания плотины, которые продолжались и после начала наполнения водохранилища для пуска первой очереди станции. Эти осадки составили 29 мм (рис. 1). Но после достижения водохранилищем глубины 140 м (при отметке 465 м) начался медленный подъем основания, ко-

торый к 2001 г. при уровне мертвого объема (УМО) составил 12 мм, а при нормальном подпорном уровне (НПУ) подъем увеличился еще на 5 мм. Таким образом, первоначальная осадка в 29 мм сократилась за счет подъема основания до 11 мм.

В то же время гребень плотины при НПУ поднимался в том же центральном сечении на 25 мм.

Это свидетельствовало об удлинении консоли плотины примерно на 35 мм, что могло быть одной из причин появления в 1989 г. (через год после заполнения водохранилища) на напорной грани плотины горизонтальных трещин.

Проведенные в 2010 г. исследования динамики воздействия фильтрационной воды на вертикальные перемещения плотины СШГЭС показали, что подъем основания плотины (на отм. 308 м) происходит через 18 суток после подъема уровня верхнего бьефа (УВБ) до своего максимального значения; на отм. 344 м (т. е. на вы-

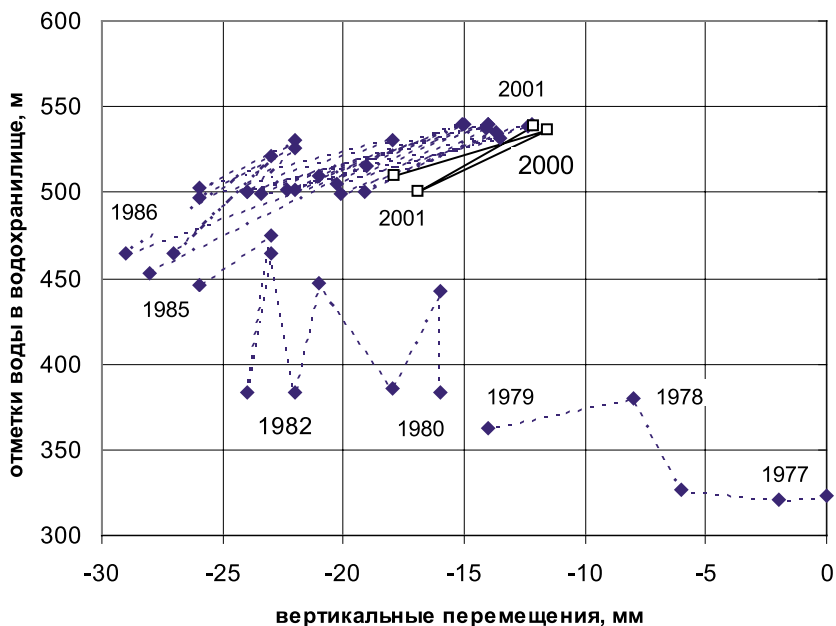


Рис. 1. Вертикальные перемещения основания центральной секции плотины СШГЭС за период с 1977 по 2001 г.

соте 36 м от основания) это запаздывание составляет 26 суток, а на отм. 359 м – 33 суток. Таким образом, происходит как бы медленное растяжение плотины в вертикальном направлении [4].

Аналогичная картина была получена при заполнении водохранилища гравитационной плотины Капанда в Анголе, построенной на горизонтально-слоистых песчаниках с прослоями аргиллитов.

Происходящие процессы наглядно иллюстрируются диаграммой, представленной на рис. 2, где приведены результаты замеренных вертикальных смещений марок на гребне (отм. 953 м), в средней части в галерее на отметке 921 м и в основании (на отм. 860 м) центральной секции плотины.

Можно отметить, что вертикальные перемещения плотины на всех отметках с некоторым отставанием следуют за изменением уровня воды в водохранилище. Причем при заполненном водохранилище наблюдается заметный подъем верхних горизонтов плотины при одновременной осадке ниже расположенных горизонтов, что также свидетельствует о происходящем удлинении высоты тела плотины. Первый резкий подъем гребня был зафиксирован в апреле 2004 г., через год после первого заполнения водохранилища до НПУ. Деформации удлинения плотины в вертикальном направлении к 2007 г. составили в центральной части плотины почти 15 мм.

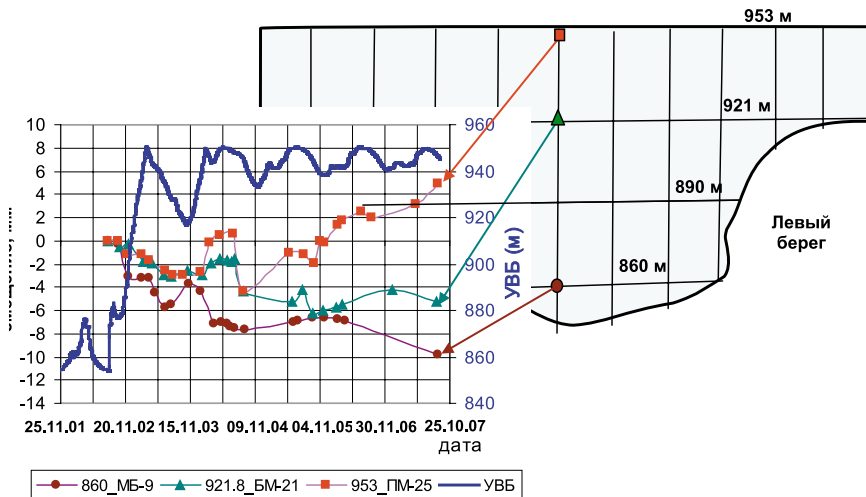


Рис. 2. Вертикальные смещения центрального сечения плотины Капанда (Ангола) на разных отметках при заполнении водохранилища

Анализ данных натурных наблюдений за поведением плотины СШГЭС в процессе наполнения водохранилища показал, что максимальный подъем основания центральной секции (№ 33 на отм. 308 м) происходит через 18 суток после максимального подъема УВБ. На отм. 344 м этот подъем происходит через 26 суток, а на гребне плотины (на отм. 359 м) – в течение 33 суток [4].

Необходимо отметить, что вертикальные подъемы испытывают не только створы плотин, но вся территория скальных массивов, находящихся в зоне подъема уровня грунтовых вод при росте УВБ.

На рис. 3 приведены диаграммы подъема правого берега реки Ингури в нижнем бьефе плотины на протяжении около 150 м при каждом сезонном подъеме уровня воды в водохранилище, и это спустя почти 25 лет после первого его наполнения.

Для наблюдений за возможными подвижками расположенного в верхнем бьефе плотины Капанда геологического разлома по обе стороны от него были заложены геодезические знаки. За период с октября 2002 г. по апрель 2007 г. было выполнено 8 циклов нивелирования. Рассмотрение данных наблюдений свидетельствует о том, что смещений по разлому не наблюдалось, но наполнение водо-

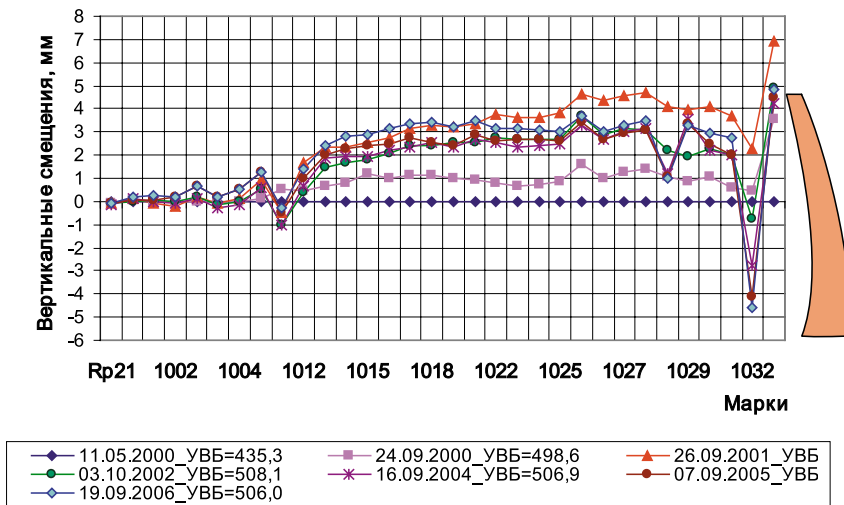


Рис. 3. Вертикальные смещения правого берега реки Ингури в нижнем бьефе плотины при высоких положениях уровня воды в водохранилище. За нулевые значения приняты замеры 2000 г.

хранилища вызвало подъем почти всех геодезических знаков. Наибольшие подъемы зафиксированы у знаков, наиболее удаленных от русла реки. При этом чем ближе к водохранилищу находится знак, тем меньше его подъем при том же УВБ за счет влияния осадки ложа водохранилища. Максимальный зарегистрированный подъем знака № 3 на расстоянии 4,5 км от створа составил 12,2 мм. Подъем геодезических знаков, очевидно, был вызван взвешивающим эффектом в результате общего повышения уровня грунтовых вод в массиве при заполнении водохранилища. В дальнейшем, по мере развития процесса осадки ложа водохранилища, этот подъем берега прекратился и началось его понижение. Это свидетельствует о том, что наиболее ощутимые изменения напряженно-деформируемого состояния (НДС) скального массива случаются в период первого заполнения водохранилища (примерно в течение первого года после заполнения), когда происходит первое насыщение трещин вмещающего скального массива водой из водохранилища. Чем выше плотина, тем под большим напором в трещины проникает вода, и, когда взвешивающее давление становится равным прочности трещинообразования массива, начинается рост длины трещин, приводящий в свою очередь к росту взвешивающего давления.

Перестройка напряженно-деформированного и фильтрационно-го состояния массива в результате колебаний уровня водохранилища в процессе его эксплуатации приводит также к интенсификации суффозионных процессов и к образованию зон со снижающейся прочностью вследствие циклических изменений знака напряжений. При быстрой сработке водохранилища в массиве могут возникнуть зоны избыточного трещинного давления, в которых развиваются процессы разрушения массива. Геофизические исследования в основании Ингурской арочной плотины показали, что после быстрой (более 2 м/сут) сработки водохранилища в 1996 г. произошло резкое (на 30–40%) падение скоростей упругих волн в основании Ингурской плотины в процессе эксплуатации [2].

2. Создание противодействия в трещинах

Исследования влияния водохранилища на состояние скального основания проводились также в левобережном примыкании Саяно-Шушенской арочно-гравитационной плотины. Специалистами ЦСГНЭО при двух различных уровнях водохранилища были выполнены как геофизические исследования основания, так и исследования напряженного состояния основания методом гидроразрыва. По данным более 100 результатов опытов было установлено, что исследуемая часть массива характеризуется вертикальными напря-

жениями в диапазоне 3–3,5 МПа и горизонтальными напряжениями примерно 4 МПа. При этом отмечена общая тенденция роста всех компонент напряжений с удалением от склона в глубь массива и их уменьшение в зонах тектонических нарушений. Было установлено, что при повышении уровня воды в водохранилище максимальные горизонтальные напряжения увеличиваются, а вертикальные – падают, причем наиболее существенное уменьшение вертикальных напряжений (до 2,2 МПа) отмечено во внутренней части массива. Эти данные полностью соответствуют результатам ультразвуковых исследований и, следовательно, объективно отражают происходящие изменения состояния массива.

Таким образом, возрастание взвешивающего эффекта приводит к снижению прочности скального массива на сдвиг за счет снижения вертикальных напряжений и раскрытия горизонтальных трещин при одновременном возрастании горизонтальных напряжений. Это явление представляет особую опасность для устойчивости скальных примыканий высоких плотин и непременно должно учитываться при расчетах и проектировании арочных плотин и их скальных упоров.

Резкое изменение фильтрационного режима основания приводит к скачкообразным изменениям напоров, прорывам затампированных скважин, появлению новых путей фильтрации, росту фильтрационных расходов.

Как показывает имеющийся в ЦСГНЭО опыт наблюдений за поведением высоких бетонных плотин, эффект проникновения воды в трещины скального основания и «взвешивание» примыканий плотины оказывают существенное негативное влияние на ее НДС, а также на свойства и состояние вмещающего массива, и это следует учитывать при анализе надежности и безопасности скальных примыканий.

Наглядным примером может служить катастрофа арочной плотины Мальпассе высотой 66,5 м, произошедшая во Франции 2 декабря 1959 г. Проблема заключалась в том, что в те годы не было известно не только о влиянии воды, но и о влиянии трещиноватости на поведение скальных оснований. Построили водохранилище в 1954 г. и стали медленно заполнять, не обращая внимания на смещения плотины, а 1 декабря 1959 г. сразу подняли уровень на 2 м в сутки. Плотина в процессе наполнения стала смещаться в сторону левого берега, но никого это не заинтересовало [5]. Проникновение воды в заполненную глинистым материалом трещину левобережного примыкания плотины и создание в ней противодавления при одновременном действии сдвигающих сил от поднятого уровня водохранилища привело к смещению блока левобережного примыкания плотины и к ее разрушению, повлекшему гибель более 400 человек.

Осталась стоять только правая часть плотины, а левобережная часть вместе с блоками скального основания была смыта (рис. 4). Интересно отметить, что до разрушения плотины смещение ее левобережного примыкания составило практически 1 м. То есть плотина как бы сопротивлялась смещению и пыталась удержать берег [5].

Серьезные проблемы при высокой скорости сработки водохранилища возникли в водохранилище плотины Ла Амистад в Мексике в 1996 г., которая была построена в 1969 г. и 27 лет безупречно функционировала. Сильная засуха, продолжавшаяся в северной части Мексики на протяжении 4 лет, привела к значительной сработке практически всех водохранилищ на севере страны, включая и водохранилище плотины Ла Амистад, причем в 1996 г. эта сработка оказалась особенно глубокой и быстрой. Дно водохранилища, сложенное горизонтально-слоистыми известняками, содержало, как оказалось, карстовые пустоты, заполненные водой. При быстрой сработке уровня водохранилища давление воды в этих пустотах не успевало снизиться, что привело к возникновению на мелководье огромных свищей: вода выдавливала пласты известняка, выбрасывая «гейзеры» в водохранилище (рис. 5), а затем вода из водохранилища устремлялась в эти пустоты водопадом. Постепенно давление выравнивалось, и в дне водохранилища на его кромке остались зияющие дыры диаметром в несколько метров. Заделка этих вновь



Рис. 4. Вот все, что осталось от арочной плотины Мальпассе

образовавшихся сосредоточенных путей фильтрации была осуществлена каменной отсыпкой, скрепленной бетоном [5].

3. Снижение прочности пород за счет увлажнения глинистых прослоев

Помимо создания противодействия, проникающая в трещины и поры массива берегового примыкания вода может вызвать снижение прочности на сдвиг у содержащих глинистые компоненты пластов. Классическим и одновременно трагическим примером обрушения борта водохранилища может служить пример арочной плотины Вайонт высотой 261 м [5]. Опасения, что возможно смещение склона, появились после заполнения водохранилища, но никто из экспертов, включая и Леопольда Мюллера, не мог предположить, что оно может произойти столь стремительно (за 15–30 секунд). Гигантское, объемом около 300 млн м³, обрушение склона горы Монте Ток произошло в ночь с 9 на 10 октября 1963 г., в результате чего оползнем было практически целиком заполнено водохранилище (рис. 6). Волна перелива через гребень плотины имела высоту от 130 м на левом берегу, до 230 м – на правом. В нижнем бьефе уровень воды повы-



Рис. 5. Плотина Ла Амистад (Мексика – США). Свищ в дне водохранилища

сился на 50 м, в результате чего были полностью затоплены расположенные ниже по течению г. Лонгароне и ряд поселков. Количество погибших составило около 2000 человек. Это был один из крупнейших оползней в истории плотиностроения. При этом сама арочная плотина практически не пострадала [5].

Аналогичное явление наблюдалось при первом наполнении водохранилища 200-метровой арочной плотины Симапан в Мексике в ноябре и декабре 1993 г., когда был обнаружен неустойчивый массив на борту водохранилища прямо напротив плотины. Объем оползающего скального массива составил 14,6 млн м³. Обрушение такого огромного массива скалы в водохранилище представляло для строящейся плотины серьезную опасность. Выполненные расчеты показали, что при дальнейшем росте уровня водохранилища движение массива должно остановиться. Так и произошло [5].

4. Заключение

НДС скальных массивов в бортах водохранилищ и примыканиях высоких плотин существенно определяется воздействием проникающей в трещины фильтрующей воды.



Рис. 6. Обрушение горы Монте Ток в водохранилище плотины Вайонт

Создание глубокого водохранилища не только вызывает пригрузку локального участка земной коры, но и одновременно изменяет гидрогеологические условия в зоне своего влияния. Эти факторы оказывают негативное воздействие на свойства и состояние вмещающего массива, однако при проектировании и анализе работы высоких плотин они часто недооцениваются.

Особенно важное влияние на прочность и устойчивость скальных массивов проникающая в трещины и поры скального массива вода имеет при строительстве высоких плотин. При наполнении водохранилища может оказать весьма неблагоприятное влияние на прочность и устойчивость примыканий и основания высокой плотины совокупное воздействие таких факторов, как потеря скальным примыканием веса за счет взвешивающего эффекта проникшей в трещины воды; снижение прочности массива на сдвиг вследствие раскрытия трещин и разуплотнения скального массива при одновременной потере прочности при смачивании имеющихся глинистых прослоев; их действие в момент роста гидростатического давления на напорную грань плотины; рост сдвигающих сил в скальном массиве. Если добавить к этим факторам возможное сейсмическое воздействие, то последствия могут оказаться катастрофическими.

Литература

1. Особенности развития деформационных процессов в основании арочной плотины Ингури ГЭС / А. И. Савич и др. // Сборник научных трудов / Гидропроект. – Вып. 103. – М., 1985.
2. Особенности влияния водохранилищ на скальные основания больших плотин / А. И. Савич и др. // Гидротехническое строительство. – 2003. – № 3.
3. Vertical displacement of rock foundation at Ingouri arch dam during 1st stage filling of reservoir / E. Gaziev et al // «Field Measurements in Geomechanics»: International Symposium: Vol. 2 / Swiss Federal Institute of Technology. – Zürich, 1983.
4. Савич А. И. Влияние водохранилищ на поведение скальных массивов оснований высоких плотин / А. И. Савич, Э. Г. Газиев // Гидротехническое строительство. – 2005. – № 11.
5. Газиев Э. Г. Скальные основания бетонных плотин / Э. Г. Газиев. – М.: Изд-во Ассоциации строительных вузов, 2005.

ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ПОТОКИ В СЕЙСМИЧЕСКИ ОПАСНЫХ ЗОНАХ НА ТАШТАГОЛЬСКОМ МЕСТОРОЖДЕНИИ

Г.Л. Линдин, Т.В. Лобанова

При ведении горных работ в высоконапряженных массивах скальных пород проявляется техногенная сейсмичность, вопросам прогноза и профилактики которой в последние годы уделяется много внимания во всех странах с развитой горнодобывающей промышленностью, однако обозначился кризис, обусловленный нерешенностью главной задачи – краткосрочного прогноза.

Известно [1], что основные процессы горного производства суть не что иное, как передача энергии от одного участка массива к другому, например от взрывчатых веществ к горной породе. Типично также обратное, когда внутренняя энергия горного массива переходит в потенциальную энергию стоек, крепей и других ограждающих конструкций в горных выработках. Такое же направление передачи энергии имеет место и при горных ударах (ГУ), когда процесс передачи энергии происходит в динамической и неконтролируемой форме.

Изучение направлений передачи энергии в рассмотренных процессах представляет большой интерес. На необходимость такого подхода указывалось уже в 50-х годах XX века [2, 3]. Позднее были введены линии тока энергии и вектор наибольшей плотности тока [4], определяющий направление передачи энергии. Этот вектор позволяет рассматривать процессы перераспределения напряжений и связанных с ними смещений как единое целое. В результате оказывается, что в деформируемом материале энергия течет подобно движению сжимаемой жидкости. В отличие от напряжений, зависящих от внешних усилий и смещений на всей границе упругого тела, внутренняя энергия в указанное место течет только по вполне определенным направлениям.

1. В 2006 г. на Восточном участке Таштагольского месторождения обрабатывались три очистных блока (светлые квадраты на рис. 1): в период 02.04.06 – 28.05.06 произведено 9 технологических взрывов (ТВ), а 18.06.06 – МВ 247 т ВВ блока 9 в северной части участка; в период 17.09.06 – 12.11.06 произведено 7 ТВ блока 26 в южной части; в период 30.07.06 – 01.10.06 произведено 6 ТВ, а 19.11.06 – мас-совый взрыв (МВ) 167,8 т ВВ блока 18 в центральной части. Точками

отмечены сейсмособытия, обнаруженные в 500-метровой окрестности блока 18 до момента его МВ.

Наблюдаемые участки концентрации эпицентров (УКЭ) [5] имеют форму эллипсов с отношением полуосей $b/a = 0,5$: наиболее плотный УКЭ около блока 9 (623 события), а около блока 26 – 240 событий. Максимальное тектоническое напряжение на бесконечности σ_x^∞ (ось X направлена на север) превышает гравитационное напряжение примерно в 2,5 раза, а σ_y^∞ – в 1,3 раза. Главный поток энергии связан с тектоническим напряжением σ_x^∞ нетронутого массива: при отсутствии УКЭ линии тока энергии (ЛТЭ) параллельны оси Y и отражают процесс переноса тектонической энергии вдоль оси X .

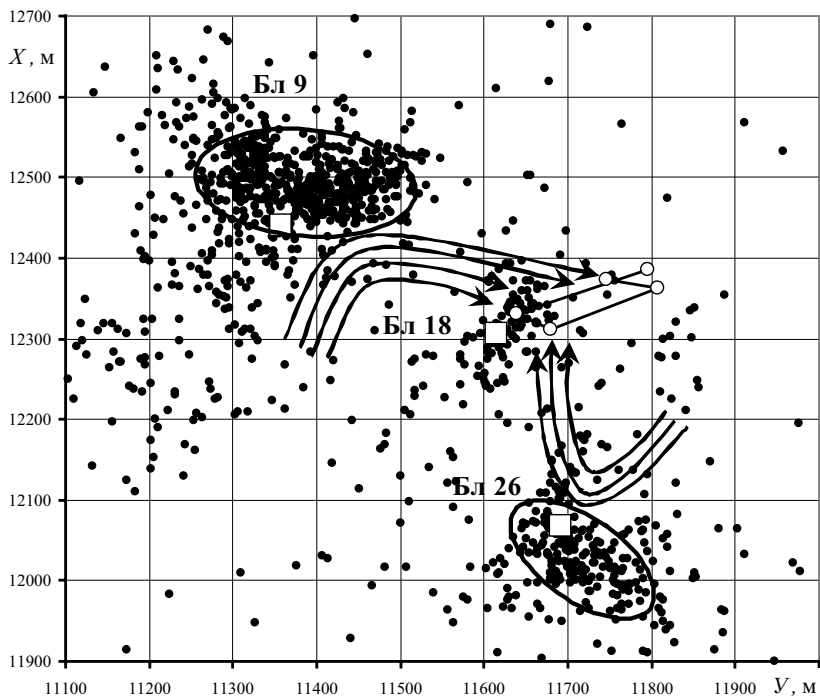


Рис. 1. Распределение сейсмособытий и линий тока энергии при отработке блока 18

УКЭ создают противопоток за счет дилатансии [6], который круто разворачивает тектонический поток (стрелки на рис. 1). В результате формируется зона аккумуляции потенциальной энергии массива северо-восточнее блока 18, в 100-метровой окрестности которого зарегистрировано всего 71 событие. Общее количество событий $N = 1080$, отмеченных в 500-метровой окрестности блока 18 и связанных с обработкой блоков 9, 18, 26, говорит об интенсивном потоке из УКЭ дополнительной энергии [6] и ее аккумуляции в структурных блоках, на границе которых произошли пять микроударов (МУ) (светлые кружки, соединенные ломаной в хронологической последовательности), три из которых уже на стадии ТВ (30.07.06, 25.08.06, 03.09.06) и два – сразу после МВ блока.

Для учета дополнительной энергии, поступающей при разработке очистных блоков, предлагается определение вероятности ГУ [6, 7]

$$P = (N - n) / N, \quad (1)$$

где n – количество сейсмособытий, зарегистрированных в 100-метровой окрестности очистного блока во время его ТВ в обрабатываемом этаже и ниже, а N – в 500-метровой окрестности блока до его МВ начиная с момента начала разработки блоков, обрабатываемых совместно или перед ним на одном участке. В случае блока 18, согласно (1), вероятность ГУ $P = 0,93$.

2. В 2010–2012 гг. на Восточном участке МВ очистных блоков производились в следующем порядке: 17.01.10 блок 19; 29.08.10 – 4–5 (вост.); 05.06.11 – 4–5 (зап.); 20.11.11 – 33; 25.03.12 – 20–21; 11.06.12 – 7; 07.07.12 – 34. На рис. 2 представлено распределение 4355 сейсмособытий, проявившихся в этот период, и ЛГЭ около наблюдаемых УКЭ. Наиболее плотный (около блоков 4–5, 7) имеет форму эллипса с отношением полуосей $b/a = 0,5$, а около блоков 20–21, 33–34 с отношением $b/a = 0,4$. Поэтому еще до разработки блоков 13–14, МВ которых планировался, но не состоялся 01.11.12, можно говорить об отсутствии удароопасности в этих УКЭ и высокой удароопасности в окрестности блоков 13–14. Действительно, в 500-метровой и 100-метровой окрестности этих блоков произошло $N = 1541$ и $n = 136$ сейсмособытий. Вероятность ГУ равна 0,912, согласно (1). Этот вывод подтверждается МУ (треугольник), который произошел 02.03.12 при проведении взрывных работ по проходке орта 11.

Следует отметить, что регулярный контроль напряженного состояния вмещающего массива инструментальными методами (подземное электропрофилирование и электрозондирование, каротаж

опережающих скважин, электромагнитное излучение и др.) при проходке этого орта удароопасности массива не выявил.

За последние 14 лет наблюдений на Восточном участке ГУ происходили при разработке всего четырех блоков. Во всех этих случаях наблюдались плотные УКЭ с общим количеством сейсмособытий $N = 563 \div 1080$, а очаги ГУ находились в зоне относительного вакуума сейсмособытий $n = 38 \div 71$. Причем в каждом таком случае $P > 0,9$, а во всех остальных случаях $P < 0,9$. Результаты расчетов P и наблюдаемые значения сейсмической энергии при ГУ (табл. 1) подтверждают критерий, согласно которому при $P > 0,9$ ГУ становится практически достоверным.

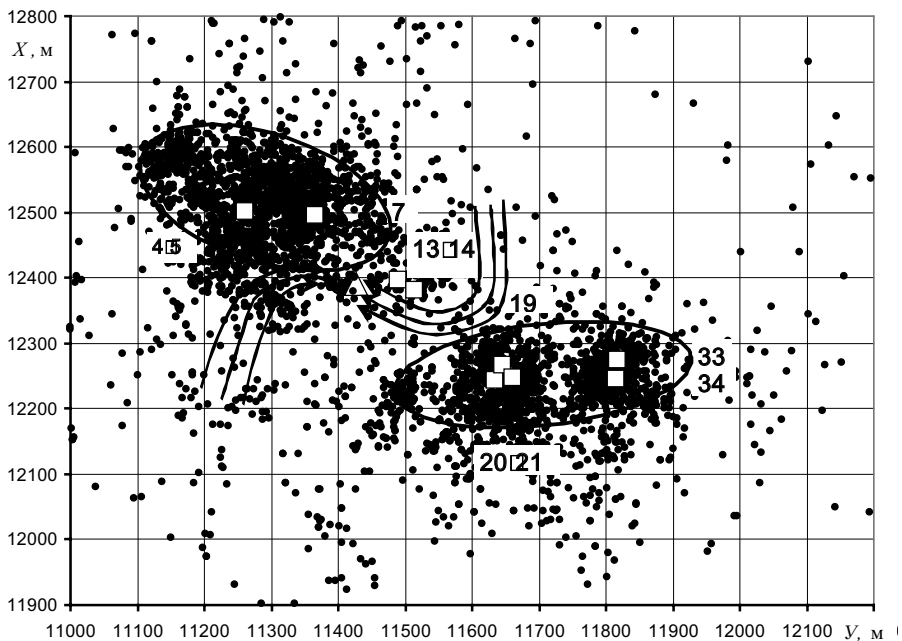


Рис. 2. Распределение сейсмособытий и линий тока энергии при отработке блоков 13–14

Таблица 1

Распределение сейсмособытий и вероятность ГУ

Номер блока	Предваряющие блоки	Период отработки, год	Этажи отработки, м	События в окрестности, м		Вероятность ГУ	Энергия ГУ, Дж	
				500	100			
21	8	1997–98	(–280) ÷ (–140)	563	54	0,904	$6,2 \times 10^8$	
13	2, 5, 21, 32	1998–99	(–280) ÷ (0)	600	38	0,94	$2,3 \times 10^9$	
22	13	1999–2000	(–280) ÷ (–210)	161	17	0,89	ГУ нет	
23	35	2001	(–280) ÷ (–210)	357	88	0,75		
12	4	2002	(–140) ÷ (–70)	676	115	0,83		
24	35б	с 14.09.02	(–280) ÷ (–70)	289	88	0,70		
11	24	2003	(–280) ÷ (–210)	817	162	0,80		
25	6	2004	(–210) ÷ (–140)	1121	136	0,88		
10	25	с 11.04.04	(–280) ÷ (–210)	1320	155	0,88		
30	10	2005	(–280) ÷ (–210)	483	49	0,89		
9	2	2006	(–280) ÷ (0)	599	176	0,71		
18	9, 26	2006	(–280) ÷ (–210)	1080	71	0,93		$3,35 \times 10^5$
26	18	с 30.07.06	(–350) ÷ (–210)	614	152	0,75	ГУ нет	
8	2 (слой 3), 26	2006–07	(–280) ÷ (0)	967	308	0,68		
27	2 (слой 3), 8	2007	(–280) ÷ (0)	674	40	0,94	$8,1 \times 10^8$	
28	3 (ЮВ уч.)	2008	(–280) ÷ (–70)	147	21	0,86	ГУ нет	
33	2 (ЮВ), 4–5	2010–11	(–350) ÷ (0)	1414	404	0,71		
4–5 (вост.)	19	2010	(–350) ÷ (–140)	725	192	0,74		
4–5 (зап.)	19, 4–5 (вост.)	2011	(–350) ÷ (–140)	339	66	0,81		
33	19, 4–5 (вост. и зап.)	2010–11	(–350) ÷ (–140)	1728	388	0,775		
20–21	4–5 (зап.), 33	2011–12	(–350) ÷ (–140)	1524	278	0,83		
7	4–5 (зап.), 33	2011	(–350) ÷ (–140)	515	156	0,70		
34	19, 33, 20–21	2010–11	(–350) ÷ (–280)	585	91	0,84		
13–14	20–21, 7, 34, 01	2012	(–350) ÷ (–70)	1541	136	0,912		$3,0 \times 10^3$

Рассмотрим распределение частот сейсмособытий в серии ТВ в зависимости от номера взрыва и сравним их с соответствующим распределением 54 сейсмособытий для блока 21, после МВ которого 29.03.98 произошел ГУ. Эти распределения для рассматриваемых блоков и соответствующие уровни значимости критерия Смирнова [7] приведены в табл. 2. Следует отметить, что результаты распределения сейсмособытий для всех блоков, кроме 22 и 23, согласуются с расчетными значениями уровня значимости. Дело в том, что произошедший около блока 21 ГУ разгрузил соответствующую часть массива, в которой расположены данные блоки, и повлиял на соответствующие распределения.

Таблица 2

Сравнение распределений частот сейсмособытий при ТВ блоков

Номер блока	Номер ТВ по порядку									Всего	Уровень значимости
	1	2	3	4	5	6	7	8	9		
21*	14	18	1	3	6	8	4			54	
13*	12	4	2	10	10					38	0,2210
22	0	4	6	1	1	0	1	4		17	0,0737
23	18	14	3	2	6	3	7	12		65	0,1205
12	12	19	16	18	1	15	7	27		115	0,0009
24	21	4	3	3	4	8	25			68	0,0112
11	22	32	32	14	25	10	17			152	0,0225
25	13	58	4	5	11	5	10	18	12	136	0,0465
10	3	24	29	21	13	25	33	7		155	2×10^{-6}
9	23	36	20	49	11	6	17	14		176	0,0084
26	9	39	7	3	5	12	34	43		152	1×10^{-6}
8	26	118	23	46	26	31	38			308	0,0053
27*	13	8	6	1	9	3				40	0,7386
28	8	0	2	0	0	1				11	0,0365
33	48	18	62	88	172					388	1×10^{-7}
4–5 (вост.)	10	21	11	15	13	71	19	23	9	192	3×10^{-7}
4–5 (зап.)	3	5	10	15	33					66	4×10^{-6}
33	48	18	62	88	172					388	9×10^{-8}
20–21	37	78	26	14	10	38	58	4	13	278	1×10^{-4}
7	3	45	23	12	14	59				156	3×10^{-3}

Таблица 3

**Порядок скорости кажущейся миграции сейсмособытий
при ТВ и МВ блоков**

Номер блока	Десятичные логарифмы скорости									После МВ
	По номерам ТВ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	
21*	4,3	3,3	Нет	Нет	Нет	Нет	Нет			4,6
13*	3,3	Нет	-1,0	1,8	2,5					4,5
22	Нет	Нет	4,7	3,5	-0,5	Нет	Нет	Нет		4,2
23	4,4	1,0	Нет	0,7	Нет	Нет	1,0	Нет		4,6
12	4,0	3,6	2,7	4,4	Нет	1,2	Нет	2,7		4,6
24	3,1	Нет	Нет	1,1	Нет	Нет	2,4			4,8
11	4,1	4,2	4,0	1,0	2,2	Нет	0,8			4,5
25	1,5	4,7	Нет	Нет	3,5	Нет	Нет	2,9	Нет	4,8
10	Нет	4,7	3,9	4,6	2,8	3,2	3,2	0,2		4,5
9	4,7	4,5	3,3	3,6	Нет	Нет	3,6	Нет		3,8
26	1,6	4,4	Нет	Нет	Нет	3,5	3,1	0,5		4,1
8	4,4	4,7	3,7	3,9	2,6	2,6	1,2			3,5
27*	4,3	4,2	-0,7	Нет	Нет	Нет				4,3
28	2,9	2,8	Нет	Нет	Нет	Нет				0,9
33	4,1	3,1	3,9	4,1	3,2					4,4
4-5 (вост.)	3,4	4,6	Нет	2,1	3,2	4,3	2,9	3,2	0,5	4,1
4-5 (зап.)	Нет	Нет	3,6	4,5	1,5					4,6
33	4,1	3,1	3,9	4,1	3,2					4,4
20-21	4,0	3,4	2,7	2,7	0,9	3,7	4,5	2,9	2,8	4,3
7	Нет	4,4	Нет	3,6	2,2	3,9				4,6

В остальных случаях уменьшение частоты сейсмособытий по мере приближения момента МВ (блоки 21, 13, 27 отмечены звездочкой) говорит о накоплении потенциальной энергии и наступлении затишья перед крупным событием.

Такая реакция массива на ТВ подтверждается скоростью кажущейся миграции сейсмособытий [7] в течение первых пяти минут после ТВ. В табл. 3 приведены десятичные логарифмы среднего значения скорости кажущейся миграции сейсмособытий, которые характеризуют порядок скорости для каждого из ТВ и МВ рассматриваемых блоков. «Нет» означает отсутствие сейсмособытий в течение первых пяти минут после ТВ. Например, блок 21 отличается отсутствием сейсмособытий в течение первых пяти минут после последних пяти ТВ. Таким образом, реакция на ТВ массива в окрестности блока запаздывает. Наступает затишье перед ГУ в этой окрестности. Такая же ситуация наблюдается для блоков 22, 28, попадающих в зону разгрузки после ГУ. Блок 13, расположенный в северо-западной части Восточного участка, отличается от соседних блоков 12–8 тем, что порядок скорости миграции сейсмособытий для всех ТВ меньше четырех. Это условие означает наступление затишья перед ГУ в данной части участка. Другими словами, мощный структурный блок приводит к запаздыванию реакции массива на ТВ. В остальных случаях заметно увеличение скорости кажущейся миграции, что свидетельствует об интенсивной диссипации упругой энергии вплоть до момента МВ блока.

Проведенный анализ позволяет сделать следующие выводы:

1. Анализ пространственного распределения сейсмособытий позволяет выявить участки концентрации эпицентров, ограничивающие структурные блоки ненарушенной среды. Расчет вероятности горного удара показывает, какова возможность превращения этих блоков, проявившихся до проведения массового взрыва, в очаговую зону горного удара после массового взрыва: если вероятность больше 0,9, то горный удар становится достоверным.

2. Возможность горного удара отражает также уменьшение кажущейся скорости миграции сейсмособытий либо отсутствие таковых в течение первых пяти минут после технологического взрыва, не способного сдвинуть массивный структурный блок. Подобная реакция массива подтверждается наступлением значимого затишья в технологических взрывах перед моментом массового взрыва блока. Значимость определяется проверкой гипотезы о совпадении распределений частот сейсмособытий в зависимости от проводимых технологических взрывов для рассматриваемого и эталонного блоков, при массовом взрыве которого произошел горный удар: если при уровне

значимости 0,05 критерий Смирнова подтверждает эту гипотезу, то горный удар становится достоверным.

3. Участки концентрации эпицентров и структурные блоки являются долговременными образованиями массива, поэтому, возникнув в верхнем отработанном этаже, они проявятся на нижележащих этажах, что позволяет строить долгосрочный прогноз развития ситуации при планировании горных работ. Совместная отработка нескольких технологических блоков на одном участке месторождения значительно повышает удароопасность для того очистного блока, который оказался рядом со структурным блоком, и снижает – рядом с участком концентрации эпицентров сейсмособытий.

Литература

1. Ревуженко А. Ф. Линии тока энергии в деформируемом горном массиве, ослабленном эллиптическими отверстиями / А. Ф. Ревуженко, С. В. Клишин // ФТПРПИ. – 2009. – № 3.
2. Умов Н. А. Избранные сочинения / Н. А. Умов. – М.–Л.: Гостехиздат, 1950.
3. Ландау Л. Д. Электродинамика сплошных сред / Л. Д. Ландау, Е. М. Лифшиц. – М.: Физматгиз, 1959.
4. Крамаренко В. И. Потоки энергии в деформируемой среде / В. И. Крамаренко, А. Ф. Ревуженко // ФТПРПИ. – 1988. – № 6.
5. Исследование режима возбужденной сейсмичности на шахтах СУБРа / В. С. Пономаренко и др. // ФТПРПИ. – 1992. – № 4.
6. Линдин Г. Л. Энергетические источники горных ударов / Г. Л. Линдин, Т. В. Лобанова // ФТПРПИ. – 2013. – № 1.
7. Линдин Г. Л. Особенности сейсмоактивности Таштагольского месторождения перед горными ударами / Г. Л. Линдин, Т. В. Лобанова // ФТПРПИ. – 2012. – № 2.

ИЗМЕНЕНИЯ ОТНОСИТЕЛЬНОЙ ДЕФОРМАЦИИ ЗЕМНОЙ КОРЫ ВО ВРЕМЕНИ*

А. В. Зубков, К. В. Селин, И. В. Бирючев, С. В. Сентябов

Оценка устойчивости горных конструкций и высоконапорных плотин ГЭС должна базироваться на знании природного поля напряжений на территории объекта (напряженно-деформированного состояния массива пород (НДС)), его перераспределения в элементах конструкций и сравнении с прочностными и деформационными характеристиками материала конструкции (горной породы, бетона и т. п.).

К настоящему времени как в РФ, так и за рубежом накоплена огромная база данных о величине природных напряжений в массивах горных пород как функции гравитационных и тектонических напряжений, являющихся константой в исследованной точке горного массива, участка земной коры. В то же время геологи считают, что Земле присущи циклические изменения размеров и вызываемая этим явлением деформация земной коры (массива горных пород). Периодичность геологических циклов деформации Земли – от часов до миллиардов лет (табл. 1) [1]. На фоне расширения Земли происходит периодическое ее поджатие. Так, современное поджатие происходит на фоне плиоцен-четвертичного расширения.

Деформации звезд (Солнце), планет (Земля), земной коры и отдельных участков массива горных пород различны, а конкретные величины зависят от интервалов времени, методов и приборов для измерения: деформацию Солнца измеряют с помощью телескопов, установленных на спутниках; деформацию Земли в течение длинных отрезков времени (десятки тысяч и миллионы лет) прослеживают по глобальным геологическим процессам, а на меньших отрезках времени (от часов до десятков лет) – путем проведения инструментальных наблюдений (табл. 2). Хорошие результаты дают традиционные геодезические методы, а GPS уводит нас в зону заблуждений из-за ошибок самого метода. Результаты определения деформации на отдельных участках массива с применением традиционных геодезических методов отличаются от результатов, полученных с использованием спутниковых навигационных систем (СНС). Это может быть объяснено тем, что математическая модель расчета про-

* Исследования выполнены при поддержке программы Президиума РАН № 4 2012–2014 гг.

странственных координат СНС не учитывает изменение параметров фигуры Земли [2].

Таблица 1

Уровни организации, геологические циклы и физические явления

Уровни организации	Циклы		Средняя продолжительность цикла	Геохронологическое подразделение (геологическое время)	Физические явления*, по данным ИГД УрО РАН	
	Типы	Классы			$\Delta\varepsilon \cdot 10^5$	$\Delta\sigma$, МПа
Оболочки	Мега	1	4,6 млрд лет	История Земли Мегахрон Эон Эра		
		2	1,4 млрд лет			
		3	700 млн лет			
		4	215 млн лет 190 млн лет			
Формации	Макро	5	58 млн лет	Период Эпоха Век	1000–3000	
		6	14 млн лет			
		7	3,7 млн лет			
Пачки	Мезо	8	800 тыс. лет	Фаза Пора Геоминута		
		9	190 тыс. лет			
		10	40 тыс. лет			
Слои	Микро	11	9,5 тыс. лет	Эпизод Полисекунда Геосекунда	50	≈ 30
		12	1,6 тыс. лет			
		13	220 лет			
Слойки	Нано	14	60 лет	Вековой наноцикл		
		15	10–13 лет	Солнечный наноцикл	13–26	10–20
		16	3,5 года	Геотерция		
		17	1 год	Год		
Пульситы	Пико	18	3 месяца	Сезонный пикоцикл		
		19	14 дней	Лунный пикоцикл	До 0,8–1,6	До 0,8–1,6
		20	1 день	Суточный пикоцикл	До 0,3	До 0,3
		21	160 минут	Трехчасовой пикоцикл	До 0,08	До 0,08

* $\Delta\varepsilon$ – относительная деформация массива горных пород; $\Delta\sigma$ – изменение напряжений массива горных пород.

Таблица 2

Относительная деформация массива

Объект	База, м	Время	$\epsilon \cdot 10^4$	Измеритель	Амплитуда, мм
Рудники Урала	50	С 2003 по 2010 г.	-1,298 – тренд	Деформометр	
Полигон	2000–5400	С 2003 по 2010 г.	-0,054 – тренд	GPS	
Полигон	750	С 06.2010 по 10.2012 г.	0,2 – тренд	Дальномер	
Полигон	750	С 2013 частота 14 дней	0,1	Дальномер	
В шахте Естюнинская	3,5 (диаметр выработки)	2007 г. частота 2 ч. 40 мин Пульс Земли 9 ударов/сутки	По оси X $\pm 0,016$	Деформометр	0,01
То же	То же		По оси Z $\pm 0,016$	То же	0,01
То же	То же	Частота – сутки	$\pm 0,030$	То же	0,05
Сарбайское месторождение	4878	Частота 1-2 ч	По осям X, Y $\pm 0,035$	GPS	10–20
То же	4878	То же	По оси Z $\pm 0,069$	GPS	
Арти – ИГД УрО РАН	134278	С 2003 по 2007 г.	По оси X 0,00006 – тренд	GPS	
То же	134278	Частота – 1 год	$\pm 0,0004$	GPS	
База	126	Частота 2–4 мин	$\pm 1,0$	GPS	12

Периоды и амплитуды пульсации НДС массива в геологических циклах различного класса (номер класса – согласно таблице 1) получены при использовании следующих методик:

K21. Данные получены с использованием кварцевого деформометра с периодичностью замера 20 мин (автоматическая деформационная станция «Массив II»);

K20. Данные получены с использованием кварцевого деформометра с периодичностью замера 1 ч («Массив II»);

K19. Данные получены с использованием кварцевого деформометра с периодичностью замера 2 ч («Массив II»);

К15. Данные получены на подземных экспериментальных полигонах, периодичность замеров 3–4 месяца;

К13. Информация получена на основе анализа данных измерения радиуса Земли из периодической литературы [3];

К6. Информация получена на основе анализа данных изменения радиуса Земли из периодической литературы [4];

Методики определения изменения НДС массива при использовании станции «Массив II»

Прежде всего станция позволит фиксировать изменение пульсирующих тектонических напряжений с интервалом 15–20 мин, заполняя промежутки в 3–4 мес., соответствующие замерам по реперным линиям. В результате будет получена более полная информация о физической сущности этого явления.

Если принять смещение U по прибору в момент установки станции за нулевой U_0 , то любой текущий отсчет U_i покажет по отношению к нулевому деформацию рассматриваемой базы

$$\Delta U_i = U_i - U_{i(0)}. \quad (1)$$

В рассматриваемый момент времени по деформации баз Б можно найти изменение напряжений в массиве в направлении этих баз по формулам:

$$\Delta \sigma_I = \frac{E_Z}{C(1-\mu^2)} \left(\frac{\Delta U_Z V_{I(I)}}{B_Z} - \frac{\Delta U_I V_{Z(I)}}{B_I} \right);$$

$$\Delta \sigma_I = \frac{E_Z}{C(1-\mu^2)} \left(\frac{\Delta U_I V_{Z(Z)}}{B_I} - \frac{\Delta U_Z V_{I(Z)}}{B_{ZI}} \right), \quad (2)$$

где $C = V_{I(I)} V_{Z(Z)} - V_{Z(I)} V_{I(Z)}$;

$V_{I(I)}$, $V_{Z(I)}$ – условный коэффициент концентрации напряжения σ_I по осям I и Z ;

$V_{Z(Z)}$, $V_{I(Z)}$ – то же, напряжения σ_Z по осям Z и I ;

μ – коэффициент Пуассона.

При: $E_{II} = 0,65 \times 10^5$ МПа; $E_I = E_Z \approx 0,7 \times 10^5$;

$\mu = 0,3$; $V_{Z(Z)} = 3,5$; $V_{I(I)} = 3,4$; $V_{I(Z)} = -0,7$; $V_{Z(I)} = -0,75$; $\alpha_1 = 85^\circ$;
 $\alpha_{II} = 150^\circ$;

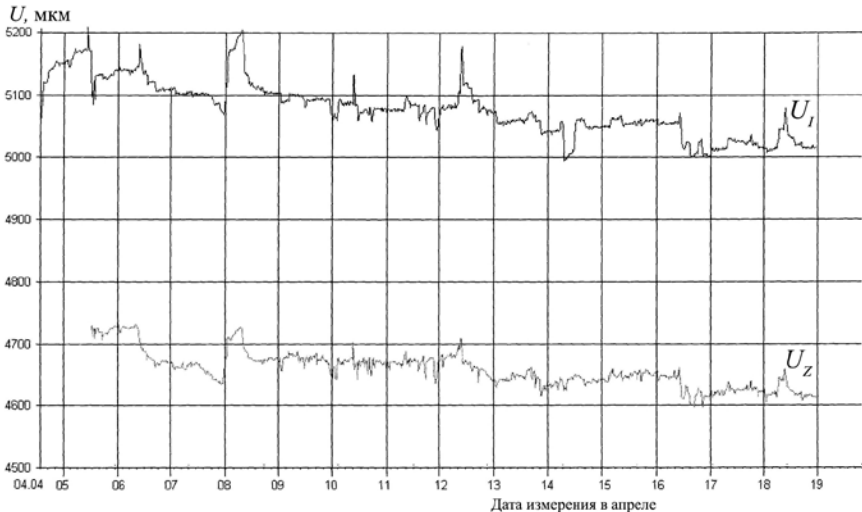
$\alpha_{III} = 175^\circ$; $\alpha_{I-II} = 65^\circ$; $\alpha_{I-III} = 90^\circ$; $C = 11,4$ – в нашем случае для конкретных баз измерения деформации и сечения выработок имеем
 $\Delta\sigma_I = 6,75 \cdot 10^3 (\Delta U_I \cdot 0,96 - \Delta U_Z \cdot (-0,26))$;
 $\Delta\sigma_Z = 6,75 \cdot 10^3 (\Delta U_I \cdot 1,13 - \Delta U_Z \cdot (-0,26))$.

Анализ графиков (см. рисунок), зафиксировавших деформацию массива по линиям U_Z и U_I , показал, что с 12⁰⁰ 05.04.2007 г. по 24⁰⁰ 18.04.2007 г. диаметр выработки по оси Z уменьшился на $\Delta U_Z = 0,11$ мм, а по оси I на $U_I = 0,2$ мм. Такое изменение диаметра выработки могло быть вызвано увеличением сжатия массива на $\Delta\sigma_I = 0,96$ МПа и $\Delta\sigma_Z = 1,05$ МПа и произошло оно за 12,5 суток.

Методика измерения изменения НДС геодезическим методом на базах до 50 м

Исследование характера переменных напряжений заключалось в следующем [5].

1. Выбиралась база измерения длиной L_0 , относительно которой оценивали изменение длины реперной линии при последующих замерах.



Графики деформации массива

2. На каждом пункте измерения по каждому направлению реперных линий изучалось геолого-тектоническое строение участков и оценивались упругие параметры массива [6]

$$E_M = 0,9^n E_0, \quad (3)$$

где E_M , E_0 – модули упругости массива и образца, МПа; n – число рангов геоблоков на базе реперных линий.

3. Раз в 3–4 месяца проводились измерения длины реперных линий и вычислялось их изменение.

4. По полученным изменениям длины линий $\Delta L_j = (L_j - L_0)$ определяли относительную деформацию массива горных пород ε_j .

5. По комбинации измерений на трех наблюдательных линиях, азимуты которых отличаются более чем на $25-30^\circ$, определяли изменения величины действующих горизонтальных напряжений и азимуты их действия.

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} 2\alpha_{1-1} &= \frac{(E_I \varepsilon_I - E_{II} \varepsilon_{II}) \sin^2 \alpha_{1-III} - (E_I \varepsilon_I - E_{II} \varepsilon_{II} - E_{III} \varepsilon_{III}) \sin^2 \alpha_{1-II}}{(E_I \varepsilon_I - E_{III} \varepsilon_{III}) \sin 2\alpha_{1-II} - (E_I \varepsilon_I - E_{II} \varepsilon_{II}) \sin 2\alpha_{1-III}}, \\ \Delta \sigma_{1,2} &= \frac{A(1 + \mu) \pm (E_I \varepsilon_I - E_{II} \varepsilon_{II})(1 - \mu)}{B(1 - \mu^2)}, \end{aligned} \quad (4)$$

где $A = E_I \varepsilon_I \cos 2(\alpha_{1-I} + \alpha_{1-III}) - E_{III} \varepsilon_{III} \cos 2\alpha_{1-I}$;

$B = \cos 2(\alpha_{1-II} + \alpha_{1-III}) - \cos 2\alpha_{1-II}$;

α_{1-II} , α_{1-III} – углы, отсчитываемые от первой реперной линии ко второй и третьей против хода часовой стрелки, град;

α_{1-I} – азимут действия $\Delta \sigma_1$, отсчитываемый от направления $E_I \varepsilon_I$ по часовой стрелке, град;

E_I , E_{II} , E_{III} – модули деформации массива по реперным линиям, рассчитываемые по формулам (3) с учетом тектоники массива;

μ – коэффициент Пуассона массива;

ε_I , ε_{II} , ε_{III} – относительная деформация массива на длине реперных линий;

6. После статистической обработки получали средние значения $\Delta \sigma_1$, $\Delta \sigma_2$, и азимут действия максимального сжимающего напряжения α_1 .

7. За весь период наблюдений находили средний азимут действия $\Delta \sigma_1$ или $\Delta \sigma_2$, который принимается за ось абсцисс X , и выбирали $\Delta \sigma_x$, $\Delta \sigma_y$, $\Delta \sigma_{xy}$ так, чтобы средние значения $\Delta \tau_{xy}$ были минимальными.

Таблица 3

Результаты определения $\sigma_{\Delta\Phi}$ по измерениям первоначальных напряжений на месторождениях полезных ископаемых

Город, месторождение	Дата измерения, год	H, м	Первоначальные напряжения					$\Delta\sigma_{\Delta\Phi}$, МПа
			Измеренные			Средние, горизонтальные $0,5(\sigma_x^n - \sigma_y^n)$		
			Горизонтальные		Вертикальные σ_z^n	Фактические	Приведенные	
			σ_x^n	σ_y^n				
Североуральск, Североуральское	1997	490*	-54	-33,0	-25,0	-44	-55	>7
	1981	800	-58,0	-38,0	-29,0	-48	-48	
Красноурьинск, Северо-песчанское	1968	300	-10,3	-7,9	-9,0	-9,1	-15,1	>5,2
	1968	380	-13,0	-8,0	-11,3	-10,5	-14,1	
	1982	430	-16,3	-12,5	-15,5	-14,4	-16,5	
	1984	500*	-21,1	-17,6	-	-19,3	-19,3	
	1988	540	-19,0	-14,5	-15	-17,0	-15,8	
Нижний Тагил, Лебяжинское	1970	300*	-15,5	-7,9	-6,9	-11,5	-16,5	>4
	1983	510	-22,3	-19,3	-21,1	-20,6	-20,6	
Учалы, Узельгинское	1994	550	-38,5	-37,4	-26,5	-38,0	-40,5	>12,5
	1996	550	-36,7	-25,7	-20,3	-31,0	33,5	
	1999	550	-36,4	-24,4	-20,6	-30,4	33,0	
	1990	640*	-30,5	-25,9	-18,5	-28,0	-28,0	>5,5
Гай, Гайское	1998	830	-39,9	-18,7	-21,8	-29,3	-31,5	>5,3
	2004	910*	-41,6	-19,8	-25	-30,7	-30,7	
	2008	1070	-48,7	-32,0	-33,3	-40,3	-36,0	
Абаза [5], Абаканское	1992	98	-10,4	-5,7		-8,0	-18,0	>17,2
	1993	172	-13,6	-10,7		-12,2	-20,0	
	1995	265	-32,9	-28,1		-30,4	-35,2	
	1995	450*	-30,8	-27,6		-29,2	-29,2	
	1997	533	-43,4	-25,0		-34,2	-32,0	
Австралия, Рудник NBHC mine, Broken Hill [4] (кварциты и гнейсы)	до 1976 г.	570			-15,9	-21,0	-30,0	>16,0
		570			-14,7	-21,0	-30,0	
		570			-12,7	-26,5	-34,0	
		818			-20,3	-34,9	-37,0	
		915*			-21,4	-20,8	-21,0	
	1094			-25,5	-20,9	-16,0	>22,0	
	1094			-26,9	-36,0	-32,0		
	1140			-29,7	-42,5	-38,0		

Представляет интерес найти подтверждение деформациям периодического расширения и сжатия массива горных пород (Земли) при анализе других данных.

Для этого целесообразно использовать многочисленные результаты измерения природных напряжений, полученные на протяжении последних 40 лет. В идеальном случае для определения $\sigma_{\text{ДФ}}$ необходимо проанализировать результаты измерения напряжений, полученные: на одном месторождении, где горизонтальные напряжения с глубиной увеличиваются на $\Delta\lambda\gamma H$; в массивах горных пород с близкими упругими характеристиками; на глубине более 150–200 м, где нет разгрузки $\sigma_{1T}^n \sigma_{3T}^n$ на зоны выветривания; в известное время. Методика обработки таких результатов заключается в приведении горизонтальных напряжений $\sigma_r = 0,5(\sigma_1^n + \sigma_3^n)$ к выбранной глубине (в табл. 3 помечена *). К примеру, на шахте Северопесчанская (г. Красноурьинск) измерения были сделаны: в 1968 г. ($H = 300$ и $H = 380$ м), 1982 г. ($H = 430$ м), 1984 г. ($H = 500$ м) и 1988 г. ($H = 540$ м). Приводим результаты измерения напряжений к $H = 500$ м по зависимости

$$\sigma_r = 0,5(\sigma_1^n + \sigma_3^n) + (H_{\text{изм}} - H_{500})\lambda\gamma. \quad (5)$$

Принимаем, что на шахте Северопесчанская в обозначенные годы на глубине 500 м действовали напряжения, приведенные в табл. 3, при условии $\lambda\gamma = 0,03$.

Поставленную задачу можно решить только на основе обобщения и ретроспективного анализа результатов измерения напряженного состояния массива горных пород в РФ и в других регионах мира с целью возможного выделения $\sigma_{\text{ДФ}}$ и периодичности их изменения. Главной же задачей является продолжение измерения $\sigma_{\text{ДФ}}$ на подземных рудниках Урала в г. Красноурьинск, Кушва, Нижний Тагил, Березовский, Гай и подключение к изучению этого явления на рудниках запада и востока России.

Литература

1. Афанасьев С. Л. Природные циклы / С. Л. Афанасьев // Атлас временных вариаций природных, антропогенных и социальных процессов. Т. 2. Циклическая динамика в природе и обществе. – М., 1998. – С. 88–94.
2. Изменение относительной деформации земной коры во времени / А. В. Зубков, К. В. Селин, И. В. Бирючев, С. В. Сентябов // Уральский Горнопромышленный форум, V : Горное дело. Металлургия. Экология. Промышленная безопасность. Дорожное строительство: техника и технология: официальный каталог / Союз машиностроителей России, РФФИ, УрО РАН, ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2013. – С. 189–190 с.

3. Изотов А. А. Форма и размеры Земли по современным данным / А. А. Изотов. – М.: ЦНИИгеодезии, аэросъемки и картографии, 1950. – 204 с.
4. Хаин В. Е. Геотектоника с основами геодинамики / В. Е. Хаин, М. Г. Ламидзе. – М.: МГУ, 1995. – 463 с.
5. Закономерности формирования напряженно-деформированного состояния земной коры Урала во времени / А. В. Зубков и др. // Литосфера. – 2010. – № 1. – С. 84–93.
6. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология / А. В. Зубков. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2001. – 335 с.

УДК 622.831.232

РОЛЬ ИНТЕНСИВНОСТИ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ДВИЖЕНИЙ В ОБРАЗОВАНИИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

З. Дж. Эфендиева

Разработка нефтяных и газовых месторождений и связанные с ней изменения пластового давления и различные виды воздействия на залежь нарушают природное равновесное состояние недр, создавая предпосылки для возникновения деформаций горного массива и земной поверхности. Интенсивные техногенные смещения земной поверхности имеют весьма опасные последствия. Наиболее опасные формы этих последствий – сильные деформации наземных сооружений, слом обсадных колонн эксплуатационных скважин, разрыв коммуникаций и затопление опускающихся участков земной поверхности, проявление оползневых процессов.

Исследование данной проблемы имеет не только теоретическое значение (изучение физической сущности напряженно-деформированного состояния горных пород или же вызываемых им последствий), но может быть использовано и для решения ряда задач прикладного характера. В данном случае надо полагать, что от достаточной изученности этой задачи во многом зависит правильное объяснение причин образования порового и скелетного давления в горных породах, нарастание которых вызывает модификацию их структурно-текстурных особенностей и коллекторских свойств.

Отметим, что долгое время напряженно-деформированное состояние горных пород или грунтов отдельными исследователями изучалось лишь с инженерно-геологических позиций при проектиро-

вании сооружений жилищно-бытовых и промышленных объектов и все это в большей части сводилось к определению внешней нагрузки и влиянию составляющих ее усилий на устойчивость горных пород.

Известно, что воздействие внешней нагрузки на горные породы, и прежде всего осадочного происхождения, с которыми связаны промышленные скопления углеводородов, с течением времени приводит к существенным изменениям прежних (объем, прочность, плотность и др.) и приобретению совершенно новых физических свойств горными породами.

Последнее, несомненно, связано со сферой влияния современных движений земной коры. Образуемое ими поле называется тектоническим, или геофизическим. Надо полагать, что нарастание напряжения в горных породах и образование при этом различных форм деформаций на последующих стадиях процесса следует рассматривать как следствие геодинамических движений.

Известно, что основным фактором, затрудняющим разработку нефтегазовых месторождений, прокладку систем разработки и эксплуатационных трубопроводов, а также хранение нефти и газа в подземных хранилищах, является активность современных геодинамических движений. Это, в свою очередь, создает напряженность в породах и ускоряет деформационные процессы [1].

Под воздействием внешних сил первоначальные физические свойства нефтегазонасыщенных пластов изменяются с течением времени, пласты подвергаются деформации, что приводит к различным тектоническим разрывам. Как известно, происходящая в породах деформация связана с влиянием эффективной напряженности и определяется по следующей формуле:

$$P_{\text{эф.н}} = P_{\text{г.д}} - P_{\text{п}},$$

где $P_{\text{эф.н}}$ – эффективная напряженность, $P_{\text{г.д}}$ – геостатическое давление, $P_{\text{п}}$ – пористое давление.

Из этой формулы становится ясно, что эффективная напряженность притягивает к себе лишнюю часть пористого давления и, таким образом, создает условия для деформации пород. С другой стороны, поскольку в этой формуле не учтены воздействия внешних сил, создающих современные геодинамические движения земной поверхности, согласиться с этой формулой не представляется возможным. Если формирование эффективной напряженности в породах и возникновение деформации объяснялось бы полностью внешней нагрузкой, т. е. воздействием геостатического давления, то

постоянство порового или пластового давления было бы сохранено. Однако известны случаи, когда в процессе разработки нефтегазовых месторождений пластовое давление то уменьшается, то увеличивается, а в некоторых случаях стабилизируется. Значит, можно прийти к заключению, что это может быть связано с интенсивностью современных геодинамических движений, что обеспечивает регулирование пластового давления. Поэтому следует отметить, что в определении геостатического давления должны быть учтены все внешние силы, вызывающие изменения физических свойств пород. В этой связи, несомненно, возникает необходимость внесения изменений в математическую формулу.

Если в определении геостатического давления принять во внимание воздействие всех внешних сил, т. е. новых параметров – давления современных геодинамических движений и угла уклона пласта, – то геостатическое давление можно определить по следующей формуле:

$$P_{гс} = \frac{\sum_{i=1}^n [(1 - \Pi) \rho_{ск} + \rho_{об} \rho_{ж}] n_1 g}{\sin \alpha} - P_{срд} = \frac{\rho_{об} g z}{\sin \alpha} - P_{срд},$$

где Π – пористость породы, %;

$\rho_{ск}$ – плотность скелета породы, кг/м³;

n_1 – мощность пласта, м;

$\rho_{ж}$ – плотность жидкости в порах породы, кг/м³;

g – ускорение свободного падения, м/с²;

$\rho_{об}$ – объемная плотность вышележащих слоев, кг/м³;

$P_{срд}$ – давление современных геодинамических движений, МПа;

$\sin \alpha$ – угол наклона пласта, град;

z – глубина рассматриваемого пласта от поверхности, м, $z = \sum_{i=1}^n n_i$.

Для эффективной разработки нефтегазовых месторождений, прокладки систем разработки и эксплуатационных трубопроводов, а также хранения нефти и газа в подземных хранилищах геостатическое давление можно подсчитать с учетом новых параметров. Можно сказать, что геостатическое давление образуется на ранней стадии формирования отложений, а в последующее время трансформируется действиями геодинамических процессов [2].

Таким образом, становится очевидным, что техническое состояние нефтегазовых объектов на месторождениях в значительной мере зависит от уровня современного напряженно-деформированного состояния земных недр. Из изложенного можно сделать вывод о том,

что современные геодинамические движения земной коры играют основную роль в образовании напряженно-деформированного состояния горных пород, изменении физико-механических свойств с течением времени и т. д. Напряженно-деформированное состояние горных пород и деформируемость их с течением времени, прежде всего обуславливается характером проявления современных геодинамических движений.

Литература

1. Кузмин Ю. О. Современная геодинамика и вариации физических свойств горных пород / Ю. О. Кузьмин, В. С. Жуков. – М., 2004. – 255 с.
2. Гусейнзаде О. Дж. Установление характера проявления современных геодинамических движений земной коры Азербайджана / О. Дж. Гусейнзаде, З. Дж. Эфендиева // Горно-геологический журнал Казахстана. – 2007. – № 4. – С. 8–12.

УДК 622.831.1 : 622.016.25

ДЕФОРМАЦИОННАЯ ИНФОРМАТИВНОСТЬ ТЕМПЕРАТУРНЫХ МОНИТОРИНГОВЫХ ИЗМЕРЕНИЙ В СКВАЖИНЕ KUN-1 (О. КУНАШИР)*

А. К. Юрков, Д. Ю. Демежко, В. И. Уткин, И. А. Козлова

Одним из следствий протекающих геодинамических процессов является изменение напряженно-деформированного состояния (НДС) среды. Прямое измерение деформационных эффектов в естественных условиях – чрезвычайно сложная и трудно выполнимая задача, потому что в точках, где необходимо провести такие измерения, часто не бывает для этого условий.

В ряде случаев получить информацию можно опосредованно, используя явления, вызываемые изменениями НДС горных пород. Одно из таких явлений – изменение объема трещинно-порового пространства горных пород. Учитывая, что поры и трещины горных пород практически полностью заполнены малосжимаемой жидко-

* Работа выполнена при поддержке проектов фундаментальных исследований, выполняемых совместно с организациями УрО РАН и СО РАН 12-С-5-1023 и Программы № 4 Президиума РАН проект 12-П-5-1018

стью – водой, любые изменения объема трещинно-порового пространства приведут к изменениям внутривпорового давления и, соответственно, появлению компенсационных перетоков жидкости. Обнаружить такие движения можно при наличии скважины. Скважина не только позволяет поместить прибор в нужную точку и измерить движение пластовой жидкости, но она еще и является своеобразным усилителем эффектов, сопровождающих изменения объема трещинно-порового пространства. Так, несмотря на малые изменения объема трещинно-порового пространства, с учетом всего объема горных пород, подверженных деформации, суммарное изменение объема будет уже значительным. Поскольку скважина представляет собой проницаемую зону, то по ней происходят перетоки жидкости из одного водоносного горизонта в другой, если давление в них отличается от гидростатического. Значит, незначительные изменения пористости во всем объеме деформируемых горных пород приведут к заметным движениям жидкости по стволу скважины.

Способов измерения движения жидкости по скважинам достаточно много. Одним из наиболее простых, не зависящим от конструкции скважины и в то же время наиболее чувствительным, является способ, основанный на измерениях температуры. Из-за наличия вертикального температурного градиента подземные воды на разных глубинах имеют разную температуру. Поэтому перетоки жидкости, возникающие в скважине, будут изменять температуру стационарно расположенных по стволу скважины датчиков.

Сейчас существует большое количество способов измерения температуры по скважинам, различающихся чувствительностью, точностью, стабильностью, инерционностью и технической реализацией. В Институте геофизики УрО РАН для температурных измерений применяется аппаратура, где в качестве датчиков используются термосопротивления и кварц [1].

Движение жидкости по стволу скважин вызывается не только наличием различного пластового давления, но и рядом других причин. Наиболее значимыми являются квазипериодические перемещения жидкости под действием лунно-солнечных приливов, атмосферного давления и тепловой конвекции. Учет этих составляющих позволяет выделить движения жидкости, связанные только с геодинамическими факторами. На рис. 1 приведен пример температурного мониторинга в скважине Куп-1 (о. Кунашир) [2]. Видно, что температурный отклик горизонтов в скважине существенно различается как по амплитуде, так и по вкладу упомянутых выше составляющих температурных вариаций. Так амплитуды вариаций на глубинах 120 и 240 м почти на порядок превосходят вариации на глубине 20 и 40 м.

На рис. 2 приведены результаты спектрального анализа данных температурных рядов. На периодограммах хорошо видно, что на глубинах 20 и 40 м вариации связаны в основном с приливными явлениями и с конвективным движением жидкости по стволу скважины (период колебаний – минуты и первые часы).

Приливная составляющая отчетливо выделяется полусуточной и суточной гармониками. На больших глубинах эти составляющие остаются, но относительная их величина существенно меньше длиннопериодных колебаний, которые скорее всего вызываются тектоническими причинами [2].

На рис. 3 сравниваются записи температурных вариаций на глубине 40 м и колебания столба уровня жидкости, измеренного аппаратурой «Радиус-М». Вариации температуры полностью повторяют колебания столба уровня жидкости, вызываемые приливным воздействием. Последнее обстоятельство дает основания для использования температурных измерений при регистрации колебаний уровня столба жидкости [2].

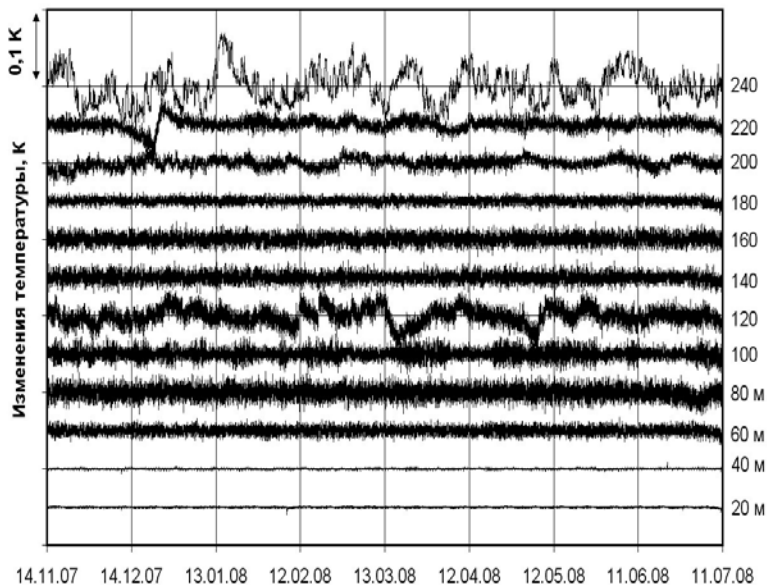


Рис. 1. Фрагмент записи температурных вариаций по скважине Kun-1 (о. Кунашир) [2]

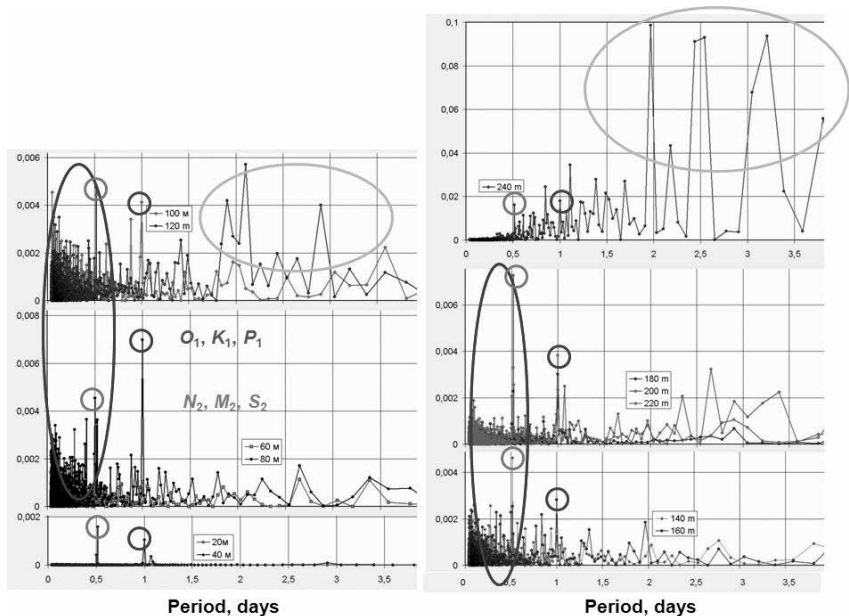


Рис. 2. Результаты спектрального анализа температурных рядов

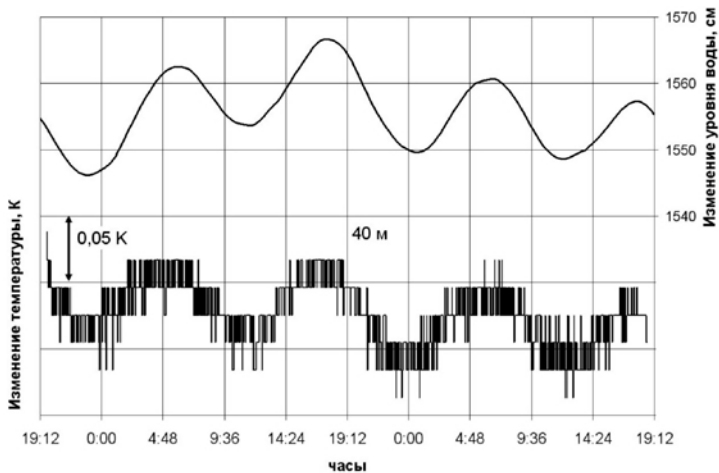


Рис. 3. Фрагмент записи температурных вариаций на глубине 40 м и колебаний столба уровня жидкости, измеренного аппаратурой «Радиус-М»

Вследствие предварительно полученной информации об интенсивности движения флюидов по скважине, последующие мониторинговые наблюдения в скважине Куп-1 проводились на глубинах 40, 239, 240, 241, 260 и 280 м. Три датчика, расположенных на расстоянии одного метра друг от друга, позволяли путем осреднения уменьшить влияние конвективной составляющей температурных вариаций. На рис. 4 и 5 приведены примеры отражения нескольких тектонических событий в температурных вариациях, зарегистрированных в диапазоне 239–241 м. Перед сейсмическим событием 14 августа 2008 г. отмечено почти десятидневное снижение температуры, закончившееся в момент землетрясения. Следует отметить

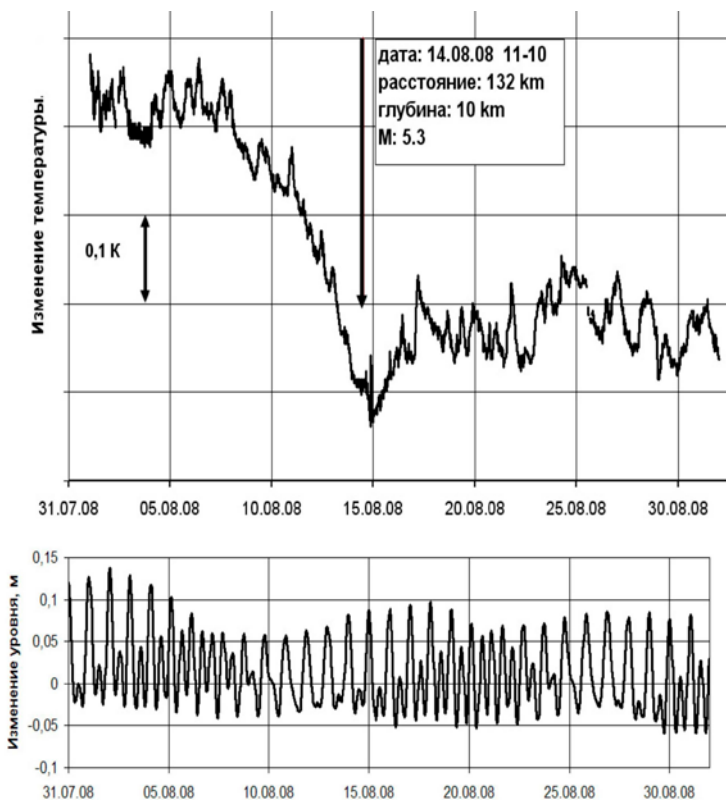


Рис. 4. Температурные вариации и изменения уровня столба жидкости до и после события 14 августа 2008 г.

отсутствие какой-либо реакции на данное событие в изменениях уровня столба жидкости, измеряемого аппаратурой «Радиус-М» (см. рис. 4).

Перед землетрясением с магнитудой 5,0 (09.09.2010 г.) и землетрясением Тохоку с магнитудой 9,0 (11.03.2011 г.) отмечаются устойчивые снижения температуры с последующим быстрым (в течение нескольких часов) возвращением ее практически на первоначальный уровень (рис. 5) [3].

Значимая реакция уровня столба жидкости перед землетрясением Тохоку также не наблюдалась.

Поскольку температурные вариации отражают изменения гидрогеодинамического поля, то они должны соответствовать тем эмпирическим закономерностям, которые установлены для реакции изменения уровня столба жидкости на тектонические события в зависимости от их мощности и расстояния до эпицентра. Это действительно наблюдается при анализе данных, полученных за наблюдаемый период. Температурный отклик отмечается только для событий, у которых отношение магнитуды к логарифму расстояния больше значения 2,5. Эта эмпирическая зависимость была установлена по скважинным наблюдениям за изменениями уровня столба жидкости для Центральной Японии [4].

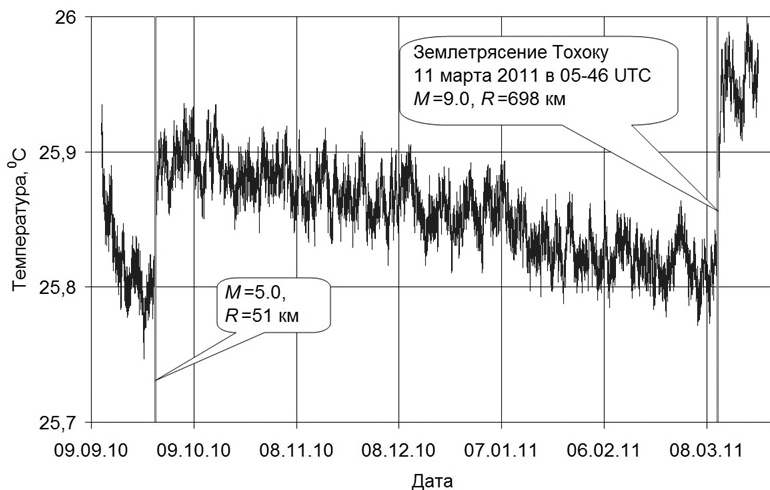


Рис. 5. Температурные вариации в скважине Kun-1 (о. Кунашир) перед землетрясением Тохоку

Таким образом, температурные измерения в скважинах, в силу своей информативности и простоты их проведения, могут использоваться при изучении относительно быстрых геодинамических процессов.

Литература

1. Казанцев С. А. Аппаратура для мониторинга температуры и измерения теплофизических свойств мерзлых и талых пород / С. А. Казанцев, А. Д. Дучков // Криогенные ресурсы полярных и горных регионов. Состояние и перспективы инженерного мерзлотоведения: материалы Междунар. конф. / ИКЗ СО РАН. – Тюмень, 2008. – С. 236–239.
2. О природе температурных вариаций в скважине Kun-1 (о. Кунашир) / Д. Ю. Демежко и др. // Геология и Геофизика. – 2012. – т. 53. – С. 406–414.
3. Температурные изменения в скважине Kun-1 (о. Кунашир), вызванные землетрясением Тохоку (11.03.2011г., M=9.0) / Д. Ю. Демежко и др. // ДАН. – 2012. – Т. 445, №2. – С. 200–204.
4. King C.-Y., Azuma S., Igarashi G., Ohno M., et al. // J.Geophys. Res. 1999. V.104, № B6. – P. 13073–13082.

УДК 550.34 (470.5)

СРЕДНЕ-УРАЛЬСКИЙ СЕЙСМОДОМЕН

А. Н. Гуляев

Уральский новейший ороген является эпипалеозойским эпиплатформенным субмеридиональным горным поясом, возникшим в течение неоген-четвертичного времени (последних 30 млн лет по [14, 15] или в течение плиоцен-четвертичного времени по [6]) в западной части размытого палеозойского Уральского горно-складчатого сооружения (Урало-Сибирской складчатой области по [15]), сформировавшегося в эпоху герцинского тектогенеза на границе Восточно-Европейского и Казахстанского палеоконтинентов [6].

Становление новейшего Уральского орогена на современном этапе сопровождается редко происходящими ощутимыми землетрясениями силой от 3,0–4,0 до 6,0–6,5 баллов по шкале MSK-64 в эпицентре [1, 2, 3]. Большая часть эпицентров этих событий сосредоточена в пределах Среднего Урала и прилегающих к нему частях Южного и Северного Урала (рис. 1, 2, 3). Эту область, согласно [4],

можно назвать Средне-Уральским сейсмодоменом. Очаги событий локализованы преимущественно в породах дорифейского фундамента на глубинах от первых до 25 км [2, 3, 13]. По результатам Общего сейсмического районирования территории Российской Федерации ОСР-97 эта область была отнесена к районам, в которых при проектировании и строительстве инженерных сооружений необходимо учитывать сейсмичность [5].

Особенностью региональной геолого-тектонической позиции Средне-Уральского сейсмодомена является его приуроченность к области интерференции юго-западной пограничной зоны области развития Тиманид по [6] и субмеридионального Уральского орогена (см. рис. 1). Вышеупомянутая пограничная зона разделяет расположенную северо-восточнее нее область развития Тиманид, имеющую рифейский сланцевый фундамент [6, 7], и расположенную к юго-западу от нее Русскую плиту Восточно-Европейской платформы (ВЕР), имеющую архейско-раннепротерозойский кристаллический фундамент [7, 8]. Зона имеет северо-западное направление по азимуту около 315–320 градусов и может представлять собой структуру, насыщенную зонами деформации земной коры [6]. Анализ карт аномального магнитного поля, осредненного с радиусом 125 и 250 км (автор карт полей Васильев Р. Т., 1987, карты полей приведены в работе [9]) свидетельствует о том, что данная пограничная зона может представлять собой участок более крупной пограничной зоны между полосовыми областями преимущественно отрицательных и положительных значений (см. рис. 1). Участком области преимущественно отрицательного поля является область развития Тиманид, представляющая собой участок закрывшегося в венде Печерского палеоокеана по [6], а участком области преимущественно положительного поля является Русская плита, являющаяся участком рифейско-вендского палеоконтинента Балтия по [6]. Полосы этих аномалий пересекают Евразию от района оз. Балхаш до Кольского полуострова [9]. Предполагается, что аномалиеобразующие объекты этих полей могут быть локализованы в нижней коре и в мантии.

На основании вышеизложенного можно заключить, что Средне-Уральский сейсмодомен может быть приурочен к крупному и, по-видимому, долгоживущему глубинному тектоническому узлу, образованному пересечением (интерференцией) двух крупных структур. Одной из этих структур является пограничная зона северо-западного направления, разделяющая закрывшийся в венде Печерский палеоокеан и палеоконтинент Балтия. Другой структурой является субмеридиональный новейший Уральский ороген, возникший в последние 30 млн лет на месте горно-складчатого пояса, сфор-

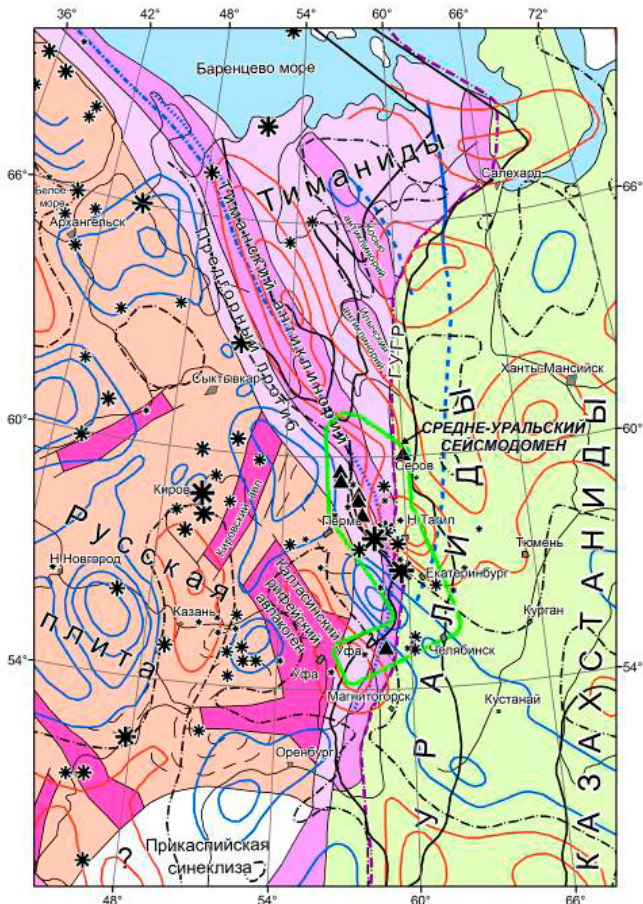


Рис. 1. Положение Средне-Уральского сейсмомена на тектонической схеме зоны сочленения Восточно-Европейской платформы и Западно-Сибирской плиты.

(Составил Гуляев А. Н., Институт геофизики УрО РАН, 2013 г. с использованием схемы тектоники Тиманид по Пучкову В. Н., 2010 г. [6], карты аномального магнитного поля, усредненного с радиусом 125 км по Васильеву Р. Т., 1987 г. [9] и схемы эпицентров сейсмических событий, составленной с использованием данных, приведенных в работах [3,12], компьютерная графика Осиповой А. Ю.)

Черными звездочками отмечены эпицентры ощутимых землетрясений. Самые большие звездочки соответствуют эпицентрам землетрясений с магнитудой порядка 5,0, самые маленькие – с магнитудой 2,0–2,5.

Черные треугольники – эпицентры горных ударов и природно-техногенных землетрясений на горнорудных предприятиях.

Черные утолщенные линии – контуры новейшего Урало-Тиманского орогена и Кокчетавского выступа.

Красные линии – изодинамы отрицательных значений, а синие линии – изодинамы положительных значений аномального магнитного поля, усредненного с радиусом 125 км.

мировавшегося в поздне-вендско-палеозойское время в пограничной (шовной) зоне между Восточно-Европейской и Казахстанской литосферными палеоплитами. Глубинные геолого-тектонические процессы в вышеупомянутом тектоническом узле в низах коры и в верхней мантии, в том числе флюидно-магматические, могут быть причинами землетрясений. Об этом свидетельствует близкое пространственное расположение проявлений глубинных пирокластитов по [10] и эпицентров землетрясений в единой геолого-тектониче-

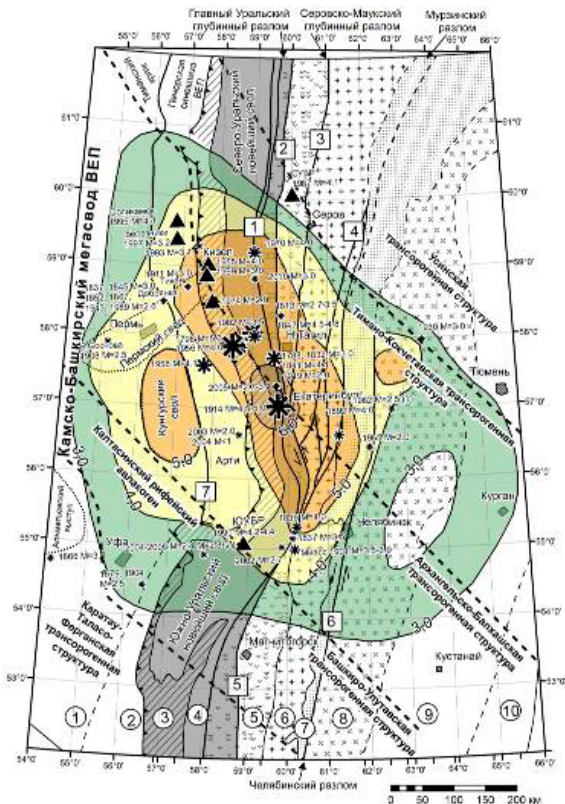


Рис. 2. Схема изосейст наибольших наблюдаемых сейсмических сотрясений в баллах шкалы MSK-64 в центральной части Уральского региона за период 1788–2010 гг., совмещенная с фрагментом тектонической карты Урала под редакцией Соболева И. Д.

(Составил Гуляев А. Н., Институт геофизики Уро РАН, 2012 г., компьютерная графика Осиповой А. Ю.)

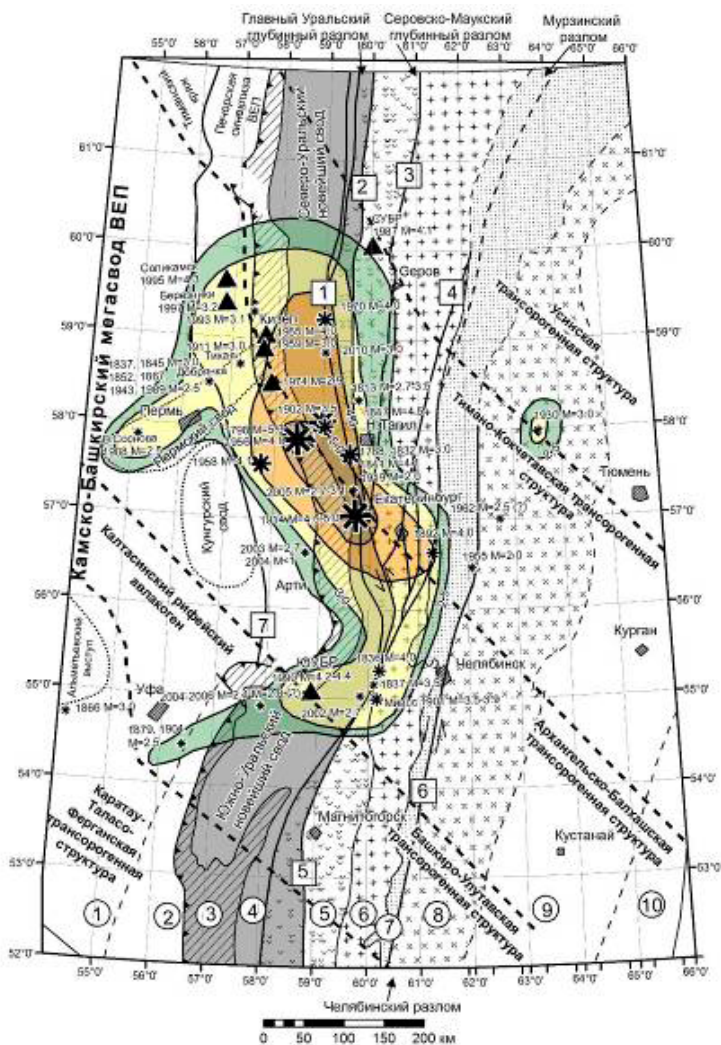


Рис. 3. Схема изолиний наибольших наблюдаемых магнитуд землетрясений центральной части Уральского региона, совмещенная с тектонической схемой по Соболеву И. Д.

(Составил Гулев А. Н., Институт геофизики УрО РАН, 2005 г., компьютерная графика Осиповой А. Ю.)

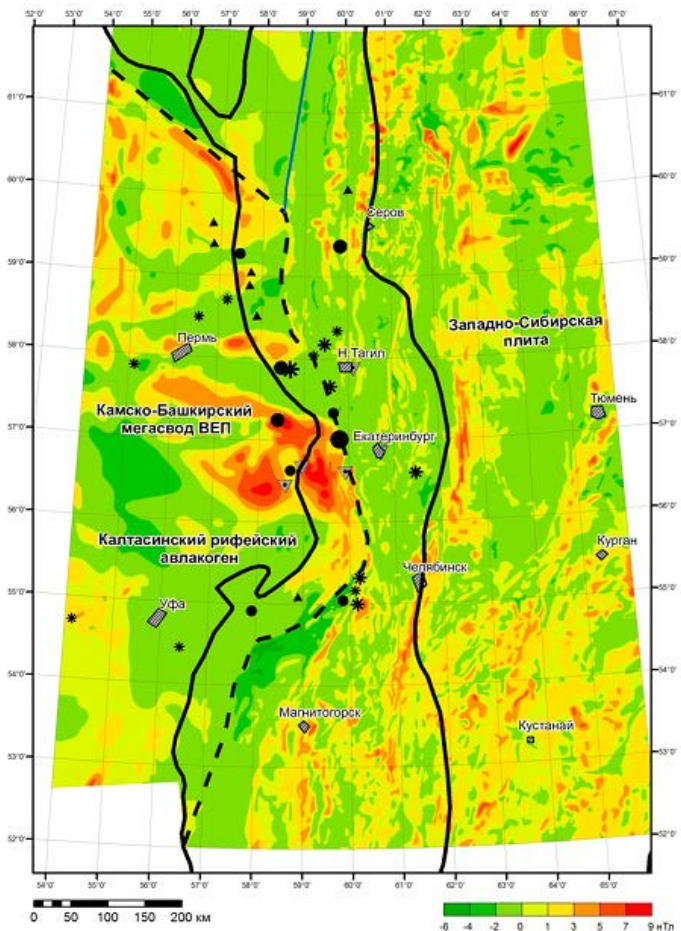


Рис. 4. Аномальное магнитное поле центральной части Уральского региона. Фрагмент карты аномального магнитного поля территории СССР масштаба 1:2500000, 1982 г. с элементами интерпретации по Гуляеву А. Н., Институт геофизики УрО РАН, 2013 г.

Теплыми (красными) тонами показаны участки с положительными значениями напряженности поля, холодными тонами – участки с отрицательными значениями напряженности поля.

Черные сплошные линии – контуры Уральского новейшего орогена («обнаженного» Урала).

Пунктирная черная линия – восточная граница непереработанного тектоническими процессами кристаллического фундамента Камско-Башкирского мегасвода ВЕП.

Черные звездочки – эпицентры землетрясений, сведения о которых содержатся в архивных материалах.

Черные кружки – эпицентры инструментально зарегистрированных землетрясений.

Размеры значков пропорциональны магнитуде события.

Черные треугольники – эпицентры сильных горных ударов и природно-техногенных землетрясений.

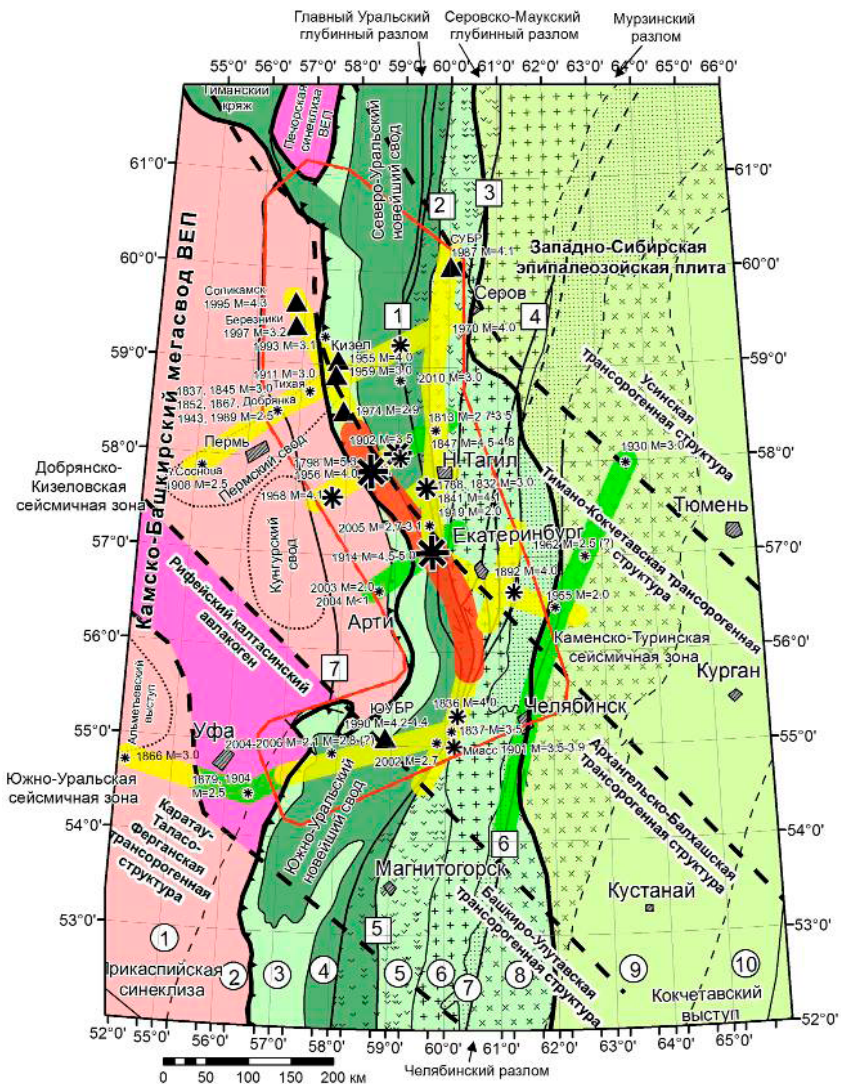


Рис. 5. Схема сеймотектоники центральной части Уральского региона.
 (Составил Гуляев А. Н., Институт геофизики Уро РАН, 2012 г.,
 компьютерная графика Осиповой А. Ю.)

ской структуре – в пограничной зоне Камско-Башкирского мегасвода ВЕП и новейшего Урало-Тиманского горно-складчатого сооружения [11]. Анализ наблюдаемого аномального магнитного поля (рис. 4) позволяет предположить поддвижение непереработанного тектоническими процессами кристаллического фундамента Камско-Башкирского мегасвода ВЕП под Урал на расстояние до 30–50 км. Поэтому не исключено, что часть землетрясений Средне-Уральского сейсмодомена может быть обусловлена деформациями кристаллического фундамента Камско-Башкирского мегасвода ВЕП при его поддвижении под Урал или надвигании Урала на ВЕП.

Осью Средне-Уральского сейсмодомена является Чусовско-Кизеловский сейсмолинеament, имеющий северо-западное направление по азимуту около 315–330 градусов, совпадающее с направлением пликативных структур в допалеозойском фундаменте по [12] (рис. 5). Линеament приурочен к оси новейшего Чусовского понижения по [14], являющегося также зоной современного относительно погружения [16]. Эта структура наследует вендский предгорный прогиб Урало-Тиманского орогена, описанный в работе [6]. Чусовско-Кизеловский сейсмолинеament пересекается ортогональными к нему Добрянско-Кизеловским, Серебрянским, Висимо-Тагильским, Сабарско-Билимбаевским и Южно-Уральским сейсмолинеаментами, ориентированными вкрест допалеозойских складчатых структур (см. рис. 5). Направление этих сейсмолинеamentов совпадает с направлением зон разрывных деформаций в допалеозойском фундаменте по [12]. Данные сейсмолинеamentы можно рассматривать как зоны возможного возникновения очагов землетрясений в будущем (как зоны ВОЗ) [16].

Условные обозначения к рис. 2, 3, 5:

Цифрами в кружках обозначены: 1 – Восточно-Европейская платформа (ВЕП), 2 – Предуральский прогиб, 3 – Западно-Уральская внешняя зона складчатости и надвигов, 4 – Центрально-Уральское поднятие, 5 – Тагило-Магнитогорский прогиб, 6 – Восточно-Уральское поднятие, 7 – Восточно-Уральский прогиб, 8 – Зауральское поднятие, 9 – Тюменско-Кустанайский прогиб, 10 – Тобольско-Кушмурнское поднятие.

Цифрами в прямоугольниках обозначены наиболее крупные разломы:

1 – Главный Уральский, 2 – Турьинский, 3 – Серовско-Маукский, 4 – Музинский (Зауральский, Свердловский), 5 – Магнитогорский (Мелентьевско-Илимбаевский), 6 – Челябинский, 7 – Красноуфимский.

Розовым цветом показаны области развития гранитизированного кристаллического архейско-раннепротерозойского фундамента Камско-Башкирского мегасвода ВЕП.

Сиреневым цветом показаны области развития рифейского «сланцевого» фундамента (Печерская синеклиза ВЕ и Калтасинский рифейский авлокоген).

Зеленым цветом показаны области развития дислоцированных палеозойских пород Урала и Зауралья.

Темно-зеленым цветом показаны области развития допалеозойских пород поздневендского Центрально-Уральского поднятия и Тиманского кряжа. Области поздневендского Центрально-Уральского поднятия соответствует наиболее приподнятая часть новейшего Уральского орогена.

Толстыми красными линиями показаны зоны возможного возникновения очагов землетрясений (зоны ВОЗ) с магнитудой до 4,5–5,0.

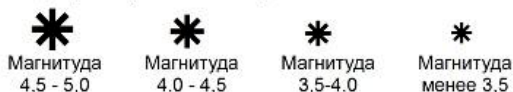
Толстыми желтыми линиями показаны сейсмолинеаменты (зоны ВОЗ) с магнитудой до 4,0–4,5.

Толстыми зелеными линиями показаны сейсмолинеаменты (зоны ВОЗ) с магнитудой до 3,5–4,0.

Черной сплошной линией показаны контуры «обнаженного» Урала.

Тонкой красной линией показан контур Средне-Уральского сейсмодомена.

Эпицентры ощутимых землетрясений



▲ Места горно-тектонических ударов. Цифрами указана дата и магнитуда наиболее сильных событий.

Литература

1. Вейс-Ксенофонтова З. Г. К вопросу о сейсмической характеристике Урала / З. Г. Вейс-Ксенофонтова, В. В. Попов. – М.: Изд-во АН СССР, 1940. – С. 12. (Труды Сейсмологического института АН СССР. – № 104).
2. Сейсмичность и сейсмическое районирование Уральского региона / С. Н. Кашубин и др. – Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – 124 с.
3. Землетрясения Урала и сильнейшие землетрясения прилегающих территорий Западной Сибири и Восточно-Европейской платформы / В. В. Степанов и др. / ЦСГНЭО. – М., 2002. – 135 с.

4. Технический регламент проведения работ по общему сейсмическому районированию территории Российской Федерации (ОСР). Часть I. Свод правил СП ОСР / В. И. Уломов и др. – М., 2010. – 160 с.
5. Комплект карт Общего сейсмического районирования территории Российской Федерации ОСР-97 масштаб 1:8000 000, объяснительная записка и список городов и населенных пунктов, расположенных в сейсмоопасных районах / гл. ред. Комплекта карт ОСР-97 В. Н. Стахов, В. И. Уломов. – М., 1999. – 56 с.
6. Пучков В. Н. Геология Урала и Приуралья (актуальные вопросы стратиграфии, тектоники и металлогении) / В. Н. Пучков. – Уфа, 2010. – 279 с.
7. Тектоническая карта Урала масштаба 1:1000 000, объяснительная записка / И. Д. Соболев и др. – Свердловск, 1983. – 168 с.
8. Белоконь Т. В.. Строение и нефтегазоносность рифейско-вендских отложений востока Русской платформы / Т. В. Белоконь, В. И. Горбачев, М. М. Балашова. – Пермь, 2001. – 106 с.
9. Глубинное строение слабосейсмичных регионов СССР. – М.: Наука, 1987. – 235 с.
10. Чайковский И. И. Процессы формирования и становления алмазоносных пирокластитов Западного Урала / И. И. Чайковский // Литосфера. – 2002. – № 3. – С. 69–86.
11. Гуляев А. Н. Сейсмичность, современная и новейшая геодинамика центральной части Уральского региона / А. Н. Гуляев // Геодинамика, рудные месторождения и глубинное строение литосферы Чтения памяти А. Н. Заварицкого, XV: материалы докладов Всерос. конф. с междунар. участием. – Екатеринбург: Институт геологии и геохимии УрО РАН, 2012. – С. 67–69.
12. Буданов Н. Д. Гидрогеология Урала / Н. Д. Буданов. – М.: Наука, 1964. – 304 с.
13. Землетрясения и микросейсмичность в задачах современной геодинамики Восточно-Европейской платформы: кн. 1. Землетрясения / под ред. Шарова Н. В., Маловичко А. А., Щукина Ю. К. - Петрозаводск, 2007. – 380 с.
14. Геология СССР: том XII, часть 1, книга 2. – М.: Недра, 1969. – 304 с.
15. Новейшая тектоника Урала: том V / под ред. Сигова А. П., Сигова В. А. / Саратовский университет. – Саратов, 1975 – 104 с.
16. Гуляев А. Н. Сейсмичность Среднего Урала и строительство в регионе / А. Н. Гуляев, А. Ю. Осипова [Электронный носитель] // Изв. вузов. Архитектон. – Режим доступа: [http:// archvuz.ru/2013_2/20](http://archvuz.ru/2013_2/20).

ИЗМЕНЕНИЕ ПОЛЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ПОЧВЕННОГО РАДОНА В ОКОЛОКАРЬЕРНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВОВ*

И. А. Козлова, С. А. Липаев, А. К. Юрков

Карьерные работы (дробление массива, движение транспорта, промышленные взрывы, погрузочные работы) являются источниками упругих колебаний в среде. В работе [1] было показано, что объемная активность радона (ОАР) в почвенном воздухе около карьерного пространства может отличаться в ночное и дневное время до 20 раз. Одной из причин, объясняющей такие вариации ОАР, может быть десорбция радона со стенок пор и трещин массива непосредственно в точке измерения. Это значит, что упругие колебания, распространяющиеся в среде, десорбируют с внутренней поверхности пор и трещин радона, что приводит к увеличению его содержания в почвенном воздухе порового пространства в зоне наблюдения. Изменение объемной активности радона может вызываться и изменением структуры трещинно-порового пространства в результате прохождения ударной волны. В этом случае величина ОАР должна выйти на другой уровень, определяемый новым коэффициентом эманирования, и не изменится с течением времени. Для проведения экспериментальных исследований был выбран район Исетского щебеночного карьера (ст. Исеть, Свердловская область). Промышленные взрывы на этом карьере проводятся достаточно регулярно, что позволяет провести необходимые исследования по изучению влияния промышленных взрывов на вариации объемной активности почвенного радона. При проведении экспериментальных работ на различных расстояниях от борта карьера в коре выветривания гранитов на глубине 0,5–0,8 м оборудовались небольшие камеры (по размеру прибора), в которых устанавливался измерительный прибор (СИРАД МР-106Н). Измерения проводились в диффузионном режиме при непрерывной регистрации ОАР с 4-часовым осреднением. Сверху прибор закрывался проницаемой крышкой, засыпался грунтом (рис. 1). Цикл измерения начинался за несколько дней до планируемого взрыва и столько же продолжался после взрыва.

* Работа выполнена при поддержке проекта фундаментальных исследований по Программе № 4 Президиума РАН (12-П-5-1018).

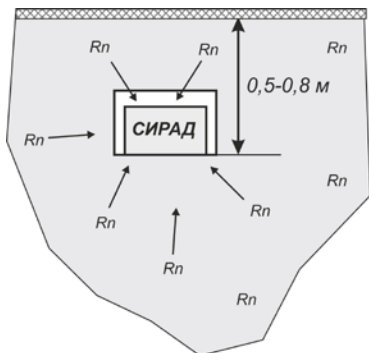


Рис. 1. Схема измерений объемной активности почвенного радона в диффузионном режиме

На рис. 2 и 3 приведены результаты 2 циклов измерений, выполненных в разное время и в разных точках наблюдения. На рис. 2 период измерения 10 дней (30.05. – 09.06.2013), измерительный прибор на расстоянии 150 м от борта карьера, фоновые значения ОАР 1500 Бк/м³. 06.06.2013 был произведен взрыв мощностью 33,5 т взрывчатого вещества (ВВ). Характер изменений в течение периода

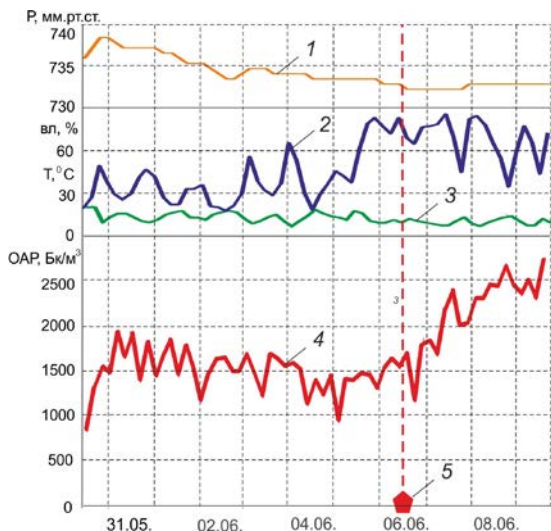


Рис. 2. Результаты эксперимента в точке, расположенной в 150 м от борта карьера (30.05 – 9.06. 2013 г.).

Вариации: 1 – атмосферного давления; 2 – влажности; 3 – температуры; 4 – объемной активности радона; 5 – момент взрыва

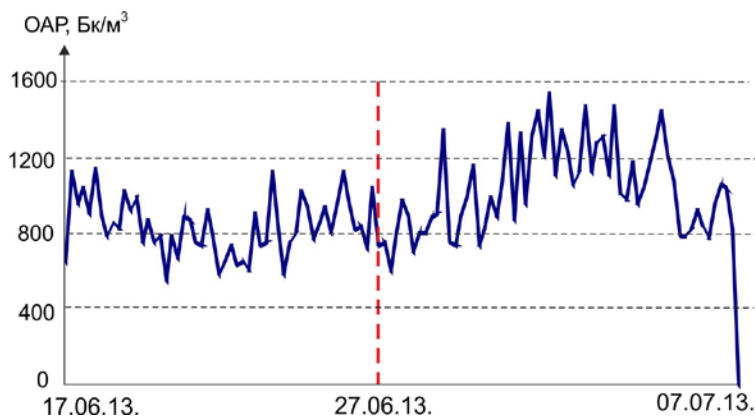


Рис. 3. Изменение объемной активности радона в период 17.06. – 07.07.2013 г. в точке 2, расположенной в 500 м от борта карьера. Взрыв 27.06.2013

наблюдений температуры, атмосферного давления и влажности свидетельствует об отсутствии причинно-следственной связи с изменениями OAR. Увеличение объемной активности, вероятнее всего, связано с эффектами произведенного взрыва. Довольно значительное запаздывание увеличения OAR после момента взрыва объясняется медленностью диффузионных процессов в почвенном слое. Следует отметить, что повышение величины OAR продолжалось в течение почти 4 суток после взрыва. Это говорит о том, что поступление радона в камеру к измерительному прибору превышало его убывание за счет естественного распада. Продолжить ряд наблюдений до момента выхода на первоначальный фоновый уровень в данном случае не удалось из-за опасности затопления прибора при прохождении мощного дождевого фронта.

На рис. 3 приведены результаты двадцатидневного цикла измерений (17.06. – 07.07.2013 г.). Измерительный прибор был установлен на расстоянии 500 м от борта карьера. Фоновые значения OAR 800 Бк/м³. 27.06.2013 г. был произведен взрыв мощностью 43,2 т ВВ. В данном случае процесс измерений длился 10 дней до взрыва и 10 дней после. Как и в первом случае, увеличение объемной активности радона после взрыва происходило в течение 4–5 суток, затем величина OAR стала уменьшаться практически до уровня перед взрывом.

В отличие от первого эксперимента значимое увеличение OAR здесь началось примерно через сутки после взрыва. Выход OAR практически на фоновый уровень через 10 дней после взрыва свиде-

тельствует в пользу того, что в результате взрыва структура трещинно-порового пространства не претерпела существенных изменений. Коэффициент эманирования не изменился, а увеличение ОАР спустя сутки после взрыва скорее всего свидетельствует о десорбции атомов радона с внутренних поверхностей пор и трещин под воздействием упругих колебаний. Увеличение ОАР связано с поступлением десорбированного радона из объема горных пород вблизи от точки измерения. Понятно, что при малом времени жизни и медленности диффузионных процессов радон, выделившийся в деформированной зоне взрыва, не может вносить существенный вклад в увеличение ОАР в точке наблюдения. Поэтому под воздействием упругих колебаний, вызванных карьерным взрывом, происходит десорбция радона со стенок пор и трещин массива горных пород вблизи регистрирующего прибора.

Литература

1. Уткин В. И. Выделение радона из горных пород при воздействии на них упругих колебаний различного диапазона / В. И. Уткин, А. К. Юрков, И. А. Козлова // Геофизика XXI столетия: сб. тр. Девярых геофизических чтений им. В. В. Федьнского. – Тверь: ООО Изд-во «ГЕРС», 2008. – С. 317–320.

УДК 622.833.5

ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ ПАРАМЕТРИЗАЦИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ПРИКЛАДНЫХ ЗАДАЧ ГЕОМЕХАНИКИ*

С. А. Неверов, А. М. Фрейдin, А. А. Неверов

Известно, что характер и формы проявления горного давления на подземных рудниках складываются под влиянием природных факторов и технологии ведения горных работ. Среди природных факторов выделяются деформационно-прочностные свойства руд и пород, геолого-структурные и петрографические особенности месторождения и, главное, естественное напряженное состояние (НДС) массива горных пород.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства науки и образования.

Корректное обоснование технологии подземной разработки и ее параметров, особенно на месторождениях, склонных к горным ударам, на стадии проектирования может быть выполнено на основе достаточных знаний о вышеперечисленных факторах. Между тем в практике разведки рудных месторождений и, как следствие, в документах о подсчете запасов отсутствуют необходимые сведения о НДС горных пород и его связи с глубиной залегания залежей. Это крайне затрудняет выбор и обоснование проектных решений строительства и освоения новых рудников в сложных геомеханических условиях.

В этой связи выполнен анализ НДС массивов горных пород в рудодобывающих регионах мира и установлена его взаимосвязь с геолого-тектоническими структурами месторождений. Обобщение результатов анализа позволило выделить типы геологических структур, которые идентифицируются подобными моделями геосреды. Эти модели могут служить исходными данными для прогноза НДС горных пород и постановки задач геомеханики на стадии проектирования подземных предприятий.

Современные представления о напряженном состоянии горных пород

Поле естественных напряжений в нетронутом массиве горных пород носит не только глобальный, но и неоднородный характер [1–3]. Основная причина – одновременное действие гравитационных, тектонических и термических сил. Проблемы формирования условий напряженного состояния земной коры в целом и в различных частях земного шара являются предметом изучения структурной геологии и тектонофизики. Большая часть получаемых в рамках этих наук результатов имеет важное прикладное значение для геомеханики. К настоящему времени накоплен достаточный материал о параметрах распределения напряжений в земной коре [1–9], позволяющий отметить следующее:

1. Основной особенностью исходного состояния массива горных пород является существенная анизотропия, определяемая различными условиями проявления тектонических и магматических процессов в геологической истории земных недр и сформированных региональных тектонических структур. Тектонические напряжения в нетронутом массиве горных пород на многих рассматриваемых месторождениях изменяются от 40 до 60 МПа и более, их величина в 2,0–5,0 раз превышает вертикальные. Вместе с тем эти напряжения неодинаковы для различных рудных районов и могут резко изменяться в пределах месторождения, участка и даже отдельных блоков.

2. Экспериментальные данные по различным регионам мира свидетельствуют о нелинейном характере изменения максимальных горизонтальных напряжений, величина которых с ростом глубины стремится к гидростатическому или равнокомпонентному состоянию, близкому к γH , независимо от геологического строения и структурных особенностей рудных месторождений (рис. 1).

3. Особенностью закономерностей изменения напряженного состояния с глубиной залегания рудных тел является снижение градиента роста тектонической составляющей напряжений начиная с глубин 600–800 м по отношению к гравитации.

4. На удароопасных месторождениях наблюдается большой разброс (в 2,0–2,5 раза) величин максимальных напряжений в пределах одной глубины. Высокие горизонтальные напряжения приурочены

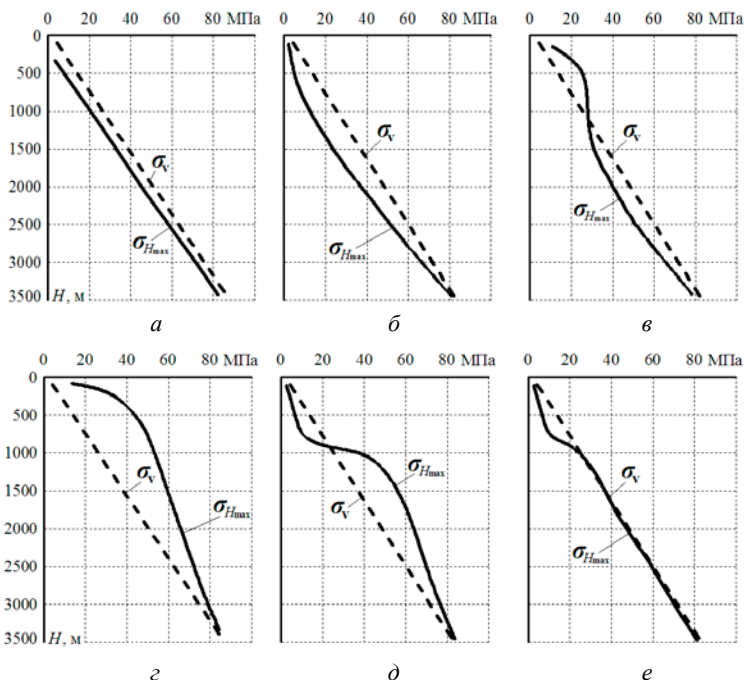


Рис. 1. Обобщающие закономерности изменения максимальных горизонтальных напряжений, характерные для различных условий залегания месторождений: *a* – молодые платформы; *б* – платформенные осадочные чехлы, грабены, материковые окраины; *в* – подвижные платформы, рифты; *г* – устойчивые фундаменты, стабильные щиты платформ, мобильные горно-складчатые области; *д* – горноскладчатые системы; *е* – островные дуги, шарьяжи

к прочным, упругим, монолитным породам, а также к крупным тектоническим блокам, складкам и региональным геологическим объектам – щитам, платформам с выдержанным тектоническим режимом.

Типизация массивов горных пород по напряженному состоянию на базе анализа геолого-тектонических структур

Формирование месторождений полезных ископаемых и рудных полей происходит, как правило, в тесной взаимосвязи с определенными типами тектонических структур, общность которых предопределяет соответствие геомеханических процессов, протекающих в них. В работе [9–10] отмечается, что характер распределения напряжений естественного поля Земли для однотипных геолого-тектонических структур, расположенных в различных частях континентальной коры, подчиняется определенным закономерностям с вероятностью повторения не менее 75 %. Это обусловило возможность типизации массивов горных пород по виду напряженного состояния и дальнейшей их параметризации (табл. 1).

Выполненные исследования показали, что тип геолого-тектонической структуры представляет собой блок информации, по которой в достаточном приближении можно качественно и количественно оценивать напряженное состояние массивов пород и учитывать его при проектировании и ведении горных работ. Иначе говоря, особенности геологических блоков и структур, а также условия их происхождения – это первый шаг к моделированию регионального поля напряжений породных массивов на месторождениях.

Типизация включает и обобщает тринадцать геологических структур (см. табл. 1), напряженное состояние которых качественно и количественно подтверждается многочисленными экспериментальными измерениями [10]. Приведенный краткий анализ геолого-тектонических структур позволил выявить некоторые общие закономерности пространственного поведения массивов горных пород и их напряженного состояния. Основной чертой геологических структур является их иерархия, подчиняющаяся известным закономерностям [11]. Из обобщения следует, что, например, в пределах платформ развито сдвиговое поле напряжений, для мобильных горно-складчатых систем максимальными по величине являются горизонтально ориентированные напряжения.

Тектонические особенности месторождений не проявляются автономно и находятся в тесной связи с геолого-тектоническими структурами более крупных масштабных рангов. На уровне отдельных геологических блоков напряженное состояние осложнено множеством локальных факторов, в том числе разрывными нарушениями.

Таблица 1

Типизация массивов горных пород по виду НДС

Вид тектонической структуры	Режим нагружения	Наименование тектонической структуры	Напряженное состояние тектонической структуры*	
Платформы	1. Сводные части стабильных щитов	Балтийский, Украинский, Казахский, Канадский, Индостанский щиты	Спокойный тектонический режим. Максимальные напряжения действуют в горизонтальной плоскости ($\sigma_1 \approx \sigma_{H_{max}}$)	
	2. Подвижные щиты	Щиты Африканской платформы	Нетектонический режим нагружения, преобладание гравитационных напряжений. Тектонотип платформенных окраин ($\sigma_1 \approx \sigma_v \approx \sigma_{H_{max}}$)	
	3. Кратоны	Нетектонический, сдвиговый	Кратоны Африканской платформы	Напряженное состояние приближается к равнокомпонентному распределению напряжений ($\sigma_1 \approx \sigma_v$)
	4. Устойчивые фундаменты	Взбросовый сдвиговый	Восточно-Европейская, Русская платформы	Взбросовый тектонический режим с нестабильными полями напряжений. Максимальные напряжения действуют в горизонтальной плоскости ($\sigma_1 \approx \sigma_{H_{max}}$)
	5. Плита	Нетектонический, сдвиговый	Русская	Характерен сдвиговый характер нагружения с субмеридионально ориентированным сжатием ($\sigma_1 \approx \sigma_v$)
	6. Осадочные чехлы	Нетектонический, сбросовый, взбросовый	Осадочные чехлы. Африканская, Восточно-Европейская, Индостанская платформы	Преобладание разрывных нарушений пликативного типа. Сравнительно простое напряженное состояние ($\sigma_1 \approx \sigma_v$)
	7. Подвижные платформы	Нетектонический, сбросовый, взбросовый	Западноевропейская, Восточно-Австралийская, Западно-Сибирская платформы, Калифорния	Гравитационное и квазиравнокомпонентное поле напряжений. Встречаются регионы, где горизонтальные напряжения превышают вертикальные
	8. Грабены, материковые окраины	Нетектонический, сбросовый, листрический	Долина Рейна между Францией и Германией, Калимантан, Новая Шотландия, норвежский берег северного Уэльса, Ангола	Характерен сбросовый режим. Напряженное состояние стремится к гидростатическому равновесию, в некоторых случаях преобладает тектоническое поле ($\sigma_1 \approx \sigma_v \approx \sigma_{H_{max}}$)

Вид тектонической структуры	Режим нагружения	Наименование тектонической структуры	Напряженное состояние тектонической структуры*
9. Рифтовые зоны	Сбросовый, сдвиговый, надвиг	Байкальский рифт, континентальные рифтовые зоны	Присдвиговое растяжение, разгрузка, сейсмика, гравитационное распределение напряжений ($\sigma_1 \approx \sigma_v$)
10. Острова	Сдвиговый, взбросовый	Японские, Марианские острова	Выдержанный и не стабильный тектонические режимы ($\sigma_1 \approx \sigma_v \approx \sigma_{Hmax}$)
11. Складчатые области слабого горообразования	Взбросовый, нетектонический	Уральская зона, Центрально-Азиатский ороген, горные системы Северной Америки	Параметры тектонического поля напряжений. Распространены зоны сжатия ($\sigma_1 \approx \sigma_{Hmax}$)
12. Мобильные горно-складчатые системы	Взбросовый	Алтае-Саянская, Восточно-Азиатская складчатые области, Тянь-Шань, Памир, Аппалачи	Развитая тектоника, вулканизм, сейсмика и разрывные нарушения. Сложное напряженное состояние ($\sigma_1 \approx \sigma_{Hmax}$)
13. Каледониды, шарьяжи	Нетектонический, сдвиговый	Каледонская складчатость Норвегии	Характерен гравитационный вид напряженного состояния для геологических структур, расположенных выше уровня дна долин и подножья гор ($\sigma_1 \approx \sigma_v$)

* $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$ – максимальные, промежуточные и минимальные главные напряжения, σ_v , σ_{Hmax} , σ_{Hmin} – вертикальные, максимальные и минимальные горизонтальные напряжения.

Параметризация геомеханических моделей геосреды

Для оценки изменений исходного поля напряжений в недрах использовался метод, основанный на анализе накопленных результатов измерений в горнодобывающих регионах мира. В анализ были включены основные параметры тензора напряжений по разрабатываемым месторождениям, сведения о которых содержались не менее чем в двух независимых источниках литературы [12–22].

Аппроксимация закономерностей распределения высоких горизонтальных напряжений осуществлялась при условии выравнивания тектонических сил с гравитационными на глубинах до 3500 м. Основными посылками при этом послужили данные по глубоким рудникам ЮАР [12–15], сверхглубокой Кольской скважине СГ-3 [16] и теоретические исследования отечественных и зарубежных специалистов [17–22]. Достоверность этого положения подтверждена

выше, где по данным полевых замеров отмечается стремление массивов пород, независимо от их тектонотипа, к гидростатическому распределению сил (см. рис. 1).

На основе корреляционного анализа выполнена геомеханическая параметризация массивов горных пород, включающая в себя четыре модели исходного поля напряжений, характерных для различных типов геолого-тектонических структур (рис. 2): геодинамический, тектонический, геостатический и гравитационный. Подавляющее большинство данных по замерам максимальных горизонтальных на-

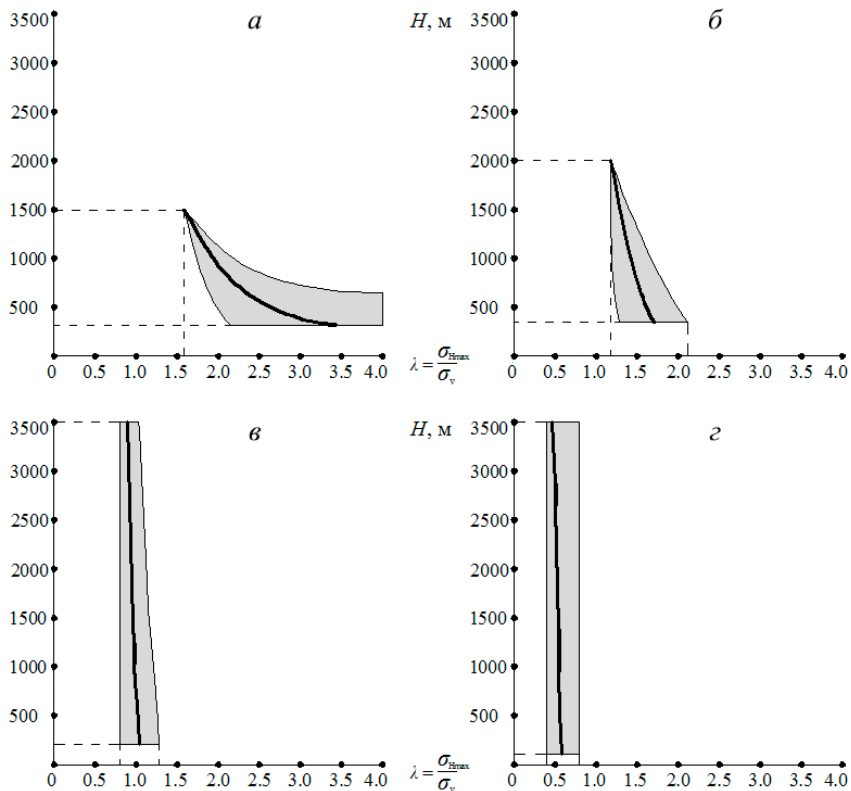


Рис. 2. Графическая интерпретация видов напряженного состояния массивов пород с ростом глубины подземных разработок:

a – геодинамический вид напряженного состояния; *б* – тектонический; *в* – геостатический; *г* – гравитационный; ■ – область распределения результатов измерений НДС горных пород

пряжений с ростом глубины удовлетворительно описываются логарифмическими и степенными функциями, а также прямолинейными зависимостями (табл. 2).

Таблица 2

Геомеханическая параметризация моделей геосреды

Модель геосреды, Коэффициент корреляции K_K	Геолого-тектоническая структура	Связь напряженного состояния с глубиной*	Пример района, месторождения, рудника	
1. Геодинамическая $300 \leq H \leq 1300$ $1,6 \leq \lambda \leq 4,0$ $K_K > 0,87$	Мобильные сейсмоактивные горно-складчатые системы. Геосинклинальные складчатые пояса. Складчатые области слабого горообразования	$\sigma_{H_{max}} = 43\lambda^{0,18} \ln(\gamma H) - 100 \approx \sigma_1$	Горная Шория и Хакассия, Садонское, Тырнаузское, Николаевское	
		$\sigma_{h_{min}} = \frac{(\sigma_{H_{max}} + \sigma_v)}{2} \approx \sigma_2$		
		$\sigma_{H_{max}} = 47\lambda^{0,15} \ln(\gamma H) - 110 \approx \sigma_1$		Березовское, Высокогорское
	Сводные части стабильных щитов и устойчивые фундаменты платформ	$\sigma_{H_{max}} = 40\lambda^{0,3} \ln(\gamma H) - 100 \approx \sigma_1$	$\sigma_{h_{min}} = 0,6 \div 0,7 \sigma_{H_{max}} \approx \sigma_2$	Горно-складчатые области Альп и Северной Америки
		$\sigma_{H_{max}} = 38\lambda^{0,2} \ln(\gamma H) - 80 \approx \sigma_1$		Хибинская группа месторождений
		$\sigma_{H_{max}} = 47\lambda^{0,12} \ln(\gamma H) - 110 \approx \sigma_1$		Скандинавия, Балтийский щит
2. Тектоническая $300 \leq H \leq 2000$ $1,2 \leq \lambda \leq 2,1$ $K_K > 0,88$	Горно-складчатые области	$\sigma_{H_{max}} = 0,75\lambda^{0,25} \gamma H + 15 \approx \sigma_1$	Центральный и Восточный Казахстан, Восточно-Коунрадское, Тишинское, Зырянское	
		$\sigma_{h_{min}} = 0,7 \sigma_{H_{max}} \approx \sigma_2$		
		$\sigma_{H_{max}} = 0,8\lambda^{0,2} \gamma H + 15 \approx \sigma_1$	Средняя Азия, Рудники Куру-Сай, Кан-Сай, Чон-Койское, Алтын-Топкан	
		$\sigma_{h_{min}} = 0,7 \sigma_{H_{max}} \approx \sigma_2$		

Модель геосреды, Коэффициент корреляции K_k	Геолого-тектоническая структура	Связь напряженного состояния с глубиной*	Пример района, месторождения, рудника
2. Тектоническая $300 \leq H \leq 2000$ $1,2 \leq \lambda \leq 2,1$ $K_k > 0,88$	Сводные части стабильных щитов, мобильные горно-складчатые системы	$\sigma_{H_{\max}} = 2,8e^{k\lambda} \gamma H^{0,7} \approx \sigma_1$ $\sigma_{h_{\min}} = (0,6 \div 0,85) \sigma_{H_{\max}} \approx \sigma_2$	Урало-Монгольская складчатость, Горный Алтай, Тянь-Шань, Каратау, Киргизский Алатау, Якутия
3. Геостатическая $200 \leq H \leq 5000$ $0,8 \leq \lambda \leq 1,3$ $K_k > 0,90$	Молодые подвижные платформы, грабены, островные дуги, шарьяжи. Нетектонический и сбросовый режимы	$\sigma_{H_{\max}} = \lambda \gamma H \approx \sigma_1 \approx \sigma_2$ $\sigma_{h_{\min}} = (0,8 \div 1,0) \sigma_{H_{\max}} \approx \sigma_3$ $\sigma_v = \gamma H \approx \sigma_1 \approx \sigma_2$ $\sigma_1 \approx \sigma_2 \approx \sigma_3 \approx \gamma H$ или $\sigma_{H_{\max}} = \sigma_1 = \lambda^{0,15} \gamma H + 6$	Криворожский железорудный бассейн. Центральная и Восточная Европа, зона распространения Рейнского грабена. Южная Африка: ЮАР, Замбия, Витватерсранд, Муффулира. Колар, Индия
4. Гравитационная $100 \leq H \leq 5000$ $\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}$, $K_k > 0,92$	Платформенные осадочные чехлы, подвижные щиты и платформы, рифты, Каледониды в виде надвинутых шарьяжей	$\sigma_{H_{\max}} = \lambda \gamma H \approx \sigma_2$ $\sigma_{h_{\min}} = \lambda \gamma H \approx \sigma_3$ $\sigma_v = \gamma H \approx \sigma_1$	Большинство угольных месторождений. Зона распространения Рейнского грабена. Каледонский горный хребет – рудники Муфьелетт, Редсанн и Леккен

* Примечание: в табл. 2 γ – объемный вес налегающих пород, МН/м³; H – глубина залегания пород, м; λ – коэффициент бокового давления, (распора); μ – коэффициент Пуассона; κ – эмпирический коэффициент, учитывающий деформационно-прочностные свойства горных пород. Для весьма прочных пород $\kappa = 0,12 \div 0,20$, для пород средней прочности $\kappa = 0,08 \div 0,12$.

Основная особенность параметризации: величины напряжений в массиве горных пород на больших глубинах определяются соотношением максимальных тектонических и гравитационных сил, действующих в верхней части земной коры. В связи с этим для определения максимальных сжимающих напряжений на более глубоких горизонтах показатель λ экстраполируется и дифференцируется в зависимости от глубины горных работ и принимается в пределах $0,5 \leq \lambda \leq 4,0$.

Выделенные виды напряженного состояния описывают общие закономерности НДС массивов пород, свойственные тем или иным

тектоническим структурам. При прогнозировании исходного поля напряжений с глубиной на отдельных месторождениях или их участках необходимо учитывать локальные особенности тектонических нарушений различного порядка, которые могут вносить определенные коррективы в параметры поля напряжений.

Таким образом, разработана классификация тектонотипов рудных месторождений по виду напряженного состояния и установлены критерии их параметризации, позволяющие прогнозировать НДС горных пород с ростом глубины. Предложенная типизация массивов горных пород относится в основном к рудным месторождениям, расположенным в горно-складчатых областях, в стабильных щитах и устойчивых фундаментах платформ.

Выделенным типам геолого-тектонических структур тождественны определенные модели НДС породного массива. Совокупный анализ этих факторов позволяет осуществить обоснование краевых условий для решения практических задач геомеханики и на их основе производить обоснование систем разработки и выбор параметров безопасной выемки рудных тел на стадии проектных работ.

Литература

1. Кропоткин П. Н. Тектонические напряжения в земной коре по данным непосредственных измерений / П. Н. Кропоткин // Напряженное состояние земной коры. – М.: Недра, 1973. – С. 21–31.
2. Кропоткин П. Н. Результаты измерений напряженного состояния горных пород в Скандинавии, в Западной Европе, в Исландии, Африке и Северной Америке / П. Н. Кропоткин // Напряженное состояние земной коры. – М.: Недра, 1973. – С. 158–167.
3. Марков Г. А. Тектонические напряжения и горное давление на рудниках Хибинского массива / Г. А. Марков. – Л.: Наука, 1977. – 213 с.
4. Бронников Д. Н. Разработка руд на больших глубинах / Д. Н. Бронников, Н. Ф. Замесов, Г. И. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 292 с.
5. Замесов Н. Ф. Развитие интенсивных методов добычи руд на больших глубинах / Н. Ф. Замесов, И. И. Айнбиндер, Л. И. Бурцев и др.; отв. ред. Д. М. Бронников. – М.: ИПКОН РАН СССР, 1990. – 236 с.
6. Amie M. Luciera. Constraining the far-field in situ stress state near a deep South African gold mine (ЮАР) / Amie M. Luciera, Mark D. Zoback, Vincent Heesakkerse, Ze'ev Reches and Shaun K. Murphy // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2009. – Vol. 46. – № 3. – P. 555–567.
7. Леонтьев А. В. Анализ естественных напряжений по результатам измерений в рудниках на территории Северной Евразии // ФТПРПИ. – 2001. – № 1. – С. 31–41.
8. Цимбаревич П. М. Механика горных пород / П. М. Цимбаревич // М.: Углетехиздат, 1948.
9. Неверов С. А. Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Ч. I. Современные представления о напряженном состоя-

нии массивов горных пород с ростом глубины / С. А. Неверов // ФТПРПИ. – 2012. – № 2. – С. 56–70.

10. Неверов С. А. Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Ч. II: Тектонотипы рудных месторождений и модели геосреды // ФТПРПИ. – 2012. – № 3. – С. 25–34.

11. Гзовский М. В. Основы тектонофизики / М. В. Гзовский // М.: Наука, 1975. – 536 с.

12. Linder Ernest N., Halpern Jack A. In situ stress in North America: // A compilation. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sci. And Geomech. Abstr. – 1978. – V. 15. № 4. – P. 183–203.

13. Schweitzer, J.K., and Johnson, R.A.,(1997). Geotechnical classification of deep and ultra-deep Witwatersrand mining areas, South Africa. – Mineralium Deposita Journal. – No.126. – P. 335–348.

14. Gey N. C. The state of stress in large dyke on K.R.P. M. Buksburg, South Africa. – Int. J. Rock Mech. Min. Sci. – 1980. – vol. 2.

15. Wesseloo J. and Stacey T. R. Updated in situ stress database for Sounthern Africa. Proceedings In-situ Rock Stress Lu, Li Kjøholt & Dahle (eds), Taylor & Francis / Balkema. – 1978. – P. 467–471.

16. Савченко С. Н. Оценка величины горизонтальных тектонических напряжений по данным кернового бурения Кольской сверхглубокой скважины СГ-3 / С. Н. Савченко // ФТПРПИ. – 2003. – № 4. – С. 19–26.

17. Hast N. The state of stress in the upper part of the Earth's crusts determined by measurements of absolute rock stress // Nanerwissonschaften, 1974. – № 11. – P. 463–475.

18. Bjorn L. J. Natural stress values obtained in different parts of the Fennoscandian rock masses. – Proc. 2n Congr.Int.Soc. Rock Mech.Beograd, 1970. – P. 209–212.

19. Global patterns of tectonic stress nature / M. L. Zoback, M. D. Zoback, J. Adams // Nature, 1989. – V. 341. № 6240. – P. 291–298.

20. Tectonic stresses in the Alpine-Wediterranean region // Rock Mechanics. 1980. – № 9. – 225 p.

21. Brady B., Bzown E. Rock Mechanics for Underground mining. Third edition. Kluwer Academic Publishers. – 2004. – 688 p.

22. Arjang B. Database on Canadian in situ ground stresses. CANMET Mining and Mineral Scinces Laboratories / Division Report MMSL 01-029, Mach 2001 (revised 2004).

РЕЗУЛЬТАТЫ МОНИТОРИНГА ДЕФОРМАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ В ГЕОДИНАМИЧЕСКИ АКТИВНОМ РЕГИОНЕ РОССИИ

Р. С. Шеметов

Мониторинг деформационных процессов производился на строительстве олимпийских объектов в г. Сочи. Доинструментальные (описательные) сведения о землетрясениях в районе Большого Сочи имеются с 1870 г., когда вблизи Дагомыса, по данным А. А. Никонова, произошел подземный толчок силой 7 баллов по шкале MSK-64.

На современных картах ОСР-97 граница между зонами сейсмичностью 8 и 9 баллов на участке от Дагомыса до границы с Абхазией проходит по суше, оставляя в 8-балльной зоне прибрежную полосу шириной до 5 км в Центральном районе Сочи и до 10 км в районе Адлера. За пределами этой полосы в предгорьях Главного Кавказского хребта сейсмичность увеличивается до 9 баллов на участках, сложенных средними по сейсмической опасности грунтами (рис. 1).



Рис. 1. Фрагмент карты ОСР-97-В западной части Северного Кавказа

Разрушительные процессы, связанные с изменением инженерно-геологического состояния грунтов при разрывных геодетформациях землетрясений, на сегодняшний день достаточно изучены, чтобы оценить их потенциальную опасность для искусственных сооружений. Но наряду с ними существуют малоизученные современные геодинамические движения трендового и циклического характера, которые оказывают также существенное влияние на сложные и ответственные объекты различного назначения.

В начале 60-х годов под эгидой Междуведомственного геофизического комитета при президиуме АН СССР была развернута обширная программа изучения современных движений земной коры на геодинамических полигонах различного целевого назначения, изначально закладываемых в сейсмоактивных регионах. Результаты наблюдений на этих полигонах с интервалами между повторениями длительностью в месяцы и годы выявили наличие интенсивных, локальных движений в зонах разломов, которые имели пульсационный и короткопериодический характер. Анализ данных, собранных за многие годы в результате проведения геодезических измерений деформаций в сейсмоактивных и асейсмичных регионах, провел Ю. О. Кузьмин, получив при этом очень интересные результаты. Он сделал вывод, что в асейсмичных регионах накопленный запас потенциальной энергии реализуется в основном за счет γ - и β -аномалий, которые являются отражением локальных объемных деформаций, и в этом случае энергия объемной деформации U_V превышает энергию сдвиговой деформации U_S . А в сейсмоактивных регионах, за счет того что сейсмический процесс происходит путем реализации сдвиговых деформаций, сдвиговая энергия превышает объемную $U_S > U_V$ [1].

Таким образом, в сейсмоактивных регионах, насыщенных сейсмоактивными разломами, необходимы геодезические измерения как вертикальной, так и горизонтальной компоненты движений, приводящих, соответственно, к деформациям зданий и сооружений.

С начала 2000-х годов специалистами ИГД УрО РАН при мониторинге современных деформаций и смещений земной поверхности как на горных предприятиях, так и на гражданских объектах широко используются технологии спутниковой геодезии GPS [2]. Полученный опыт геодезического мониторинга был использован на строящихся олимпийских объектах (жилых домах) в сейсмически активном регионе нашей страны г. Сочи.

На площадке № 1 возводятся 3 здания, состоящие из 5 секций. В каждой секции было заложено по 4 марки (рис. 2). В здании 3 были заложены стеновые марки, смещение которых определялось не

только по высоте, но и в плане, с помощью электронно-оптического тахеометра Sokkia SRX1 с погрешностью измерения горизонтальных углов 1" методом круговых приемов с двух станций, измерения проводились одним приемом. Величина вертикальной компоненты сдвижений определялась с помощью высокоточного нивелира Sokkia SDL30, методом прокладки замкнутого нивелирного хода с последующим уравниванием. В качестве опорной сети на расстоянии от 80 до 130 м были заложены плановые и высотные реперы, условно принятые неподвижными. Координаты и высоты этих реперов были определены с помощью GPS и впоследствии проверялись каждые 2 месяца, опять же с помощью GPS-оборудования.

Результаты измерения вертикальной компоненты деформаций по восьми сериям проведенных измерений приведены на рис. 3–7.



Рис. 2. Схема заложения стеновых марок в цокольных этажах зданий. Площадка № 1

На рис. 3 видно, что северная часть секции не только просаживается, но и вспучивается, и причем это проявляется циклично. Создается впечатление, что земля как будто «дышит», увлекая за собой и все 12-этажное здание. Внешних проявлений дефектов и деформаций не обнаружено.

В южной секции здания 1 (см. рис. 4) все 4 стеновые марки движутся в одном направлении, то есть проседают. Тут можно отметить, что проседание происходит неравномерно, и западная часть секции проседает незначительно больше, чем восточная. Разница в показателях составила 8–18 мм. Внешних проявлений дефектов и деформаций не обнаружено.

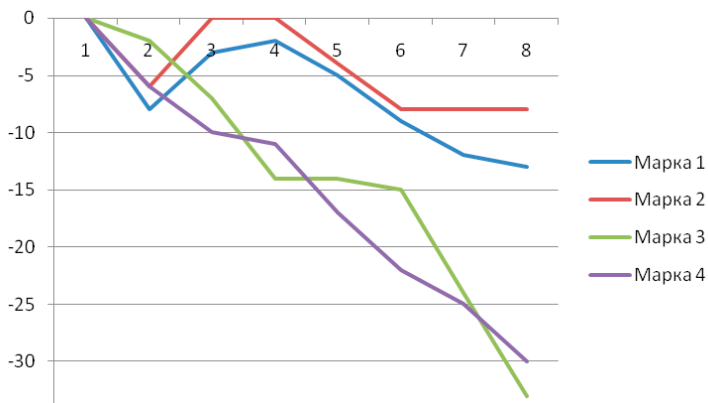


Рис. 3. График вертикальных деформаций в здании 1, секция 1

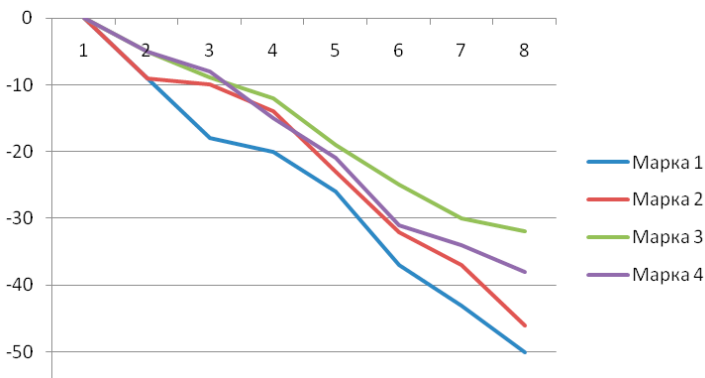


Рис. 4. График вертикальных деформаций в здании 1 секция 2

На рис. 5 опять же прослеживается «дыхание» сооружения, но уже в меньшей степени выраженное по сравнению с секцией 1 здания 1. При этом западная часть секции имеет положительное значение вертикальной компоненты и неравномерно приподнимает строение на несколько миллиметров, а восточная часть секции не успевает за своей «второй половинкой» и как будто на время «замирает», после чего вновь происходит просадка здания. Внешних проявлений дефектов и деформаций не обнаружено.

На рис. 6 видна несколько иная ситуация. Сначала происходит просадка всех марок, затем в северной части секции показатели вертикальной компоненты сдвижений имеют неотрицательное значение, в южной же части продолжает развиваться нисходящий тренд. При следующем цикле измерений наблюдается просадка всех марок секции, но потом «взлет» южной части этой секции по сравнению с ее северной половиной, в которой тем временем происходит просадка одной марки, вторая же «замерла» на месте. Внешних проявлений дефектов и деформаций не обнаружено.

На графике вертикальных смещений (см. рис. 7) заметно поочередное вспучивание то северной, то южной части секции. Лишь первые и последние результаты измерений имеют одинаковый тренд – просадку. После первой серии наблюдений стеновые марки смещаются в плане в противоположные стороны друг от друга, как будто «растягивая» здание (рис. 8). При этом обе пары марок имеют примерно равные значения вертикальных просадок. После второй серии измерений северная часть секции продолжает перемещаться в том же направлении, а южная резко меняет вектор своего пере-

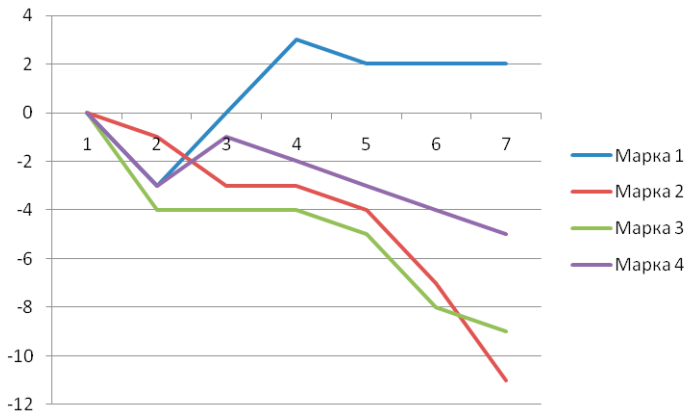


Рис. 5. График вертикальных деформаций в здании 2, секция 1

мещения в противоположную сторону, как будто догоняя северную часть секции. На графике вертикальных деформаций на этом этапе видна разносторонняя направленность перемещений обеих пар стеновых марок. Затем, после очередной серии измерений, уже южная часть здания сохранила прежнее направление своего перемещения, а северная поменяла его кардинально в противоположную сторону, навстречу югу. На графике вертикальных смещений заметно, что там пары марок также поменялись местами, и теперь на северной стороне здания наблюдается просадка, а на южной – небольшой, но восходящий тренд.

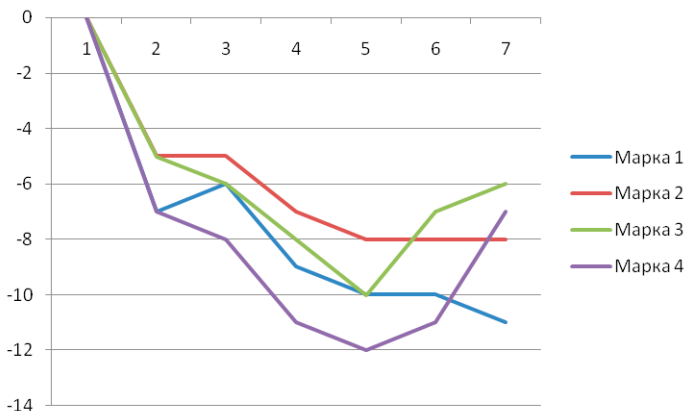


Рис. 6. График вертикальных деформаций в здании 2, секция 2

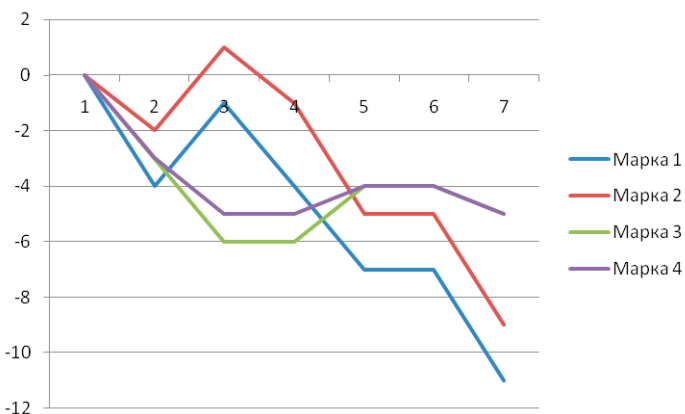


Рис. 7. График вертикальных деформаций в здании 3

Эти наблюдения взаимосвязи горизонтальных и вертикальных смещений выявляют наиболее полную картину происходящих деформаций здания, а также при более детальном анализе дают возможность прогнозировать появления в будущем каких-либо деформаций, а значит, и предупреждать их с помощью соответствующих защитных мероприятий. Значит, здание (сооружение, строение и т. д.) не может деформироваться только в вертикальной или только в горизонтальной плоскости. Если зафиксирована просадка здания, значит неизбежно произошла горизонтальная деформация этого здания, и наоборот.

Доказательством этому может также служить серия наблюдений на площадке № 2 (рис. 9), на одном из домов которой произведены измерения в плане в начале периода проведения геомониторинга и в конце его, то есть 2 серии наблюдений.

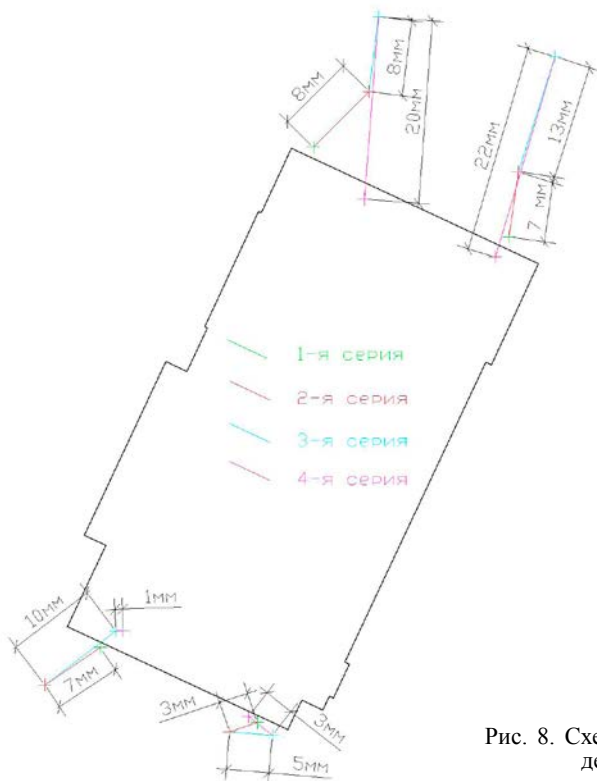


Рис. 8. Схема горизонтальных деформаций

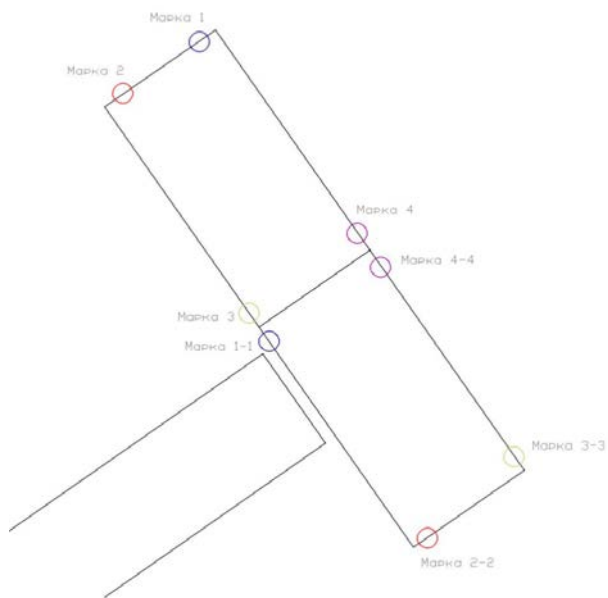


Рис. 9. Схема стеновых марок на здании площадки № 2

На северной секции здания три угла секции проседают равномерно, а четвертый (на схеме он отмечен зеленым) в большей степени (рис. 10).

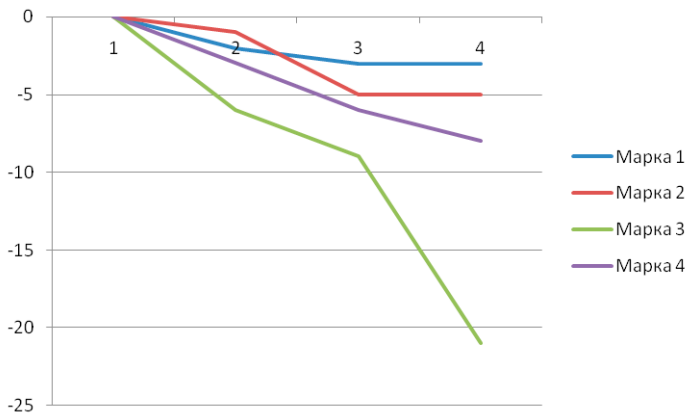


Рис. 10. График просадок северной секции здания

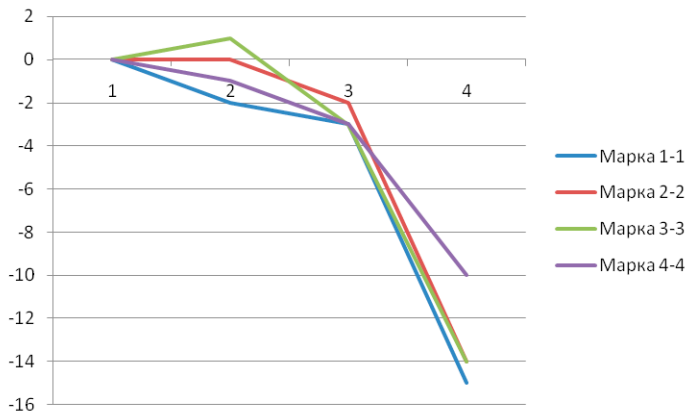


Рис. 11. График просадок южной секции здания

На южной секции здания изначально наблюдается небольшой подъем северной части секции, затем же происходит равномерная просадка всех стеновых марок секции (рис. 11).

Однако вскоре на стенах внутренних помещений были обнаружены вертикальные сквозные трещины, видимые только изнутри здания (рис. 12). Поэтому было решено незамедлительно провести вторую серию плановых измерений стеновых марок здания.



Рис. 12. Обнаруженная трещина во внутренней стене здания

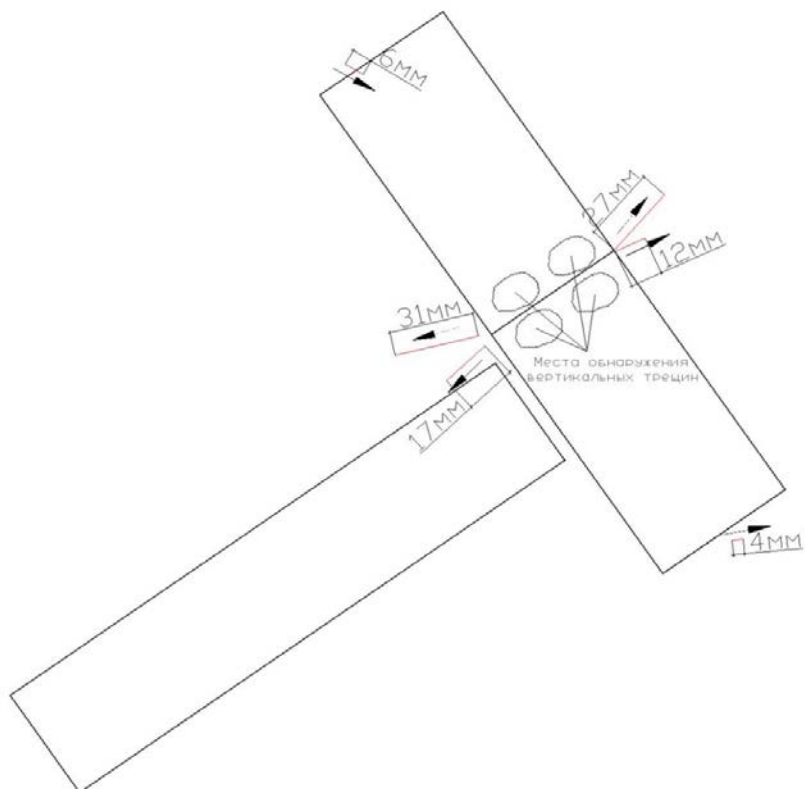


Рис. 13. Схема горизонтальных деформаций стеновых марок и мест обнаружения вертикальных трещин в здании площадки № 2

По результатам измерений видно (рис. 13), что в обеих проблемных частях секции действуют растягивающие силы, и можно предположить, что именно это и является причиной появления деформаций и нарушений в несущих конструкциях.

Результаты проведенного мониторинга свидетельствуют, что современные геодинамические движения способны вызвать в конструкции создаваемых объектов не предусмотренные проектом деформации и нагрузки и даже на стадии строительства привести к ее нарушению. В связи с этим в состав инженерных изысканий

должны включаться исследования параметров современных геодинамических движений и их значения учитываться в конструктивных решениях.

Литература

1. Кузьмин Ю. О. Современная геодинамика разломных зон / Ю. О. Кузьмин. // Физика Земли. – 2004. – № 10.
2. Панжин А. А. Непрерывный мониторинг смещений и деформаций земной поверхности с применением комплексов спутниковой геодезии GPS. / А. А. Панжин // Геомеханика в горном деле – 2000: доклады междунар. конференции. – Екатеринбург: ИГД Уро РАН, 2000. – С. 320 – 324.

УДК 622.023.623

МОРФОСТРУКТУРНЫЕ КРИТЕРИИ КОНТРОЛЯ ТРЕЩИНОВАТОСТИ ИНТРУЗИВНЫХ ПОРОД: МЕТОДИЧЕСКИЕ И ПРИКЛАДНЫЕ АСПЕКТЫ РЕКОНСТРУКЦИИ СТРЕСС-СОСТОЯНИЙ

Д. В. Жиров

В рамках настоящей работы термин «морфоструктурный» принят по аналогии с геоморфологической семантикой и применяется в значении «обусловленный эндогенными факторами». Таким образом, применительно к трещиноватости данный термин раскрывает ее причинно-следственную связь с формой, структурой, линейными размерами, симметрией и вещественным составом геологического тела (плутонического или супракристалльного) [1].

Трещиноватость горных пород играет важнейшую роль в таких прикладных аспектах горного дела, как устойчивость горных выработок, динамические проявления, взрываемость (дробимость), водопритоки, выбросы газов и многих других. Поэтому весьма актуальна потребность в прогнозе параметров и атрибутов трещиноватости, главными из которых являются интенсивность (частота) и изменчивость распределения, линейные размеры и азимутальные характеристики различных систем. Их прогнозируемость требует достаточно обоснованной отправной платформы – исходной модели образования трещин различных систем и их распространения в пространстве.

В настоящее время большинство используемых методов изучения и интерпретации трещиноватости связано с тектоническим генезисом, подразумевающим внешний источник/фактор, который вызывает накопление критических напряжений вплоть до разрушения горной породы с образованием трещин. Это «тектонофизический» подход, который развился благодаря успехам выдающихся отечественных и зарубежных тектонофизиков второй половины XX века. Достижения и наработки М. В. Гзовского, О. И. Гущенко, В. Д. Парфенова, Л. А. Сим, В. Н. Даниловича, П. Н. Николаева, Г. А. Любича – Н. И. Мишина, Л. М. Расцветаева, О. Б. Гинтова, К. Ж. Семинского, Ю. Л. Ребецкого, Е. М. Anderson, E. Carey-Bruneier, J. Angelier, J. Mercier, F. Arthaud и других позволили объединить в новое научное направление тектонику, физику и математику, но привели к почти полному забвению морфоструктурного метода изучения трещиноватости, основы которого еще в конце XIX – начале XX вв. заложили Т. N. Dale, Н. Kloos, А. Полканов, Н. Елисеев, Hutchison, Р. Болк и др. [1, 2]. В известной под названием «схема Клооса» модели выделяется 4–5 систем первичных (эндогенных, прототектонических) трещин (рис. 1): поперечные (*Q*), расположенные перпендикулярно к линейности породы, связанные с растяжением при удлинении массива и имеющие крутое падение; продольные (*S*) – простирающиеся параллельно элементу направленного строения интрузии и имеющие крутое падение; диагональные (*P* и *F*) – характеризующиеся крутым падением и развивающиеся примерно под углом 45° к простираанию элементов линейной ориентировки интрузии; первично-пластовые (постельные) (*L*) – обычно располагающи-

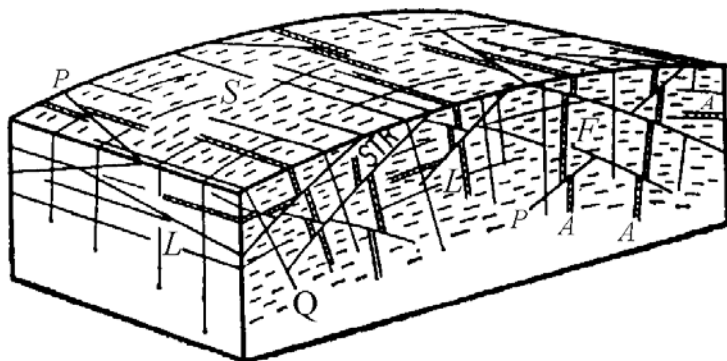


Рис. 1. Обобщенная схема первичных (эндогенных) трещин

еся параллельно своду (кровле) интрузии и имеющие пологие (до горизонтального) углы падения [1]. Как видно из этого описания, в ранних классификациях подчеркивалась связь первичной трещиноватости с позднемагматическими пластическими деформациями и/или течением магматического расплава. Необходимо отметить, что в данной схеме параметры трещиноватости не ассоциируются с генезисом породы (вещественными и формационными признаками), формой интрузива и положением изучаемого участка относительно элементов симметрии геологического тела. К сожалению, этот упрощенный подход не получил дальнейшего развития и детализации, и в этом кроется одна из основных причин постепенного вытеснения морфоструктурного метода из научной практики.

Тектонофизический подход рассматривает генезис и закономерности пространственного положения трещины/разлома только в зависимости от ориентации главных осей напряжения и как результат реализации касательных, нормальных и реже – девиаторных напряжений [2, 3]. В отличие от него морфоструктурные критерии контроля трещиноватости отражают закономерное влияние целой группы геолого-генетических факторов, прежде всего формы, размера и вещественного состава тела. Этот подход подразумевает закономерную парагенетическую связь групп (систем) и отдельных трещин/разрывов с рядом параметров конкретного геологического тела и в меньшей мере – вмещающей рамы (внешней среды) [1].

В основу проведенных исследований положена собранная база пространственно-привязанных данных (более 100000 многопараметрических замеров) по трещиноватости различных плутонических геологических тел и супракрустальных структур. Каждый замер в этой базе представляет структурный элемент с нарушением первичной сплошности массива пород, в том числе: разлом, дизъюнктивное нарушение, зона трещиноватости, трещина, дайка и жильное образование, а также линзо-, дайко- или пластообразное геологическое тело постмагматической и/или пострудной стадии внедрения. Типичное описание содержит моду, среднее и размах каждого параметра и представлено координатной привязкой, азимутальными характеристиками и их изменчивостью по простиранию и падению, линейными параметрами в горизонтальной и вертикальной составляющей, нормальной мощностью трещин и жил, характером их выполнения и минерализации, расстоянием по нормали до смежных трещин в одной системе, а также кинематическими признаками смещений и/или деформаций. Кроме того, структурные элементы ранжируются по размеру/ масштабу проявления, а показатели их формы, геологические и структурные взаимоотношения (между собой

и в комплексе) и многие другие параметры индексируются. Такой комплексный подход позволяет весьма тонко дифференцировать конвергентные и дивергентные системы трещиноватости и осуществлять их избирательную обработку и анализ вне зависимости от закономерных и спорадических факторов изменчивости азимутальных и частотных характеристик.

Результаты анализа базы данных с использованием 3D-моделирования позволили классифицировать трещиноватость на две большие генетические группы: прототектоническую трещиноватость, в том числе трещиноватость «собственно магматического и контракционного генезиса», и трещиноватость наложенных тектонических этапов. По отношению к геологическому телу они характеризуются как «внутриформационные» и «трансформационные», соответственно [4].

Трещиноватость прототектонического парагенезиса имеет относительно однородное распределение в геологическом теле (за исключением выветрелой и разгруженной приповерхностной зоны), удовлетворительную предсказуемость по основным параметрам, в том числе по индивидуальным (для каждой основной системы) закономерностям их изменения с глубиной и по простиранию.

Наложённая тектоника формирует собственные парагенезисы (разломы, разрывные нарушения, оперяющаяся трещиноватость) и также реактивирует часть систем прототектонического генезиса с образованием мультикинематических дизъюнктивов (имеющих признаки неоднократных смещений). Их плоскости были активны в ходе деформаций с широким диапазоном положений тензора напряжений, в том числе событий, сопровождаемых переиндексацией главных осей, а также реверсивных вертикальных движений неотектонического этапа. В зависимости от своего местоположения в структуре геологического тела и от ориентации главных осей напряжений отмечаются мультикинематические дизъюнктивы с различным набором кинематических признаков, что свидетельствует о режиме активности/неактивности на разных этапах деформаций [5]. Трещиноватость наложенной тектоники имеет неоднородное (локальное) распределение в массиве пород месторождения и слабую предсказуемость основных параметров. Характер ее проявления на конкретном участке выявляется только методами картирования уступов и документирования ориентированного керна с ограниченной возможностью экстраполяции за точки наблюдения.

В приповерхностной части наблюдается зона разгрузки и выветривания, в которой избирательно и существенно повышается интенсивность проявления ряда систем (как правило, субгоризон-

тальных и пологонаклонных трещин). Азимутальные и частично линейные параметры крутопадающих систем могут модифицироваться с заметным изменением среднего значения, моды и размаха. На практике это означает существенную разницу в параметрах трещиноватости приповерхностных и глубоких частей массива пород.

Установлено, что внутриформационная (прототектоническая) парагенетическая ассоциация в масштабах всего геологического тела существенно преобладает над другими парагенезисами трещиноватости. Например, применительно к массивам с осевой симметрией центрального или квазицентрального типа (Ковдорский щелочно-ультраосновной массив, Хибинский и Ловозерский щелочные массивы) первичная трещиноватость имеет представительность 90–95% и включает следующие основные системы: радиальную (2–3 подсистемы Rd) с углами падения 65–90° (78° – медиана), две подсистемы S кольцевой субвертикальной (тангенциальной, поперечной по отношению к Rd) с углами падения 60–90° (74°) и две диагонально-конические: центриклинальную – C , падающую к центру массива под углами 25–55° (43°) и периклинальную – P , падающую от центра массива под углами 5–35° (18°). Система субгоризонтальных трещин L (углы падения 0–12°) проявлена в приповерхностной части, а с глубиной существенно затухает. Все системы прототектоники закономерно связаны друг с другом и изменяют свои азимутальные характеристики по закону осевой симметрии (при движении вокруг вертикальной оси симметрии, проведенной через геометрический центр интрузии) [7, 8]. Соотношение трещиноватости различных парагенетических групп в массиве пород Ковдорского бадделейт-апатит-магнетитового месторождения на разных глубинах от поверхности представлено на рис. 2. Для других интрузивов будет наблюдаться подобная картина с незначительными вариациями по глубине и весовому вкладу.

Возможность избирательной фильтрации по любому набору параметров и дифференцированной обработки различных парагенезисов систем трещиноватости в относительно одинаково изученных с поверхности и на глубину геологических телах позволили установить ряд прямых и опосредованных связей и закономерностей, важнейшие из которых постулированы в следующих положениях и выводах:

1. Трещиноватость массива пород геологического тела в общем случае представлена комплексом (набором) разновременных гетерогенных парагенезисов систем трещиноватости. Распределение отдельных трещин, систем трещиноватости и их парагенезисов в объеме носит комбинаторно-наложенный характер, однако коли-

чество систем трещиноватости в отдельно взятом парагенезисе, их пространственное положение и взаимоотношения с другими системами этого парагенезиса являются закономерными.

2. Основными генетическими типами трещин в магматогенных (и, с оговорками, в орто- и парапородах высоких ступеней метаморфизма) геологических телах являются: а) первично-магматические/контракционные (представительность до 90–95% от всей трещиноватости [1, 6]); б) тектонические в результате проявления наложенных (внешних) факторов (представительность 0–8%); в) разгрузки и выветривания (до 70–80% от трещиноватости в приповерхностной части массива пород и до 2–3% в общем объеме).

3. Количество систем трещин (и их парагенезисов), их морфометрические (размеры, форма поверхности) и азимутальные (элементы залегания) параметры, а также распределение в массиве пород (частота и локализация) определяются несколькими важнейшими группами факторов (ранжировано по убыванию): а) «внутренней симметрией/структурой» геологического тела, в том числе его фор-

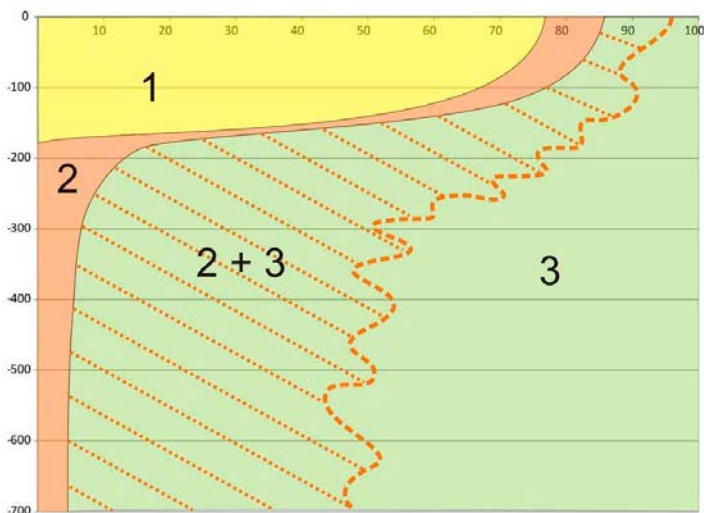


Рис. 2. Гистограмма соотношения (веса вклада в общую выборку) различных парагенетических ассоциаций трещиноватости в зависимости от глубины от поверхности:

1 – трещины разгрузки и приповерхностного выветривания; 2 – трещины наложенной тектоники; 3 – трещины прототектоники; 2+3 – ассоциация структурных элементов, реактивированных наложенной тектоникой. Ось абсцисс – весовой вклад парагенетической ассоциации в процентах, ось ординат – расстояние от поверхности в метрах

мой, размером, геомеханическими свойствами горной породы (реологией) и в меньшей степени – вещественно-минеральным составом (генезисом); б) «симметрией внешней среды» – региональными полями напряжений; в) положением массива пород относительно дневной поверхности, ее рельефом, а также временем экспозиции горной породы на или вблизи поверхности.

4. Фактор «внутренней симметрии» является определяющим, так как контролирует парагенезис систем прототектонической трещиноватости, в том числе количество и их взаимоотношения, а также их морфометрические (размеры, форма поверхности, их изменчивость) свойства. Наиболее важными управляющими параметрами являются форма и размер тела в плане и разрезе, ориентация по отношению к дневной поверхности, внутренняя структура (расслоенность, трахитоидность, другие линейные и планпараллельные элементы строения).

5. Фактор «симметрии внешней среды» отражает наложенную тектонику. Наложённая тектоника (в случае ее проявления) обуславливает как образование новых трещин/дизъюнктивов (парагенезис сколов и трещин отрыва стресс-состояния), так и реактивацию ранее существовавших систем и единичных «первичных» трещин, тем самым модифицируя общую структуру трещиноватости и усложняя идентификацию мультикинематических дизъюнктивов.

6. Фактор «дневной поверхности» (или физического выветривания/ разгрузки) обуславливает в приповерхностном слое увеличение интенсивности (частоты проявления) всех систем, но в особенности – субгоризонтальной. В объеме массива пород он проявлен неоднородно для разных систем трещин. Изменчивость азимутальных, частотных и морфометрических параметров каждой системы прототектонических трещин на глубину индивидуальная. Для условий Карело-Кольского региона фактор «дневной поверхности» (или выветривания) наиболее проявлен в верхнем слое коренных пород от первых метров до 20–50 м, в редких случаях до 150–200 м.

Результаты анализа отчетливо показывают превалирующую роль морфоструктурных критериев контроля трещиноватости для магматических и большинства метаморфических (высоких ступеней) геологических тел. Выделены и с разной степенью детальности изучены и описаны прототектонические парагенезисы систем трещиноватости следующих типов «внутренней симметрии/структуры» геологических тел:

– массив центрального типа (концентрически-зонального, сигарообразного, конического и лополитообразного строения);

- купол (изометричный и эллипсоидный) или крупное относительно изометричное тело;
- дайка (вертикальное и диагональное падение);
- мощное плитообразное (в том числе расслоенное тело) наклонного падения;
- мощное плитообразное тело (в первом приближении) субгоризонтального положения («рама»);
- линзовидные бескорневые тела.

Для каждого выделенного типа геологического тела (изометрический или вытянутый массив, свод, пластообразное тело, массив центрального типа, дайка и т. п.) парагенезисы трещин имеют индивидуальные характеристики: количество систем/подсистем трещиноватости, частоту их проявления и взаимоотношения с другими структурными элементами, морфометрические параметры и т. п. В совокупности эти отличительные признаки делают морфоструктурный метод достаточно точным и чувствительным инструментом при изучении структуры массива пород. Любое изменение формы, состава, количества и соотношений геологических тел находит свое отражение в изменении количества систем трещиноватости или/и их морфометрических, азимутальных и частотных параметров. Так, например, изгиб дайки или пластового тела диагонального или вертикального падения сопровождается увеличением количества восторженных систем/подсистем трещиноватости и резким возрастанием их интенсивности (частоты) на дистанции, в несколько раз превышающей радиус изгиба.

Морфоструктурный подход в изучении трещиноватости имеет ряд преимуществ по отношению к тектонофизическому. Во-первых, он позволяет прогнозировать большинство параметров трещиноватости еще до получения данных о НДС (палео- и современного). Во-вторых, он предоставляет возможность дифференцированно выделять парагенезисы, относящиеся к разным этапам эволюции геологического тела (в т. ч. к разным магматическим фазам), и оперировать с ними, что позволяет принципиально реконструировать постмагматическую эволюцию тектоники и НДС. Кроме того, он дает представление о внутреннем строении, размере и форме геологического тела по данным картирования и анализа изменчивости трещиноватости.

В случае установления относительной последовательности проявления эндогенных и экзогенных процессов предоставляется возможность проведения реконструкции основных тектонических событий, опираясь на представление о том, что минералообразование и контактовые преобразования в жилах, трещинах и других

нарушениях первоначальной сплошности имеют регрессивный характер, т. е. меняются от высокотемпературных гидротермальных минералов на ранних стадиях постмагматической эволюции к низкотемпературным и гипергенным на поздних. Увязка этих данных с результатами анализа кинематических признаков (борозд скольжения, смещений маркеров, ориентированных сколов и др.) позволяет достаточно точно восстановить эволюцию стресс-состояний с восстановлением положения главных осей на каждом выделенном этапе. Однако необходимо отметить, что в абсолютном большинстве методов реконструкции палео-стресс-состояний по трещиноватости используется ретроспективный принцип, т. е. восстановление от молодых деформаций к древним, и принцип сопряженных через угол скалывания или внутреннего трения «пар» или «троек» трещин скола и отрыва [2, 3, 7]. С учетом приведенных в настоящей статье положений вскрывается возможность неадекватности такой реконструкции. Если очередной этап тектонической деформации не только формирует новообразованные трещины/разрывные нарушения, но и использует заложенные ранее системы трещиноватости (см. тезис о мультикинематических дизъюнктивах), то полученные угловые соотношения между сколовыми и отрывными трещинами могут существенно варьировать и отличаться от принятых в реконструкции констант. Таким образом, вероятно искажение или ошибка в определении пространственного положения главных осей.

Для адекватной реконструкции стресс-состояний необходимо дополнительно использовать морфоструктурные критерии контроля трещиноватости, так как в этом случае есть возможность осуществлять реконструкцию двунаправленно: как ретроспективно, так и проспективно. Такой путь подразумевает выделение парагенезиса систем прототектонической трещиноватости, его «вычитание» из общей выборки и последовательное выделение наложенных тектонических парагенезисов. При непротиворечивости результатов, полученных традиционным ретроспективным способом и предлагаемым проспективным, реконструкция палео- стресс- состояний считается выполненной и полной.

Литература

1. Жиров Д. В. Морфоструктурные критерии контроля трещиноватости/ Д. В. Жиров // Тектонофизика и актуальные вопросы наук о Земле, 8–12 октября 2012 г.: т. 1: материалы докладов 3-й конф./ ИФЗ РАН. – М., 2012. – С. 368-372.
2. Ребецкий Ю. Л. Тектонические напряжения и прочность природных горных массивов / Ю. Л. Ребецкий. – М.: ИКЦ Академкнига, 2007. – 406 с.
3. Внутренняя структура континентальных разломных зон. Прикладной аспект / К. Ж. Семинский и др. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, Филиал «Гео», 2005.

4. Реконструкция палео- и современных напряжений на Ковдорском бадделит-апатит-магнетитовом месторождении / Д. В. Жиров и др. // Тектонофизика и актуальные вопросы наук о Земле, 8–12 октября 2012 г.: т. 2: материалы докладов 3 конф. / ИФЗ РАН. – М., 2012. – С. 299-303.

5. Жиров Д. В. Мультикинематические дизъюнктивы как регуляторы трансформационных полей напряжений на примере массива пород Ковдорского апатит-магнетитового месторождения / Д. В. Жиров, Л. А. Сим // Триггерные эффекты в геосистемах, 22–24 июня 2010 г.: тезисы семинара-совещания / Институт динамики геосфер РАН. – М., 2010. – С. 31-32.

6. Реконструкция палео- и современных напряжений на Ковдорском бадделит-апатит-магнетитовом месторождении / В.Д. Жиров и др. // Тектонофизика и актуальные вопросы наук о Земле, 8–12 октября 2012 г. : т. 2 : материалы 3 тектонофизической конференции / ИФЗ РАН. – М., 2012. – С. 299-303.

7. Сим Л. А. Реконструкция напряженно-деформированного состояния восточной части Балтийского щита / Сим Л.А., Д. В. Жиров, А. В. Маринин // Геодинамика и тектонофизика. – 2011. – Т. 2. – № 3. – С. 219-243.

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ОБЛАСТЯХ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОГЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ

УДК 622.833.5 : [539.3 : 550.344]

КИНЕМАТИЧЕСКИЕ И ДИНАМИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МЕДЛЕННЫХ ДЕФОРМАЦИОННЫХ ВОЛН В ПОРОДНОМ МАССИВЕ КАК ОТКЛИК НА ВЗРЫВНЫЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ*

О. А. Хачай

В результате обобщения данных долговременных натурных геомеханико-геофизических измерений на рудниках полиметаллов была установлена нелинейная реакция горных пород на мощные динамические воздействия, а также распространение волн маятникового типа, носителями которых являются геоблоки различного иерархического уровня [1]. При этом эти волны обладают широкой низкой (по сравнению с сейсмическими волнами) скоростной гаммой [2–3].

Исследования состояния массива с использованием подходов теории динамических систем [4–9] производились с целью выяснения критериев смены режимов диссипативности для реальных горных массивов, находящихся под сильным техногенным воздействием. Для реализации этого исследования были использованы данные сейсмического каталога Таштагольского подземного рудника за два года с июня 2006 по июнь 2008 г. В качестве данных использованы пространственно-временные координаты всех динамических явлений-откликов массива, происшедших за этот период внутри шахтного поля, а также временные данные взрывов, произведенных для обработки массива, и значения зафиксированной сейсмической станцией энергии. В нашем анализе все шахтное поле было разделено на две половины. Выработки северо-западного участка, районы стволов Западная и Ново-Капитальная и выработки с 0 по 14 обозначены нами как северный участок. Выработки с 15 по 31 и южный вентиляционный и полевой штреки, ствол Южной шахты, выработки

* Работа выполнена при поддержке гранта РФФИ 10-05-00013 и ИП проекта с СО РАН 2012–2014 гг.

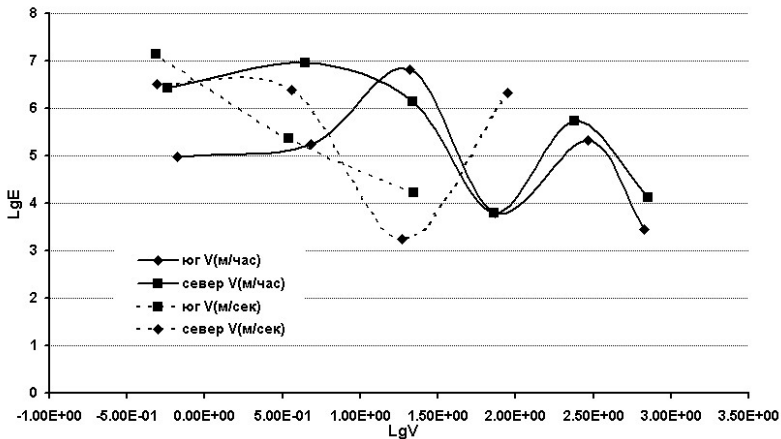
юго-восточного участка обозначены как южный участок. Учитывались все события-отклики с горизонтов -140 , -210 , -280 , -350 м. Взрывы производились на юго-восточном участке отработки шахты на горизонтах $+70$ м, 0 м, -70 , на остальных участках – на перечисленных выше горизонтах.

Сейсмологический каталог был также разделен на две части (северную и южную) по событиям, откликам и по взрывам, происходившим в северной и южной части шахтного поля. Между взрывами суммировалась выделенная энергия динамических откликов массива, соответственно, южной и северной частей. Весь промежуток исследований был разделен на три периода: с 03.06.2006 до 13.01.2007 г. (период I), с 14.01.2007 до 17.05.2008 г. (период II), с 24.05.2008 до 26.07.2009 г. (период III). По данным шахтной детальной сейсмологической информации выявлены некоторые закономерности отклика массива на сильные техногенные воздействия, предвзвешившие один наиболее сильный горный удар на Таштагольском руднике (период II): неравномерности техногенного воздействия в виде массовых и технологических взрывов в северной и южной части шахтного поля. Большую практическую значимость представляет выявление количественной зависимости активизации удароопасного массива от неравномерности техногенного воздействия в виде массовых и технологических взрывов. Как следует из результатов анализа распределения поглощенной E_p и выделенной E_v энергии, изменение состояния массива – уменьшение или увеличение его активизации – происходит независимо от пространственного положения источника техногенного взрыва и с запаздыванием по времени. Предложен новый метод обработки сейсмологической информации в реальном масштабе времени, которую можно проводить непосредственно на руднике для оценки изменения состояния удароопасного массива при его отработке. В результате анализа выделена характерная морфология фазовых траекторий отклика массива, находящегося локально во времени в устойчивом состоянии. На фазовой плоскости имеется локальная область в виде клубка переплетенных траекторий и небольшие выбросы от этого клубка, не превышающие по энергии значений 10^5 Дж. В некоторые промежутки времени этот выброс превышает 10^5 Дж, достигая 10^6 и даже 10^9 .

Исходя из идей, изложенных в работах [1–3], и вопросов, поставленных при анализе данных сейсмологического мониторинга, мы решили дополнить анализируемую базу данными пространственных координат взрывов, ввести их в предложенный ранее метод обработки данных сейсмологического мониторинга и дополнить его новыми параметрами. Будем рассматривать каждую точку взрыва как источ-

ник сейсмических и деформационных волн. Используя кинематический подход к обработке сейсмической информации, будем каждую точку отклика массива использовать как пространственно-временную точку первого вступления деформационной волны для вычисления ее скорости. Введем следующие две группы градаций скоростей. Первая группа – от 1000 м/ч до 500, от 500 до 100, от 100 до 50, от 50 до 10, от 10 до 1, от 1 до 0, 01; вторая группа – от 1000 м/с до 500, от 500 до 100, от 100 до 50, от 50 до 10, от 10 до 1, от 1 до 0, 01. Все отклики массива вместе с их пространственно-временными, скоростными и энергетическими характеристиками нужно распределить по этим градациям и посчитать среднее от взрыва до следующего взрыва значение выделенной массивом энергии отклика и, соответственно, средней скорости возникшего цуга деформационных волн.

Из результатов анализа (рисунок) следует, что значения средних за весь период наблюдения скоростей деформационных волн, распространяющихся в южной и северной частях массива горных пород шахты, только незначительно отличаются друг от друга, а для четырех градаций практически совпадают. При этом количество энергии, переносимое волнами четырех градаций первой группы, тоже отличается незначительно. Однако для волн со скоростями, попадающими в градации от 10 м/ч до 1, от 1 до 0, 01, среднее за период наблюдения количество выделенной энергии в северной части превышает почти на два порядка соответствующее количество в южной части.



Распределение суммарной энергии, выделенной динамическими явлениями, распространяющимися с разными средними скоростями за период наблюдения 24. 07. 2011 – 07. 07. 2012

Что касается волн деформации второй группы, в северной части массива реализуются только три их градации за весь период наблюдения, в южной – четыре. Количество суммарной выделяемой энергии в южной и северной частях массива горных пород имеет похожую тенденцию для соответственных средних скоростей распространения деформационных волн.

Введение дополнительного параметра – скорости распространения медленных деформационных волн – позволило с использованием метода фазовых диаграмм идентифицировать их иерархическую структуру, что позволит в дальнейшем использовать эту информацию для моделирования и интерпретации распространения сейсмических и деформационных волн в иерархических структурах [10]. Исследована тонкая структура хаотической области фазовых диаграмм, построенных по данным сейсмического детального шахтного каталога для двух откликов массива на массовый высокоэнергетический взрыв. Этот результат лежит в основе выработки критериев зарождения резонансного высокоэнергетического выброса, наблюдаемого при катастрофических динамических явлениях в горных массивах при их отработке взрывными технологиями.

Литература

1. Опарин В. Н. Квазистатика и динамика массива горных пород в областях сильного техногенного воздействия / В. Н. Опарин, А. В. Леонтьев // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: труды конференции с участием иностранных ученых (6 – 10 июля 2009 г. Новосибирск) / Новосибирск: ИГД СО РАН, 2010. – С. 15–29.
2. Курленя М. В. О формировании упругих волновых пакетов при импульсном возбуждении блочных сред. Волны маятникового типа U_m / М. В. Курленя В. Н. Опарин, В. И. Востриков // ДАН СССР. – 1993. – Т. 333. – № 4. – С. 342–346.
3. Об одном кинематическом критерии прогнозирования предельного состояния массивов горных пород по шахтным сейсмологическим данным / В. Н. Опарин и др. // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2006. – № 6. – С. 5–25.
4. Наймарк Ю. И. Стохастические и хаотические колебания / Ю. И. Наймарк, П. С. Ланда. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2009. – 424 с.
5. Чуличков А. И. Математические модели нелинейной динамики / А. И. Чуличков. – М.: Физматлит, 2003. – 294 с.
6. Хачай О. А. Отражение синергетических свойств состояния массива горных пород под техногенным воздействием в данных шахтного сейсмологического каталога / О. А. Хачай и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 6. – С. 259–271.
7. Хачай О. А. Пространственно-временные колебательные особенности синергетических свойств состояния удароопасного массива горных пород, определяемые по данным шахтного сейсмологического каталога / О. А. Хачай и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 2. – С. 305–311.

8. Hachay O. A. The reflection of synergetic features in the response of geological medium on outer force actions / O. A. Hachay, O. Yu. Khachay, V. K. Klimko, O. Yu. Shipeev // *Advances in heterogeneous Material Mechanics* – Shanghai, China, 2011.

9. Hachay O. A. Construction of a state evolution dynamical model of a rock massive, which is in a regime of energetic pumping / O. A. Hachay, A. Yu. Khachay, O. Yu. Khachay // *Geophysical Research abstracts*. – S. l: S. n., 2011. – Vol. 13. – 1528 p.

10. Хачай О. А. Изучение напряженно-деформированного состояния иерархических сред / О. А. Хачай, А. Ю. Хачай // Третья тектонофизическая конференция: материалы докладов (8 – 12 октября 2012 г.) – М.: ИФЗ РАН, 2012. С. 114–117.

УДК 622.833.5 : 551.24

АНАЛИЗ ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ В СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ КРАСНОТУРЬИНСКОГО РУДНОГО РАЙОНА

С. Н. Тагильцев

На территории Краснотурьинского рудного района на восточном склоне Северного Урала многие годы разрабатывались и разведывались месторождения ряда полезных ископаемых. В качестве основных объектов, по которым имеется интересный и разнообразный фактический материал, следует назвать Воронцовское золоторудное и Северопесчанское железорудное месторождения.

Разведка Воронцовского золоторудного месторождения выполнялась в 80-е и в начале 90-х годов прошлого века. В связи со сложными гидрогеологическими и инженерно-геологическими условиями месторождения, специальные работы производились в большом объеме и к их выполнению привлекались опытные и высококвалифицированные исследователи. Методика работ включала использование телефотометрии скважин и специальные способы документации керна скважин.

Северопесчанское железорудное месторождение расположено в 4 км севернее Воронцовского золоторудного месторождения. Разработка железных руд ведется многие годы, и сейчас достигла глубины более 500 м от поверхности земли. В связи со сложными горно-геологическими условиями на этом месторождении, в течение длительного периода здесь проводили исследования специалисты ИГД УрО РАН (г. Екатеринбург); были получены разнообразные ма-

териалы, связанные с напряженно-деформированным состоянием (НДС) массива горных пород.

Район приурочен к вулканоплутоническому поясу силурийско-девонского возраста ($S_1 - D_3$). Вулканиды представлены андезитами, андезито-базальтами, трахиандезитами, вулканокластическими и вулканогенно-осадочными породами, слагающими Турьинскую структурно-формационную зону. Месторождения расположены в зоне Воронцовского разлома, в западном экзоконтакте Ауэрбаховской интрузии. В дальнейшем Воронцовский разлом многократно подновлялся. В мезозойское время он трансформировался в надвиг.

Рудные тела месторождений локализуются на контакте мраморизованных известняков и вышележащих вулканогенно-осадочных пород. Известняки под углом $20-30^\circ$ погружаются в районе Воронцовского разлома под породы вулканогенной толщи. Одной из самых сложных задач при изучении Воронцовского месторождения являлось исследование закарстованности карбонатных отложений [1, 2]. Для решения этой задачи на стадии детальной разведки были пройдены 23 гидрогеологические скважины глубиной до 300 м. В процессе разведки месторождения детально изучалась трещиноватость известняков. Кроме анализа данных телефотодокументации скважин, производилась съемка трещин в карьере флюсовых известняков и в шурфах. Результаты обработки замеров представлены в виде круговых диаграмм [2]. Анализ данных, представленных в отчете [2], проводился по методике, изложенной в пособии [3]. Центры систем трещин выносились на координатную сетку, причем субвертикальные системы трещин пересчитывались в азимуты простирания. Все объекты, на которых производилось изучение ориентировки трещин, находятся в верхней части геологического разреза. В карьере и шурфах точки измерения элементов залегания трещин располагались на глубине не более первых десятков метров. В скважинах глубина изучения трещиноватости составила 300 м.

На глубинах, вскрытых карьером и шурфами, хорошо проявились только два направления действия главных максимальных напряжений (ГМН). Эти направления являются сопряженными и ориентированы по азимутам $260-270^\circ$ и $230-240^\circ$. Остальные направления действия ГМН ($320-330^\circ$; $350-360^\circ$) в трещинах проявились очень слабо (табл. 1).

Анализ данных, полученных при телефотодокументировании скважин, показал, что наряду с преобладающими направлениями ГМН $260-270^\circ$ и $230-240^\circ$, хорошо выражены максимальные напряжения, ориентированные по азимутам $290-300^\circ$ и $350-360^\circ$. Субмеридиональное направление проявляется только в верхнем геодина-

мическом этаже. На это указывает отсутствие субвертикальных трещин, связанных с этим направлением. Следует отметить, что данное направление образует прямой угол с преобладающим широтным направлением и может рассматриваться как главное разгрузочное направление действия тектонических напряжений (ГРН).

Таблица 1

Результаты анализа систем трещин

Объект измерения трещин	Азимут оси ГМН, град				Сдвиговые зоны
	Преобладающее	Хорошо выраженное	Слабо выраженное	Выраженное только в верхнем этаже	
Скв. ИГ-4 и ИГ-5	260–270; 230–240	290–300; 350–360	–	350–360	320–330
Карьер флюсовых известняков	230–240	–	320–330	–	350–360; 210–220; 270–280
Шурфы	260–270	–	320–330; 230–240	320–330; 230–240	180–190
Сводные данные	260–270; 230–240	290–300; 350–360	320–330; 230–240	350–360; 320–330	320–330; 210–220; 180–190

Направления, с которыми связаны только субвертикальные трещины, условно рассматриваются как сдвиговые. Часть этих направлений совпадает по ориентировке с осями главных напряжений, некоторые образуют самостоятельные направления. Можно предполагать, что сдвиговые трещины могут быть трещинами как скола, так и скольжения, поэтому их угол с осью главного напряжения может варьировать в пределах от 30 до 60°. Анализ наклонных трещин показывает, что трещины скола и трещины скольжения имеют примерно одинаковое распространение. На разных объектах могут больше проявляться, по степени выраженности, различные направления максимального напряжения, но главные, преобладающие, направления проявляются во всех рассматриваемых случаях.

В целом следует считать, что в районе Воронцовского месторождения преобладающими являются направления действия максимального напряжения по азимутам 260–270° и 230–240°. Вероятнее всего, последнее направление проявляется в верхней части геологического разреза (в зоне хрупкой деформации).

Для выявления ориентировки преобладающих ГМН важная роль принадлежит анализу структур разрушения (разломов). Среди

разломных тектонических структур надвига позволяют наиболее просто и точно выявить направление действия главного максимального напряжения. Воронцовский надвиг в пределах рассматриваемого месторождения, согласно графическим материалам отчета [2], заметно меняет свое направление. Выделение линейных участков надвига (линеаментов) позволило построить розу-диаграмму азимутов простирания линеаментов надвига, а поворот этой диаграммы на 90° позволяет определить ориентировку действия максимальных напряжений:

Азимут простирания, град . . 200 220 320 355

Азимут падения, град 290 310 230 265

В результате анализа диаграммы выявлено, что по простиранию надвига выделяются четыре группы линеаментов, которые хорошо выражены. Если принять, что все линеаменты отражают простирание надвигов (взбросов), то азимут падения соответствует ориентировке осей главных нормальных максимальных напряжений (ГМН). Среди выявленных направлений действия ГМН несколько преобладает субширотное с ориентировкой 265° .

Если опираться на общие закономерности напряженного состояния (НС) по Уральскому региону [4], то выводы можно несколько детализировать. Основными (нагружающими) направлениями действия ГМН являются два сопряженных направления: 265° ($260\text{--}270^\circ$) и 290° ($280\text{--}290^\circ$). Направления ГМН 230 и 310° формируются в связи с геомеханическими процессами, возникающими в зоне хрупкой деформации земной коры. Соответствующие этим направлениям линеаменты разлома по простиранию (320 и 220°), вероятно, имеют смешанную кинематику, т. е. являются взбросо-сдвигами. Линеамент разлома с азимутом простирания 220° испытывает правые (по часовой стрелке) сдвиговые движения под воздействием ГМН с ориентировкой 265° . Линеамент разлома с азимутом простирания 310° испытывает левые (против часовой стрелки) сдвиговые движения под воздействием ГМН с ориентировкой 290° . В целом следует считать, что результаты анализа ориентировки надвига хорошо согласуются с результатами анализа трещиноватости.

Северопесчанская залежь магнетитов (железорудное месторождение) представляет собой слепое рудное тело сложной формы. Лежачий бок ниже $410\text{--}499$ м сложен известняками, выше – порфиритами и их туфами. Висячий бок ниже $410\text{--}450$ м залегают однородные диориты. Тектоническое строение Северопесчанского месторождения довольно сложное. Разрывные нарушения представлены в основном меридиональными и кососекущими крутопадающими нарушениями.

На месторождении в качестве основных [5] выделены пять субвертикальных систем трещин (табл. 2). Преобладание в горных выработках субвертикальных трещин связано со значительной глубиной расположения этих выработок.

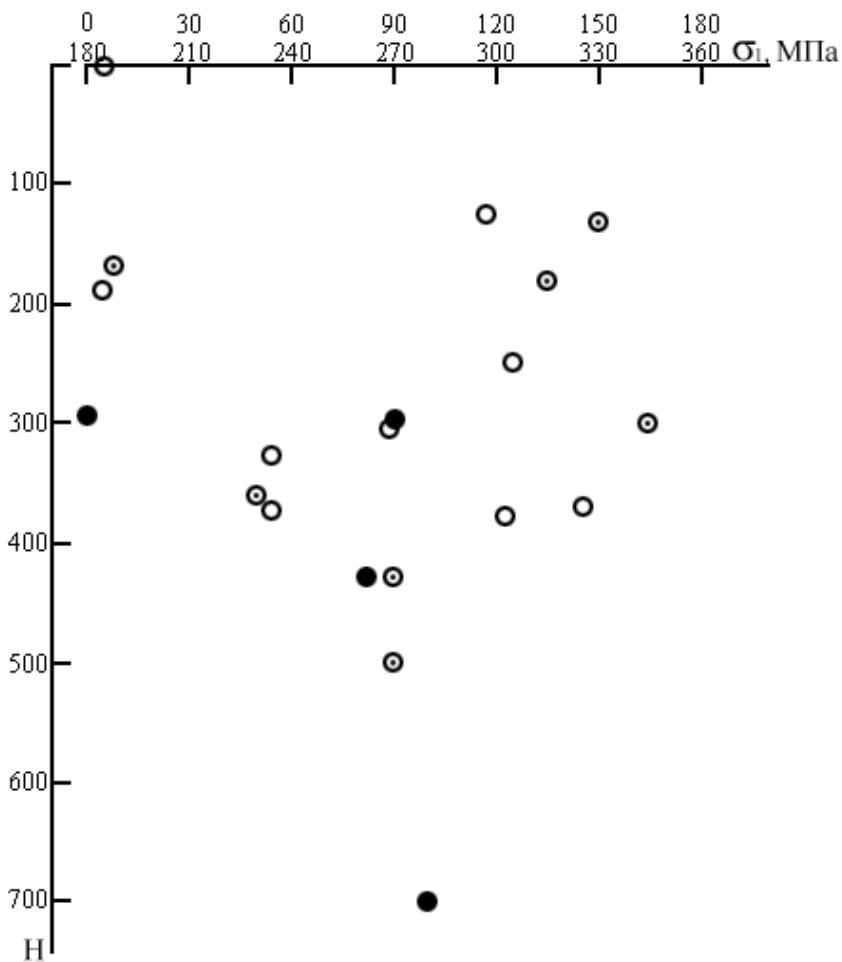
Таблица 2

Элементы залегания систем трещин

Номер системы	Район съемки (порода)	Азимут простирания, град	Угол падения, град	Группировка азимута простирания, град		Азимут ГМН, град
I	Лежачий бок	135	80	325	323	283
III	Рудное тело	140	75–80	320		
II	Порфириты	235	85	235	243	
V	Диориты	250	75	250		
IV	Висячий бок	190	85	190	–	–

Анализ ориентировки показывает, что большинство систем трещин (четыре из пяти) группируются в два направления. Если считать эти направления сдвиговыми, то можно применить метод определения ориентировки главного напряжения, предложенный М. В. Гзовским [6]. Предполагая, что выделенные сдвиговые плоскости занимают вертикальное положение, можно ориентировку биссектрисы острого угла рассматривать как ориентировку ГМН. Получим, что направление главного максимального напряжения составляет 283° . Данное направление соответствует результатам анализа структур Воронцовского надвига.

При решении ряда методических вопросов, связанных с горным давлением, Северопесчанское железорудное месторождение являлось своеобразным полигоном для Института горного дела МЧМ СССР (теперь ИГД УрО РАН). Данное положение привело к тому, что на месторождении выполнено довольно большое количество измерений напряженного состояния (табл. 3). Эти данные позволяют анализировать взаимосвязь значений главных напряжений, ориентировки осей главных напряжений и положение точек измерения по глубине. Фактические данные, вынесенные на специальный график (рисунок), показывают, что в распределении значений напряжений по глубине и направлениям проявляются определенные закономерности.



- – менее 15 МПа ● – более 30 МПа
 ⊙ – от 15 до 30 МПа

Распределение по величине, глубине и направлениям главных максимальных напряжений на Северопесчанском месторождении (по данным ИГД УрО РАН, 1995)

Таблица 3

Фактические данные о напряженном состоянии массива горных пород Северопесчанского железорудного месторождения

Глубина, м	Азимут σ_x , град	σ_x , МПа	σ_y , МПа	σ_z , МПа
0	186	9.6	1.5	0.0
300	270	10.3	7.9	7.0
380	303	13.0	8.0	11.3
430	270	16.3	12.5	15.5
500	270	21.1	17.6	0.0
370	326	14.0	6.4	0.0
360	230	17.4	9.0	12.0
170	188	21.2	7.3	12.8
125	298	3.3	2.1	4.0
180	215	20.4	10.2	7.0
370	234	6.6	0.3	10.3
326	234	14.0	9.7	10.5
300	344	15.5	7.8	6.9
300	270	41.5	5.1	16.1
430	263	49.0	9.0	6.0
135	330	18.7	17.9	12.5
700	280	33.5	13.2	16.0
247	305	6.4	6.2	2.2
192	185	13.7	6.6	3.7
295	180	31.3	25.2	9.5

Анализ исходных данных дает возможность считать, что натурные измерения группируются в пять направлений. На глубине ниже 400 м зафиксировано только одно направление ГМН, близкое к широтному. Необходимо указать, что к этому направлению относятся измерения, зафиксировавшие самые высокие значения напряжений (больше 30 МПа). Следует особо отметить, что азимуты измерений, имеющих субширотное направление ГМН, варьируют от 263 до 280° (выделены шрифтом в табл. 3). Можно полагать, что в субширотном направлении действия ГМН объединяются две сопряженные ориентировки: 260–270° и 280–290°.

На втором месте по степени выраженности находится субмеридиональное направление. Здесь также зафиксировано высокое значение максимального напряжения. Следует отметить, что азимуты

измерений, имеющих субмеридиональное направление ГМН, варьируют от 344 до 188°. Можно полагать, что в этом направлении действия ГМН объединяются две сопряженные ориентировки главных разгрузочных напряжений 350–360° и примерно 10°. Необходимо также отметить, что меридиональное направление фиксируется только в приповерхностной зоне хрупкой деформации (до глубины 300 м).

Следует обратить внимание, что в интервале глубины 300–400 м достаточно четко фиксируется направление с азимутом 235°, т. е. близкое к выявленному выше направлению 230–240°. Указанный интервал можно рассматривать как переходную зону между зонами хрупкой деформации и пластично-хрупкой деформаций. Геомеханический смысл переходной зоны заключается в том, что геологический разрез Северопесчанского месторождения слагают преимущественно более крепкие, чем известняки, вулканогенные породы.

Можно предполагать, что глубина зоны хрупкой деформации в районе этого месторождения развивается на глубину, которая заметно больше, чем в районе Воронцовского месторождения.

Два направления (300 и 330°) выражены не так отчетливо, как другие направления действия максимального напряжения. Следует считать, что они являются второстепенными (вспомогательными) и проявляются только при трансформациях поля напряжений в верхнем геодинамическом этаже.

На основании сравнения результатов определения ориентировки осей главного максимального напряжения на Воронцовском и Северопесчанском месторождениях можно выполнить анализ соответствия результатов геолого-структурных методов и прямых натуральных измерений. Сравнительный анализ (табл. 4) позволяет сделать вывод о практически полном совпадении результатов определений.

Таблица 4

Сравнительный анализ результатов геолого-структурных методов и натуральных измерений согласно рис. 1

Анализ	Интервал окружн., град								
	230 – 240	240 –260	260 – 270	270 – 280	280 – 290	290 – 310	310 – 320	320 –340	340 – 10
Трещин	●		●		●	–	○	○	⊙
Надвига	⊙		●		●	–	⊙	–	–
НС	⊙		●		●	○	○	○	●

Таким образом, анализ данных по месторождениям Краснотурийского рудного района дает основание считать, что комплексное использование геолого-структурных и геомеханических методов изучения напряженного состояния массивов горных пород позволяет надежно определять закономерности НДС. Главные направления действия максимального напряжения имеют субширотные ориентировки. Вспомогательное направление, действующее в нижней части зоны хрупкой деформации (в переходной зоне), ориентировано по азимуту 235° . В зоне хрупкой деформации земной коры происходит трансформация поля напряжений. В разных блоках горных пород могут наблюдаться различные направления действия максимального напряжения. Главное максимальное напряжение меняет свою ориентировку на 90° и приобретает субмеридиональную ориентировку. Остальные направления действия максимальных напряжений имеют вспомогательный характер.

Литература

1. Абатурова И. В. Инженерно-геологическая характеристика карбонатной толщи Воронцовского месторождения / И. В. Абатурова, Э. И. Афанасиади // Известия УГГГА: Сер. Геология и геофизика. – 1998. – Вып. 8. – С. 187–191.
2. Изучение инженерно-геологических условий Воронцовского месторождения на стадии детальной разведки: отчет о НИР / УГГГА; рук. Афанасиади Э. И. – Екатеринбург, 1996. – 365 с.
3. Тагильцев С. Н. Основы гидрогеомеханики скальных массивов: учеб. пособие / С. Н. Тагильцев. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2003. – 88 с.
4. Тагильцев С. Н. Геомеханическая роль тектонических разломов и закономерности их пространственного расположения. / С. Н. Тагильцев А. Е. Лукьянов // Геомеханика в горном деле: докл. науч.-техн. конф. (12–14 октября 2011 г.). – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. С. 26–39.
5. Сашурин А. Д. Геомеханическая модель и методы расчета сдвижений горных пород при разработке месторождений в скальных массивах: дис. ... д-ра техн. наук / А. Д. Сашурин; ИГД УрО РАН. - Екатеринбург, 1995. – 357 с.
6. Гзовский М. В. Основы тектонофизики / М. В. Гзовский. – М.: Наука, 1975. – 535 с.

**ФОРМИРОВАНИЕ ПОЛЯ РАДОНОВЫХ ЭМАНАЦИЙ ПОД ВЛИЯНИЕМ
СОВРЕМЕННОЙ ГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ В ПРЕДЕЛАХ ГОРНОГО
МАССИВА ЕСТЮНИНСКОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ***

Т. Ш. Далатказин

Применение радонометрии при структурно-геодинамических исследованиях, благодаря физическим свойствам радона и условиям, свойственным подвижным участкам между временно консолидированными блоками горного массива, позволяет дифференцировать эти участки по степени современной геодинамической активности. Радон в данном случае используется в качестве природного индикатора.

Способность аккумулировать радон особенно свойственна подвижным разломным зонам, так как степень раскрытия трещин зависит от степени взаимного смещения их берегов, а современные геодинамические движения препятствуют процессу заполнения трещины седиментационным материалом. Таким образом, количество радона в разломной зоне определяется количеством и степенью раскрытия трещин и пор, а параметры поля радоновых эманаций формируются в зависимости от степени современной геодинамической активности.

В 2009 году ИГД УрО РАН провел исследования по применимости радонометрии для решения задачи предварительного геодинамического районирования горного массива Естюнинского месторождения с целью решения вопроса обеспечения безопасности охраняемых объектов, попадающих в зону влияния горных работ.

Естюнинское месторождение находится в пределах крупного тектонического блока, имеющего в широтном направлении размеры от 2 до 2,5 км и вытянутого в меридиональном направлении более чем на 5 км. Блок ограничен нарушениями субмеридиональной и северо-западной ориентировки. Горный массив месторождения сложен метаморфическими породами: диоритами и роговиками. По прочностным свойствам все рудовмещающие породы и руды относятся к прочным и весьма прочным. По соотношению значений пределов прочности на растяжение и сжатие все породы относятся к группе хрупких и весьма хрупких.

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

Пострудные разрывные нарушения, выявленные геофизическими исследованиями или вскрытые горными выработками, представлены трещинными зонами и трещинами в основном северо-западного, реже субмеридионального и северо-восточного простирания. Трещинные зоны характеризуются мощностью от нескольких до 20–30 м. Простирание их в основном северо-западное. Они пересекают породы месторождения. Выявленные трещины имеют небольшую протяженность, крутые углы падения и субмеридиональное или субширотное простирание. Видимые смещения по трещинам невелики (до 1 м).

Для массивов пород уральских месторождений характерно наличие горизонтальных напряжений, действующих в субширотном направлении и часто превышающих вертикальные напряжения в 2–5 раз. Высокие величины сжимающих напряжений (до 40–60 МПа и более) отмечены на Естюнинском месторождении уже на глубинах 400–500 м.

Из-за наличия больших тектонических напряжений в районе Нижнего Тагила и Тимано-Кокчетавской тектонической зоны, а также высоких прочностных характеристик пород существует опасность крупных геодинамических явлений в процессе разработки месторождения [1].

Исследования проводились в районе профильной линии III–III наблюдательной станции мониторинговых инструментальных геодезических наблюдений. Районирование производилось согласно факту, что значения объемной активности радона в почвенном воздухе изучаемого участка зависят от интенсивности проявления современной геодинамической активности. Профильная линия III–III расположена в северо-западной части месторождения, ориентирована по простиранию рудного тела и состоит из 19 реперов. Геодинамическая ситуация данного участка определяется природной современной геодинамической активностью, интенсивным техногенным воздействием на горный массив: подземными горными работами, проводимыми непосредственно под профильной линией, близостью отработанного карьера и отвалов пустых пород.

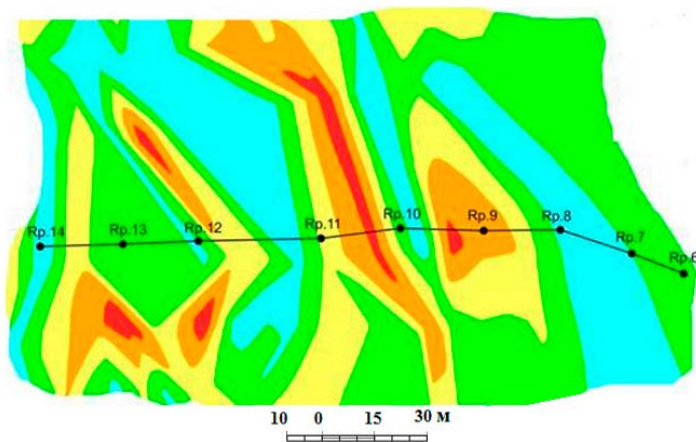
Согласно результатам инструментальных наблюдений, за 136 месяцев по профильной линии III–III в различные временные отрезки следует, что на данном участке земной поверхности образовалась устойчивая общая мульда сдвижения, граница которой уходит за пределы профильной линии.

Площадь территории радонометрических исследований составила 38000 м². Измерения объемной активности радона в почвенном воздухе участка исследований были оперативно выполнены с ис-

пользованием радиометра РГА–500 по 6 профильным линиям параллельно профилю III–III наблюдательной станции. Расстояние между точками измерения 10 м. Всего было сделано 119 измерений. По данным эманационной съемки, в целом по участку значения концентрации радона в почвенном воздухе изменяются от 1,6 до 24,1 кБк/м³, что свидетельствует о значительной степени современной геодинамической активности. Картина поля радоновых эманаций отражает блочную структуру исследуемого горного массива, с четким выделением геодинамически активных межблоковых пространств – подвижных разрывных нарушений (рис. 1).

На основе распределения радоновых эманаций в почвенном воздухе в районе профильной линии III–III было выполнено предварительное районирование по степени проявления современной относительной геодинамической активности.

Карта геодинамического районирования на основе распределения концентраций радона в почвенном воздухе участка земной поверхности профильной линии III–III и прилегающей территории подтверждает представления, сложившиеся на основе многолетних наблюдений, о происходящих здесь геодинамических процессах [2].



Условные обозначения







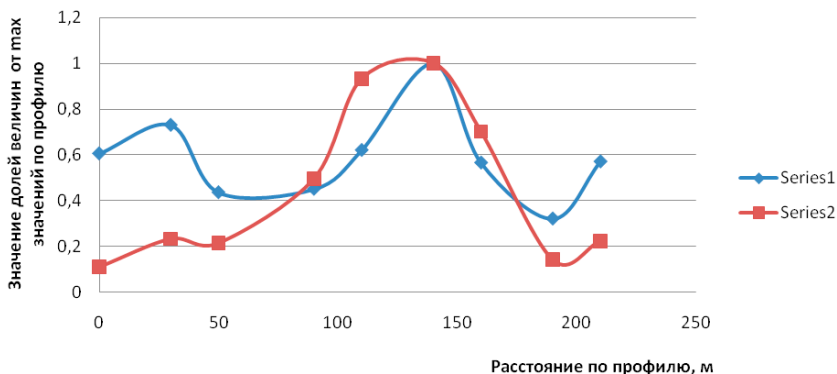
- | | | |
|--|---|--|
|  0,0-5,0 кБк/м ³ |  5,0-10,0 кБк/м ³ |  10,0-15,0 кБк/м ³ |
|  15,0-20,0 кБк/м ³ |  более 20,0 кБк/м ³ |  ● Rp.7 репер |

Рис. 1. Геодинамическое районирование по данным радонометрии (Естюнинское месторождение)

Для проверки достоверности геодинамического районирования с использованием радонометрии проведено определение коэффициента корреляции между значениями объемной активности радона в почвенном воздухе мест расположения реперов наблюдательного профиля III–III и показатель накопления вертикальных смещений $|\Delta H|$ этих реперов – суммы абсолютных значений (так как подвижки носят знакопеременный характер) за период 1996–2010 гг. (таблица), (рис. 2).

Накопление вертикальных смещений на реперах профильной линии III–III и значения объемной активности радона в почвенном воздухе в месте расположения реперов

№ Рп.	Расстояние от Рп. 14, м	Сумма вертикальных смещений $ \Delta H $, мм	Объемная активность радона Q , кБк/м ³
14	0	121	2,4
13	30	146	5,1
12	50	87	4,7
11	90	90	10,9
10	110	124	20,5
9	140	200	22,0
8	160	113	15,4
7	190	64	3,1
6	210	114	4,9



Ряд 1 – распределение долей $|\Delta H|$;

Ряд 2 – распределение долей Q .

Рис. 2. Распределение объемной активности радона в почвенном воздухе и суммы вертикальных смещений по профильной линии III–III, выраженных в долях от максимальных по профилю значений

Использование параметров горизонтальных смещений для сопоставления со значениями объемной активности радона в почвенном воздухе непродуктивно, так как горизонтальные смещения определяются для интервала между реперами, а концентрация радона измеряется в точке наблюдения. Также изменение расстояния между реперами на профильной линии не всегда обусловлено растяжением или сжатием горного массива, а зачастую является следствием перемещения блоков относительно друг друга по разломным зонам.

На формирование поля радоновых эманаций влияют, кроме вертикальных подвижек, горизонтальные смещения, а также нетектонические факторы. Поэтому $K = 0,58$ значение коэффициента корреляции между величинами накопления вертикальных смещений реперов по профильной линии и значениями объемной активности радона в почвенном воздухе, измеренной в месте расположения реперов, подтверждает эффективность применения радонометрии в качестве экспресс-метода предварительного геодинамического районирования при выполнении геодинамической диагностики горного массива.

Использование радонометрии при исследовании участка горного массива Естюнинского месторождения позволило оперативно, с минимальными трудозатратами:

- выявить активные разрывные структуры на прилегающей к профильной линии III–III территории;
- дать качественную оценку геодинамической ситуации на исследуемом участке;
- распространить результаты инструментальных мониторинговых геодезических измерений на профильной линии III–III на прилегающую к ней площадь и при этом увязать закономерности геодинамического процесса исследуемого массива с его структурно-геодинамическим строением.

Литература

1. Зубков А. В. Геомеханическая и геодинамическая уникальность Естюнинского железорудного месторождения / А. В. Зубков, Я. И. Липин, В. М. Барышев // Геомеханика в горном деле – 2000: докл. междунар. конф. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2000. – С. 25–30.
2. Диагностика геодинамической активности горных пород Естюнинского месторождения, мониторинг и прогноз развития процесса сдвижения при его разработке : отчет о НИР (х/д № 7/04) / ИГД УрО РАН; рук. А. Д. Сашурин; исполн. А. А. Панжин, В. И. Ручкин. – Екатеринбург, 2005. – 136 с.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ДЛЯ СТРАТЕГИЧЕСКОГО ПЛАНИРОВАНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

А. Ф. Булат, А. И. Волошин

Проблема эффективной и безопасной отработки угольных пластов в сложных горно-геологических условиях приобретает для угледобывающей промышленности все большую остроту. Постоянное увеличение глубины разработки, горного давления и температуры, влажности воздуха, газоносности, выбросоопасности и ряда других негативных факторов привели к формированию качественно новой подземной среды, для работы в которой необходимы новые знания, базирующиеся на фундаментальных теоретических и экспериментальных исследованиях, таких, которые позволили бы пересмыслить и при необходимости скорректировать существующую научно-методическую базу.

Как известно, горные работы сопровождаются целым рядом отрицательных факторов, связанных прежде всего с проявлениями горного давления, которые являются причиной больших неуправляемых деформаций породных массивов и крепи выработок, завалов, ухудшения проветривания, горных ударов, выбросов породы и газа, приводящих к травматизму на шахтах.

Прогнозирование геомеханических условий отработки угольных пластов служит фундаментом для разработки эффективных и безопасных технологий горных работ. Поэтому решение проблемы геомеханической безопасности может быть выполнено на научно-технической базе прогнозирования геомеханических и газодинамических процессов современными информационными технологиями. Вместе с тем моделирование сложных физических процессов невозможно без современной вычислительной техники, новых методов и программного обеспечения для расчетов, обработки, анализа и визуализации больших массивов данных.

Необходимость развития программного обеспечения в данном направлении объясняется тем, что коммерческие программные комплексы предлагаются только с компилированными кодами, их невозможно расширить под новые условия без исходного программного кода, а также оценить адекватность математической модели, заложенной в расчетный модуль. Кроме того, программы, предлагаемые сейчас для геомеханических расчетов, создавались на базе программ

расчета упругих сред при проектировании деталей, сборок и оболочек в машиностроении, расчета грунтов, оснований зданий, строительных конструкций и пр. [1]. Вполне понятно, что это создает дополнительные трудности при расчетах геомеханических процессов в осадочных горных породах, так как для фактических условий разработки угольных шахт упругие модели дают приближенную картину распределения напряжений, и только на момент времени, когда происходит упругая деформация. Даже если выполняется тестовая задача, расчеты зачастую приводят к некорректным результатам, которые не подтверждаются реальными измерениями в горных выработках.

Учеными и специалистами Института геотехнической механики им. Н. С. Полякова НАН Украины (ИГТМ) разработаны собственные программные комплексы, базирующиеся на закономерностях геомеханики, механики и физики массива горных пород и ориентированные на расчеты геомеханического состояния породного массива во времени и пространстве. Они совершенствовались более 20 лет и на сегодняшний день представляют собой три широко апробированные программные системы, объединенные в программно-технологический комплекс «Технология стратегического планирования развития горных работ» для моделирования плоскопараллельных объемных структур массива на основе метода Фусса – Винклера, объемного и двумерного моделирования геомеханических, газодинамических и технологических процессов в структурно неоднородном массиве пород на основе методов конечных элементов и начальных напряжений. Каждый из комплексов может работать как в автономном режиме, так и совместно с другими.

В настоящее время существуют различные методические подходы к установлению показателей напряженно-деформированного состояния (НДС) углепородного массива. Одним из методических направлений решения горнотехнических задач для несплошных сред являются модели механики дискретных сред, поведение которых в большинстве случаев определяется статистическими закономерностями, увязывающими показатели геомеханического состояния горного массива с условиями и факторами, которые их определяют, а это комплекс горно-геологических и горнотехнических факторов.

Без знания механики горных пород, специфики их разрушения и закономерностей протекания геомеханических процессов при ведении горных работ невозможно планировать научно и практически обоснованную стратегию развития горных работ на стадии их проектирования. Решение всего комплекса горномеханических задач и разработка на их основе практических рекомендаций для

конкретного добычного участка могут быть обеспечены только при системном подходе к решаемой проблеме.

Для возможности планирования горных работ на этапе их проектирования ИГТМ НАН Украины совместно с Научно-инженерным центром «Экология-Геос» (г. Днепропетровск, Украина) предложена методология решения практических горнотехнических задач, реализованная в виде программно-технологического комплекса «Технология стратегического планирования развития горных работ» [3], который основан на учете закономерностей механизма сдвижения слоистого, разномодульного горного массива, склонного к расслоению при ведении горных работ. Этот механизм заключается в последовательном учете от угольного пласта до дневной поверхности изгиба слоев пород, представленных в виде тонких плит, жестко защемленных по контуру выработки, с подвижками слоев относительно друг друга по контактам напластований [2].

Программное обеспечение данной «Технологии...» является достаточно сложным продуктом. В связи с необходимостью учета большого количества показателей и факторов, оно включает в себя шесть самостоятельных модулей, в которых последовательно рассчитываются определенные группы горно-геологических и горнотехнических показателей по отдельным подпрограммам расчета для каждого слоя породы от угольного пласта до дневной поверхности, которые на заключительном этапе «Технологии...» интегрируются в единую систему. Программные модули увязаны в кластеры, что в тысячи раз превышает скорость самых мощных ПЭВМ [1]. Следует отметить, что вычислительный ГРИД-кластер института имеет 25 четырехъядерных процессоров, что позволяет решать сложнейшие геомеханические задачи.

При этом решение горнотехнических задач производится максимально приближенно к условиям конкретного добычного участка, выработки или даже ее отдельного участка. Это достигается путем использования реальных физико-механических характеристик вмещающих пород и горнотехнических условий ведения горных работ.

Преимуществом «Технологии...» по сравнению с существующими методиками и программно-вычислительными комплексами является совместный учет влияния очистных выработок на подготовительные, учет влияния параметров ведения горных работ на смежных пластах (подработка/надработка), что позволяет еще на стадии проектирования определять рациональные технологические параметры горных работ для условий конкретного добычного участка.

Кроме этого, прогноз особенностей поведения массива при ведении горных работ позволяет определять параметры его дефор-

мирования: опускание кровли, поднятие почвы, сближение стенок выработок, горизонтальные подвижки слоев пород относительно друг друга по напластованию, образование полостей расслоения и их размеры. Это в комплексе со знанием силовых характеристик – нормальных нагрузок и напряжений – позволяет решать горнотехнические задачи любого уровня сложности [3].

Широкий спектр горнотехнических задач, решаемых с помощью «Технологии...» на основании установления комплексных закономерностей, условно можно разбить на четыре основных направления [4]:

1. Стратегическое планирование развития горных работ при проектировании и эксплуатации на одном или нескольких угольных пластах с учетом их взаимного влияния.

На основе закономерностей распределения нормальных нагрузок в динамической и стационарной опорных зонах при ведении горных работ от влияния горно-геологических и горнотехнических факторов и условий ведения горных работ решаются задачи по определению параметров целиков различного назначения.

2. Определение параметров очистных выработок и процесса выемки угля.

Решаются задачи по установлению закономерностей для определения рациональной длины лавы во взаимосвязке со среднесуточной скоростью ее подвигания, скоростью подачи выемочной машины и шириной захвата исполнительного органа в зависимости от геомеханического состояния вмещающих пород в призабойном пространстве лавы. При этом осуществляется учет условий, минимизирующих вероятность посадки механизированной крепи на «жесткую базу».

3. Определение параметров подготовительных выработок.

Устанавливаются закономерности, увязывающие опускания и поднятия пород, сближение боков выработки и нормальных нагрузок на крепь выработки в любом характерном сечении ее охраны и поддержания: в массиве вне зоны влияния лавы, в зоне ее влияния, на сопряжении с лавой и позади нее, от ее высоты и ширины, формы поперечного сечения, горно-геологических и горнотехнических факторов и условий ведения горных работ. Устанавливаются минимально возможные сечения выработок, способы их охраны и поддержания, обеспечивающие возможность их повторного использования с последующим извлечением металлокрепи.

4. Подработка (надработка) объектов, включая дневную поверхность.

Устанавливаются особенности распределения нормальных нагрузок в динамической и стационарной опорных зонах при ведении горных работ, зависящие от влияния горно-геологических и горно-технических факторов и условий ведения горных работ, обеспечивающие возможность определения характера и степени подвижек слоев пород, включающих различные объекты (выработки), и земной поверхности с учетом наличия пльвунов, горных работ на смежных пластах, тектонических нарушений и фактора времени.

На сегодняшний день «Технология...» убедительно доказала свою технологическую и экономическую эффективность при практическом применении на шести крупнейших угледобывающих предприятиях Украины: ПАО «ДТЭК Павлоградуголь», ГП ДУЭК, ГП «Селидовуголь», ГП «Макеевуголь», ПАО «Шахта им. А. Ф. Зясьдько», ООО «ДТЭК Свердловантрацит» [5–8].

С помощью «Технологии стратегического планирования развития горных работ» было решено более 100 горнотехнических задач для широкого спектра горно-геологических и горнотехнических условий, результаты которых надежно идентифицированы, а рекомендации находятся на различных этапах технологического использования и практической реализации в соответствии с программами развития горных работ [9, 10].

Кроме того, полученные результаты позволили установить следующие комплексные закономерности:

- позволяющие оптимизировать длину лавы, среднесуточную скорость ее подвигания в зависимости от горно-геологических и горнотехнических факторов и условий ведения горных работ, в частности скорости подачи выемочной машины, ширины захвата исполнительного органа, геомеханического состояния вмещающих пород в призабойной части лавы, а именно – в плоскости забоя и на уровне «завальных» стоек;

- увязывающие опускания пород кровли, поднятия пород почвы, сближение боков выработки и нормальные нагрузки на крепь выработки в любом характерном сечении ее охраны и поддержания: в массиве вне зоны влияния лавы, в зоне влияния лавы, на сопряжении с лавой и позади лавы, от геометрических размеров выработки (высоты и ширины), формы поперечного сечения, горно-геологических и горнотехнических факторов и условий ведения горных работ;

- закономерности распределения нормальных нагрузок в динамической и стационарной зонах опорного давления при отработке одного или нескольких угольных пластов в зависимости от горно-геологических и горнотехнических факторов и условий ведения горных работ.

Работа над установлением других закономерностей продолжается.

Использование данной «Технологии...» на угольных шахтах может осуществляться в качестве стратегии их развития, поскольку позволяет определить рациональные параметры ведения горных работ при соблюдении безопасных условий труда еще на стадии их проектирования. Кроме этого, «Технология...» может применяться и для решения важных актуализированных текущих горнотехнических задач.

Другой методический подход, который широко и успешно используется нашим институтом для решения задач геомеханики углепородного массива, основан на методах конечных элементов и начальных напряжений. Программный комплекс позволяет выполнять расчеты объемной упругопластической среды, состоящей из двух миллионов элементов и более. Благодаря применению динамических массивов данных, возможности комплекса зависят только от возможностей применяемого компьютера.

Данная геомеханическая модель послужила основой для разработки и внедрения новой концепции технологии опорно-анкерного крепления горных выработок для управления их устойчивостью при помощи породно-анкерных опор, которые сохраняют массив в состоянии трехосного сжатия, формируя в приконтурном пространстве конструкцию из породно-анкерных элементов с высоким запасом прочности: силовой и подпорной частей перекрытия, опоры перекрытия, основания конструкции и защитных перемычек. Разработана и обоснована классификация конструкций анкерной крепи на простую, усиленную и мощную. Технология усиленного и мощного опорно-анкерного крепления подготовительных и капитальных горных выработок с использованием защитных перемычек реализована на практике и показала отличные результаты при решении проблем устойчивости выработок [11].

На основе разработанной модели взаимодействия породных блоков при образовании в приконтурном горном массиве с анкерной крепью продольных и поперечных трещин предложен новый метод расчета смещений кровли выработки [12].

Установлены пространственно-временные закономерности влияния параметров конструкции анкерного крепления на состояние приконтурных пород. Разработан новый метод расчета параметров НДС массива и конструкции анкерной крепи при проведении технологических циклов установки рядов анкерной крепи. Метод учитывает разгрузку массива за время цикла и вступление в работу ряда анкерной крепи в определенный момент времени.

Для широкого внедрения результатов разработан альбом типовых конструкций, который регламентирует выбор схем анкерного крепления для типовых горно-геологических и технологических условий проведения выработок [13].

Базируясь на разработанной геомеханической модели, институтом разработан и утвержден нормативный документ «Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерной крепью. Общие технические требования», который регламентирует параметры технологии опорно-анкерного крепления и является обязательным для шахт, применяющих системы опорно-анкерного крепления в Украине [14]. Рекомендации по схемам расположения анкерного крепления капитальных и подготовительных выработок внедрены на 510 выработках более 30 шахт.

Третьей геомеханической моделью, которая на сегодняшний день также успешно используется институтом в составе «Технологии стратегического планирования развития горных работ» для решения сложных геомеханических и горнотехнических задач является вычислительный комплекс моделирования «GEO-RS».

Он состоит из специализированных компьютерных программ, включающих обширную базу данных физико-механических свойств горных пород для различных горно-геологических условий отработки угольных пластов. Отличительными особенностями программного комплекса является обеспечение расчетов упругого, упруго-пластического и различных видов закритических НДС структурно неоднородного породного массива, а также включает учет разупрочнения и скольжения слоев пород, определение систем магистральных трещин, геометрических и энергетических параметров зон неупругих деформаций, особенностей и закономерностей протекания деформационных процессов в нарушенном трещинами водо- и газонасыщенном породном массиве. Данное программное обеспечение в этом аспекте превосходит лучшие мировые аналоги [15].

С помощью системы «GEO-RS» выполняется решение не только сложных геомеханических задач, но и оперативный прогноз в режиме реального времени синхронно с графической обработкой информации. Эти функции комплекса обеспечиваются высокой производительностью систем подготовки исходных данных и визуализации результатов расчета.

Все функциональные части системы объединены в многооконный главный интерфейс. Графическая среда пользователя совместно с расчетным модулем метода конечных элементов составляют единый комплекс, позволяющий достаточно быстро сформировать мо-

дель, выполнить ее расчет, провести числовой и графический анализ результатов.

В системе вывода информации реализован режим интерактивной визуализации параметров НДС массива. В автоматическом режиме выполняются создание, перемещение, копирование, удаление, изменение свойств узлов и элементов модели. Работа может быть организована в нескольких окнах одновременно, что позволяет сопоставить результаты расчета и внести корректировку в исходные данные, используя визуальное представление предыдущих решений.

Данная технология компьютерного анализа показала высокую эффективность: на пластах m_3 и l_4 шахты им. А. Ф. Засядько при обосновании способов обеспечения устойчивости выработок, оперативном прогнозе ориентации в пространстве потоков свободного метана, обосновании схем и способов подземной дегазации; на пластах c_4 и c_5 шахт «Самарская» и «Павлоградская» при оценке надежности систем комбинированного крепления; на пласте h_7 шахты «Нестор» при оценке способов управления горным давлением; на шахтах им. К. А. Румянцева, им. А. И. Гаевого и др. при разработке новых типов крепей и оптимизации средств охраны выработок с учетом специфики исходного напряженного состояния.

Таким образом, представленные технологии компьютерного анализа НДС породного массива широко апробированы по данным натурных измерений и обеспечивают высокую точность результатов при решении сложных практических задач горного дела. Предложенные и внедренные на десятках шахт мероприятия подтвердили эффективность «Технологии стратегического планирования горных работ», методов, приборов и программного обеспечения, которые длительное время применяются для решения различных горнотехнических задач.

Литература

1. Волошин А. И. Технология стратегического планирования ведения горных работ / А. И. Волошин // Информационный бюл. по охране труда Стратегическое планирование развития горных работ: материалы науч.-практ. семинара – Киев: ГУ «ННIIПБОТ», 2013. – № 1 (67). – С. 52–69.
2. Методология определения рациональных технологических параметров ведения горных работ / А. Ф. Булат и др. // Уголь Украины. – 2010. – № 10. – С. 15–18.
3. Технология стратегического планирования развития горных работ / А. Ф. Булат и др. // Уголь. – 2011. – № 2. – С. 22–25.

4. Повышение эффективности работы угольных предприятий на основе принципиально нового подхода при стратегическом планировании развития горных работ / А. Ф. Булат и др. // Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности: труды междунар. науч.-практ. конф. – Кемерово, 2012. – С. 174–177.

5. Обоснование параметров предохранительного целика выработок околоствольного двора / А. И. Волошин и др. // Підземні катастрофи: моделі, прогноз, запобігання: матер. II міжнар. конф. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2011. – С. 186–191.

6. Волошин А. И. Рекомендации по охране и поддержанию подготовительной выработки позади лавы / А. И. Волошин, О. В. Рябцев, А. И. Коваль // Уголь Украины. – 2012. – № 1. – С. 11–14.

7. Прогноз характера и степени подработки магистральных выработок / А. И. Волошин и др. // Уголь Украины. – 2012. – № 5. – С. 3–6.

8. Определение рациональных параметров отработки лавы по фактору горного давления / А. И. Волошин и др. // Уголь Украины. – 2012. – № 8. – С. 4–7.

9. Волошин А. И. Обоснование параметра целика, исключаяющего влияние лавы на выработки околоствольного двора / А. И. Волошин, О. В. Рябцев, А. И. Коваль // Уголь Украины. – 2012. – № 3. – С. 3–6.

10. Охрана и поддержание выемочного штрека позади лавы при повторном использовании / А. И. Волошин и др. // Геотехническая механика. – Днепропетровск, 2012. — С. 181 – 189. – (Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ им. Н. С. Полякова НАН Украины. – Вып. 103).

11. Булат А. Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт / А. Ф. Булат, В. В. Виноградов – Днепропетровск, 2002. – 372 с.

12. Круковский А. П. Анализ механизма оконтуривания трещинами породного блока с вертикальным анкером с использованием энергетических критериев разрушения / А. П. Круковский, С. А. Лещинский // Геотехническая механика. – Днепропетровск, 2012. – С. 126 – 134. – (Межвед. сб. науч. тр. / ИГТМ им. Н. С. Полякова НАН Украины. – Вып. 103).

13. Альбом типовых конструкций опорно-анкерной крепи горных выработок с длительным сроком службы для условий шахт Западного Донбасса / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2011. – 57 с.

14. СОУ 10.1.05411357.010:2008. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования. – Киев: Минуглепром Украины, 2008. – 83 с.

15. Слащев И. Н. Применение информационных технологий для повышения эффективности и безопасности горных работ / И. Н. Слащев // Уголь Украины. – 2013. – № 2. – С. 40–44.

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ КРЕПИ СТВОЛОВ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ ГАЙСКОГО РУДНИКА*

А. В. Зубков, О. Ю. Смирнов, И. В. Бирючев, С. В. Сентябов

С целью доведения производительности до 7 млн т руды в год в 2006 г. была начата масштабная реконструкция стволов подземного рудника ОАО «Гайский ГОК». Проект предусматривает разработку новых схем доставки руды, строительство новых горизонтов, реконструкцию стволов и их углубку до отметки 1420 м от поверхности.

С 2012 г. приоритетными реконструируемыми объектами подземного рудника являются стволы «Клетевой», «Скиповой», «Новый» и «Северный вентиляционный». На рис. 1 представлена схема проходки основных стволов подземного рудника по годам.

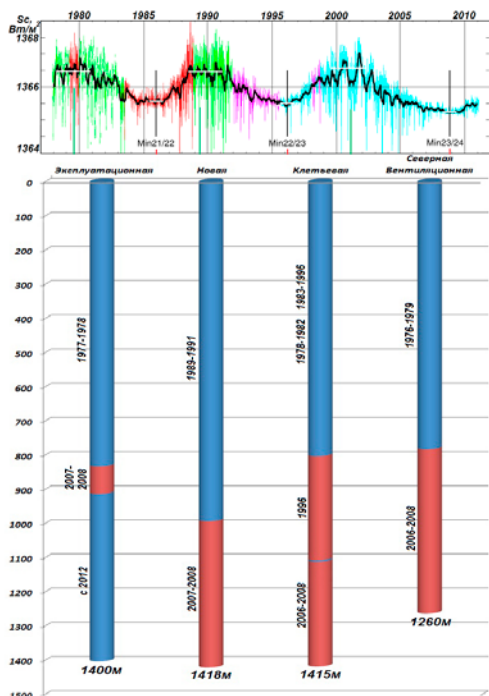


Рис. 1

Назначение ствола «Клетевой» – спуск людей (глубина от поверхности) до отметки 1390 м, обеспечение работы водоотлива, подачи сжатого воздуха и воды. Завершив горнопроходческие работы, шахтостроители ведут армировку ствола и работы по оснащению ствола для спуска людей на горизонты 750–1390 м.

* Исследования выполнены при поддержке программы Президиума РАН № 4 2012–2014 гг.

В настоящее время основную нагрузку по выдаче руды и спуску-подъему людей несет ствол «Эксплуатационный». Сейчас проводятся работы по его углубке в интервале 910–1418 м. До этой же отметки завершена углубка ствола «Новый», также предназначенного для спуска-подъема людей и выдачи руды. После завершения реконструкции, которое намечено на 2014 г., ствол «Новый» будет обеспечивать подъем руды на уровне 4,5 млн т в год с горизонтов 830–1070 м.

Основное назначение увеличения глубины стволов – вскрытие и в дальнейшем отработка запасов на нижележащих горизонтах.

С целью оценки устойчивости крепи стволов и выбора мест для проведения натурных измерений напряжений, действующих в ней на различной глубине, был произведен визуальный осмотр бетонной крепи ствола «Клетевой» с горизонта 750 м до отметки 1420 м и ствола «Эксплуатационный» в районе перемычки горизонта 830 м. В результате осмотра был выявлен ряд нарушений крепи ствола, характерных при проявлении горного давления. По всей протяженности ствола были зафиксированы разрушения краевых частей колец и стыков между ними. В местах сопряжения ствола с выработками околоствольного двора наблюдаются их разрушения в виде вывалов кусков крепи (рис. 2). На участке ствола между отметками 750–910 м наблюдаются локальные участки с отслоением (коржей) крепи.

Большинство этих нарушений были отмечены со стороны ходового отделения в северной его части. Если учесть, что главные сжимающие напряжения σ_1 ориентированы по азимуту 97° , то в районе действия σ_3 по азимуту 7° будет формироваться зона максимального сжатия, где и были зафиксированы нарушения [1]. Следовательно,



Рис. 2

можем предположить, что крепь ствола испытывает постоянные деформации [2]. Направления действия главных сжимающих напряжений с их ориентировкой к оси ствола представлены на рис. 3 (зона максимального сжатия выделена красным цветом).

В участках крепи, попадающих в эту зону, на разных отметках будут произведены инструментальные измерения напряженного состояния крепи ствола, с целью установить фактическую картину распределения напряженного состояния по ее периметру. Установлены величина изменения ее во времени и изменение напряженного состояния с глубиной.

Определены расчетные параметры напряженно-деформированного состояния крепи стволов на различной глубине. При расчете использованы параметры напряжений, представленные в табл. 1.

Капитальные бетонные сооружения (стволы), возводимые в массиве горных пород, наряду с выполнением технологических функ-

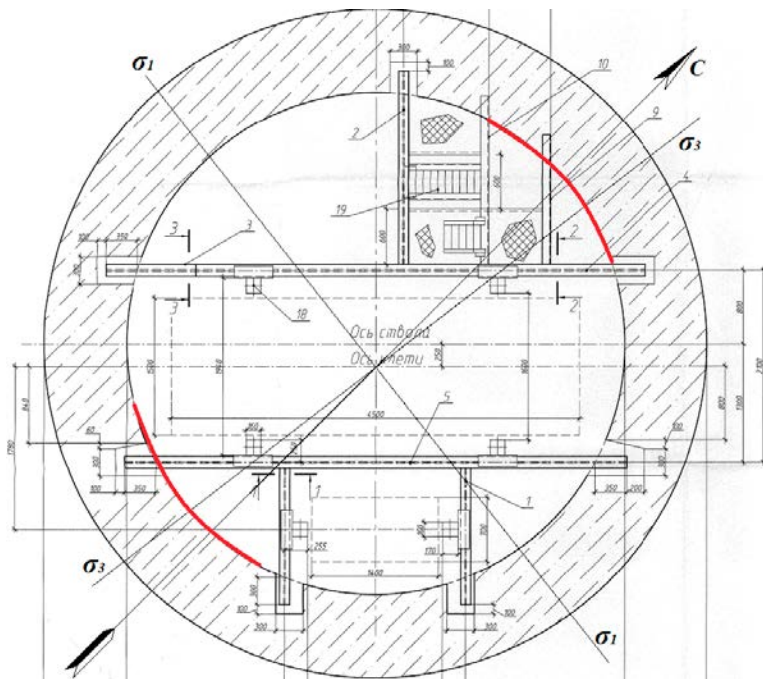


Рис. 3

ций должны соответствовать требованиям безопасности работающего персонала и объектов, расположенных в зоне их влияния.

Таблица 1

Первоначальные напряжения, действующие в массиве пород месторождения

Год проведения измерений	Глубина H , м	Напряжение		
		субмеридиональное σ_1 , МПа	субширотное σ_2 , МПа	вертикальное σ_z , МПа
1998	830	-19	-40	-22
2004	910	-20	-42	-25
2008	1070	-32	-49	-33

При расчёте параметров устойчивости крепи учитывается множество технологических, технических и природных факторов.

С целью оценки устойчивости крепи стволов на руднике были определены расчетные напряжения в крепи на горизонтах 830, 910 и 1070 м, для условий, когда действуют гравитационные γH и тектонические σ_T напряжения. Бетонная крепь возведена у забоя и

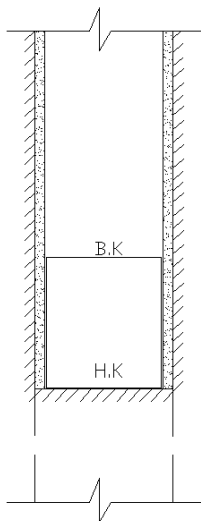


Рис. 4

из-за остановки проходки набрала полную прочность и упругость. В данном случае ситуация опасная. Схема расчета (рис. 4) и методика представлены ниже.

$$\sigma_{\theta(x)} = \frac{(1-\mu_B^2)E_B}{E_{\Pi}} [\sigma_X^{\Pi}(K_{X(x)}^{\circ} - K_{X(x)}^1) + \sigma_Y^{\Pi}(K_{X(y)}^{\circ} - K_{X(y)}^1) + \sigma_z(K_{X(z)}^{\circ} - K_{X(z)}^1)],$$

$$\sigma_{\theta(y)} = \frac{(1-\mu_B^2)E_B}{E_{\Pi}} [\sigma_Y^{\Pi}(K_{Y(x)}^{\circ} - K_{Y(x)}^1) + \sigma_Y^{\Pi}(K_{Y(y)}^{\circ} - K_{Y(y)}^1) + \sigma_z(K_{Y(z)}^{\circ} - K_{Y(z)}^1)];$$

где $K_{n(i)}^{\circ}$ – коэффициенты концентрации на удалении от забоя более 1.5Д;

$K_{n(i)}^1$ – коэффициенты концентрации в сечениях ближе, чем 1.5Д;

Д – диаметр ствола, м;

E_{Π} – модуль упругости массива пород, МПа;

μ – коэффициент Пуассона;

$\sigma_X^{\Pi}, \sigma_Y^{\Pi}$ – главные первоначальные горизонтальные напряжения, МПа.

Результаты расчета напряжений, действующих в бетонной крепи, представлены в таблице 2.

Таблица 2

Расчетные гравитационные γH и тектонические σ_t напряжения в бетонной крепи

Горизонт	Верх кольца		Низ кольца	
	$\sigma_{\theta(x)}$ МПа	$\sigma_{\theta(y)}$ МПа	$\sigma_{\theta(x)}$ МПа	$\sigma_{\theta(y)}$ МПа
830 м	-8,5	-0,77	-15,3	-0,8
910 м	-8,7	-0,9	-15,8	-0,6
1070 м	-8,8	-1,2	-16,6	-4,8

На основании полученных результатов установлено, что на участках, где проходку приостанавливали на время, когда бетон набирал свою полную прочность, в крепи ствола возникали максимальные напряжения. Величины рассчитанных напряжений на горизонте 830 метров и ниже имеют незначительный запас прочности

и практически близки к нормативной прочности бетона, равной для В25 М300 18 МПа. На этих участках есть опасность нарушения крепи стволов.

Литература

1. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология / А. В. Зубков. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2001. – 335 с.
2. Боликов В. Е. Прогноз и обеспечение устойчивости капитальных горных выработок / В. Е. Боликов, С. А. Константинова. – Екатеринбург: УрО РАН, 2003. – 374 с.

УДК 622.833.5

ДИНАМИКА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ «ИСКУССТВЕННОГО МАССИВА» ГОРНЫХ ПОРОД С УЧЕТОМ ПОДЗЕМНЫХ РАБОТ И ТЕКТОНИКИ ДАННОГО РАЙОНА*

В. И. Ручкин, О. Д. Желтышева, А. Л. Турсуков

Определение «искусственный массив» вполне подходит к всяческому боку Естюнинского месторождения железных руд, отрабатывающегося одноименной шахтой. Отработка до 1976 г. велась открытым способом, а с 1977 г. – подземным способом. При открытой разработке на всячем боку рудного поля был сформирован железнодорожный отвал горных пород. Так в всячем боку на прилегающей к контуру восточного борта отработанного карьера территории постепенно образовывался отвал горной породы.

К настоящему времени подземным способом полностью отработаны запасы трех горизонтов, два горизонта (–120 м и –180 м) находятся на стадии доработки; действующим является только гор. –240 м. Отрабатываемые рудные тела залегают в крепких скальных породах с коэффициентом крепости по Протодяконову $f=14\div 18$, их мощность от 5 до 15 м. Угол падения имеет северо-восточное склонение и колеблется от 45 до 75°. Отработка на начальном этапе идет с оставлением целиков и последующим погашением пустот. Протяженность отвала, нагруженной части массива, по фронту составляет

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

около 1200 м, ширина около 270 м, высота примерно 25 м. Эта нагруженная часть лежит на бывшем естественном массиве горных пород, который представляет собой консоль протяженностью 1250 м, глубиной около 400 м и шириной, т. е. проекцией на горизонтальную плоскость, от 100 до 250 м. Следовательно, рассматриваемый массив представлен телом с пустотами, которое сверху еще и нагружено; можно рассматривать его и как техногенный, во всяком случае он уже не является естественным горным массивом.

На этом массиве начиная с 1996 г. и по настоящее время в режиме мониторинга с периодичностью один раз в год проводится комплекс инструментальных наблюдений, состоящий как из традиционных геодезических измерений, так и наблюдений с использованием спутниковой геодезии. Наблюдения проводились по грунтовым реперам профильных линий наблюдательной станции. Кроме того на базе данной станции из части грунтовых реперов и пунктов шахтной полигонометрии был создан геодинамический полигон. Каждому отводится своя конкретная задача в исследовании развития процесса сдвижения горного массива. По традиционным профильным линиям определялись вертикальные и горизонтальные их деформации и скорости, пункты геодинамического полигона позволяют определять величины горизонтального движения горного массива и его напряженно-деформированное состояние в границах полигона. Наблюдения начались с 1996 г., а подземная отработка месторождения – с 1977 г. и уже, так сказать, в нарушенном при открытой добыче массиве. Получается, что изучение развития деформационных процессов в горном массиве началось с какого-то промежуточного этапа.

Результаты инструментальных наблюдений и проявившиеся особенности развития процесса сдвижения в комплексе с региональными тектоническими нарушениями, расположенными вокруг месторождения, показали возможность его развития в массиве, не вписывающемся в классическую схему оседания дневной поверхности, когда обрабатывается рудное тело подземным способом. Однако наличие как крупных и рангом меньше их зон тектонических нарушений [1] в непосредственной близости, так и секущих месторождений говорит о высокой геодинамической подвижности массива. Они своими оперяющими нарушениями, как поперечными, так и продольными, создают блоковую структуру.

Инструментальными наблюдениями в 2001 г. была зафиксирована незначительная активизация процесса сдвижения подработанной толщи висячего бока; зона, характеризующая границу мульды сдвижения на дневной поверхности, практически приблизилась к аналитически расчетной отметке. Поскольку зоны опасных деформаций,

как горизонтальных, так и вертикальных, подвижны, они не имеют постоянной фиксации. Они рассматриваются не как конкретная величина, а как амплитуда опасных деформаций. Зоны фиксации располагаются на значительном расстоянии от расчетной точки относительно горных работ на данный момент времени.

Сама зона обрушения осталась в границах начального периода наблюдения (1996 г.), но один грунтовый репер профильной линии XII, расположенной на отвале горной породы, пропал – на месте его закладки на момент измерения было только ровное отверстие, диаметр которого соответствует диаметру репера. Реперы с 1-го по 5-й данной профильной линии были заложены в естественном массиве между отвалом и бортом карьера, северо-западнее от них на некотором расстоянии наблюдались трещины раскрытия, и при всем этом зона обрушения остается на прежнем месте. С развитием объема очистных работ горный массив не получил еще существенного развития процесса сдвижения в соответствии с расчетами, но в этот момент времени фиксируются плавные расширения зоны обрушения, которые заключались в том, что по указанным выше реперам (1-му и 5-му) уже не представлялось возможным проводить наблюдения, так как массив был обильно покрыт трещинами. Граница опасных вертикальных деформаций опережает границу горизонтальных опасных деформаций, граница мульды сдвижения вышла за пределы профильных линий.

Таким образом, наглядно прослеживается активизация развития процесса сдвижения в массиве, но под массивом мы понимаем естественный массив горных пород, а у нас над ним расположен отвал горных пород. Следовательно, наблюдается развитие процесса в естественном горном массиве, активное проявление которого на дневную поверхность сдерживает отвал. Эта динамика хорошо прослеживается по временным показателям: 1996–2001 гг. – хаотичное проявление тех или иных зон, характеризующих этапы формирования зон сдвижения; 2001–2005 гг. – потеря реперов в массиве, потеря репера на самом отвале, устойчивое формирование границы опасных деформаций, выход за пределы профильных линий границы мульды сдвижения. Следовательно, в этом «искусственном массиве» начинают активно протекать процессы сдвижения, но в замедленной пока форме благодаря наличию отвала горных пород.

Кроме того, по результатам инструментальных наблюдений установлено, что данная линия уже не удовлетворяет требованиям [2]. И было принято решение реконструировать наблюдательную станцию, теперь эта станция охватывает не только отвал, но и располагается в естественном массиве между подошвой отвала и поселком

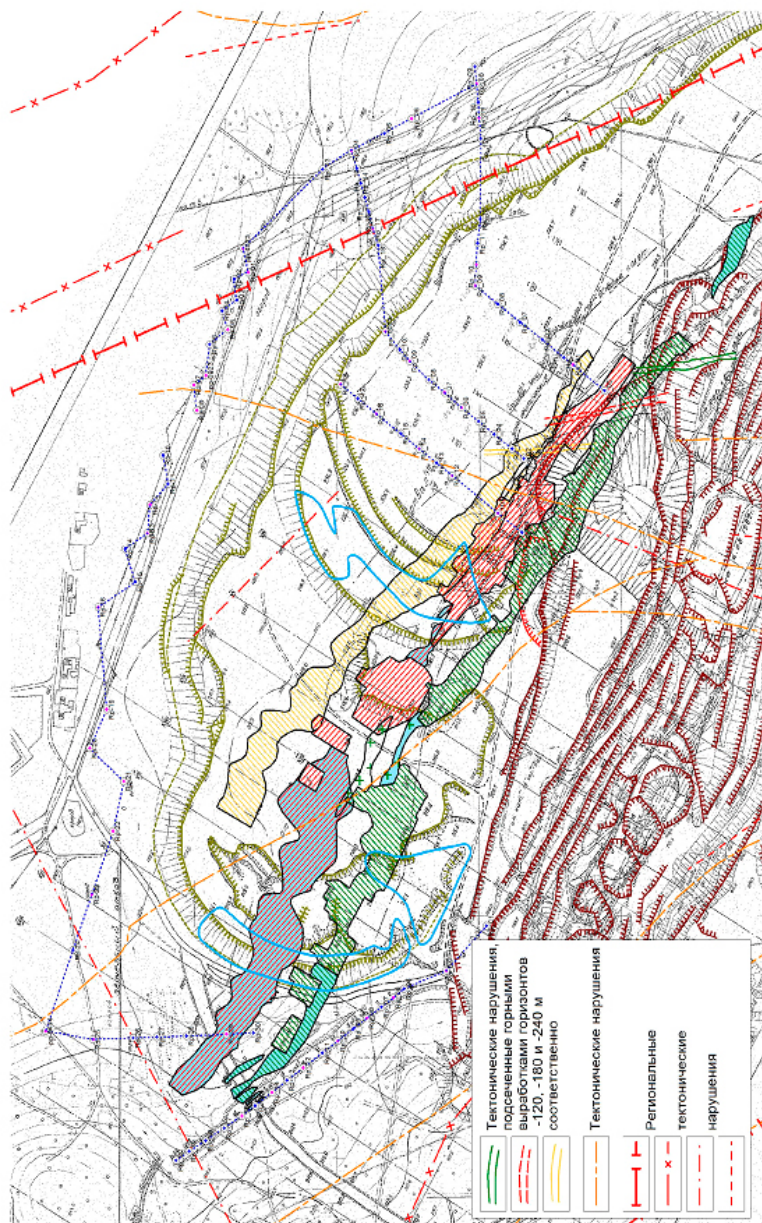


Рис. 1. Обзорная схема рудных тел, тектоники и наблюдательной станции

Естюниха (рис. 1). Иначе говоря, практически весь периметр висячего бока месторождения стал подконтрольным в свете развития процесса сдвижения в горном массиве.

Схема существующей наблюдательной станции на месторождении показана на рис. 2. Специалисты сразу отметят, что данная линия под отвалом не соответствует требованиям инструкции. Однако в тот период заложить линию перпендикулярно рудным телам не представлялось возможным – мешали огороды и подобная частная собственность. И тогда задачей этой линии стало определение НДС массива горных пород, но выполнение данной процедуры также не удовлетворяло предъявляемым к ней требованиям, однако традиционные наблюдения проводились в полном объеме. В 2011 г. во время рекогносцировки было установлено, что репера 8 и 11 пропали, как и репер в 2001 г. по профильной линии XII. После обработки результатов полевых наблюдений выявлено, что территория отвала горных пород, контролируемая тремя профильными линиями, подвержена активному оседанию, то есть массив под отвалом горных пород полностью находится в разуплотненном состоянии. Зона критиче-

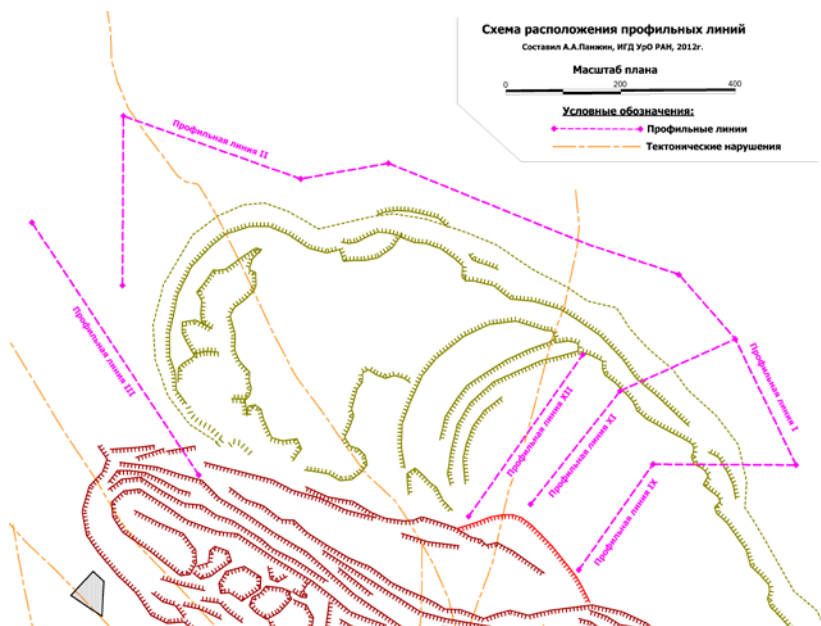


Рис. 2. Схема расположения наблюдательной станции на Естюнинском месторождении

ских горизонтальных и вертикальных деформаций с величинами, превышающими нормативные значения ($i = 4 \cdot 10^{-3}$, $e = 2 \cdot 10^{-3}$), пока установлена на отвале пустых пород. С 2005 по 2011 г. выявлена сильная активность развития полного спектра процесса сдвижения подотвального массива и, как следствие, проявление сдвижения на поверхности отвала в виде активизации горизонтальных подвижек и разуплотнения «искусственного массива». При выполнении полевых работ летом 2012 г. было установлено, что до репера 9 профильной линии XII произошло обрушение всего массива горных пород, следовательно, и отвала (рис. 3). В связи с этим доступ в район обрушившегося участка на тот момент был невозможен, на него попали только в декабре 2012 г. и установили, что по линии XII потеряны еще два репера (16-й и 17-й), расположенные в непосредственной близости от края отвала. Также было потеряно по одному реперу на линиях IX и XI на отвале пустых пород. Хорошо прослеживались проталины (рис. 4) на общем фоне заснеженного отвала, местами из них выделялся пар [3, 4].



Рис. 3. Зона обрушения, образовавшаяся в феврале 2012 г.

По результатам последней серии наблюдений вырисовывается следующая картина развития процесса оседания горного массива, превышающего объем выработанного пространства: граница мульды сдвижения очень быстро покинула пределы реконструированной профильной линии. Оседая, отвал выдавливает массив, расположенный на северо-восточном фланге, в зоне тектонических неоднородностей; то же самое наблюдается и по фронту отвала, только с меньшей интенсивностью, сказывается положение реперов линии относительно рудного тела. Дневная поверхность северо-западного фланга, контролируемая линиями III и IV, расположенными на некотором удалении от отвала, подвержена оседанию. Процесс сдвижения массива горных пород в принятой классической схеме – оседание на данном участке, в отличие от других, происходит благодаря отсутствию техногенной нагрузки. Если данная нагрузка в какой-то мере и оказывает влияние на общий процесс развития сдвижения в виде знакопеременных величин, то оно очень незначительное и его



Рис. 4. Вид отдушины на отвале горных пород

можно проследить только в наименьшие периоды наблюдения при сравнении с сериями данного цикла.

Следовательно, в массиве активизировался процесс деформаций, как вертикальных, так и горизонтальных; в массиве непрерывно идет непостоянное имеющее миграционный характер движение границ зон и знакопеременных величин напряженно-деформированного состояния массива. Об этом свидетельствуют непостоянные величины векторов горизонтальных деформаций, но придерживающихся примерно одного направления. Это касается массива, расположенного над горными выработками, тогда как в горном массиве, расположенном в стороне от выработок или на фланге рудного тела, наблюдаются не только резкое изменение величин горизонтального движения массива, но и изменчивость направления вектора его движения.

Таким образом, в статье проведен краткий обзор сложного развития процесса сдвижения «искусственного массива» горных пород, где по результатам трех разных методик наблюдения было установлено наличие значительного непостоянства в горизонтальных деформациях, а следовательно, наличие в границах данного участка динамики его напряженно-деформированного состояния, имеющей знакопеременный характер, знание об источнике происхождения которой и динамики ее развития в массиве необходимо для безопасного решения многих как производственных, так и иных задач.

Литература

1. Геология СССР. – М.: Недра, 1973. – Т. 12. – 632 с.
2. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений: утв. Госгортехнадзором СССР от 03.06.1986. – М.: Недра, 1986. – 112 с.
3. Мониторинг деформаций поверхности всячего бока Естюнинского месторождения: отчет о НИР / ИГД УрО РАН; рук. Сашурин А. Д., Усанов С. В. – Екатеринбург, 2012. – 67 с.
4. Диагностика геодинамической активности горных пород Естюнинского месторождения, мониторинг и прогноз развития процесса сдвижения при его отработке: отчет о НИР/ ИГД УрО РАН; рук. Сашурин А. Д. – Екатеринбург, 2005. – 136 с.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ В МАССИВЕ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ СИСТЕМОЙ*

О. Ю. Смирнов

Эффективность и безопасность разработки месторождений подземным способом во многом зависят от характера и величины горного давления, а также от принятого метода управления им. В статье представлены результаты научно-исследовательских работ, выполненных в условиях Березовского рудника.

Березовское месторождение расположено в центральной части Восточно-Уральского поднятия на площади около 80 км². Основная часть массива месторождения сложена вулканогенно-осадочными породами, интенсивно измененными вторичными процессами и превращенными в серпентиниты, талько-карбонатные породы и сланцы, преимущественно хлоритового состава. Рудные тела месторождения – дайки – являются самостоятельными малыми интрузиями преимущественно гранитоидного состава, образующими крупный золоторудный пояс, вытянутый в меридиональном направлении на расстояние около 5 км. Мощность их колеблется в пределах 8–12 м, падение крутое (70–80°).

Характер современного поля напряжений в массиве пород месторождения предопределен геодинамическими условиями развития Уральской горноскладчатой структуры, в которых прослеживаются высокотемпературный и среднетемпературный этапы.

В первом цикле высокотемпературного этапа на слоистую осадочную толщу легли магматические породы. В дальнейшем после смены растяжения земной коры на Урале на сжатие и формирования надвиговых нарушений глубинного залегания наверх устремилась магма плаггиосиенит-порфирирового состава и сформировала дайки под углом 10–30° к горизонту. Во втором цикле северный фланг рудного поля, представленный изверженными дислоцированными породами, претерпел значительное сжатие, в результате которого произошло возникновение разрывных надвиговых структур и развитие даек диоритового и порфирирового состава. В третьем цикле сжатия

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

образовались три новые сдвиго-сбросовые структуры, которые были заполнены магмой гранит-порфирового состава. Наконец, в четвертом цикле сжатия протяженные глубинные сдвиговые нарушения были заполнены магмой гранит-порфирового состава с образованием даек меридионального простирания и крутого падения.

Следующий среднетемпературный этап развития Уральской складчатой структуры, связанный с тангенциальным сжатием Урала, являлся этапом возникновения рудных тел кварц-шеелит-турмалинового и кварц-золото-колчеданного состава в туфогенных сланцах и зеленокаменных породах. По морфологии и ориентировке рудные тела принадлежат к типичным сдвиговым структурам, возникшим в условиях максимального горизонтального напряжения субширотного направления и минимального горизонтального напряжения субмеридионального направления.

Пострудные тектонические перемещения массива при общем широтном сжатии Уральской структуры не достигли амплитуд, характерных для дорудного и рудоформирующего геологических периодов. Значительные перемещения в этот период наблюдались только в ранее сильно дислоцированных участках массива. На рудном поле выделяются протяженные дизъюнктивы сдвигового или сбросо-сдвигового типа широтного и диагонального (по отношению к странам света) простирания, которые вызванные региональным неоднородным полем напряжений, в котором максимальное главное напряжение ориентировалось в горизонтальной плоскости субширотного, а минимальное – субмеридионального. Современное поле напряжений сформировано этими тектоническими процессами.

Шахтное поле Березовского месторождения заключено в пределах тектонического блока, ограниченного с запада и востока, соответственно, Верх-Исетским и Мурзинским разломами сбросо-сдвигового характера, с севера и юга – Благодатским и Пышминским широтными разломами. Указанные разломы являются элементами тектонической структуры мегарегионального уровня и не подвержены техногенным воздействиям при отработке месторождения.

Тектоническими структурами регионального уровня являются наклонно- и крутопадающие тектонические нарушения, преимущественно меридионального, реже – широтного простирания, пересекающие месторождение практически по всей его площади. По элементам залегания тектонических нарушений произведена реконструкция поля палеонапряжений (табл. 1). Полученные данные соответствуют региональному полю напряжений, особенностью которого является явно выраженный тектонический характер, при котором преобладающим по величине является горизонтальное

напряжение субширотного направления. В данном случае ориентировки полей напряжений мегарегионального и регионального уровней совпадают.

Таблица 1

Реконструкция направлений главных нормальных напряжений

Главные нормальные напряжения	Азимут простираения, град	Угол падения, град
σ_1 – субмеридиональное	342	32
σ_2 – субширотное	252	0
σ_3 – вертикальное	168	60

Для определения параметров напряженно-деформированного состояния массива также использовались два метода натуральных измерений: метод щелевой разгрузки для определения напряжений в нетронутом массиве горных пород и определение направления действия главных напряжений по эффекту дискования керна в буровых скважинах. Натурные определения параметров напряжений нетронутого массива горных пород и руд методом щелевой разгрузки проведены на всех действующих горизонтах (глубина 212–712 м) Березовского рудника.

Установлено, что поле напряжений массива пород месторождения характеризуется как типично тектоническое, в котором все главные напряжения являются сжимающими, а наибольшим по величине является горизонтальное напряжение субширотного направления (σ_2), на большей части месторождения ориентированное вкрест простираения рудных даек по азимуту 112°, что характерно для большинства месторождений Северного, Среднего и Южного Урала.

Другой отличительной особенностью месторождения является ярко выраженная неоднородность поля напряжений в массивах разнопрочных (разномодульных) пород. В массивах руд и пород с высокими прочностными и, соответственно, деформационными характеристиками (гранитоиды, диабазы, листвениты) концентрируются напряжения, по величине в 1,7–2,0 раза превышающие напряжения, действующие в массивах менее прочных и более пластичных пород (вулканогенные осадочные и интрузивные породы), что хорошо согласуется с положением теории упругости о способности таких пород накапливать относительно высокие напряжения (табл. 2). Отмечается также рост напряженности шахтного поля с увеличением глубины разработки.

Результаты определения параметров напряжений нетронутого массива пород

Показатель	Гранитоиды, диабазы, листвениты	Вулканогенно-осадочные и интрузивные породы
Плотность γ , г/см ³	2,8	2,8
Предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	>100	<70
Статический модуль упругости $E \cdot 10^{-4}$, МПа	2,43 – 2,95	1,32 – 2,60
σ_1	(1,75 – 2,26) γH	(1,01 – 1,41) γH
σ_2	(2,13 – 2,69) γH	(1,09 – 1,59) γH
σ_B	γH	γH

Таким образом, напряженное состояние шахтного поля месторождения неоднородно и наряду с изменением по глубине зависит от прочностной анизотропии массива пород.

Определение направления действия главных напряжений по дискованию керна в буровых скважинах производилось на глубоких горизонтах рудника. Эффект дискования отмечается, во-первых, в скважинах с углом наклона, близким к 90° и, во-вторых, в скважинах с азимутами простирания в секторах 340–320° и 160–200°. Это значит, что ориентировка главных напряжений и их величина в блочных структурах регионального и локального уровней совпадают.

Физико-механические свойства пород и руд месторождения изучали в лабораторных условиях. Результаты показали, что в зависимости от состава, степени метаморфизма горные породы и руды обладают резко различными прочностными и деформационными свойствами, изменений которых с глубиной не наблюдается. Породы рудовмещающего комплекса (диабазы, листвениты и гранитоиды) могут накапливать потенциальную энергию упругого сжатия и обладают способностью хрупкого разрушения в динамической форме. На характер распределения напряжений и деформаций в нагружаемых элементах горных конструкций значительное влияние оказывает литологическая и, соответственно, прочностная неоднородность контактирующих разновидностей пород и руд.

С целью установления механизма формирования зон пластического деформирования горной среды при подземной разработке месторождения и их влияния на параметры напряженно-деформированного состояния и удароопасность конструктивных элементов этажно-камерной системы разработки с использованием метода конечных элементов произведено математическое моделирование параметров напряжений, действующих в массиве горных пород.

В качестве граничных условий по фактору нагружения использованы параметры поля природных напряжений, соответствующие глубине 200, 400, 600 и 800 м месторождения. Параметры физико-механических свойств руды и пород, использованных при моделировании, приведены табл. 3.

Таблица 3

Граничные условия для моделирования

Параметр	Рудное тело (гранитоиды)	Малопрочные вмещающие породы (вулканогенно-осадочные и интрузивные породы)	Прочные вмещающие породы (диабазы, листвениты)
Плотность γ , г/см ³	2,8	2,8	2,8
Предел прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	140	45	140
Предел прочности на растяжение σ_r , МПа	20	8	20
Статический модуль упругости $E \cdot 10^{-4}$, МПа	2,5	1,7	2,5
Коэффициент Пуассона μ	0,20	0,25	0,20
Угол внутреннего трения ρ , град	35	28	35
Сцепление C , МПа	20	4	20

Использовалась модель, в которой после перехода напряженно-деформированного состояния нагружаемого элемента за предел упругости действуют закономерности пластического деформирования, которое проявляется при непрерывном сжатии в направлении максимального, а расширении – в направлении минимального напряжения.

Моделировалось четыре варианта литологического строения массива на контактах рудного тела с вмещающими породами.

Первый вариант – прочное рудное тело ($\sigma_{сж} = 140$ МПа) залегает в прочных вмещающих породах ($\sigma_{сж} = 140$ МПа).

Второй вариант – прочное рудное тело ($\sigma_{сж} = 140$ МПа) залегает в малопрочных вмещающих породах ($\sigma_{сж} = 45$ МПа) переменной мощности l , изменяющейся от 5 до 25 м. Далее залегают породы, прочность которых сопоставима с прочностью рудного тела ($\sigma_{сж} = 140$ МПа).

Третий вариант – малопрочное рудное тело ($\sigma_{сж} = 45$ МПа) залегает в малопрочных вмещающих породах ($\sigma_{сж} = 45$ МПа).

Четвертый вариант – малопрочное рудное тело ($\sigma_{сж} = 45$ МПа) залегает в прочных вмещающих породах ($\sigma_{сж} = 140$ МПа).

В табл. 4 представлены результаты моделирования величины зоны пластического деформирования (в метрах), в табл. 5 – величины максимальных напряжений σ_2^{\max} (над чертой – величины σ_2^{\max} в МПа над краевой частью рудного тела, под чертой – над целиком) по первому и второму вариантам литологического строения массива в зависимости от мощности слоя малопрочных вмещающих пород l и глубины разработки H .

Таблица 4

Величины зоны пластического деформирования в зависимости от l и H

Глубина H , м	Первый вариант	Второй вариант				
		Величина мощности слоя малопрочных вмещающих пород l , м				
		5	10	15	20	25
200	0	0	0	0	0	0
400	0,3	2,5	6,5	9,0	11,0	11,0
600	0,5	3,5	8,5	12,0	15,0	15,5
800	0,5	4,2	10,0	13,5	17,0	17,5

Таблица 5

Величины максимальных напряжений σ_2^{\max}

Глубина H , м	Первый вариант	Второй вариант				
		Величина мощности слоя малопрочных вмещающих пород l , м				
		5	10	15	20	25
200	-24	-12	-9	-7	-5	-6
	-43	-32	-26	-20	-12	-12
400	-74	-62	-58	-52	-46	-45
	-98	-84	-72	-66	-60	-60
600	-106	-94	-90	-86	-80	-79
	-132	-116	-102	-96	-92	-92
800	-142	-130	-125	-120	-112	-111
	-160	-140	-126	-120	-114	-112

Увеличение мощности слоя малопрочных вмещающих пород l с 20 до 25 м приводит к очень незначительному изменению величин зоны пластического деформирования l и максимальных напряжений σ_2^{\max} .

В табл. 6 представлены результаты моделирования величины зон пластического деформирования (ЗПД) и максимума напряжений (ЗМН) в краевой части рудного тела (по третьему и четвертому вариантам) в зависимости от H .

Таблица 6

Величины зоны максимума напряжений и зоны пластического деформирования

Глубина H , м	Третий вариант		Четвертый вариант	
	Размер ЗМН, м	Размер ЗПД, м	Размер ЗМН, м	Размер ЗПД, м
200	3,8	4,9	10,0	5,4
400	6,0	7,0	12,5	8,0
600	7,2	8,0	13,7	9,0
800	7,3	8,0	14,0	9,0

В результате анализа полученных результатов установлено:

- в слабых вмещающих породах под влиянием внешнего нагружения формируется зона пластических деформаций, размеры которой зависят от мощности слоя слабых пород и величины техногенных напряжений (см. табл. 4);

- формирование зоны пластических деформаций приводит к значительному снижению напряжений в конструктивных элементах системы разработки более прочного рудного тела (см. табл. 5);

- максимальное снижение напряжений происходит при четвертом варианте, главным фактором чего является пластическое деформирование малопрочного рудного тела, под влиянием которого рудные целики переходят в стадию «пластического течения», в краевых частях рудного тела ЗМН располагается на значительном (10–14 м) расстоянии от обнажения, а величина ЗПД практически постоянна в диапазоне глубины от 400 до 800 м и не превышает 9 м.

Наряду со снижением параметров напряжений, в разнопрочном массиве возникает качественное изменение в условиях нагружения элементов горных конструкций. Формирующаяся зона пластического деформирования, как правило, располагается среди участков упругого деформирования пород массива. Пластическое деформирование происходит с увеличением объема деформируемых участков, которое ограничивается участками упругого деформирования пород. В таких условиях при заданных смещениях массива не возникает неустойчивости элементов горных конструкций, приводящей к их разрушению в динамической форме.

ФОРМИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПОРОД ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ СХЕМЕ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ**С. А. Рыбак*

В настоящее время в практике известны две технологические схемы проходки стволов – совмещенная и параллельная. Наибольшее распространение получила совмещенная схема как прогрессивная технология, в настоящее время ее доля составляет 98%.

Многолетней практикой строительства подземных сооружений отработаны технологические схемы проходки и крепления стволов в различных горно-геологических условиях. Все эти технологические решения успешно использовались на Донских хромитовых месторождениях до глубины 600 м. Характерной особенностью данного месторождения является неравномерное поле напряжений, действующее в массиве, где ниже 500 м уровень напряжений превышает прочностные свойства горного массива, т. е. массив находится в запредельном состоянии и приобретает блочный дискретный характер деформирования. В результате вокруг подземных выработок, сооружаемых по традиционным схемам без учета и нейтрализации этого фактора, образуется обширная область нарушенных пород, перешедших в разуплотненное состояние. В массиве в этой области проявляются блоковые подвижки, вызывающие неравномерное сосредоточенное нагружение крепи, что создает серьезные проблемы в обеспечении устойчивости на стадии строительства и эксплуатации.

При строительстве вертикальных стволов в условиях IV-V категорий устойчивости, т. е. для неустойчивых горных массивов, как на шахтах Донского ГОКа, в соответствии с требованиями СНиП II-94-80 выбор и расчет параметров крепления шахтных стволов производится по методикам специальными организациями с использованием методов строительной механики, учитывающих взаимодействие крепи и вмещающих пород при строительстве и эксплуатации выработок.

Основная проблема практического применения действующей методики заключается в оценке исходной нагрузки, действующей на шахтную крепь. Для ее разрешения прежде всего следует рассмо-

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

треть наиболее очевидные условия работы крепи шахтных стволов: режим подпорной стенки, принимающей нагрузку от сползающих под собственным весом объемов окружающих пород.

Согласно исследованиям Н. С. Булычева [2], вне зависимости от глубины ствола максимальная нагрузка P_{\max} от давления сползающих пород определяется по схеме рис. 1 по следующей формуле:

$$P_{\max} = \gamma_0 R / \operatorname{tg} \varphi, \quad (1)$$

где R – радиус ствола в черне, м; γ_0 – удельный вес, $\text{МН}/\text{м}^3$; φ – угол внутреннего трения разрушенных пород, град.

Согласно формуле (1), даже в наиболее неблагоприятных условиях: при полной разрушенности окружающего массива до состояния сухого песка (чего в реальности никогда не происходит) с минимальным углом внутреннего трения $\varphi = 20^\circ$ и удельным

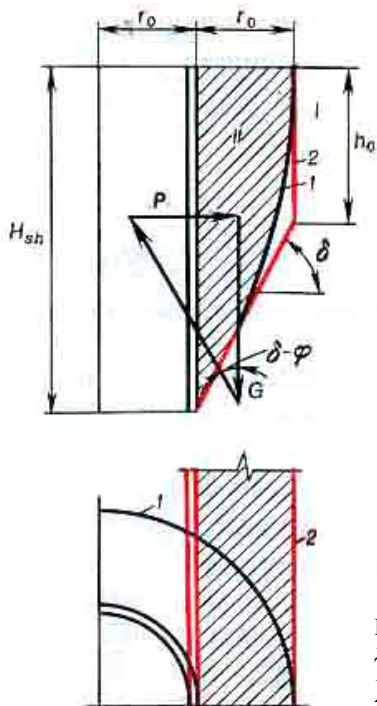


Рис. 1. Расчетная схема определения давления на крепь ствола в сыпучей среде:
1 – поверхность скольжения;
2 – ее аппроксимация при расчетах

весом $\gamma_0 = 0,026 \text{ МН/м}^3$ – давление на крепь вертикального ствола радиусом $R = 4 \text{ м}$ не превысит $P_{\max} = \gamma R / \text{tg}\varphi = 0,026 \text{ МН/м}^3 \times 4 \text{ м} / \text{tg}20^\circ = 0,3 \text{ МПа}$.

Столь малую нагрузку способно выдержать как арочное крепление, так и монолитные бетонные крепи минимальной толщины 25 см на ранних стадиях твердения.

В рассматриваемых условиях трещиноватого скального массива IV–V категорий устойчивости более значимое влияние на крепь стволов оказывают сосредоточенные нагрузки от выдавливания отдельных клиновидных породных блоков под действием горизонтальных напряжений подвижек окружающего массива. Это явление трудно спрогнозировать, и на роль главного и практически единственного фактора, обуславливающего нагрузку на крепь шахтного ствола, выходят смещения породных стенок ствола, происходящие по мере уходки забоя. Сущность механизма нагружения крепи ствола под действием этого фактора поясняется диаграммой равновесных состояний, приведенной на рис. 2.

Кривая 1 отражает зависимость, связывающую радиальные смещения U приконтурного массива и нагрузку на крепь N , а близкие к линейным зависимости 2, 2' и 3 – сопротивление (реактивное противодействие) крепи различной жесткости при различном отставании крепления от забоя.

Диаграмма наглядно иллюстрирует влияние геомеханических факторов, подлежащих учету при оценке напряженно-деформированного состояния (НДС) крепи. Так из сопоставления зависимостей 2 и 2' видно, что чем большие смещения (U_0 или U'_0) претерпевает незакрепленный массив, тем меньшие нагрузки (N или N') воздействуют на крепь и, соответственно, меньше реакции ее реактивного противодействия. Аналогичный эффект вызывает уменьшение жесткости крепи или создание в закрепном пространстве податливого слоя (линия 3).

Расчет устойчивых параметров крепи сводится к нахождению такого НДС системы «крепь – массив», при котором она достигает равновесного состояния (точки А, Б, А') до того, как нагрузка на крепь достигнет критического значения пределов прочности [$P_{\text{кр}}$]. При этом основная проблема заключается не столько в расчетах напряженного состояния самой крепи, сколько в адекватном отображении поведения окружающего горного массива, который в процессе проходки выработки начинает смещаться и деформироваться еще впереди забоя, а последующее затухание смещений стенок выработки происходит постепенно по мере уходки забоя на расстояние, превышающее 1,5–2 диаметра выработки.

Проблема решается введением корректирующего понижающего множителя α^* , заменяющего фактические первоначальные напряжения окружающего породного массива σ_0 , действующие до сооружения выработки, фиктивными (иначе говоря, условно расчетными или эквивалентными) первоначальными напряжениями приконтурного массива σ'_0 :

$$\sigma'_0 = \sigma_0 \alpha^*. \quad (2)$$

На диаграмме рис. 2 это отражается в переносе вертикальной оси в точку σ'_0 к моменту вступления в работу крепи и, таким образом, исключении из рассмотрения всего того комплекса начальных

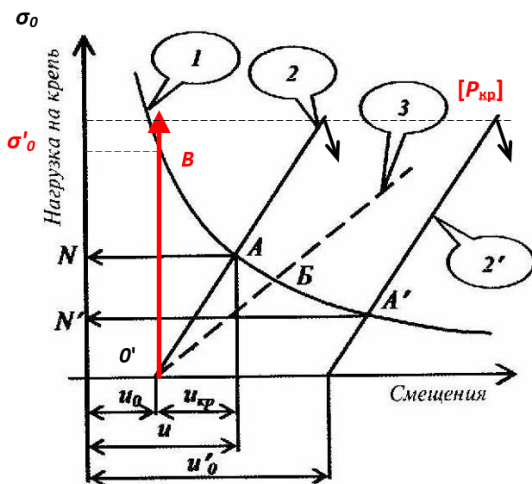


Рис. 2. Графическое представление взаимодействия крепи ствола с приконтурным породным массивом:

1 – диаграмма равновесного состояния породного массива; 2, 2', 3 – диаграммы сопротивления (реактивного противодействия) крепления различной жесткости и различного отставания от забоя; σ_0 – фактические первоначальные напряжения, действующие в породном массиве в отсутствие выработки; $\sigma'_0 = \alpha^* \sigma_0$ – фиктивные первоначальные напряжения приконтурного массива, учитывающие отставание крепи от забоя и технологические факторы; α^* – понижающий коэффициент на начальные неупругие деформации массива, произошедшие до установки крепи и перед забоем выработки, выборку зазоров, уплотнение забутовки и т. п.; U_0, U'_0 – смещения контура выработки, реализованные при ее проходке до установки крепи; $U_{кр}$ – смещения контура выработки, воспринимаемые крепью; N, N' – нагрузка на крепь и, соответственно, ее реактивное противодействие при различном отставании от забоя

смещений U_0 , которые были реализованы до этого момента. А поскольку из-за малости радиальных смещений массива $U_{кр}$ участок ВА совместного деформирования с крепью вполне можно считать линейным, то это позволяет использовать для расчетов параметров крепления весь арсенал существующих методов теории упругости, причем в плоской их постановке.

Введение корректирующего множителя α^* позволяет свести расчет шахтных крепей к известным аналитическим и численным решениям плоской контактной задачи двух упругих тел (т. е. крепи и окружающего массива, контактирующих друг с другом и линейно деформирующихся), и при этом одновременно учесть фактическую нелинейность деформирования горных пород и отставание крепи от забоя, а также все множество технологических факторов: выборку зазоров между элементами крепи, ее конструктивную податливость, уплотнение забутовки в закрепном пространстве и пр.

При расчетах крепи шахтных стволов 2-й очереди шахты ДНК, учитывая пространственную и временную изменчивость, а также сравнительно невысокую точность определения параметров первоначального напряженного состояния окружающего породного массива, рекомендуется рассматривать максимальные значения горизонтальных напряжений σ_{0max} и учитывать, что на момент установки крепи на приконтурный породный массив со всех сторон действует максимальная (эквивалентная) нагрузка $P_{экр}$:

$$P_{экр} = \sigma_{0max} \alpha^*. \quad (3)$$

В методике Н. С. Булычева [2] коэффициент α^* рекомендуется определять по формуле:

$$\alpha^* = 0,6 \exp(-1,38 l_0 / R), \quad (4)$$

где l_0 – отставание крепи от забоя (уходка ствола), м;
 R – радиус ствола вчерне, м.

Однако, согласно данным натурных замеров, полученным в процессе проходки ствола «Вентиляционный», и предшествующему опыту определения коэффициента α^* , накопленному в ИГД УрО РАН при проходке стволов 1-й очереди шахты [3, 4], в габбро-амфиболитовых массивах, а также в серпентинитовых на глубинах менее 500–600 м, коэффициент α^* оказывается несколько ниже, чем по формуле (4). Соответственно, ниже оказываются и нагрузки на крепь.

Для рассматриваемых условий коэффициент α^* составляет порядка 0,9 от данных, получаемых по «канонической» формуле М. Бадендистела, построенной на основании моделирования проходки

выработки методом конечных элементов для условий деформирования горного массива как идеально упругой среды. Таким образом, коэффициент α^* при проходке стволов в габбро-амфиболитовых массивах, а также в серпентинитовых на глубинах менее 500 – 600 м рекомендуется определять по формуле

$$\alpha^* = 0,55 \exp(-1,75 l_0 / R). \quad (5)$$

При проходке стволов в серпентинитовых массивах на глубинах более 500–600 м возникает необходимость в корректировке формулы (4). Состав и параметры такой корректировки определяются следующими, также подтвержденными результатами натурных исследований [3, 4] факторами, вызывающими резкий рост напряжений в крепях строящихся стволов:

- переходом приконтурного массива ствола при превышении пределов его прочности по мере роста горного давления в предельное НДС, сопровождающееся растрескиванием и взаимными подвижками структурных породных блоков;

- увеличением, вследствие повышенной подвижности структурных блоков, зоны концентрации напряжений и деформаций вокруг ствола и, соответственно, зоны сдерживающего влияния забоя на смещение (конвергенцию) его породных стенок;

- уменьшением в условиях увеличенной зоны сдерживающего влияния забоя доли смещений породных стенок, реализованной до возведения постоянной бетонной крепи и, соответственно, увеличением доли, передающейся на крепь и вызывающей повышенные напряжения в бетоне.

Сводные диаграммы зависимостей, определяющих значения коэффициента α^* для различных условий, представлены на рис. 3.

На базе выявленных закономерностей формирования НДС горного массива и ключевых факторов, определяющих НДС крепи шахтных стволов в условиях шахты ДНК предлагается комплекс технологических решений по обеспечению устойчивости стволов второй очереди. Эти решения могут быть реализованы на различных стадиях строительства и эксплуатации стволов и приствольных выработок.

Проходка стволов 2-й очереди в габбро-амфиболитовых массивах на глубину до 1200 м и в серпентинитовых массивах до глубины 500–600 м может осуществляться по применяемой в настоящее время на шахте совмещенной технологической схеме с креплением монолитной крепью бетоном класса В 25. При этом, исходя из пониженного коэффициент α^* , определяемого в соответствии с зависи-

мостью (4), толщина крепи может быть уменьшена до 40 см, а при проходке выработок сопряжений можно отказаться от возведения защитных железобетонных экранов.

Для проходки и крепления стволов и приствольных выработок в серпентинитовых массивах на глубине более 500–600 м рекомендуемые технические решения включают в себя три направления, которые можно применять как по отдельности, так и в комплексе:

- повышение несущей способности крепи стволов и горизонтальных выработок;
- уменьшение подвижности вмещающего горного массива;
- снижение напряжений в крепи стволов и приствольных выработок.

Снижение напряжений в бетонных креплениях вертикальных стволов за счет уменьшения того влияния, которое оказывают на бетон смещения породных стенок согласно расчетам, выполняется в соответствии с действующей «Инструкцией по расчету крепи вертикальных стволов рудных шахт в тектонически активных районах (применительно к условиям Кемпирсайских месторождений хромитовых руд

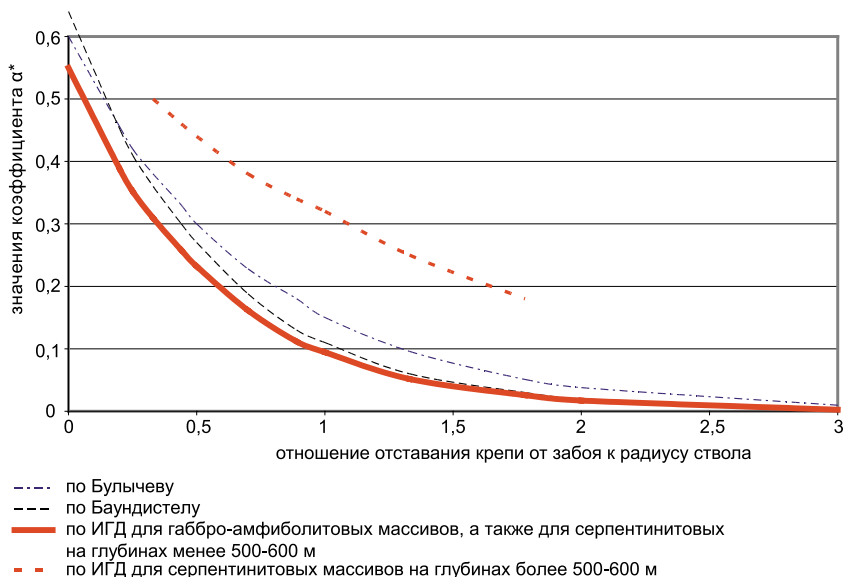


Рис. 3. Значения коэффициента α^* по различным методикам при изменении отставания крепи от забоя ствола

Донского ГОКа», разработанной Тульским государственным университетом и ИГД УрО РАН [1]. В рассматриваемых условиях при увеличении толщины монолитной бетонной крепи свыше 40 см уровень сжимающих напряжений в бетоне снижается очень медленно. Результаты проведенных натурных исследований свидетельствуют, что для снижения напряжений более эффективным является возведение постоянной бетонной крепи с отставанием от забоя на 6–9 м и с обеспечением устойчивости призабойной части ствола путем временного комбинированного крепления: анкера + металлическая сетка и спецпрофиль + набрызгбетон (рис. 4).

Для нагружения бетонной крепи в допустимых пределах необходимо производить ее возведение на расстоянии 9 м, и тогда напряжения в крепи будут составлять 30% от ее несущей способности. Поэтому применение комбинированной схемы проходки ствола позволит обеспечить напряжения в бетонной крепи в пределах нор-

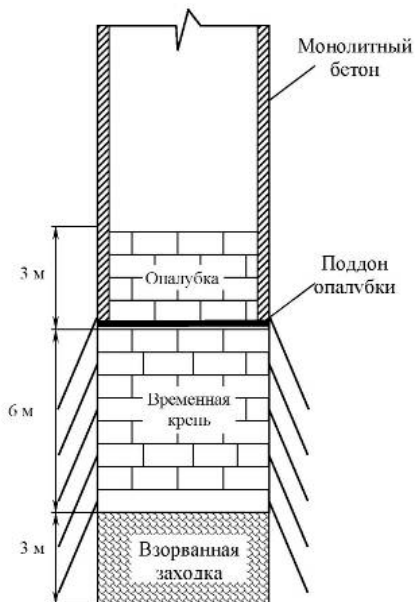


Рис. 4. Комбинированная схема проведения и крепления стволов для условий шахты ДНК

мативной прочности. При этой схеме проходки ствола необходимо временное крепление ствола на протяжении 6 м с применением металлической сетки и анкеров быстрого закрепления.

В качестве анкеров можно применять сталеполимерные анкера Minova, которые обеспечивают закрепление в течение 30–40 мин. Оконтуривающие шпурсы бурятся под углом направления стенок забоя 20–25° и обеспечивают устойчивость приконтурного массива пород в стволе.

Во взорванной заходке $l = 3,0$ м убирается порода после опережающего укрепления анкерами и заливки бетона за опалубку.

Предложенная комбинированная технологическая схема проходки стволов позволяет избежать деформации и нарушения постоянной крепи ствола, поскольку основную часть деформаций при проходке воспринимает на себя податливая временная крепь, чем обеспечивает устойчивость выработки и, как следствие, безопасность ведения горных работ.

Литература

1. Инструкция по расчету крепи вертикальных стволов рудных шахт в тектонически активных районах (применительно к условиям Кимперсайских месторождений хромитовых руд Донского ГОКа): утв. МЧМ СССР 1986 г. – Тула – Свердловск, 1986. – 54 с.
2. Булычев Н. С. Механика подземных сооружений / Н. С. Булычев. – М.: Недра, 1994. – 382 с.
3. Определение состояния крепи эксплуатационных и строящихся стволов шахт Донского ГОКа и выдача рекомендаций по упрочнению горных пород в зонах тектонических нарушений: отчет о НИР/ ИГД МЧМ СССР; рук. Влох Н. П., Боликов В. Е. – Свердловск, 1986. – 58 с.
4. Определение напряжений приконтурного массива горных пород в крепи и разработка технических решений по проходке стволов шахты «Центральная»: отчет о НИР / ИГД МЧМ СССР; рук. Влох Н. П., Боликов В. Е. – № ГР 01860074807, Инв. № 02880032009. – Свердловск, 1988. – 66 с.

К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ПОРОД ПРИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОМ ОБОСНОВАНИИ БЕЗОПАСНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ*

А. А. Неверов, С. А. Неверов

Выбор способа управления состоянием массива пород в настоящее время является исключительно важным и, по сути, единственным инструментом безопасной и эффективной разработки месторождений полезных ископаемых. В научно-технической литературе достаточно подробно освещены основные технологические приемы борьбы с отрицательным воздействием горного давления на выработки [1–6]. Данные мероприятия, как правило, разрабатываются на основе научных исследований геомеханических процессов в горнотехнических конструкциях посредством математического моделирования, лабораторных экспериментов и натурных испытаний. Поэтому актуальность отмеченной проблемы связана с информационным и научным обеспечением работ по геомеханической оценке параметров геотехнологий. Кратко рассмотрим их особенности.

1. Особое внимание следует уделять сбору и анализу имеющейся на руднике (шахте) геологической информации. От качества предоставленной документации зависит объективность поставленных и решаемых задач по оценке напряженно-деформированного состояния (НДС) массива пород вокруг горных выработок. Достаточно подробные геологические и маркшейдерские сведения позволяют разработать более адекватные и максимально приближенные к натурным условиям геомеханические модели горнотехнических конструкций. Последние представляют собой физико-механические системы с математическим аппаратом, описывающим в координатах пространства и времени НДС массива пород на определенной стадии извлечения минерального сырья.

2. Следующей проблемой, влияющей на геомеханический анализ способов добычи полезных ископаемых, являются фактические данные о параметрах исходного поля напряжений [6–12]. Существующие сведения о закономерностях распределения и величинах действующих напряжений в массиве пород даже для крупного эксплуа-

* Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства науки и образования.

тируемого рудника на сегодняшний день носят нередко отрывочный характер, а для всего месторождения при этом делается экстраполяционное обобщение. То есть по известному типу напряженного состояния, характерного для определенного диапазона геомеханических факторов, осуществляется прогноз механического поведения массива пород за пределами известного интервала. Причиной относительно малой представительности и низкой достоверности информации о точном виде напряженного состояния нетронутого массива является высокая трудоемкость производственных экспериментов и отсутствие практических данных о физико-механических свойствах пород, лишь изредка получаемых в натуральных условиях. Научный анализ систематизированных материалов визуального наблюдения за механическим поведением массива в конструктивных элементах подземных геотехнологий позволяет только дополнить представления о типе геомеханических условий разработки. При этом не всегда с его помощью удастся получить количественные оценки величин и направления действия напряжений. Наиболее ценные сведения представляет инструментальный мониторинг компонент смещений и деформаций массива в элементах систем разработок, особенно в тех, которые соизмеримы с параметрами очистных пространств.

3. Учет вышеотмеченных требований без научно обоснованного выбора механической модели поведения массива пород, устанавливающей взаимосвязь деформаций и напряжений, не позволяет в полной мере обеспечить точность и адекватность полученных решений, соответствующих реальной действительности. Как показывает опыт, методы определения горного давления, основанные на гипотезах, не учитывают такие важные факторы, как слоистость, трещиноватость и водоносность массивов, их реологические свойства и др. Использование ряда предположений и допущений в этих случаях ограничивает целесообразную область их применения. В соответствии со структурно-механическими особенностями массива горных пород в практике математического моделирования используют упругую, упруго-пластическую, вязкоупругую (реологическую), вязкоупруго-пластическую и другие механические модели. Для расчета перечисленных выше моделей применяют методы механики сплошной, дискретной среды и сыпучих тел.

Наряду с выбором модели поведения массива необходимо определение геометрических параметров области решения и граничных условий. В основе большинства геомеханических решений, как правило, лежит обоснование конкретной горнотехнической ситуации без привязки (реже с частичным учетом) системы выработок и очистных пространств ранее отработанных участков месторожде-

ния, что относит их к частным случаям. Следует добавить, что подобное решение задач также применяется при прогнозных оценках новых геотехнологий, требующих для их первоначальной реализации хотя бы предварительных результатов [2, 13–18]. Несомненно, учет всего комплекса горных выработок (разработок), оказывающих влияние на анализируемый район, обеспечит получение более корректных результатов, соответствующих шахтным условиям [19]. Однако в рамках всего месторождения, принимая во внимание его пространственные и временные параметры, а это в среднем размеры залежей (рудных зон) от 1 до 5–10 км и срок службы шахты (рудника) более 30 лет работы, требуется разработка очень сложной геомеханической модели, решение которой на сегодняшний день сопряжено с нехваткой вычислительных ресурсов. Поэтому повсеместно прибегают к упрощенным моделям.

При использовании определяющих соотношений, описывающих исследуемую конструкцию, требуется необходимое количество экспериментальных величин, характеризующих механические свойства массива горных пород (плотностные, упругие, пластические, прочностные и реологические). Практика показывает, что даже для одной разновидности пород абсолютные значения деформационно-прочностных свойств имеют широту разбросанности в диапазоне колебаний от 30–50 до 300 и более процентов, в особенности с изменением глубины выемки. На рис. 1 и 2 приведены пределы изменения упругих и прочностных характеристик массива пород Норильской группы месторождений. Исследования влияния глубины выемки показали, что прочность рудного и породного массивов с глубиной возрастает в среднем соответственно в 1,6–2,0 и 1,4–1,8 раз (рис. 3, а). Такой рост в основном связан с уплотнением пород за счет резкого снижения пористости массива (в 2–4 раза) и увеличения среднего

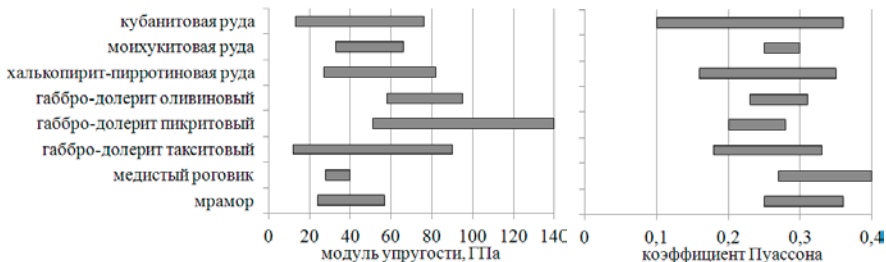


Рис. 1. Деформационные характеристики горных пород Талнахского рудного узла

размера отдельности (рис. 3, б). При этом с понижением горизонта выемки массив становится более однородным. Показатели твердости и крепости пород также с глубиной увеличиваются. Усиливающее обрушение пород в выработках вызывается, главным образом, не снижением их устойчивости, а ростом горного давления. Следует отметить, что повышение прочности пород и размеров естественной отдельности сопровождается увеличением модуля упругости и заметным снижением коэффициента Пуассона. Поэтому применение той или иной механической модели поведения массива для типовых горно-геологических условий месторождений проблематично

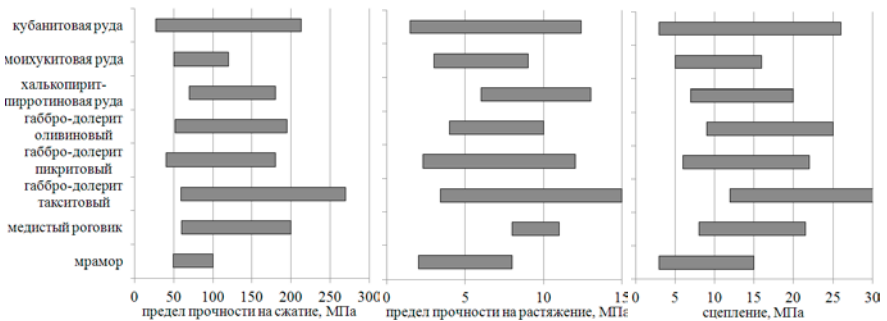


Рис. 2. Прочностные свойства горных пород Талнахского рудного узла

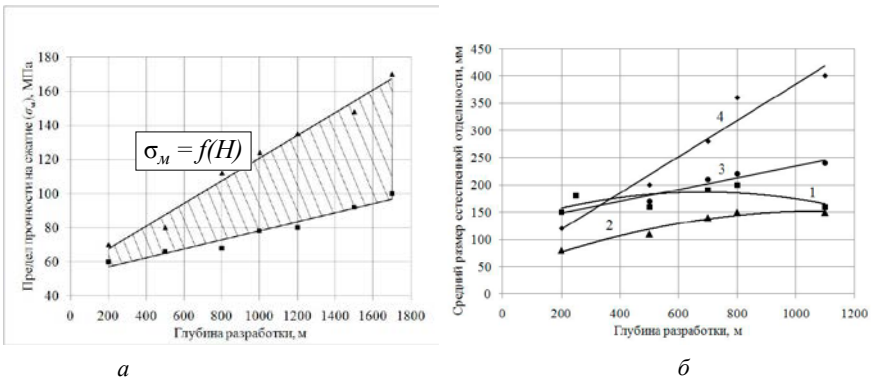


Рис. 3. Изменение с глубиной разработки прочности рудного массива (а) и среднего размера естественной отдельности руд и пород (б):
 1 – осадочные породы; 2 – метаморфизованные породы; 3 – интрузивные породы; 4 – сплошные сульфидные руды

из-за практической невозможности определения в натуральных условиях необходимых исходных параметров. В этом случае используют идеализированные модели, в которых отражают лишь главные для данной задачи свойства пород и механизм проявления горного давления. Для реализации более точной модели резко возрастает потребность в количестве геологических данных. При этом низкая достоверность их приводит к тому, что все затраченное время и усилия по более точному описанию геомеханических процессов часто не соответствуют получаемым результатам. Вследствие этого повышенный научный интерес представляет проблема целесообразности использования сложных моделей массива пород.

Отмеченные ограничения в моделировании и неопределенность исходной геолого-маркшейдерской информации определяют надежность и точность прогноза механического поведения массива пород и в некоторых случаях делают оправданным приближенный анализ НДС горнотехнических конструкций. Поэтому конкретная геомеханическая проблема решается набором необходимых экспериментальных данных и теоретических решений.

В заключение отметим, что при оценке НДС массива пород величина технологических и экономических рисков может изменяться в широких пределах, а уровень их значимости для рудника (шахты) будет определяться масштабами производства и его финансовой деятельностью. При этом очевидными и открытыми остаются вопросы обеспечения безопасных условий труда, которым на любом горном предприятии необходимо уделять первостепенное значение вне зависимости от достижения технологических и экономических показателей, характеризующих эффективность эксплуатации месторождения.

Литература

1. Управление горным давлением в тектонически напряженных массивах: ч. 2 / А. А. Козырев и др. – Апатиты, 1996. – 162 с.
2. Курления М. В. Техногенные геомеханические поля напряжений / М. В. Курления, В. М. Серяков, А. А. Еременко. – Новосибирск: Наука, 2005. – 264 с.
3. Борщ-Компониц В. И. Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей / В. И. Борщ-Компониц, А. Б. Макаров. – М.: Недра, 1986. – 318 с.
4. Тектонические напряжения в земной коре и устойчивость горных выработок / И. А. Турчанинов и др. – Л.: Наука, 1978. – 256 с.
5. Бронников Д. Н. Разработка руд на больших глубинах / Д. Н. Бронников, Н. Ф. Замесов, Г. И. Богданов. – М.: Недра, 1982. – 292 с.

6. Марков Г. А. Тектонические напряжения и горное давление в рудниках Хиби́нского массива / Г. А. Марков. – Л.: Изд-во Наука, 1977. – 213 с.

7. Петухов И. М. Геодинамика недр / И. М. Петухов, И. М. Батугина. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра коммюникейшенс ЛТД, 1999. – 256 с.

8. Айтматов И. Т. Геомеханика рудных месторождений Средней Азии / И. Т. Айтматов. – Фрунзе: Изд-во Илим, 1987. – 246 с.

9. Закономерности формирования напряженно-деформированного состояния земной коры Урала во времени / А. В. Зубков и др. // Литосфера. – 2010. – № 1. – С. 84–93.

10. Современная геодинамика массива горных пород верхней части литосферы: истоки, параметры, воздействие на объекты недропользования / В. Н. Опарин и др. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. – 449 с.

11. Неверов С. А. Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Ч. 1: Современные представления о напряженном состоянии массивов горных пород с ростом глубины / С. А. Неверов // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2012. – № 2. – С. 56–70.

12. Неверов С. А. Типизация рудных месторождений с ростом глубины по виду напряженного состояния. Ч. 2: Тектонотипы рудных месторождений и модели геосреды / С. А. Неверов // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2012. – № 3. – С. 25–34.

13. Неверов А. А. Геомеханическое обоснование нового варианта камерной выемки пологих мощных залежей с выпуском руды из подконсольного пространства / А. А. Неверов // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2012. – № 6. – С. 87–97.

14. Современные способы разработки рудных залежей с обрушением на больших глубинах / А. М. Фрейдин и др.; отв. ред. А. П. Тапси́ев; ИГД им. Н. А. Чинакала СО РАН. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. – 151 с.

15. Назарова Л. А. Освоение камерной системы разработки с обрушением кровли на Николаевском руднике / Л. А. Назарова, А. М. Фрейдин, А. А. Неверов // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2005. – № 4. – С. 60–67.

16. Оценка длительной сохранности целиков при камерно-столбовой выемке рудных залежей / Л. А. Назаров и др. // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2006. – № 6. – С. 11–21.

17. Барышников В. Д. Геомеханическое обоснование размещения нарезных и очистных выработок при восходящей системе отработки подкарьерных запасов рудника «Айхал» / В. Д. Барышников, Л. Н. Гахова // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2008. – № 2. – С. 47–55.

18. Неверов С. А. Геомеханическая оценка устойчивости выработок выпуска руды при системах с обрушением / С. А. Неверов, А. А. Неверов // Физико-техн. проблемы разраб. полезных ископаемых. – 2013. – № 2. – С. 113–122.

19. Фрейдин А. М., Неверов А. А., Неверов С. А. Геомеханическая оценка горно-технической ситуации на золоторудном месторождении «Макмал» // ФТПРПИ. – 2009. – № 5. с. 75–85.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ФЛЮИДОНАСЫЩЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПРИ ПЕРЕХОДЕ ОЧИСТНЫМИ РАБОТАМИ ЗОН РАЗРЫВНЫХ ДИСЛОКАЦИЙ

Ю. Н. Пилипенко

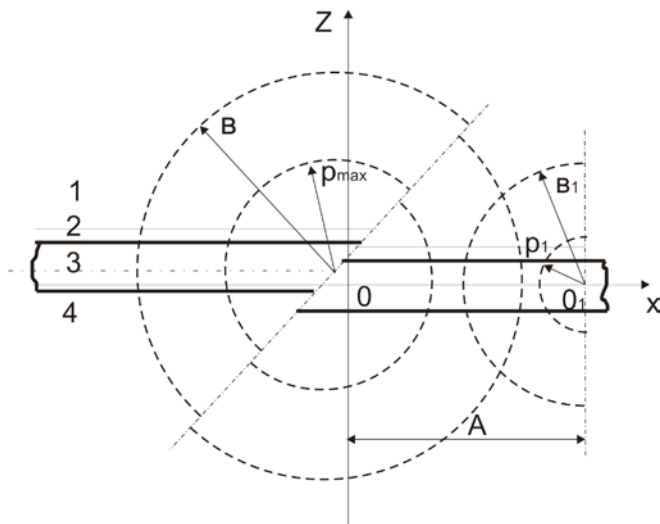
Почти половина несчастных случаев на горных предприятиях связана с ухудшением горно-геологических условий добычи угля и ростом числа обвалов и обрушений кровли выработок, выбросов угля и газа, эндогенных пожаров, сопровождающихся взрывами метана. Газодинамические явления, как правило, приурочены к зонам разрывных дислокаций. Прогноз выбросоопасности в очистных забоях затруднен, так как активное применение дегазации углепородного массива влияет на результаты текущего сейсмоакустического прогноза, по которому уже нельзя судить о потенциальной опасности ведения очистных работ [1]. Поэтому одним из важнейших направлений повышения охраны труда и безопасности горных работ в шахтах является создание эффективных способов и методов оценки свойств и геомеханического состояния угольных пластов в зонах разрывных дислокаций при их отработке мощными энерговооруженными, механизированными комплексами технического уровня 3–4-го поколений.

Представление углепородного массива горизонтально-слоистой моделью является достаточно хорошим приближением к реальным условиям. Модель разрывной дислокации угольного пласта можно представить в виде эллипсоида вращения, например вокруг оси z . Такая модель удобна для расчетов и позволяет с помощью одних и тех же алгоритмов находить теоретические кривые для большого разнообразия многослойных разрезов [2].

При изменении размеров полуосей a , b , c получаем два частных случая модели: в виде разрыва, имеющего форму эллипса, и в виде линейной трещины. Учтем, что эллипсоид вращения описывается уравнением $\frac{x^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} + \frac{z^2}{c^2} = 1$, где a , b , c – полуоси эллипсоида. Если $a = b > c$, то имеем сплюснутый эллипсоид вращения вокруг малой оси эллипса $\frac{x^2 + y^2}{a^2} + \frac{z^2}{c^2} = 1$, лежащий в плоскости Oxz . При $a = b < c$ имеем вытянутый эллипсоид вращения, получившийся от

вращения вокруг большой оси эллипса, лежащий в плоскости Oxz , а при $a = b = c$ имеем сферу $x^2 + y^2 + z^2 = a^2$. Рассмотрим частный случай модели (см. рисунок), в которой нарушение представлено в виде трещины, лежащей в плоскости Oxz , и предположим, что мощности сред 1 и 4 бесконечно велики, а заключенный между двумя горизонтальными границами пласт 1 ограниченной мощности имеет разрыв. Применение такой схемы вызвано необходимостью разработки более простых, пусть и приближенных, способов учета влияния скорости подвигания очистного забоя.

Для описания напряженного состояния угольного массива в окрестностях тектонических нарушений прежде всего необходимо определить поле напряжений в краевой части угольного пласта и размеры зоны предельного равновесия, где напряжения превышают предел прочности. Поскольку напряжения на кромке пласта значительно превышают прочность угля и прочностные свойства вмещающих пород выше, чем угля, угольный пласт моделируется



Геомеханическая модель угольного пласта в зоне влияния тектонического нарушения:

1 – основная кровля пласта; 2 – непосредственная кровля; 3 – угольный пласт; 4 – почва угольного пласта; B – область влияния тектонического нарушения; B₁ – область влияния очистной выработки; P_{max} – зона опорного давления нарушения; P₁ – зона опорного давления очистной выработки; A – расстояние от тектонического нарушения до очистного забоя

пластическим слоем, зажатым между двумя шероховатыми плитами. В ходе построения математической модели возникает задача предельного равновесия, относящаяся к классу неупругих, ее решение осуществляется без учета деформаций и сводится к совместному решению уравнений равновесия и условий предельного состояния при заданных граничных и начальных условиях.

Допустим x_1 – размер зоны предельного равновесия, а изменение нормального напряжения $\sigma_{y_1}(x)$ в зоне опорного давления определяется по формуле

$$\sigma_{y_1}(x) = \begin{cases} g_1 e^{kx} - g_2, \\ AK_1 h^{-1} (x - x^*) + \omega \end{cases} \quad (1)$$

Напряжения в упругой зоне пласта, для которой $x > x_1$, вычисляются по формуле

$$\sigma_{y_1}(x) = K_f \gamma H \left\{ 1 + (K_f \gamma H)^{-1} \times \right. \\ \left. \times \left[AK_1 h^{-1} (x_1 - x^*) + \omega - K_f \gamma H \right]^{(1-x)(1-x)} (N-1)^{(x-x)(1-x)} \right\} \quad (2)$$

Вторая часть решения состоит в определении поля напряжений от тектонического нарушения, моделируемого эллиптическим включением с варьируемыми осями и углом наклона. Для этого рассмотрим бесконечную упругую область, подверженную однородному двухосному растяжению на бесконечности. Область содержит эллиптическое включение из другого материала, напряженное состояние которого считается однородным. Так как различие температур включения и основного материала не учитываем, то полагаем смещения непрерывными на границе раздела двух сред.

Бесконечная область находится в условиях плоского напряженного состояния; для нее эффективно использовать методы теории аналитических функций и вводить комплексную переменную $z = x + iy$, где x и y – декартовы координаты. Эллиптическая граница раздела упругих сред L описывается уравнением $\frac{x^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} = 1$, где a и b – полуоси эллипса; $a = R(1+m)$, $b = R(1-m)$, где m и R – параметры эллипса.

Напряжения и смещения в плоской задаче теории упругости можно представить с помощью комплексных потенциалов Колодова – Мухелишвили $f(z)$ и $k(z)$, которые являются аналитическими функциями комплексного переменного z всюду в области, занятой однородной упругой средой

$$\begin{aligned}\sigma_x + \sigma_y &= 4 \operatorname{Re} \nu f'(z); \\ -\sigma_x + \sigma_y + 2i\tau_{xy} &= 2 [zf''(z) + k''(z)]; \\ 2\mu(u + iv) &= xf'(z) - f'(z) - k(z),\end{aligned}\quad (3)$$

где $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ – компоненты напряжений; u и v – компоненты перемещений, соответственно, по осям x и y ; μ – модуль сдвига; ν – коэффициент Пуассона.

Контур эллипса является линией, на которой комплексные потенциалы $f(z)$ и $k(z)$ терпят скачок. Определим граничные условия задачи: всюду на границе контакта L плотное прилегание; в этом случае нормальные и касательные напряжения на любой дуге, являющейся частью L , будут непрерывны справа и слева от дуги, а следовательно, будут непрерывны образуемые ими главные векторы

$$f(z) + zf'(z) + k_1(z) = f_2(z) + zf'_2(z) + k_2(z), \quad (4)$$

где точка z принадлежит контуру L . Полагаем, что индекс 1 – для всех величин, относящихся к включению, а индекс 2 – к основному материалу. Запишем условия на бесконечности: считаем, что при z^∞ действуют постоянные напряжения $\sigma_x = \sigma_{x^\infty}$, $\sigma_y = \sigma_{y^\infty}$. В нашем случае $\sigma_{y^\infty} = \gamma H$, $\sigma_{x^\infty} = \lambda \gamma H$, где γ – удельный вес вмещающих пород; H – глубина разработки; λ – коэффициент бокового подпора. При этом

$$\begin{aligned}f_2(z) &= \frac{1}{4} (\sigma_{x^\infty} + \sigma_{y^\infty}) z + \theta \left(\frac{1}{z} \right), \\ k_2(z) &= \frac{1}{2} (\sigma_{y^\infty} - \sigma_{x^\infty} + 2i\tau_{xy^\infty}) z + \theta \left(\frac{1}{z} \right).\end{aligned}\quad (5)$$

Напряжения во включении постоянны и равны величинам $\sigma_x = \sigma_x^0$, $\sigma_y = \sigma_y^0$, $\tau_{xy} = \tau_{xy}^0$, которые должны быть определены в процессе решения.

В составном теле на границе L для смещений из (2) находим граничное условие:

$$\frac{x_1 f_1(z) - z f_1'(z) - k_1(z)}{\mu_1} = \frac{x_2 f_2(z) - z f_2'(z) - k_2(z)}{\mu_2} \quad (6)$$

Функции f_1, f_2, k_1 и k_2 определяем из краевых условий (4), (5), (6) на эллипсе L .

Из условия статического равновесия, выраженного в равенстве дополнительных нагрузок в зоне опорного давления нагрузки P , приложенной к пласту в результате зависания пород, получаем трансцендентное уравнение для определения размера зоны предельного равновесия x_1 .

Используя выражения для функций f_1, f_2, k_1 и k_2 и соотношение (2), после ряда преобразований найдем поле напряжений в результате суперпозиции решения (1) о напряженном состоянии в краевой части угольного пласта и решения о возмущении, вносимом геологическим нарушением.

$$\begin{aligned} \sigma_x + \sigma_y = & \frac{2\mu_1 + \mu_2(x_1 - 1)}{\mu_1(1 + x_2)} (\sigma_x^0 + \sigma_y^0) + \sigma_{y1}(x) + \\ & + \frac{4}{1 + x_2} \operatorname{Re} \left(A \frac{m\zeta^2 - 1}{\zeta - m} \right) + \frac{1}{A} \times \left[g_1(I^{kh} - 1) - \frac{MQx}{x_1} \right]; \end{aligned} \quad (7)$$

$$\begin{aligned} \sigma_x - \sigma_y + 2i\tau_{xy} = & \frac{x_2\mu_1 + \mu_2}{\mu_1(1 + x_2)} (\sigma_x^0 + \sigma_y^0 + 2i\tau_{xy}^0) + \\ & + \frac{4Az(1 - m^2)\zeta^3}{R(1 + x_2)(\zeta^2 - m)^3} - \frac{2A}{1 + x_2} \times \frac{m^2\zeta^4(\zeta^2 - 3m) + 3\zeta^2 - m}{(\zeta^2 - m)^3} + \\ & + \frac{D(\sigma_x^0 + \sigma_y^0)}{1 + x_2} \cdot \frac{m\zeta^2 - 1}{\zeta^2 - m} + \sigma_{y1}(-x) - \frac{g_1}{A} (e^{kh} - 1) + \frac{MQ}{Ax_1} x, \end{aligned}$$

где $\sigma_{y1}(x)$ определяется соотношением (1).

Система уравнений при подстановке значений координат x, y и комплексной переменной ζ определяет поле напряжений в призабойной части угольного пласта в зоне влияния тектонического нарушения в пределах области, размеры которой могут существенно превышать зону дробления, развития опережающих разрывов и физико-химического преобразования, с учетом роли флюидов в формиро-

вании деформаций. Сравнительный анализ напряженного состояния в зоне очистного забоя показал, что тектоническое нарушение создает довольно сложную картину распределения напряжений, которая осложняется при изменении угла падения и пространственного положения. Для нарушений с углом падения более 60° (крутопадающее нарушение) напряженное состояние угольного пласта со стороны висячего бока уменьшается, а напряжения со стороны висячего бока практически постоянны. Вертикальное тектоническое нарушение при тупоугольном скрещении, направленное параллельно действию сил тяжести, сравнительно слабо влияет на распределение напряжений. При вертикальном угле падения согласноподпадающего нарушения картина напряжений в угольном пласте качественно не меняется. По результатам исследования на шахтах было установлено, что производственная ситуация при подходе к зоне разрывных дислокаций осложняется из-за изменения состояния геомеханической системы, в зависимости от параметров зоны структурной нарушенности угля, тектоническое нарушение может быть «пассивное» или «активное».

Исследования в различных горно-геологических условиях позволили формализовать проявления горного давления в зонах разрывных дислокаций при их переходе механизированными комплексами нового технического уровня.

Литература

1. Методические рекомендации по геофизическому контролю и диагностике геомеханического состояния подземных геотехнических систем угольных шахт / А. Ф. Булат, Б. М. Усаченко, С. И. Скипочка и др. – Днепропетровск-Донецк: ВИК, 2009. – 80 с.
2. Выжегжанин В. Н. Структурные модели горного массива в механизме геомеханических процессов / В. Н. Выжегжанин, П. В. Егоров, В. И. Мурашов – Новосибирск: Наука. СО, 1990. – 295 с.

НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ ФОРМИРОВАНИЯ ПОЛОСТЕЙ РАССЛОЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

А. И. Волошин, О. В. Рябцев, Ю. Н. Игнатович

Одной из особенностей осадочных пород углевмещающих массивов является их способность расслаиваться по межслоевым контактным поверхностям, которые имеют весьма малые величины прочности на отрыв вследствие наличия ослабленных прослоев [1, 2]. Это оказывает влияние на закономерности поведения кровли выработок и должно учитываться при разработке технологии ведения горных работ наряду с другими горно-геологическими и горно-техническими факторами и условиями [3, 4].

Факты расслоения пород кровли выработок, установленные экспериментально опытами М. Файоля в 1886 г., известны давно [5], однако в дальнейшем разработка методов и методик определения условий и параметров механизма их возникновения, динамики развития, перемещений и закрытий не получила должного развития. Причиной этого явилось, в первую очередь, отсутствие надежных и достоверных методов расчета количественных показателей этих процессов, позволяющих осуществлять комплексный учет всего многообразия природных и технологических условий и факторов, определяющих процесс сдвижения слоистого разномодульного горного массива, находящегося в зоне влияния очистных работ, и доведенных до инженерных методик. Исключение составляют работы [5–7], в которых рассмотрены некоторые качественные закономерности этих процессов.

Поскольку формирование во времени и пространстве полостей расслоения в подработанной надугольной толще находится в тесной взаимосвязи с характером и интенсивностью сдвижения пород над забоем лавы и позади него, их количественные параметры должны определяться с учетом геомеханических процессов в углепородном массиве. Все параметры геомеханических процессов должны определяться с учетом связи и взаимовлияния всех горно-геологических и горнотехнических факторов и условий, оказывающих непосредственное и косвенное влияние на эффективность ведения горных работ на добычном участке.

Для решения горнотехнических задач любого уровня сложности, основанных на закономерностях геомеханических процессов, протек-

кающих в углепородных массивах при ведении горных работ, учеными Института геотехнической механики им. Н. С. Полякова Национальной академии наук Украины совместно с Украинским отделением Международного центра научной культуры «Всемирная лаборатория» – Научно-инженерным центром «Экология-Геос» – разработана «Методология определения рациональных технологических параметров ведения горных работ», которая основана на управлении напряженно-деформированным состоянием (НДС) вмещающих пород технологическими параметрами ведения горных работ [8].

Методология базируется на гипотезах горного давления, основанных на общих положениях механики сплошных сред и механизма сдвига слоистого разномодульного горного массива. Ее основное достоинство состоит в том, что впервые комплексно учитывается влияние тридцати шести горно-геологических, горнотехнических факторов и условий ведения горных работ, а также фактора времени на геомеханическое состояние пород, окружающих выработку.

Методология реализована в идее программно-технологического комплекса «Технология стратегического планирования развития горных работ» [9, 10], посредством которого осуществляется выбор рациональных технологических параметров при решении конкретной горнотехнической задачи, в частности, определение параметров полостей расслоения.

С использованием данного программно-технологического комплекса определяются показатели НДС пород кровли выработки на конкретном добычном участке и динамика их изменения во времени. На этой базе устанавливается возможность расслоения горных пород в рассматриваемых условиях, после чего определяются геометрические размеры полостей в плане и в любом сечении выработанного пространства лавы методом установления особенностей распределения нормальных нагрузок на слои вмещающих пород и методом установления закономерностей послойного опускания смежных неравногустых слоев пород при их подработке очистными работами. Первый метод дает возможность определять границы полостей расслоения в плане, а второй – параметры полостей расслоения в любом сечении, т. е. их площадь и объем.

В табл. 1–3 приведены результаты тестовых расчетов величин опусканий смежных слоев пород мощностью 7 м (нижний слой) и 30 м (верхний слой) в зависимости от расстояния от границы массива X (соответствует $X=0$) при различных скоростях подвигания очистного забоя при длине лавы 150 м.

Таблица 1

Величины опусканий нижнего и верхнего слоев пород кровли при скорости подвигания лавы 1 м/сут в зависимости от расстояния от границы массива

$X, \text{ м}$	-48	-28	0	5	7	10	20	40	60	80	100	120
Нижний слой (7 м)	0	-60	-217	-320	-390	-510	-750	-1000	-1030	-1030	-1030	-1030
Верхний слой (30 м)	0	-60	-217	-310	-370	-410	-580	-794	-900	-960	-1000	-1030

Таблица 2

Величины опусканий нижнего и верхнего слоев пород кровли при скорости подвигания лавы 3 м/сут в зависимости от расстояния от границы массива

$X, \text{ м}$	-48	-28	0	5	7	10	20	40	60	80	100	120
Нижний слой (7 м)	0	-50	-169	-215	-250	-410	-680	-970	-1035	-1035	-1035	-1035
Верхний слой (30 м)	0	-50	-168	-215	-245	-370	-530	-740	-865	-935	-980	-1035

Таблица 3

Величины опусканий нижнего и верхнего слоев пород кровли при скорости подвигания лавы 5 м/сут в зависимости от расстояния от границы массива

$X, \text{ м}$	-48	-28	0	5	7	10	20	40	60	80	100	120	140
Нижний слой (7 м)	0	-40	-140	-180	-210	-280	-630	-835	-910	-970	-1000	-1030	-1030
Верхний слой (30 м)	0	-40	-140	-180	-210	-270	-440	-625	-765	-835	-910	-970	-1030

На рис. 1–3 показаны закономерности образования полостей расслоения в поперечных разрезах для условий, представленных в табл. 1–3.

Из приведенных выше результатов исследований можно констатировать следующее:

– максимальное значение высоты полости расслоения увеличивается с увеличением скорости подвигания очистного забоя v от 207 мм при $v = 1$ м/сут до 246 мм при $v = 5$ м/сут;

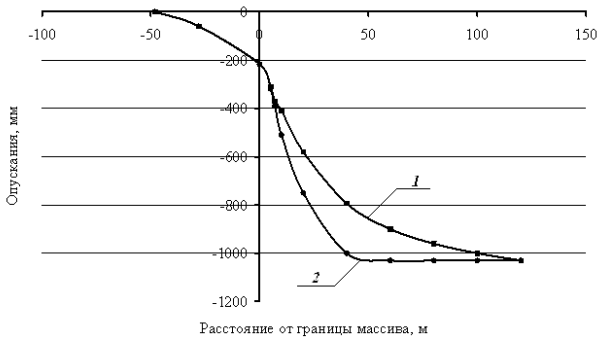


Рис. 1. Зависимость опусканий верхнего слоя породы мощностью 30 м (1) и нижнего слоя породы мощностью 7 м (2) при скорости подвигания лавы 1 м/сут

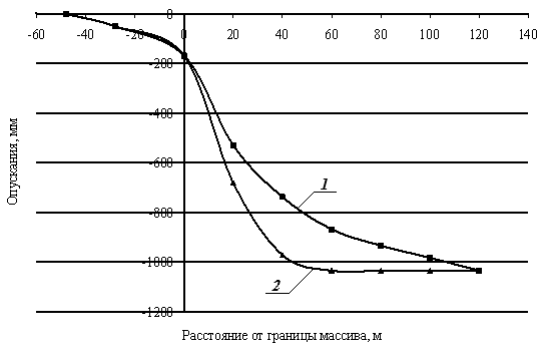


Рис. 2. Зависимость опусканий верхнего слоя породы мощностью 30 м (1) и нижнего слоя породы мощностью 7 м (2) при скорости подвигания лавы 3 м/сут

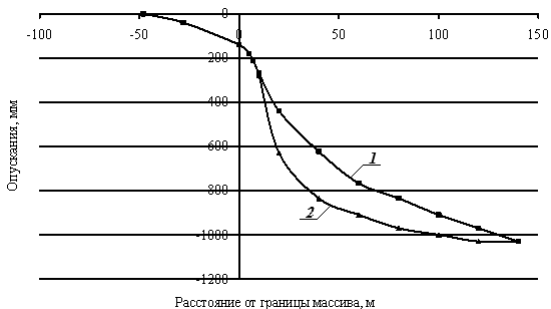


Рис. 3. Зависимость опусканий верхнего слоя породы мощностью 30 м (1) и нижнего слоя породы мощностью 7 м (2) при скорости подвигания лавы 5 м/сут

- абсцисса максимальной высоты полости расслоения смещается в сторону выработанного пространства от 36 м от границы массива при $v = 1$ м/сут до 45 м при $v = 5$ м/сут;
- абсциссы сечений, соответствующих началу расслоения (от 2,5 м при $v = 1$ м/сут до 8,5 м при $v = 5$ м/сут) и смыканию полости (от 110 м при $v = 1$ м/сут до 130 м при $v = 5$ м/сут), также смещаются в сторону выработанного пространства.

В качестве практического примера приведены результаты исследований, выполненных применительно к реальным горно-геологическим и горнотехническим условиям отработки 870-й лавы пласта c_8^H шахты «Западно-Донбасская» ПАО «ДТЭК Павлоградуголь». В качестве исходных данных использовались горно-геологический прогноз по 870-му сборному штреку и стратиграфические колонки по разведочным скважинам № 1383 П, 1369 П и 6311. В качестве постоянных значений при проведении прогнозных расчетов использовались длина лавы 230 м; породы массива – среднетрещиноватые, способ управления кровлей – полное обрушение; влажность пород кровли и почвы 4%; положение лавы – примыкает к выработанному пространству с одной стороны; вынимаемая мощность пласта 1,1 м. В качестве варьируемых параметров использовались суточная скорость продвижения лавы 2–10 м/сут; время, прошедшее с момента прохода лавы в рассматриваемом сечении, 0–150 сут.

На рис. 4 показано принципиальное расчетное распределение полости расслоения в плане при отработке 870-й лавы пласта c_8^H .

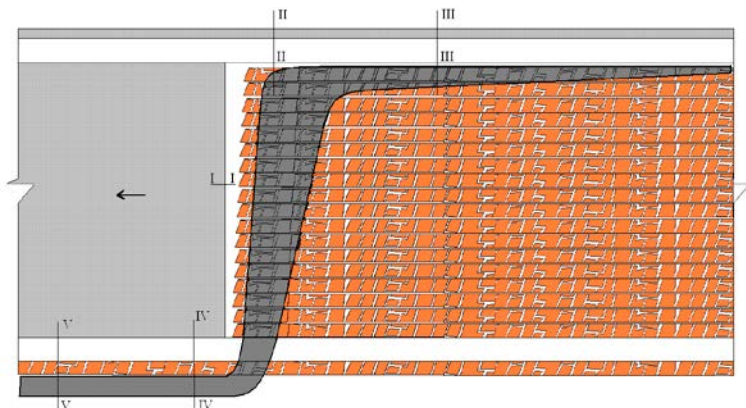


Рис. 4. Принципиальное расчетное распределение полости расслоения в плане для условий отработки 870-й лавы пласта c_8^H шахты «Западно-Донбасская»

Расчеты опусканий для алевролита и песчаника выполнялись для условий скважины № 6311, представленных следующим: непосредственно обрабатываемый угольный пласт c_8^H , выше залегает аргиллит мощностью 4 м, над ним угольный пласт c_8^B мощностью 0,3 м, выше алевролит мощностью 3 м, ослабленный включением песчаника до 0,7 м, над ним аргиллит мощностью 3 м, выше которого алевролит мощностью 5 м и над ним песчаник 9 м.

Результаты расчетов опусканий алевролита и песчаника показывают, что между ними в процессе подработки очистными работами будет образовываться полость расслоения. При этом мгновенные значения протяженности данной полости расслоения будут составлять до 50 м.

В рассмотренных горно-геологических условиях непосредственно позади очистного забоя 870-й лавы пласта c_8^H полость расслоения начинается на высоте около 16 м по нормали от кровли пласта и на расстоянии 3–5 м от бровки 870-го сборного штрека в сторону выработанного пространства лавы и простирается в длину до 50 м в сторону выработанного пространства. Максимальная высота данной полости в поперечнике составит до 440 мм. Столь большие поперечные размеры полости расслоения в данном случае объясняются большой мощностью и, соответственно, жесткостью слоя песчаника, мощность которого почти в 2 раза превосходит мощность залегающего под ним алевролита. Слой алевролита достигает своих максимальных опусканий и ложится на подстилающие породы на расстоянии 23 м от бровки 870-го сборного штрека, тогда как слой песчаника достигает соответствующих значений опусканий на расстоянии 49 м от бровки штрека.

Через сутки после отхода 870-й лавы пласта c_8^H размеры и положение полости расслоения относительно 870-го сборного штрека изменятся. Начало полости расслоения сместится в сторону бровки штрека на 2–3 м, дальняя граница полости также сместится в сторону бровки штрека на 5–8 м, но все равно протяженность полости расслоения будет составлять величину до 45 м. Поперечный размер полости расслоения уменьшится с 440 до 360 мм.

Полученные результаты исследований в дальнейшем были верифицированы при отработке 870-й лавы пласта c_8^H , в частности путем бурения дегазационных скважин к прогнозным ближней и дальней границе полости расслоения [11].

Таким образом, вышеизложенное дает возможность констатировать, что методология [8] и разработанная на ее базе «Технология...» [9] могут с высокой точностью определять вероятность расслоения горных пород по контактам напластований и по внутрислоевым

плоскостям ослабления контактов и определять параметры образующихся полостей расслоения, а также изменение их конфигурации и геометрических параметров во времени и пространстве. Основным достоинством является то, что получаемые результаты максимально приближены к горно-геологическим и горнотехническим условиям, применительно к которым решается данная задача. Эти знания можно широко использовать для решения горнотехнических задач, начиная с выбора длины анкеров глубокого заложения и заканчивая совершенствованием схем подземной скважинной дегазации.

Литература

1. Борисов А. А. Механика горных пород и массивов / А. А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 360 с.
2. Шашенко А. Н. Механика горных пород / А. Н. Шашенко, В. П. Пустовойтенко. – Киев: Новый друк, 2004. – 400 с.
3. Волошин А. И. К вопросу расчета нормальных нагрузок на слои пород надугольной толщи / А. И. Волошин, О. В. Рябцев, С. Ю. Процак // Геотехническая механика. – Днепропетровск, 2007. – С. 202 – 212. (Межвед. сб. науч. тр. / Ин-т геотехнической механики НАН Украины. – Вып. 67).
4. Алгоритм расчета нормальных нагрузок на слои пород надугольной толщи при ведении добычных работ / А. И. Волошин и др. // Геотехническая механика. – Днепропетровск, 2008. – С. 75–80. – (Межвед. сб. науч. тр. / Ин-т геотехнической механики НАН Украины – Вып. 76).
5. Маркшейдерское дело / Д. Н. Оглоблин и др. – 2-е, изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1972. – 584 с.
6. Шестоपालов А. В. Механизм самообразования техногенной трещиноватости при разработке газоносных угольных пластов: докл. на семинаре в ИПКОН РАН 29.11.2000 / А. В. Шестоपालов [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.shestopalov.org/bibliot/publik.htm>
7. Обоснование параметров полостей расслоения, содержащих метан, и их влияния на повышение эффективности дегазации / А. И. Волошин и др. // Геотехническая механика. – Днепропетровск, 2012. – С. 136 – 142. – (Межвед. сб. науч. тр. / Ин-т геотехнической механики НАН Украины. – Вып. 102).
8. Методология определения рациональных технологических параметров ведения горных работ / А. Ф. Булат и др. // Уголь Украины. – 2010. – № 10. – С. 15 – 18.
9. Технология стратегического планирования развития горных работ / А. Ф. Булат и др. // Уголь. – 2011. – № 2. – С. 22 – 25.
10. Волошин А. И. О механизме формирования полостей расслоения, содержащих метан / А. И. Волошин, О. В. Рябцев, А. И. Коваль // Уголь Украины. – 2011. – № 1. – С. 46 – 50.
11. Волошин А. И. Повышение эффективности дегазации за счет обоснования параметров полостей расслоения / А. И. Волошин, О. В. Рябцев, Ю. Я. Чередниченко // Уголь Украины. – 2011. – № 3. – С. 37 – 40.

НЕЛИНЕЙНЫЕ ДЕФОРМАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ В ЗДАНИЯХ ПОД ВОЗДЕЙСТВИЕМ ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ, ДЕЙСТВУЮЩИХ В ГОРНОМ МАССИВЕ*

С. В. Усанов, В. И. Ручкин, О. Д. Желтышева

Безопасность эксплуатации недвижимых объектов, испытывающих влияние геомеханических процессов, определяется величиной фактических деформаций конструкции и подстилающего горного массива. Здания в зависимости от сложности конструкции и социально-экономической значимости разделяются на три категории, которым присвоены допустимые деформации. Превышение деформациями допустимого значения сигнализирует об опасности дальнейшей эксплуатации объекта и необходимости принятия мер по восстановлению надежности конструкции.

Для контроля деформаций оборудуется специальная наблюдательная станция [1], которая представляет собой совокупность точек, закрепленных в конструкции сооружения и на прилегающей территории специальными знаками – реперами и марками. Периодическое переопределение высотной отметки реперов и расстояния между ними составляет основу традиционного метода наблюдения. Основным слабым местом традиционной методики является дискретность и разреженность фиксируемых точек. Кроме этого, вычисленная деформация распределяется на весь контролируемый интервал. Происходит сглаживание истинных значений, в то время как деформации проявляются сконцентрированно и реализуются в виде трещин. Это препятствует объективной оценке фактического деформационного состояния объекта в целом, а при сложных условиях деформирования традиционные инструментальные наблюдения показывают отсутствие деформаций.

В практике охраны зданий и сооружений от вредного влияния процесса сдвига и других геомеханических процессов [2, 3, 4] нередко возникают ситуации, когда измеренные значения деформаций в несколько раз меньше допустимых, но при этом визуальная оценка состояния объекта указывает на его предаварийное состояние. В конструктивных элементах сооружения образуются трещины раскрытием в несколько сантиметров, происходят локальные обрушения

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

отделки и присутствуют другие признаки высоких деформаций. Особую опасность такие ситуации представляют для сложных инженерных сооружений и ответственных объектов, когда недооценка имеющих место деформаций может повлечь аварии и катастрофы.

Например, в зоне влияния подземной разработки Сарановского хромитового месторождения находится двухэтажное каменное здание школы [5]. Согласно результатам наблюдений за деформациями, выполняемым по традиционной методике [6], школа испытывает равномерное небольшое оседание в пределах 8–20 мм за 16 лет (таблица). При этом наклон интервалов не превышает $0,43 \times 10^{-3}$, что составляет 10% от допустимого значения $4,00 \times 10^{-3}$. При таких низких деформациях состояние здания следует считать удовлетворительным и безопасным. Однако внутри школы развиваются трещины и зафиксированы несколько случаев обрушения штукатурки с причинением вреда здоровью детей (рис. 1).

Результаты наблюдений за вертикальными деформациями школы

№ репера	Средний интервал, м	Отметки реперов линии, м, по сериям наблюдений				Оседания реперов, мм			Наклоны линий, $i \cdot 0.001$		
		06.93(00)	08.10(09)	08.11(10)	07.12(11)	00-11	09-11	10-11	00-11	09-11	10-11
Rp_1368	38,000	451,652	451,659	451,663	451,672	-20	-13	-9	0,05	0,00	0,03
Rp_1208	28,000	451,800	451,809	451,812	451,822	-22	-13	-10	-0,39	0,04	0,04
Rp_0958	38,000	451,414	451,411	451,414	451,425	-11	-14	-11	-0,08	0,16	-0,05
Rp_0808	28,000	451,759	451,759	451,758	451,767	-8	-8	-9	0,43	0,18	0,00
Rp_1368	46,000	451,652	451,659	451,663	451,672	-20	-13	-9	-0,20	0,02	0,04

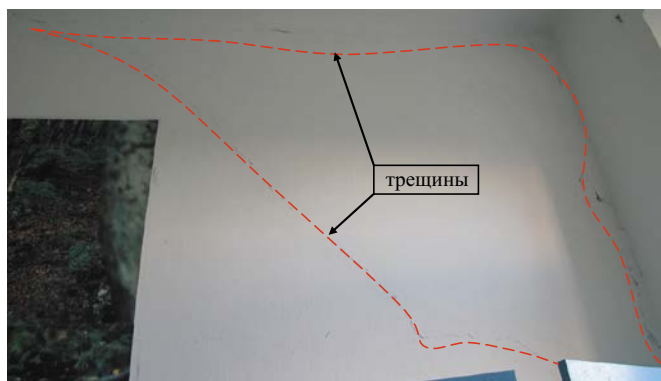


Рис. 1. Трещины внутри школы в поселке Сараны (фото Драскова В. П.)

Другой более яркий пример разрушительных повреждений при ничтожных измеренных деформациях – двухэтажное каменное здание больницы в г. Нижний Тагил (рис. 2), которое находится в зоне сдвижения от подземной разработки. За деформациями ведутся традиционные инструментальные наблюдения [7], которые фиксируют очень низкий уровень деформаций. При этом неоднократно происходили случаи обрушения штукатурки, в том числе и на пациентов. Сложилась парадоксальная ситуация, когда инструментальные наблюдения свидетельствуют о низком уровне деформаций, а визуальные – о высоком. Кроме случаев повреждения недвижимых объектов под воздействием вредного влияния горных работ, существует несколько примеров разрушительных деформаций зданий в г. Екатеринбург, в районе расположения которых отсутствуют какие-либо горнодобывающие предприятия [8].

Причина такого феномена кроется в деформировании зданий по плоскостям, недоступным для традиционного контроля. Эта задача решается методом наземного лазерного сканирования [1, 7], который позволяет с высокой плотностью (несколько точек на 1 см² поверхности) измерений получить фактическую 3D-модель объекта (рис. 3).



Рис. 2. Повреждения здания травматологии в г. Нижний Тагил (фото Усанова С. В.)

Путем сопоставления отсканированной модели здания с проектными и (или) эталонными плоскостями можно получить отклонения каждой внешней стены или всех стен от правильной формы [7].

Для оценки деформаций двухэтажного здания, которое по классификации объектов, подлежащих охране от вредного влияния подземных горных работ, относится ко II категории, оптимальным является метод проекций стен на вертикальные плоскости. С помощью программы Cyclone в левое крыло здания была вписана эталонная плоскость, на которую построена проекция левого и правого крыльев здания. Это позволило наглядно продемонстрировать отклонение стен от эталонной плоскости с помощью цветовой градации (рис. 4). Сделанные построения показывают, что крылья здания



Рис. 3. Модель здания травматологии, полученная методом лазерного сканирования

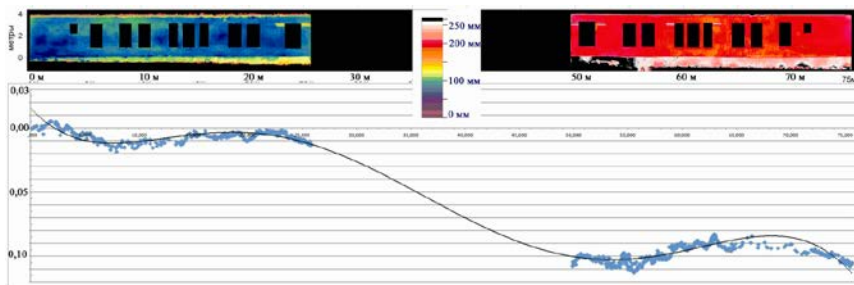


Рис. 4. Градиентное выделение смещения крыльев на виде в фас здания и график их смещения в плане относительно эталонной вертикальной плоскости

имеют собственную кривизну и смещены относительно друг друга. Левое крыло здания имеет выпуклый вид, правое – вогнутый. Сдвиг правого крыла относительно левого в разных точках составляет 90–110 мм. Отклонение крыльев от эталонной плоскости отражает верхняя часть рисунка 4, а смещения в горизонтальной плоскости представляет нижняя часть, которая является горизонтальным разрезом крыльев здания. Точки разреза аппроксимированы кривой – полиномом шестого порядка:

$$y = 6E - 12x^6 - 5E - 09x^5 + 7E - 07x^4 - 05x^3 + 0,001x^2 - 0,009x + 0,0153. \quad (1)$$

Проведя подобный анализ каждой из стен здания, удалось составить схему усредненных смещений стен больницы в плане от заданной правильной плоскости (рис. 5). В результате исследований установлено, что при длине здания 75 м смещения стен составляют от 50 до 100 мм. Таким образом, причиной образования трещин в конструкции здания (см. рис. 2) послужило неравномерное смещение крупных частей в горизонтальной плоскости. Искривление стен в виде полинома шестого порядка (1) характеризует сложный механизм деформирования здания, вопреки традиционным представлениям о линейном характере деформаций.

Для выяснения причин такого деформирования травматологического отделения больницы был проведен анализ факторов, определяющих подвижность подстилающего горного массива. В результате установлено, что больница расположена длинной осью вдоль простираения рудных тел, а короткой – вкрест. Центральную часть

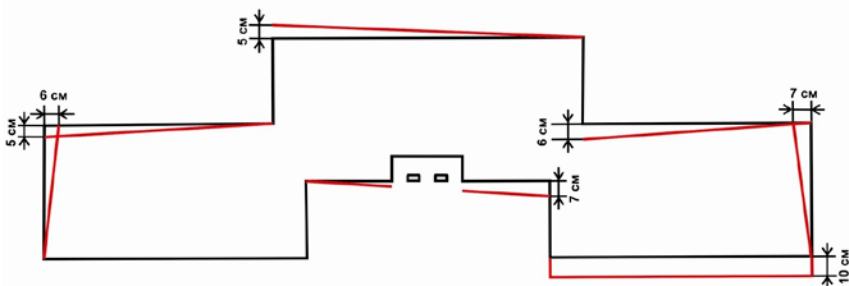


Рис. 5. Схема смещения стен здания в плане относительно эталонной плоскости, проведенной через стену левого крыла здания

пересекает одно из трех главных тектонических нарушений Высокогорского месторождения – взбросо-сдвиг «Средний», который проявляет постоянную геодинамическую активность как в подземных выработках, так и на поверхности [4]. Соразмерно с горизонтальным смещением правого крыла здания травматологии относительно левого (90–110 мм) сместились и грунтовые реперы наблюдательной станции в районе больницы на величину порядка 150 мм за 6 лет наблюдений (рис. 6). Следовательно, здание испытывает влияние неравномерных движений крыльев взбросо-сдвига, которые реализу-

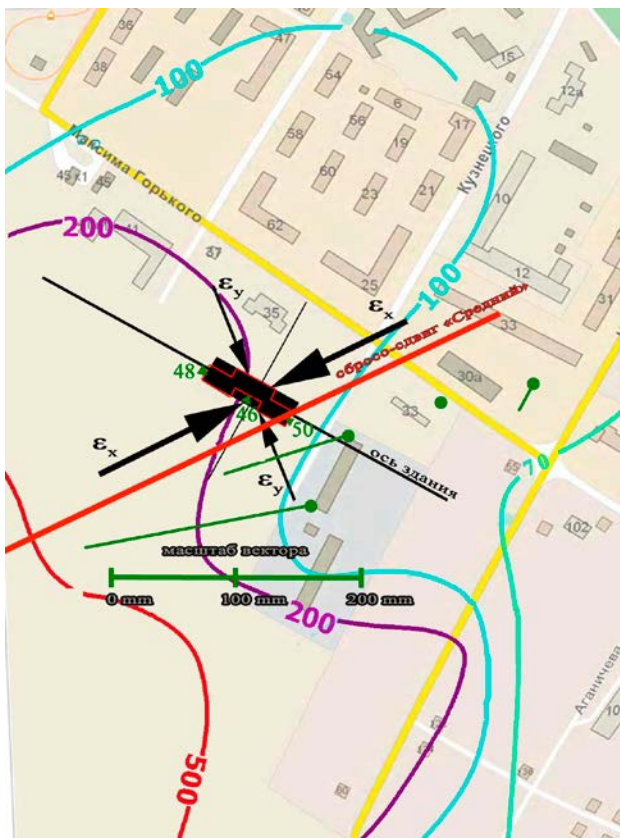


Рис. 6. Совмещенная схема изолиний оседания поверхности, векторов сдвижения с расположением здания травматологии, тектонического нарушения и действия главных деформаций на здание и векторы сдвижения реперов

ются в форме сдвига одной части здания относительно другой в горизонтальной плоскости. Это свидетельствует о влиянии на здание не только прямых техногенных факторов (подземных горных работ), но и природных, таких как самоорганизация иерархически блочной среды [9], геодинамические движения [3, 4] и напряженное состояние горного массива [10].

Определение напряженно-деформированного состояния горного массива, являющегося основанием для здания, выполнено по результатам наблюдений за сдвижением горных пород на этом участке с 2005 по 2011 г. Для оценки использовались приращения координат реперов, расположенных вокруг объекта на расстоянии 70–300 м. Выбранные реперы образуют в совокупности локальный геодинамический полигон площадью порядка восьми гектаров, в центре которого находится исследуемое здание (рис. 7). Полигон разбит на де-

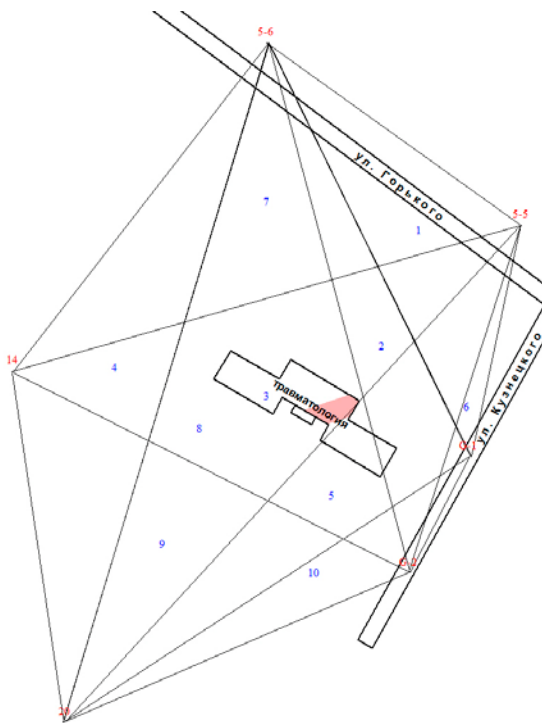


Рис. 7. Схема геодинамического полигона для определения напряжений горного массива вокруг здания травматологии

сять замкнутых треугольников. По приращению координат вершин треугольников определены горизонтальные деформации каждой стороны всех треугольников полигона. Деформации с помощью математического аппарата преобразуются в главные напряжения и направления их действия [11, 12].

Центр каждого треугольника является точкой определения напряженно-деформированного состояния. Совокупность напряжений в центре треугольников представляет собой схему напряженно-деформированного состояния массива, заключенного внутри полигона. С помощью программного обеспечения Surfer по величине первого инварианта строится поле напряжений. Величина первого инварианта определяется как сумма главного σ_1 и второстепенного σ_2 горизонтальных напряжений со своим знаком.

За период наблюдений с 2005 по 2011 г. на данном локальном участке горного массива сформировались две зоны с противоположным знаком напряжений (рис. 8). Здание травматологической больницы располагается на участке, где происходит переход от сжима-

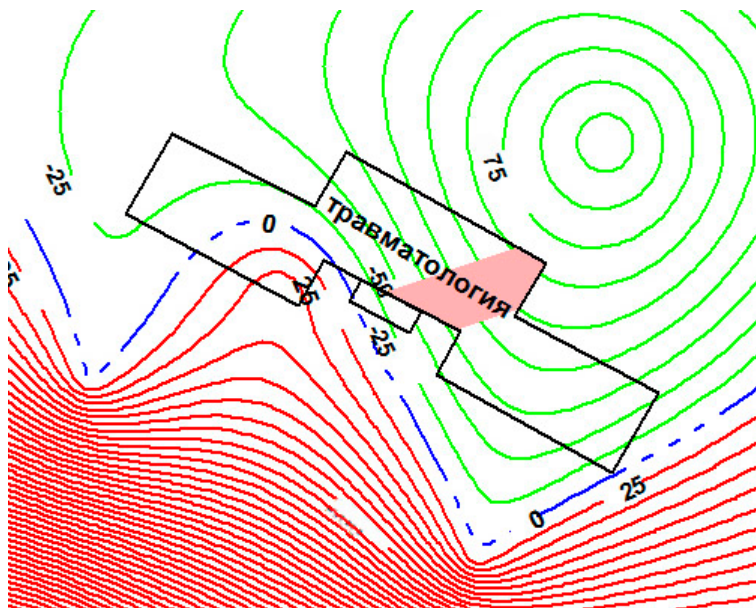


Рис. 8. Поле напряжений горного массива в районе здания травматологической больницы в г. Нижний Тагил

ющих напряжений к растягивающим. При этом изолиния нулевых деформаций дважды с изгибами пересекает здание, в целом аналогично графику смещения крыльев здания (см. рис. 4), полученному по результатам лазерного сканирования. Следовательно, величина и характер деформаций здания подчиняются параметрам поля напряжений горного массива, обусловленного влиянием техногенных и природных факторов.

Выводы

Таким образом, объемный тензор деформационного процесса в зданиях и сооружениях подчиняется характеру деформирования массива горных пород в его основании, который обусловлен иерархически блочной средой и межблочными подвижками. Для обеспечения безопасности зданий и сооружений при недропользовании от нелинейных деформаций необходимо применять комплексный мониторинг, который включает:

1. Исследование движений горных пород на базах, превышающих размеры промплощадки предприятия или целого жилого квартала.

2. Районирование горного массива на блоки по характерным параметрам движений.

3. Определение наиболее уязвимых для деформаций зданий и сооружений по расположению их на границах блоков.

4. Создание объемной модели здания с помощью наземного лазерного сканирования и оценка текущего деформационного состояния путем сопоставления конструктивных элементов с проектными параметрами.

Такой комплексный мониторинг позволяет оценить деформационное состояние объекта без дискретизации, что повышает безопасность эксплуатации зданий и сооружений под воздействием деформационных процессов, а также позволяет выявлять и прогнозировать участки концентрации деформаций, принимать адресные меры охраны, направленные на конкретные конструктивные элементы, что особенно важно для сложных инженерных и ответственных сооружений, при эксплуатации которых аварии, обусловленные деформациями, могут повлечь катастрофические последствия. Следует также отметить, что при всех своих достоинствах сканирование обладает высокой трудоемкостью по сравнению с традиционными методами контроля деформаций, что препятствует его повсеместному применению для мониторинга большого количества зданий и сооружений, например, в городах на подработанных территориях.

Литература

1. Усанов С. В. Современные технологии мониторинга процесса сдвижения / С. В. Усанов, Ю. П. Коновалова, О. Д. Желтышева // Горный журнал. – 2012. – № 1. – С. 36–38.
2. Усанов С. В. Деформационные процессы при строительстве тоннелей метрополитена в Екатеринбурге / С. В. Усанов, Ю. П. Коновалова // Горный информационно-аналитический бюллетень. Отд. вып. № 11. Проблемы недропользования. – 2011. – С. 256–259.
3. Коновалова Ю. П. Исследование циклических короткопериодных геодинамических деформаций территорий при выборе площадки под строительство атомных станций / Ю. П. Коновалова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 7. – С. 269–274.
4. Усанов С. В. Геодинамические движения горного массива при техногенном воздействии крупного горно-обогатительного комбината / С. В. Усанов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 11. – С. 248–255.
5. Драсков В. П. Обеспечение безопасности эксплуатации сооружений шахты на Сарановском месторождении хромитов / В. П. Драсков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 6. – С. 309–316.
6. Инструкция по наблюдениям за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений / МЦМ СССР. – М.: Недра, 1988. – 113 с.
7. Усанов С. В. Исследование деформаций здания в зоне влияния подземных горных работ методом лазерного сканирования / С. В. Усанов, О. Д. Желтышева // Нелинейные геомеханико-геодинамические процессы при отработке месторождений полезных ископаемых на больших глубинах: 2-я Российско-Китайская научная конференция 02–05 июля 2012 г.: сб. трудов 4. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2012. – С. 363–367.
8. Гуляев А. Н. Результаты геофизических исследований на площадке аварийного отселенного девятиэтажного жилого дома / А. Н. Гуляев, А. Ю. Осипова, В. А. Шапов // Геомеханика в горном деле: доклады науч.-практ. конф. 12–14 октября 2011 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С. 134–145.
9. Балек А. Е. Процессы самоорганизации в иерархически блочной геомеханической среде при техногенном воздействии / А. Е. Балек, А. Л. Замятин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 7. – С. 145–153.
10. Ручкин В. И. Мониторинг за изменением напряженно-деформированного состояния массива горных пород на больших базах / В. И. Ручкин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 4. – С. 202–206.
11. Сашурин А. Д. Сдвижение горных пород на рудниках черной металлургии / А. Д. Сашурин. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. – 268 с.
12. Панжин А. А. Исследование сдвижений земной поверхности при разработке месторождений с применением площадных инструментальных методов / А. А. Панжин // Изв. вузов. Горный журнал. – 2009. – № 2. – С. 69–74.

**ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МОНИТОРИНГА ПРОЦЕССА ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ
В МАССИВЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

А. А. Черкашин

Развитие техники и технологии за последние десятилетия привело к увеличению объемов добычи угля, однако, как показывает практика, высокие темпы подвигания очистного забоя приводят к увеличению риска возникновения аварийной ситуации. Это связано с такими явлениями, как повышенное газовыделение в горные выработки, увеличение водопритоков. Одна из причин возникновения аварийных ситуаций при ведении горных работ – различные проявления горного давления, отрицательно влияющие на технико-экономические показатели работы шахт, повышающие уровень производственного травматизма. Решение этой проблемы во многом зависит от того, насколько оперативно осуществляется контроль над проявлениями горного давления. Методы инструментальной геомеханики, вследствие высокой трудоемкости и сложностей в организации непрерывного контроля за изменениями напряженно-деформированного состояния (НДС) массива горных пород на больших площадях и во времени не могут являться базовой основой систем непрерывного контроля, а системы мониторинга горного давления, которыми оснащены современные секции механизированной крепи, не могут осуществлять мониторинг НДС массива впереди очистного забоя.

Для исследования процессов, происходящих при изменении НДС углей и пород, был создан лабораторный стенд, схема которого приведена на рис. 1. Изменение НДС осуществлялось с помощью пресса КСИМ-40, задавалось в автоматическом режиме компьютером и им же регистрировалось. На образец наклеивался оптический датчик, который деформировался вместе с образцом. Луч лазера, отражаясь от передней и задней поверхностей датчика, создавал интерференционную картину, которая фиксировалась с помощью блока регистрации и обрабатывалась на втором компьютере специально написанной программой. В блок регистрации входил оптический детектор, связанный с портом второго компьютера.

Принцип работы оптического детектора состоял в том, что с помощью фокусирующей линзы пучок света попадал на приемный сенсор. Для большей точности измерений и лучшей чувствительности

датчика можно применить линзу большего размера, так как с увеличением размера линзы увеличивается размер интерференционной картины, попадающей на линзу, а следовательно, и на сенсор. Поступающую с сенсора информацию обрабатывает микросхема, выполняющая роль процессора обработки изображений. Этот чип в свою очередь с помощью детектора делает интерференционную картину с высокой частотой в несколько кГц, т. е. несколько тысяч снимков в секунду. Процессор обработки изображений не только делает снимки, но и анализирует их и преобразует в понятный компьютеру вид. Снимки представляют собой квадратную матрицу из пикселей разной яркости. На основании анализа череды последовательных снимков высчитываются результирующие показатели, свидетельствующие о направлении перемещения интерференционной картины вдоль

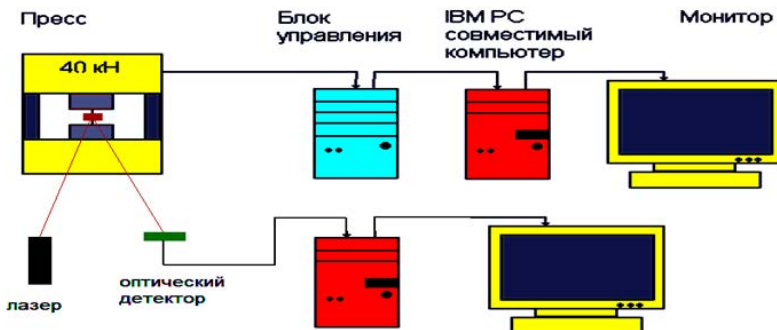


Рис. 1. Блок-схема лабораторного стенда

осей X и Y , и передаются на контроллер компьютера. Специально созданная программа считывает эти данные и подсчитывает смещение интерференционной картины. По этому смещению, используя коэффициенты, вычисленные по градуировочным кривым, находят изменение напряженного состояния материала и его геометрических размеров под действием нагрузки. Все данные выводятся на монитор в реальном времени в виде графика.

В работе посчитаны коэффициенты, которые позволили по смещению интерференционной картины определять напряжение и относительное удлинение образца с большой точностью. Рассчитаны коэффициенты, предел прочности, модуль Юнга, коэффициент Пуассона для исследованных материалов.

В качестве примера на рис. 2 и 3 приведены данные, полученные при исследовании НДС угля двумя методами: по деформации образца, полученного с пресса (см. рис. 2), по изменению интерференционной картины, полученной с датчика (см. рис. 3). Как видно на рис. 2, можно четко выделить наличие следующих периодов:

1. Увеличение нагрузки на массив (обозначено красным цветом).

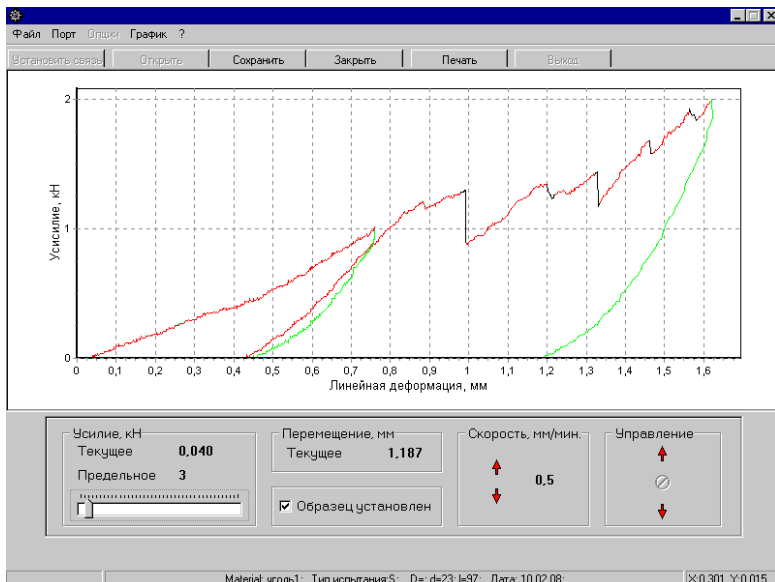


Рис. 2. Процессы нагрузки-разгрузки, зафиксированные компьютером 1

2. Уменьшение нагрузки на массив (обозначено зеленым цветом).
3. Трещинообразования (обозначены черным цветом).

Таким образом, применение этого метода для мониторинга и прогноза вышеперечисленных зон позволит решить следующие задачи:

1. Осуществлять прогноз изменения НДС массива по данным, полученным в режиме реального времени.
2. Осуществлять прогноз газовыделения и водопритокков в горные выработки на основе данных о существующих напряжениях и размерах трещин.

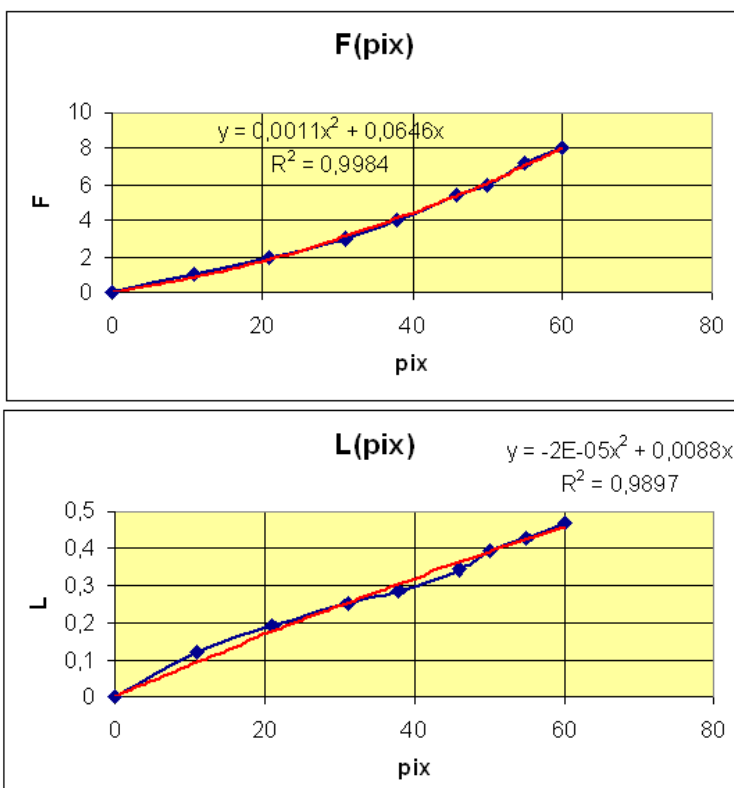


Рис. 3. Процессы нагрузки-разгрузки, зафиксированные компьютером 2 с помощью оптического датчика



Рис. 4. Блок-схема установки по контролю НДС массива в реальных условиях

В качестве критерия оценки достоверности результатов полученных данных был выбран модуль Юнга, полученные результаты приведены в таблице.

Образец	Модуль Юнга, 104 МПа		
	Данные пресса	Данные детектора	Справочные данные
Уголь	1,8	2	–
Алевролит	2,5	2,65	2,7
Песчаник	7	7,2	3,3–7,8
Стекло	6	6,2	5,6–7
Кирпич	1,5	1,7	–

Разработана экспериментальная установка, позволяющая наблюдать смещение интерференционных полос как визуально, так и автоматически. Установлены границы скорости нагружения образцов, в которых изменялось их напряженное состояние. Для различных

материалов подобраны оптические интерференционные датчики из различных оптических стекол марок К8, К14ДШ.

Литература

1. Курленя М. В. Скважинные геофизические методы диагностики и контроля напряженно-деформированного состояния массива горных пород / М. В. Курленя, В. Н. Опарин. – Новосибирск: Наука, 1999. – 330 с.

2. Грицко Г. И. Измерение напряжений в горных породах фотоупругими датчиками / Г. И. Грицко, Г. И. Кула. - Новосибирск: Наука СО, 1978. – 145 с.

УДК 622.831.312 : 622.236.4

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ВОКРУГ ДОБЫЧНОЙ КАМЕРЫ КРУТОПАДАЮЩЕЙ РУДНОЙ ЗАЛЕЖИ

К. С. Ищенко

Несмотря на создание новых технологий разрушения, основанных на нетрадиционных подходах (терморазрушение, воздействие потоками частиц высокой энергии и т. п.), взрыв остается эффективным способом при широком применении ресурсосберегающих и экологически безопасных методов подготовки горной массы на рудниках, которые основываются на глубоком изучении особенностей механизма разрушения полиминеральных сред во взаимосвязи с газодинамическими явлениями при взрыве. Один из путей совершенствования взрывной технологии – использование геомеханических характеристик массива, в частности напряженно-деформированного состояния (НДС), физико-механических свойств пород, хрупкости пород, которая зависит от структуры, минералогического состава и ориентировки кристаллов, а также от размеров и формы разрушаемых тел, вида напряжений и скорости деформирования [1–3].

Исследования влияния предварительного нагружения сплошной среды на характер ее последующего динамического разрушения приобретают в горном деле все большую актуальность в связи с переходом на многих месторождениях очистных работ на глубины, где уже нельзя не принимать во внимание исходное напряженное состояние массива горных пород.

Измерения исходного поля напряжений массива горных пород в различных регионах на разных глубинах показали, что все компоненты тензора напряжений являются сжимающими. Значение вертикальной компоненты близко к величине γH , где H – расстояние от земной поверхности, а γ – объемный вес вышележащих пород. Главные же горизонтальные напряжения можно представить как $\alpha\gamma H$, причем коэффициент α , называемый коэффициентом бокового отпора, больше нуля.

На рудных месторождениях, где в основном применяются взрывные работы, $\alpha > 1$, что обусловлено действием в этих регионах тектонических сил. Отсюда следует, что увеличение запасов упругой энергии массива происходит за счет роста уровня сжимающих напряжений. Ведение проходческих и очистных работ приводит к значительному перераспределению исходного поля напряжений, однако преобладающим механическим состоянием массива является состояние объемного сжатия. В этих условиях достигнутый уровень качества разрушения горных пород при росте глубины разработки поддерживается путем увеличения энергетических затрат, т. е. увеличением массы используемых взрывчатых веществ (ВВ) [4].

Особенно негативно сказывается понижение уровня ведения очистных работ на условиях разработки железорудных и урановых месторождений Украины, где применяются камерные системы разработки подэтажными ортами и штреками с поочередной выемкой блоков и заполнением выработанного пространства твердеющей закладкой. Здесь более четверти трудовых и материальных затрат приходится на операции, связанные со взрывной отбойкой руды.

Одним из перспективных путей преодоления сложившейся ситуации является учет при разработке технологий освоения месторождений основных закономерностей разрушения предварительно напряженной сплошной среды. В этой связи важное значение имеет тот факт, что в условиях всестороннего сжатия породного объема увеличение значений напряжений ухудшает качество разрушения массива, а при определенном уровне напряжений трещиноватость после взрыва может полностью отсутствовать. Наличие же в сплошной среде растягивающих напряжений, напротив, улучшает степень разрушения горных пород, приводит к меньшему расходу взрывчатых веществ.

Таким образом, для разработки эффективных методов отбойки и последующей выемки рудных месторождений на больших глубинах приобретают важное значение исследования собственного поля напряжений массива в рудном блоке вокруг добычной камеры для определения максимально возможных зон действия растягивающих

напряжений, влияющих на рудоподготовку крутопадающей рудной залежи, что представляет особый интерес.

Целью работы являлось исследование характера и численное решение задачи распределения поля напряжений, сформировавшегося вокруг добычной камеры крутопадающей рудной залежи до ведения взрывных работ.

Методикой исследований предусматривалось проведение двух этапов работ:

1. Экспериментальные исследования формирования поля напряжений вокруг добычной камеры рудного блока на моделях.

2. Имитационное моделирование напряженного состояния массива горных пород вокруг добычной камеры с использованием метода конечных элементов.

1. Экспериментальные исследования формирования поля напряжений вокруг добычной камеры на моделях

Для изучения формирования поля напряжений вокруг добычной камеры в массиве горных пород использовался метод фотоупругости или оптико-поляризационный метод. В его основе лежит способность некоторых прозрачных материалов под воздействием возмущающих в них напряжений временно приобретать свойства двойного лучепреломления поляризованного света. К числу оптически активных материалов можно отнести как листовое, так и объемное органическое стекло (полиметилметакрилат). В нашем случае для изготовления моделей применялось листовое органическое стекло постоянной толщины 0,015 м. С помощью ленточной или дисковой пилы в лаборатории вырезали модели размером 0,2×0,15 м, а лобзиком – элементы камеры в виде прямоугольника с геометрическими параметрами: шириной 0,05 м и длиной 0,1 м – с соблюдением геометрического и силового подобия. На подготовленных зеркальных поверхностях модели для удобства при изучении характера и обработки результатов формирования поля напряжений фломастером нанесли квадратную сетку с шагом 0,002 м.

Для исследований были выбраны три схемы: модель горного массива с камерой под углом наклона к горизонтальной плоскости, равной 90, 85 и 75°. Методикой экспериментальных исследований предусматривались три серии экспериментов с указанными параметрами модели горного массива с камерой.

Экспериментальные исследования проводились в лабораторных условиях ИГТМ НАН Украины с использованием разработанного способа имитации НДС состояния массива горных пород на моделях с добычной камерой и стенда для его реализации, приоритет кото-

рого защищен патентом Украины [5]. Схема и оборудование стенда представлены на рис. 1.

Стенд состоит из стационарно расположенного пресса гидравлического испытательного 1 для нагружения моделей. Между прижимными плитами 2 устанавливают испытательную модель 3 и бесконтактные магнитные датчики (БМД) 4, которые коммутированы кабельной системой 5 с многоканальным модулем 6 – аналого-цифровым преобразователем (АЦП), подключенным через интерфейс 7 RS-232 к системному блоку ПК 8. Для видеосъемки имитации НДС горного массива в модели 3 и передачи данных системному блоку ПК 8 для их обработки использовали цифровую фотокамеру 9, соединенную через USB-порт 10 с системным блоком ПК 8.

Перед проведением экспериментальных исследований запускают подготовленное оборудование, проверяют согласованность систем стенда и проводят его тарировку. Затем между прижимными плитами пресса устанавливают подготовленную к экспериментальным исследованиям плоскую модель согласно выбранным схемам и пригружают ее. На горизонтальной поверхности, соответствующей высоте нижней плиты пресса, устанавливают по центру оптической линии с одной стороны источник света, поляризатор, а с другой – анализатор и фотокамеру. После включения источника света поляризованный

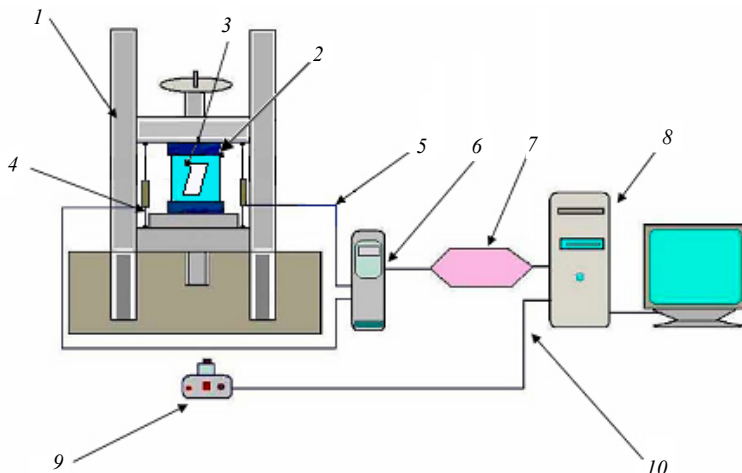


Рис. 1. Схема стенда для имитации НДС массива:
1 – пресс гидравлический; 2 – прижимные плиты пресса; 3 – модель; 4 – бесконтактные магнитные датчики (БМД); 5 – соединительный кабель; 6 – аналого-цифровой преобразователь (АЦП); 7 – интерфейс RS-232; 8 – системный блок ПК; 9 – цифровая фотокамера; 10 – USB-порт

свет, проходя через модель, находящуюся в напряженном состоянии, разделяется на два луча, световые волны которых ориентированы в плоскостях действия двух главных нормальных напряжений. А поскольку оптически активный материал в напряженном состоянии анизотропен и с разной скоростью пропускает световые волны во взаимно перпендикулярных направлениях, то образуется так называемая разность хода двух упомянутых лучей. Если обе плоскости, в которых ориентированы лучи, будут вновь совмещены, то произойдет интерференция световых волн, и на экране анализатора появится ряд полос – изохром, окрашенных в различные цвета разной интенсивности. По окраске этих полос можно судить о напряженном состоянии модели, поскольку каждая изохрома соответствует определенному уровню разности максимальной и минимальной компонент главных напряжений ($\sigma_1 - \sigma_3$). Изучение распределения полей напряжений проводилось в процессе изменения нагрузки на модель с фиксированным шагом через каждые 2,5 МПа нагружения (рис. 2).

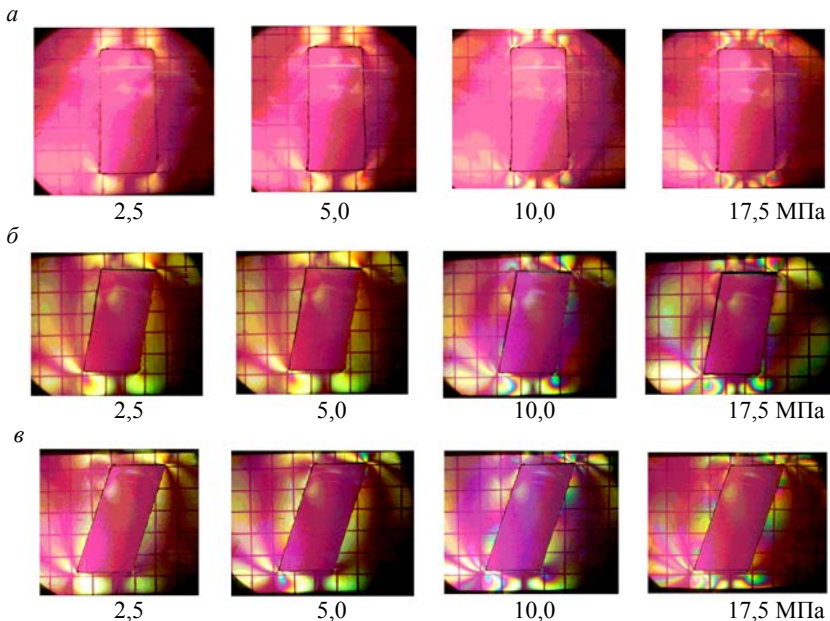


Рис. 2. Характер распределения поля напряжений от прикладываемой нагрузки в модели с камерой прямоугольной формы, направленной под углом к горизонтальной плоскости, равной $a - 90^\circ$; $b - 85^\circ$; $c - 75^\circ$

В ходе исследования моделей горного массива с различным наклоном камеры характер развития поля напряжений существенно изменился с увеличением нагрузки. Так основная концентрация и форма распределения напряжений начинает формироваться в углах камеры как в висячем, так и в лежащем боку. От действия статической сжимающей нагрузки, равной 2,5 МПа, в модели впереди камеры по ее оси появилось поле светлых тонов с границей, которая предшествует появлению изохромы первого порядка (рис. 2, б, в). С увеличением нагрузки до 5,0–10,0 МПа (см. рис. 2, б, в) увеличивается площадь участка, ограниченная изохромой первого порядка с одной стороны и стенкой камеры с другой. При этом, при нагрузке 10,0–17,5 МПа, картина распределения напряжений резко меняется. Так в моделях с углом наклона камеры 85 и 75° по оси ее происходит перераспределение напряжений как в лежащем, так и в висячем боку камеры. В углах камеры – в кровле и днище – появились концентрические изохромы высоких порядков, соответствующие большим напряжениям, которые характерны для всех типов моделей, только отличаются площадью, ограниченной изохромой.

2. Имитационное моделирование напряженного состояния массива горных пород вокруг добычной камеры с использованием метода конечных элементов (МКЭ)

Решим задачу определения напряженного состояния пород вокруг камеры в упруго-пластической постановке с помощью МКЭ в форме метода перемещений. Алгоритм решения задачи обуславливает следующую последовательность проведения расчета по МКЭ:

- разбиение тела на конечные элементы и назначение узлов, в которых определяются перемещения;
- построение матрицы жесткости и векторов нагрузки конечных элементов;
- составление системы алгебраических уравнений и решение их;
- определение по найденным перемещениям напряженно-деформированного состояния тела.

Рассмотрим следующие схемы массива горных пород с камерой с углом наклона ее к горизонтальной плоскости, равной $\alpha - 90^\circ$; $\beta - 85^\circ$; $\epsilon - 75^\circ$. Для оценки напряженного состояния будем использовать параметр, характеризующий степень разнокомпонентности поля напряжений,

$$Q = (\sigma_1 - \sigma_3) / \gamma H,$$

где σ_1 , σ_3 – максимальная и минимальная компоненты тензора главных напряжений; γ – усредненная плотность вышележащих горных пород; H – глубина разработки.

На рис. 3 показаны распределения значений параметра Q для рассматриваемых моделей при максимальной нагрузке.

Рассмотрим распределение напряжений вокруг камеры при угле ее наклона к горизонтальной плоскости, равной 90° . Из рис. 3, *а* видно, что зона повышенной разнокомпонентности формируется на поверхности кровли, днища камеры и в ее углах ($0,8 < Q < 1,2$).

В случае, когда камера имеет угол наклона, равный 85° , зона в центральной части по оси камеры как в лежачем, так и в висячем боку наиболее разгружена ($Q = 0,4 - 0,8$) (см. рис. 3, *б*), но ограничена с одной стороны стенками камеры, а с другой границей повышенных напряжений ($Q = 0,8 - 1,2$). При формировании камеры в рудном блоке с углом наклона, равным 75° , концентрация главных напряжений такая же, как для камер с углом наклона 90 и 85° на поверхности кровли и днища камеры. Наиболее разгружена зона для модели массива с углом наклона камеры 75° по ее оси ($Q = 0,4 - 0,8$) с последующим перераспределением напряжений при увеличении

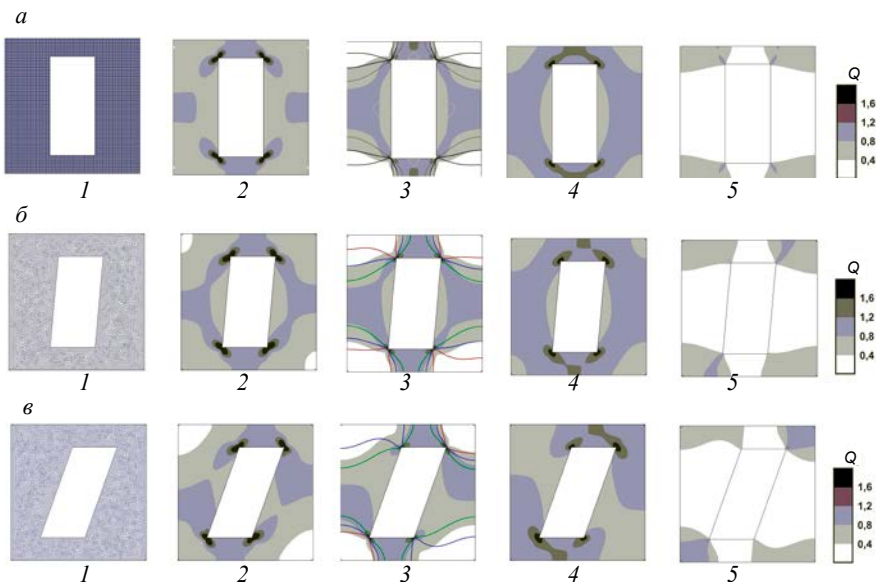


Рис. 3. Распределение значений параметра Q для моделей горного массива с камерой при угле ее наклона к горизонтальной плоскости:

а – 90° ; *б* – 85° ; *в* – 75° ; 1 – конечно-элементная сетка; 2 – интенсивность напряжений; 3 – разность главных напряжений и минимальное; 4 – σ_{\max} – максимальные главные напряжения; 5 – σ_{\min} – минимальные главные напряжения

нагрузки со смещением ее к днищу и кровле камеры с последующим увеличением ее площади. На рис. 4 приведено распределение значений параметра Q , проходящего через центр камеры вдоль ее оси в модели добычного блока крутопадающей рудной залежи.

Таким образом, результаты исследований показали, что в массивах горных пород крутопадающей рудной залежи при различных углах падения пласта полезного ископаемого на глубоких горизонтах рекомендуется закладывать буровые выработки ближе к центральной части камеры по ее оси. Это позволит улучшить условия работы скважинных зарядов по отбойке полезного ископаемого, снизить удельный расход ВВ и СВ, разубоживание полезного ископаемого и тем самым повысить эффективность работы погрузочных и транспортных средств.

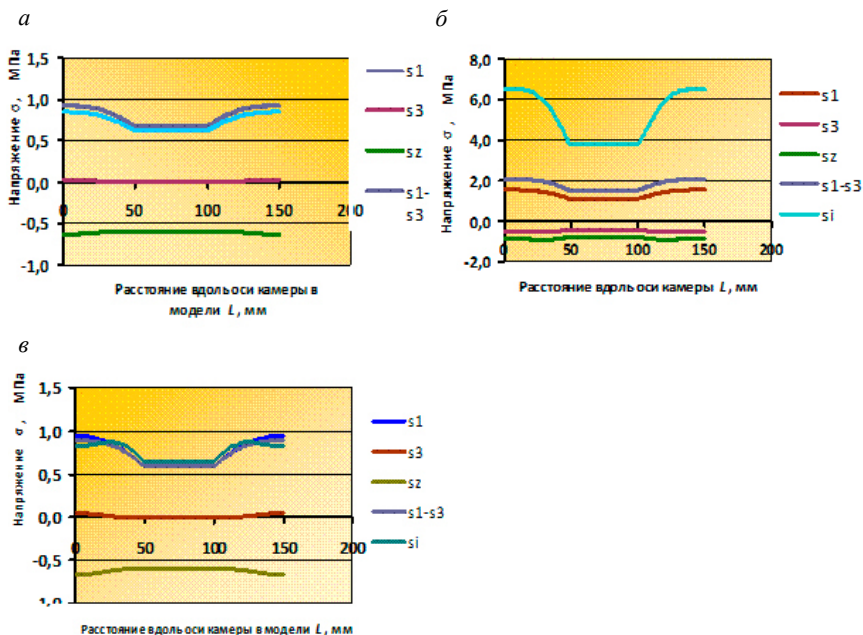


Рис. 4. Распределение значений напряжений вдоль оси камеры в модели добычного блока крутопадающей рудной залежи при угле наклона ее к горизонтальной плоскости, равной $a - 90^\circ$; $б - 85^\circ$; $в - 75^\circ$:

$S1 - \sigma_1$ – максимальные главные напряжения; $S3 - \sigma_3$ – минимальные главные напряжения; $S1 - S3 - \sigma_1 - \sigma_3$ – разность максимальных и минимальных главных напряжений; $SZ - \sigma_z$ – напряжения перпендикулярные в плоскости модели; $Si - \sigma_i$ – интенсивность напряжений

Литература

1. Кропоткин, П. Н. Тектонические напряжения в земной коре / П. Н. Кропоткин // Геотектоника. – 1996. – № 2. – С. 10–15.
2. Леонов, Ю. Г. Напряжения в литосфере и внутриплитная тектоника / Ю. Г. Леонов // Геотектоника. – 1996. – № 2. – С. 15–20.
3. Адушкин, В. В. Геомеханика крупномасштабных взрывов / В. В. Адушкин, А. А. Спивак. – М.: Наука, 1993. – 187 с.
4. Курленя, М. В. Геомеханические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири / М. В. Курленя, А. А. Еременко, Б. В. Шрепп. – Новосибирск: Наука, 2001. – 240 с.
5. Пат. № 76838 Украина МКВ 7 E21C 39/00 Способ имитации напряженно-деформированного состояния горного массива на моделях / Ищенко К. С., Круковская В. В., Круковский А. П., Ищенко А. К.; заявитель и собственник патента ИГ ТМ НАН Украины. – № а2011 01078; Заявл. 31.01.2011; Опубл. 25.01.13. Бюл. № 2.

УДК 622.261.27

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОТЯЖЕННОСТИ ЗОНЫ ВЛИЯНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА РАЗЛИЧНЫХ ГЛУБИНАХ

О. В. Рябцев

По мере извлечения полезного ископаемого и перемещения забоя поле напряжений вокруг очистной выработки изменяется. Область массива, в пределах которой происходят эти изменения, называют зоной влияния очистной выработки. В отличие от подготовительных выработок зоны влияния вокруг очистных пространств охватывают значительно большие области массива, нередко всю толщу вышележащих пород вплоть до дневной поверхности. Значительные области массива вовлекаются в процессы деформирования и со стороны почвы очистной выработки.

Ввиду непрерывного подвигания забоя очистной выработки в практике горного дела принято выделять временное (динамическое), или эксплуатационное, опорное давление, возникающее вблизи перемещающихся границ очистного пространства. В противоположность этому, зону концентрации напряжений возле неподвижной границы очистной выработки называют зоной остаточного, или стационарного, давления.

Вследствие сложности определения напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных выработок до широкого распространения методов математического моделирования расчет параметров зоны опорного давления выполняли без вычисления компонент полей статических напряжений в массиве, окружающем выработанные пространства. Однако наиболее надежными являются результаты натурных определений и измерений параметров зон опорного давления, а не расчетные параметры. В частности, многочисленными инструментальными наблюдениями установлено, что пик напряжений в зоне опорного давления располагается обычно на расстоянии от забоя, равном 2–5 мощностям пласта, и равен чаще всего $(3-11)\gamma H$.

Параметры зоны опорного давления определяются многими факторами. В первую очередь к ним следует отнести параметры начального поля напряжений, размеры и конфигурацию очистных пространств, физико-механические или деформационно-прочностные свойства массива вмещающих пород, а также способ воздействия на угольный пласт. На рис. 1 представлен пример зависимости ширины зоны опорного давления от глубины заложения очистной выработки и от мощности пласта в условиях угольных месторождений [1].

Сегодня одной из актуальных задач является определение изменения протяженности стационарной опорной зоны во времени; осо-

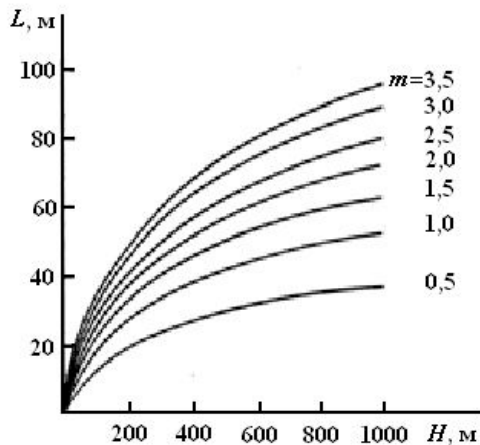


Рис 1. Зависимость ширины L зоны опорного давления от глубины заложения очистных выработок H и от мощности пласта m

бенно для шахт, обрабатывающих запасы на глубине более 1000 м, поскольку большинство существующих методик разрабатывалось как раз до этой глубины. Знать размеры стационарной опорной зоны важно потому, что это позволяет определять параметры предохранительных целиков, исключаящих негативное влияние горных работ на капитальные, магистральные выработки, выработки околоствольного двора и даже стволы. Кроме этого, знание протяженности стационарной опорной зоны позволяет закладывать горные выработки вне зоны повышенного горного давления, которой, без сомнения, является стационарная опорная зона, таким образом улучшив условия проведения выработок и создав условия для уменьшения эксплуатационных затрат на их поддержание.

Шахта «Харьковская» ООО «ДТЭК Свердловантрацит» отрабатывает пласт k_2^1 в уклонной части шахтного поля. Глубина ведения горных работ 650–850 м. Лавы отрабатываются по простиранию по комбинированной или столбовой системе разработки с охраной конвейерных штреков целиками для осуществления повторного их использования при отработке смежной лавы. Ширина целика изменялась от 50 м при глубине разработки 650 м до 60 м при глубине разработки 800 м и в целом удовлетворяла технологическим задачам – конвейерные выработки надежно охранялись для повторного использования. Таким образом, протяженность стационарной опорной зоны при глубине разработки 650 м не превышала 50 м, а при глубине разработки – 60 м, что полностью соответствует данным, приведенным на рис. 1 [1]. Более того, теоретические исследования показали, что в условиях сильно метаморфизованных пород шахт ООО «ДТЭК Свердловантрацит» такая ширина целиков завышена. Ее можно без ущерба для состояния охраняемых выработок уменьшить на 10 м при ведении горных работ на глубине до 600 м и на 5 м – до 850 м. Отработка лавы № 104 пласта k_2^1 на глубине 800 м с охранным целиком 55 м полностью подтвердила результаты теоретических исследований – охраняемая выработка была сохранена в хорошем эксплуатационном состоянии без потери площади поперечного сечения.

Шахта «Красный партизан» ООО «ДТЭК Свердловантрацит», отрабатывая пласты k_2^1 , k_5^1 и k_6 , давно перешла рубеж глубины отработки в 1000 м, ведя горные работы на глубине 1200–1300 м. При отработке лавы № 71-восточная пласта k_5^1 возникла технологическая необходимость охраны обходной флангового конвейерного уклона и самого флангового конвейерного уклона от негативного воздействия горных работ в лаве. Опыт работы шахты в условиях пласта k_5^1 на глубине более 1000 м показал, что методические рекомендации по

определению параметров протяженности стационарной опорной зоны работают не вполне точно и охраняемые горные объекты зачастую подвергаются влиянию горных работ, что требует привлечения дополнительных материальных и человеческих ресурсов для их поддержания в рабочем состоянии. В данном случае речь идет о выработках, которые должны эксплуатироваться еще не менее 10–15 лет, что делает необходимым определение изменения размеров стационарной опорной зоны от лавы № 71-восточная пласта k_5^1 во времени для обоснованного выбора размеров предохранительного целика для охраны флангового конвейерного уклона.

Исследования изменения параметров стационарной опорной зоны во времени проводились с использованием одного из самых новых на сегодня комплексных методических подходов – программно-технологического комплекса «Технология стратегического планирования развития горных работ», разработанного Институтом геотехнической механики им. Н. С. Полякова НАН Украины совместно с Научно-инженерным центром «Экология-Геос» [2, 3]. Исходными данными для моделирования являлись: горно-геологический прогноз отработки лавы № 71-восточная пласта k_5^1 , горнотехнические параметры отработки лавы, стратиграфическая колонка по геолого-разведочной скважине № И 3251, выкопировка из плана горных работ по пласту k_5^1 шахты «Красный партизан».

Многочисленные исследования, проводившиеся для условий шахты, показали, что затухание активных геомеханических про-

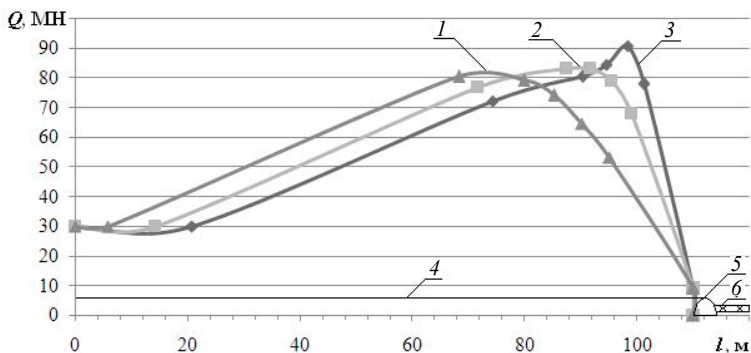


Рис. 2. Закономерности изменения нормальных нагрузок Q стационарной опорной зоны по ее длине l в зависимости от дальности отхода лавы: 1 – на 300 м; 2 – на 100 м; 3 – на 50 м; 4 – фланговый конвейерный уклон; 5 – конвейерный штрек; 6 – выработанное пространство лавы

цессов при отработке выемочных столбов происходит не менее чем через 90–120 суток и может продолжаться в некоторых случаях до 800–900 суток, то есть к этому времени стационарная опорная зона будет полностью сформирована и примет свои окончательные размеры. Вышеизложенное позволяет сделать вывод о необходимости индивидуального подхода к каждому конкретному случаю.

Было установлено, что при суточном подвигании лавы № 71-восточная пласта k_5^1 2,5–3 м/сут затухание активных геомеханических процессов при формировании стационарной опорной зоны происходит при отходе лавы на 300 м, что соответствует по времени 100–120 суткам (рис. 2). Для отражения полноты исследований в качестве промежуточных значений отхода лавы брались 50, 100 и 200 м, что соответствует по времени 17–20, 33–40 и 65–80 суткам.

Как показывают результаты исследований, представленные на рис. 3, размеры стационарной опорной зоны изменяются от 89 м при отходе лавы на 50 м, или через 17–20 суток, до 105 м при отходе лавы на 300 м, или через 100–120 суток.

Представленные на рис. 2–3 результаты исследований позволили сделать вывод, что для надежной охраны флангового конвейерного уклона от негативного влияния горных работ в лаве № 71-восточная пласта k_5^1 размер предохранительного целика должен составлять не менее 105 м в каждую сторону от охраняемой выработки, то есть вдоль выемочного столба лавы 210 м, а вкрясть лавы 105 м. Основываясь на результатах исследований и на собственном практическом

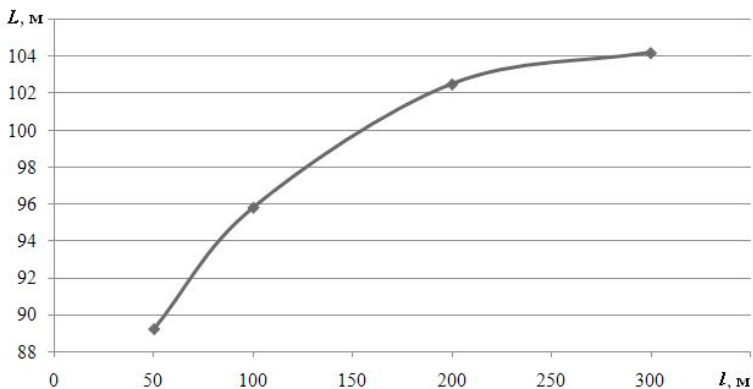


Рис. 3. Зависимость изменения протяженности L стационарной опорной зоны от величины отхода лавы l

опыте шахтой данные рекомендации были приняты, согласованы в соответствующих организациях и реализованы. Проведившиеся инструментальные исследования при отработке лавы в пределах размеров целика показали, что негативного влияния на фланговый конвейерный уклон не произошло (вертикальная конвергенция в начале выработки не превышала 60 мм и на расстоянии 20–25 м вдоль ее трассы смещений пород вообще не было зафиксировано). Это говорит о довольно высокой точности получаемых при использовании [1, 2] результатов и разрабатываемых на их основе практических рекомендаций.

В процессе отработки лавы № 365 пласта k_6 шахты «Красный партизан» были зафиксированы активные сдвигения пород контура воздухоподающего штрека – магистральной горной выработки, которая обеспечивает подачу свежей воздушной струи, материалов и оборудования, людей на все крыло шахты. Выемочный столб лавы закладывался с учетом того, что после его отработки будет сформирована стационарная опорная зона, которая не должна влиять на данную выработку.

Согласно существующим методическим рекомендациям по определению параметров зоны повышенного горного давления, после отработки лав для условий лавы № 365 пласта k_6 ширина зоны ПГД была определена 60 м. Воздухоподающий штрек находился на расстоянии 60–140 м от границ очистных работ этой лавы, что должно было исключить негативное влияние обрабатываемой лавы. Несмотря на это, в выработке начались активные смещения пород кровли, почвы и боков. Самые значительные смещения были зафиксированы при расстоянии от выработки до границ лавы 60–80 м. Что характерно – смещения в большей степени наблюдались со стороны отработанного столба лавы.

Проведение ремонтно-восстановительных работ приносило лишь временное улучшение состояния выработки, через некоторое время смещения возобновлялись с новой силой, это указывало на изменение геомеханического состояния горных пород в окрестности выработки в сторону увеличения напряжений, что всегда очень негативно сказывается на условиях поддержания выработок.

Во избежание дальнейших материально-технических затрат на поддержание данной выработки был проведен комплекс исследований изменения напряженно-деформированного состояния горного массива в ее окрестностях с учетом отработки лавы № 365 пласта k_6 . В частности, было проведено моделирование изменения параметров формирующейся стационарной опорной зоны лавы № 365.

Проведенные исследования показали, что в рассматриваемых условиях затухание процесса формирования стационарной опорной зоны закончится через 800–900 суток после отработки лавы. До этого момента параметры зоны будут изменяться как по размерам, так и по значениям напряжений и нагрузок в ней.

Как видно на рис. 4, на начальной стадии формирования стационарной опорной зоны лавы № 365 пласта k_6 ее протяженность составляет около 57 м, что соответствует полученному шахтой значению 60 м по существующей методике расчета. Однако, как показали исследования, с течением времени параметры этой зоны будут изменяться: максимум нагрузок в ней будет уменьшаться и смещаться дальше в массив от границы горных работ, протяженность этой зоны тоже будет увеличиваться и к моменту полного затухания гео-

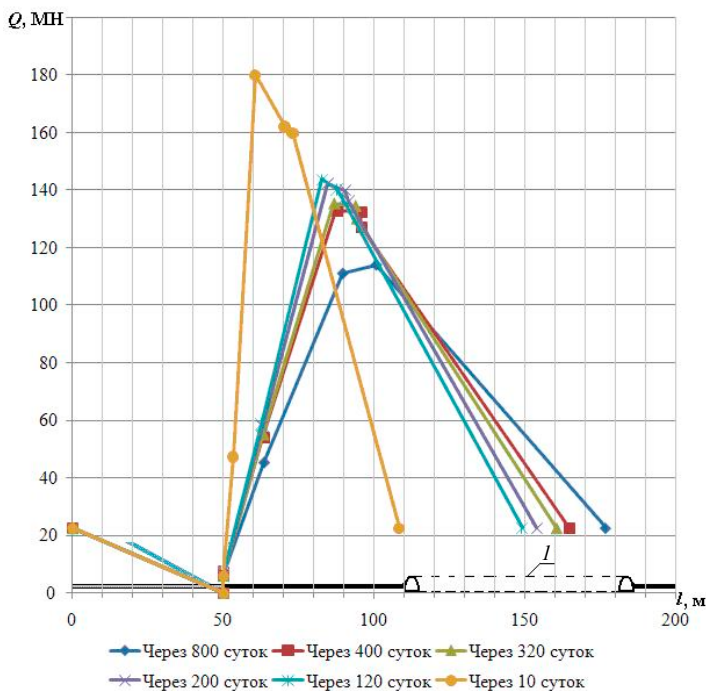


Рис. 4. Закономерность изменения нормальных нагрузок Q стационарной опорной зоны по ее длине l в зависимости от времени; l – трасса воздухоподводящего штрека

механических процессов (согласно результатам исследований, через 800 суток) составит порядка 127 м. Полученное в результате моделирования значение ширины стационарной опорной зоны более чем в 2 раза превышает соответствующее значение, полученное по существующей методике расчета.

Более наглядно зависимость изменения протяженности стационарной опорной зоны от времени, прошедшего с момента окончания очистных работ в лаве № 365 пласта k_6 , представлена на рис. 5. Достоверность полученных результатов проверялась на сопоставлении расчетных значений высоты выработки с данными маркшейдерских съемок (рис. 6).

Сопоставление прогнозных значений высоты воздухоподающего штрека, полученных в результате численного моделирования, и соответствующих фактических значений, полученных при проведении маркшейдерской съемки, показало в среднем совпадение не менее 87 и 93% по состоянию на июнь и август, соответственно, что говорит о хорошей достоверности получаемых при помощи [2, 3] результатов.

Проведенные исследования позволили выявить суть происходящих изменений геомеханического состояния горных пород в окрест-

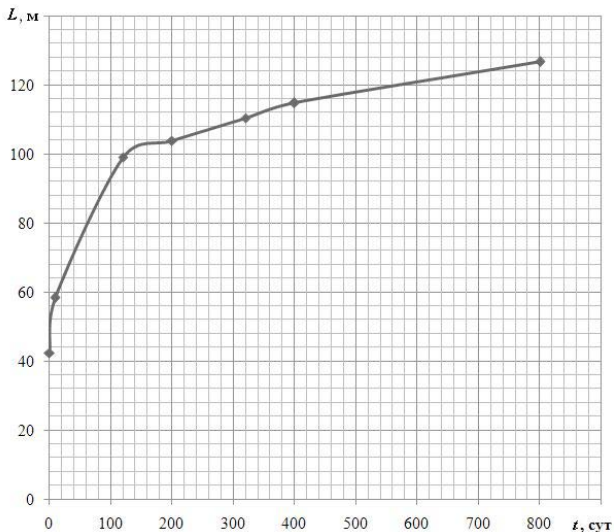


Рис. 5. Зависимость изменения протяженности L стационарной опорной зоны от времени t

ности воздухоподающего штрека, которые привели к негативным последствиям при поддержании выработки. Было установлено, что основной причиной сложившейся ситуации стало значительное увеличение стационарной опорной зоны от лавы № 365 пласта k_6 во времени. Это привело к тому, что выработка оказалась в зоне повышенного горного давления со всеми вытекающими последствиями. Исследования и опыт попыток ремонта выработки шахтой позволили сделать вывод о нецелесообразности ее дальнейшей эксплуатации ввиду нерентабельности поддержания выработки при ее постоянном нахождении в зоне повышенного горного давления. Поэтому было принято решение провести новую выработку, которая должна выполнять функции воздухоподающего штрека. Существующую выработку будут поддерживать с минимальными эксплуатационными затратами до момента ввода в эксплуатацию нового штрека.

Экономическая эффективность такого решения, по предварительным оценкам специалистов шахты, будет составлять порядка 100 млн гривен. При этом для сравнения брались затраты на проведение новой выработки, которые оцениваются в 3–4 млн дол. США, и эксплуатационные затраты на поддержание существующей выра-

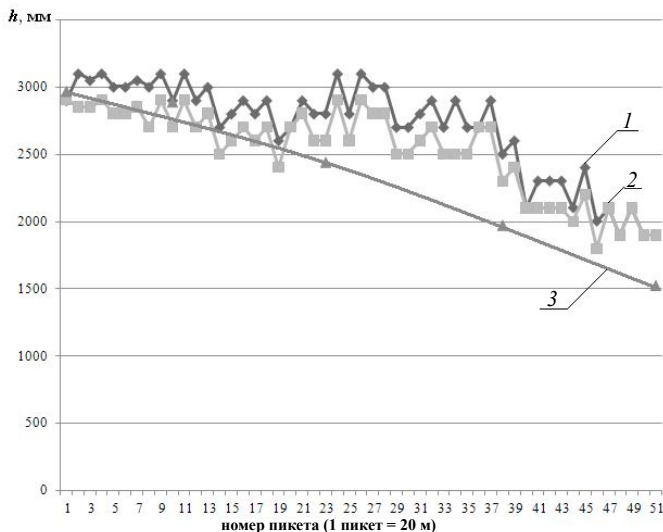


Рис. 6. Сопоставление расчетных результатов высоты выработки h с данными маркшейдерских съемок:

1 – маркшейдерская съемка в июне; 2 – маркшейдерская съемка в августе; 3 – расчетные значения

ботки в течение 20 лет, которые эта выработка должна функционировать, выполняя свое технологическое предназначение, и которые составят более 15 млн дол. США.

Комплекс проведенных исследований позволил впервые для рассматриваемых условий получить новые знания в виде закономерностей формирования стационарной опорной зоны, образующейся после отработки лавы, которые заключаются в следующем:

– при отработке выемочного столба по простиранию формирование стационарной опорной зоны со стороны падения угольного пласта как по протяженности, так и по силовым характеристикам (напряжения и нормальные нагрузки) продолжается до 900 суток после окончания работ в очистном забое лавы. Стационарная опорная зона при этом приобретает свои окончательные размеры и в дальнейшем не изменяется во времени и пространстве;

– для рассмотренных условий протяженность стационарной опорной зоны со стороны падения может составлять до 130 м, что более чем в 2 раза превышает ее значение при расчетах по нормативной методике;

– максимальные нагрузки в стационарной опорной зоне сосредоточены на расстоянии 30–60 м от границы ведения горных работ лавой и составляют $(5-8)\gamma H$.

Таким образом, имея относительно точную методологию и инструмент прогнозирования закономерностей формирования опорных зон при ведении горных работ, можно (а в случаях сложных горно-геологических и горнотехнических условий, особенно на глубине более 1000 м и необходимо) использовать их при планировании развития горных работ, чтобы избегать негативного влияния ведения добычных и проходческих работ на выработки различного назначения.

Литература

1. Булат А. Ф. Геомеханічний моніторинг підземних геотехнічних систем: монографія / А. Ф. Булат. – Донецьк: Ноулідж, 2010. – 235 с.
2. Технология стратегического планирования развития горных работ / А. Ф. Булат и др. // Уголь. – 2011. – № 2. – С. 22–25.
3. Повышение эффективности работы угольных предприятий на основе принципиально нового подхода при стратегическом планировании развития горных работ / А. Ф. Булат и др. // Энергетическая безопасность России. Новые подходы к развитию угольной промышленности: труды междунар. науч.-практ. конф. – Кемерово, 2012. – С. 174–177.

ПРИРОДНО-ТЕХНОГЕННЫЕ КАТАСТРОФЫ В СФЕРЕ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

УДК 627.8.059

ИСТОКИ КРУПНЕЙШИХ ПРИРОДНО-ТЕХНОГЕННЫХ КАТАСТРОФ, ПУТИ И МЕТОДЫ СНИЖЕНИЯ РИСКА ИХ ВОЗНИКНОВЕНИЯ*

А.Д.Сашурин

Две крупнейшие природно-техногенные катастрофы современности – Чернобыльскую (26 апреля 1986 г.) и Саяно-Шушенскую (17 августа 2009 г.) – разделяют 23 года. За этот период затоплено два соляных рудника в г. Березняки, в результате разрыва магистрального газопровода вблизи железной дороги Уфа – Челябинск сгорело два пассажирских поезда с гибелью около 600 человек, на семи угольных шахтах от взрывов метана погибло около 250 шахтеров. Перечень катастрофических событий не вписывается в рамки данной работы. «Социальный заказ» на прогноз чрезвычайных ситуаций, на смягчение их последствий, на повышение эффективности соответствующих социальных институтов и улучшение состояния гражданской защиты в обществе стал острейшей общественной потребностью, но практически не продвинулся в решении. По-прежнему в результатах расследования причин происходящих катастроф преобладает пресловутый «человеческий фактор».

А между тем, накопленный в России и в мире опыт свидетельствует, что катастрофическое поведение внутренне присуще большинству сложных систем и объектов природопользования, к которым, безусловно, относятся отмеченные выше обе станции.

Источником или причиной катастрофических явлений могут быть многочисленные техногенные или природные факторы, не всегда зависящие на стадии эксплуатации или в момент аварии от работающего персонала. Официальные комиссии, как правило, сосредотачивают все внимание на изучении «человеческого фактора» эксплуатационного персонала и упускают из виду, что сложная

* Работа выполнена в рамках интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

техногенная система создана и функционирует на массиве горных пород и его земной поверхности, которые, в свою очередь, представляют собой сложнейшую природную систему, живущую своей жизнью, со своими процессами и явлениями.

До недавнего времени под влиянием сложившихся представлений во всем разнообразии катастроф выделяли два основных их вида – природные и техногенные. Под природными обычно понимались известные всем землетрясения, ураганы, наводнения, оползни и другие подобные явления природного происхождения. Так же четко идентифицировались катастрофы техногенного происхождения. Взрывы, пожары, выбросы токсичных веществ, транспортные происшествия на автомобильных и железных дорогах и т. п. без сомнений относились к техногенным катастрофам. Иначе говоря, источником природных катастроф выступают природные силы, а техногенных – нарушения технологических регламентов.

Однако в реальной жизни обстоятельства многих катастроф не укладываются в принятые виды, и в этой нечеткой реальности сформировалось понятие третьего вида катастроф – природно-техногенных. К ним относятся аварии и катастрофы на промышленных, социальных, жилых и других искусственных объектах под влиянием скрытых природных факторов, процессов и явлений. На первый взгляд между природными и природно-техногенными катастрофами нет разницы. Но при углубленном рассмотрении отличия их становятся очевидными. Во-первых, источниками природно-техногенных катастроф выступают скрытые природные процессы, в отличие от отмеченных выше явных катастрофических процессов, воздействующих грубо и непосредственно на все объекты, оказавшиеся в сфере их влияния. Во-вторых, их различие определяется механизмом развития. Природно-техногенные катастрофы возникают в результате взаимодействия двух сложных систем, техногенной и природной, имеющих свои точки бифуркации, свои так называемые окна уязвимости. Следовательно, сложные техногенные объекты являются составной частью более сложных природно-техногенных систем, искусственные и природные элементы которых взаимодействуют, определяя стабильность или аварийность ситуации. И часто «человеческий фактор» в том и состоит, что это взаимодействие не учтено на стадии проектирования при выборе участка размещения объекта, не отражено в его конструкции и регламенте эксплуатации.

Результатом сложившегося современного подхода к расследованию причин аварий и катастроф являются замена персонала, восстановление работоспособности объекта и продолжение его эксплуатации с теми же внутренними потенциальными катастрофическими

свойствами, которые, будучи не выявленными и не устраненными, проявятся в последующем [1]. Если же отойти от политизированных и ведомственных позиций, преобладающих в настоящее время в сфере расследования природно-техногенных катастроф, то в реальной объективной действительности следует учитывать, что такие сложные уникальные быстро и необратимо развивающиеся системы могут иметь несколько путей развития, каждый из которых имеет свои «окна уязвимости», принципиальную ограниченность методик долговременного прогноза. В таких системах время, отпущенное на принятие стратегических решений, ограничено, и обычно нельзя вернуться к предшествующей ситуации и поступить в ней более разумно, т. е. происходит утрата неиспользованных вовремя возможностей. У двух знаковых катастроф, Чернобыльской и Саяно-Шушенской, эти «окна уязвимости» возникли в период их проектирования. Выбор участка размещения обеих станций был сделан неудачно, без учета современных геодинамических движений земной коры.

В порядке оправдания проектов можно отметить, что в 1960-е годы о современных геодинамических движениях было известно немного. Тем не менее, в период проектирования Саяно-Шушенской ГЭС передовые ученые обращали внимание на геодинамическую активность выбранного участка и на ее потенциальную опасность для электростанции [2, 3]. Но их обращения то ли мешали плановым срокам, приуроченным к знаменательным датам, то ли просто в силу ведомственных амбиций были восприняты весьма негативно [4]. Это упущение («окно уязвимости») отмечено было В. И. Брызгаловым, длительное время возглавлявшим работу станции. «Несмотря на более чем тридцатилетний период с начала целевого изучения территории для строительства Саяно-Шушенской ГЭС, не были детально исследованы и некоторые геологические структуры (разломы) и процессы (движения земной коры), которые являются основными факторами и определяют долговременную стабильность территории. В проекте не были предусмотрены ни технические средства, ни сами наблюдения за геодинамическими процессами, а предполагалась лишь установка аппаратуры в теле плотины» [5, с. 32–33].

Сегодня вернуться к прежней ситуации и поступить в ней более разумно невозможно. Чернобыльская станция потеряна безвозвратно, и сегодня для ее четвертого блока актуальна проблема – затыкать дыры в старом разрушающемся саркофаге или строить новый. Саяно-Шушенская станция вновь вводится в строй без раскрытия причины произошедшей катастрофы, а следовательно, без ее устранения. Запуск восстановленных гидроагрегатов в этих условиях

с определенной вероятностью можно рассматривать как запуск бомб замедленного действия с неизвестным временем срабатывания.

Да, шпильки крепления крышки гидротурбины действительно порвались, что выступает в официальных актах расследования в качестве основной причины катастрофы [6]. Да, они были с усталостными дефектами. Но почему они в них возникли, когда по штатным нагрузкам их не должно быть? Почему они «дорвались» внезапно, имея многократный запас прочности на момент аварии? Почему в аналогичной ситуации в 1983 г. на Нурекской ГЭС при порвавшихся 55 шпильках из всех 72 оставшиеся 17 шпильки удерживали крышку, допустив лишь проникновение воды в генераторный отсек? Это позволило перекрыть водовод и не допустить дальнейшего катастрофического развития аварии. И, наконец, почему шпильки с установленными дефектами, как показано в работе [6], распределились по кругу крышки анизотропно? Ответы на эти вопросы могут быть получены только в результате проведения специальных исследований современных геодинамических движений, которые предусмотрены современным нормативным документом СП 11-104-97, в том числе на стадии эксплуатации объекта, если возникли предположения о влиянии современных геодинамических движений на безопасность объекта [8]. Таким образом, станция восстанавливается в условиях, когда не выявлены и не устранены причины произошедшей катастрофы. А это не что иное, как создание вновь очередного «окна уязвимости», утрата возможностей предотвратить развитие катастрофической ситуации. И повторение локальной аварии, подобной произошедшей, – не самый худший вариант. Существует реальная возможность нарушения устойчивости самой плотины.

Итак, каковы истоки двух знаковых катастроф, первая из которых серьезно повлияла на процесс развала СССР, а вторая, в случае ее развития в соответствии с прогнозами данной работы, завершится непредсказуемыми последствиями для современной России.

Первым источником обеих катастроф, или их «окнами уязвимости», явился выбор под оба объекта достаточно сложных в тектоническом отношении территорий, специфика которых не была отражена в конструктивных решениях. Чернобыльскую АЭС расположили на границе Днепровско-Донецкого прогиба среди серии глубинных разломов северо-восточного – юго-восточного простирания [9]. Саяно-Шушенскую ГЭС расположили в районе Джебашско-Джойского тектонического блока, представляющего собой антиклинорий, созданный интрузией гранитов, прорвавшейся на поверхность через толщу прочных метаморфизованных сланцев примерно в полукилометре от плотины выше по течению (рис. 1) [5]. Контакт гранитов

со сланцами круто падает в поперечном сечении под правый берег, а в продольном сечении – в сторону нижнего бьефа плотины под углами, соответственно, 45° и 50° (рис. 2). Особенности его залегания обуславливают большую разницу мощностей сланцев в береговых примыканиях. В левом примыкании она едва достигает 250 м, а в правом увеличивается до 450 м. Неравномерность двухслойного основания плотины в сочетании с контактным метаморфизмом предопределяет неоднородное деформирование плотины при сезонных колебаниях уровня водохранилища даже без воздействия современных геодинамических движений. Но из рис. 1 следует, что сланцы подверглись активному тектоническому структурированию, связанному, по-видимому, с прорывом интрузии. По дизъюнктивным нарушениям, совпадающим с руслами ручьев Карлов и Таловка, тек-

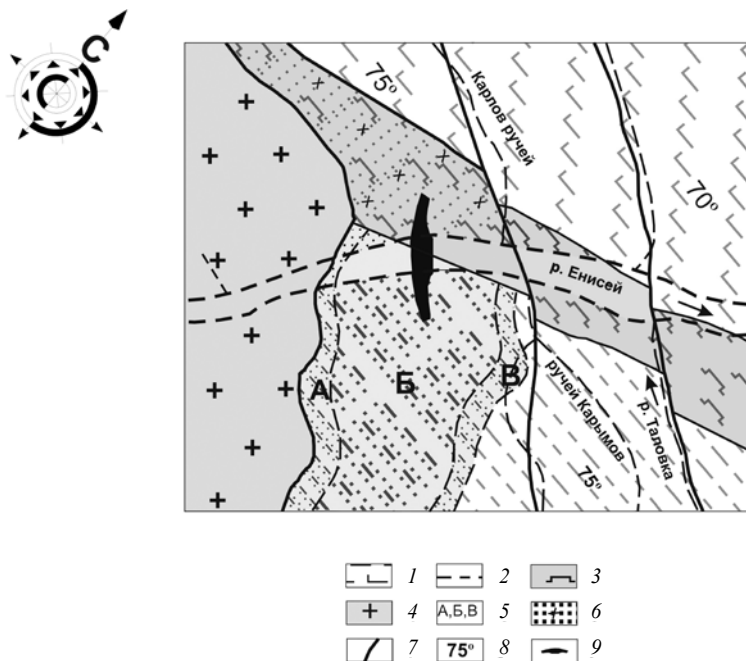


Рис. 1. Схематичная геологическая карта гидроузла СШГЭС [5]:
 1 – парасланцы черемуховской толщи; 2 – парасланцы карымовской толщи;
 3 – ортосланцы; 4 – границы джойской интрузии; 5 – зоны контактного метаморфизма:
 А – сильного, Б – среднего, В – слабого; 6 – нерасчлененная зона контактного
 метаморфизма; 7 – тектонические зоны; 8 – угол залегания пород; 9 – контур плотины

тонические блоки сместились на сотни метров в горизонтальной и вертикальной плоскостях. В результате на геологической схеме контрастно прослеживается система структурных блоков одного из иерархических уровней. Одна из границ этих блоков между карымовскими парасланцами и ортосланцами, представляющая собой разломную зону, пересекает наискосок плотину ближе к левому примыканию (рис. 3, см. рис. 1 и 2).

Неудачное размещение обоих объектов с позиций тектонического строения массива дополнилось высокой геодинамической активностью районов и непосредственно площадок станций. Чернобыльская катастрофа в течение 5–6 лет предшествовало несколько заметных геодинамических событий в Центральном районе, таких

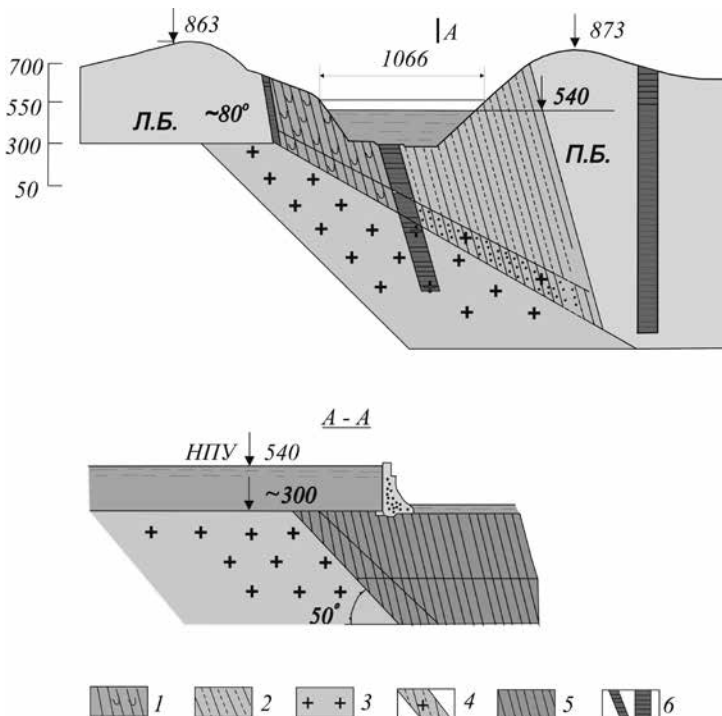


Рис. 2. Геоструктурная схема створа плотины Саяно-Шушенской ГЭС [5]:
 1 – ортосланцы зеленокаменные; 2 – парасланцы; 3 – джойская гранитная интрузия;
 4 – зона контактного метаморфизма; 5 – дайка основного состава; 6 – разломы

как солигорские землетрясения (1978 и 1983 г.), прорыв дамбы рас-
сохранилища Стебнековского калийного комбината (1983 г.), мощ-
ный смерч на Русской равнине (1984 г.) и др. [9]. Летом 1985 г., за
год до катастрофы, обнаружены большие смещения фундаментной
плиты энергоблока № 4. По запросу руководства станции ИФЗ АН
СССР должен был начать их исследование 12.05.1986 г. В этот же
период возникли большие трудности в эксплуатации турбогенера-
торов № 7 и 8, вызванные возникновением высокой вибрации. Это по-
требовало многократных вызовов харьковских турбостроителей для
устранения вибрации, в том числе и за две недели до катастрофы,
когда был замечен перекос фундаментов непосредственно турбоге-
нераторов. В ночь с 25 на 26 апреля 1986 г. в период аварии сейс-
мостанцией «Норинск», расположенной в 70 км, зарегистрировано
более 20 сейсмопроявлений. Фиксировались они и на следующий
день, и через 4 месяца [9]. Таким образом, весь период до аварии,
в процессе аварии и после нее регистрировались активные геоди-
намические процессы и их следствием были деформации и перекос

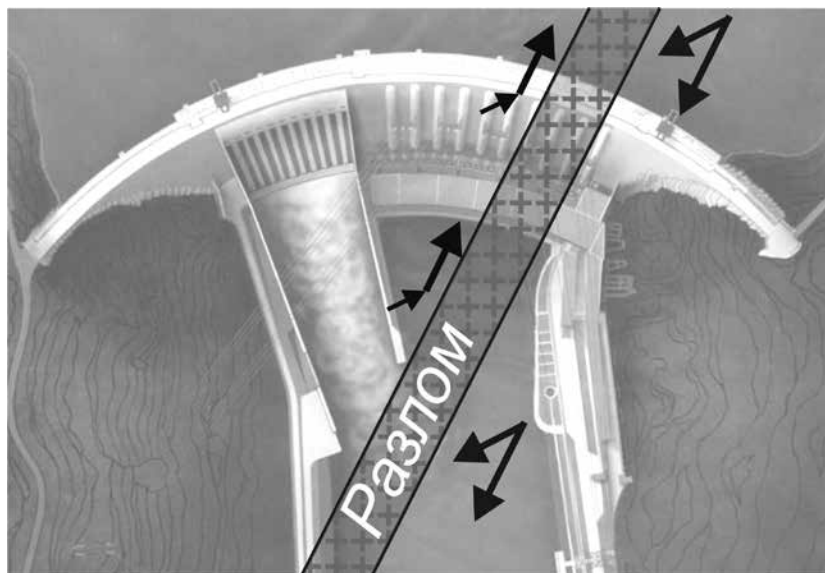


Рис. 3. Расположение разлома и прогнозируемые геодинамические движения структурных блоков

фундаментов, повышенная вибрация турбогенераторов, то есть геодинамические процессы выступали как источник аварии.

В районе Саяно-Шушенской ГЭС современные геодинамические движения фиксировались еще в период проектирования в 1964 – 1969 гг. [2, 3]. Но проектировщики и ведомственный аппарат, как отмечено выше, отмахнулись от этих предупреждений [4]. В то же время характер усталостных разрушений шпилек крепления крышки гидроагрегата, вызванных сдвиговыми усилиями циклического действия, свидетельствуют, что на протяжении всего периода эксплуатации гидроагрегат находился под воздействием трендовых и циклических современных геодинамических движений. Деформирование шахты и крышки гидроагрегата под их воздействием послужило причиной повышенной вибрации, как у турбогенераторов Чернобыльской АЭС [9].

При сохранении наследственности палеогеодинамических движений, образовавших приведенную на рис. 1 блочную систему в разломной зоне, пересекающей плотину, возникает сдвиг, вызывающий нештатное напряженно-деформированное состояние в теле плотины, в конструкции машинного здания, в том числе в бетонных шахтах гидроагрегатов. Но деформациям шахт препятствуют стальные крышки, разделяющие камеры гидротурбины и генераторов. Силовое взаимодействие крышки и бетонной шахты осуществляется за счет шпилек, в которых возникает срезающее усилие. Конструктивно они предназначались для работы на разрыв. В срезающих усилиях выделяются трендовые и циклические составляющие, обусловленные соответствующими видами современных геодинамических движений. В циклических компонентах наибольшие амплитуды проявляются в циклах с продолжительностью около одного часа, т. е. около десяти тысяч циклических погружений в год.

На рис. 4 представлена диаграмма усталостных разрушений сечения каждой шпильки в процентах к площади ее сечения, построенная по данным акта расследования [7]. В распределении усталостных нарушений по контуру крышки четко просматривается анизотропия. Зоны с высоким удельным разрушением и зоны с отсутствием разрушений определяют направления, соответственно, максимальных и минимальных деформаций в аварийном гидроагрегате. С фактической диаграммой усталостных разрушений шпилек хорошо коррелируют теоретические зоны смещений контура шахты при одноосном нагружении, отстроенные на этом же рисунке. Таким образом, причина разрушения шпилек в целом понятна. Остается неясным внезапный характер их «дорыва» при оставшемся многократном запасе прочности на отрыв. Этот процесс связан с «хлопком», отме-

ченным в акте расследования, но не нашедшим своего объяснения. Хлопок мог свидетельствовать о динамическом разрушении бетона и вмещающих пород в шахте гидротурбины, подобном горным ударам в горных породах. Версия динамического разрушения пород в основании гидроагрегата рассмотрена в работе [10]. Динамический выброс нарушенных пород и бетона способен на какой-то промежуток времени перекрыть отводной канал, остановив движущийся поток воды. Гидротурбина, обладающая вместе с генератором кинетической энергией, вращаясь в остановившейся воде, превращается в гребной винт. Мощность гидроагрегата, составлявшая на момент

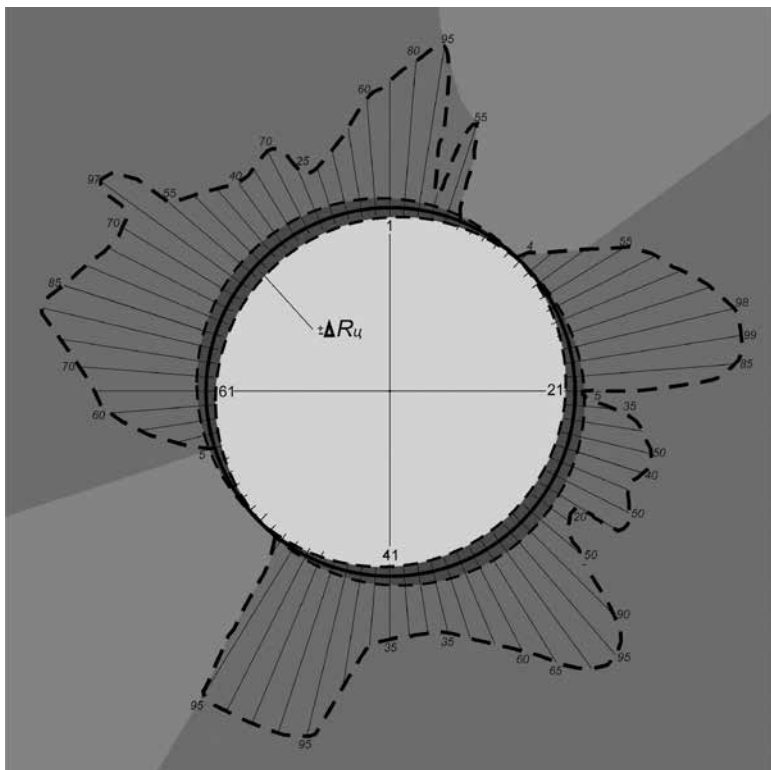


Рис. 4. Диаграмма усталостных разрушений шпилек (% от сечения) и зоны циклических сдвиговых нагрузжений шпилек от циклических короткопериодных геодинамических движений ($\pm \Delta R_{II}$)

аварии около 400 МВт, проясняет причину внезапного разрыва всех шпилек, подъема и «полета» гидроагрегата.

Таким образом, «хлопок» – динамическое разрушение бетонной шахты гидротурбины – замыкает окончательно цепочку событий, завершившихся одной из крупнейших аварий современности:

- нештатное циклическое деформирование бетонной шахты гидроагрегата под воздействием современных геодинамических движений;

- возникновение в шпильках крепления крышки гидроагрегата циклических срезающих нагрузок и усталостных трещин;

- динамическое разрушение бетонной конструкции водоотводной системы в виде горного удара («хлопка») с мгновенным перекрытием водоотводного канала и остановкой водотока;

- переход вращающейся турбины в остановившейся воде в состояние гребного винта, дорыв оставшегося сечения шпилек с выбросом гидроагрегата в машинный зал.

При общих истоках обеих катастроф каждой из них, как и подобает сложным системам, присуща своя индивидуальность развития, ущерба и возможности снижения риска и тяжести последствий в будущем. Относительно Чернобыльской АЭС, выведенной из эксплуатации, проблема, как отмечалось выше, состоит в поддержании изоляции саркофага. В отношении интенсивно восстанавливаемой Саяно-Шушенской ГЭС ситуация неоднозначна. Истоки и причины аварии на гидроагрегате № 2 позволяют сделать по ней два основных вывода. Во-первых, подобная авария возможна при последующей эксплуатации станции на любом из десяти агрегатов и особенно в зоне левого примыкания. Во-вторых, сама плотина не гарантирована от развития разрушительных деформаций. Для обоснованной оценки реальной ситуации и возможных вариантов ее дальнейшего развития требуется проведение специальных исследований по диагностике геодинамической активности территории станции, предусмотренных СП 11-104-97 [8].

Выводы

1. Официальные расследования и широкое публичное обсуждение не вскрыли действительных истоков и причин двух крупнейших природно-техногенных катастроф современности, обусловленных геодинамическими явлениями и процессами на участках размещения аварийных объектов.

2. Без вскрытия истоков и причин аварии восстановление и эксплуатация Саяно-Шушенской ГЭС не исключают повторения подобных аварий, а также нарушения устойчивости самой плотины

с возникновением масштабной чрезвычайной ситуации для городов и населенных пунктов, расположенных в бассейне Енисея ниже ГЭС.

3. Снижение риска и последствий развития аварийной ситуации возможно только на основе результатов специальных исследований по диагностике геодинамической активности территории размещения ГЭС.

Литература

1. Сашурин А. Д. Трагедии могут стать периодическими. Об аварии на Саяно-Шушенской ГЭС и возможном развитии ситуации / А. Д. Сашурин // Технадзор. – 2010. – № 8 (45). – С. 60–63.

2. Митропольский А. С. О новейших тектонических движениях в Западном Саяне / А. С. Митропольский, А. М. Анищенко // Геология и геофизика. – 1964. – № 12.

3. Митропольский А. С. Современные тектонические движения в Западном Саяне // А. С. Митропольский // Геология и геофизика. – 1969. – № 2. – С. 141–144.

4. Варковецкий М. Б. К вопросу о проявлении современных тектонических движений в долине р. Енисея в Западном Саяне / М. Б. Варковецкий, И. А. Иванов // Геология и геофизика. – 1968. – № 9.

5. Брызгалов В. И. Из опыта создания и освоения Красноярской и Саяно-Шушенской гидроэлектростанций / В. И. Брызгалов. - Красноярск: Изд. дом «Суриков», 1999. – 563 с.

6. Сашурин А. Д. Истоки и причины аварии на Саяно-Шушенской ГЭС: возможное развитие ситуации / А. Д. Сашурин // Гидротехническое строительство. – 2012. – № 1. – С. 37 – 43.

7. Акт технического расследования причин аварии, произошедшей 17 августа 2009 года в филиале Открытого акционерного общества «РусГидро»-«Саяно-Шушенская ГЭС имени П. С. Непорожного». – 2009. – 141 с.

8. СП 11-104-97. Инженерно-геодезические изыскания для строительства.

9. Васильев В. Г. Геофизические аспекты катастрофы Чернобыльской атомной станции / В. Г. Васильев, И. Н. Яницкий А. К. Фефелов [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://heliometr-doklad.narod.ru>

10. Пак Г. Л. О возможных причинах аварии на Саяно-Шушенской ГЭС / Г. Л. Пак, В. Н. Долгонос // Безопасность труда в промышленности. – 2011. – № 2. – С. 22–26.

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНО-ТЕКТОНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНОГО МАССИВА КАК ИСТОЧНИКА ФОРМИРОВАНИЯ ОЧАГОВ ПРИРОДНО-ТЕХНОГЕННЫХ КАТАСТРОФ*

В. В. Мельник

Развитие технического прогресса и ускоренное нарастание опасностей в природно-техногенной сфере деятельности существенно превышают возможности защиты от аварий и катастроф, вызываемых этими действиями. Поэтому изучение природы аварий, происходящих в процессе эксплуатации опасных объектов, разработка технологий прогноза и снижения риска и тяжести последствий проявления аварийных ситуаций являются важнейшими и первостепенными задачами современных фундаментальных и прикладных научных исследований.

Взаимосвязь гидрогеологических, структурно-тектонических и геодинамических характеристик массива горных пород имеет большое значение при прогнозировании развития опасных геотехногенных процессов. Фильтрационные свойства горного массива полностью зависят от степени его трещиноватости и тектонической нарушенности. Современная геодинамическая активность тектонических нарушений провоцирует активизацию развития трещиноватости и переход массива в дезинтегрированное состояние, предопределяя образование зон критических деформаций массива горных пород, залегающего в основании инженерных сооружений, и вызывая их разрушение.

Требования к учету геодинамической активности и параметров современных движений земной коры при проведении инженерных изысканий на промплощадках строительства объектов I и II уровней ответственности сформулированы в СНиП и сводах правил по инженерным изысканиям для строительства, но сложность, многогранность проявления и недостаточная изученность геодинамической активности порождают многозначность критериев и требований, которые не всегда отражают сущность процессов воздействия современных геодинамических движений на инженерные сооружения. По этим же причинам исследование геодинамических движений, несмотря на требования нормативных документов, не стало повсед-

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

невной нормой проведения инженерных изысканий, что, безусловно, может служить одной из важных причин нарушения устойчивости конструктивно сложных ответственных объектов.

На протяжении последних 10 лет специалистами отдела геомеханики проводятся исследования в области обеспечения безопасности строительства и эксплуатации объектов горно-металлургического и энергетического комплексов, а также зданий и сооружений городской инфраструктуры. Как показал опыт проведения подобных работ, одним из основных факторов, влияющих на устойчивость сооружений, является структурно-тектоническое строение массива горных пород, залегающего в их основании.

Опыт показывает, что одним из наиболее перспективных методов изучения структуры массива горных пород, особенно в условиях городской застройки и месторождений рудных полезных ископаемых, а также в подземных горных выработках является геофизический метод спектрального сейсмопрофилирования (ССП), разработанный НПФ «Геофизпрогноз» в г. Санкт-Петербурге.

Сущность метода заключается в выявлении поверхностей скольжения, трещин и их совокупностей, то есть зон микро- и макротрещиноватости. Особенно хорошо методом СПП выявляются открытые трещины, связанные с современной геодинамической активностью. Экспериментально установлено, что в граничных зонах самоорганизующихся блоков уровень межблочных подвижек и вызванных ими деформаций в 3 раза превосходит средние интегральные значения [1]. Во внутренних областях этих блоков внутриблочные подвижки и вызванные деформации составляют около 0.5 от средних интегральных значений.

В первую очередь источником и стимулятором постоянно протекающих подвижек в осадочных породах являются находящиеся в породах кристаллического фундамента тектонические нарушения. В связи с этим метод СПП является инструментом, с помощью которого выявляются зоны тектонических нарушений.

Спектральный сейсморез представляет собой совокупность спектральных изображений непосредственно сейсмосигналов, то есть является изображением первичной информации, не искаженной какой бы то ни было интерпретацией. Получаемые в результате компьютерной обработки распечатки представляют собой изображение спектров сейсмосигналов и одновременно изображение конкретных геологических объектов в геомеханическом аспекте или изображение разного рода подвижек. Подробное описание физической сущности метода приведено в монографии [2].

Диагностику участков строительства следует осуществлять путем изучения строения массива горных пород, выделения потенциально опасных тектонических нарушений, геодинамическая активность которых может послужить причиной возникновения катастроф, связанных с деформациями и разрушением строящихся объектов [3]. Для получения наиболее достоверной информации о структуре следует использовать комплекс геофизических методов, изучающих различные поля и свойства горного массива. Но большинство геофизических методов имеет ряд ограничений по использованию в условиях городских агломераций и большинства рудных месторождений.

Метод ССП устойчив к большинству промышленных помех, наличию различных коммуникаций, асфальта, пород, обладающих высокой электропроводностью, – руды и т. п. Кроме того, метод успешно используется в подземных условиях при зондировании в стенки выработок, что позволяет прогнозировать возможные аварии при проходке горных выработок, а также при исследовании массива на большие глубины до 200–300 м и более. Одним из основных пре-

имуществ метода является высокая мобильность. Измерения проводятся двумя операторами одним сейсмоприемником в одной точке, возбуждение колебаний производится ударом в непосредственной близости от сейсмоприемника, что позволяет производить работы в стесненных условиях.

В 2010 году отделом геомеханики ИГД УрО РАН совместно со специалистами Уральского горного университета были проведены исследования на участке недропользования с целью выявления причины разрушения девятиэтажного жилого дома по ул. Мусоргского в г. Екатеринбурге (рис. 1).



Рис. 1. Разрушающийся дом

Дом отселен в 2002 году, решается вопрос о его сносе. На момент производства полевых геофизических и геодезических работ имелась информация о дополнительно проведенных инженерно-геологических изысканиях в момент начала разрушения. Инженерно-геологический разрез приведен на рис. 2.

Как видно из разреза, участки максимальных деформаций расположены в местах максимального приближения скальных пород к поверхности, хотя характер деформаций – проседание фундамента с образованием трещин на лицевой поверхности здания.

Для выявления причин деформаций были проведены исследования грунтов методом ССП. Геомеханическая модель участка, полученная этим методом, приведена на рис. 3.

На сейсмограммах хорошо видны воронкообразные объекты, являющиеся основным признаком тектонических нарушений при интерпретации результатов СПП. Открытые трещины и поверхности скольжения показаны на спектральных сейсморезах линиями.

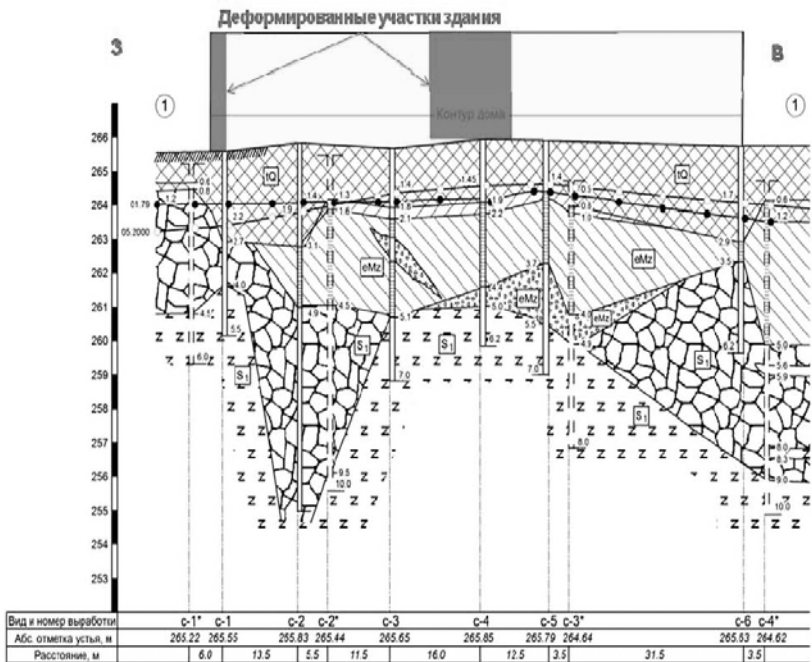


Рис. 2. Инженерно-геологический разрез основания здания

Кроме того, на площадке была оборудована геодезическая станция для наблюдений за деформациями земной поверхности и проведены две серии наблюдений методом высокоточного нивелирования. Анализ результатов показал незначительное проседание поверхности в районе скважины № 4, показанной на рис. 1, так как временной интервал был небольшой, всего три месяца. Впоследствии мониторинг планируется продолжить.

К сожалению, высокая плотность застройки не позволила получить качественные материалы по диагностике короткопериодной циклической геодинамической активности участка методом GPS, погрешности измерений оказались выше уровня современных движений. Однако при планировании строительства на незастроенной территории такие исследования необходимы, так как они дают представление об уровне современной активности разломных зон.

Стоит отметить, что не все выявляемые тектонические нарушения обладают современной геодинамической активностью, и в процессе проведения исследований следует это учитывать.

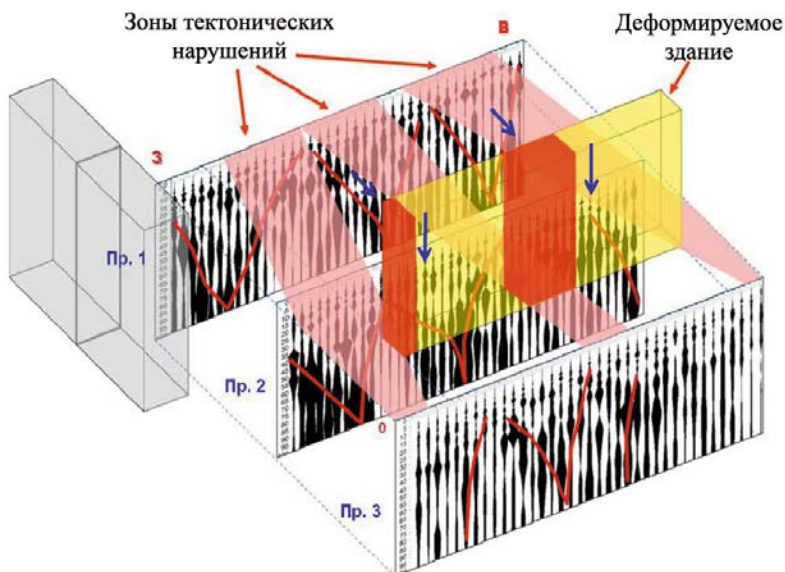


Рис. 3. Геомеханическая модель участка разрушающегося дома



Рис. 4. Деформация мостового перехода через реку Сосьву

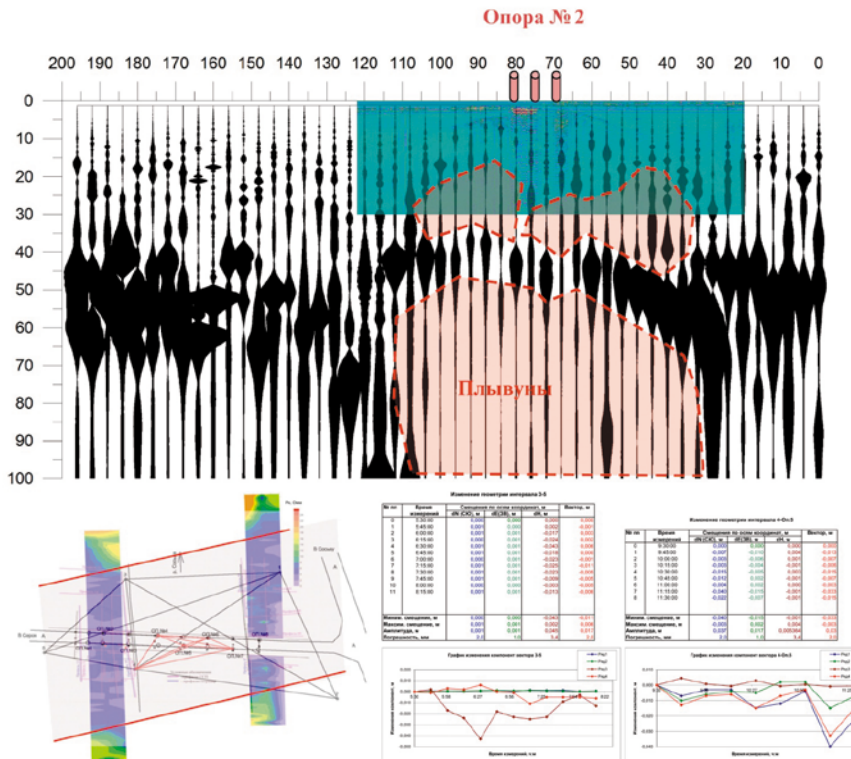


Рис. 5. Структурно-геодинамическое строение основания моста

Комплексными экспериментальными исследованиями, проводимыми при строительстве моста через реку Сосьву, установлено, что дезинтегрированный массив горных пород в геодинамически активных тектонических нарушениях под влиянием короткопериодных современных геодинамических движений приобретает тиксотропные свойства, образуя зоны пльвунов, в которых опоры мостов теряют свою несущую способность.

Так при строительстве моста через реку Сосьву в Серовском районе две опоры, оказавшиеся в подобной зоне, осели на 18 и 28 см, нарушив профиль моста. Это привело к частичному разрушению мостового перехода, хотя величина нагрузки на опоры полностью соответствовала прочностным показателям основания, определенным как в процессе инженерно-геологических изысканий, так и по дополнительным изысканиям после деформирования (рис. 4).

По результатам глубинных геофизических исследований было выявлено, что глубинное основание опор 2 и 3 представлено пльвунами, образовавшимися в результате тектонической подвижности и представленными обводненным дезинтегрированным грунтом (рис. 5).

В результате проведенных мероприятий по укреплению мостового перехода путем монтажа дополнительных свай и создания ростверка между дополнительными сваями и установленными опорами мост был приведен в устойчивое состояние и его проседание



Рис. 6. Мостовой переход после реконструкции

прекратилось. В настоящий момент мост эксплуатируется в штатном режиме (рис. 6).

Разработанная методика диагностики массива горных пород так же успешно используется при определении возможности строительства объектов недропользования на подработанных подземными горными работами территориях [4]. Совокупность методов диагностики позволяет достоверно определить состояние подработанного массива, стадию обрушения, глубину и объемы подработки, что особенно актуально для районов распространения старых горных работ. Данная методика успешно используется и при обосновании строительства в областях развития опасных геологических процессов – карста [5].

На основании проведенных экспериментальных исследований сделаны следующие выводы:

1. Свойства грунтов, получаемые при стандартных инженерно-геологических изысканиях, не дают полного представления о состоянии массива.

2. Для безопасного строительства и эксплуатации ответственных инженерных сооружений обязательно требуется проведение исследований структурно-тектонического строения горного массива, залегающего в его основании, а в случае выявления тектонических нарушений изучение их геодинамической активности и состояния грунтов.

3. Современная геодинамическая активность не только определяет свойства грунтов (тиксотропия, пльвунистость, трещиноватость), но и оказывает влияние на прочностные свойства самого сооружения, вызывая усталостные деформации и разрушения.

4. Своевременный прогноз опасных геотехногенных процессов с помощью изучения структурно-тектонического строения массива горных пород и выявления современной геодинамической активности разломных зон позволит заблаговременно выявлять наиболее проблемные участки для строительства, выбирать оптимальные параметры инженерных сооружений, что обеспечит снижение риска аварий и катастроф в процессе их строительства и эксплуатации.

Литература

1. Балек А. Е. Управление напряженно-деформированным состоянием скального массива путем регулируемых подвижек консолидированных геоблоков / А. Е. Балек // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2005. – № 6. – С. 164–170.

2. Гликман А. Г. Физика и практика спектральной сейсморазведки / А. Г. Гликман // Internet. <http://www.newgeophys.spb.ru/ru/book/index.shtm>.

3. Мельник В. В. Исследование и создание геолого-структурной и геомеханической модели участка недропользования / В. В. Мельник, А. Л. Замятин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2005. – № 4. – С. 226–230.

4. Усанов С. В. Подработанные подземными работами территории в г. Березовский и оценка возможности их использования / С. В. Усанов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2010. – № 10. – С. 349–352.

5. Мельник В. В. Оценка опасности карстопоявлений геофизическими методами / В. В. Мельник // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal). – 2008. – № 9. – С. 143–147.

УДК 622.831.3 : 550.385.37

СВЯЗЬ ТЕХНОГЕННЫХ АВАРИЙ НА СОЛЯНЫХ РУДНИКАХ С ПУЛЬСАЦИЕЙ НАПРЯЖЕНИЙ В ЗЕМНОЙ КОРЕ*

Я. И. Липин

Случившееся в 2006 г. затопление Первого Березниковского рудника (БКРУ-1) с образованием трех больших провалов в пределах городской черты и нанесенный аварией значительный ущерб продолжили череду крупных аварий на рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей (ВКМКС). Невыясненными до сих пор остаются причины аварий, кроме того, что они носят природно-техногенный характер [1].

Первая авария с затоплением Третьего Березниковского рудника на ВКМКС случилась в 1986 г. Затем в 1995 г. при землетрясении на Втором Соликамском руднике произошло обрушение поверхности на глубину до 4,5 м на площади 950×750 м при разрушении целиков и выработок под землей на площади 500×500 м. Затопления рудника удалось избежать.

Зарубежные рудники также подвержены этим явлениям [2]. Так, в 1975 г. были затоплены соляные шахты «Вапно» (Польша) и «Ронненберг» (Германия), в 1980 г. шахта «Джефферсон-Исланд» (США),

* Исследования выполнены при поддержке программы Президиума РАН № 4 2012-2014.

в 1987 г. шахта «Пейшнс» (Канада), в 1997 г. шахта «Потокан» (Канада). А с конца XIX и в XX веке только в Германии затоплено более 80 рудников [3]. Из других известных аварий отмечаются обрушение потолочины на высоту 25–30 м на руднике Соль-Илецк в 1919 г. с образованием воронки диаметром 20 м и глубиной 15 м, а в 1979 г. рудник № 1 в Соль-Илецке был затоплен. В 1952 г. на Солотвинском месторождении соли произошел прорыв воды в очистные выработки шахт № 7 и № 8 [3].

После первой аварии на ВКМКС в 1986 г. была сформирована федеральная научно-исследовательская программа, посвященная защите соляных рудников от затопления. В ней приняли участие более 80 организаций [1]. Из действенных мер по защите от разрушения водозащитной толщи была рекомендована закладка очистных камер. Однако даже при значительном темпе закладочных работ, начатых с 1934 г., своевременно заполнить очистные камеры вряд ли было возможно.

Из последующих исследований, включая крупномасштабное математическое моделирование процессов деформирования и разрушения подработанных толщ, было установлено, что причиной аварий является несоответствие параметров горных работ горно-геологическим условиям [1]. Соответствующие параметры пока не найдены.

Горно-геологические условия ВКМКС широко представлены в научно-технической литературе и нет необходимости подробно приводить их здесь. Отметим лишь их некоторые особенности, которые значительно влияют на геомеханическую обстановку на месторождении при производстве горных работ.

На ВКМКС до глубины около 200 м под четвертичными отложениями почти повсеместно залегает водонасыщенная карбонатно-мергельная толща, запасы воды в которой позволяют вести водозабор для промышленных нужд предприятий свыше 200 тыс. м³/сут. (73 млн м³/год) при суммарной подземной добыче калийных солей около 35 млн т/год. Ниже начинается соляная толща мощностью до 600–800 м, в которой на глубине 350–450 м отрабатываются 2–3 пласта калийных солей мощностью 4–6,5 м, разделенные пропластками каменной соли переменной мощности от 3 до 17 м.

Продуктивная залежь отрабатывается, главным образом, камерной системой разработки с использованием самоходного оборудования (комбайнов). Параметры системы разработки следующие [3]: при соосном расположении камер в зависимости от условий их ширина колеблется от 3 до 16 м, а высота определяется мощностью вынимаемых пластов. Принятая соосность предопределяет расстояние между осями камер 27 м, а минимальную ширину ленточных целиков 11 м.

После выемки продуктивных пластов выработанное пространство рудников в пределах панели, размеры которой 600 и более метров, в сечении представляют собой геомеханическую конструкцию, состоящую из 2–3 ярусов камер, разделенных по горизонтали междукамерными целиками (МКЦ) заданных нормативными документами размеров, а по вертикали размер потолочных целиков продиктован геологическими условиями, и высота их не нормируется, поскольку они не принимают участия в решении главной геодинамической задачи, которой является необходимость сохранения водозащитной и всей залегающей толщи.

При решении геомеханических задач на ВКМКС принято, что естественное напряженное состояние массива солей имеет характер, близкий к гидростатике, а комплекс солей толщи сложен упруго-вязкопластическими породами [1]. Особо необходимо подчеркнуть сравнительно невысокую прочность солей. Так, прочность карналитового пласта V_K , залегающего над сильвинитами, составляет 11,5 МПа, сильвинитовых пластов АВ и K_pII 19 и 23 МПа, соли междупластья 21,5 МПа [1,2].

При установлении причинно-следственной связи аварий в недрах с пространственно-временными факторами следует иметь в виду, кроме прочностных свойств пород, существующее естественное напряженное состояние массива. Измеренные в разные годы на рудниках ВКМКС напряжения приведены в таблице [4]. К важным особенностям геологических условий соляных залежей, вносящих свою лепту в геомеханическую картину при отработке свитых пластов, следует отнести наличие в соляной толще пропластков глин, которые разделяют массив солей на отдельные слои с различной деформационной способностью от горизонтальных напряжений, что в значительной степени снижает устойчивость выработок [3].

Напряженное состояние пород на рудниках ВКМКС

Рудник	Напряжения, МПа			Азимут действия σ_1 , град	Глубина измерения, м
	σ_1	σ_2	σ_z		
БКРУ-1	24,1	12,9	19	135	400
БКРУ-3	20,6	17,2	13,2	107	400
СКРУ-3	14,5	9,2	11,2	75	300

Исследованиями ИГД УрО РАН последних лет доказано, что в структуре поля напряжений в земной коре необходимо, помимо литостатической и постоянной тектонической, выделять пульсирующую составляющую, возникающую по причине периодического

расширения и сжатия Земли [5, 6]. Продолжительность этого периода составляет 11 лет, радиус Земли за этот период уменьшается на 1,5–2,5 км, а относительная деформация составляет $(2-4) \times 10^{-4}$ (рис. 1).

Важным параметром пульсирующих напряжений является их приуроченность к циклам солнечной активности, продолжительность которых также равна 11 годам. При этом минимуму солнечной активности соответствует максимум действия пульсирующих напряжений, величина которых достигает $\sigma_{\text{тп}} = 10 \div 20$ МПа. Важно заметить, что указанные значения нагрузок в системе недропользования имеют свойство концентрироваться в подземных конструкциях (горные выработки, камеры, очистные пространства и т. д.), где их величина увеличивается в 2–3 раза [4].

Хронологический анализ рассматриваемых аварий на ВКМКС и за рубежом показывает, что большинство их приурочено к периодам действия в толще недр максимальных значений пульсирующих тектонических напряжений (рис. 2). При этом, как показывают инструментальные измерения астрофизиков, относительная деформация радиуса Солнца достигает $3,6 \cdot 10^{-4}$, что позволяет говорить о космической природе рассматриваемого явления [6]. В эти периоды времени земная кора повсеместно, в том числе и на ВКМКС, дополнительно нагружается в соответствии с вышеприведенными параметрами, что приводит к увеличению горизонтальных нагрузок на 5–7 МПа. Для потолочных целиков на участках залежей с мощностью междупластий, сопоставимой с высотой выработок, это дает дополнительную нагрузку до 14 МПа, что при средних показателях

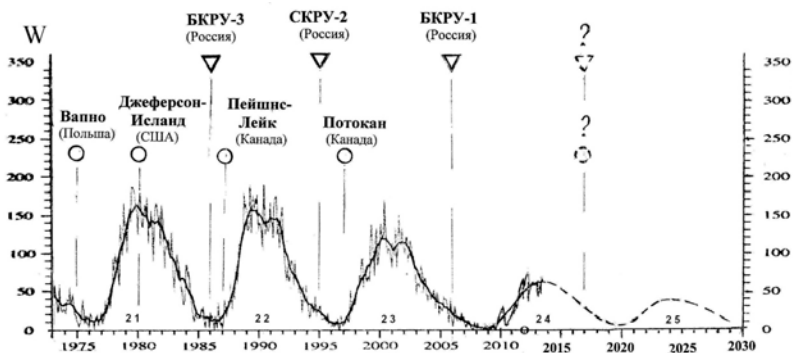


Рис. 1. Аварии на соляных рудниках России и за рубежом на фоне солнечных наноциклов и прогноз ситуации на перспективу

прочности каменной соли ($\sigma_{сж} = 13 \div 41$ МПа) составляет 35–100%. Приведенные в таблице значения горизонтальных напряжений с учетом концентрации в целиках уже без этих возникающих в периоды максимальных деформаций земной коры нагрузок составляют около 40%.

Таким образом, горизонтальные тектонические пульсирующие напряжения, слагаясь с постоянными фоновыми тектоническими, а также с литостатическими нагрузками в периоды их максимального действия, являются основными причинами разрушения потолочных целиков.

Важным фактором, способствующим разрушению солей при действии пульсирующих напряжений, выступает сравнительно более низкая, чем скальных пород, прочность солей при сжатии. Как видно из рис. 2, разрушение соляных массивов наступает еще до достижения максимума напряжений в цикле. Очагом разрушения, а следовательно, и аварий на ВКМКС, являются потолочные целики, размер и несущую способность которых диктуют геологические условия залегания. Вслед за их разрушением начинает разрушаться водозащитная толща в соответствии с возможностями разрыхле-

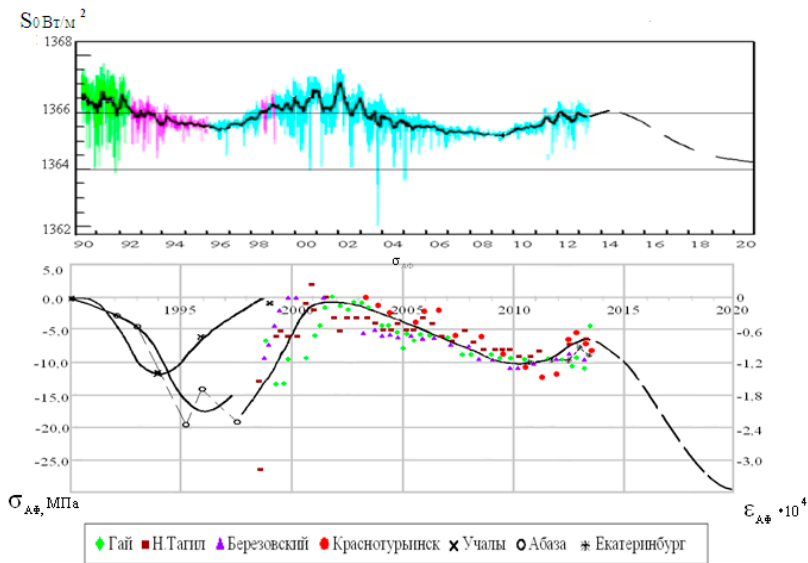


Рис. 2. Результаты инструментальных измерений солнечного излучения S_0 и данные геодинамического мониторинга $\sigma_{тп}$ ИГД УрО РАН с 1990 г. (пунктир – прогноз $\sigma_{тп}$ и ϵ до 2020 г.)

ния, а дальнейшее проникновение пресных вод в рудники приводит к авариям с затоплением. Более подробно причины и механизм событий даны в статьях [7, 8].

В связи с вышеизложенным, немаловажное значение приобретает оценка солей с точки зрения их хрупкости, упругости и пластичности. Последняя за полуцикл нагружения (~5 лет), очевидно, не успевает реализоваться в большей степени. Об этом красноречиво свидетельствуют горно-тектонический удар на СКРУ-2 в 1995 г. и в некоторой степени другие отмеченные на ВКМКС сейсмические явления.

Установленная в результате длительного геодеформационного мониторинга взаимосвязь между пульсацией тектонических напряжений в земной коре и техногенными авариями на соляных рудниках как открывает широкую перспективу для долгосрочного прогноза времени аварий и геодинамических явлений на соляных рудниках, так и указывает пути к разработке способов их предупреждения.

При прогнозе важными параметрами являются время наступления аварийной ситуации и интенсивность возможного разрушения. При выявленной связи рассматриваемых аварий с солнечным наноциклом, равным 11 годам, прогнозный аварийный период для ВКМКС наступает в 2018–2020 гг. Если учесть сравнительно невысокую прочность соляных пород при их вязкоупругопластичном характере деформирования, время наступления аварий на соляных рудниках в 20–23-м циклах солнечной активности, аварийная ситуация в 24-м цикле может наступить с 2017–2019 гг.

Об интенсивности ожидаемых явлений можно судить как по пятообразовательной деятельности Солнца, так и по изменению величины солнечной постоянной, измеряемой инструментально в режиме текущего времени [6]. Анализ ситуации по первому способу [9] показывает, что предстоящий 24-й цикл по интенсивности сжатия Земли будет наибольшим за последние 100 лет ($W_{(24)} = 74,1 \div 15$, в то время как все предыдущие имели $W_{(21-23)} = 155,3 \pm 119,5$, где $W_{(i)}$ – число Вольфа). В этом способе имеется возможность по рекуррентным геомагнитным возмущениям в последние три года 23-го цикла судить о величине этого параметра в 24-м и сделать прогноз его окончания.

Инструментальное измерение солнечной постоянной дает возможность судить о параметрах деформационных процессов, происходящих на Солнце. Установленная тождественность деформаций Солнца и Земли позволяет делать и прогнозные оценки.

Анализ результатов исследований, в том числе геодеформационного мониторинга ИГД УрО РАН, показывает, что к предстоящему

периоду повышения геодинамической интенсивности, которая может наступить в 2017–2019 гг., относительная деформация Земли может достичь $\epsilon_{\text{тп}} = 9 \cdot 10^{-4}$, что может привести к аварийным ситуациям в сфере недропользования. Увеличение деформации, а следовательно, и рост пульсирующих тектонических напряжений произойдет потому, что на данный период времени приходится наложение на 11-летний цикл более длительного 200-летнего [6]. До нежелательного прогнозируемого периода остается всего 4–5 лет, и в первую очередь это касается соляных рудников с их низкопрочными массивами.

На основании анализа приведенных фактов сделаны следующие выводы:

1. Основной причиной техногенных аварий на соляных рудниках являются пульсирующие синхронно с солнечной активностью тектонические напряжения земной коры.

2. Очагами разрушительных явлений при техногенных авариях на соляных рудниках становятся междупластовые целики, оставляемые при разработке свиты пластов камерными системами. Возрастание горизонтальных напряжений в периоды сжатия Земли при минимумах солнечной активности вызывает разрушение потолочин с последующим прорывом налегающих пород водозащитной толщи.

3. Установленная связь аварий в недрах и астрофизических явлений позволяет сделать долгосрочный прогноз периодов геодинамической активности недр, которые могут быть приурочены к 2017–2019 и 2028–2030 гг.

Литература

1. Константинова С. А. Авария на первом Березниковском руднике: некоторые результаты ретроспективного геомеханического анализа / С. А. Константинова // Безопасность труда в промышленности. – № 1. – 2008. – С.34–37.

2. Барях А. А. Мониторинг последствий затопления калийного рудника / А. А. Барях, И. А. Санфиоров, Р. А. Дягилев // Горный журнал. – № 6. – 2013. – С. 34–39.

3. Барях А. А. Физико-механические свойства соляных пород Верхнекамского калийного месторождения: учеб. пособие / А. А. Барях, В. А. Асанов, И. Л. Паньков. – Пермь: Изд-во Пермского гос. техн. ун-та, 2008. – 199 с.

4. Зубков А. В. Геомеханика и геотехнология / А. В. Зубков – Екатеринбург: УрО РАН, 2001. – 335 с.

5. Ходжсон Д. Х. Движение земной коры по сейсмическим данным / Д. Х. Ходжсон // Дрейф континентов. Горизонтальные движения земной коры. – М.: Мир, 1966. – С. 42 – 74.

6. Зубков А. В. Закономерности формирования напряженно-деформированного состояния Земной коры Урала во времени / А. В. Зубков, Я. И. Липин // Литосфера. – 2010. – №1. – С. 84–93.

7. Зубков А. В. Периодическое расширение и сжатия земли как вероятный механизм природных катаклизмов / А. В. Зубков // Литосфера. – 2013 – № 2. – С. 145–156.

8. Липин Я. И. К вопросу обеспечения геодинамической безопасности при отработке Верхнекамского месторождения калийных солей / Я. И. Липин // Геомеханика в горном деле: докл. науч.-техн. конф., 12–14 октября 2011 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С.106–113.

9. Липин Я. И. Причины аварий на рудниках Верхнекамского месторождения калийных солей (ВКМКС) и меры по их предупреждению / Я. И. Липин // Проблемы недропользования: Отдельный выпуск ГИАБ. Mining Inform and Analit. Bulletin (scientific and technical Journal). – М.: Изд-во Горная книга – 2011. – № ОВ 11. – С. 139–146.

10. Оль А. И. Новый метод сверхдолгосрочного прогноза солнечной активности / А. И. Оль, Г. И. Оль // Изв. АН СССР. Сер. Физическая. – 1980. – т. 44. – № 12. – С. 2569–2573.

УДК 624.001.25

РОЛЬ ЭКСПЕРТИЗЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ В СНИЖЕНИИ РИСКА ПРОЯВЛЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ КАТАСТРОФ*

А. Н. Каюмова

Исследования, направленные на снижение риска проявления техногенных катастроф, продолжают развиваться. Широко изучаются вопросы организации системы прогноза и предупреждения, создания новых технологий и конструкций, устойчивых к воздействию нагрузок от опасных явлений, а также новых материалов и средств, используемых для предупреждения и ликвидации техногенных катастроф. Тем не менее, предварительная работа на стадии проектирования опасного объекта должна подвергаться более тщательному анализу. Зачастую проекты содержат неполную информацию о проведенных работах или полученная информация не подвергается подробному анализу со всеми вытекающими обстоятельствами.

Во многом окончательный результат, а соответственно, и учет всех факторов, оказывающих влияние на безопасность, зависит от экспертов. Экспертиза предназначена для оценки соответствия объекта предъявляемым к нему требованиям промышленной безопас-

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

ности. В частности, в большинстве случаев в документации, поступающей на экспертизу, не учитывается влияние современной геодинамики приповерхностной части литосферы и земной поверхности при проектировании опасных производственных объектов. По результатам инженерно-геодезических изысканий в районах развития опасных природных и техноприродных процессов в соответствии с требованиями СНиП 11-02-96 должен составляться технический отчет, в котором приводятся:

- основные результаты геодезических наблюдений и характеристика динамики опасного процесса – активизация или стабилизация деформаций;

- скорости смещения деформационных геодезических знаков и изменение их положения по сезонам года (во времени) по отдельным участкам территории;

- влияние выявленных факторов на динамику развития опасного природного и техноприродного процесса;

- рекомендации по учету полученных результатов при проектировании, строительстве и эксплуатации предприятий, зданий и сооружений;

- предложения по дальнейшему выполнению или прекращению геодезических наблюдений (увеличение или сокращение площади наблюдений, развитие и сгущение геодезической сети и др.) [1].

Из перечисленных выше пунктов при проведении экспертизы представленной документации соблюдается только первый, а остальные просто отсутствуют, что является одним из главных замечаний при экспертизе.

Наиболее полный текст, поясняющий и регламентирующий инженерно-геодезические работы в районах развития опасных природных и техноприродных процессов с учетом требования промышленной безопасности в районах развития современных тектонических смещений, приводится в СП 11-104-97 [2]. Указанный свод правил устанавливает общие технические требования и правила производства инженерно-геодезических изысканий для обоснования проектной подготовки строительства, включая градостроительную документацию, а также инженерно-геодезических работ, выполняемых в период строительства, эксплуатации и ликвидации объектов и обеспечивающих формирование систем учета технической инвентаризации объектов недвижимости всех форм собственности. Глава 10 СП 11-104-97 содержит регламент диагностических работ в районах развития опасных природных и техноприродных процессов, позволяя оценить воздействие современных геодинамических движений. Современные исследования в этой области выявили, что разрушение

объектов в результате воздействия повышенных смещений и деформаций происходит по трем причинам:

- от непосредственного воздействия геодинамических движений и деформаций за счет повышения допустимых деформаций в объекте;
- от развития усталостных эффектов в конструкциях за счет циклических нарушений;
- от трансформации прочностных и деформационных свойств пород под влиянием высокочастотного спектра циклических геодинамических движений, вызывающей неравномерное деформирование объекта [3].

Тем не менее, изыскательские организации не выполняют работы по диагностике геодинамической активности и сравнению параметров геодинамических движений и деформаций с допустимыми критериями объекта в соответствии с требованиями СП 11-104-97, глава 10 [2]. Зачастую это можно объяснить отсутствием высококвалифицированного персонала для проведения необходимых камеральных работ и интерпретации полученных результатов. В настоящее время на практике для проведения особо важных работ на ответственных и опасных объектах применяется так называемая схема предэкспертизы результатов изысканий, проведенных сторонней экспертной организацией, на предмет соответствия требованиям, регламентирующим эту процедуру. Уже после положительного решения предварительной экспертизы документация передается в государственную экспертизу проектной документации и результатов инженерных изысканий.

Целесообразным будет в данной статье привести примеры нарушения объектов различного значения, созданных без учета геодинамической опасности. Это разрушение атомного реактора Чернобыльской АЭС (1986 г.), обрушение кровли аквапарка «Трансвааль» в Москве (2004 г.), затопление калийного рудника в г. Березники (2006 г.), авария на Саяно-Шушенской ГЭС (2009 г.) [4], разрушение моста через Транссибирскую железную дорогу в г. Екатеринбурге (2007 г.) [5]. Несмотря на то, что все перечисленные аварии по официальным версиям имеют свои причины, их объединяет одна исходная причина – воздействие современных геодинамических движений, подлежащих диагностированию на стадии проведения проектных работ в соответствии с требованиями нормативных документов.

Таким образом, современные геодинамические движения являются одним из решающих факторов, определяющих устойчивость и безопасность зданий и сооружений различного назначения. Учет экспертом всех требований безопасности без исключения на на-

чальной стадии подготовки документации обязателен, особенно при создании и эксплуатации ответственных и сложноконструктивных сооружений. В настоящее время роль промышленной безопасности увеличивается, поэтому проведение качественной экспертизы позволяет оценить опасность современных геодинамических движений и своевременно принять меры по снижению риска и тяжести последствий возникновения техногенных катастроф.

Литература

1. СНиП 11-02-96 Инженерные изыскания для строительства. Основные положения.
2. СП 11-104-97 Инженерно-геодезические изыскания для строительства. Одобрен Госстроем России 14.10.97 г. № 9 – 4/116
3. Сашурин А. Д. Современная геодинамика и безопасность объектов недропользования / А. Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 10. – С. 329–332.
4. Сашурин А. Д. Влияние земных разломов на прочностные характеристики зданий и сооружений / А. Д. Сашурин, Н. А. Панжина // Академический вестник УралНИИПроект РААСН. – 2010. – № 1. – С. 69–72.
5. Сашурин А. Д. Почему мост «опустил крылья» / А. Д. Сашурин // Технадзор. – 2009. – № 8. – С. 20–22.

УДК 622.7 - 17

ЭВОЛЮЦИЯ РИСКОВ НА УЧАСТКЕ ЗАЛОЖЕНИЯ ВЫСОКОГОРНЫХ ХВОСТОХРАНИЛИЩ (ВНУТРЕННИЙ ТЯНЬ-ШАНЬ)

Ю. Г. Алешин, И. А. Торгоев

В связи с перемещением в последние годы минерально-сырьевой базы горной промышленности Кыргызстана из предгорных и низкогорных районов в высокогорные существенно усложнились условия отработки месторождений, новые проблемы возникли в области обеспечения промышленной и экологической безопасности. Это характерно, в частности, для золоторудных месторождений Кумтор и Джеруй, расположенных в труднодоступных высокогорных районах Тянь-Шаня (абс. высота горнопромышленных объектов 3600–4300 м). Отличительной особенностью высокогорного освоения недр являются суровый резко континентальный климат, веч-

номерзлое состояние горных пород и широкое развитие комплекса современных геокриологических и гляциальных процессов, наличие ледников, снежников, наледей [1].

Современные тенденции в изменении климата в сочетании с мощным горнопромышленным прессингом на слабоустойчивую природную среду высокогорья приводят к деградации участков вечной мерзлоты, отступлению ледников, развитию деструктивных процессов в грунтах и потере устойчивости природных и техногенных объектов, в том числе экологически опасных, к каковым следует отнести накопители горнопромышленных отходов – хвостохранилища. В настоящее время еще не накоплен достаточный опыт и мало фактических данных, позволяющих сформировать надежный прогноз долговременного взаимодействия гидротехнических сооружений с естественной геологической средой высокогорья и описать динамику рисков при горизонте прогноза на десятки лет. Поэтому обобщение результатов эксплуатации таких объектов в первые 15 лет и возникших при этом геоэкологических проблем позволяет более полно выявить комплексы природно-техногенных опасностей



Рис. 1. Группы факторов риска

и рисков, которые должны быть учтены при выборе месторасположения их строительства.

Хвостохранилище ЗИФ действующего рудника Кумтор является наиболее крупным гидротехническим сооружением зоны вечной мерзлоты внутреннего Тянь-Шаня: через два года кумулятивный объем хранения твердых отходов достигнет 65 млн м³, высота удерживающей дамбы ~47 м при длине гребня более 4 км. Оно заложено в долине реки Арабель выше слияния ее с рекой Кумтор, являющейся источником реки Нарын (Сырдарья), в непосредственной близости (~5 км) от приледникового озера Петрова (рис. 1), в зоне транзита флювиогляциальных и селевых масс в голоцене, которые прорезали среднечетвертичные морены. При выборе места закладки хвостохранилища в 1995 г., несомненно, превалировали экономические соображения, связанные с небольшим расстоянием между объектами «ЗИФ–хвостохранилище» (6–8 км) и удачной морфологией котловины.

Практика последующей эксплуатации объекта, детальный мониторинг состояния дамбы, инженерно-геологические и геофизические изыскания на участке заложения выявили целый ряд факторов (обстоятельств и процессов), которые могут привести к разрушению объекта с катастрофическими экологическими последствиями. Условно можно выделить три группы факторов риска: внутренние физико-геологические в основании и теле дамбы, приводящие к потере устойчивости последней; гидрогеологические и гидрологические факторы в пределах водосборной площади; гляциологические и термодинамические процессы в структурах морено-ледникового комплекса Петрова.

Генезис опасностей первой группы определяется особенностями состава, строения, свойств и термического режима грунтов аллювиальной террасы на границе с озерными суглинисто-илистыми отложениями малой мощности (до 2 м) при слабом их уклоне (от 1 до 2°) в сторону нижнего бьефа, которые залегают на глубине ~4 м. Эти отложения с тонкими линзами и прослоями льда, весьма низкими прочностными характеристиками (по данному [2], угол внутреннего трения φ от 1,5 до 2,5°), в начале строительства мерзлые, но по мере возведения объекта переходящие в талое состояние, стали причиной развития крупных деформаций и смещений на контакте дамбы с основанием со скоростью до 6 мм/месяц. Положение усугубляется еще тем, что основание дамбы покоится на современных и древних меандрах русла реки Арабель. Несмотря на то что воды реки отведены в искусственное русло за пределы хвостохранилища, здесь сохранился подрусловый сток, обогащенный инфильтратом хвостовых

вод. Геофизические исследования, проведенные нами недавно, выявили на участке сооружения дамбы целую систему таликовых зон (рис. 2, *а*), образованных этими меандрами. Реабилитация объекта уже в ходе его строительства и эксплуатации потребовала огромных усилий и дополнительных финансовых затрат для стабилизации дамбы посредством сооружения упорного клина. При этом возникли новые вопросы, связанные уже с перераспределением фильтрационных потоков в основании и теле дамбы по мере промерзания грунтов упорного клина.

Таким образом, недостаточно детальное инженерно-геологическое изучение грунтов основания дамбы, особенно изменения физико-механических свойств всех литологических разностей разреза, находящихся в пограничном криогенном состоянии, не позволили геологам, инженерам и проектировщикам правильно рассчитать и спрогнозировать устойчивость объекта даже в краткосрочном аспекте. Это наглядный пример того, насколько важно в условиях высокогорья изучить тонкую структуру горного массива в основании инженерного сооружения и свойства каждого структурного элемента,

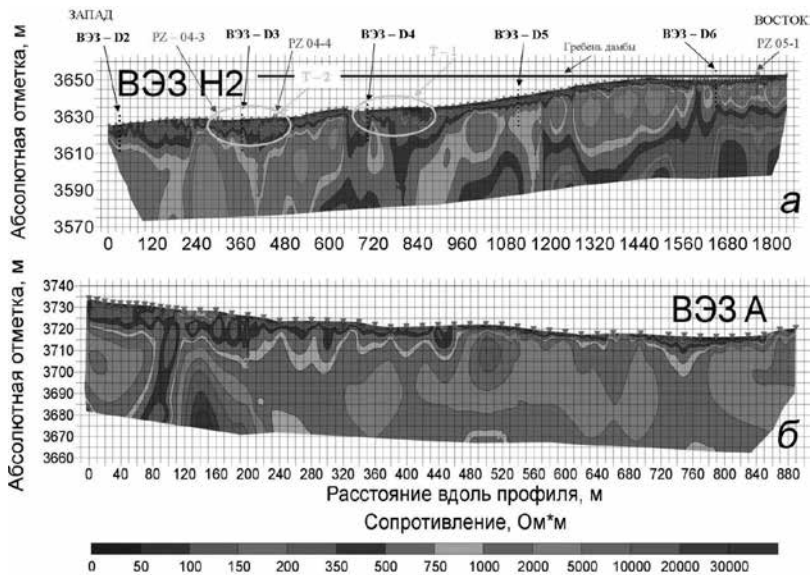


Рис. 2. Геоэлектротомограммы горного массива (2-D разрезы) на участках геофизических исследований:

а – основание дамбы хвостохранилища; *б* – дамба отводного канала реки Арабель

несмотря на его ничтожную мощность по сравнению с размерами возводимого объекта.

Активизация второй группы факторов риска связана с изменением климата и техногенным влиянием на большой водосборной площади, которая превышает площадь бьефа хвостохранилища в 55 раз. Запасы влаги в грунтах этой площади, включая погребенные льды, могут превышать 1 млрд м³, а температура воды в летнее время в мелких озерах достигает 13°C. Деграция мерзлой толщи и развитие термокарста приводят к деформациям русел отводного канала реки Арабель и нагорной канавы, что создает условия для неконтролируемого внезапного стока поверхностных и постоянного подземных вод в бьеф хвостохранилища. Кровля мерзлых пород по берегам отводного канала уже в настоящее время в значительной мере изрезана (рис. 2, б), здесь выявляются глубокие обводненные талики, играющие роль коллекторов, собирающих и транспортирующих надмерзлотные воды в сторону бьефа. Для долгосрочной перспективы после завершения горных работ уже в настоящее время необходимо оценить риски, связанные с обводнением материала захоронения и затоплением всей площади законсервированного хвостохранилища.

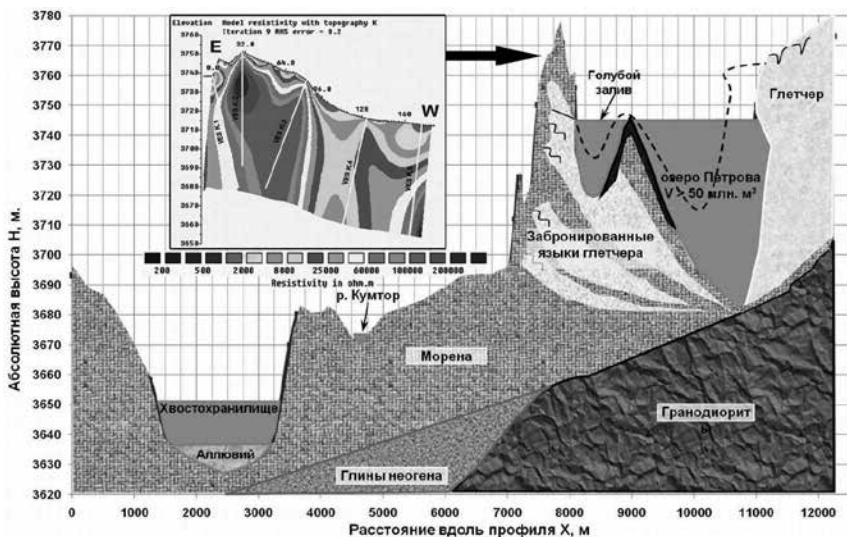


Рис. 3. Схематический геологический разрез на участке формирования селепаводковой угрозы при прорыве дамбы озера Петрова. На врезке показана геоэлектротомограмма дамбы в поперечном разрезе

Факторы третьей группы формируют опасность прорыва дамбы озера Петрова (рис. 3) с последующим формированием мощного селевого паводка, в составе твердой фазы которого будут содержаться крупные глыбы погребенного глетчерного льда [3]. Различные причины и сценарии развития подобного катастрофического процесса рассмотрены нами в работе [4]. При распространении селя по зандровой равнине и вдоль русла реки Кумтор не исключена возможность закупорки русла в узкой части долины и перелив селевых масс через невысокую боковую морену в бьеф хвостохранилища (рис. 4) с последующим разрушением его дамбы и выбросом цианосодержащих отходов в окружающую среду. Следует заметить, что тот небольшой (~10 м) перепад высот между дном долины реки Кумтор и боковой мореной, ограждающей хвостохранилище, может быть ликвидирован при выносе селевых масс с ледника «Лысый» или с течением времени за счет деградации самой морены при вытаивании погребенного в ней глетчерного льда. Эти процессы, судя по особому «оспенному» рельефу ее поверхности, уже активно протекают в настоящее время.

Во временном разрезе эффективность действия указанных групп факторов риска распределяется следующим образом:

– первая группа – с момента начала строительства и эксплуатации хвостохранилища с возрастанием риска разрушения объекта при

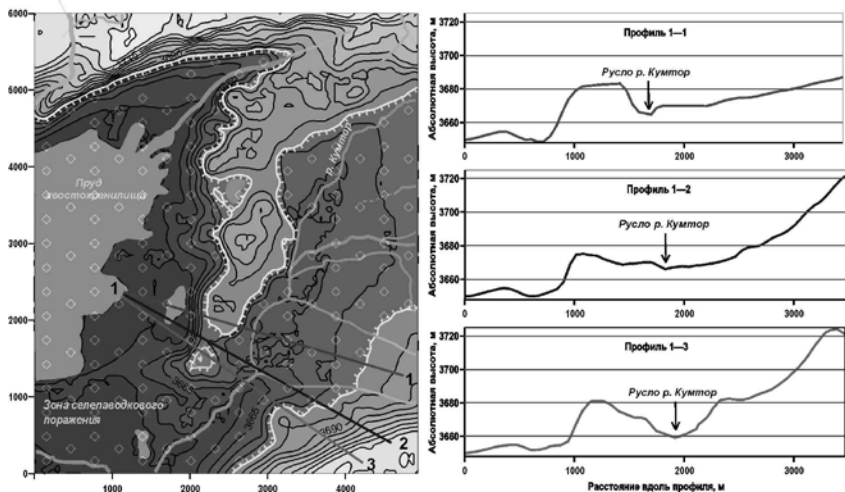


Рис. 4. Рельеф зандрового поля на участке ледового и селевого затора прорывной волны озера Петрова и зона затопления в сторону хвостохранилища

использовании первоначального проекта и постепенным снижением его по мере получения данных мониторинга, инженерно-геологической изученности, реабилитации и корректировки проекта;

– вторая группа – с момента завершения горных работ, консервации объекта и ликвидации рудника с нарастанием риска во времени, согласованно с изменением климатических условий;

– третья группа – с момента начала строительства и эксплуатации объекта с постоянным возрастанием риска разрушения объекта во времени, согласованно с изменением климатических условий.

В настоящее время изученность фактов второй и третьей групп явно недостаточна для получения конкретных числовых оценок риска разрушения хвостохранилища при их воздействии. Необходима активизация детальных геологических исследований в период, пока еще действует горное предприятие и возможно принятие любых существенных мер по обеспечению безопасности объекта. Эти исследования по мере получения новой информации должны всякий раз сопровождаться необходимыми расчетами, подтверждающими нормативную безопасность объекта, либо, напротив, требующими специальных и дополнительных к существующему проекту технологических мероприятий, обеспечивающих выполнение таких нормативов.

Примером быстрой и эффективной реакции горнодобывающей компании на воздействие факторов первой группы рисков является комплекс мероприятий по стабилизации дамбы хвостохранилища ЗИФ рудника, включающий внимательный анализ данных геомониторинга; установку дополнительных приборов, фиксирующих и локализирующих неустойчивые участки дамбы и плоскости их смещения; дополнительные инженерно-геологические и геофизические изыскания в нижнем бьефе и самом теле дамбы; оперативную разработку проекта стабилизации, предусматривающего удаление глинистого неустойчивого прослоя за ее низовым откосом на глубину до 10 м с заменой его на крупнообломочные грунты и, наконец, интенсивную реализацию проекта мощной механизированной группой строителей. В реализации тех или иных мероприятий в разной мере принимали участие авторы настоящей статьи.

Имея в виду чрезвычайно высокую геоморфологическую, сейсмотектоническую и геокриологическую мобильность горно-складчатой территории Тянь-Шаня, можно подтвердить тезис [5, 6] о недопустимости использования одних и тех же данных, полученных на ранних стадиях или этапах проектирования или сооружения объекта и, возможно, на рядом расположенном участке, для оценки его

текущей безопасности, тем более – для прогноза с любым временным горизонтом.

Возведение крупномасштабных и экологически опасных объектов в малоизученных высокогорных районах должно опираться на детальный мониторинг самого объекта и окружающей среды, при необходимости нужно оперативно корректировать проекты, срочно реабилитировать только что возведенный объект. Необходимо быть готовым к преждевременной его консервации, поиску новых участков заложения и достаточно высоким дополнительным затратам, связанным со всеми указанными мероприятиями. Проектирование и поддержание объектов в безопасном состоянии в таких условиях носит фактически циклический или перманентный характер с опорой на вновь полученные данные инженерно-геологических и геоэкологических изысканий, а также и анализа проявившихся «дефектов», ослабленных зон, неустойчивых участков при взаимодействии объектов с геологической средой.

Литература

1. Алешин Ю. Г. Мониторинг и охрана геологической среды при освоении криолитозоны высокогорья / Ю. Г. Алешин, И. А. Торгоев // Сергеевские чтения. Вып. 6. Инженерная геология и охрана геологической среды. Современное состояние и перспективы развития. – М.: ГЕОС, 2004. – С. 322 – 326
2. Фалалеев Г. Н. Влияние температурного фактора на сопротивляемость сдвигу мёрзлых суглинистых грунтов / Г. Н. Фалалеев // Напряженное состояние породного массива и наведенная геодинамика недр: труды междунар. конф. – Бишкек: Изд-во ИФМГП НАН КР, 2006. – С. 278 – 284
3. Опыт геофизических исследований и оценка опасности прорыва дамб ледниковых озер Тянь-Шаня / Ю. Г. Алешин и др. // Снижение риска природных катастроф в горах: материалы международной конференции, г. Бишкек, 15-18 сентября 2009. – Бишкек: Салам, 2009. – С. 19–22
4. Торгоев И. А. Геоэкология и отходы горнопромышленного комплекса Кыргызстана / И. А. Торгоев, Ю. Г. Алешин. – Бишкек: Илим, 2009. – 239 с.
5. Айтматов И. Т. Высокогорные хвостохранилища: концептуальные основы обеспечения безопасности / И. Т. Айтматов, Ю. Г. Алешин, И. А. Торгоев // Известия Национальной академии наук КР. – 2011. № 1. – С. 53–63
6. Концепция оценки безопасности хранилищ отработанных ядерных материалов, размещаемых в кристаллических породах / Н. П. Лаверов и др. // Геоэкология, инженерная геология, гидрогеология, геокриология. – 2010. – № 3. – С. 195–206.

АВАРИЙНЫЕ РЕЖИМЫ РАБОТЫ ТОННЕЛЬНОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ ПРИ ТЕХНОГЕННЫХ КАТАСТРОФАХ В МЕТРОПОЛИТЕНЕ

А. М. Красюк, И. В. Лугин, С. А. Павлов

Создание мощных инженерных комплексов с использованием крупномасштабных технологий, таких как метрополитены, может привести к нежелательным последствиям – повышению опасности возникновения технологических аварий с негативными последствиями для материальных ценностей и жизни и здоровья людей. С большой вероятностью это – внезапное задымление или загорание с выделением токсичных веществ (например, загорание вагона поезда). В случае возникновения чрезвычайной ситуации вступает в силу план ликвидации аварии, обязательным условием которого является безопасная эвакуация людей и скорейшая ликвидация пожара и задымления. Это возлагает большую ответственность на системы вентиляции, которые должны обеспечивать подачу свежего воздуха навстречу людям, выходящим из зоны пожара.

При пожаре подвижного состава на станции развитие тепловой пожарной депрессии способно вызвать стратификацию и частичное опрокидывание потока воздуха на путях эвакуации, их задымление и гибель людей. Чтобы этого не произошло, необходимо обеспечить скорость воздуха на наклонных путях эвакуации (эскалаторы и лестничные спуски) в месте примыкания к платформенному залу не менее 1,7 м/с [1, 2]. В то же время нормативные документы требуют не допускать задымления прилегающих к станции тоннелей, для этого необходимо обеспечить скорость воздуха из тоннелей на задымленную платформу не менее 0,5 м/с. В работах [3, 4] отмечалось, что в действующих метрополитенах такой режим не выполним из-за недостаточной производительности эксплуатируемых вентиляторов. Поэтому обычно используется режим работы тоннельных вентиляторов в соответствии со схемой, приведенной на рис. 1, чтобы обеспечить чистым воздухом пути эвакуации. В станционной вентиляционной камере включаются на вытяжку обе установки на максимальную производительность. В соседних перегонных вентиляционных камерах вентиляторы включаются также на вытяжку с максимальной производительностью. При этом требуемые скорости на путях эвакуации обеспечиваются, но происходит задымление тоннелей до перегонных вентиляционных камер.

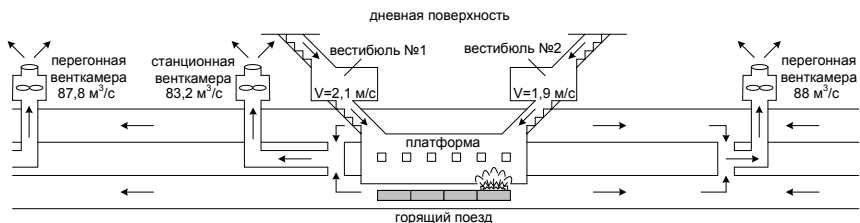


Рис. 1. Схема движения воздушного потока при возгорании поезда на станции

Как показывают эксперименты в натуральных условиях Новосибирского метрополитена, полное задымление станции происходит за 5–7 минут (пожарные учения на станциях «Сибирская», «Площадь Ленина» и «Площадь Гарина-Михайловского»). В большинстве случаев этого времени достаточно, чтобы пассажиры дошли до вестибюля. При средних размерах проемов примыкания эвакуационных путей к платформе 6×3 м для создания нормируемой скорости воздуха необходимо удалять из платформенного зала $61,2 \text{ м}^3/\text{с}$ воздуха.

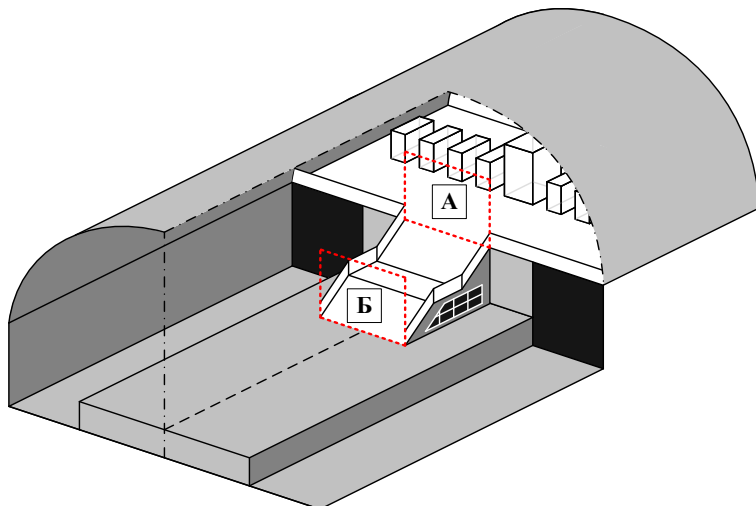


Рис. 2. Станция односводчатого типа с островной пассажирской платформой и расположение мест проведения натурных замеров на путях эвакуации пассажиров со станции «Березовая роща»: А – верху лестничного спуска; Б – внизу лестничного спуска

Однако существует большое разнообразие конструкций станций метрополитена, каждая из них уникальна и имеет специфические особенности. При возникновении пожара в платформенном зале станции эти особенности могут повлиять как положительно, так и отрицательно на обеспечение безопасной эвакуации пассажиров.

Вентиляция односводчатых станций

Рассмотрим односводчатые станции (рис. 2), на которых отсутствует дымозадерживающая стенка на границе наклонный спуск – платформа. В этом случае при задымлении платформенного зала ничто не препятствует свободному проникновению дыма на пути эвакуации (кассовый зал), это противоречит п. 5.16.5.4 СП 32-105-2004 [2]: «Для защиты людей от проникновения дыма на пути эвакуации следует предусматривать:

- создание воздушного потока в зоне примыкания эвакуационных путей к платформенным залам станции со скоростью не ниже 1,7 м/с;

- отделение верхней зоны зала станции от путей эвакуации противоподымной перегородкой с высотой от уровня пола пути эвакуации не более 2,5 м и не менее 2,2 м».

Сотрудниками ВГСЧ и электромеханической службы метрополитена совместно были проведены натурные замеры скорости потока воздуха на путях эвакуации пассажиров со станции «Березовая роща» Новосибирского метрополитена с островной пассажирской платформой при включении аварийного режима работы тоннельной вентиляции (см. рис. 2). Для замеров использовали термоанемометры и электронный микроанометр ММЭ-3.

Эксперимент проводился в ночное время, когда метрополитен закрыт для пассажиров, поездов на линии не было, входные двери вестибюлей станции были принудительно открыты настежь и подперты клинья, как положено в случае возникновения аварийной ситуации. Вентиляторы в камере станции и в смежных со станцией перегонных камерах были включены на вытяжку. Через сечение А (см. рис. 2) скорость потока воздуха не превысила 1,6 м/с, а через сечение Б – 0,5 м/с.

На математической модели вентиляционной сети линии Новосибирского метрополитена (рис. 3) были проведены численные эксперименты аварийного включения вентиляции на станции «Березовая роща».

По результатам моделирования для сечения А средняя скорость движения воздуха составила 1,56 м/с, для сечения Б – 0,7 м/с. Рас-

хождение с результатами натурных замеров связано в первую очередь с погрешностью измерений, так как замеры проводились только в нескольких точках сечений, площади которых более 45 и 100 м², соответственно. Удовлетворительная сходимость результатов моделирования и натурных экспериментов позволяет исследовать воздухораспределение при аварийных ситуациях с достаточной степенью достоверности.

Следует заметить, что для реализации аварийного режима суммарная производительность вентиляторов составляет 259 м³/с. Кроме того, в экспериментах принято допущение, не учитывающее эвакуирующихся пассажиров, которые вносят существенное влияние на воздухораспределение при прохождении дверных проемов вестибюля. Ниже приведено несколько вариантов организации примыкания пути эвакуации к платформенному залу [5]. На рис. 3 представлены варианты установки жалюзийных или стационарных светопрозрачных перекрытий на случай аварийной ситуации в платформенном зале (горение поезда на станции).

Вариант 1. Перекрытия нет. Такую конструкцию имеет станция «Березовая роща» Новосибирского метрополитена (рис. 2 и 4, а). Площадь примыкания путей эвакуации составляет около 100 м².

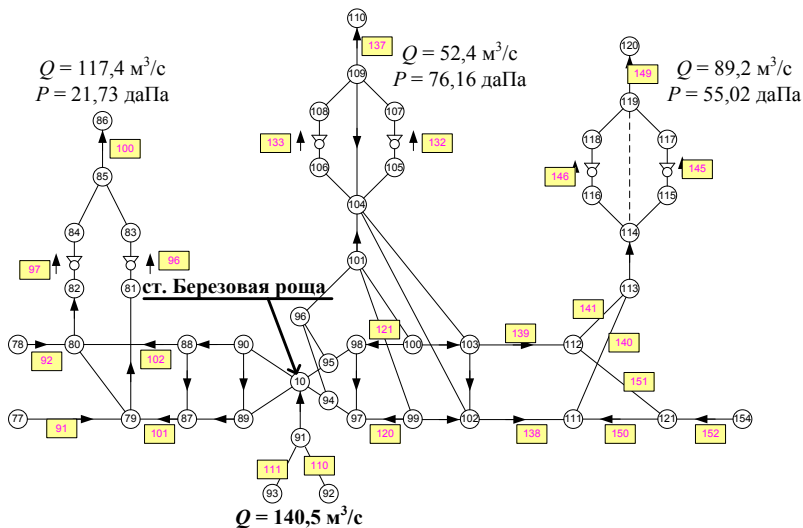


Рис. 3. Схема аварийного воздухораспределения при горении поезда на станции «Березовая роща»

Дымоудаление происходит через подлестничные решетки и подплатформенное пространство. При такой конструкции станции вентиляторы должны обеспечивать расход через станционную вентиляционную камеру $Q = 1307 \text{ м}^3/\text{с}$. Такой расход невозможно создать выпускаемыми серийно отечественными либо зарубежными тоннельными вентиляторами.

Вариант 2. Перекрытие одной створкой на всю ширину станции (рис. 4, б).

Если во время горения поезда в платформенном зале опустить жалюзийную перегородку в сечении примыкания платформы и лестничного спуска (при этом площадь для прохода воздуха уменьшается до $42,2 \text{ м}^2$), то для выполнения требований СП [2] необходимо обеспечить расход воздуха через станционную вентиляционную камеру $Q = 534 \text{ м}^3/\text{с}$. Такой расход также невозможно создать эксплуатируемыми тоннельными вентиляторами.

Вариант 3. Перекрытие тремя створками, на всю ширину станции (рис. 4, в).

Если во время горения поезда в платформенном зале опустить три жалюзийные перегородки, две крайние – от потолка до уровня головок рельс, а центральную – до высоты $2,2 \text{ м}$ от пола платформы (согласно п. 5.16.5.4 СП 32-105-2004 [2]), то при этом сечение для прохода воздуха 22 м^2 .

Требуемый расход воздуха через вентиляционную камеру $Q = 284 \text{ м}^3/\text{с}$.

Вариант 4. Перекрытие балконов, боковин наклонного лестничного спуска и опускание шторки над началом лестницы на платформе (рис. 4, г). В этом варианте предусмотрены стационарные перекрытия. Во время горения поезда в платформенном зале сечение в месте примыкания лестничного спуска и платформы дополнительно перекрывается опускающейся до высоты $2,2 \text{ м}$ от пола платформы шторкой; требуемый расход воздуха через вентиляционную камеру $Q = 184 \text{ м}^3/\text{с}$.

Необходимо также обеспечить принудительное открытие наружных распашных дверей на входе в вестибюль с улицы для организации первичного движения воздуха навстречу эвакуирующимся людям.

При применении указанных выше мероприятий, независимо от типа и конструкции платформенного зала станции, возможно обеспечивать скорость воздуха навстречу эвакуирующимся согласно требованиям СП [2].

Вентиляция двухпутных тоннелей

В настоящее время наметилась тенденция применения в метрополитенах РФ двухпутных тоннелей. Известно, что до 2020 г. планируется пустить в эксплуатацию такие участки в новосибирском (ст. «Гусинобродская» и «Молодежная»), московском (Кожуховская линия) и екатеринбургском (вторая линия) метрополитенах. При двухпутных тоннелях и станциях закрытого типа эффективной является раздельная вентиляция станционных пассажирских помещений и тоннелей.

Тоннель отделен от платформенного зала станции берегового типа сплошной перегородкой с автоматическими дверями (см. рис. 4). Каждая станция оборудована двумя вентиляционными камерами тоннельной вентиляции, по одной на каждом торце стан-

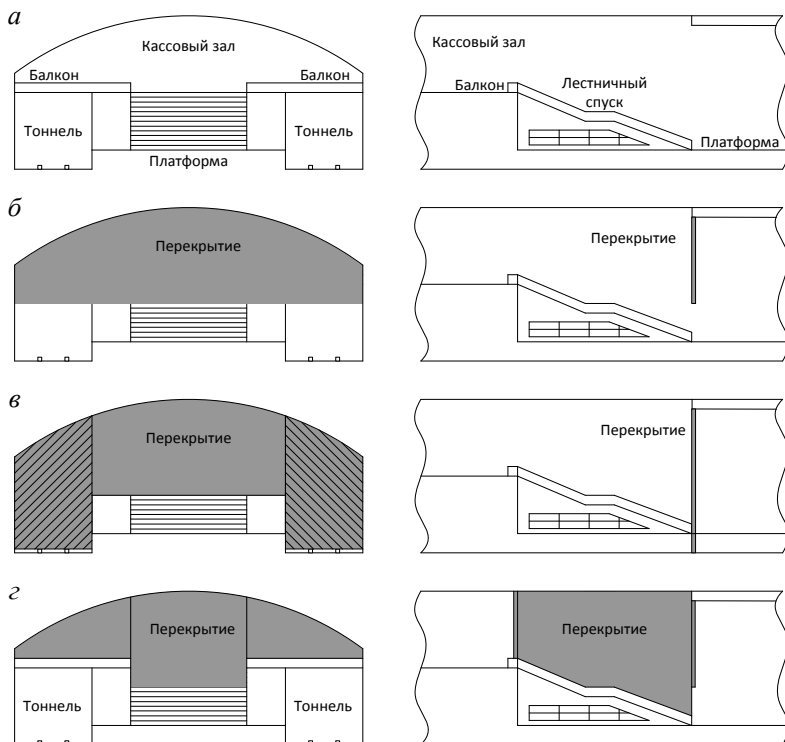


Рис. 4. Устройство дымосборника и выгораживание пути эвакуации через вестибюль

ции (рис. 5). В каждой камере имеется по два осевых тоннельных вентилятора, связанных воздушными клапанами с путевым отсеком тоннеля и с каналом дымоудаления, расположенным в верхней части двухпутного тоннеля. Кроме того, станции оборудованы стационарной вентиляционной камерой с двумя вентиляторами, забор воздуха осуществляется с каждого берега платформенного зала [6].

При возникновении аварийной ситуации дымоудаление из платформенного зала и обеспечение требуемой скорости воздуха на пути эвакуации производится стационарными вентиляторами (рис. 6) по поперечной схеме. Дым от очага пожара поднимается вверх и удаляется по воздушному каналу, расположенному под верхним сводом тоннеля. При этом большая часть дыма будет удаляться через канал дымоудаления.

При заданной площади проемов примыкания эвакуационных путей к платформе (размеры проемов $4 \times 2,5$ м) с каждого из четырех эскалаторов для обеспечения требуемой скорости $1,7$ м/с навстречу эвакуирующимся людям необходимо удалять с каждого берега платформы по 34 м³/с, всего 68 м³/с.

Обеспечение незадымления остальной части линии осуществляется тоннельными вентиляторами в вентиляционных камерах на торцах станции. При этом максимально требуемый расход воздуха через камеру составляет 82 м³/с. Таким образом, суммарный расход

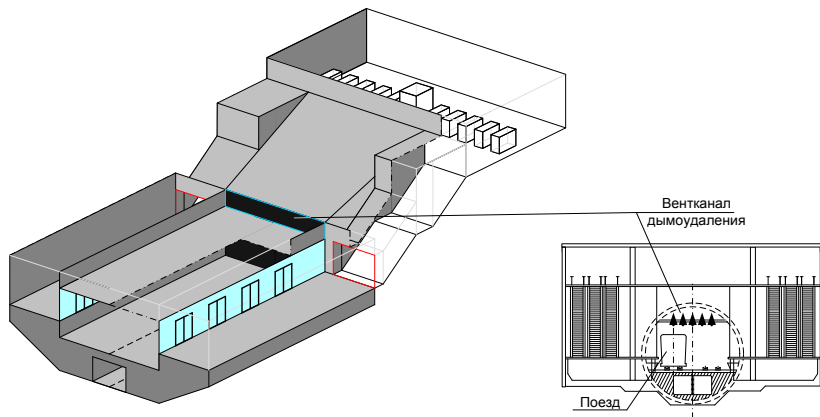


Рис. 5. Двухпутная станция закрытого типа с береговыми пассажирскими платформами

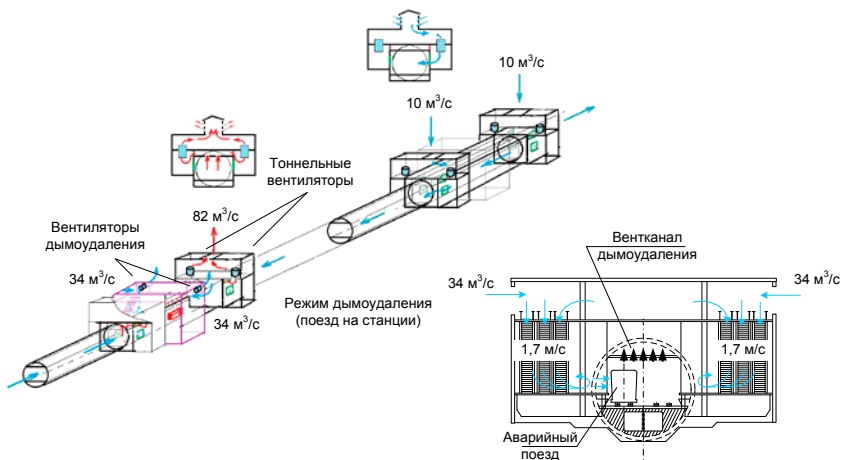


Рис. 6. Схема работы станционной вентиляции при горении поезда на станции

вентиляторов, обеспечивающих аварийное воздухораспределение, составляет $Q = 82 + 68 = 150 \text{ м}^3/\text{с}$. Это в 1,7 раза меньше, чем в метрополитенах с однопутными тоннелями. Такая схема аварийной вентиляции позволит обеспечить надежную эвакуацию вентиляторами меньшей производительности и мощности.

Выполненные исследования позволяют сравнить требуемую производительность вентиляторов для обеспечения нормативных скоростей воздуха при аварийном воздухораспределении для станций закрытого типа с береговыми платформами и открытого типа с островной платформой.

Сравнивая требуемую производительность станционных вентиляционных камер, которую необходимо создать для обеспечения нормативной скорости воздуха на путях эвакуации при задымлении станций, получим:

- при варианте с однопутными тоннелями и станциями островного типа требуется суммарная производительность вентиляторов $259 \text{ м}^3/\text{с}$;

- при варианте с двухпутным тоннелем и станциями берегового типа требуется суммарный расход $150 \text{ м}^3/\text{с}$.

Таким образом, на станциях метрополитена закрытого типа с береговыми платформами создание требуемой скорости воздуха $1,7 \text{ м/с}$ на путях эвакуации достигается при производительности станционных вентиляционных установок, в 1,7 раза меньшей, чем на открытых станциях с островными платформами.

Выводы

1. Разработаны варианты проведения мероприятий, обеспечивающих повышение безопасности на путях эвакуации людей при пожаре на станции метрополитена с однопутным тоннелем и рассмотрена их эффективность.

2. При использовании двухпутных тоннелей следует возводить станции закрытого типа, это позволит отделить систему тоннельной вентиляции от системы вентиляции станций. Такая схема аварийной вентиляции позволит организовать поперечную схему дымоудаления при горении поезда на станции и снизить требования к вентиляторам, обеспечивающим ее приточным воздухом в штатных режимах работы.

3. На станциях метрополитена закрытого типа с береговыми платформами создание требуемой скорости воздуха 1,7 м/с на путях эвакуации достигается производительностью стационарных вентиляторов, в 1,7 раза меньшей, чем на открытых станциях с островными платформами.

Литература

1. Строительные нормы и правила. Метрополитены (СНиП 32-02-2003). – М: Госстрой России, 2003. – 45 с.

2. Свод правил по проектированию и строительству. Метрополитены (СП 32-105-2004). – М: Госстрой России, 2003. – 337 с.

3. Красюк А. М. Тоннельная вентиляция метрополитенов / А. М. Красюк. – Новосибирск: Наука, 2006. – 164 с.

4. Красюк А. М. Исследование режимов работы вентиляции при возгорании поезда в тоннеле метрополитена / А. М. Красюк, И. В. Лугин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2005. – № 4. – С. 84–93

5. Лугин И. В. Повышение эффективности мероприятий для обеспечения безопасных путей эвакуации с задымленной станции метрополитена / И. В. Лугин, А. А. Адеев // Актуальные вопросы строительства: материалы V Всерос. науч.-техн. конф.: т. 1. – Новосибирск: НГАСУ (Сибстрин), 2012. – С. 154–159.

6. Павлов С. А. Сравнение параметров аварийного воздухораспределения при пожаре поезда в различных видах тоннелей метрополитена / С. А. Павлов, А. А. Адеев, Е. Л. Алферова // Фундаментальные проблемы формирования техногенной геосреды (9 – 12 октября 2012 г.): труды Всерос. конф. с участием иностранных ученых: в 2 т.: т. II. Машиноведение. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2012. – С. 116–120.

МОБИЛЬНОСТЬ СКАЛЬНЫХ МАССИВОВ В СТВОРЕ ТОКТОГУЛЬСКОЙ ГЭС

Б. Ц. Манжиков

Мобильность (подвижность) горных склонов определяется жесткостью связей между их структурными элементами. Увеличению мобильности, обуславливающей низкую устойчивость и предрасположенность к гравитационным склоновым процессам, способствуют блочная структура и нарушенность скальных массивов.

Повышенная мобильность грубослоистых мраморизованных битуминозных известняков нижнего карбона весьма характерна для участка основных сооружений Токтогульского гидроузла на р. Нарын [1]. Массив известняков в створе Токтогульской ГЭС имеет блочное строение с разрывными нарушениями различного порядка и ориентировки. Выраженная слоистость привнесенного терригенного материала в крупных субвертикальных трещинах, отчленяющих массивы, указывает на их поэтапное раскрытие вследствие неоднократных подвижек [2]. Толщина отдельных слоев, в среднем равная 1–3 см, совпадает с величиной единовременных подвижек при постепенном сползании потенциально неустойчивых массивов в речную долину. Общая величина смещения отчлененных скальных массивов 1–10 см достигает в отдельных случаях десятков сантиметров. Сохранность заполнителя трещин свидетельствует о стабильном состоянии крупных трещин, отчленяющих потенциально неустойчивые скальные блоки от основного массива. Вместе с тем очевидно, что обрушение потенциально неустойчивых массивов, например вследствие интенсивных сейсмических воздействий, со временем неизбежно [1].

Согласно проектному заключению, наиболее опасные из выявленных потенциально неустойчивых массивов подлежали укреплению. Однако, согласно оценкам, выполненным с учетом высокой региональной сейсмичности, укрепительные мероприятия оказались чрезвычайно затратными и продолжительными по времени [3]. В связи с этим в качестве альтернативной меры по обеспечению безопасной эксплуатации гидроузла было принято решение об организации постоянных инструментальных наблюдений с целью своевременного выявления дестабилизации горных склонов. Данное решение в определенном смысле было вынужденным ввиду несовер-

шенства существующих расчетных методов оценки устойчивости крутых береговых откосов и прогнозирования склоновых процессов.

Наибольшие опасения вызывало состояние потенциально неустойчивых скальных массивов 46-R-7 и 59-1 на участках левобережного и правобережного примыканий плотины. Инструментальные наблюдения за смещением структурных элементов этих массивов проводятся Институтом физики и механики горных пород Национальной академии наук Кыргызской Республики с 1969 г. Результаты наблюдений свидетельствовали об их постепенной стабилизации по мере завершения строительства гидроузла [4–6].

Массив 46-R-7 находится на участке левобережного примыкания Токтогульской плотины над зданием ГЭС (рис. 1). Возможность своевременного выявления признаков его дестабилизации способствует повышению безопасности и эффективности эксплуатации гидроузла. Высота блока 250 м, угол наклона 70° . Породы массива представлены трещиноватыми известняками, местами по внешнему виду напоминающими плотно уложенный щебень. Широко развитые тектонические трещины, образованные в процессе разгрузки склона, в большинстве своем видоизменены и преобразованы в тектонические трещины с бортовым отпором. Зона разгрузки в бортах каньона на участке Токтогульской ГЭС составляет 20–40 м.

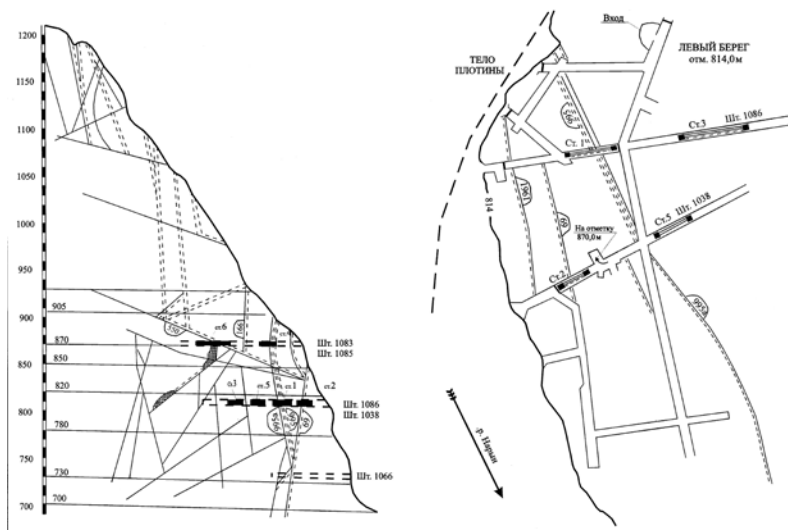


Рис. 1. Вертикальный разрез и план расположения наблюдательных станций на отметке 814 м в потенциально неустойчивом массиве 46-R-7

Эрозионная нарушенность и трещиноватость крутых бортов скального каньона реки на участке Токтогульского гидроузла обусловили их заметную мобильность благодаря повышенной чувствительности к динамическим факторам естественного и техногенного характера. Основными из них являются сезонные изменения климатических условий, колебания уровня водохранилища, сейсмичность, гравитационные приливные деформации, вибрации, возникающие во время принудительного водосброса и работе технологического оборудования.

Потенциально неустойчивый скальный массив 59-1 расположен на отметках 920–990 м вниз по течению реки на участке правобережного примыкания плотины. Его передовая часть представляет собой вполне сформировавшееся оползневое тело, отчлененное от основной скалы пологонаклонной отсекающей № 714 и подсекающей № 7 трещинами [1]. Сдвиговые характеристики последней приведены в таблице. Общий объем отчлененной передовой части массива 59-1, склонной к обрушению, составляет 18380 м³, масса (при плотности пород 2,65·10³ кг/м³) 48707 т. Коэффициент устойчивости массива, по расчетам, выполненным в техническом проекте с учетом сейсмического воздействия, равен 1,21.

Сведения о крупных трещинах, формирующих потенциально неустойчивые массивы, по данным ВНИИГ им. Веденеева [7]

№ трещины	Ширина, см	Азимут, град	Угол падения, град	tgφ	Сцепление, кг/см ²
69	20 – 40	240 – 260	85	0,783	1,15
995а	10 – 40	260	60 – 80	0,6	0,55
995	3 – 40	260 – 270	70 – 80	0,6	0,55
166	0,5 – 40	260 – 270	80 – 85	0,6	0,55
7	–	170	20	0,6	0,55

Результаты текущих наблюдений показывают, что передовая часть массива 59-1 нуждается в срочном укреплении, так как постоянно теряет свою устойчивость. Судя по фотографии, сделанной со стороны верхнего бьефа, основная нагрузка наиболее опасного блока № 3 приходится на выступ в нижней трети блока (справа на рис. 2). Верхней частью блок прислонен к основному массиву, а тонкой нижней частью опирается на нижележащий блок. Опорная часть блока местами сильно раздроблена вследствие неоднократных подвижек в прошлом.

Результирующее движение структурных элементов горных склонов определяется совместным действием сил гравитации и причин, перечисленных выше, а также иных факторов, строгий учет которых

практически невозможен. Так как действие влияющих факторов, распределенных хаотично по времени и пространству, как правило, невелико, то движение отдельных блоков в склоновом процессе обычно представляет собой случайный процесс с нормальным распределением параметров. Увеличение значений контролируемых параметров движения и их статистического разброса обычно означает усиление действия одного или нескольких факторов.

Наличие определенного соответствия между геомеханическим состоянием горного склона и параметрами движения его структурных элементов открывает возможность оценки их мобильности (неустойчивости), в частности по величине статистического разброса инструментальных данных. В качестве количественных показателей мобильности целесообразно рассматривать характеристики ответной реакции горных склонов на какое-либо достаточное по силе тестовое воздействие, например периодически изменяющееся гравитационное притяжение со стороны Луны и Солнца. Это могут быть амплитуды приливных волн, вычисляемые по результатам гармонического анализа параметров движения, регистрируемых с помощью цифровых автоматизированных приборов, обладающих необходимым временным разрешением.

Рассмотрим с этой точки зрения параметры вертикальных движений структурных элементов потенциально неустойчивых скаль-

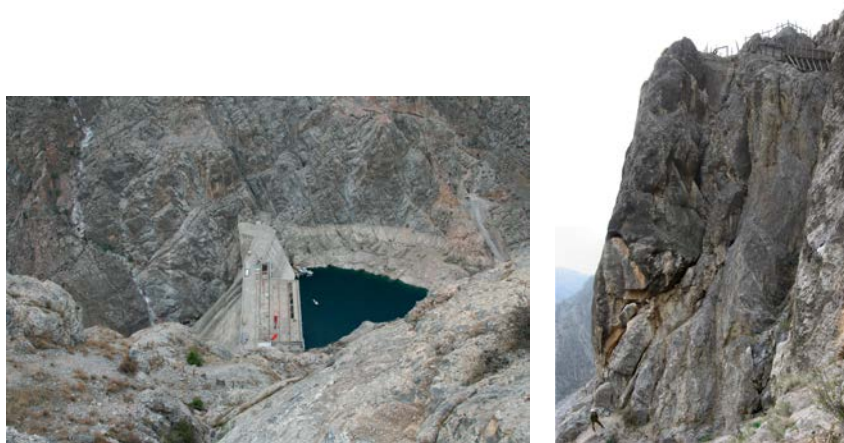


Рис. 2. Потенциально неустойчивый массив 59-1 в правобережном примыкании Токтогульской плотины. Вид со стороны верхнего бьефа

ных массивов левобережного и правобережного примыканий Токтогульской плотины, регистрируемых в трех пунктах наблюдений с помощью автоматизированных гидронивелиров RJ-50 фирмы NARI (КНР). Указанные приборы позволяют измерять вертикальную составляющую склонового процесса в автоматическом режиме с точностью 0,01 мм и частотой дискретизации данных час⁻¹.

Одинаковое количество анализируемых синхронных данных и методика их обработки для трех контролируемых участков позволяли сопоставлять их мобильность по результатам гармонического анализа. Для корректного выполнения гармонического анализа исходные данные вначале обработки проверялись на наличие пропусков и в случае их обнаружения восполнялись с помощью интерполяции методом сплайн-аппроксимации. Затем осуществлялась нормировка данных на величину измерительной базы прибора, что обеспечивало их однородность и сопоставление мобильности участков по результатам измерений приборами с различной базой. Далее из нормированных данных вычитался низкочастотный тренд, равный выборочному среднему, вычисляемому в скользящем временном окне постоянной ширины с единичным сдвигом. Ширина скользящего временного окна составляла 368 ч, что равно периоду 15.333 суточной компоненты приливных волн. После перечисленных предварительных операций выполнялось собственно дискретное преобразование Фурье, по результатам которого вычислялся амплитудный спектр вертикальных движений.

Один из автоматизированных гидронивелиров, установленный в левобережном примыкании в зоне влияния трещин 995 и 995а, имел измерительную базу 12,7 м. Временные зависимости вертикальной компоненты движений смежных скальных блоков в указанной зоне, зарегистрированные в 2012 г., приведены в виде точек на рис. 3, а. Из представленного графика видно, что показания прибора имеют заметные отклонения от среднего уровня, обозначенного на рисунке цветным пунктиром. Статистический разброс данных обусловлен, как отмечалось выше, влиянием многочисленных факторов как чисто случайного происхождения, так и вполне детерминированных, к которым следует отнести прежде всего приливные деформации земной коры. Земные приливы представляют собой ответную деформационную реакцию земной коры на периодически изменяющееся тестовое воздействие со стороны Луны и Солнца. Величины приливных деформаций поддаются строгому расчету в любой точке земной поверхности для любого момента времени.

В амплитудном спектре вертикальных движений породных блоков в зоне влияния трещин 995 и 995а (рис. 3, б) выявляются ин-

тенсивные составляющие приливных движений с периодом 12, 24 ч и порядка сотен часов. Очевидно, они отражают локальную мобильность скального массива в данном месте и, при соблюдении одинаковых условий регистрации и обработки данных, дают возможность количественной оценки и сравнения мобильности различных его участков.

Второй гидронивелир с измерительной базой 7,7 м установлен в зоне влияния трещины 69 на наблюдательной станции № 2. Временные зависимости относительных величин вертикальных смещений смежных породных блоков по трещине 69, зарегистрированные в течение 2012 г., показаны в виде точек на рис. 3, в. Пунктиром на графике обозначен средний уровень вертикальных движений. Полу-суточная и суточная компоненты земных приливов в зоне влияния трещины 69 (рис. 3, з) практически совпали по величине с анало-

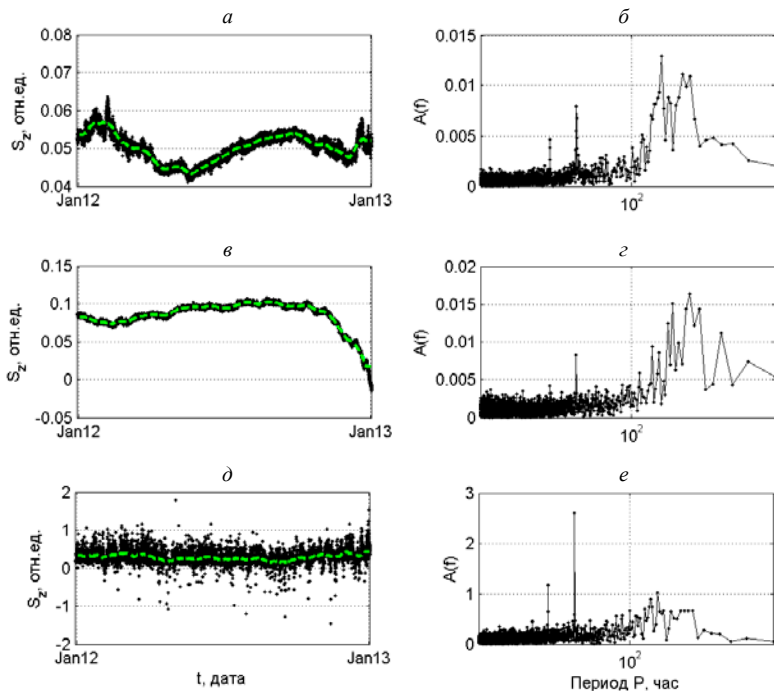


Рис. 3. а – вертикальные движения пород в зоне 995 и 995а; в – то же в зоне влияния трещины 69; д – то же передовой части массива 59-1; б, г, е – амплитудные спектры вертикальных движений

гичными показателями для станции № 1. Это свидетельствует об одинаковой мобильности скального массива 46-R-7 в зонах влияния трещин № 995, 995а и 69, несмотря на различия их сдвиговых характеристик.

С помощью третьего прибора с измерительной базой 2,39 м определялась вертикальная составляющая движений передовой части массива 59-1 правобережного примыкания плотины. Временной ряд относительных величин вертикальных движений блока № 3, зарегистрированных в 2012 г., изображен в виде точек на рис. 3, *д*. Цветным пунктиром на рисунке показано среднее выборочное значение ряда, вычисленное в скользящем временном окне 368 ч. Показания данного прибора отличаются значительно большим статистическим разбросом (дисперсией) значений, на 2 порядка превышающим синхронные показания первых двух приборов, установленных в зонах влияния крупных трещин бокового отпора на станциях №1 и 2 в левобережном примыкании. Судя по геометрии блока и результатам гармонического анализа (рис. 3, *е*), разброс показаний прибора относительно среднего уровня обусловлен малыми колебаниями, которые блок совершает вокруг горизонтальной оси вращения, совпадающей с выступом в своей нижней трети, на котором он покоится.

В спектре колебаний блока, вычисленном по результатам преобразования Фурье, выделяются 8, 12 и 24-часовые компоненты приливных волн, амплитуды которых более чем на 2 порядка превышают аналогичные показатели для зон влияния трещин 995, 995а и 69 левобережного массива 46-R-7. Отсюда следует, что мобильность передовой части массива 59-1 во столько же раз превышает подвижность структурных элементов в зонах влияния трещин 995, 995а и 69 левобережного массива 46-R-7.

Очевидно, указанные отличия обусловлены, прежде всего, локальными геомеханическими особенностями конкретного участка контролируемой территории. Если передовая часть правобережного массива 59-1 фактически не имеет жесткой связи с основной скалой, то движение смежных породных блоков левобережного массива 46-R-7 вдоль структурных нарушений происходит в стесненных условиях, так как ограничено вследствие объемного эффекта работы бетонной плотины.

Выводы

Периодические приливные деформации, обусловленные гравитационным взаимодействием Земли с Луной и Солнцем, отражают мобильность и устойчивость горных склонов.

В качестве количественных показателей мобильности горных склонов могут служить статистические характеристики параметров движений их структурных элементов, в частности амплитудные значения полусуточных и суточных приливных волн.

Учитывая это, целесообразно, чтобы аппаратные средства, предназначенные для геомеханического мониторинга территории ответственных инженерных сооружений, обладали временным разрешением, достаточным для регистрации приливных деформаций земной коры.

По результатам наблюдений выявлена высокая мобильность передовой части массива 59-1 в правобережном примыкании плотины Токтогульской ГЭС, указывающая на ее склонность к обрушению. Для обеспечения ее необходимой устойчивости требуется выполнить срочные укрепительные мероприятия.

Литература

1. Токтогульская ГЭС на р. Нарын. Технический проект основных сооружений. Т. 1. Природные условия, инженерно-геологическое обоснование. – Ташкент: САО Гидропроект, 1969. – 301 с.
2. Токтогульская ГЭС на реке Нарын. Материалы к рабочим чертежам. Ориентировочная оценка устойчивости обвально-оползневых массивов на склонах долины р. Нарын в районе Токтогульского гидроузла. – М.: Фонды Всесоюзного ордена Ленина проектно-исследовательского института им. С. Я. Жука, 1970. – 63 с.
3. Токтогульская ГЭС на р. Нарын. Материалы к рабочим чертежам: «Крепление массивов левого берега № 11 и № 5». Записка № 9026/34-т46а. – Москва, 1973. – 25 с.
4. Исследование статической устойчивости элементов склонов каньона р. Нарын в районе строительства Токтогульской ГЭС. Промежуточный отчет. – Фрунзе: Фонды ИФимГП, 1970.
5. Степанов В. Я. Механика горных склонов / В. Я. Степанов. – Бишкек: Илим, 1992. – 192 с.
6. Латынина Л. А. Деформографические измерения / Л. А. Латынина, Р. М. Кармалева. – М.: Наука, 1978. – 154 с.
7. Исследование скального основания плотины Токтогульской ГЭС на р. Нарын: технический отчет / ВНИИГ им. Б. Е. Веденеева и Гидропроект им. С. Я. Жука. – Л., 1969.

**ОСОБЕННОСТИ УЧЕТА ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ ПРИ ВЫБОРЕ
БЕЗОПАСНЫХ ПЛОЩАДОК РАЗМЕЩЕНИЯ ОТВЕТСТВЕННЫХ ОБЪЕКТОВ
НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ***

Ю. П. Коновалова

В исследованиях последних лет все большее внимание уделяется роли геодинамических факторов и вызываемых ими современных движений земной коры в формировании риска возникновения и механизма развития аварий и разрушений на объектах недропользования. Наибольшую опасность они представляют для особо ответственных и экологически опасных промышленных объектов, таких как АЭС, ГЭС, нефте- и газопроводы, захоронения радиоактивных отходов. Обеспечение безопасности функционирования подобных объектов в первую очередь определяется на стадии проектирования выбором площадок под их размещение. Существующая нормативная база, регламентирующая критерии и требования по размещению ответственного объекта с учетом геодинамических факторов, имеет много неоднозначностей и противоречит установленным на сегодняшний день характеристикам современных геодинамических движений. Методика диагностики геодинамической активности территорий строительства объектов недропользования, пригодная для массовой реализации при инженерных изысканиях, на сегодняшний день отсутствует.

В ИГД УрО РАН на протяжении последних нескольких лет исследуется комплексная геодинамическая диагностика массива горных пород в соответствии с современными представлениями о характере распространения и параметрах геодинамических движений.

Мониторинг современных геодинамических движений на протяжении десятков лет осуществляется в виде дискретных традиционных геодезических измерений на полигонах различного предназначения и дискретных и непрерывных наблюдений с помощью спутниковых систем. Анализ данных мониторинга, проводимый различными исследователями в разное время на различных геодинамических полигонах, показал, что современные геодинамические движения носят циклический характер, могут иметь высокие ампли-

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

туды (десятки и даже сотни миллиметров), концентрируются вблизи тектонических нарушений и в зонах самих нарушений. Параметрами современных геодинамических движений являются амплитуда циклических движений, частота (период) циклов, деформации земной поверхности, вызываемые максимальными амплитудами циклических движений (горизонтальные деформации растяжения – сжатия и наклон).

В ходе анализа результатов инструментальных наблюдений за деформированием скальных массивов, проводимых на протяжении более десяти лет ИГД УрО РАН в различных регионах Урала, Сибири, Казахстана методами спутниковой геодезии (GPS), были выделены следующие типы движений: короткопериодные циклические, длиннопериодные и трендовые.

Короткопериодные циклические движения выделяются в ходе непрерывных GPS-наблюдений в течение нескольких часов в сутки. Продолжительность их циклов укладывается один и более раз в сеанс наблюдений. Таким образом, короткопериодными считаются циклические движения с продолжительностью циклов от нескольких секунд до нескольких часов [1]. На основании результатов более 1000 натурных наблюдений на базах от 20 до 2600 м амплитуды этих движений находятся в диапазоне от 0 до 108 мм (по модулю), а диапазон относительных деформаций (по модулю) составляет 0–2,69 мм/м [1, 2]. Выявлено пять часто встречающихся периодов (3,9 часа, 42, 24, 17 и 12 минут) [3].

Длиннопериодные циклические движения выявляются при повторных дискретных наблюдениях, проводимых обычно через полгода – год и в ходе непрерывных GPS-наблюдений в течение длительного времени (месяцы, годы), как правило, на постоянно действующих GPS-станциях. По данным ИГД УрО РАН, на базах от 25 до 12000 м диапазон амплитуд составляет 0–500 мм (по модулю), а диапазон деформаций 0–2,84 мм/м (по модулю) [2]. В работе [4] по данным 236 IGS-станций в ходе спектрального анализа выделено 17 гармоник за период от 575 до 7 суток.

К трендовым движениям относятся смещения, получаемые при повторном определении координат геодезических пунктов, установленных ранее. Период переопределения координат геодезических пунктов чаще всего составляет 10–15 лет и более [1].

Основополагающими критериями, определяющими уровень воздействия на объект недропользования деформационных процессов как техногенного, так и природного характера, являются допустимые и предельные деформации земной поверхности (основания сооружений): растяжение-сжатие, наклон (крен), кривизна. Поэтому для

выбора безопасных площадок размещения ответственных объектов необходимо определить параметры деформаций, вызываемых геодинамическими движениями, и выявить закономерности их распределения по исследуемому участку. Нормативные документы, регламентирующие критерии и требования по обеспечению безопасности при размещении одного из наиболее ответственных и опасных объектов – атомных станций [5, 6, 7, 8, 9, 10], имеют много неоднозначностей. Приведенные в большинстве нормативов данные находятся в явном противоречии с инструментально установленными характеристиками современных геодинамических движений. Большинство используемых критериев относится не к современным, а к четвертичным движениям. Практически полностью отсутствует регламент по допустимым деформациям (растяжение-сжатие; наклон (крен); кривизна), являющимся основополагающим критерием, определяющим состояние объекта. На более современном уровне критерии пригодности и выбор площадок для особо сложных и уникальных сооружений (I и II уровней ответственности, в том числе АЭС) регламентированы в СП 11-104-97. Этот нормативный документ устанавливает следующие предельно допустимые деформации в основании объектов массового строительства – относительное горизонтальное сжатие или растяжение – 1 мм/м, наклон (крен) – 3 мм/м, а предельно допустимый крен в основании реакторных отделов АЭС – 0,001, а при особых воздействиях – 0,003 [9]. Кроме того, в СП 11-104-97 рекомендуется изучение всего спектра современных геодинамических движений от длиннопериодных трендовых до циклических короткопериодных.

Геодинамические движения, проявляющиеся на различном пространственно-временном уровне, вызывают деструкцию иерархически-блочного массива, которая ведет к дискретному характеру распределения деформаций. Но поскольку земная кора является открытой динамической системой, в которой развиваются процессы самоорганизации, то под влиянием этих же геодинамических движений в деструктурированном блочном массиве формируются так называемые консолидированные блоки различных рангов, на границах которых происходят концентрации геодинамических движений и деформаций, а во внутренних областях наблюдается их низкий уровень и относительно равномерное распределение [11]. Поэтому задача выбора безопасных площадок строительства сводится к выявлению таких консолидированных блоков.

Методика выявления консолидированных блоков включает в себя комплекс геофизических и геодезических исследований. Геофизическими методами исследуются структурно-тектонические

особенности массива горных пород на участке. Геодезические измерения проводятся на основе геофизических данных на различных пространственно-временных базах в соответствии с современными представлениями о природе геодинамических движений. Параметры современных геодинамических движений определяются методами спутниковой геодезии. Трендовые движения исследуются путем ретроспективных наблюдений существующих на исследуемой территории пунктов Государственной геодезической сети. Циклические короткопериодные геодинамические движения определяются путем кратковременных непрерывных наблюдений. Пространственный масштаб изучаемой территории должен последовательно уменьшаться. ГКИНП-10-186-84 [6], СП 151.13330.2012 [10] регламентирует три пространственных уровня исследования:

I – район (радиус) 300×300 км;

II – пункт $\sim 10 \times 10$ км;

III – площадка $\sim 3 \times 3$ км.

Измеренные амплитуды геодинамических движений при помощи алгоритмов механики сплошных сред переводятся в деформационные поля. Анализ полученных параметров распределения деформаций позволяет определить границы консолидированного блока, внутри которого деформации не превышают нормативно допустимых значений.

Таким образом, в районе строительства выбираются альтернативные пункты строительства. Затем по результатам детального изучения альтернативных пунктов происходит выбор приоритетного, на котором выбираются альтернативные площадки и так далее вплоть до размещения конкретных зданий и сооружений. На пространственном уровне площадки размещения ($\sim 3 \times 3$ км), исходя из соображений точности измерений, деформационные параметры массива измеряются традиционными геодезическими методами (высокоточное нивелирование и высокоточные линейные измерения).

Разработанная методика диагностики массива горных пород применялась для выбора площадок размещения сооружений Белоярской и Южно-Уральской АЭС [12, 13].

Литература

1. Современная геодинамика массива горных пород верхней части литосферы: истоки, параметры, воздействие на объекты недропользования / В. Н. Опарин и др.; РАН СО ИГД. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2008. – 449 с.
2. Балек А. Е. Связь модельных представлений о деформировании скальных горных массивов с пространственными и временными масштабами / А. Е. Балек // Геомеханика в горном деле: доклады науч.-техн. конф. 14–15 окт. 2009 г. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. – 2009. – С. 3–13.

3. Коновалова Ю.П. Потенциально опасный спектр частот современных циклических геодинамических движений для объектов недропользования / Ю. П. Коновалова // Геомеханика в горном деле: доклады науч.-техн. конф. 14–15 октября 2009 г./ ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2009. – С. 214–220.

4. Буй Йен Тинь. Разработка и исследование метода повышения точности геодезической координатной основы Социалистической Республики Вьетнам: дис. ... канд. техн. наук / Буй Йен Тинь.

5. НП-032-01. Размещение атомных станций. Основные критерии и требования по обеспечению безопасности: утв. Госатомнадзором России от 08.11.2001, № 10. – М., 2001.

6. Руководящий технический материал по изучению деформаций земной поверхности геодезическими методами на полигонах атомных электростанций: ГКИ НП-10-186-84.

7. НП-050-03. Размещение ядерных установок ядерного топливного цикла. Основные критерии и требования по обеспечению безопасности: утв. Госатомнадзором России от 31.12.2003, № 11. – М., 2004.

8. НП-064-05. Учет внешних воздействий природного и техногенного происхождения на объекты использования атомной энергии: утв. Федеральной службой по экологическому, технологическому и атомному надзору от 20.12.2005. № 16. – М., 2005.

9. СП 11-104-97. Инженерно-геодезические изыскания для строительства. – М., 1997.

10. СП 151.13330.2012. Инженерные изыскания для размещения проектирования и строительства АЭС. – М., 2013.

11. Балек А. Е. Натурные исследования процесса деформирования горного массива как диссипативной системы / А. Е. Балек // Геомеханика в горном деле – 2000 / ИГД УрО РАН. - Екатеринбург, 2000. – С. 9–18.

12. Коновалова Ю. П. Исследование циклических короткопериодных геодинамических деформаций территорий при выборе площадок под строительство атомных станций/ Ю. П. Коновалова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2010. – № 7. – С. 269–274.

13. Пустуев А. Л. Исследование трендовых геодинамических деформаций при выборе площадок для строительства атомных станций/ А. Л. Пустуев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 1. – С. 282–290.

ОЦЕНКА ПОТЕНЦИАЛЬНОЙ ОПАСНОСТИ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ПО ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ПРОЯВЛЕНИЯМ

В. С. Зыков, И. Л. Абрамов, Д. В. Торгунаков

В угольных шахтах России наибольшее число внезапных выбросов угля и газа в очистных выработках (47 выбросов) зарегистрировано на шахтах Печорского бассейна, из них 31 произошел в 1960–1964 г. на шахте № 1 на глубинах 365–460 м от поверхности при отработке пласта Двойного. Мощность выбросов на шахте № 1 изменялась от 1,2 до 37 т, интенсивность от 65 до 3800 м³ газа. Газовыделение достигало при этом чрезвычайно высокой величины – 295 м³ на 1 т выброшенного угля.

В Приморском бассейне в 1970 г. зарегистрировано 13 внезапных выдавливания угля с попутным газовыделением при отработке пласта Модестов II на шахте «Подгородненская» и пласта Нижне-Кедрового на шахте «Центральная»; по «Инструкции по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа» они относятся к внезапным выбросам угля и газа. Мощность явлений достигала 35 т угля, интенсивность 5000 м³ газа. Общее количество внезапных выбросов в очистных забоях шахт Печорского, Приморского и Кузнецкого бассейнов составило 69, или 7,4% от общего количества выбросов во всех типах выработок, а в Печорском бассейне доля выбросов в очистном забое составила 17%.

Следует отметить, что статистические исследования по шахтам Донбасса говорят о том, что наибольшее число внезапных выбросов в очистных забоях происходит на глубинах 400–500 м [1]. Это подтверждается и проявлением выбросоопасности на шахтах Печорского бассейна.

В настоящее время большая часть очистных забоев работает на глубине ниже критической по внезапным выбросам угля и газа, и поэтому для них актуальна проблема заблаговременной оценки геодинамической опасности. Это касается преимущественно механизированных очистных забоев на пологих и наклонных пластах, обрабатываемых с большими скоростями с применением столбовых систем разработки. В этих забоях добывается основная масса угля.

Как известно, внезапные выбросы угля и газа происходят в зонах нарушенных углей в районе дизъюнктивных или пликативных

нарушений. Другими геологическими факторами, определяющими возможность выявления выбросоопасных зон, являются степень метаморфизма угля и вмещающих пород, петрографический состав и мощность угольного пласта, влажность угля, литологический состав и мощность вмещающих пород.

Поскольку в пределах выбросоопасного участка уголь обладает пониженными прочностными свойствами, то вблизи него происходит перераспределение напряжений. Ненарушенная часть угольного пласта по границам участка находится в более напряженном состоянии. Поэтому при приближении к границам выбросоопасного участка наблюдаются резкие, скачкообразные изменения скоростных параметров сейсмических волн.

По результатам геофизического обследования к потенциально выбросоопасным относятся участки с аномально низкими значениями разности потенциалов, с не менее чем в два раза меньшими по сравнению со средними значениями по выемочному столбу и с пониженными не менее чем на 20% значениями скоростей пластовых

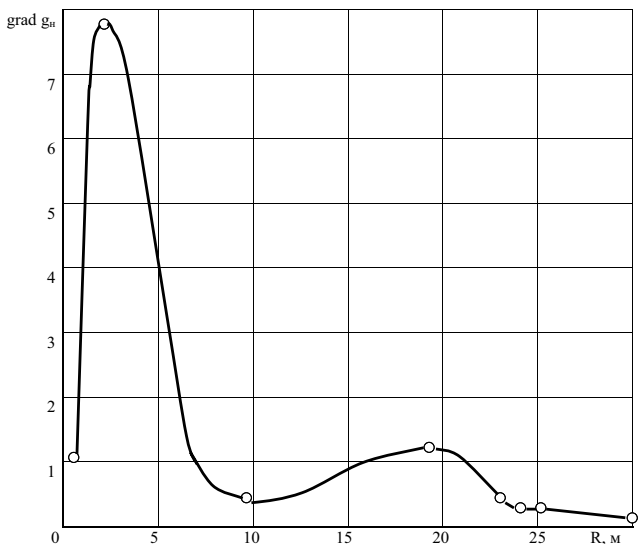


Рис. 1. Изменение градиента начального газовыделения из шпуров в лаве № 3 по пласту Владимировскому шахты «Северная» в зависимости от расстояния до створа с внезапным выбросом в нижележащей лаве № 2, произошедшим 08.08.1978 г.

волн [2]. На границах этих участков отмечаются аномальные повышения значений разности потенциалов примерно в 2 раза по сравнению со средним фоном и увеличение скоростей каналовых волн на 20%.

Важное значение имеет учет данных о фактическом проявлении выбросоопасности (рис. 1) при проведении оконтуривающих подготовительных выработок и результатов определения показателя выбросоопасности при текущем прогнозе в этих выработках [3].

Как известно, данный параметр является надежной характеристикой выбросоопасности и применяется в нормативных методах прогноза. Кривая говорит о том, что максимальный градиент был измерен на расстоянии 2 м от этого створа, то есть он свидетельствовал о входе в выбросоопасную зону. Внезапному выбросу угля и газа, который произошел на этой же шахте 11.04.1979 г. при отработке этого же пласта лавой № 2, предшествовало семь выбросов в просеке II параллельного штрека, проводившегося для подготовки лавы № 2, шесть – при бурении опережающих скважин впереди лавы. Мощность их для скважинных выбросов была очень большой 15–35 т. Подобные результаты получены в Печорском и Приморском бассейнах.

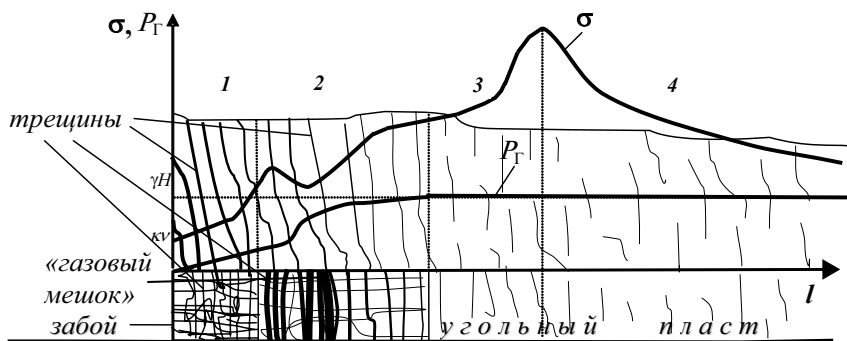
В то же время спокойному, невыбросоопасному поведению лав во всех этих бассейнах соответствовали невыбросоопасные значения показателя выбросоопасности в оконтуривающих их подготовительных выработках.

Участки, выбросоопасность которых подтверждена произошедшим газодинамическим явлением, подлежат обязательной обработке с помощью региональных способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа. Выбросоопасность остальных участков с нарушенной структурой выполняется по энергетическому критерию выбросоопасности [3].

Основоположник теории внезапных выбросов угля и газа В. В. Ходот [4] отмечает различия в условиях развязывания внезапных выбросов угля и газа в очистных и подготовительных выработках. Основные факторы, определяющие возникновение выбросов в очистных забоях, он дополняет динамической нагрузкой на угольный пласт со стороны вмещающих пород. Проведя исследования на шахтах Донбаса, А. Ф. Шак и С. В. Мирер [5] подтвердили, что кровля, склонная к зависанию, способствует возникновению выбросоопасной ситуации. Половина всех внезапных выбросов в очистных забоях происходит в нижней и верхней частях лав в связи с резким изменением в них соотношения упругих и неупругих зон [6].

В процессе первичного обрушения происходит переход типа нагруженности кровли от балочной схемы к консольной. В результате впереди забоя в массиве образуется зона опорного давления с областью повышенных напряжений и четко выраженным максимумом. В угольном пласте впереди забоя выделяются четыре зоны [7] состояния массива в окрестности забоя очистной выработки с точки зрения выбросоопасности (рис. 2). Зона 1, прилегающая к забою, сложена наиболее разрушенным углем вследствие разрушающего воздействия пород кровли. Она обладает очень низкими фильтрационными свойствами, поэтому процесс дегазации угольного массива сильно растянут во времени. Зона 2 представляет собой систему примерно параллельных забою элементов массива, состоящих из блоков угля, плотно прижатых друг к другу вмещающими породами. В ней, вследствие низкой фильтрационной способности зоны 1, создаются условия для аккумуляции больших объемов свободного газа под давлением. В наиболее удаленной от забоя зоне 3 происходит подготовка массива к переходу из упругого состояния в упруго-пластическое. Зона 4 представляет собой нетронутый массив за пределами области влияния забоя выработки на напряженно-деформированное состояние угольного пласта.

Проявлению выбросоопасности в очистных забоях способствует образование в зоне 2 «газового мешка», вследствие возникновения между зонами 1 и 2 защемленной изогнувшейся кровлей перемычек



σ — величина напряжений в массиве; P_g — давление газа в пласте;
 l — расстояние от забоя вглубь массива

Рис. 2. Схема формирования выбросоопасного состояния массива впереди очистного забоя

ки с очень низкой газопроницаемостью [8]. Кроме того, в угольном массиве в зоне влияния выработки повышается давление свободного газа в процессе явлений «гистерезиса сорбции» метана углем, инициируемых низкочастотными колебаниями консоли кровли над пластом при ее пошаговом обрушении [9, 10].

Резюмируя изложенные взгляды, можно сформулировать концепцию возможности внезапных выбросов угля и газа в очистном забое.

Вероятность возникновения выбросоопасной ситуации минимальна в начале отхода лавы. Процесс снижения напряжений в пласте в зоне, соответствующей зоне изгиба кровли, и образования в ней «газового мешка» выражен слабо вследствие устойчивого состояния кровли. По-видимому, внезапный выброс в очистном забое в период времени до первичного шага посадки возможен лишь при встрече забоем крупного локального тектонического нарушения закрытого типа с большими запасами газа. Однако можно предполагать высокую выбросоопасность в момент посадки кровли по причине резкого снижения сил сцепления между угольным пластом и вмещающими породами и слоями угля.

После первичного шага посадки выбросоопасность с увеличением отхода лавы от места посадки возрастает в связи с ростом напряжений в зоне опорного давления (возрастает интенсивность образования выбросоопасных трещин и количество заключенного в них свободного газа), образованием зоны пониженных напряжений вследствие изгиба кровли (возникает «газовый мешок»), усилением защемления ближней опоры кровли (образуется в пласте угля низкопроницаемая перемычка вблизи обнаженной поверхности массива угля, способствующая увеличению давления и объема свободного газа в «газовом мешке»). Если на данной стадии поведения массива произойдет обрушение кровли, то при достаточных давлении и объеме газа в «газовом мешке» произойдет разрушение ближней опоры кровли (угольной перемычки), начнется внезапный выброс угля и газа и при высокой градиенте газового давления перейдет в стадию газового дробления угля. Процесс будет усилен тем обстоятельством, что мгновенно за счет «гистерезиса сорбции» метана углем возрастут объем и давление газа в «газовом мешке».

Если же отход забоя будет увеличиваться и посадки кровли не будет, то, начиная с некоторого момента, начнется описанный выше процесс образования в зоне максимального изгиба кровли трещин, ориентированных в направлении, близком к перпендикулярному плоскости наслоения, но, вследствие изгиба кровли, отклоненных в сторону выработанного пространства. Через эти трещины газ из

«газового мешка» начнет перетекать в выработанное пространство, давление и объем газа и, следовательно, выбросоопасность забоя в нем начнут снижаться. Выбросоопасность с этого момента по мере отхода лавы также будет снижаться. То же будет происходить и после следующих посадок.

Таким образом, максимальная степень выбросоопасности в очистном забое достигается в момент обрушения кровли. Особенно велика степень опасности в том случае, если на этот момент еще не произошло образования проникающих в выработанное пространство трещин, дегазирующих зону 2, то есть когда ее формирование достигло максимальной степени опасности.

Согласно [7], очистной забой опасен по внезапным выбросам в случае, если $F_a \geq F_n$ и $l \geq \Delta x$, где F_a – равнодействующая активных сил, стремящихся выбросить уголь; F_n – равнодействующая предельных препятствующих сил; l – глубина заходки; Δx – величина зоны дегазированного угля. Величины данных параметров определяются в зависимости от геологических условий и горнотехнических параметров.

Однако данная модель требует уточнения, поскольку она не учитывает процессов «гистерезиса сорбции» метана углем и образования зоны пониженных напряжений впереди забоя в месте изгиба кровли и, следовательно, изменения степени выбросоопасности в зависимости от величины отхода лавы от места посадки.

Для учета первого процесса внесена поправка в модель при разработке руководства [2], в соответствии с которой используемая в модели величина давления газа P_k для интервалов подвигания забоя в зоне, где возможно обрушение кровли, определяется из выражения $P_k = P_0 + \Delta P$, где P_0 – пластовое давление газа; ΔP – прирост давления газа за счет явления «гистерезиса сорбции» метана углем. Значение ΔP определяется по приведенному в руководстве графику.

Для учета влияния на выбросоопасность изгиба кровли требуется проведение значительного объема экспериментальных исследований и уточнение по их результатам модели развязывания внезапных выбросов в очистных забоях.

Литература

1. Степанович Г. Я. Оценка безопасности угольных пластов, залегающих на больших глубинах / Г. Я. Степанович, В. И. Николин, Б. Н. Недосекин // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело. – 1971. – № 6. – С. 16.

2. Руководство по предупреждению внезапных выбросов угля и газа в очистных забоях угольных шахт. / сост. В. С. Зыков и др.; НИЦ ВостНИИ. – 2-е изд., исп. – Кемерово, 2002. – 34 с.
3. Пузырев В. Н. Оценка выбросоопасности очистных забоев / В. Н. Пузырев, В. С. Зыков // Повышение безопасности ведения горных работ: сб. науч. тр./ ВостНИИ. – Кемерово, 1983. – С. 34–40.
4. Ходот В. В. Внезапные выбросы угля и газа / В. В. Ходот. – М.: Госгортехиздат, 1961. – 363 с.
5. Шак А. Ф. Влияние состава и пород основной кровли на выбросоопасность угольных пластов / А. Ф. Шак, С. В. Мирер // Уголь Украины. – 1974. – № 2. – С. 35–37.
6. Николин В. И. Основные решения по предотвращению внезапных выбросов в лавах шахт Донецко-Макеевского районов / В. И. Николин, В. А. Воронин, В. Н. Кулаковский // Уголь Украины. – 1974. – № 9. – С. 29–30.
7. Мурашев В. И. Разработка научных основ безопасного ведения горных работ в угольных шахтах на основе научных исследований геомеханических процессов: автореф. дис. ... докт. техн. наук. / В. И. Мурашев. – М., 1980. – 35 с.
8. Балашова Т. А. Влияние изгиба труднообрушаемой кровли пласта на эпюру горного давления / Т. А. Балашова // Вестник КузГТУ. – 1988. – № 4. – С. 29–31.
9. Пузырев В. Н. О возможном явлении гистерезиса сорбции метана выбросоопасным углем при возбуждении колебаний давления свободного газа / В. Н. Пузырев, Т. А. Балашова, Д. В. Алексеев // Уголь. – 1993. – № 6. – С. 46–48.
10. Интенсификация метаноотдачи выбросоопасного угля динамическими колебаниями давления свободного газа в призабойной части лавы / В. Н. Пузырев и др. // Управление газовой выделением в шахтах. - Кемерово: КузПИ, 1992. – С. 35–43.

УДК 622.831.312

ПРОСТРАНСТВЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

С. Ф. Власов, А. А. Сидельников

Исследования посвящены обоснованию технологических параметров отработки выемочных столбов на основе результатов моделирования пошагового перемещения очистного забоя в пространственной геомеханической модели выемочного участка с учетом влияния всей толщи слоистого трансверсально-изотропного массива горных пород, силовых характеристик крепи и подготовительных выработок. Пошаговое моделирование перемещения лавы позволило получить закономерности распределения напряженно-деформированного состояния горных пород вокруг очистной выработки с учетом периодичности проявления горного давления, что дает возможность прогнозировать состояние и поведение массива горных пород вокруг лавы в зависимости от величины отхода очистного забоя от разрезной печи.

Анализ результатов пространственного моделирования позволил обосновать и разработать методику определения рациональной длины лавы для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий. В основу методики положено то, что, согласно результатам компьютерного моделирования и натурных исследований, конвергенция горных пород вдоль посадочного ряда стоек механизированной крепи в зависимости от положения очистного забоя по длине выемочного столба описывается уравнением четвертого порядка вида $K = aZ^4 + bZ^2 + C$, которое характеризуется переменными коэффициентами a , b и C . Это означает, что при определенной длине лавы Z в определенном положении очистного забоя по длине выемочного участка возможен случай, когда конвергенция горных пород на линии постановки посадочных стоек механизированной крепи окажется больше допустимой податливости гидрофицированных стоек. В этом случае происходит посадка крепи на жесткое основание, что делает невозможным передвижку секций механизированной крепи

и является аварийной ситуацией. Поэтому для конкретно взятых горно-геологических условий и принятого типа механизированной крепи существует рациональная длина лавы, которая обеспечит безаварийную работу и максимально возможное использование технических возможностей принятого очистного оборудования.

Учитывая периодичность обрушения пород кровли, для предупреждения возникновения аварийных ситуаций в лаве, которое, как правило, сопровождается прекращением работы очистного забоя на длительный промежуток времени, в работе определено рациональное место запланированной остановки лавы по длине выемочного столба. В этом месте запас податливости посадочного ряда стоек механизированной крепи максимален, а напряжения вокруг выработок не превышают предельных. Причиной прекращения очистных работ могут быть запланированные мероприятия по ремонту или замене горношахтного оборудования как в пределах выемочного участка (замена выемочных машин, рештачного става забойного конвейера, ленточных конвейеров на штреках, массовая замена стоек механизированной крепи и др.), так и на шахте в целом (ремонт и переоснащение установки главного подъема, установки главного вентилятора, ГПП и др.). Учитывать периодичность возникновения максимальных значений конвергенции горных пород в лаве также целесообразно и при определении места постановки механизированного комплекса на демонтаж после завершения отработки выемочного столба.

Целью разработанных методик и рекомендаций является повышение эффективности добычи угля из длинных очистных забоев благодаря применению рациональных технологических параметров отработки выемочных столбов.

Литература

1. Власов С. Ф. Пространственное моделирование геомеханических процессов при подземной разработке месторождений / С. Ф. Власов, А. А. Сидельников. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2012. – 222 с.

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПРИ СЕЙСМИЧЕСКОМ МИКРОРАЙОНИРОВАНИИ СУЩЕСТВУЮЩИХ ОСОБО ОТВЕТСТВЕННЫХ ОБЪЕКТОВ *

Д. В. Григорьев, А. С. Ведерников

Задача сейсмического микрорайонирования заключается в уточнении параметров сейсмических воздействий на площадке строительства и эксплуатации зданий и сооружений в зависимости от местных условий – грунтовых, геоморфологических, гидрогеологических и геофизических. Особое внимание следует уделять микрорайонированию территорий особо ответственных объектов, к числу которых относятся атомные электростанции, высотные плотины и гидроузлы, крупные мосты, нефтепроводы, уникальные научные установки (например, ядерные установки для научных целей), хранилища РАО [1]. Проведенным на территории расположения такой установки исследованиям по сейсмическому микрорайонированию посвящена данная статья.

Существует несколько методов уточнения сейсмичности заданной площади. Один из них – это метод сейсмических жесткостей, в котором сравниваются сейсмические жесткости в исследуемой и эталонной точке территории. Для возможности вычисления сейсмической жесткости массива необходимо знание о скоростях распространения упругих (сейсмических) волн.

Сведения о свойствах пород верхней части разреза (скорости продольных и поперечных волн, мощности рыхлых отложений) на исследуемой территории были получены в результате проведения сейсморазведочных работ методом преломленных волн (МПВ). В качестве средства возбуждения волн использовался импульсный источник – металлический груз массой 170 кг, роняемый в свободном падении с высоты 4 м над поверхностью точки измерения на специальную металлическую подложку. При проведении исследований было сделано 4 расстановки, каждая на отдельном профиле, записано 28 физических наблюдений. Использовалась система прямых, встречных и нагоняющих географов. Регистрировались продольные (P) и поперечные (SV) волны. Схема расположения профилей и пунктов регистрации микросейсм показана на рисунке.

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

Обработка сейсморазведочных данных выполнена с помощью программного комплекса «RadExPro», в котором были произведены фильтрация исходных данных, амплитудная регулировка и полосовая фильтрация с целью подавления помех и выделения полезных сигналов. Затем была произведена поканальная пикировка первых вступлений, построены годографы первых вступлений и по ним произведена оценка послойного разделения исследуемого массива. По результатам обработки были определены мощности геосейсмических слоев и интервальные скорости продольных и поперечных волн в них. По этим данным построены геосейсмические разрезы.

Геологическая интерпретация данных сейсморазведки выполнена с учетом геологических изысканий прошлых лет и результатов георадарного зондирования (работы по георадарному зондированию были также проведены на данной территории с другими работами).

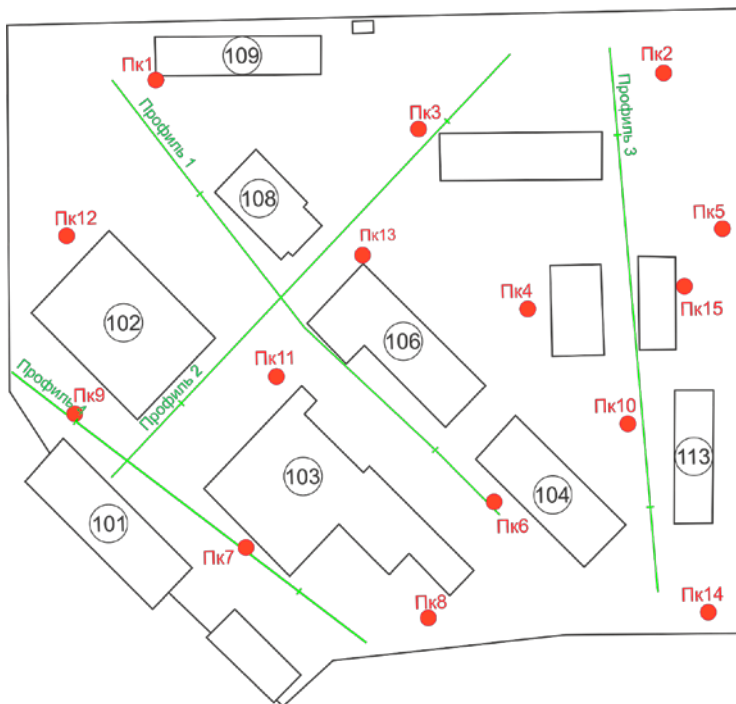


Схема расположения сейсмических профилей и пунктов регистрации микросейсм

В результате увязки данных сейсморазведки (скоростей распространения упругих волн, эффективных глубин отражающих горизонтов) с геологическими данными (физико-механические свойства горных пород) на исследуемых участках выделено три сейсмогеологических слоя, характеризующихся наличием между ними сейсмогеологических горизонтов и разницей пластовых скоростей распространения упругих волн внутри слоя.

Определение скоростей необходимо для вычисления приращений сейсмической интенсивности ΔI , которые, согласно РСН 65-87 [2], рассчитываются по следующей формуле:

$$\Delta I = \Delta I_c + \Delta I_b + \Delta I_{рез}, \quad (1)$$

где ΔI_c – приращение сейсмической интенсивности за счет различия сейсмической жесткости грунтов на изучаемом и эталонном участке; ΔI_b – приращение сейсмической интенсивности за счет ухудшения сейсмических свойств грунтов на изучаемом участке при обводнении (водонасыщении); $\Delta I_{рез}$ – приращение сейсмической интенсивности за счет возможного возникновения резонансных явлений при резком различии сейсмических жесткостей в покрывающей и подстилающей толще пород изучаемого разреза.

Раскрывая слагаемые формулы (1), получим

$$\Delta I = 1,67 \log \left(\frac{V_o P_o}{V_i \rho_i} \right) + K e^{-0,04h^2} + \Delta I_{рез}, \quad (2)$$

где V_o , ρ_o , V_i и ρ_i – средневзвешенные значения скоростей упругих волн и плотностей расчетных толщ для эталонных и исследуемых грунтов, соответственно; K – коэффициент, зависящий от литологического состава грунтов; h – расчетное положение уровня грунтовых вод в рассматриваемой толще.

Приращение сейсмической интенсивности за счет резонансных явлений $\Delta I_{рез}$ рассчитывается при наличии в разрезе однородного слоя песчаных, глинистых или крупнообломочных грунтов с содержанием песчано-глинистого заполнителя более 30%, подстилаемых скальными породами, характеризующимися значительно большими по сравнению с покрывающими отложениями значениями сейсмических жесткостей. На исследуемой площади эти условия не выполняются, и вероятность возникновения эффекта резонанса крайне мала.

Для расчетов приращений сейсмической интенсивности методом сейсмических жесткостей необходимо определить эталонный грунт. Согласно РСН 60-86, при выборе параметров эталонных грун-

тов рекомендуется выбирать средние грунты, к которым относится величина исходного балла по карте сейсмического районирования территории РФ ОСР-97*. По результатам геофизических работ оценены средневзвешенные значения скоростей поперечных волн в верхней десятиметровой толще с учетом планировочной отметки. Для сопоставления результата расчетов приращений сейсмической интенсивности различными методами расчеты производились на пикетах сейсмических профилей, наиболее близко расположенных к пунктам записи микросейсмических колебаний.

Результаты расчетов приращений сейсмической интенсивности методом сейсмических жесткостей приведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты расчета ΔI методом сейсмических жесткостей

Точка расчета	ΔI , балл	Точка расчета	ΔI , балл	Точка расчета	ΔI , балл
Пк1	0,0	Пк6	-0,4	Пк13	-0,3
Пк2	-0,1	Пк8	0,4	Пк14	0,1
Пк3	-0,3	Пк9	0,4	Пк15	-0,2
Пк4	-0,2	Пк10	-0,5		
Пк5	-0,4	Пк12	0,0		

Как видно из таблицы, приращения сейсмической интенсивности, рассчитанные по методу сейсмических жесткостей, лежат в диапазоне от -0,5 до +0,4 балла шкалы MSK-64. Такой относительно широкий диапазон приращения интенсивности может быть обусловлен неоднородностью верхней части разреза вследствие неравномерного распространения коры выветривания.

Другим образом рассчитать приращение сейсмической интенсивности можно при помощи метода регистрации микросейсмических колебаний. В данном методе производится длительная (чаще до суток) запись микросейсмического фона при помощи низкочастотных трехкомпонентных сейсмометров.

Всего была произведена запись на 15 точках с длительностью от 8 до 24 часов, что явилось достаточным для определения приращения сейсмической интенсивности на площадке исследований. Схема расположения точек наблюдений микросейсм на площадках показана выше на рисунке.

При анализе записей микросейсм применялся метод Ютаки Накамуры, в основе которого лежит анализ отношений спектров горизонтальных компонент сигнала к спектрам вертикальных компонент и получение спектральной характеристики H/V , являющейся основ-

ной в данном методе [3]. Метод позволяет компенсировать спектральные компоненты колебаний, являющиеся техногенным шумом, и получать более надежные результаты при выполнении микросейсмического районирования в условиях высокого уровня техногенных шумов. Данный метод позволяет сделать выводы об амплитудно-частотных характеристиках (АЧХ) исследуемых грунтов, наличии резонансных частот. Метод также позволяет выполнять измерения даже одним комплектом оборудования (сейсмометр + регистратор). Сейсмические записи, полученные с регистраторов, обрабатывались в программном комплексе «Geopsy 2.9», в котором были рассчитаны спектры для каждой компоненты сигнала по интервалам записи от 10 до 60 мин.

По записям микросейсм производился расчет спектральных характеристик сигналов во времени, в том числе значение H/V , предварительно были подобраны оптимальные параметры для расчета спектров и сглаживания отношений спектров.

Для расчета значения H/V использовалась следующая формула [3]:

$$H/V = \frac{\sqrt{H_N^2(f) + H_E^2(f)}}{V(f)}, \quad (3)$$

где $H(f)$ – горизонтальные компоненты сигнала, $V(f)$ – вертикальная компонента сигнала.

Приращения сейсмической интенсивности рассчитывались по формуле [2]

$$\Delta I = k \log \frac{(H/V)_i}{(H/V)_0}, \quad (4)$$

где k – эмпирический коэффициент, которым учитываются особенности геологического строения; $(H/V)_i$ и $(H/V)_0$ – максимальные значения характеристики для исследуемого и эталонного грунта.

За эталонный пункт взят пикет, который располагался непосредственно на скальном выходе гранитов.

Результаты расчетов приращений сейсмической интенсивности по данным регистрации микросейсм приведены в табл. 2.

Как видно из таблицы, значения рассчитанных приращений лежат в диапазоне от $-0,2$ до $0,4$ балла шкалы MSK-64.

Таблица 2

Результаты расчета ΔI методом регистрации микросейсм

Точка расчета	ΔI , балл	Точка расчета	ΔI , балл	Точка расчета	ΔI , балл
Пк1	-0,1	Пк6	-0,2	Пк13	0,2
Пк2	0,1	Пк8	0,0	Пк14	0,0
Пк3	-0,2	Пк9	0,4	Пк15	0,0
Пк4	0,0	Пк10	-0,1		
Пк5	0,2	Пк12	0,2		

Сейсмическое микрорайонирование территории ядерной установки проведено на основании следующих материалов: литературных и архивных источников по геологическому строению, тектонике, сейсмотектонике и сейсмичности, материалов инженерно-геологических изысканий; результатов инструментальных наблюдений (сейсморазведочных работ и регистрации микросейсм).

Исследования проводились следующими методами:

- методом сейсмических жесткостей;
- методом регистрации микросейсм.

Совместный анализ результатов, полученных разными методами, позволяет более достоверно провести оценку параметров ожидаемых сейсмических воздействий. Результаты расчетов приращений сейсмической интенсивности приведены в табл. 3.

Таблица 3

Расчет итогового приращения сейсмической интенсивности

Точка расчета	$\Delta I_{сж}$, балл	$\Delta I_{мс}$, балл	Итоговое ΔI , балл	Точка расчета	$\Delta I_{сж}$, балл	$\Delta I_{мс}$, балл	Итоговое ΔI , балл
Пк1	0,0	-0,1	0,0	Пк9	0,4	0,4	0,4
Пк2	-0,1	0,1	0,1	Пк10	-0,5	-0,1	0,0
Пк3	-0,3	-0,2	0,0	Пк12	0,0	0,2	0,2
Пк4	-0,2	0,0	0,0	Пк13	-0,3	0,2	0,2
Пк5	-0,4	0,2	0,2	Пк14	0,0	0,0	0,0
Пк6	-0,4	-0,2	0,0	Пк15	0,2	0,0	0,2
Пк8	0,4	0,0	0,4				

Исходя из консервативного подхода, за результирующие значения приращений сейсмической интенсивности в точках расчета принято наихудшее из значений.

Литература

1. Григорьев Д. В. Полевые методы при решении задач сейсмического микрорайонирования в районе г. Кирово-Чепецка / Д. В. Григорьев, А. С. Ведерников // Четырнадцатая уральская молодежная научная школа по геофизике: Сб. науч. материалов. – Пермь: ГИ УрО РАН, 2013. – С. 69–74.

2. РСН 65-87. Инженерные изыскания для строительства. Сейсмическое микрорайонирование. Технические требования к производству работ. 1988 г.

3. Nakamura Y. A. Method for dynamic characteristics estimation of subsurface using microtremor on the ground / Y. A. Nakamura. – S. 1.: QR RTRI, 1989. –Vol. 30. – P. 25–33.

УДК 622.271.45:624.131.537

ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ*

А. Л. Замятин

Технический прогресс и ускоренное потребление ресурсов приводят к увеличению отработки месторождений полезных ископаемых. К настоящему времени большинство карьеров и шахт отработали свои верхние горизонты, и неизбежно встает вопрос об их углублении. При углубке карьеров разносятся борта и возникает необходимость складирования вскрыши и пустой породы. Нередко это происходит в рамках действующего земельного отвода, что приводит к повышенной нагрузке на основание отвала. На карьере Малый Куйбас складирование привело к деформации земной поверхности и образованию оползня на северо-западном участке карьера. При изучении сложившейся ситуации были поставлены следующие задачи:

- оценка геомеханических условий на площадках, планируемых под отвалы пород вскрыши;
- уточнение геомеханических условий на площадках геофизическими методами;

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

– анализ ранее проведенных исследований устойчивости отвалов и фактической их реализации.

Для решения поставленных задач проведены следующие работы [1, 2]:

– анализ и обобщение определенных физико-механических свойств пород основания отвалов и отвальных массивов по имеющимся источникам;

– инженерно-геофизические полевые работы для уточнения структурно-тектонического строения площадок отвалообразования;

– анализ материалов ранее проведенных исследований по расчету устойчивости бортов отвалов на руднике Малый Куйбас;

– анализ современного напряженного состояния отвального массива;

– оценка устойчивости отвалов;

– разработка противооползневых мероприятий.

Исходя из основной задачи – исследования геомеханических условий и разработки противооползневых мероприятий при складировании пород вскрыши на рыхлое основание с обоснованием устойчивости северо-западного отвала карьера Малый Куйбас – была составлена программа полевых и камеральных геофизических исследований. Основной их задачей является изучение распределения грунтов в основании будущего отвала. Для оценки геомеханических условий при разработке противооползневых мероприятий и обосновании устойчивости отвала необходимо определить распространение рыхлой части грунтов основания по площади и по глубине.

С целью получения наиболее полной информации об исследуемом массиве проведены полевые инженерно-геофизические работы по уточнению структурно-тектонического строения массива горных пород на площадках планируемого отвала до глубины 73 м методами электроразведки в вариантах метода срединного градиента (МСГ) и вертикального электрического зондирования (ВЭЗ), а также методом спектрального сейсмопрофилирования (ССП) до глубины 120 м.

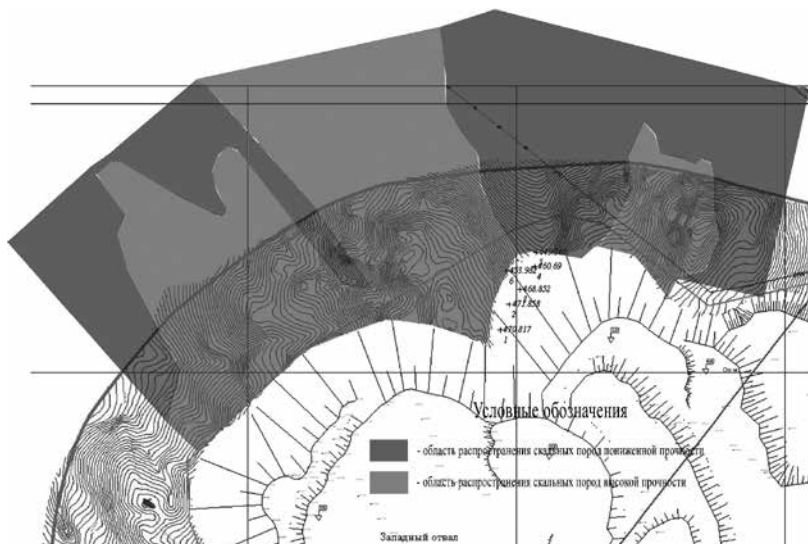
Каждый исследовательский метод по-своему уникален, поскольку позволяет получать информацию, которую нельзя получить с помощью других методов. Электроразведочные методы позволяют определять электропроводность горных пород, чего нельзя выявить никакими другими геофизическими методами. Метод ССП заключается в том, что с его помощью можно выявлять зоны с повышенным уровнем нарушенности пород. Эта информация позволяет оценить и прогнозировать несущую способность грунта и, следовательно, разного рода аварий и разрушения инженерных сооружений. Комплекс

сирование методов позволяет повысить достоверность полученных результатов, сравнивая их.

В данной работе в качестве основного выступает метод МСГ, так как он дает более точную картину распределения пород по исследуемой площади; спектральное сеймопрофилирование в данном случае используется для определения мощности рыхлых отложений, ориентировочной глубины выхода скальных пород и структурного строения исследуемых площадок.

По результатам геофизических исследований, проведенных в рамках данной работы, установлено, что породы основания отвала делятся на две группы: скальное основание с корой выветривания небольшой мощности, имеющее высокие прочностные характеристики, и рыхлое основание, представленное глинами и суглинками, имеющее слабые прочностные характеристики. Основание северо-западной площадки (участок № 1) сложено крепкими скальными породами, основание северной (участок № 2) и северо-восточной (участок № 3) площадок – полностью слабыми рыхлыми отложениями на разведанную глубину до 50–70 м (см. рисунок).

Результаты расчета устойчивости отвала в северо-западной части показывают, что насыпаемый на жесткое основание отвал явля-



Геомеханическая модель участка

ется устойчивым при любых своих параметрах. Кроме того, отвал должен находиться в устойчивом состоянии при любой высоте уступа, до 140 м включительно. Для приведения отвала в конечное положение при его отсыпке уступами предохранительные бермы можно не оставлять, так как по результатам расчетов поверхность скольжения не образуется. Расчет же устойчивости отвала в северной и северо-восточной частях показывает, что отвал на слабом основании неустойчив даже при высоте одиночного уступа 10 м и что образуется вал выпирания пород основания [3, 4, 5]. По итогам проделанной работы можно порекомендовать создавать отвал только на северо-западной площадке. Организация его на северной и северо-восточной площадках при высоте одиночного уступа менее 10 м не имеет особого смысла, а при высоте 10 и более метров отвал будет находиться в неустойчивом состоянии.

Визуальными наблюдениями установлено, что, несмотря на соблюдение рекомендаций, организацию предотвала, отсыпку отвала в несколько ярусов, на всем протяжении подошвы отвала в северной и северо-восточной частях образовался вал выпирания рыхлых пород основания высотой до 5 м и шириной 75–120 м.

По результатам геофизических исследований, проведенных в рамках данной работы, установлено, что основание отвала в северо-западной его части сложено скальными породами различной трещиноватости, с небольшой по площади и мощности корой выветривания, мощность коры выветривания в центральной части исследуемой площадки около 0,5–3,0 м. Основания северной и северо-восточной площадок, по данным геофизических исследований, полностью представлены рыхлыми отложениями, прослеженная глубина при настоящих изысканиях составляет более 50–70 м. В северной и северо-восточной частях основанием отвала являются слабые рыхлые грунты, в данных условиях поверхность скольжения заглубляется в основание и выходит за нижнюю кромку отвала на некоторое расстояние.

Литература

1. Сашурин А. Д. Диагностика геодинамической активности с целью обеспечения безопасности объектов недропользования / А. Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2008. – № 6. – С. 274–278.
2. Мельник В. В. Исследование и создание геолого-структурной и геомеханической модели участка недропользования / В. В. Мельник А. Л. Замятин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2005. – № 4. – С. 226–230.

3. Методические указания по расчету устойчивости и несущей способности отвалов. – Л.: ВНИМИ, 1987. – 127 с.

4. Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – СПб., 1998. – 208 с.

5. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов / Г. Л. Фисенко. – М.: Недра, 1965. – 378 с.

УДК 622.831.1 : 528.48

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В СОЗДАНИИ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПОЛИГОНОВ НА ОБЪЕКТАХ МАСШТАБНОГО НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ*

А. Л. Пустуев

В последние годы произошел коренной пересмотр традиционных представлений о роли геодинамического фактора при оценке эколого-промышленной опасности участков на объектах масштабного недропользования: нефти, газа и т. д. Оказалось, что даже в платформенно-равнинных (не сейсмоактивных) регионах существуют опасные активные и пассивные разломы, в которых либо уже происходят, либо развиваются деформации, способные приводить к аварийным ситуациям на объектах недропользования, что влечет за собой тяжелые экологические и социально-экономические последствия. За период эксплуатации объекта недропользования геодинамические процессы во вмещающем массиве в сочетании с техногенным воздействием самого объекта способны кардинально изменить распределение полей напряжений на участке, что в свою очередь может привести к изменению скоростей и направлений движения структурных блоков. Наибольшую угрозу представляет образование в структурном блоке новых тектонических разломов или активизация «пассивных» разломов.

Одним из основных мероприятий по обеспечению безопасности при масштабном недропользовании является предусмотренный законодательством мониторинг деформационных процессов путем создания геодинамического полигона, наблюдения за деформационными процессами и моделирование пространственно-временно-

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

го распределения полей напряжений [1, 2, 3], результатом которого является прогноз скорости геодинамических и тектонических процессов во времени, разработка и принятие мер по предотвращению и нейтрализации опасных ситуаций.

Геодинамический полигон, предназначенный для проведения мониторинга деформационных процессов на объектах масштабного недропользования, создается с учетом горно-геологических условий, параметров занимаемой территории и способов разработки месторождений. Он должен обеспечивать экологическую и геодинамическую безопасность на весь период эксплуатации объекта, содержать оптимальный состав методов, а также аппаратное, методическое обеспечение и режим наблюдений, адекватные задачам мониторинга [4].

Условия залегания и протекающие при их разработке геомеханические процессы на объектах масштабного недропользования создают особые закономерности деформирования массива горных пород и земной поверхности. Во-первых, месторождения нефти и газа, как правило, занимают большие территории. Во-вторых, при разработке месторождений углеводородов в массиве горных пород не образуются масштабные пустоты, способные вызвать развитие процесса обрушения вмещающих пород и налегающей толщи, поэтому зона обрушения на поверхности отсутствует. В-третьих, процесс сдвига, вызываемый уплотнением пород коллекторов в результате изменения начального порового давления, носит плавный характер деформирования, захватывая большие территории [7, 8, 9]. Одновременно с отмеченными особенностями в развитии процесса сдвига сохраняются общие закономерности, такие как проявление ступенчатого сдвига по тектоническим нарушениям, неоднородное распределение деформаций по прилегающим к ним зонам и др. [10].

В этих условиях построение наблюдательной сети пунктов геодинамического полигона по принципам конструирования наблюдательных станций на месторождениях твердых полезных ископаемых не обеспечивает решения задач мониторинга [4, 5]. Профильный принцип расположения реперов наблюдательной станции и традиционные методы проведения наблюдений в виде нивелировок и измерений изменений расстояний между реперами не отражают реальных процессов деформирования территории, не дают требуемой полноты информации о параметрах деформаций. Рубка просек на залесенных участках для обеспечения прямой видимости, проблемы проложения нивелирных ходов по заболоченным зонам, передача высотных отметок через водные объекты – все это делает задачу проведения мониторинга традиционными геодезическими методами

дорогой и практически нереальной. Упрощенный подход к оценке деформационных процессов в двухмерном пространстве влечет за собой ошибочные представления о состоянии охраняемых объектов, что нередко приводит к аварийным ситуациям.

Единственный приемлемый метод проведения инструментальных наблюдений в этих условиях – технологии спутниковой геодезии в дифференциальном режиме. Применение их не требует прямой видимости между наблюдаемыми пунктами, они не чувствительны к погодным условиям и времени суток. При этом одновременная работа трех и более спутниковых приемников геодезического класса обеспечивает определение полных значений трехмерных (в горизонтальной и вертикальной плоскостях) векторов смещений наблюдаемых пунктов с субмиллиметровой точностью в пределах $1 \div 5$ мм.

Для решения поставленных задач и принятия решений по охране объектов недропользования необходима достоверная информация о распределении деформаций в трехмерном пространстве, которую можно получить лишь с использованием площадного принципа построения наблюдательной сети и современных технологий спутниковой геодезии для определения полных трехмерных векторов смещений реперов наблюдательной сети геодинамического полигона, распределенных по исследуемой территории.

Применение площадного принципа построения наблюдательной сети [6, 7, 8] и проведение наблюдений с использованием современных GPS- технологий обеспечивают достижение целей, поставленных перед деформационным мониторингом при приемлемых затратах. Вместе с тем площадной принцип не препятствует, в случае выявления на определенном этапе аномальных зон деформирования, сгущению сети реперов наблюдения, в том числе и расположению их по профильным линиям.

В соответствии со спецификой неоднородности освоенности и использования территории объектов недропользования целесообразно применить многоуровневый принцип построения наблюдательной сети. На первом уровне реперы наблюдательной сети обеспечивают общий охват всего района, включая сам объект недропользования и прилегающую территорию. Второй уровень предусматривает сгущение реперов наблюдательной сети на территориях охраняемых сооружений для детализации параметров деформационного поля на этих участках. Введение третьего уровня наблюдательной станции возможно в процессе проведения мониторинга в случае выявления аномального развития деформационных процессов на территориях охраняемых сооружений. Третий уровень – это специальная наблю-

дательная станция из грунтовых и стенных реперов в охраняемых сооружениях.

Наблюдения по сети первого и второго уровней производятся с использованием технологий спутниковой геодезии GPS. На специальных наблюдательных станциях третьего уровня могут использоваться традиционные геодезические методы наблюдений.

Измерения с помощью GPS-технологий также позволяют получить параметры циклических короткопериодных геодинамических движений при проведении непрерывных наблюдений в течение нескольких часов между реперами геодинамического полигона разных уровней.

В качестве реперов первого уровня геодинамического полигона целесообразно использовать пункты Государственной геодезической сети (рис. 1), которые как нельзя лучше подходят для этих целей, так как обеспечивают практически равномерное покрытие всей исследуемой территории. Способ заложения пунктов триангуляции соответствует требованиям, предъявляемым к реперам геодинамических полигонов. Между пунктами ГГС проведен цикл наблюдений по определению координат и высот пунктов с высокой точностью, что дает возможность оценки ретроспективных трендовых геодинамических и техногенных деформаций путем сравнения современных координат одноименных пунктов государственной геодезической сети и их каталожных значений.

Современные трендовые движения определяются на основе анализа изменений пространственных координат реперов наблюдательной сети, происходящих в промежутках между повторными циклами наблюдений. По полученным разностям пространственных координат определяются полные векторы смещений реперов, отражающие произошедшие за этот период движения земной коры и вызванные ими деформации. Векторы смещений являются наиболее информативными данными о деформационных процессах, позволяющими расчетным путем определить все необходимые параметры деформаций.

Рабочие реперы геодинамического полигона второго уровня служат для более детального определения деформаций поверхности и сооружений, подлежащих охране, для выделения потенциально опасных участков повышенной аварийности трубопроводной системы, эксплуатационных скважин и т. д. Реперы второго уровня выполняют роль исходных для наблюдательной сети третьего уровня, контролирующей состояние охраняемых сооружений. Реперы геодинамического полигона второго и третьего уровня целесообразно размещать по территории охраняемых сооружений с учетом струк-

турных особенностей геологической среды массива, полученных сторонними методами, для того чтобы контролировать известные (активные) и выявлять потенциальные (пассивные) нарушения.

Далее трендовые смещения реперов геодинамического полигона преобразованы с использованием математического аппарата механики сплошной среды в тензорное представление деформационного поля с получением главных компонентов тензора деформаций – главных линейных деформаций «растяжение – сжатие» e_1 , e_2 и дирекционного угла направления.

Для расчета главных компонентов тензоров деформаций отдельных участков охраняемого района сеть реперов, задействованная в определении трендовых движений, сгруппирована в систему треугольников (рис. 1, 2). Деформации векторов (сторон) этих треугольников выступают в качестве исходных параметров для определения деформации массива по трем произвольным направлениям.

Деформационные поля определяются по каждому виду движений отдельно, синтезируются в суммарные деформационные процессы, обусловленные всеми тремя видами движений.

При интерпретации полученных результатов на геодинамическом полигоне необходимо учитывать структурные особенности геологической среды района, полученные сторонними методами с целью контроля известных (активных) и выявления потенциальных (пассивных) нарушений.

В зонах аномального проявления напряжений производится сгущение реперов геодинамического полигона.

Организация наблюдений за современными геодинамическими движениями путем наблюдения за реперами геодинамического полигона позволяет за период 3–5 лет получить данные о скоростях геодинамических движений, выделить высокоградиентные зоны деформаций, подтвердить активность выделенных тектонических нарушений и спрогнозировать геодинамическую устойчивость геологической среды на длительный период. В процессе эксплуатации объектов наблюдения обеспечат информацией о темпах и направленности деформационных процессов. Это поможет в принятии решения о приостановке функционирования опасного объекта или для эвакуации персонала и даже населения при достижении критических деформаций.

Современные принципы построения геодинамического полигона и методика проведения наблюдений обеспечивают оптимизацию затрат на проведение мониторинга при получении необходимого объема информации для обеспечения безопасности эксплуатации

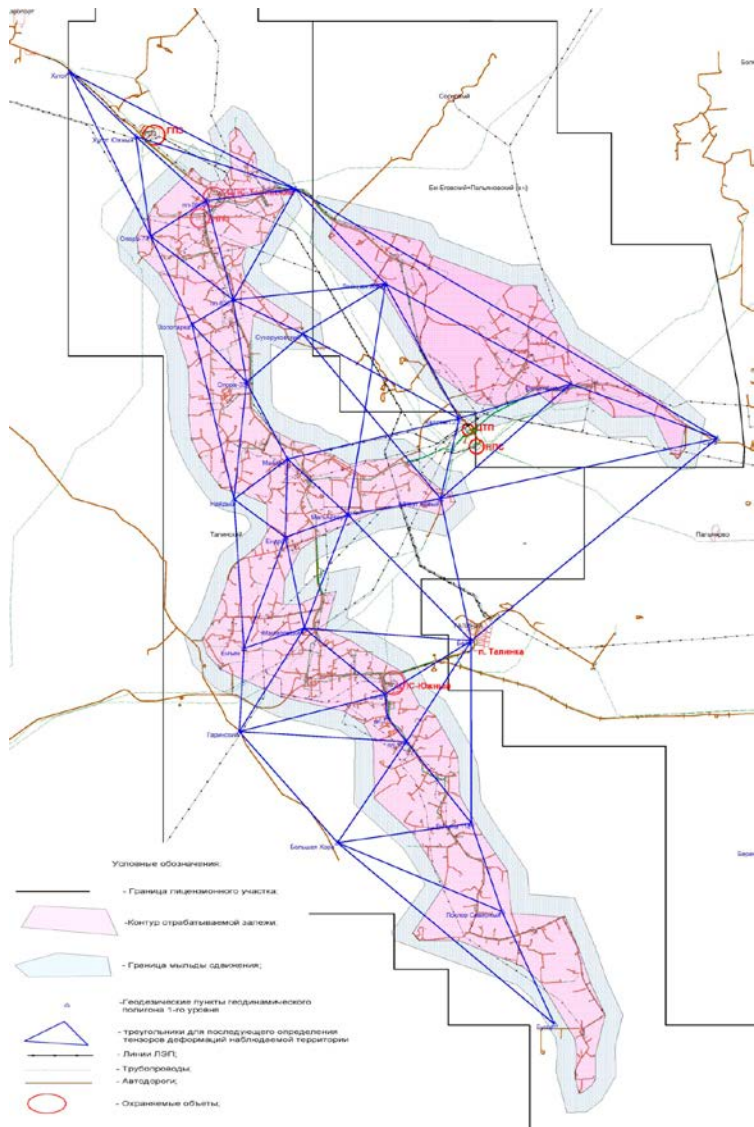


Рис. 1. Схема геодинамического полигона первого уровня с использованием пунктов ГГС на участках ОАО «ТНК-Нягань»

объектов масштабного недропользования и удовлетворения требований действующего законодательства и нормативных документов.

Основными результатами инструментальных наблюдений за смещением реперов геодинимического полигона являются векторы техногенных и трендовых геодинимических движений, а также максимальные амплитуды и частоты циклических короткопериодных ге-

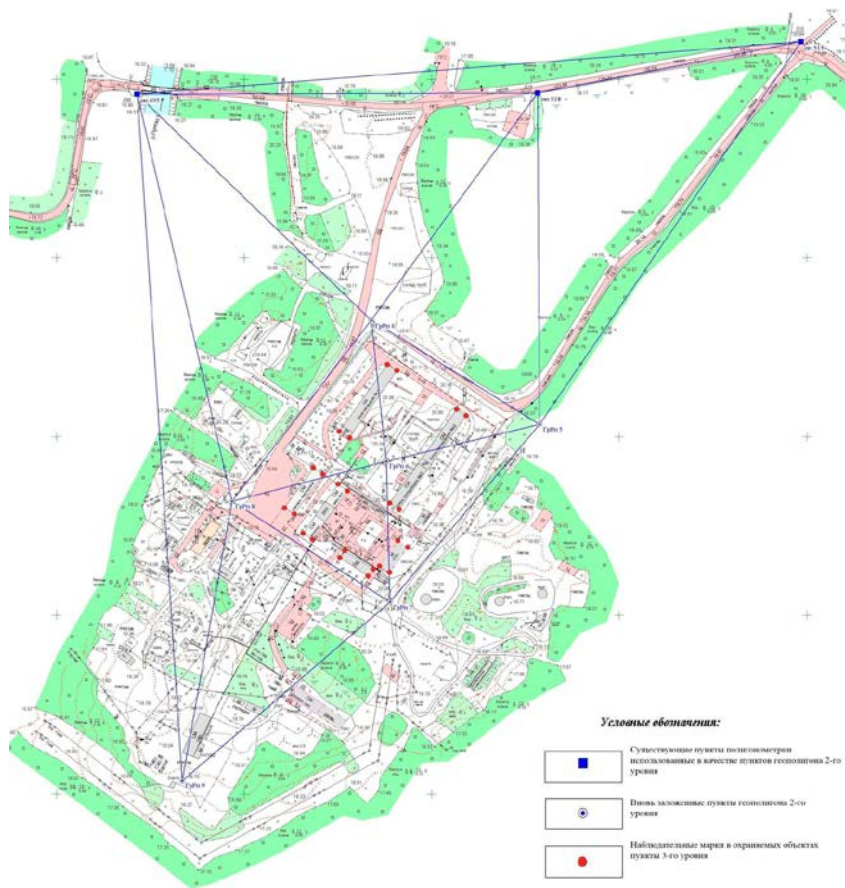


Рис. 2. Схема геодинимического полигона второго и третьего уровня на охраняемом сооружении

динамических движений. Они являются исходными данными для дальнейшей обработки и анализа развивающихся процессов. По ним отстраиваются карты распределения современных трендовых (техногенных и геодинамических) движений и карты распределения максимальных амплитуд циклических движений.

Для дальнейшего анализа текущего состояния наблюдательная сеть реперов разбивается в систему треугольников разных размеров и разных сочетаний пунктов, по которым определяются величины и направления главных линейных деформаций «растяжение – сжатие» в горизонтальной плоскости и наклонов в вертикальной. По ним отстраиваются соответствующие карты.

Распределение параметров деформаций по территории и сопоставление их с критериями допустимых деформаций для охраняемых сооружений позволяет оценить уровень негативного воздействия деформаций, вызванных эксплуатацией объекта недропользования, на охраняемые сооружения и окружающую среду. Скорости развития деформационных процессов дают возможность осуществить прогноз на последующие периоды разработки.

В случае выявления зон с высокими деформациями наблюдательная станция дополнительно развивается для более глубокой детализации информации и оперативного принятия необходимых мероприятий по обеспечению безопасной эксплуатации жилых и промышленных объектов.

Литература

1. РД 07-408-01 «Положение о геологическом и маркшейдерском обеспечении промышленной безопасности и охраны недр».
2. РД 07-309-99 «Положение о порядке выдачи разрешений на застройку площадей залегания полезных ископаемых».
3. РД 07-603-03 «Инструкции по производству маркшейдерских работ».
4. Геодезические методы изучения земной коры на геодинамических полигонах. – М., ЦНИИГАиК, 1985.
5. Усанов С. В. Исследование геодинамических движений при масштабном комплексном освоении месторождений в г. Нижний Тагил / С. В. Усанов // Проблемы недропользования: материалы III Всерос. молодежной науч.-практ. конф., 10–13 февр. 2009 г. / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург: УрО РАН, 2009. – С. 24–32.
6. Диагностика геодинамической активности территории для выбора площадки сооружения Южно-Уральской АЭС / А. Д. Сашурин и др. // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: труды Всерос. конф. с участием иностр. ученых, посв. 80-летию академика Е. И. Шемякина / ИГД СО РАН. – Новосибирск: ИГД СО РАН. – 2010. – С. 358–366.

7. Наблюдение за геомеханическими процессами при недропользовании на лицензионных участках ОАО «ТНК-Нягань» (Ем-Еговский+Пальяновский (западная часть), Талинский, Каменный (западная часть)): отчет о НИР (промежуточный, этап 1,2) / ИГД УрО РАН, рук. А. Д. Сашурин. – Екатеринбург, 2010.

8. Исследование по созданию геодинамического полигона и проведение мониторинга сдвижения земной поверхности при разработке Грибного месторождения нефти: отчет о НИР / ИГД УрО РАН; рук. А. Д. Сашурин. – Екатеринбург, 2009. – 136 с.

9. Сашурин А. Д. Диагностика геодинамической активности на участке недропользования / А. Д. Сашурин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – № 6. – С. 185–187.

10. Современная геодинамика массива горных пород верхней части литосферы: истоки, параметры, воздействие на объекты недропользования / В. Н. Опарин и др.; РАН СО ИГД. – Новосибирск: СО РАН, 2008. – 449 с.

УДК 622.834

ПРИМЕР ГЕОФИЗИЧЕСКОГО ИССЛЕДОВАНИЯ ПОДРАБОТАННОЙ ЗОНЫ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ *

П. И. Зуев

Данное исследование проводилось в крупном промышленном городе Челябинске. С начала XIX века (1810 г.) в границах исследуемого участка (п. Шершни) проводилась разработка россыпных месторождений золота. С начала 1840-х годов начинается шахтная разработка золоторудных месторождений. В 1890 г. на площади Шершневого золоторудного месторождения было 11 отводов под устройство золотых приисков. Последовавшие в дальнейшем революция и гражданская война привели к утрате практически всех документов по месторождениям в данном районе, а надшахтные сооружения и другие здания были уничтожены. Известно, что с 1915 по 1931 г. шахты были затоплены. Добыча золота возобновилась к годам индустриализации, а в 1952 г. все прииски Шершневого рудоуправления прекратили свое существование.

Сейчас эта территория административно находится в городском образовании – г. Челябинск. В нынешнем бурном потоке развития городской инфраструктуры были затронуты территории, когда-то

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 13-И-50-2050.

использовавшиеся для выемки золотоносных руд из недр. Оставшиеся территории с пустотами в недрах решили подвергнуть застройке. Таким образом, многотонные высотные объекты, планируемые к возведению, будут негативно воздействовать на сложившуюся систему напряжений в подработанном горном массиве, что может повлечь за собой изменение геомеханической картины состояния массива от незначительных оседаний до провалов дневной поверхности.

Согласно требованиям законодательных и нормативных документов, безопасность использования подработанных территорий в хозяйственной деятельности, в том числе для строительства, должна быть обоснована специальными исследованиями. Для того чтобы безопасно разместить объекты строительства на подработанной территории, необходимо знать ее состояние, учитывать расположение пустот и состав горного массива. Для этого применяются методы геофизики – спектральное сейсмопрофилирование и электротомография методами ВЭЗ (вертикальное электротомографирование) и МСГ (метод срединного градиента).

Прежде чем проводить геофизическое исследование, были изучены результаты инженерно-геологических изысканий. На северо-восточном участке территории под строительством многоквартирного дома в геологическом строении исследуемой площадки принимают участие элювиальные отложения, представленные суглинистыми грунтами по гранодиоритам и дресвяными прослойками в виде гнезд и редких прослоев. При проведении инженерно-геологических изысканий пробурено 16 скважин на глубину 19 м. Ни одной скважиной не вскрыты коренные породы и не зафиксировано следов производства горных разработок.

Старые горные работы характеризуются сравнительно малыми объемами вынудой породной массы. Разработка происходила фрагментарно с оставлением в массиве более половины целиков и безрудных участков, а также с частичной закладкой выработок пустой породой. При такой системе разработки формируются условия для вялотекущего и неполного развития процесса сдвижения, который проявляется обособленными мульдами проседания и воронками 2–5 м в диаметре. При этом на поверхности не образуется общая мульда сдвижения и деформации развиваются на обособленных участках.

На современном этапе по результатам обследования участка каких-либо проявлений процесса сдвижения не отмечено. В связи с отсутствием маркшейдерских наблюдений за сдвижением горных пород на этом участке и отсутствием доступа к подработанному

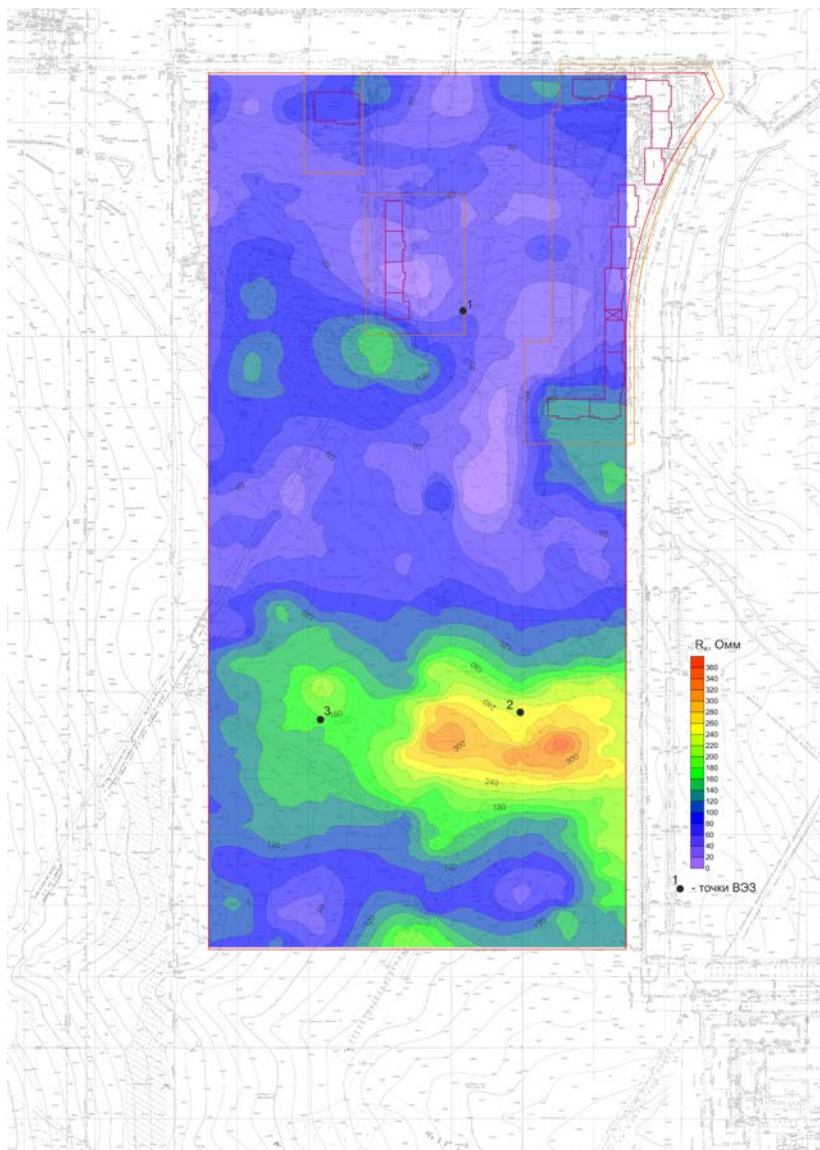
массиву инструментальная оценка деформаций невозможна. Учитывая длительный период после окончания горных работ, горнотехнические условия их ведения и визуальное обследование территории, состояние развития процесса сдвижения теоретически можно отнести к стадии окончания. Однако вероятность образования провала поверхности, по результатам теоретической оценки, полностью не может быть исключена. В связи с этим возможность его использования определяется наличием или отсутствием пустот от горных работ, структурой подработанных горных пород и стадией развития процесса сдвижения, которые устанавливаются по результатам инженерно-геофизических исследований.

Используемые геофизические методы позволяют сделать выводы о состоянии подземных горных выработок и стадии развития процесса сдвижения, они также направлены на поиск и оконтуривание возможных пустот и на исследование параметров области дезинтеграции подработанных горных пород.

Обычно в подработанном горном массиве пустоты больших размеров встречаются довольно редко. Чаще всего полости от старых шахт находятся в состоянии полного или частичного заполнения и отличаются степенью заполнения и плотностью заполнителя. Наполнение пустот горной массой может изменяться в достаточно широком диапазоне как по плотности заполнения, так и по геометрическим параметрам.

Сдвижение горных пород от подземных горных работ всегда направлено к поверхности, и по мере его развития область разрушения горных пород за счет обрушения и перепуска в незаполненные пустоты поднимается к поверхности. Методы геофизики позволяют определить геометрические параметры зоны дезинтеграции горных пород в массиве и сделать выводы о возможном развитии процесса сдвижения, это обуславливает возможность использования подработанного земельного участка без непосредственного доступа к горным породам. Результаты используемых методов сопоставлялись и анализировались в комплексе, что позволило снизить ошибки методов и повысить надежность оценки и прогноза.

Метод МСГ проводился для выявления обобщенной картины состояния подработанности массива горных пород на исследуемом земельном участке. Территория участка перекрывалась четырьмя планшетами шириной 75 м с полуразносами 150 м, охватывающими верхний слой массива горных пород на глубину до 50 м. Геоэлектрическая модель, полученная по результатам электротзондирования, представлена на рисунке.



Геоэлектрическая модель массива горных пород участка

Кажущееся сопротивление в пределах всего участка находится в диапазоне от 0–20 до 300 Ом. Низкие значения кажущегося сопротивления соответствуют рыхлым породам и грунтам. Их сопротивление находится в пределах от 0–20 до 60–80 Ом. Нижний предел соответствует разрыхленным обводненным породам, а верхний – рыхлым породам с меньшей степенью увлажнения. Скальные ненарушенные процессами выветривания и горными работами массивы пород имеют более высокие электрические сопротивления от 60–80 до 300–360 Ом, в зависимости от химического состава, трещиноватости и степени обводнения. Следовательно, геоэлектрическая модель массива горных пород позволяет разделить территорию на два принципиально отличающиеся вида: неподработанную территорию, где преобладают ненарушенные скальные породы с высоким сопротивлением от 80 Ом и выше; территорию с низкоомными породами, где залегают породы естественного происхождения и консолидировавшиеся породы, нарушенные горными работами. В этой зоне разделение массивов на естественные и техногенные невозможно.

На северной части участка практически вся территория представлена массивами рыхлых и обводненных пород с мозаичным распределением зон с сопротивлением от –20 до 60–80 Ом. Лишь отдельными пятнами выделяются зоны с сопротивлением 120–160 Ом. Южная часть участка представлена в основном высокоомными скальными породами, имеющими сопротивление от 120 до 360 Ом. И лишь на самом юге в скальные породы вклиниваются рыхлые породы. В зонах интенсивной и низкой интенсивности отработки горных пород в северной части участка в основном низкоомные породы, но встречаются и зоны со скальными породами с сопротивлением более 100–120 Ом. В то же время в зонах, где по предварительной информации горные работы не велись, также широко распространены низкоомные породы.

В южной части участка также имеются противоречия между данными об интенсивности горных работ и дифференциацией сопротивления пород. Для тестовой оценки геоэлектрического разреза выполнено три стоянки вертикального электродондирования (ВЭЗ, см. рисунок). Точки ВЭЗ 2 и 3, расположенные в южной части участка в высокоомной зоне, с 7–8 м отражают высокоомные скальные породы. ВЭЗ 1 в северной части участка с 5–10 и до 50 м представляет относительно нарушенные слабо увлажненные породы.

Детальное глубинное исследование массива горных пород проводилось методом спектрального сейсмопрофилирования. На исследуемой территории зондирование проведено по 19 профилям общей протяженностью 6,1 км.

На сейсмограммах четко отображены рыхлые отложения до глубины 10–20 м, соответствующие зонам выветривания и зонам подработанных горных пород. В выделенной рыхлой толще следы горных работ не отражаются. Нарушенный массив в процессе консолидации сравнялся по свойствам с естественными рыхлыми отложениями.

Результаты исследования двумя геофизическими методами, основанными на разных свойствах пород, показали, что в массиве проводились два вида горных работ: в приповерхностной зоне выветривания на глубине до 10–15 м и в скальном массиве на глубине 20 м и более. Массив горных пород приповерхностной выветрелой зоны, нарушенный горными работами, за прошедший после завершения горных работ период консолидировался и приобрел свойства пород выветрелой толщи; скальный массив, затронутый глубинными работами, подвергся деструктивным нарушениям, потеряв свои начальные свойства и приблизившись к свойствам рыхлых отложений; при принятых для районирования параметрах сети зондирования пустоты, способные вызвать развитие процесса сдвижения, отсутствуют; структура и состояние массива горных пород в приповерхностной части свидетельствуют о завершении процесса сдвижения.

Из полученных результатов исследований следует, что вся территория, ввиду завершившегося процесса сдвижения, пригодна для хозяйственного использования, в том числе для высотной застройки.

Литература

1. Челябинская область: энциклопедия: в 7 т. – Челябинск: Каменный пояс, 2007.
2. Инженерно-геофизические исследования степени подработанности территории микрорайона № 30 г. Челябинска для укрупненной диагностики и районирования её на подработанные и неподработанные зоны: отчет о НИР / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2013. – 39 с.

ВЛИЯНИЕ ДИНАМИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ НА КРЕПЛЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК*

Д. Ю. Князев

Динамическая нагрузка на крепление горизонтальных и наклонных горных выработок определяется систематическим многократным сейсмическим воздействием технологических взрывов при проходке. Для обеспечения устойчивости подземных сооружений и безопасности проходческих работ необходимо проводить мониторинг негативного сейсмического влияния на крепь.

Регистрация взрывов при проходке уклона гор. –40/–60 м, соединительной выработки, автотранспортного съезда на гор. –120 м и на гор. –200 м Сафьяновского месторождения производилась по ранее разработанной и проверенной методике, обработка данных производилась с использованием быстрого преобразования Фурье [1]. Рассмотрено 4 технологических взрыва выработок сечением 19,92 м². Проходка производилась по паспорту буровзрывных работ (рис. 1).

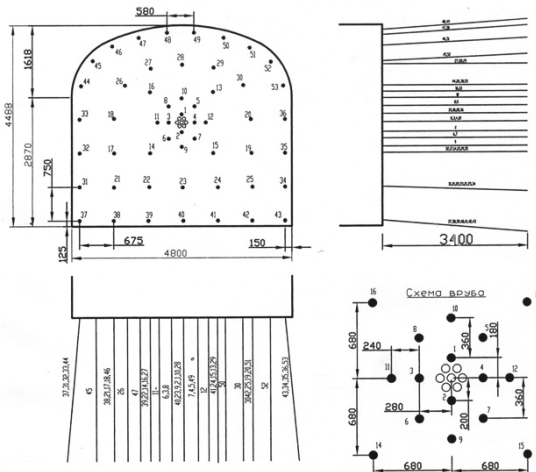


Рис. 1. Схема расположения в трех проекциях с указанием номеров шпуров в порядке их взрывания. Схема вруба

* Работа выполнена при поддержке программы научных проектов молодых ученых и аспирантов УрО РАН №14-5-НП-337.

Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

Регистрация 17.10.2013 г. взрыва камеры сечением 19,92 м²

Краткая геологическая характеристика: риолиты полифировые с прослоями вулканической брекчии риолитового состава с сульфидной минерализацией (серы пиритной до 5%). Породы разнонаправленно среднетрещиноватые, $f=10\div 12$, $\lambda=0,3\div 0,4$. Слабый капезж воды. Категория устойчивости Ша – 70 баллов, согласно «Инструкции по креплению и поддержанию капитальных, подготовительных, нарезных и разведочных выработок Сафьяновского подземного рудника».

Общий вес ВВ 168,4 кг. Вес ВВ врубовых шпуров 83,2 кг. Установлено 14 ступеней замедления. Длина уходки забоя 3,06 м. Расположение сейсмоприемников показано на рис. 2.

Результаты измерений, полученные при регистрации взрыва, приведены в табл. 1 и на рис. 3.

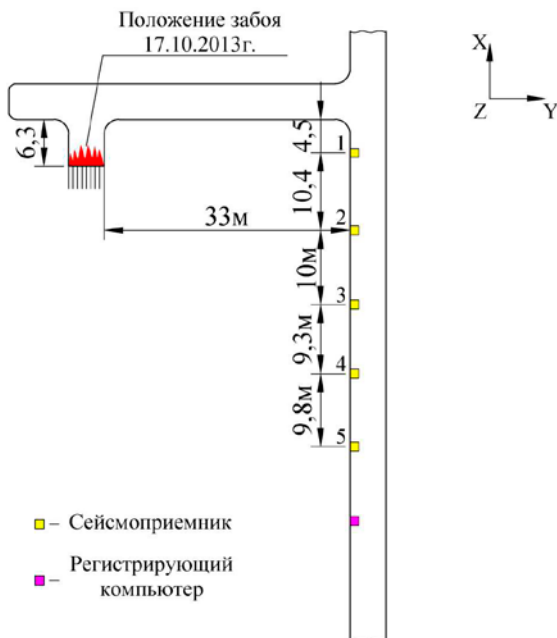


Рис. 2. Схема расположения забоя проходимой выработки и сейсмоприемников

Таблица 1

Результаты регистрации взрыва 17.10.2013 г.

Номер сейсмоприемника	Номер канала	Составляющая	Максимальное значение амплитуды, В	Максимальная скорость смещения в точке регистрации, см/с	Суммарная скорость смещения, см/с
1	1	X	0,48	1,74	2,30
	2	Y	0,33	1,20	
	3	Z	0,25	0,91	
2	4	X	0,27	0,98	1,42
	5	Y	0,24	0,87	
	6	Z	0,15	0,54	
3	7	X	0,92	3,33	4,94
	8	Y	0,65	2,36	
	9	Z	0,77	2,79	
4	10	X	0,27	0,98	1,66
	11	Y	0,33	1,20	
	12	Z	0,17	0,62	
5	13	X	0,22	0,80	1,05
	14	Y	0,16	0,58	
	15	Z	0,10	0,36	

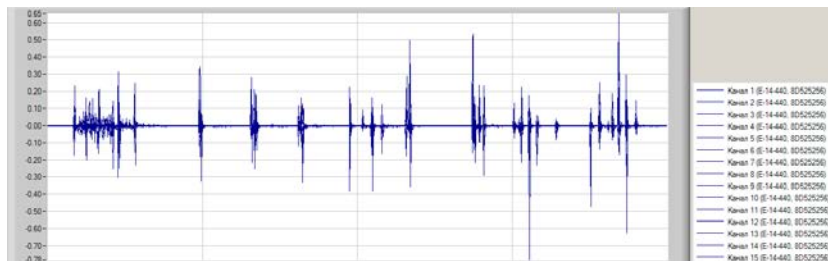


Рис. 3. Общий вид сейсмограммы взрыва 17.10.2013 г.

Измерения скорости смещения крепи также проводились 31.10.2013 г., 01.11.2013 г. и 06.11.2013 г. по взрывам соединительной выработки и автотранспортного съезда на гор. –120/–200 м. Схема расположения сейсмоприемников и положения забоя показаны на рис. 4.

Краткая геологическая характеристика: породы представлены риолитами полифированными, разнонаправленно сильно трещиноватые, преимущественно вдоль выработки, отмечаются зеркала скольжения с углеродсодержащим материалом. Риолиты неравномерно гидрослюдизированные и гематитизированные, особенно по трещинам, $f=8\div 10$, $\lambda=0,1\div 0,2$. Слабый капез воды. Категория устойчивости IVa – 45–50 баллов, согласно «Инструкции по креплению и поддержанию капитальных, подготовительных, нарезных и разведочных выработок Сафьяновского подземного рудника».

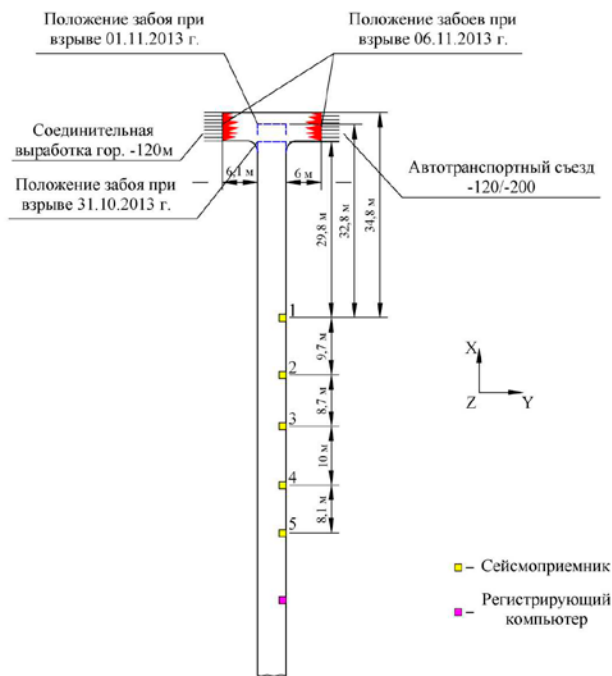


Рис. 4. Схема расположения забоев и сейсмоприемников

Регистрация взрыва 31.10.2013 г. в выработке автотранспортного съезда на гор. –40/–120 м

Общий вес ВВ 168,4 кг. Вес ВВ врубовых шпуров 83,2 кг. Установлено 14 ступеней замедления. Длина уходки забоя 3,06 м. Установлено 14 ступеней замедления. Результаты измерений, полученные при регистрации взрыва, приведены в табл. 2 и на рис. 5.

Таблица 2

Результаты регистрации взрыва 31.10.2013 г.

Номер сейсмоприемника	Номер канала	Составляющая	Максимальное значение амплитуды, В	Максимальная скорость смещения в точке регистрации, см/с	Суммарная скорость смещения, см/с
1	1	X	0,25	0,91	1,88
	2	Y	0,38	1,38	
	3	Z	0,25	0,91	
2	4	X	0,24	0,87	2,16
	5	Y	0,38	1,38	
	6	Z	0,39	1,41	
3	7	X	1,06	3,84	9,66
	8	Y	2,25	8,15	
	9	Z	0,96	3,48	
4	10	X	0,18	0,65	2,72
	11	Y	0,26	0,94	
	12	Z	0,68	2,46	
5	13	X	1,03	3,73	12,39
	14	Y	2,46	8,91	
	15	Z	2,14	7,75	

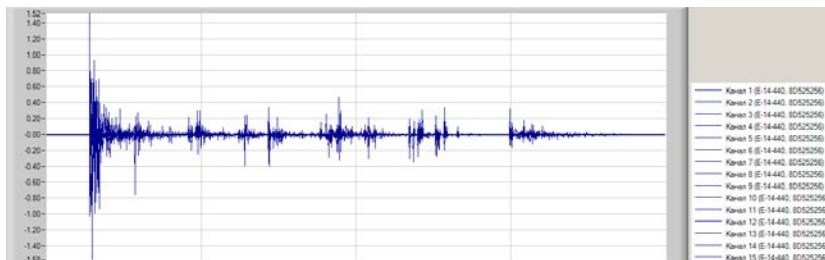


Рис. 5. Общий вид сейсмограммы взрыва 31.10.2013 г.

Регистрация взрыва 01.11.2013 г. Взрыв в выработке автотранспортного съезда на гор. –40/–120 м

Общий вес ВВ 96 кг. Вес ВВ врубовых шпуров 46,6 кг. Установлено 14 ступеней замедления. Длина уходки 2 м. Результаты измерений, полученные при регистрации взрыва, приведены в табл. 3 и на рис. 6.

Таблица 3

Результаты регистрации взрыва 01.11.2013 г.

Номер сейсмоприемника	Номер канала	Составляющая	Максимальное значение амплитуды, В	Максимальная скорость смещения в точке регистрации, см/с	Суммарная скорость смещения, см/с
1	1	X	0,25	0,91	1,55
	2	Y	0,19	0,69	
	3	Z	0,29	1,05	
2	4	X	0,29	1,05	1,50
	5	Y	0,17	0,62	
	6	Z	0,24	0,87	
3	7	X	0,27	0,98	4,23
	8	Y	0,95	3,44	
	9	Z	0,62	2,25	
4	10	X	0,06	0,22	0,75
	11	Y	0,08	0,29	
	12	Z	0,18	0,65	
5	13	X	0,09	0,33	1,84
	14	Y	0,44	1,59	
	15	Z	0,24	0,87	

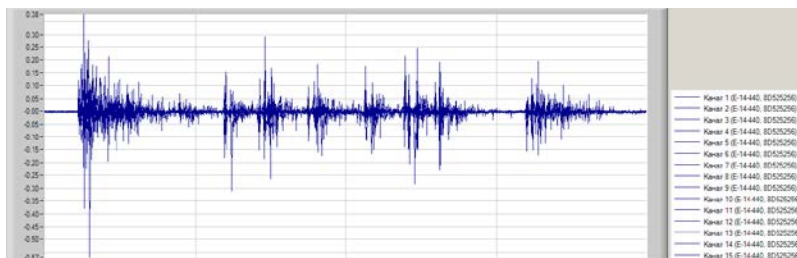


Рис. 6. Общий вид сейсмограммы взрыва 01.11.2013 г.

Регистрация взрыва 06.11.2013 г. в соединительной выработке гор. –120 м и автотранспортного съезда гор. –120/–200 м

Производилась отпалка двух противоположных забоев одновременно. Для каждого забоя: общий вес ВВ 168,4 кг. Вес ВВ врубовых шпуров 83,2 кг. Установлено 14 ступеней замедления. Длина уходки 3,06 м. Результаты измерений, полученные при регистрации взрыва, приведены в табл. 4 и на рис. 7.

Таблица 4

Результаты регистрации взрыва 06.11.2013 г.

Номер сейсмоприемника	Номер канала	Составляющая	Максимальное значение амплитуды, В	Максимальная скорость смещения в точке регистрации, см/с	Суммарная скорость смещения, см/с
1	1	X	0,55	1,99	3,78
	2	Y	0,57	2,07	
	3	Z	0,68	2,46	
2	4	X	0,33	1,20	3,35
	5	Y	0,41	1,49	
	6	Z	0,76	2,75	
3	7	X	0,62	2,25	7,07
	8	Y	1,60	5,80	
	9	Z	0,93	3,37	
4	10	X	0,26	0,94	1,57
	11	Y	0,19	0,69	
	12	Z	0,29	1,05	
5	13	X	0,39	1,41	3,99
	14	Y	0,65	2,36	
	15	Z	0,80	2,90	

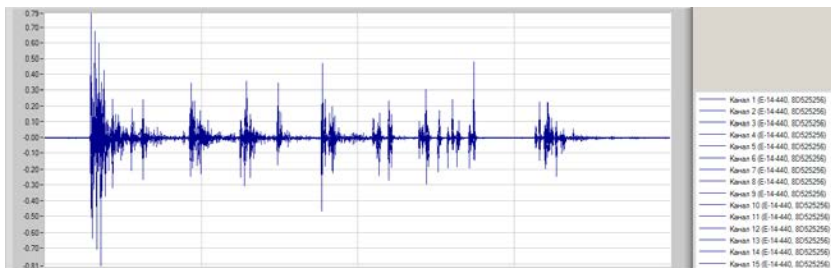


Рис. 7. Общий вид сейсмограммы взрыва 06.11.2013 г.

В рамках проведенных исследований динамического состояния подземных выработок автотранспортного съезда гор. –40/–120 м и –120/–200 м и соединительной выработки гор. –120 м Сафьяновского подземного рудника были проведены четыре серии регистрации сейсмических колебаний, давшие возможность определить скорость смещения крепи и массива при проходческих взрывах. Полученные данные позволяют сделать следующие выводы:

1. На данном этапе строительства рудника динамические нагрузки на крепь формируются в результате производства буровзрывных работ, производимых при проходке.

2. Технологические взрывы, производимые при проходке горизонтальных и наклонных выработок подземного рудника по текущим паспортам буровзрывных работ, не оказывают существенного воздействия на крепление и устойчивость выработок автотранспортного съезда и кольцевого штрека, отнесенных к ответственным, однако следует отметить факт однократного превышения допустимого значения скорости колебания при взрыве (табл. 5).

Анализ полученных данных будет учтен при разработке уточнений параметров крепи.

Таблица 5

Допустимые значения скорости колебаний для различных типов сооружений [2]

Тип сооружений	Допустимая скорость колебаний при взрывах, см/с	
	многократных	однократных
Железнодорожные и гидротехнические тоннели, стволы шахт, капитальные штольни	6	12
Ответственные выработки (срок службы до 10 лет): околоствольные двory, главные квершлагы и штреки	12	24
Выработки, эксплуатируемые кратковременно (срок службы до 3 лет): откаточные орты и штреки	24	48
Неответственные выработки (срок службы до 1 года): промежуточные и скреперные штреки, выпускные дучки, восстающие	48	96

Литература

1. Князев Д. Ю. Оценка устойчивости горизонтальных выработок, подвергшихся воздействию взрывных работ / Д. Ю. Князев // Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – № 5. – С. 69-74.
2. Каргузов М. И. Методика обеспечения сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ / М. И. Каргузов, Н. В. Паздников – Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1984. – 12 с.

СОЗДАНИЕ ГЕОИНФОРМАЦИОННОЙ СИСТЕМЫ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПЕРСПЕКТИВ ЗАСТРОЙКИ ПОДРАБОТАННЫХ ТЕРРИТОРИЙ*

А. В. Усанова

Урал более трех веков является крупнейшей горнорудной и металлургической базой страны. Во многих городах Урала по сей день ведутся горные работы. Исторически так сложилось, что старые шахты находятся в пределах современных городских территорий. Стратегия шаговой доступности рабочих мест обусловила сначала близость, а с развитием поселения переменяемость селитебных и подработанных территорий.

Постепенно город развивается (рис. 1), обработка месторождения продолжается, и вместе с этим запасы полезных ископаемых истощаются. Наступает момент, когда месторождение утрачивает свою силу, добыча становится экономически невыгодной, и тогда шахта ликвидируется, и не всегда с закладкой выработанного пространства – с оставлением пустот. С течением времени информация о геометрических параметрах выработок, способе их погашения и расположения относительно поверхности теряется. Так и произошло с месторождением (рудником), находящемся в Верхней Пышме.

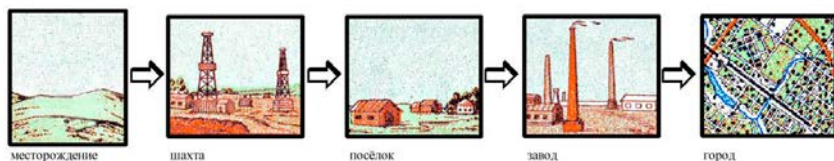


Рис. 1. Формирование подработанных территорий

В 1854 г. вместе с началом разработки медной руды Пышминско-Ключевского месторождения появился медеплавильный завод, который впоследствии стал градообразующим предприятием. В середине года заложена первая шахта – Ивановская (Ивано-Богословская) [1]. В период 1900–1904 гг. с целью разведки запасов месторождения было пройдено более 900 шурфов. Разработка месторождения происходила периодически, сменяясь консервацией

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

и наоборот [2]. В 1912 г. на руднике работало 20 шахт, и одновременно развивались старательские работы. В 1918 г. рудники были затоплены. Шурфы, через которые производились старательские разработки, обвалились. В 1936 г. горные работы возобновились и продолжались с разной интенсивностью до 1976 г., когда Пышминский рудник стали подготавливать к ликвидации.

Начиная с 1946 г. в шахтах стали проявляться частые случаи разрушения целиков, которые сопровождались обрушением кровли на значительных площадях [3]. Активизация обрушения в шахтах привела к сдвигению поверхности. За период с 1947 по 1952 гг. на руднике произошли девять случаев обрушения поверхности. Применение систем разработок без закладки выработанного пространства, особенно на верхних горизонтах, способствовало накоплению на месторождении пустот и потенциально опасных участков на земной поверхности. Всего на месторождении использовалось два вида закладки – сухая закладка и гидрозакладка с оставлением целиков, а некоторые выработки оставлены незаложенными.

На сегодняшний день около 20% городской территории занимает горный отвод Пышминского рудника, который находится в самом центре города (рис. 2). В границы горного отвода попадают как жилые постройки разных категорий охраны, так и промышленные зда-

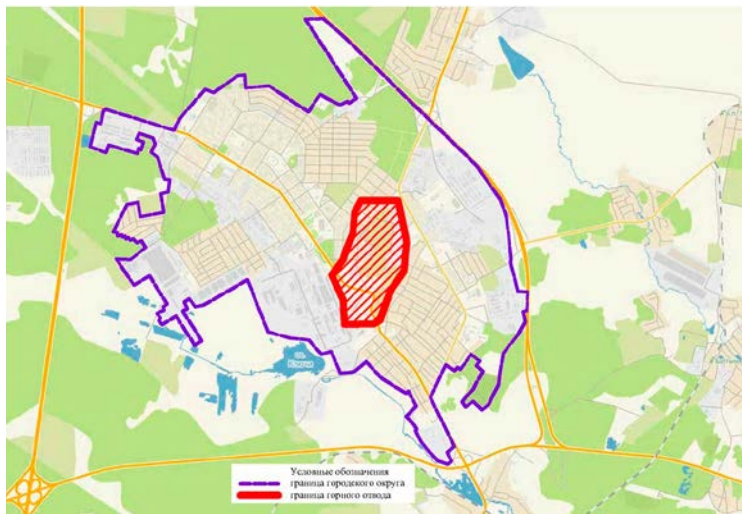


Рис. 2. Границы горного отвода в г. Верхняя Пышма (Топографическая основа – © Городской Информационный Справочник 2ГИС www.2GIS.ru)

ния и сооружения. Горным отводом называется часть земных недр, предоставленная предприятию (организации) для промышленной разработки содержащихся в ней полезных ископаемых [4].

Из собранных архивных материалов, хранящихся в лаборатории сдвижения горных пород ИГД УрО РАН, удалось восстановить большую часть планов подземных горных выработок. Произведено трансформирование и сшивка планов горных работ рудоносных зон: Ивановско-Павловской, Ново-Западной, Перфораторной, Апофизы Ново-Западной, 859, Покровской, 859 параллельной, 845, Восточной, Апофизы Восточной, 3-й Западно-Ключевской, 4-й Западно-Ключевской, Западной, 2–3 Широтной, 2-й Восточной и рудоносной зоны Пышма. Планы горных работ выполнены в 1967 году. Составлен общий план проекций горных выработок. Трансформация и сшивка планов осуществлялась по крестам координатной сетки и путем привязки к шахтам: Северной, Центральной, Ивановской, Старо-Восточной, Ново-Ключевской и шурфу 895. Привязка планов проекций подземных горных выработок к поверхности современной городской застройки производилась путем совмещения планов поверхности Пышминского рудника с нанесенными зданиями и контурами улиц, выполненного в 1967 г., и плана города на настоящий момент с использованием материалов 2 GIS.

При создании геoinформационной модели стало очевидным, что за границами горного отвода находится большое количество подземных горных выработок, а так как не все архивные материалы дошли до наших дней, то возможно, что это только часть подземных выработок и за границами горного отвода их находится гораздо большее количество, чем ранее предполагалось. Около 15–20% горных выработок – штреки различных горизонтов 330 м от поверхности земли, 270 м, 210 м и т. д., шахтные стволы, квершлагги выходят за границы горного отвода (рис. 3). Участок шахты Ново-Ключевской, как и сам ствол шахты, полностью находятся за пределами горного отвода. Их удаление от границы составляет 350 м. Участки, вышедшие за границы горного отвода, находятся в основном с западной стороны – это шахта Ново-Ключевская и выработки, отходящие от нее. Прямо над этой зоной располагается заводская территория «Уралэлектро-медь», далее на западной стороне находится апофиза Ново-Западной зоны со своими горизонтальными штреками.

За северную границу отвода выходят северные штреки на глубине 89, 150 и 210 м от поверхности. На востоке за пределы горного отвода вышли выработки 2-й Восточной зоны. Максимальное удаление выявлено на северо-западе от горного отвода, там выработки удалены на 600 м.

Процесс сдвижения горных пород сопровождается трещинами и провалами земной поверхности, а когда еще и под этой поверхностью пройдено большое количество горных выработок, отработано много рудных запасов, все эти явления проявляются гораздо чаще. Для прогноза дальнейшего развития процесса сдвижения, безопасной застройки и последующей эксплуатации зданий и сооружений, как вновь возводимых, так и уже построенных, создана геоинформационная модель. Город прогрессирует, развивается, и вся территория с каждым днем становится все востребованной, особенно в центре, где и располагается ликвидированный рудник. Создание общей системы подземных горных выработок и современной поверхности города позволяет выявить места подработки горного массива, принять необходимые оптимальные меры безопасности, систематизировать процесс возможности застройки новыми объектами.

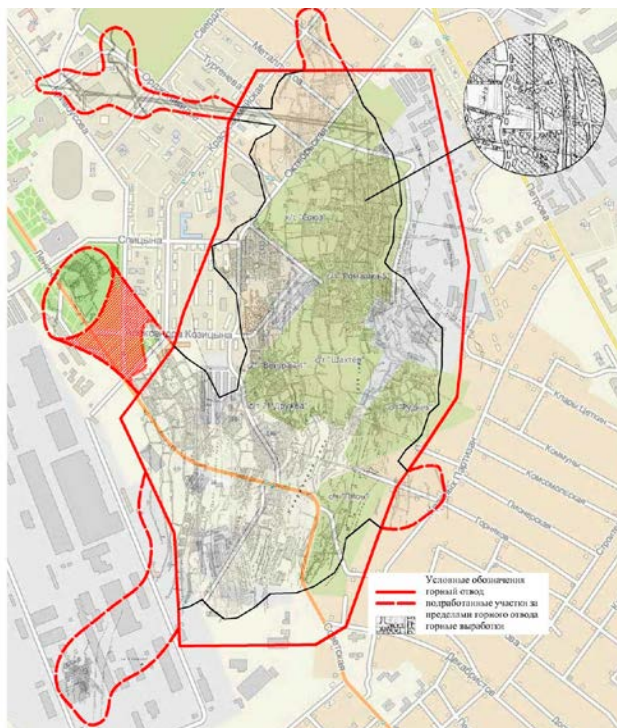


Рис. 3. Участок города с подработанными территориями

Состояние построенных на подработанных территориях зданий и сооружений необходимо оценивать, как минимум, по визуальным наблюдениям, а также методами геодезических и геофизических исследований [5]. Но эти измерения являются дискретными, так как проводятся по профильным линиям, что дает локальные изменения высотных и плановых отметок. Существует метод площадного мониторинга поверхности, который охватывает большую площадь съемки от нескольких до 100 км и даже более.

Этот метод мониторинга земной поверхности называется дистанционным зондированием Земли с помощью космических аппаратов (КА). Такой способ находит все большее применение среди специализированных организаций. Существуют оптико-электронные и радиолокационные КА. Преимущество этого метода перед традиционными геодезическими наблюдениями состоит в том, что нет необходимости выезжать на место проведения работ, так как геопривязку можно осуществлять посредством визуализации капитальных строений на снимках с известными координатами. Также к преимуществам относится большая площадь съемки и использование архивных данных съемок для выявления вертикальных и горизонтальных смещений.

Применение этих методов мониторинга поверхности над подработанными территориями ликвидированных рудников и учет их в геоинформационной системе дает возможность оценки текущих параметров негативного влияния подземных горных работ и прогноза дальнейшего развития, что имеет большое значение для безопасной эксплуатации подработанных территорий.

Литература

1. MiningWiki — шахтерская энциклопедия «Пышминско–Ключевской рудник» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://miningwiki.ru/>
2. Урал горный на рубеже веков: Уральская горная энциклопедия. Т. II. Горное производство цветной металлургии Урала / под. ред. Хохрякова В. С.; УГГА. – Екатеринбург, 2004. – 667 с.
3. Анализ состояния и оценка влияния незаложенных пустот на земную поверхность за пределами медеэлектролитного завода при консервации Пышминского рудника: отчет о НИР / Пермский политехн. ин-т. – Пермь, 1973. – 89 с.
4. Большая советская энциклопедия в 30 т. – М.: Советская энциклопедия, 1969–1978.
5. Усанов С. В. Методика оценки безопасности застройки территорий над старыми горными выработками / С. В. Усанов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 11. – С. 260–266.

МОНИТОРИНГ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ТЕХНОЛОГИИ НАЗЕМНОГО ЛАЗЕРНОГО СКАНИРОВАНИЯ*

О. Д. Желтышева, Е. Ю. Ефремов

Устойчивость бортов карьеров является одним из основных вопросов при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. С устойчивостью бортов карьеров связаны безопасность работ, вопросы технологии, предельные углы наклона бортов, предельная глубина карьеров и дренирование месторождений [1]. Для своевременного принятия мер по предотвращению развития опасных деформаций, а также корректировки расчетов устойчивости бортов необходимо закладывать наблюдательные станции и проводить маркшейдерские инструментальные наблюдения. Традиционные методы мониторинга (нивелирование, тахеометрическая съемка) не позволяют в полной мере описать характер процесса сдвижения из-за дискретности получаемых данных. Кроме того, они требуют непосредственного присутствия наблюдателя в опасных зонах деформирующихся участков, а также прохождения карьерного транспорта.

Применение технологии наземного лазерного сканирования позволяет получать трехмерные модели карьеров с высокой детальностью, давая возможность достоверно выявить деформирующиеся участки. Сравнение результатов различных серий измерений, разделенных определенным временным интервалом, позволяет отслеживать развитие процесса сдвижения. Данная методика была применена на Султановском карьере Учалинского ГОКа для изучения деформаций бортов карьера. Медноколчеданное месторождение Султановское находится на восточном склоне Среднего Урала, в Кунашакском районе Челябинской области, в 55 км к северу от г. Челябинска, в 4 км к западу от поселка Султаново.

Наблюдения за устойчивостью бортов карьера Султановский, включающие серию наземного лазерного сканирования, были начаты в 2012 г. ОАО «Уралмеханобр» после закладки наблюдательной станции на карьере. В июне 2013 г. выполнена вторая серия. Станция изначально представляла собой сеть из девяти контрольных точек по

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

периметру карьера (рис. 1), из которых к июню 2013 г. в результате ведения горных работ сохранилось семь.

Сканирование Султановского карьера производилось с помощью системы лазерного сканирования Leica HDS 8800, предназначенной для выполнения маркшейдерских работ.

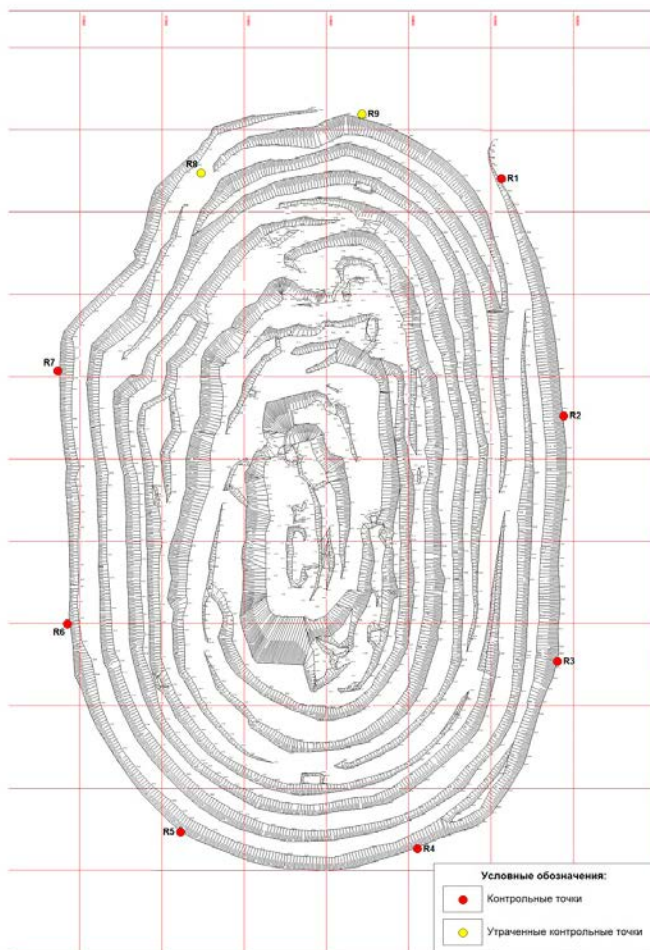


Рис. 1. Наблюдательная станция на Султановском карьере

Основные характеристики данного прибора:

Дальность 2,5–2000 м

Расхождение лазерного луча. 0,25 мрад

Точность

 Дальномерная 10 мм при расстояниях до 200 м
 20 мм при расстояниях до 1000 м

 Угловая $\pm 0,01^\circ$

Повторяемость 8 мм

Угловое разрешение $0,0125^\circ$

Для обеспечения наиболее полного охвата поверхности карьера и исключения «мертвых зон» в едином облаке точек сканер был поочередно установлен на каждую из 7 сохранившихся контрольных точек. С каждой позиции установки прибора сначала был сделан круговой обзорный скан с невысоким разрешением, по которому затем выбиралась необходимая область сканирования с более плотным разрешением. Угловой шаг сканирования был задан равным $0,05^\circ$, что соответствует интервалу между соседними точками облака 87 см на расстоянии 1000 м. Разрешение сканирования было выбрано с целью обеспечения достаточной детальности трехмерной модели даже на удаленных участках карьера.

Для последующего осуществления внешнего и внутреннего ориентирования сканов, полученных с разных точек стояния сканера, использовался метод геопривязки. Для этого сканер устанавливался на точку с известными координатами (контрольную точку) и наводился на заднюю точку, координаты которой также известны. Сканер брал отсчет горизонтального угла и записывал его во внутреннюю память. Измерения вертикального угла при этом не требовалось, так как сканер приводится в горизонтальное положение по уровню, а также обладает встроенным компенсатором наклона, если таковой имеет место. Высота сканера над репером измерялась специальной рулеткой. Эти действия повторялись на каждой из семи позиций установки сканера.

В качестве точек стояния и визирования использовались контрольные точки наблюдательной станции. Их координаты были получены методом спутниковой геодезии параллельно с выполнением сканирования. Первоначально сканер был установлен на точку R4 и визировался на точку R3. Далее прибор поочередно устанавливался на точки R5, R6, R7, R1 и R2 и каждый раз визировался на контрольную точку R3. Затем сканер был установлен на точку R3, а точкой визирования стала контрольная точка R2.

Такая методика измерений обеспечивает и внешнее ориентирование скана в пространстве – привязку к местной системе координат,

и внутреннее – объединение отдельных сканов в единое облако точек. В результате объединения сканов в единое облако точек в программе Maptek I-Site Studio была получена трехмерная модель Султановского карьера (рис. 2). Точность сшивки составила 95 мм. Она обусловлена инструментальной погрешностью прибора, а также точностью определения координат каждой отдельной точки стояния.

На следующем этапе обработки облако точек карьера в программе Cyclone было очищено от лишних объектов, попавших в поле зрения сканера (деревья, техника, растительность и т. п.). Затем «очищенное» облако точек, а также облако, полученное в 2012 г., были загружены в единую программную среду для сравнения и анализа. Облака точек были представлены в виде TIN-поверхностей (Triangulated Irregular Network) – сетей, состоящих из неправильных треугольников.

Для анализа устойчивости бортов карьера были построены деформационные разрезы по контрольным точкам от поверхности до дна карьера. Разрез является результатом пересечения секущей плоскости и TIN-моделей карьера. Полученные в результате полилинии были экспортированы в программу AutoCad для последующего графического оформления.



Рис. 2. Облако точек Султановского карьера

Для ориентации секущих плоскостей (а следовательно, и разрезов) в пространстве они были построены через пары контрольных точек, находящихся на противоположных бортах карьера (рис. 3). Строгая фиксация направления секущих плоскостей в пространстве позволит обеспечить единообразие построения разрезов, полученных в последующих сериях наблюдений. Иными словами, важно в каждой серии проводить разрезы через одни и те же точки.

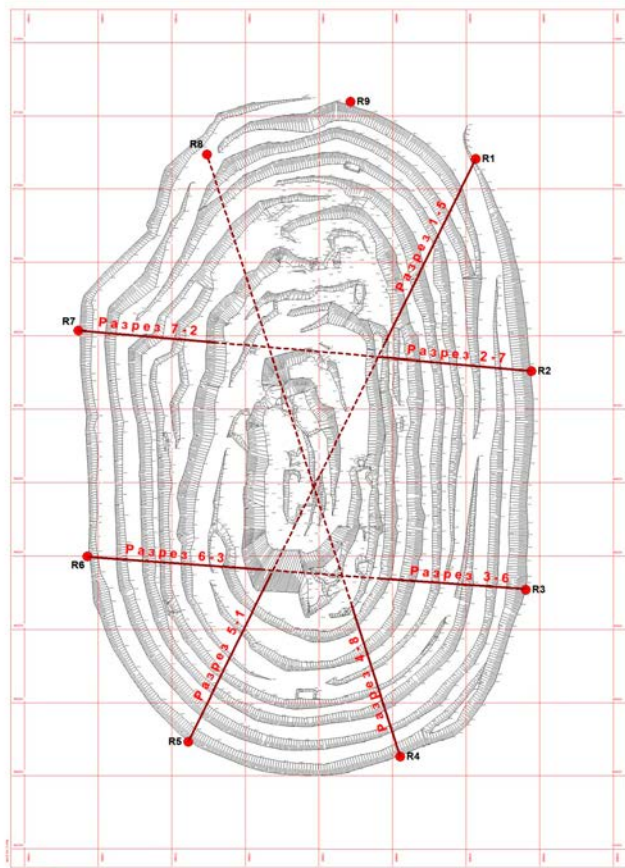


Рис. 3. Деформационные разрезы, построенные через контрольные точки

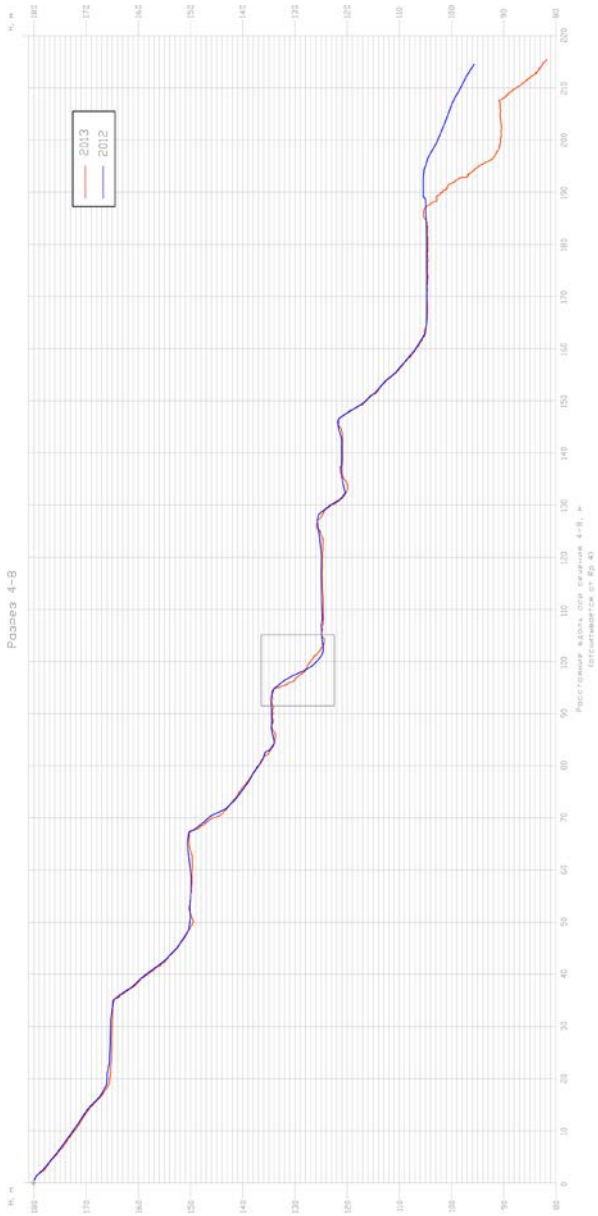


Рис. 4. Разрез вдоль оси сечения 4-8

В результате были получены 7 деформационных разрезов через каждый из сохранившихся реперов наблюдательной станции. При анализе деформационных разрезов, построенных по данным наземного лазерного сканирования, не было выявлено участков с нарушением устойчивости. Исключение составляют незначительные осыпания уступов карьера, отмеченные на разрезах 7–2 (в отметках 136–120 м), 2–7 (в отметках 150–136 м), 3–6 (в отметках 150–143 м), 4–8 (в отметках 134–124 м) и 5–1 (в отметках 138–120 м). В качестве примера на рис. 4 представлен один из деформационных разрезов (вдоль оси сечения 4–8). На участке борта в отметках 134–124 м, обведенном рамкой, наблюдается изменение формы уступа, вызванное его осыпанием. Аналогичная картина наблюдается и на других вышеупомянутых участках бортов, потому в данной статье остальные разрезы не приводятся.

Других проявлений деформационных процессов, за исключением незначительных локальных осыпаний отдельных уступов, в прибортном массиве Султановского карьера с помощью технологии лазерного сканирования выявлено не было. Тем не менее, увеличение глубины карьера и углов наклона бортов в процессе вовлечения в отработку новых горизонтов и постановки откосов в предельное положение требует продолжения мониторинга устойчивости бортов карьера [3].

Литература

1. Фисенко, Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов / Г. Л. Фисенко. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1965. – 378 с.
2. Лазерное сканирование и инструментальный контроль устойчивости бортов Султановского карьера: отчет о НИР (заключ.) / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2013.
3. Проект наблюдательной станции для контроля состояния устойчивости бортов карьера месторождения «Султановское» / ОАО Уралмеханобр. – Екатеринбург, 2012.

ДЕФОРМИРОВАНИЕ И РАЗРУШЕНИЕ ПРИЗАБОЙНОЙ ЧАСТИ ПЛАСТА ПРИ ВНЕЗАПНОМ ОТЖИМЕ*

В. А. Трофимов

Внезапный выброс угля и газа – газодинамическое, быстропротекающее и неожиданное явление. Оно характеризуется интенсивным выделением метана или углекислого газа из пласта в выработку с выносом в своем потоке достаточно мелко раздробленного угля. Этому динамическому, зачастую весьма сильному, проявлению горного давления, осложненному газовыделением, предшествует внезапный отжим краевой части угольного пласта [1], который формирует необходимые условия для развития собственно газодинамического явления.

Анализ наблюдений и опытов, а также результатов теоретических исследований, связанных с выбросами и фильтрацией газа, позволяет сформулировать определяющие условия процесса внезапно го разрушения пласта впереди забоя. В общем виде они достаточно просты и сводятся к тому, что должна сформироваться геомеханическая ситуация, позволяющая в какой-то момент времени сдвинуться краевой части пласта в сторону выработанного пространства.

Угольный пласт представляется достаточно неоднородным по своей протяженности в отношении как деформационных и прочностных свойств собственно угля, так и прочностных свойств контакта угля и вмещающих горных пород. При этом сцепление по контакту может изменяться практически от нулевого на участках зеркальных поверхностей скольжения и участках с прослойкой мягкой глины до весьма значительного на участках «спайки» угля с вмещающими породами. Многолетние наблюдения за проявлениями внезапных выбросов показали, что, как правило, они приурочены к участкам пласта, на которых имеются такого рода «спайки», особенно вблизи зон геологической нарушенности, содержащей сильно перемятый уголь. Процесс динамического разрушения пласта начинается со срыва сцепления на такой «спайке» с последующим распространением волны дробления угля в глубь пласта с постепенным затуханием. Отметим, что срыв сцепления еще не гарантирует динамического развития событий.

* Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ, проект №12-05-00525.

Трение по контакту, на котором происходит подвижка, может стать столь большим, что произойдет торможение всего процесса и даже остановка уже начавшегося внезапного отжима.

Кроме того, пласт, как правило, недостаточно выдержан по мощности и на нем встречаются участки большей или меньшей мощности, протяженность которых также весьма разнообразна. Очевидно, что сдвиг краевой части в сторону сужения пласта, будь то регулярный или внезапный отжим, более затруднен, чем сдвиг в противоположную сторону. Даже если он и происходит, то сужение пласта в той или иной степени компенсирует увеличение пористости и, следовательно, проницаемости, вызванное отжимом. Степень такой компенсации в конечном итоге может определить дальнейшее поведение пласта относительно газодинамического явления.

Таким образом, в пласте действует множество факторов, как способствующих, так и препятствующих его внезапному отжиму. Фактически он, а следовательно, и газодинамическое явление происходят только в том, достаточно редком, случае, когда для этого складываются все необходимые условия, которые могут реализоваться для практически любого по конфигурации пласта. В силу сказанного для понимания природы и закономерностей внезапного отжима не имеет смысла рассматривать все многообразие возможных в природе вариантов. Важна принципиальная оценка геомеханической ситуации – может ли произойти внезапный отжим в пласте, и при каких значениях параметров. Необходимо рассмотреть простейший модельный случай, на котором можно оценить параметры внезапного отжима, протяженность охватываемой им зоны, время протекания и т. д.

Далее, следуя подходу [2], рассмотрим детально этот процесс и получим основные соотношения, определяющие его протекание. При этом учтем, что пласт может быть наклонным и внезапный отжим может протекать как по падению, так и по восстанию пласта. Для этого введем соответствующие обозначения и примем некоторые допущения. На рис. 1 изображена схема развития процесса внезапного отжима, причем на рис. 1, *а* показано начальное состояние краевой части пласта при $t=0$. Волна разрушения при внезапном отжиме начинает движение от $x=0$ и перемещается вправо, в глубь пласта. При этом участок пласта $(-l,0)$ («пробка») отжимается разрыхляющимся при прохождении волны разрушения углем при $x>0$ и перемещается влево как единое целое. На рис. 1, *б* показана промежуточная конфигурация краевой части пласта в момент $t>0$, когда волна разрушения достигла некоторого положения $\tilde{x}(t)$, еще не затухла и продолжает продвигаться по пласту. При этом «пробка» оказывается отодвинутой на величину $s(t)$ влево, а протяженность раз-

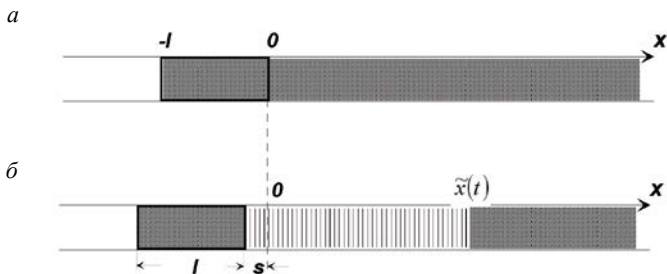


Рис. 1. Схема развития внезапного отжима

рушенной зоны равна $s(t) + \tilde{x}(t)$. Очевидно, что волна разрушения бежит вправо по пласту, а сам уголь движется при этом влево. В связи с этим сделаем весьма важное допущение, касающееся характера движения угля в процессе отжима. Будем считать, что весь уголь в пределах $(-l, \tilde{x}(t))$ движется влево с одной и той же скоростью в каждый данный момент времени, т.е. на границе $\tilde{x}(t)$ он мгновенно разрушается и после этого уже не деформируется.

Полагая плотность угля в «пробке» равной ρ , а в разрушенной зоне $\tilde{\rho}$, для всей движущейся массы получим выражение

$$m = [\rho l + \tilde{\rho}(s + \tilde{x})] h. \quad (1)$$

Из условия сохранения массы угля при рыхлении имеем

$$\tilde{\rho}(s + \tilde{x}) = \rho \tilde{x}. \quad (2)$$

Кроме того, очевидно, что

$$s = n\tilde{x}(t). \quad (3)$$

Отсюда следует

$$\tilde{\rho} = \frac{1}{n+1} \rho. \quad (4)$$

Поскольку вся масса угля m движется с одной скоростью, то уравнение движения можно записать в виде

$$\frac{dmv}{dt} = F, \quad (5)$$

где

$$v = \frac{ds}{dt}. \quad (6)$$

В силу (3) имеем

$$v = n \frac{d\tilde{x}}{dt}. \quad (7)$$

Что касается массы m , то для нее из (1) получим выражение

$$m = [\rho l + \tilde{\rho}(s + \tilde{x})]h = \rho(l + \tilde{x})h. \quad (8)$$

Величина F – это суммарная сила, действующая на рассматриваемую массу.

$$F = Ph - 2\tau l - 2\tau_s(\tilde{x} + s) + F_g = Ph - 2\tau l - 2\tau_s(n+1)\tilde{x} + F_g, \quad (9)$$

где P – давление на единичную площадку разрушенного угля на фронте волны $\tilde{x}(t)$, связанное с напряжением, передающимся по скелету угля, и давлением воды на фронте; τ , τ_s – трение скольжения на единичных площадках поверхностей контакта пласта с вмещающими породами в пределах участков l и $l + \tilde{x}(t)$, соответственно. F_g обусловлена компонентой силы тяжести, действующей вдоль пласта. Очевидно, что для горизонтального пласта она равна нулю, а для наклонного

$$F_g = mg \sin \alpha, \quad (10)$$

где g – ускорение свободного падения, α – угол падения пласта.

Подставляя выражения для v , m , F и F_g в уравнение (5), получим

$$\rho hn \frac{d(\tilde{x} + l)y}{dt} = Ph - 2\tau l - 2\tau_s(n+1)\tilde{x} + F_g, \quad (11)$$

где

$$y = \frac{d\tilde{x}}{dt} = \frac{d(\tilde{x} + l)}{dt}. \quad (12)$$

Так как в уравнение (11) t входит неявно, т.е. через $\tilde{x}(t)$, то у можно рассматривать как функцию от \tilde{x} . При этом левая часть уравнения (11) приводится к виду

$$\rho hn \frac{d(\tilde{x} + l)y}{d\tilde{x}} \frac{d\tilde{x}}{dt} = \frac{\rho hn}{2(\tilde{x} + l)} \frac{d[(\tilde{x} + l)y]^2}{d(\tilde{x} + l)}. \quad (13)$$

Используя это преобразование в (11) и разделяя переменные, получим

$$\frac{\rho hn}{2} d[(\tilde{x} + l)y]^2 = [Ph - 2\tau l - 2\tau_s(n+1)\tilde{x} + F_g](\tilde{x} + l)d\tilde{x}. \quad (14)$$

Общим решением этого уравнения является

$$\begin{aligned} \frac{\rho h n}{2} (\tilde{x} + l)^2 y^2 = [Ph - 2\tau l + Gl - (2\tau_s (n+1) - G)\tilde{x}] \times \\ \times \frac{(\tilde{x} + l)^2}{2} + \frac{1}{2} [2\tau_s (n+1) - G] \frac{(\tilde{x} + l)^3}{3} + C, \end{aligned} \quad (15)$$

где $G = \rho h g \sin(\alpha)$.

Постоянная интегрирования C определяется из (15) при начальном условии

$$t = 0, \quad \tilde{x} = 0, \quad \frac{d\tilde{x}}{dt} = 0$$

и имеет вид

$$C = -[Ph - 2\tau l + G] \frac{l^2}{2} - \frac{1}{2} [2\tau_s (n+1) - G] \frac{l^3}{3}. \quad (16)$$

При этом выражении для C уравнение (15) приводится к виду

$$\frac{y}{\vartheta} = \frac{1}{\vartheta} \frac{d\tilde{x}}{dt} = \frac{1}{z+1} \sqrt{\frac{2}{3} \beta z R(z)}, \quad (17)$$

где
$$z = \frac{\tilde{x}}{l}, \quad \beta = \frac{2\tau_s (n+1) - G}{2\tau - G}, \quad \vartheta = \sqrt{\frac{(2\tau - G)l}{\rho h n}}, \quad (18)$$

$$R(z) = 3N + \frac{3}{2}(N+1)z - z^2, \quad 0 < z < z_*, \quad N > 0, \quad (19)$$

$$N = \frac{\frac{Ph}{(2\tau - G)l} - 1}{\frac{2\tau_s (n+1) - G}{2\tau - G}}, \quad (20)$$

z_* – корень уравнения $R(z)=0$.

Из решения этого уравнения имеем

$$z_* = \frac{\tilde{x}_*}{l} = \frac{3}{4} \left[N - 1 + \sqrt{(N-1)^2 + \frac{16}{3}N} \right]. \quad (21)$$

Физическая сущность \tilde{x}_* состоит в том, что волновой процесс разрушения пласта продолжается до тех пор, пока \tilde{x} достигнет значения \tilde{x}_* , при котором скорость $\frac{d\tilde{x}}{dt}$ становится равной нулю. При $\frac{Ph}{2\tau l} > 1$ во всем интервале $0 < \tilde{x} < \tilde{x}_*$ будет $\frac{d\tilde{x}}{dt} > 0$.

Заметим, что скорость внезапного отжима пласта определяется как скорость смещения призабойного участка l , т.е. $\frac{ds}{dt}$. Так как $s = n\tilde{x}(t)$, то, согласно (17), имеем

$$\frac{1}{9} \cdot \frac{ds}{dt} = \frac{n}{9} \cdot \frac{d\tilde{x}}{dt} = \frac{n}{z+1} \sqrt{\frac{2}{3}} \beta z R(z). \quad (22)$$

Теперь установим связь между $\tilde{x}(t)$ и t . Разделяя переменные в (22) и интегрируя по \tilde{x} и t , получим соответствующее соотношение между ними

$$\Phi(z) = \sqrt{\beta} \frac{9}{l} t, \quad (23)$$

где

$$\Phi(z) = \int_0^z \frac{(\zeta+1) d\zeta}{\sqrt{\frac{2}{3}} \zeta R(\zeta)}. \quad (24)$$

Очевидно, что при $z = z^*$ получим время t^* , в течение которого протекает процесс внезапного разрушения и отжима пласта в призабойной зоне. При этом величина внезапного отжима s^* за время t^* , согласно (3), равна $n\tilde{x}_*$.

При построении теоретической модели были сделаны весьма существенные допущения, что позволило в конечном итоге получить достаточно простое замкнутое аналитическое решение. Оценим теперь, насколько будут приемлемы численные результаты для реальных значений параметров, входящих в полученные соотношения.

Для глубины разработки пласта, скажем ~ 500 м, характерные величины напряжений, действующих в нетронутом массиве в горизонтальном направлении, можно оценить величиной $\sim 5 \cdot 10^6$ Па. Давление воды в пласте, если он водонасыщен, имеет ту же величину. Таким образом, не будет большой ошибкой, если считать, что $P = 5 \cdot 10^6$ Па.

Очевидно, что величина τ не может превышать прочность угля на сдвиг, которая оценивается величиной 1 МПа. Если же прочность

спайки угля с боковыми породами окажется больше, то сдвиг будет происходить непосредственно по углю и на формирующемся контакте реализуются в конечном итоге его прочностные характеристики. Таким образом, положим $\tau = 1 \cdot 10^6$ Па.

Величина τ_s должна быть меньше τ и, как уже сказано ранее, может варьироваться в широких пределах. Для определенности положим $\tau_s = 0,75 \cdot 10^6$ Па. Кроме того, возьмем $h = 2$ м, $l = 0,75$ м, $n = 0,02$, $\alpha = 45^\circ$ и плотность ненарушенного угля $\rho = 1,5 \cdot 10^4$ Па/м.

Согласно (20), имеем $N = 16,6$. При этом зона разрушения \tilde{x} формируется за 0,5 с и будет примерно равна 18 м, а с учетом величины l охватит ~ 19 м в глубину пласта от забоя. Максимальная скорость распространения волны разрушения ~ 55 м/с при $t = 0,05$ с от начала разрушения. Величина отжима забоя составит $\sim 0,9$ м.

Далее на рис. 2, а и б приведены результаты расчета положения фронта разрушения в угольном пласте \tilde{x} и скорости его продвижения $\frac{d\tilde{x}}{dt}$ в зависимости от времени для выбранных значений определяющих параметров. При этом кривые, относящиеся к рассматриваемому случаю, при $\alpha = 45^\circ$ обозначены цифрой 3, а обозначенные цифрами 1 и 2 соответствуют углам падения пласта $\alpha = 0^\circ$ и -45° .

Очевидно, что развитие внезапного отжима в сторону падения пласта приводит к увеличению скорости и протяженности зоны отжима, так как в этом случае разрушению способствует и компонента силы тяжести, направленная вдоль пласта. В противном случае она

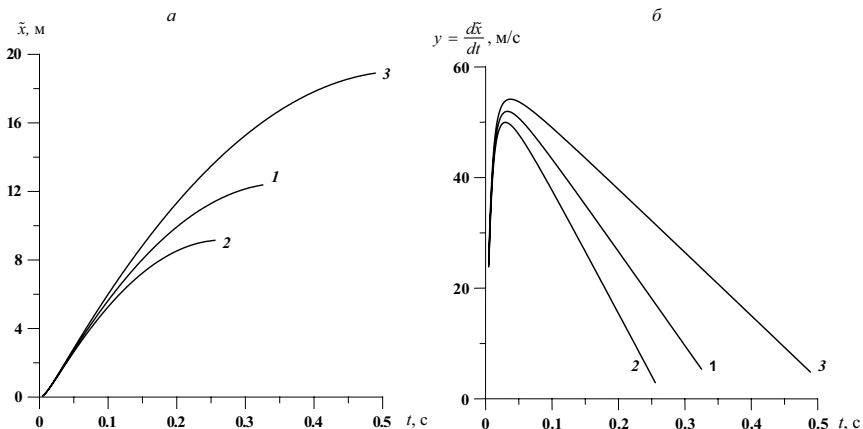


Рис. 2. Изменение параметров зоны внезапного отжима во времени

препятствует отжиму, что хорошо видно на приведенных рисунках.

На рис. 3 в качестве примера показано, как изменяется во времени полная сила I , действующая на уголь за фронтом волны дробления. Она максимальна в начальный момент и постепенно убывает, достигая нулевого значения. В этот период времени она ускоряет всю переменную массу разрушенного угля и «пробки» m . После этого она становится отрицательной и наступает период торможения массы m до нулевой скорости, когда отжим фактически заканчивается. Цифрами 2 и 3 на рисунке обозначены активная сила, разгоняющая массу, и тормозящая сила, соответственно. Та и другая растут во времени по абсолютной величине в связи с увеличением протяженности зоны разрушенного угля. Приведенный рисунок не исчерпывает всех возможных вариантов изменения во времени действующих сил в зависимости от значений определяющих параметров. Отжим в рамках поставленной задачи вовсе может не начаться либо продолжаться без остановки неограниченное время, и поводом для его прекращения должны послужить какие-либо внешние воздействия.

Полученные результаты достаточно хорошо коррелируют с экспериментальными данными, полученными в шахтных условиях [3], и свидетельствуют об адекватности построенной модели процесса разрушения краевой части угольного пласта. Можно заключить, что при определенной комбинации параметров, описывающих краевую

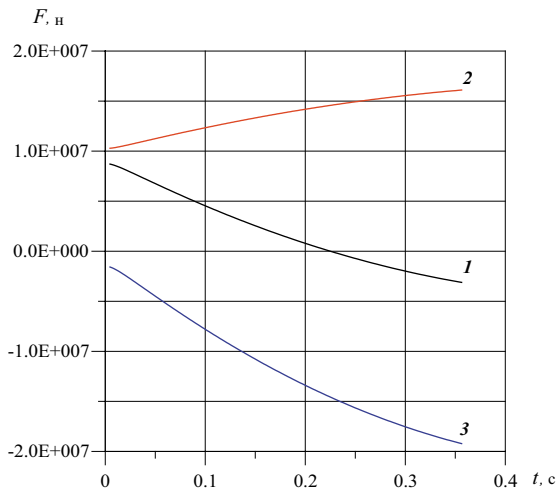


Рис. 3. Изменение во времени сил, действующих на зону внезапного отжима

часть пласта, действительно может произойти быстро протекающее явление разрушения, которое и составляет суть внезапного отжима.

Литература

1. Кузнецов С. В. Концептуальная модель внезапного выброса угля и газа / С. В. Кузнецов, В. А. Трофимов // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2011.

2. Кузнецов С. В. Механизм и закономерности самопроизвольного разрушения угольного пласта перед внезапным выбросом / С. В. Кузнецов, В. А. Трофимов // Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках: материалы XVIII Международной научной школы им. академика С. А. Христиановича. – Симферополь: Таврический национальный университет им. В. И. Вернадского, 2008.

3. Бобров И. В. Проведение подготовительных выработок на пластах, опасных по выбросам угля и газа / И. В. Бобров. – Макеевка-Донбасс: МарНИИ, 1959.

УДК 622.831.3:550.34

АНАЛИЗ СЕЙСМОАКУСТИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В ГОРНОМ МАССИВЕ С УЧЕТОМ ТЕОРИИ ФРАКТАЛОВ

*Л. И. Пимоненко, К. А. Безручко, А. А. Каргаполов, С. Ю. Макеев,
В. И. Барановский, Д. П. Гуня*

Горно-геологические условия работы шахт с каждым годом усложняются. Средняя глубина добычи угля в Донбассе достигла 800, а максимальная 1400 м. Почти 90% шахт отнесены к сверхкатегорийным по газу, одна треть разрабатывает пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа. Ликвидация последствий выбросов снижает темпы проведения горных работ и требует дополнительных непроизводительных затрат, что удорожает стоимость угля, делает его неконкурентоспособным. Помимо экономического ущерба, газодинамические явления на многих шахтах явились причиной аварий, унесших жизни сотен шахтеров. Только за последние годы в Донбассе произошло 15 крупнейших аварий, в результате которых погибло 272 человека и несколько сотен стали инвалидами. Однако до настоящего времени проблема прогноза газодинамических явлений при ведении горных работ до конца не решена, что можно объяснить различными объективными и субъективными причинами.

ми. Поэтому особую актуальность приобретает разработка и развитие современных способов непрерывного оперативного контроля и оценки напряженно-деформированного состояния массива для обеспечения эффективности проведения очистных и подготовительных выработок, а также для обработки полученных результатов современными математическими методами.

Исследования проводились на шахте им. А. Ф. Засядько, расположенной в центральной части Донецко-Макеевского района Донбасса. На западе и востоке шахтного поля находятся, соответственно, Ветковская и Чайкинская флексуры (азимут простирания осевых линий 40° , а пластов близко к субширотному). Общее, близкое к моноклиналильному ($2-6^\circ$), залегание пород незначительно осложнено пологими перегибами и разрывными нарушениями.

Для определения состояния горного массива использованы результаты наблюдений, проводимых на шахте им. А. Ф. Засядько с применением многоканальной сейсмоакустической системы, разработанной польской компанией EMAG [1], включающей в себя датчики-геофоны, размещенные в выработках, каналы передачи сигналов и наземные регистрирующие модули. Данная система регистрирует сейсмические явления и определяет величину их энергии и координаты очага. Она также включает в себя комплект устройств, предназначенный для оценки опасности по горным ударам. Задача системы состоит в преобразовании с помощью измерительных зондов скорости механических колебаний горного массива в электрический сигнал, а затем, после усиления и фильтрации – в аналоговой передаче этих сигналов на поверхность на шахтную геофизическую станцию посредством кабельной сети связи и приемных схем поверхностной станции. В поверхностной части системы происходит цифровая обработка сигналов и их компьютерная интерпретация. Получают временные ряды активности акустической эмиссии и распределения условной энергии сейсмоакустических явлений. В результате анализа данных статистическими методами осуществляется поиск аномальных значений параметров акустической эмиссии и предупреждение об опасных состояниях массива.

Рабочий диапазон частот составляет от нескольких герц до $1,5$ кГц, что обеспечивает регистрацию сейсмических явлений и возможность контроля поведения массива горных пород в пределах шахтного поля. Датчики расставлены в плоскости пласта m_3 таким образом, чтобы контролировать массив горных пород в зонах проведения очистных и подготовительных выработок. Данная расстановка позволила охватить представительными наблюдениями шахтное поле общей площадью около 10 км².

В течение месяца в среднем на шахте регистрируется 300–400 проявлений активности горного массива с относительными величинами сейсмических энергий от 70 до 200 тысяч условных единиц. На основе полученных результатов наблюдений составлена база данных, которая используется для изучения сейсмоакустического режима шахты, выделения беспокойных зон и динамики их развития.

С помощью этой системы осуществляли контроль состояния массива при работе 18-й восточной лавы, восточной уклонной лавы (ВУЛ) и 18-й западной лавы пласта m_3 . Регистрируемые сейсмоакустические явления, спроектированные на плоскость пласта, приведены на рис. 1. По площади сейсмические явления различной интенсивности проявлялись крайне неравномерно как на отработанных, так и на неотработанных участках.

Работы по пласту m_3 осуществляются в чрезвычайно сложных горно-геологических условиях. 18-я восточная лава отработывалась по простиранию пород, слева по ходу от нее находилось выработанное пространство 17-й восточной лавы. ВУЛ проходила по восстанию, причем слева и справа от нее – нетронутый массив, осложненный мульдами и прогибами. 18-я западная лава отработывалась по простиранию пород с пересечением зоны тектонических нарушений.

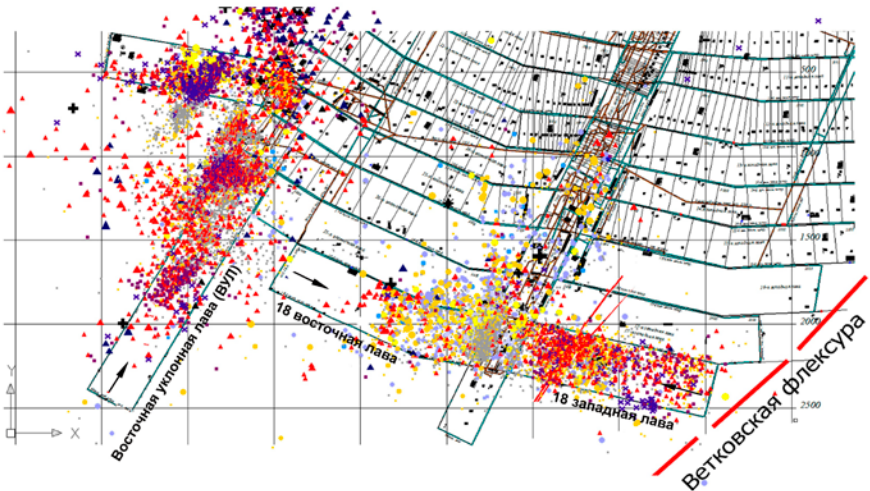


Рис. 1. Сейсмоакустические явления различной величины энергии, зарегистрированные при отработке пласта m_3

Справа по ходу от нее находилось выработанное пространство 17-й западной лавы.

При отработке 18-й восточной лавы регистрация сейсмоакустических (СА)-явлений была начата с середины работы лавы (май 2009 г.), область их концентрации перемещалась вслед за продвижением забоя. Формирование очагов при этом частично приурочено к шагу посадки основной кровли и частично – к перераспределению напряжений впереди забоя при очистных работах. Здесь, по мере отработки целика и уменьшения его геометрических размеров, происходило смещение концентрации напряжений в массиве от периферии к центру целика. Отработка лавы закончена в декабре 2009 г.

В первые месяцы отработки ВУЛ (май 2009 г.) по мере продвижения забоя очаги сейсмической активности располагались, как правило, в его окрестностях. После того как была пройдена приблизительно одна треть от общей длины лавы, впереди забоя начала формироваться зона повышенной сейсмической активности, приуроченная к перегибам пласта. Впоследствии очаги выстроились в виде линии, отходящей примерно от середины лавы и ориентированной в сторону конвейерного ходка под углом около 45° . Затем зона концентрации СА-явлений переориентировалась и сосредоточилась практически перпендикулярно линии забоя [2]. Отработка лавы закончена в мае 2011 г. Область концентрации СА-явлений при отработке 18-й западной лавы приурочена к Ветковской структуре (на западе) и к зоне тектонических нарушений (на востоке).

Основой интерпретации полученных данных послужили два положения:

1. В работах [3, 4] теоретически обосновано и подтверждено экспериментально, что основное количество сигналов акустической эмиссии связано с зарождением микротрещин, а интенсивность энергии акустического сигнала пропорциональна их амплитуде.

2. Углеродный массив шахты, как и Донбасса в целом, представляет собой мелкослоистую среду, состоящую из угольных пластов и вмещающих пород (аргиллитов, алевролитов, песчаников) различной мощности с различными по величине и генезису нарушениями. В общем, массив представляет систему различных по величине и физико-механическим свойствам природных неоднородностей (блоков). Очевидно, что столь сложное строение обуславливает хаотичное распределение природных микродислокаций в массиве. Деформирование такой среды под действием горных работ неизбежно сопровождается проскальзыванием по границам блоков, что приводит к излучению упругих волн, то есть СА-эмиссии. Таким образом, СА-эмиссия связана с деформационными процессами и параметра-

ми дислокаций (дефектов) в массиве. Под действием горных работ дислокации возникают, движутся, сливаются, тормозятся на границах блоков, разрывных нарушений, горных выработок и образуют на них локальные скопления. Вследствие протекания тектонофизических и механических процессов в массиве возникают иерархии неоднородностей, изменчивости строения, трещиноватости и блочности геологических материалов на различных масштабных уровнях, то есть появляются самоподобные структуры. В зависимости от интенсивности напряжений воздействия возникает избирательный механизм включения в работу соответствующих неоднородностей и дефектов. Именно этот процесс самоорганизации массива (принцип Ле-Шателье), изменяющийся во времени и пространстве, отражает полученные результаты. Они характеризуют образовавшуюся в пределах участка исследований сложную систему трещин – фрактальную, что позволяет использовать фрактальный анализ для интерпретации полученных данных [5].

Для количественной оценки состояния горного массива обрабатываемых участков полученные неоднородные распределения точек на плоскости рассмотрены как недетерминированные (стохастические) фракталы, известные также как мультифракталы [6]. Алгоритм вычисления фрактальной размерности основан на подсчете числа примитивов (клеток), необходимых для покрытия фрактала в зависимости от их размера. Мультифракталы описывают с помощью спектра обобщенных размерностей D_q :

$$D_q = \frac{1}{1-q} \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\ln \sum_{i=1}^{N(\varepsilon)} p_i^q}{\ln \varepsilon},$$

где q может принимать любые значения в интервале $-\infty < q < \infty$, $N(\varepsilon)$ – число заполненных ячеек, а p_i – вероятность попадания точки фрактала в ячейку размера ε .

Для практических целей чаще вычисляют Хаусдорфову размерность (D_0) методом разбиения на квадраты (box-counting method). В этом случае фрактал покрывается квадратами со стороной ε и подсчитывается число заполненных ячеек $N(\varepsilon)$. Затем сторона ячейки уменьшается в 2 раза, и фрактал покрывается заново. Данная операция производится до тех пор, пока размер ячейки ε не станет числом, близким к нулю. Так как при малых ε справедливо соотношение $N(\varepsilon) \approx 1/\varepsilon^{D_0}$, то фрактальную размерность D_0 можно вычислить как угловой коэффициент графика, где $\ln(N(\varepsilon))$ – функция от $\ln(\varepsilon)$ [7].

Расчеты выполнены с использованием программы “ImageJ” [8], и найдены значения фрактальной размерности для каждой из трех обрабатываемых лав. В данном случае фрактальная размерность характеризует количество ячеек, заполненных СА-сигналами (трещинами), вне зависимости от их интенсивности. Увеличение фрактальной размерности вызвано увеличением количества ячеек и отражает увеличение трещиноватости [9]. Величину фрактальной размерности определяли для каждой из лав в виде интегрального показателя, а также в динамике по мере перемещения забоя каждые два месяца. Динамика изменения представлена на рис. 2–4, а интегральные показатели в таблице.

Интегральные показатели фрактальной размерности для обрабатываемых лав

Лава	Фрактальная размерность
18-я восточная	1,2674
Восточная уклонная	1,5990
18-я западная	1,4611
Массив вблизи ВУЛ	1,1727
15-я восточная «бис»	1,5827

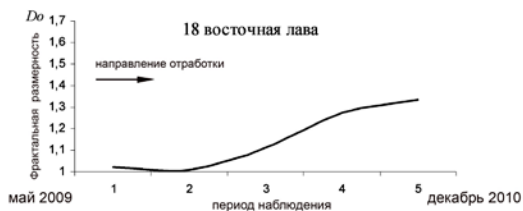


Рис. 2. Изменение фрактальной размерности во времени при отработке 18-й восточной лавы

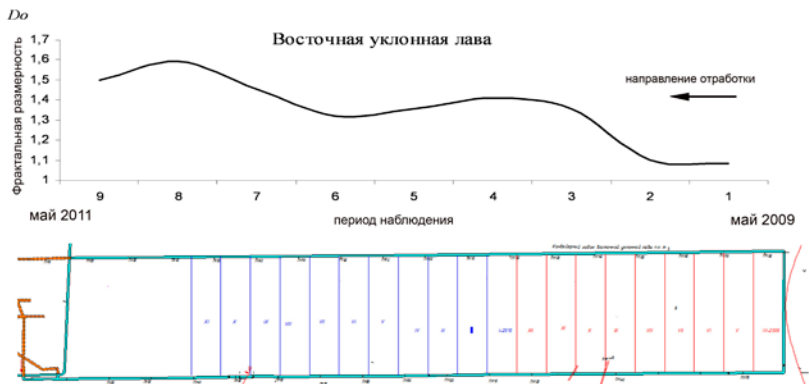


Рис. 3. Изменение фрактальной размерности во времени при отработке восточной уклонной лавы

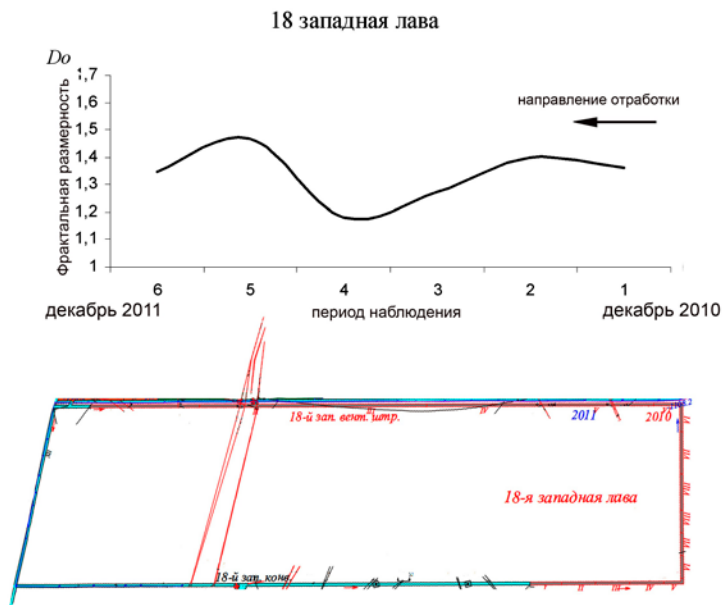


Рис. 4. Изменение фрактальной размерности во времени при отработке 18-й западной лавы

Во всех лавах (см. рис. 2–4) отмечается общая закономерность роста фрактальной размерности со временем работы; кривые имеют волнообразный характер. Присутствующие на графиках спады и подъемы объясняются встречающимися при отработке геологическими нарушениями и особенностями строения пласта. Так, 18-я восточная лава отрабатывалась вдоль простирания пород. На рис. 2 видно плавное увеличение значений фрактальной размерности D_0 с величины 1,020 до 1,3366, связанное с уменьшением неотработанного целика и приближением к системе геологических нарушений.

ВУЛ отрабатывалась вкрест простирания пород почти два года; за это время величина D_0 менялась по возрастающей синусоиде. Для начала работ характерно пониженное значение $D_0 = 1,0863$ (см. рис. 3). Дальнейшее ее плавное повышение связано с проседанием кровли и формированием в массиве напряжений, вызывающих увеличение нарушенности. Затем около 6 месяцев наблюдаются практически неизменные значения $D_0 \approx 1,38$. Некоторое понижение значений D_0 согласуется с зоной перегиба пласта, где величина фрактальной размерности снизилась до 1,32. Последующее повышение D_0 до 1,5926 объясняется уменьшением целика и приближением к области с интенсивно проводимыми взрывными работами.

Местоположение начала отработки 18-й западной лавы находится вблизи Ветковской флексуры в зоне малоамплитудных дислокаций, что сказывается на высоких значениях D_0 (1,36) в первые месяцы работы. По мере удаления от структуры значения фрактальной размерности снизились до 1,183, а затем перед зоной геологического нарушения вновь возросли и достигли максимума 1,47 при его пересечении (см. рис. 4).

Для всех лав характерно, что в конце работ происходило уменьшение D_0 , связанное с перераспределением и релаксацией напряженного состояния массива. Таким образом, анализируя динамику фрактальной размерности для всех лав, можно предположить, что наименее опасной является 18-я восточная лава, в которой разгрузка происходила равномерно. Две другие лавы более опасны ввиду большего влияния горно-геологических условий.

В работе [4] установлено, что при выемке угля в породах кровли развиваются межслоевые циклические деформации, которые отчетливо (с определенным шагом) проявляются при отсутствии изменений геологического строения массива. При появлении впереди забоя каких-либо геологических неоднородностей (нарушений) происходит задержка деформаций и перераспределение нарушений, которое приводит к накоплению потенциальной энергии, определенное количе-

ство которой и является причиной выбросов угля и газа. Полученные результаты подтверждают эти данные.

Анализ интегральной фрактальной размерности СА-явлений (см. таблицу) показал, что наименьшая величина $D_0 = 1,1727$ отмечена в ненарушенном массиве и в менее нарушенной 18-й восточной лаве ($D_0 = 1,2674$). Очевидно, это связано с тем, что в неподработанном массиве формируется небольшое количество природных трещин, в отличие от участков активного ведения горных и взрывных работ (15-я восточная «бис» лава, где $D_0 = 1,5827$).

Расчитанные интегральные показатели фрактальной размерности для отработанных лав показали, что большое количество и интенсивность СА приурочены к ВУЛ. Замеры напряженного состояния массива, полученные методом гидроразрыва, согласуются с полученными сейсмологическими данными. Так, для участка, расположенного на юго-западе ВУЛ (между зоной малоамплитудных нарушений и Григорьевским надвигом), характерно наибольшее сжатие, что косвенно подтверждается показателями работы поверхностных дегазационных скважин (ПДС). Конструкция ПДС и качество их обсадки, а также литолого-фациальные характеристики пород массива одинаковы, но дебит газа в зоне сжатия практически в два раза больше, чем на западе.

Проведенные исследования позволяют сделать вывод, что величина фрактальной размерности сейсмоакустических явлений отражает степень нарушенности горного массива и может служить характеристикой предрасположенности массива к разрушению, изменяясь в пределах от 1 до 2. Чем меньше D_0 , тем меньше сейсмоакустическая активность, характеризующая нарушенность. То есть при малых D_0 образование дефектов находится в начальной стадии разрушения, а если фрактальная размерность стремится к 2, приближается стадия окончательного разрушения массива, которая может перерасти в лавинообразный процесс. Использование этих данных может служить основой для разработки диагностических критериев опасности проведения горных работ.

Литература

1. Документация установки и обслуживания устройств системы ARAMIS M/E. – Катовице, EMAG, 2005.
2. Контроль изменения состояния массива многоканальной сейсмоакустической системой на шахте им. А. Ф. Засядько / А. Ф. Булат и др. // Геотехническая механика: межвед. сб. науч. трудов. – Днепропетровск: Ин-т геотехнической механики им. Н. С. Полякова НАН Украины, 2010. – Вып. 88. – С. 26–33.
3. Журков С. Н. Кинетическая концепция прочности твердых тел / С. Н. Журков // Вестник АН СССР. – 1968. – № 3. – С. 46–52.

4. Акустический контроль динамики напряженно-деформированного состояния горного массива / А. М. Брюханов и др. // Горная геология, геомеханика и маркшейдерия: сб. науч. докладов. Ч. II. – Донецк: УкрНИМИ Украины, 2004. – С. 459–463.
5. Булат А. Ф. Фракталы в геомеханике / А. Ф. Булат, В. И. Дырда. – Киев: Наук. думка, 2005. – 358 с.
6. Федер Е. Фракталы / Е. Федер. – М.: Мир, 1991. – 254 с.
7. Mandelbrot B. The Fractals Geometry of Nature / B. Mandelbrot // Freeman. 1982. – № 4.
8. Конюхов А. Л. Руководство к использованию программного комплекса ImageJ для обработки изображений: учеб. метод. пособие. – Томск: ТУСУР, 2012. – 105 с.
9. Додис Я. М. Оценка фрактальной размерности разрушенного взрывом массива горных пород / Я. М. Додис // Вестник КРСУ. – 2002. – № 2.

УДК 622.233.62 : 534.61

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВОЛНОВОГО ПОЛЯ УСКОРЕНИЙ ДЛЯ СИСТЕМЫ «ГРУНТОВЫЙ МАССИВ – УДАРНЫЙ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ»*

Е. В. Денисова, А. И. Конурун

В обеспечении технологических процессов в горном деле и строительстве наземных и подземных сооружений ударное бурение играет фундаментальную роль. Изучение процессов, происходящих при взаимодействии ударного породоразрушающего инструмента с массивом – скальным или грунтовым – позволит сформировать основы для создания систем контроля: местоположения инструмента, напряженно-деформированного состояния массива в процессе его разрушения, физико-механических свойств породного массива и т. п.

Современное развитие методов и измерительных средств в области теоретической и экспериментальной геомеханики позволяет широко использовать их как для решения непосредственно технологических задач рационального и безопасного освоения месторождений полезных ископаемых, так и для создания новых поколений горно-строительных машин и оборудования, навигационных систем в процессах бурения в скальных или грунтовых массивах горных пород. Очень важным представляется построение адекватных чис-

* Работа проведена в рамках реализации ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009–2013 гг.

ленных моделей процессов, происходящих в массивах при ударном сооружении скважин.

В данной статье представлены результаты исследования динамико-кинематических характеристик формирования упругих волновых полей ускорений для системы «грунтовый массив – ударный породоразрушающий инструмент». В основу таких исследований был положен метод математического моделирования сейсмоакустических процессов.

Постановка задачи и принятые допущения

Рассмотрен полубесконечный грунтовый массив, в который заглублен породоразрушающий инструмент – пневмоударная машина, смоделированная в виде пустотелого трубчатого стержня (рис. 1, а): толщина стенки $h = 10$ мм, длина $l = 550$ мм и диаметр $D = 40$ мм (эти геометрические характеристики соответствуют пневмоударнику «Тайфун-2», энергия удара 22 Дж).

В качестве элементарного механического воздействия, имитирующего удар ударника по наковальне пневмоударной машины, рассмотрен импульс треугольной формы. Воздействие амплитудой A_{\max} и длительностью τ прикладывается к переднему торцу внутреннего цилиндра пневмоударной машины (рис. 1, б). Передняя часть машины моделировалась усеченным конусом с углом раскрытия при вершине $\alpha = 33^\circ$. Время приложения импульса τ равнялось времени воздействия ударника по наковальне машины. По экспериментальным данным оно составляет 100 мкс [1]. Форма нагружающего импульса может быть представлена выражением:

$$\sigma(t) = \frac{A_{\max}}{\tau_1} t(\delta(t) - \delta(\tau_1 - t)) + \frac{A_{\max}(\tau_1 - t)}{\tau_3} (\delta(t - \tau_1) - \delta(\tau - t)),$$

где $\delta(t)$ – функция Хевисайда.

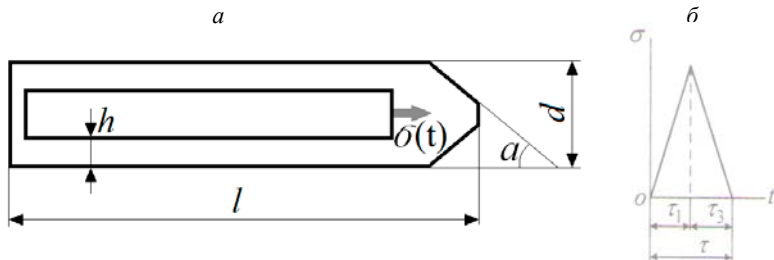


Рис. 1. Расчетная модель действия пневмоударной машины на грунтовый массив: а – геометрическая модель; б – форма нагружающего импульса

По механическим свойствам материалы, которыми представлены грунтовый массив и пневмоударная машина, считались упругими, однородными и изотропными.

Процесс формирования волнового поля в грунтовом массиве при ударном взаимодействии с ним рабочего органа машины оценивался в рамках принятой выше механической модели. Это позволило дать необходимые представления о структуре распределения акустического волнового поля, создаваемого движением машины в грунтовом массиве, что весьма важно для оценки разрешающей способности акустических устройств контроля ее местоположения. Физико-механические свойства грунтов и конструктивных материалов породоразрушающего инструмента таковы:

	Модуль Юнга E , МПа	Коэффициент Пуассона ν	Плотность γ , кг/м ³
Сталь (пневмоударная машина)	210000	0,3	7800
Суглинок (грунтовой массив)	50	0,4	2000

Решение задачи

Решение поставленной выше задачи выполнялось с использованием численного моделирования в осесимметричной постановке с применением метода конечных элементов (МКЭ) [2, 3].

Расчетная область выбиралась заведомо превышающей область ожидаемых деформаций для исключения влияния участка исследования (зоны ударного взаимодействия) на внешний контур расчетной области (принцип Сен-Венана).

Расчетная область разбивалась на четырехугольные конечные элементы, имеющие по 2 степени свободы в каждом узле – перемещения в направлении осей X , Y узловой системы координат и линейную аппроксимацию поля перемещений.

В зонах ожидаемых наибольших градиентов деформаций применялись конечные элементы малого размера, а на участках с ожидаемым плавным изменением деформаций – более крупного. Для учета эффектов распространения волн разбиение должно быть достаточным для представления волны, при этом требуется не менее 20 конечных элементов на длину волны по направлению ее распространения.

Особенность задачи заключается в контактном взаимодействии деформированных тел с наличием сухого трения. На поверхности

контакта корпуса пневмоударной машины с грунтовым массивом задавались условия частичного проскальзывания с коэффициентом трения, равным 0,3. Для повышения точности результатов исследований шаг дискретизации в области контакта уменьшался. При наличии на каждой контактной поверхности более 24 конечных элементов численное решение практически повторяет аналитическое [4].

Решалась задача о распространении упругих колебаний в системе «грунтовый массив – ударный породоразрушающий инструмент» после приложения единичного силового воздействия. В задаче рассматривался единичный удар машины, поскольку промежуток времени между импульсами (100–170 мс) значительно превышает длительность возникающего в грунте колебания (10–20 мс) и последующие импульсы практически не оказывают влияния друг на друга.

Система дифференциальных уравнений для определения вектора перемещений узловых точек:

$$[M](\ddot{u}) + [C](\dot{u}) + [K](u) = (F(t)),$$

где $[M]$ – матрица масс; $[C]$ – матрица демпфирования; $[K]$ – матрица жесткости; (\ddot{u}) – вектор ускорений узлов; (\dot{u}) – вектор скоростей узлов; (u) – вектор перемещений узлов; $(F(t))$ – вектор нагрузки.

Составленная система уравнений решалась методом прямого интегрирования Ньюмарка [5, 6]. Этот метод основан на разбиении временного интервала, в течение которого рассматривается движение, на n равных отрезков (шагов). Шаг интегрирования по времени выбран равным 50 мс, для того чтобы с достаточной точностью учитывались вклады только низших собственных частот, которые играют наиболее существенную роль в динамическом поведении массива.

Метод основан на использовании линейного закона изменения акустического ускорения на интервале шага интегрирования. Функции перемещения и скорости произвольной узловой точки, совершающей колебания, представляются в виде отрезков степенных рядов.

Схема прямого интегрирования, основанная на методе Ньюмарка, является безусловно устойчивой (сходится независимо от величины шага) и неявной (компоненты вектора-столбца перемещений являются функциями предыдущих известных и текущих неизвестных векторов перемещений, скоростей и ускорений).

Поскольку в задаче рассматривается процесс разупрочнения грунтового массива под действием рабочего органа машины, нели-

нейные эффекты могут существенно сказываться на общем поведении механической системы. При решении учитывалось, что вектор нагрузок и матрица жесткости механической системы зависят от текущих результатов решения. Для определения этих параметров использовалась итеративная процедура на основе метода Ньютона – Рафсона [5], основанная на выполнении серии линейных приближений, обеспечивающих сходимость процесса к истинному решению. Процесс итераций продолжался до тех пор, пока не достигалась сходимость решения или не исчерпывалось их предельное число.

Анализ результатов моделирования

При взаимодействии ударника с корпусом пробойника возникает волна сжатия, которая распространяется в сторону движения пневмоударной машины и излучается в грунтовый массив, и волна растяжения, распространяющаяся противоположно направлению движения. Волна растяжения отражается от задней части пробойника и возвращается в переднюю часть, где частично излучается и отражается. Таким образом, излучение акустической волны в массив происходит несколько раз (рис. 2).

На рис. 3 представлен процесс распространения волны в пневмоударной машине. Темным цветом выделен максимум волновых ускорений в момент времени t после начала ударного воздействия. Видно, что с течением времени положение максимума меняется, начиная от передней части пневмоударной машины, куда происходит импульсное воздействие от ударника, через среднюю часть к задней и обратно. Этот процесс был описан в [1, 7], где аналитический расчет сравнивается с результатами эксперимента.

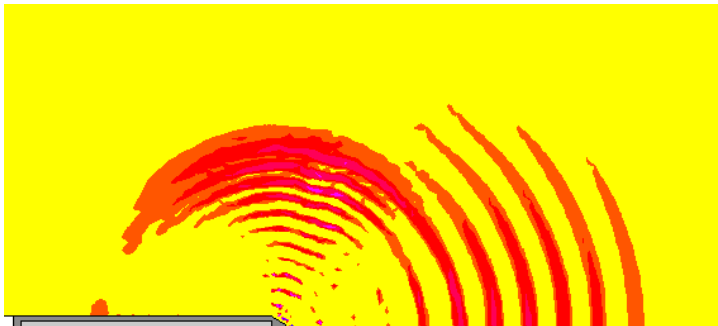


Рис. 2. Распределение полных ускорений узлов грунтового массива спустя 2 мс после начала ударного воздействия

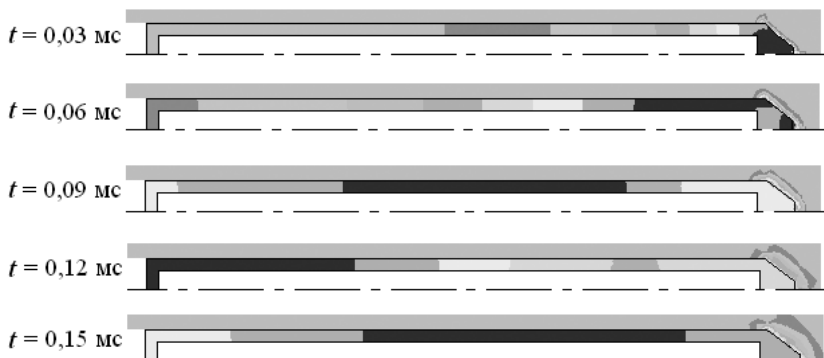


Рис. 3. Распространение акустической волны в корпусе пневмоударной машины в различные моменты времени после начала импульсного воздействия

На рис. 4 представлен профиль скорости волны, индуцированной воздействием ударника по корпусу пневмоударной машины, который был получен по результатам представленного выше численного моделирования.

Движение пневмоударной машины в грунтовом массиве всегда будет описываться подобной зависимостью с учетом коэффициента, зависящего в основном от массы машины, энергии удара, модуля упругости, коэффициента Пуассона и плотности массива, диссипативных процессов, вызванных трением.

Выводы. Предложенный подход к моделированию процесса взаимодействия рабочего органа пневмоударной машины с грунтовым массивом позволяет производить оценку процессов, происходящих при взаимодействии ударного породоразрушающего инструмента

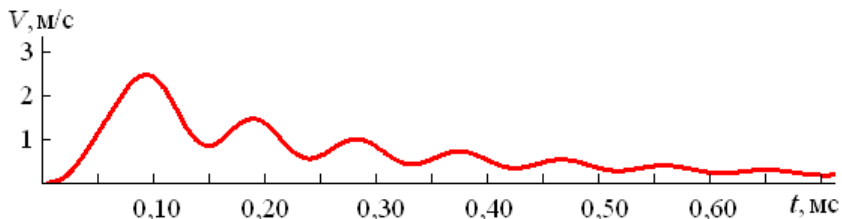


Рис. 4. Профиль скорости волны по результатам численного моделирования

с породным массивом, с учетом вариации физико-механических свойств массива, а также распределения волнового поля вокруг породоразрушающего инструмента и влияния этого поля на расположенные вблизи сооружаемой скважины объекты.

Литература

1. Изотов А. С. Математическое описание схемы ударного взаимодействия / А. С. Изотов // Динамика и прочность горных машин: сб. трудов междунар. конф. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2003.
2. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике / О. Зенкевич – М.: Мир, 1976.
3. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979.
4. Использование программного комплекса ANSYS AUTODYN при расчете средств защиты на воздействие от взрыва и баллистического удара / М. Ларин и др. // «ANSYS Advantage. Русская редакция» Инженерно-технический журнал. – М., 2009.
5. Бате К. Численные методы анализа и метод конечных элементов / К. Бате, Е. Вилсон. – М.: Стройиздат, 1982. – 448 с.
6. Гайджуров П. П. Методы, алгоритмы и программы расчета стержневых систем на устойчивость и колебания: учеб. пособие / П. П. Гайджуров; Юж.-Рос. гос. техн. ун-т. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2010. – 230 с.
7. Изотов А. С. Расчет ударного импульса при забивании труб пневмопробойниками / А. С. Изотов // Проблемы и перспективы развития горных наук: сб. трудов междунар. конф. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2004.

УДК 622.12 : 550.837

ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ РАЗВЕДКИ

А. Д. Маусымбаева, В. С. Портнов, А. К. Турсунбаева

Электрические методы разведки, или сокращенно электроразведка, – это совокупность методов изучения геологического строения земной коры и поисков месторождений полезных ископаемых, основанных на исследовании естественных или искусственно возбуждаемых электромагнитных полей. Таким образом, любой объем земной коры можно представить как часть пространства, занятую средами с различными электрическими свойствами. Аналогично геологическому разрезу, показывающему распределение в пространстве гор-

ных пород и руд в соответствии с их геологическими, литологическими, стратиграфическими, инженерно-геологическими и другими характеристиками, можно ввести понятие о геоэлектрическом разрезе [1]. Физическая основа методов электроразведки – зависимость электромагнитного поля от электрических свойств той среды, в которой это поле существует. Таким образом, электромагнитное поле является носителем информации о характере геоэлектрического, а следовательно, и геологического разрезов. В связи с этим любой электроразведочный метод и всю электроразведку в целом можно рассматривать как систему, предназначенную для сбора информации о характере геологического разреза.

Первичное электромагнитное поле создается каким-либо источником, питаемым током от генератора или батареи. В некоторых методах электроразведки используют естественные поля, источниками которых служат физико-химические процессы, происходящие в Земле, или процессы взаимодействия Земли с космическими излучениями различного типа. Первичное электромагнитное поле (поле источника в воздухе), взаимодействуя с электрически неоднородным разрезом, приобретает некоторые особенности, которые можно охарактеризовать разницей между первичным и результирующим полями, т. е. аномалией. Очевидно, что именно аномальная часть поля несет в себе информацию о геологическом разрезе.

Большинство диссипативных процессов в природе описывается уравнением Аррениуса:

$$P = \nu \exp(-E_a / kT), \quad (1)$$

где E_a – энергия активации, ν – частотный фактор.

Сравнивая это выражение с $P = \frac{2\Delta S}{k\tau} \exp\left\{-\frac{E_m - G^0/N}{kT}\right\}$, находим:

$$\Delta S = \frac{\nu kT}{2} \exp\left(-\frac{E_m + E_a - G^0 / N}{kT}\right) \quad (2)$$

Частотный фактор в большинстве практически важных случаев $\nu = 1/\tau$:

$$\frac{2\Delta S}{k} = \exp\left\{-\frac{E_m + E_a - G^0 / N}{kT}\right\}. \quad (3)$$

Наложение внешнего электрического поля на систему электрических диполей, погруженную в термостат, приводит к изменению ее энтропии:

$$\Delta S = \frac{Ne(\Delta E)^2}{2kT^2}, \quad (4)$$

где e – заряд электрона; E – напряженность внешнего электрического поля; N – число электрических диполей.

После несложных преобразований, с учетом (3), мы получим

$$\Delta E = \frac{2N}{e} \sqrt{kTG^0}. \quad (5)$$

Выше мы говорили, что изменение энтропии объекта обратно пропорционально количеству ΔI информации о нем, т. е.

$$\Delta S = \frac{k \ln 2}{\Delta I}, \quad (6)$$

где $k \ln 2$ – энергетический эквивалент информации.

С другой стороны, информацию об электрических свойствах объекта несет его проводимость σ , т. е.

$$\Delta I = \text{const} \sigma. \quad (7)$$

С учетом (2) и (7) для проводимости имеем

$$\sigma = 1 / \rho = \varphi \frac{c_n k T}{G^0}. \quad (8)$$

Здесь σ – электрическая проводимость; ρ – удельное электрическое сопротивление; $\varphi = \frac{2N_A \sqrt{k}}{e \cdot 100\%}$.

Для электрической аномалии имеем

$$\Delta E = \varphi \cdot c_n \sqrt{TG^0}. \quad (9)$$

Полученное нами уравнение (9) позволяет использовать метод естественного поля для построения геотехнологических карт полезных ископаемых. Этот метод основан на изучении электрических полей локального характера. Естественное поле изучают путем измерения его потенциала или градиента потенциала на дневной поверхности, в скважинах и горных выработках.

Возможность применения метода естественного поля для решения конкретных геологических задач определяется рядом факторов, наиболее существенными из которых являются следующие:

1) прямая или косвенная связь изучаемого геологического объекта или явления с характером естественного поля;

2) наличие и уровень естественных или искусственных полей-помех;

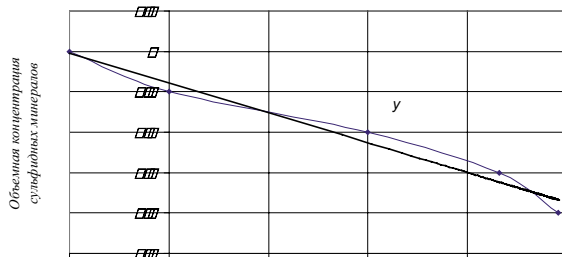
3) экономическая эффективность метода (стоимость полевых работ по сравнению с другими методами).

Наиболее широко метод естественного поля применяют для решения поисково-разведочных задач, геологического картирования и при инженерно-гидрогеологических исследованиях. Однако для Алтынтауского месторождения этот метод неприменим.

Полученное нами уравнение (8) естественно использовать при геотехнологическом картировании на основе метода сопротивлений. Однако концентрационные профили будут обратными графикам сопротивлений. Это создает некоторые неудобства, но сам метод сопротивлений наиболее прост и стоимость выполненных работ более низкая по сравнению с другими методами электроразведки. Уравнения (8) и (9) показывают связь измеряемых электрических величин с концентрацией полезного компонента и электрических параметров через энергию Гиббса. Если учесть, что $G^0 = H - TS + PV$, то получим: H – энтальпия отражает степень метаморфизма минералов; S – энтропия описывает степень беспорядка; T – температура характеризует температуру образования минерала; P – давление пропорционально твердости минерала.

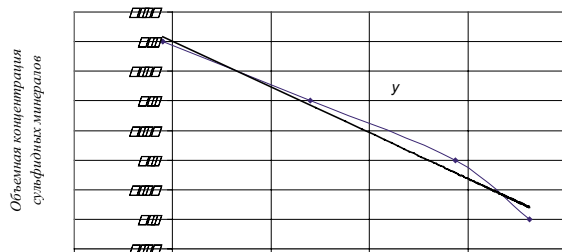
Для установления зависимости между объемным содержанием рудных минералов и удельным электрическим сопротивлением (ρ_k) проведено вертикальное электрическое зондирование (ВЭЗ) с симметричной установкой Шлюмберже до глубины 7,5 м, на которую проводилось бурение разведочных и взрывных скважин. По керну и шлему скважин определены объемные концентрации рудных минералов, а по паспортам прочности $\sigma_{сж}$ и твердость по шкале М. М. Протодеяконова. Результаты исследований свидетельствуют о корреляции ρ_k с содержанием рудных минералов (корреляционное отношение $R^2 > 0,97$) (рис. 1), а также с твердостью пород (рис. 2). Установлены закономерности изменения прочности пород в зависимости от их плотности (рис. 3) и ρ_k от энергии Гиббса составляющих ее минералов (рис. 4). Погрешности определений объемной концентрации по уравнениям составляют $\pm 9,3$, а прочностных характеристик $\pm 8,6$ %.

a



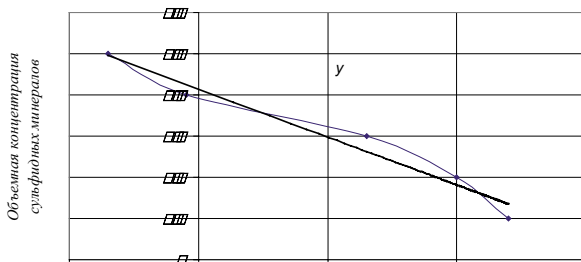
Удельное электрическое сопротивление, Ом

б



Удельное электрическое сопротивление, Ом

в



Удельное электрическое сопротивление, Ом

Рис.1. Зависимость удельного сопротивления от объемного содержания рудных минералов:
a – среднезернистые кварцевые диориты; *б* – гранит-порфиры; *в* – окисленные руды



Рис. 2. Зависимость крепости руд от удельного сопротивления

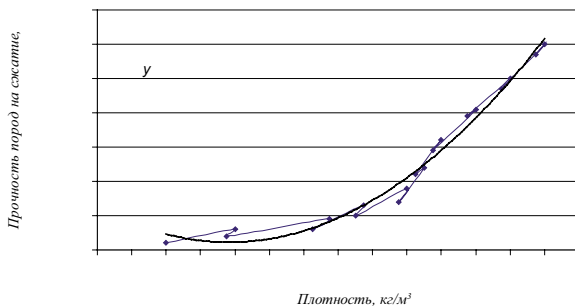


Рис. 3. Зависимость прочности пород на сжатие от ее плотности

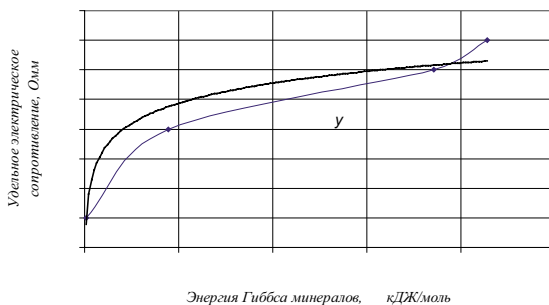


Рис. 4. Зависимость удельного сопротивления от энергии Гиббса минералов Алтынтауского месторождения

Впервые предложен энтропийный метод анализа данных электроразведки и получена связь между измеряемыми величинами (удельное сопротивление, вызванная поляризуемость) и содержанием рудных минералов, прочностными свойствами пород и руд горизонтов карьера.

Литература

1. Геофизические методы оценки качества руд благородных и цветных металлов при эксплуатации месторождений / А. Д. Маусымбаева и др. – Караганда, Издательско-полиграфический центр Казахстанско-Российского университета, 2010. – 134 с.

УДК 622.03 : 622.831.312.004.9

ПРИМЕНЕНИЕ КОМПЬЮТЕРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ОСВОЕНИИ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА ШАХТ, РУДНИКОВ И МЕГАПОЛИСОВ

И. А. Пленкин, А. С. Пугач

Перед горной наукой стоит ряд нерешенных задач. Развитие и совершенствование научных знаний позволяет преодолеть множество проблем, встречающихся в практике освоения подземного пространства: ведения работ на глубоких горизонтах угольных шахт, рудников и подземного строительства мегаполисов. Для получения обширной и достоверной информации в целях оценки геологических рисков исследователю необходимо знать и представлять процессы в массиве на разных этапах производства. Кроме того, рассматривая массив как природный объект, требуется оценивать и тектонику, то есть учитывать влияние дизъюнктивов и тектонические составляющие горного давления, применять теорию поромеханики.

Ученые, занимающиеся вопросами горной науки как в России, так и во всем мире, сходятся во мнении, что наиболее эффективным путем решения актуальных задач является численное моделирование, основа которого – метод конечных элементов [1]. Около 85% решений приходится именно на данный метод, а численное моделирование за границей успешно используется более 40 лет. Численное моделирование подразумевает выбор программного обеспечения и обоснование этого выбора. Почему же для производства требуются

компьютерные решения? В основном из-за оптимизации времени. Теория геомеханических процессов рассматривает решение многочисленных систем уравнений со значительным количеством неизвестных параметров, которые выражают через дополнительные уравнения. Естественно, для избежания путаницы в вычислениях следует проводить проверку. К тому же все уравнения применимы исключительно для механики сплошной среды, а на практике массив включает поровое пространство и систему трещин с флюидами. С созданием компьютерного продукта исследователи вносят известные системы уравнений в программу. Перед нами стояла задача выбора из множества Soft'ов надежного и позволяющего получать однозначные результаты. В качестве такого продукта избран Plaxis®, имеющий аккредитацию на решение задач при освоении подземного пространства. Разработку и исследования Plaxis® материально поддерживал консорциум, включающий представителей более чем из европейских стран. Работа над программой началась в 1987 году, а полученные результаты сравнивали с опытом инженерной практики. В основе анализа лежит метод конечных элементов с 15-узловой триангуляцией. Решения произведены с применением основных теорий прочности.

Наибольшую распространенность Plaxis® получил при решении задач строительства, в частности освоения подземного пространства мегаполисов. С высокими темпами развития городских инфраструктур появляется необходимость прокладки коллекторов, проходки тоннелей метро, подземных парковок, гаражей, котлованов с возведением стены в грунте; существуют идеи строительства подземных городов. Чтобы предотвратить нежелательные последствия, защитить объекты, находящиеся на поверхности, стоит оперативно рассчитывать показатели напряженно-деформированного состояния (НДС), принимая во внимание свойства грунтов. В инструкции «Tutorial manuals», поставляемой вместе с программным обеспечением, описано решение подобного рода задач, поэтому подробно останавливаться на этом вопросе не будем.

Проведя анализ математического моделирования и сопоставив применяемые в Plaxis'e® тензоры и уравнения с требованиями, предъявляемыми к изучению горного массива на глубоких горизонтах, мы пришли к выводу о возможности применения Soft'a для шахт и рудников.

На отечественных предприятиях, в том числе и на шахтах объединения ОАО «Воркутауголь», оценку НДС производят качественно, руководствуясь существующими нормативными документами. Однако необходимо переходить на количественную оценку и поз-

тапно формировать зоны распределения напряжений с нанесением этих зон на планы горных работ. В практике применительно к локальным участкам появится возможность рекомендаций для эффективной отработки угольных пластов с учетом правил безопасности работ на шахтах [2].

Кроме выбора программного обеспечения, следует задать и определенный алгоритм, согласно которому производят вычисления. Верный алгоритм определяет достоверность полученных результатов. Анализ осуществляем, принимая во внимание следующие показатели:

- физические свойства горных пород и полезного ископаемого;
- геологическое строение вмещающего массива, для угольных пластов представленное расположением дизъюнктивов в плане на глубине свыше 1000 м с учетом блочного строения массива, для рудников – взаиморасположением рудных залежей;
- тектоническое воздействие литологических плит;
- технологию отработки угольных пластов, рудных залежей.

Задача решена для конкретных условий поля шахты «Комсомольская». Принципы, которые заложены в обоснование оптимального направления движения очистной выработки, а также основы разрабатываемого алгоритма были приведены ранее [3]. В итоге сделан вывод о безопасном направлении движения выработок в сторону максимальных горизонтальных напряжений, которые также были найдены компьютерным путем. На шахте осуществляют заблаговременную раскройку шахтного поля под углом к этим направлениям. Однако оценка совместных влияний отработки пластов и тектоники отсутствует.

На рис. 1 представлен план шахтного поля с нанесением дизъюнктивных нарушений Ж-Л, Л, Е₂, Д-Е; слева изображено движение лавы согласно принятой технологии, то есть под углом $\alpha = 115^\circ$ к направлению напряжений по простиранию; справа – согласно предлагаемой и компьютернообоснованной – под углом 0° . В модели заложены длина лавы 275 м и очистного столба 1800 м. Действующий и предлагаемый варианты условно отображены на одном плане таким образом, что взаимовлияние обрабатываемых лав не сказывается.

На массив действуют литосферные плиты: с севера – Евразийская, с юго-востока – Китайская, с юга – Иранская, с юго-запада – Эллинская. Их влияние представлено в виде распределенных нагрузок. Для создания модели реальные направления векторно разложены по осям, сориентированным по простиранию и падению пласта, а их абсолютные величины просуммированы. Для наглядности представлены эпюры распределения напряжений, действующих по падению пласта, на

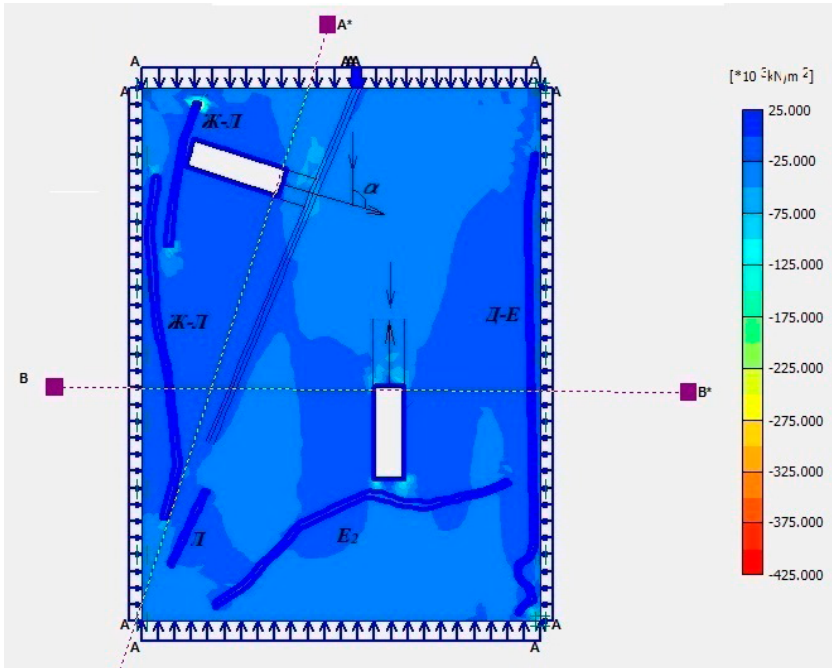


Рис. 1. Схема распределения напряжений в направлении по падению пласта

забое выработки при существующем порядке отработки и при предлагаемом, соответственно, по разрезам А-А* и В-В* (рис. 2, 3).

Эпюры были отложены при помощи проведения разрезов в интересующих нас направлениях. Они представляют оценочное распределение значений, которые отображены в масштабе, по длине разреза в районах сопряжения подготовительной и очистной выработок. Судить о количественных параметрах возможно при помощи легенды, на которой представлена расшифровка показателей напряжений. Анализ производят подобно тому, как читают географические карты. По легенде определяют значение, соответствующее линейной единице длины (например, МПа/мм). Затем линейно измеряют значение, отображенное эпюрой, и умножают на определенное ранее значение. Легенда представляет собой шкалу с равными интервалами и с линейным распределением, в данном случае исследуемых напряжений.

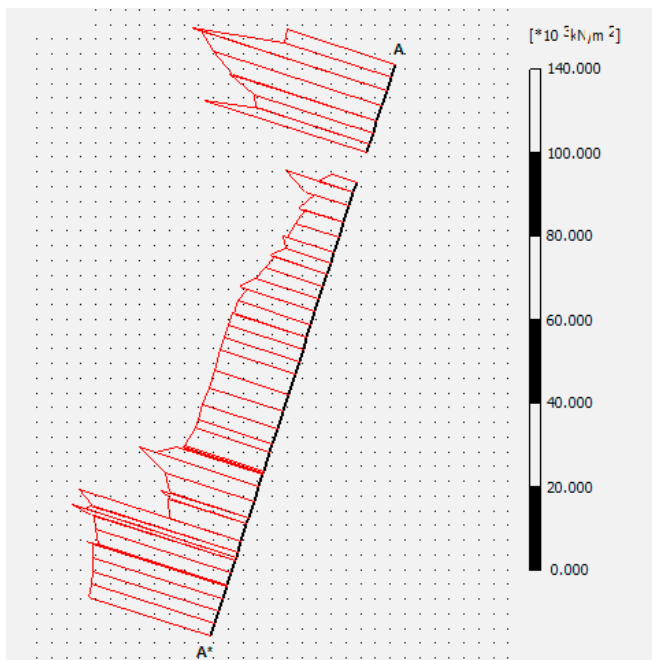


Рис. 2. Эпюра распределения напряжений по падению пласта вдоль линии А-А*

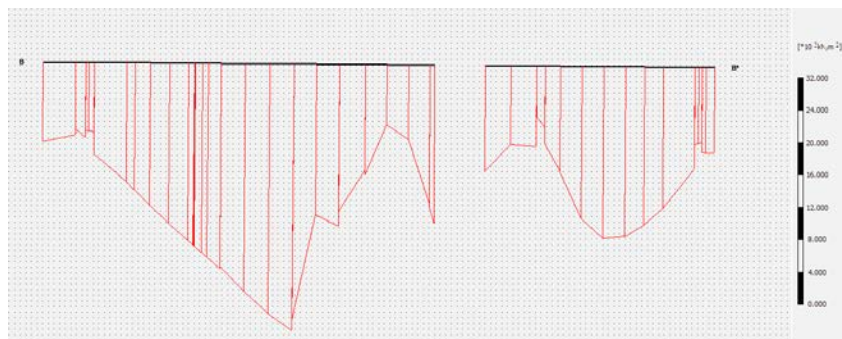


Рис. 3. Эпюра распределения напряжений по падению пласта вдоль линии В-В*

Максимальное напряжение по падению пласта вдоль разреза А-А* – 50 МПа. Минус указывает на то, что действующие напряжения являются сжимающими.

Максимальное напряжение по падению пласта вдоль линии В-В* – 30 МПа. Очевидно, что на протяжении всего шахтного поля меньшие значения на сопряжениях будут приходиться на тот забой, движение которого направлено в сторону действия максимальных горизонтальных тектонических составляющих горного давления по восстанию пласта под углом 0°. Этим принципом и следует руководствоваться при обосновании параметров безопасной отработки угольных пластов на глубоких горизонтах. Не исключено применение метода и при отработке пластов на шахте им. Кирова с заложением характерных физических свойств пород и угля*.

В следующей задаче рассматриваем вопросы, также связанные с проектированием подземных горных работ. И если в первой задаче на основе начального НДС массива, тектонических сил и нарушений выявляли оптимальное направление движения выработок, то теперь определим оптимальный (высокопроизводительный и безопасный) порядок отработки рудной залежи.

Объектом исследования является карьер Оленегорского ГОКа, особенность которого заключается в том, что в контурах подземной отработки рудное тело представлено тремя обособленными крутопадающими элементами. Мощность их уменьшается в юго-восточном направлении и увеличивается с глубиной, достигая максимума в замковой части синклинали. Изначально отработку залежи вели карьерным способом. Однако уменьшение по мере отработки запасов, пригодных для добычи открытым способом, привело к постепенному переходу на подземные работы. Исходя из данных проектирования горных работ, создана электронная модель залежи сложной формы. Для определения оптимального порядка отработки рудной залежи было установлено начальное НДС всех рудных тел, в результате чего выявлено активное взаимодействие НДС открытых и подземных горных работ, что сделано впервые с применением качественной и количественной оценок. На рис. 4 показаны вертикальные смещения в массиве.

Произведя решения различных вариантов порядка отработки, рекомендуется применять изображенный на рис. 5, на котором последовательность задана числами.

Такой порядок отработки является оптимальным, поскольку работы ведут при минимальном горном давлении. Доказательством

* В работе принимала участие студентка МГГУ К. С. Ващенко.

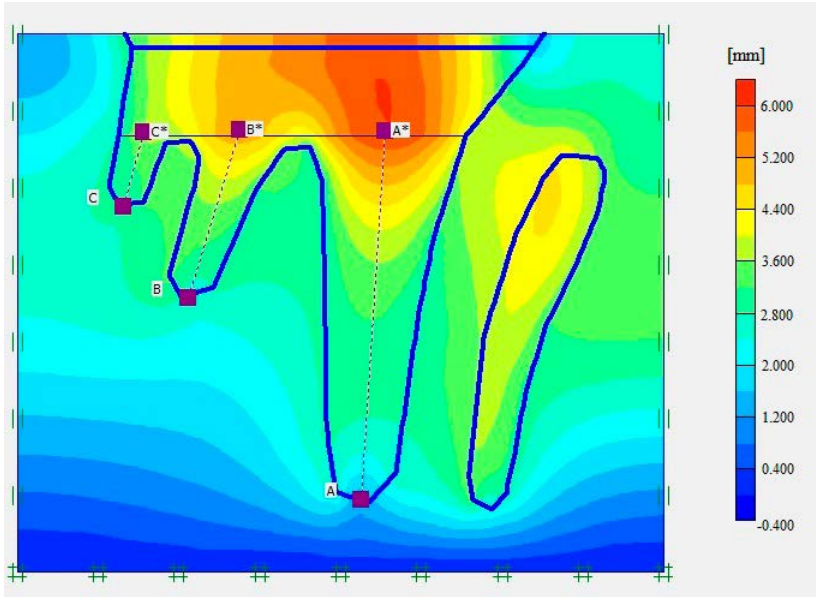


Рис. 4. Вертикальные смещения в массиве

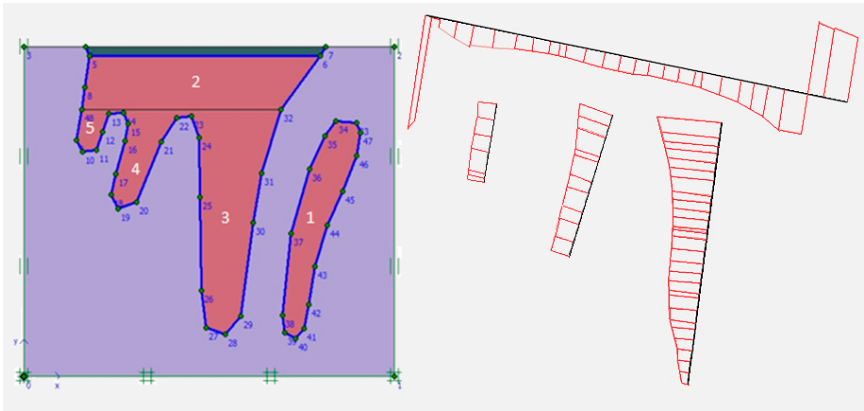


Рис. 5. Рекомендуемый порядок отработки

этого служат сечения, демонстрирующие зоны разгрузки отдельных частей залежи (на рис. 5 отображены справа).

Итак, соответствие программного продукта геотехническим требованиям позволяет решать задачи с отображением напряжений в исследуемой области, соответствующие практике ведения работ. Компьютерное решение задач на базе метода конечных элементов не противоречит ранее проводимым исследованиям состояния массива и выводам, полученным другими способами. В рамках удобного интерфейса возможно воспроизведение всех этапов разработки объекта. Таким образом, компьютерное моделирование делает возможным выявление зон с концентрацией повышенных напряжений для своевременного проведения мероприятий, а также сравнение различных вариантов раскройки шахтного поля, порядка отработки рудных залежей и рекомендации наиболее производительных и безопасных.

В любом случае компьютерные программы служат средством анализа, а составление алгоритмов и решение задач остается непосредственно за горным инженером. Но, несомненно, переход на количественную оценку НДС массива позволит достичь значительных результатов в горном деле.

Литература

1. Юфин С. А. Численное моделирование в подземном строительстве. Современные требования и возможности / С. А. Юфин, Т. Циммерманн // Метро и тоннели. – 2005. – № 2. – С. 36–38.
2. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Вып. 11. / сост. А. И. Субботин и др. – М.: ФГУП «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2004. – 296 с.
3. Пугач А. С. Компьютерное моделирование технологических процессов с целью обоснования высокоэффективной и безопасной отработки угольных пластов на глубоких горизонтах шахт ОАО «Воркутауголь» ЗАО «Северсталь-ресурс» / А. С. Пугач // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 5. – С. 402–405.
4. Кузьмин Е. В. Самообрушение руды при подземной добыче / Е. В. Кузьмин, А. Р. Узбекова. – М.: МГУ, 2006. – 515 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ДЕФОРМАЦИИ ПРИ РАЗРУШЕНИИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

С. В. Коновал

Напряженное состояние массива определяется распределением и величинами действующих на него сил, формой и размерами массива, внутренним строением и свойствами горных пород, из которых он состоит. Основным фактором, обуславливающим формирование полей естественных напряжений, является гравитационная сила. К второстепенным факторам, изменяющим напряженное состояние горных пород, относятся: строение массива и физико-механические свойства слагающих его пород; рельеф земной поверхности; геофизические и геохимические процессы и связанные с ними закономерности распределения температур и масс; космические. Из временно или локально действующих факторов наиболее существенными являются тектонические силы, подземные воды и газы, а также деятельность человека.

Массив породы в условиях естественного залегания находится в напряженном состоянии, обусловленном его собственным весом. На поверхности однородного массива, ограниченного горизонтальной плоскостью, отсутствуют касательные напряжения, вследствие чего плоскость является главной. Из условий симметрии и ортогональности главных плоскостей следует, что все горизонтальные и вертикальные плоскости также не имеют касательных напряжений, а вертикальное напряжение возрастает с глубиной.

Сжатие массива пород в вертикальном направлении под действием собственного веса вызывает проявление в породах реактивных горизонтальных напряжений. Их величина определяется деформационными свойствами пород.

Связь между вертикальной и горизонтальной составляющими гравитационных напряжений осуществляется с помощью коэффициента бокового давления, который выражается через коэффициент поперечной деформации породы (коэффициент Пуассона).

Для большинства пород и, следовательно, в условиях невозможности бокового расширения существующая горизонтальная составляющая гравитационных напряжений является частью вертикальной.

Если массив пород расположен выше эрозионного вреза или разбит многочисленными вертикальными трещинами, что позволяет породам деформироваться в горизонтальном направлении, то горизонтальная составляющая гравитационных напряжений приближается к нулевым значениям. Для массивов пород с коэффициентом бокового расширения 0,5, а также для массивов, залегающих на больших глубинах, где под влиянием высоких температур и давления они приобретают пластические свойства, горизонтальные составляющие напряжений могут стать равными вертикальным, а распределение напряжений будет соответствовать гидростатическим условиям [1]. В случае, когда массив сложен разнородными слоями пород, коэффициенты поперечной деформации которых существенно различаются, при общем возрастании вертикальных напряжений с глубиной горизонтальные напряжения также будут расти. Но при переходе от одного слоя к другому, отличающемуся значением, они будут претерпевать локальные изменения: относительно возрастать в пластичных породах и уменьшаться в породах с низкими значениями коэффициента поперечной деформации. Таким образом, распределение напряжений в массиве пород, находящемся в поле действия гравитационных сил, определяется как глубиной его залегания, так и различиями в свойствах пород, их плотности и деформируемости.

Большую роль в перераспределении вертикальных напряжений в массиве играют различия в деформационных свойствах слагающих его пород. В целом напряжения возрастают в жестких породах и падают в слоях, имеющих низкие значения модуля деформации, а перепад напряжений на границе слоев тем больше, чем резче отличаются эти слои по деформационным свойствам. На фоне общего нарастания напряжений пропорционально глубине в зависимости от физико-механических свойств пород выделяются горизонты с относительно повышенными и пониженными напряжениями.

На перераспределение напряжений в неоднородном массиве горных пород влияют имеющиеся в нем полости различного размера и формы или включения, отличающиеся от окружающего их массива деформационными свойствами. В многочисленных работах анализируется изменение напряженного состояния материала вблизи отверстий. Аналогично происходит перераспределение напряжений в массиве пород под влиянием включений. Если включение состоит из пород, обладающих меньшим модулем упругости, чем вмещающие породы, то концентрация напряжений также происходит вдоль контура включения, но во вмещающих породах, а внутри включения наблюдается относительное понижение напряжений.

Относительное уменьшение величин напряжений в массиве наблюдается при переходе от нетрещиноватых пород к нарушенным, так как повышение трещиноватости ведет к снижению модуля деформации породы.

Для горных пород характерны сланцеватость, ослабления по трещинам и по контактными поверхностям между слоями. Проходка горной выработки вызывает возмущение напряженно-деформированного состояния в окружающем массиве пород. Деформационные и прочностные свойства пород определяются прежде всего свойствами систем трещин. Рекомендуется учитывать упругие, вязкие, пластические, объемные деформации разрыхления. Крупные разрывные нарушения могут рассматриваться как неоднородности с заданными свойствами. В трещиноватом массиве пород конкретные трещины и ослабления не рассматриваются; считается, что рассматриваемый элемент массива остается сплошным, хотя по плоскостям системы трещин прочность на сдвиг и разрыв понижена по сравнению со сплошным материалом и меняется вместе с развитием деформаций сдвига или отрыва. Вокруг выработок в породах появляются упругие и вязкие обратимые, а также необратимые разрушающие и вязкие деформации, прежде всего по трещинам и ослаблениям.

Широко распространенный термин «пластические деформации» в реальных горных породах чаще всего обозначает разрушающее действие, возникающее в результате развития существующих и образования новых сдвиговых и разрывных трещин. Сдвиговые и разрывные трещины образуют ориентированные системы нарушений, по которым накапливаются нелинейные деформации пластичности и разрушения.

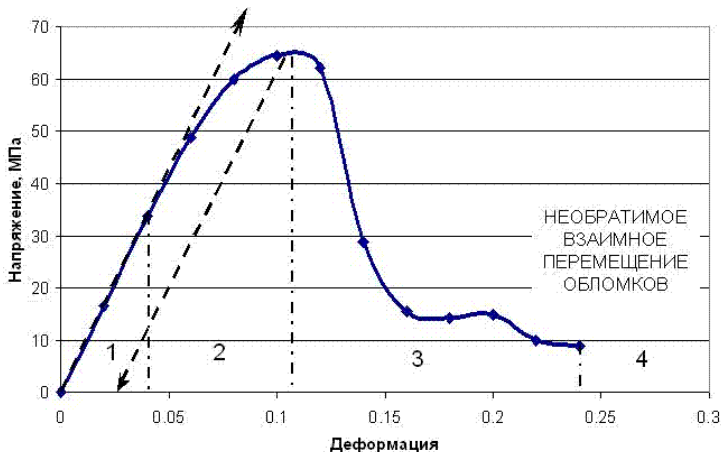
При разрушении по ориентированным направлениям первоначально изотропные горные породы приобретают свойства прочностной и деформационной анизотропии. По поверхностям ослаблений сцепление и прочность на разрыв меньше, чем по направлениям, не имеющим нарушений. Кроме того, снижается сдвиговая жесткость, что влияет на упругие деформации.

Единство физической природы при напряженно-деформированном нагружении твердого тела и его последующее разрушение может быть связано с теорией дробления. За основу распределения равнозначного напряжения поля может быть принята задача Буссинеска – Фламана, т. е. распределение тангенциальных напряжений относительно плоскостей трещин под воздействием сосредоточенной силы обратно пропорционально диаметру кольцевой фигуры.

При последовательном нагружении в твердом теле образуются остаточные деформации. На этой стадии в теле наблюдается фор-

мирование следов предельных напряженных полей, отражающих в пространстве этого тела рисунок будущих структур. Потеря устойчивости при дальнейшем нагружении тела происходит по границам этих структур. Известно [2], что режим разрушения представлен тремя видами деформаций – упругой, упруго-пластичной и пластичной. Пластичная деформация всегда ассоциируется с плоскостью. Каждому виду деформации свойственен свой энергетический потенциал: при незначительном нагружении наступает состояние пластичности, упругая удельная энергия формоизменения достигает определенной величины, характерной для размера данного тела. При упруго-пластичном нагружении происходит оконтуривание структур, по образующим которых концентрируются предельные напряжения; дальнейшее увеличение напряженного состояния приводит к возникновению упругих деформаций и, как следствие, к разрушению. В твердом теле в стадии предразрушения формируются следы предельных напряжений полей, отраженных в пространственном рисунке будущих структур. Это характеризует гармонию в деформационном процессе.

Нелинейность деформирования горного массива следует рассматривать на нескольких уровнях. На первом уровне рассматривается упругое, т. е. линейное поведение массива. На графике зависимости напряжений от деформации (рисунок) этот уровень или этап выделен интервалом 1. Типичным примером упругого деформирования



Кривая деформирования участка массива горных пород

массива является его сжатие в зоне опорного давления, а также разгрузка под выработанным пространством в процессе надработки.

На втором этапе деформационная характеристика породы начинает отличаться от линейной, хотя с ростом деформации напряжения продолжают также увеличиваться. На этом и следующих этапах процесс деформирования становится необратимым. При этом наблюдается остаточная пластическая деформация материала породы.

На третьем этапе деформирования породы происходит резкое уменьшение напряжений при продолжающейся ее деформации. Этот этап называется запредельным, так как происходит исчерпание предела прочности породы.

Последним характерным этапом условного деформирования массива после его разрушения можно считать необратимое взаимное перемещение обломков. Важно отметить, что при решении практических задач горного дела четвертый этап перемещения обломков пород часто рассматривается как продолжение процесса необратимого деформирования массива в целом.

Исследование процесса разрушения массива горных пород позволит в горном производстве формировать размеры отбиваемого блока или конструировать буровой инструмент в рамках этих критериев. Известно, что при идентичных условиях разрушения (крепости, трещиноватости) результаты дробления горной массы бывают необъяснимо различными. Таким образом, в процессе «свободного разрушения», например, при короткозамедленной отбойке горной массы, должен соблюдаться принцип иерархичности в волновом процессе разрушения, который заложен природой в механике напряженно-деформированного тела.

Литература

1. Оловянный А. Г. Математическое моделирование процессов деформирования и разрушения в трещиноватых массивах горных пород / А. Г. Оловянный // Современные проблемы геомеханики и горного производства и инновационные технологии в горном деле. – СПб., 2010. – С. 95–98. – (Записки горного института. – Т. 185).
2. Шемякин Е. И. О свободном разрушении твердых тел / Е. И. Шемякин // Докл. АН СССР. – 1988. – Т. 300. – С. 1090–1094.
3. Глатоленков А. И. Физико-техническое обоснование разупрочнения массива горных пород взрывом / А. И. Глатоленков // Вестник НАН РК. – 1996. – № 1. – С. 30–39.
4. Родионов В. Н. Основы геомеханики / В. Н. Родионов, И. А. Сизов, В. М. Цветков – М., 1986. – 301 с.
5. Спивак А. И. Механика горных пород / А. И. Спивак. – М., 1967. – С.192.

**МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК С УЧЕТОМ
ГЕОЛОГИЧЕСКИХ И ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК МАССИВА НА ПРИМЕРЕ
ТРУБКИ «УДАЧНАЯ»**

М. С. Танков, Е. А. Иванчин, А. А. Федюков

Наибольшее распространение при оценке устойчивости горных выработок в России и за рубежом получили механические теории, в рамках которых прочность пород определяется уровнем их напряженно-деформированного состояния. Теории прочности представляют собой гипотезы о критериях, определяющих условия перехода породы в предельное состояние.

В качестве оценки прочности пород вокруг выработок в условиях кимберлитовой трубки «Удачная» авторы использовали теорию прочности Хоука – Брауна, имеющую для трещиноватого скального массива следующий вид [1]:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \times \left(m_b \times \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s \right)^a \quad (1)$$

где σ_1 и σ_3 – соответственно, максимальные и минимальные главные напряжения в предельном состоянии;

m_b – постоянная m для скального массива;

s и a – параметры скального массива, зависящие от индекса GSI.

Данная теория позволяет более эффективно учитывать возможные механизмы разрушения в подземных выработках, что весьма важно для оценки устойчивости обнажений и выбора крепи.

В качестве параметра, характеризующего влияние трещиноватости теории Хоука – Брауна, используется геологический индекс прочности горных пород GSI (ранее эту цель выполнял рейтинговый показатель RMR) [2]. Он связывает постоянные m_i для ненарушенного скального грунта и массива, а также позволяет рассчитать параметры s и a по следующим формулам:

$$m_b = m_i \times e^{\frac{GSI-100}{28-14 \times D}}, \quad (2)$$

$$s = e^{\frac{GSI-100}{9-3 \times D}}, \quad (3)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{\frac{-GSI}{15}} - e^{\frac{-20}{3}} \right), \quad (4)$$

где D – коэффициент учета ухудшения свойств скального массива, вызванного нарушениями в результате проходки подземного сооружения.

Благодаря критерию прочности пород Хоука – Брауна стало возможным обоснованное определение зон разрушения вокруг подземных выработок при использовании численного моделирования с учетом геологических и геомеханических характеристик массива.

С целью прогнозной оценки устойчивости подготовительных и нарезных выработок, проводимых в массиве руд Западного рудного тела (ЗРТ) и Восточного рудного тела (ВРТ), а также во вмещающих породах известняково-доломитовой толщи (ИДТ) в условиях трубки «Удачная», Лабораторией геотехнологии и горных технологических процессов ОАО «Уралмеханобр» был разработан и просчитан ряд математических моделей. В качестве основных моделей, подлежащих последующей оценке, выступили поперечные геологические разрезы подготовительных и нарезных выработок горизонта –365 м: траншейные штреки, погрузочные заезды и доставочные штреки, пройденные по ЗРТ и ВРТ; кольцевые и доставочные орты, пройденные по ИДТ (рис. 1).

Для задания геологических характеристик кимберлитов ВРТ и ЗРТ, а также пород ИДТ трубки «Удачная» в математические модели были внесены рассчитанные значения показателей s , a , m_b – эмпирические составляющие теории прочности массива Хоука – Брауна.

Значение вертикальной составляющей (σ_z) тензора напряжений, действующих на горизонте –365 м после выемки карьера до проектной отметки –320 м, принято равным: для ЗРТ 8,4 МПа; для ВРТ 6,5 и для ИДТ 6,6. Значения горизонтальной широтной и меридиональ-

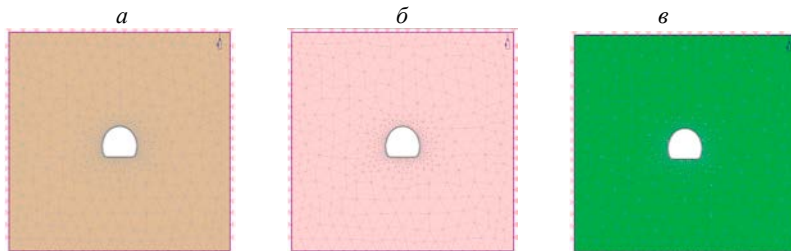


Рис. 1. Общий вид моделей поперечных геологических разрезов подготовительных и нарезных выработок горизонта –365 м:
а – ВРТ; б – ЗРТ; в – ИДТ

ной составляющих (σ_y , σ_x) тензора напряжений при моделировании приняты: для ЗРТ 3,4 МПа; для ВРТ 2,6 и для ИДТ 2,6. Все перечисленные значения тензора напряжений являются расчетными величинами, полученными в ходе моделирования технологии отработки системами принудительного обрушения в условиях трубки «Удачная». Математическое моделирование выполнено методом конечных элементов.

Основными прогнозными показателями для оценки устойчивости массива в подготовительных и нарезных выработках при пластическом анализе служат фактор прочности пород (Strength Factor) и общие смещения (Total Displacement). Фактор прочности представляет собой отношение возможной прочности горной породы к вызванному напряжению в рассматриваемой точке.

На рис. 2 и 3 представлены рассчитанные величины фактора прочности с указанием границ его областей и общих смещений пород вокруг пройденных выработок при GSI = 60 (среднеустойчивые породы). Величина фактора крепости при моделировании получилась равной 1 и 2. При пластическом анализе фактор прочности не может быть меньше 1. Это означает, что в области со значением фактора крепости, равном 1, происходят деформационные нарушения (растягивающие и касательные). На рис. 2 красными крестиками обозначены касательные нарушения, а роликками – растягивающие нарушения. При моделировании было рассчитано количество деформированных конечных элементов пород: для кимберлитов ЗРТ 478, для кимберлитов ВРТ 332, для ИДТ 200.

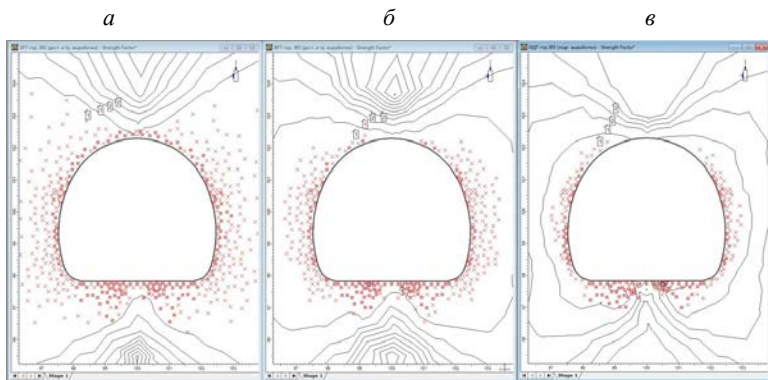


Рис. 2. Фактор прочности пород ВРТ, ЗРТ и ИДТ подготовительных и нарезных выработок на горизонте –365 м в среднеустойчивых массивах (GSI = 60): а – для ЗРТ; б – для ВРТ; в – для ИДТ

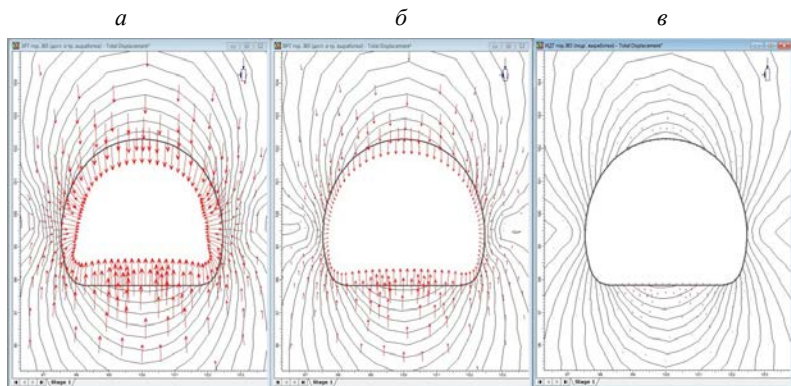


Рис. 3. Общие смещения пород ВРТ, ЗРТ и ИДТ подготовительных и нарезных выработок на горизонте –365 м в среднеустойчивых массивах (GSI = 60):
а – для ЗРТ; *б* – для ВРТ; *в* – для ИДТ

На рис. 3 красными стрелками обозначены направления действия векторов деформаций. Величина общих смещений при моделировании получилась: для ЗРТ 6 мм; для ВРТ 4 мм; для ИДТ 1 мм.

Для оценки устойчивости массива ВРТ в подготовительных и нарезных выработках с креплением и без него в модель была внесена комбинированная крепь (анкера + металлическая сетка + набрызг-бетон). На рис. 4 и 5 представлены рассчитанные величины фактора прочности с указанием границ его областей и общих смещений по-

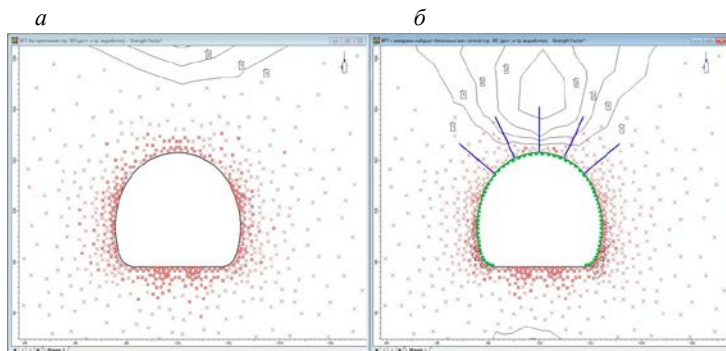


Рис. 4. Фактор прочности пород ВРТ подготовительных и нарезных выработок на горизонте –365 м без крепления и с применением крепи в весьма неустойчивых массивах:
а – без крепи; *б* – комбинированная крепь (анкера + металлическая сетка + набрызг-бетон)

род вокруг пройденных выработок при $GSI = 5$ (весьма неустойчивые породы).

После крепления выработок в весьма неустойчивых породах анкерами в сочетании с металлической сеткой и набрызг-бетоном размер региона, окруженного контуром фактора прочности, равным 1, значительно уменьшился по сравнению с состоянием пород без установки крепи. Количество деформированных конечных элементов для весьма неустойчивых пород без крепления для кимберлитов ВРТ равно 907. Количество деформированных конечных элементов для весьма неустойчивых пород с креплением выработок комбинированной крепью для кимберлитов ВРТ равно 798. Из получившихся расчетов видно, что при креплении выработок в весьма неустойчивых породах комбинированной крепью (анкера + металлическая сетка + набрызг-бетон) количество деформированных конечных элементов становится меньше на 109 по сравнению с вариантом без установки крепи.

Величина общих смещений в весьма неустойчивых массивах выработок горизонта -365 м без крепления при моделировании получилась для ВРТ 17 мм. Значение общих смещений в весьма неустойчивых массивах с креплением выработок горизонта -365 м анкерами в сочетании с металлической сеткой и набрызг-бетоном при моделировании получилась для ВРТ 15 мм, т. е. на 2 мм меньше.

Таким образом, математическое моделирование позволяет проводить количественную и качественную оценку устойчивости выработки при заданных геологических и геомеханических условиях

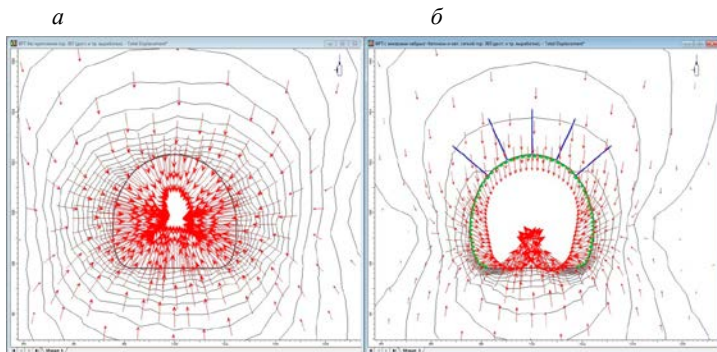


Рис. 5. Общие смещения пород ВРТ подготовительных и нарезных выработок на горизонте -365 м без крепления и с применением крепи в весьма неустойчивых массивах:

а – без крепи; *б* – комбинированная крепь (анкера+металлическая сетка+набрызг-бетон)

вмещающего массива, а также определять оптимальные параметры крепления данной выработки с учетом применения различных видов крепи, шага установки анкеров, толщины набрызг-бетона и т. д.

Литература

1. RockLab. Rock mass strength analysis using the Hoek - Brown failure criterion. User's Guide. – S. l.: Rockscience Inc., 2002. [Электронный ресурс] – Режим доступа: Web: <http://www.rockscience.com/products/RocLab.asp>.

2. Hoek E. The Hoek - Brown failure criterion - a 1988 update / E. Hoek, E. T. Brown // 15-th Canadian Rock Mechanics Symposium. – S. l.: Ed. J. H. Curran, 1988. – P. 31–38. [Электронный ресурс] — Режим доступа: Web: http://www.rockscience.com/library/pdf7RL_2.pdf.

ПРАКТИКА РЕШЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ В РАЗЛИЧНЫХ ОБЛАСТЯХ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

УДК 622.283

ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ КРЕПИ СТВОЛА ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СОПРЯЖЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ДОНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ*

В. Е. Боликов, И. Л. Озорнин, Т. Ф. Харисов

Разделка сопряжений является одной из сложнейших операций при строительстве вертикальных стволов в тектонически напряженном горном массиве, поскольку в процессе проходки сопряжения происходит обнажение большой площади массива горных пород, которое влечет за собой неминуемые деформационные процессы в массиве. Сотрудниками ИГД УрО РАН проводится мониторинг напряженно-деформированного состояния крепи во время проходки ствола «Вентиляционный» на Донском горно-обогатительном комбинате в Республике Казахстан. Напряжения измеряли в тубинговой и железобетонной крепи во время проходки ствола (особое внимание уделялось крепи ствола вблизи сопряжений) методом щелевой разгрузки, известным как деформационный метод на малых базах, заключающийся в измерении деформаций между реперами, установленными в крепи, до и после формирования пропила между ними.

Различают следующие технологические схемы проходки сопряжений: сплошным забоем, послонной выемкой породы сверху вниз, послонной выемкой породы снизу вверх, независимыми забоями с помощью бортовых выработок, а также комбинированная – буровзрывным и комбайновым способом [1]. В стволе «Вентиляционный» сопряжения проходятся послонно с выемкой породы сверху вниз. Таким способом проходились сопряжения гор. –320, –400, –480, –560 м. До отметки –560 м разделка сопряжений не вызывала проблем, так как массив до данной отметки представлен трещиноватыми габбро-амфиболитовыми породами, трещины заполнены кальцитовой спайкой. Проблемы возникли в процессе проходки

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

двухстороннего сопряжения на гор. -560 м: образовались трещины в тубинговой крепи вблизи сопряжения (над сопряжением и под ним) и произошел срез соединительных болтов. Большое количество трещин появлялось на ребрах тубингов около болтовых соединений. Сильно были нарушены тубинговые кольца № 22 (оторвана полка тубинга) и № 30 (лопнул тубинг со стороны грузовой ветви) (рис. 1). Нарушение тубинговой крепи происходило по мере сплошной отработки породы в сопряжении.

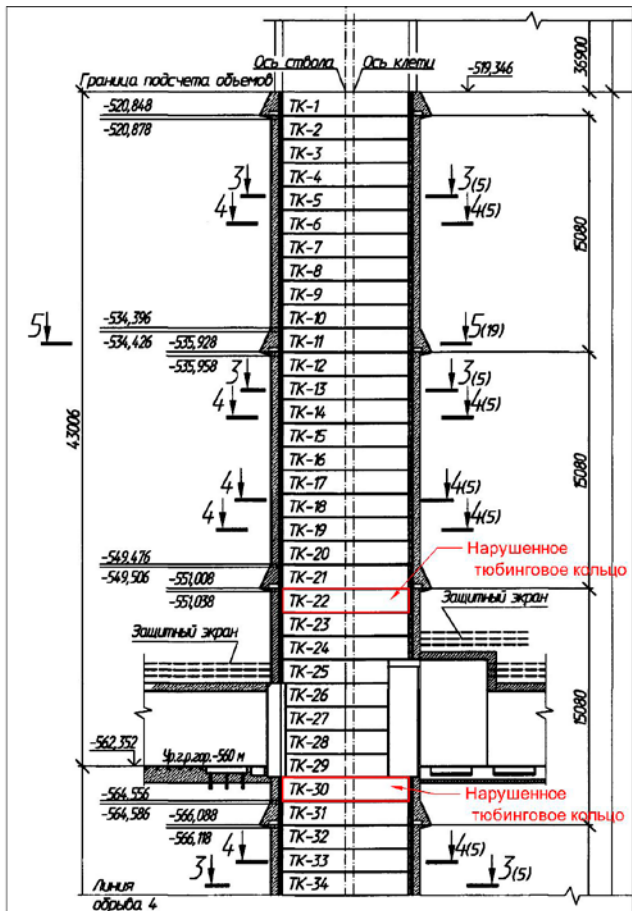


Рис. 1. Места нарушений тубинговых колец в районе сопряжения гор. -560 м

Мониторинг напряженно-деформированного состояния крепи ствола, над сопряжением и под ним, проводился во время его разделки. Данные натурных измерений представлены в виде диаграммы на рис. 2.

ИГД УрО РАН совместно со специалистами Донского ГОКа была рекомендована усовершенствованная технологическая схема проходки одностороннего сопряжения гор. –600 м ствола «Вентиляционный» слоями сверху вниз с применением временного железобетонного крепления, представляющего собой комбинацию металлической сетки, прижатой анкерами к породной стенке, и слоя бетона класса В25 толщиной 200–250 мм, с последующей установкой постоянной тубинговой крепи ствола совместно с послыйным возведением постоянного железобетонного крепления выработки сопряжения [2].

Новая технология направлена на то, чтобы постоянная тубинговая крепь ствола и железобетонная крепь выработки сопряжения возводились уже после того, как основная доля смещений породных стенок и прилегающего массива была реализована. В результате нагрузка на постоянную крепь окажется существенно меньшей, чем при традиционной схеме строительства сопряжений.

Сущность предлагаемой технологии состоит в том, что вид и параметры постоянной крепи, а также технологическая схема проходки ствола и сопряжения остаются без изменения: так, как они заложены в проекте и применялись до настоящего времени на шахте. Все работы по проходке и креплению ствола ведутся в соответствии с применяемой совмещенной технологией, с постоянной крепью из чугунных тубингов. До начала разделки сопряжения над его будущей кровлей сооружается защитный экран из трех слоев скважин с перфорированными трубами, куда закачивается под давлением бетонный раствор. Раскрытие сечения сопряжения осуществляется поэтапно четырьмя нисходящими слоями высотой 2–2,2 м сверху вниз с использованием в качестве временной крепи стальных арок из спецпрофиля, прижатых анкерами к породным стенкам, а в качестве постоянной крепи – монолитного железобетона.

В данную технологическую схему предлагается внести следующие дополнения. Начиная с двух последних (т. е. находящихся непосредственно над кровлей сопряжения) тубинговых колец и ниже в процессе углубки ствола породный массив по его периметру армируется железобетонными или полимерными анкерами сплошного закрепления с арматурными стальными стержнями периодического профиля диаметром 16 мм, длиной 1,8–2 м, устанавливаемых по сетке 1 × 1 м. Ствол углубляется до уровня подошвы сопряжения (или,

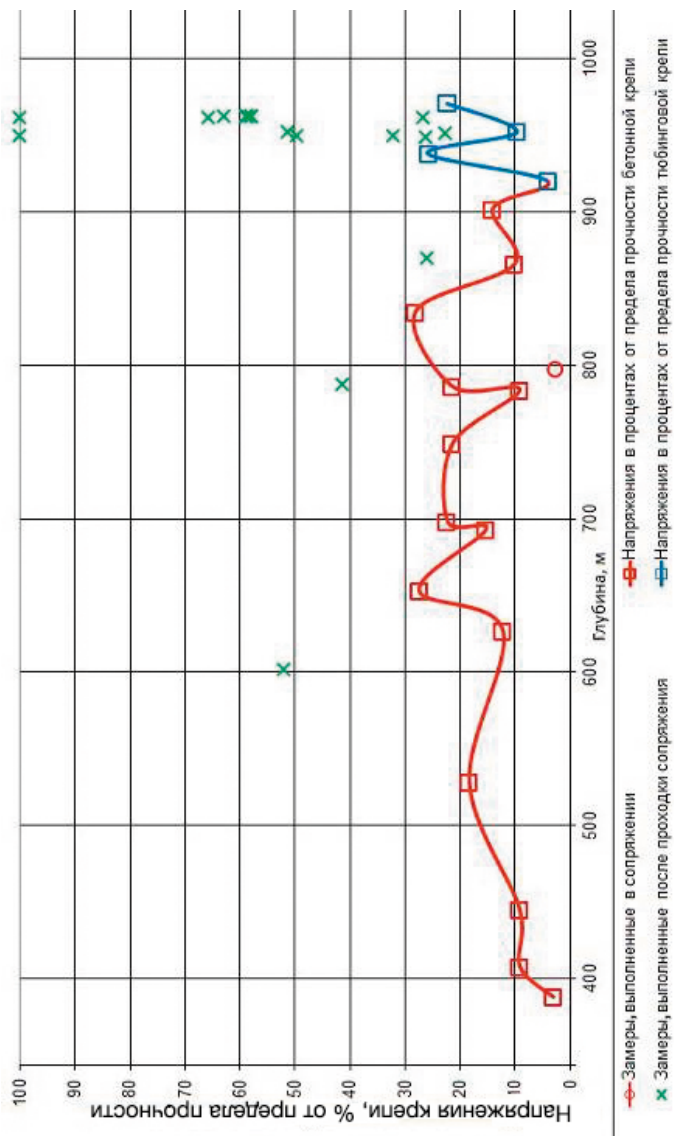


Рис. 2. Изменение с глубиной максимальных горизонтальных напряжений крепи, замеренных на внутреннем контуре бетонной и тубинговой крепи ствола «Вентиляционный»

для удобства магазинирования отбитой породы, на 1,5–2 м ниже) и крепится временной крепью из стальной решетчатой затяжки (сварной сетки) из гладкой холоднотянутой проволочной арматуры класса Вр-I диаметром 5–6 мм с ячейками 100 × 100 мм, которая прижимается вышеупомянутыми анкерами к породной стенке ствола. В качестве подхватов можно использовать плоские стальные шайбы размерами около 0,15 x 0,15 м и толщиной порядка 5–8 мм или специальные анкерные шайбы со сферическими гайками. После анкерования и навески сетки на породные стенки ствола наносится слой бетона класса В25 толщиной 200–250 мм (рис. 3).

Учитывая существующие возможности и имеющееся в настоящее время на шахте оборудование, бетонирование выполняется с помощью секционной или сборной опалубки. В перспективе возможно

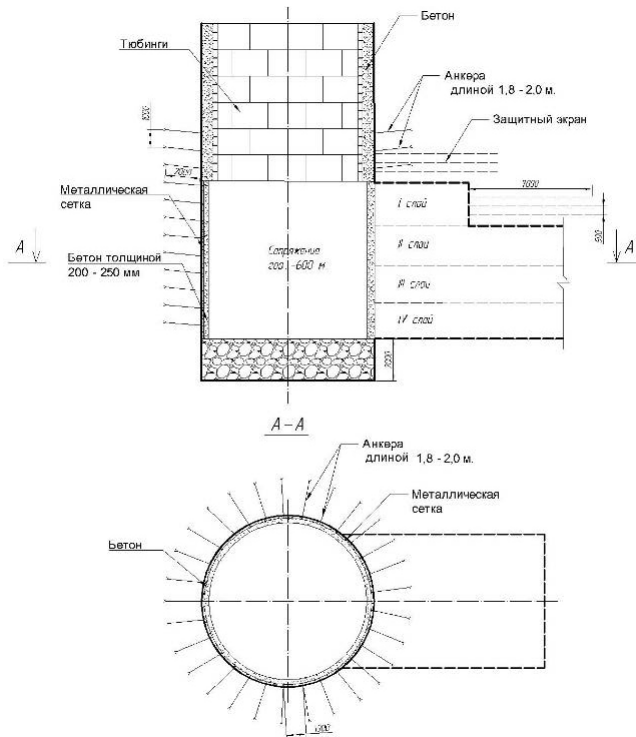


Рис. 3. Схема временного крепления ствола «Вентиляционный» при строительстве сопряжения гор. –600 м

внедрение более передовой и обеспечивающей большую прочность технологии безопалубочного послойного нанесения бетона путем «мокрого» набрызгбетонирования с внесением в бетонную смесь соответствующих химических добавок.

По мере послойной нисходящей разделки выработки сопряжения совместно с возведением ее постоянного железобетонного крепления в стволе устанавливается постоянная тубинговая крепь: сверху вниз навешиваются тубинговые кольца и бетонируется 350–400 мм закрепного пространства между временной железобетонной крепью и тубингами по применяемой в настоящее время технологии.

Проведенные исследования по оценке напряженно-деформированного состояния чугунной крепи ствола после проходки сопряжения гор. –600 м по рекомендованной технологической схеме показали низкий уровень действующих напряжений. Полученные максимальные напряжения в тубинговом кольце № 54 ниже расщелки гор. –600 м с уходкой забоя от сопряжения на 9 м не превысили 7% от предела прочности чугуна СЧ21 (предел прочности 470 МПа, модуль упругости 60 000 МПа) и составляют –36 МПа. В ходе визуального обследования расщелки каких-либо видимых нарушений и деформаций в железобетонной крепи сопряжения не обнаружено.

В связи с этим можно сделать вывод, что предложенная технологическая схема проходки сопряжения гор. –600 м с послойной отработкой и с применением временной железобетонной крепи оказалась эффективной. Временная крепь восприняла большую часть деформаций по мере проходки ствола и расщелки сопряжения, и постоянная основная (тубинговая) крепь находится в пределах нормативной нагрузки. Использование предложенной технологической схемы проходки и крепления сопряжения ствола с гор. –600 м позволило избежать аварийных ситуаций, связанных с разрушением отдельных тубингов, примыкающих к границам сопряжения гор. –560 м, и пройти сопряжение без каких-либо нарушений элементов конструкции и обеспечить минимальные напряжения в крепи ствола.

Литература

1. Шахтное и подземное строительство. Ч 2. Технология строительства вертикальных стволов / П. С. Мартыненко и др. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001. – 260 с.
2. Проведение геомеханических исследований по определению закономерностей развития напряженно-деформированного состояния приконтурного массива и тубинговой крепи ствола «Вентиляционный» (5 КС) в процессе проходки ствола в интервале 900-1200 метров, а также ствола «Клетевой» в районе сопряжения с гор. –560 м при проходке околоствольных выработок: отчет о НИР / ИГД УрО РАН; рук. А. Д. Сашурин, В. Е. Боликов. – Екатеринбург, 2012. – 97 с.

О ВЛИЯНИИ СОВРЕМЕННОЙ ГЕОДИНАМИКИ НА УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ В РЫХЛЫХ ПОКРОВНЫХ ОТЛОЖЕНИЯХ**А. Е. Балек*

Принято считать, что на небольших глубинах в рыхлых покровных отложениях современная геодинамика оказывает существенно меньшее влияние на устойчивость подземных сооружений, чем в массивах скальных горных пород. Это объясняют разгрузкой горизонтальных тектонических напряжений (в том числе и формирующихся от подвижек подстилающей толщи скальных пород по структурным нарушениям) вследствие низкомодульности покровных отложений и их близости к свободной земной поверхности. Между тем опыт ИГД УрО РАН свидетельствует, что в таких условиях «традиционные» геомеханические расчеты, выполненные лишь с учетом статических напряжений от собственного веса вмещающих пород и максимальных амплитуд тектонических подвижек, не гарантируют от нарушений крепи подземных сооружений.

Так, в тектонически весьма активном (по данным природных исследований ИГД УрО РАН [1]) регионе на юго-востоке Башкирии при вскрытии медно-колчеданного месторождения сложности с нарушениями крепи, связанные с геодинамикой горного массива, возникли уже на начальном этапе строительства рудника: при проходке приустьевой части шахтных стволов в рыхлых покровных отложениях.

Месторождение вскрывается двумя вертикальными стволами – «Южным Вентиляционным» и «Клетевым» – диаметром в свету 7 и 8 м, соответственно. Вмещающий горный массив приустьевой части стволов представлен глинисто-гравийно-галечными отложениями с чередованием гравийно-галечно-валунных и прослоями линз кварц-железистых и кремнистых пород мощностью до 30–40 см по стволу «Южный Вентиляционный» до глубины 106 м, а по стволу «Клетевой» до глубины 132 м. В целом строение осадочного массива однородное и изотропное. Крепость пород по шкале Протодяконова повсеместно не превышает 0,5–1,0. Подстилающая скальная породная толща представлена устойчивыми базальтовыми порфиридами. Неблагоприятной особенностью горно-геологических условий

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

проходки явились высокие притоки подземных вод, достигающие на стволе «Клетевой» 150 м³/ч, а на стволе «Южный Вентиляционный» 81–94 м³/ч.

Проходка стволов осуществляется по совмещенной технологической схеме с креплением монолитным бетоном марки М 350 (класс В25), а приустьевых участков, вплоть до коренных пород – железобетоном той же марки с двурядной стальной арматурой периодического профиля диаметром 12 и 25 мм. Проектная толщина монолитной железобетонной крепи на обоих стволах составляла 600 мм, но фактически, из-за вывалов, была еще больше. Согласно «традиционным» геомеханическим расчетам, это давало более чем 10-кратный запас прочности на максимально возможные амплитуды геодинамических подвижек подстилающего скального массива и более чем 100-кратный на давление (боковой распор) от собственного веса налегающих пород.

Однако, несмотря на беспрецедентно большую толщину железобетонной крепи, в процессе проходки ствола «Южный Вентиляционный» на интервале глубин 40–52 м возникли две вертикальные разрывные трещины, проходящие вдоль диаметрально противоположных стенок крепи по азимутам 155° и 335° на протяжении 12 м с максимальным раскрытием 2 мм (рис. 1). Последующими инструментальными наблюдениями зафиксированы квазипериодические изменения раскрытия трещин с амплитудой до 1 мм, что указывало на их геодинамическую природу. При этом склерометрическим обследованием поверхности крепи прибором «Beton CONDTRON»,



Рис. 1. Вертикальная трещина в железобетонной крепи ствола «Южный Вентиляционный» в интервале глубин 40–52 м

согласно ГОСТ 22690–88 «Бетоны. Определение прочности механическими методами неразрушающего контроля», было подтверждено соответствие прочности бетона на данном участке ствола проектно-му классу В25 и требованиям СНиП 3.02.03-84 и СНиП 11-94-80.

Анализ натуральных данных о состоянии забоя и породных стенок ствола «Южный Вентиляционный», фиксируемых в журнале про-

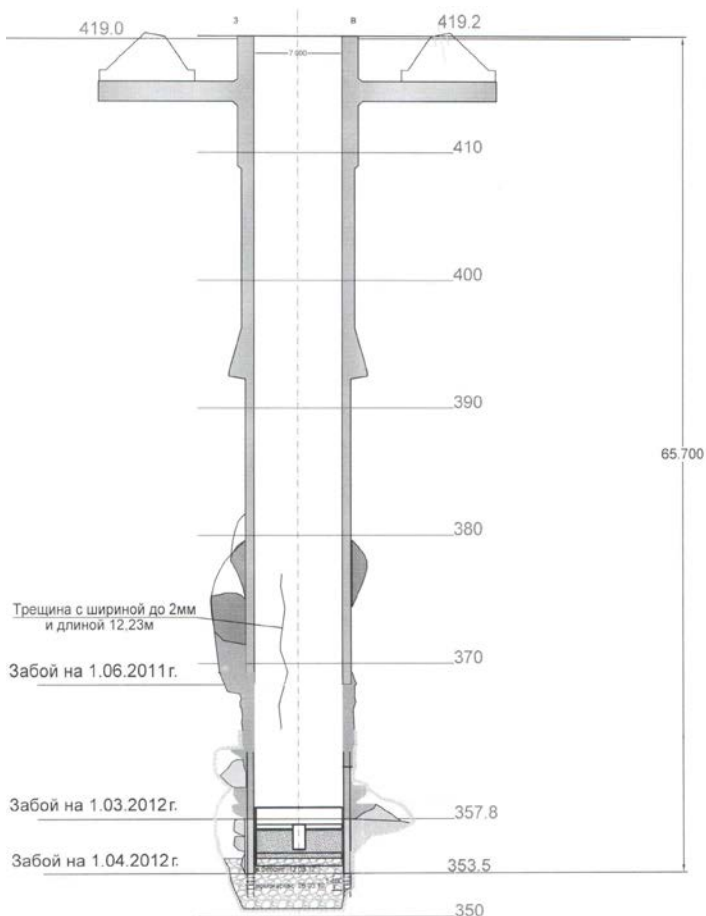


Рис. 2. Вертикальное сечение ствола «Южный Вентиляционный» с местами произошедших вывалов закрепного пространства и трещинообразований в железобетонной крепи

ходки, показал, что начиная с глубины 40 м практически непрерывно происходили разрушения, вывалы и вымывания призабойного массива (рис. 2). Ширина вывалов достигала 4–6 м, а глубина 3–3,6 м (считая от проектного периметра ствола вчерне). При этом вывалы развивались в основном в восточно-северо-восточном и западного-западном направлениях, т. е. ортогонально положению разрывных трещин в стенках ствола (рис. 3, а).

Аналогичные массовые вывалы зафиксированы и по соседнему стволу «Клетевой» (рис. 3, б). Там их преобладающие направления оказались выражены менее отчетливо, чем на стволе «Южный Вен-

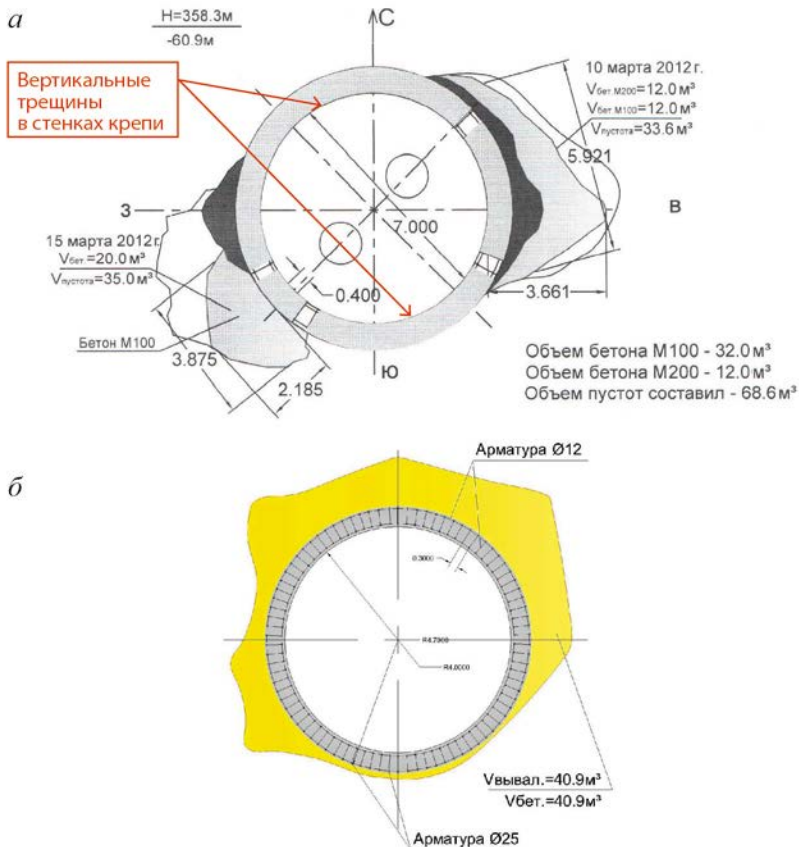


Рис. 3. Контуры вывалов призабойного массива на глубинах более 40 м в поперечных сечениях стволов: а – «Южный Вентиляционный»; б – «Клетевой»

тиляционный», однако при суммировании в «розу вывалов» (рис. 4) прослеживалась сходная направленность. Это указывало на общий для обоих стволов генезис вывалообразований.

Вместе с тем, несмотря на выраженную неравномерность вывалов, обследования окружающего горного массива методами спектрального сейсмопрофилирования и георадарного зондирования не выявили существенной анизотропии геофизических свойств песчано-глинистой толщи вмещающих пород как на участке массовых вывалов и трещинообразования, так и вблизи забоя ствола (рис. 5).

В итоге, на основании полученных натуральных данных, был сделан вывод, что первопричиной разрывов крепи ствола явилась анизотропия напряженно-деформированного состояния подстилающей толщи скальных пород, обусловленная современной геодинамической активностью района. Азимут оси максимальных сжимающих напряжений скального массива при этом соответствовал азимутам разрывов крепи, т. е. был около 155 или 335°.

По мере проходки ствола в условиях совместности деформаций окружающего горного массива анизотропия напряженного состояния подстилающей скальной толщи передавалась на литологически однородную и изотропную песчано-глинистую толщу покровных

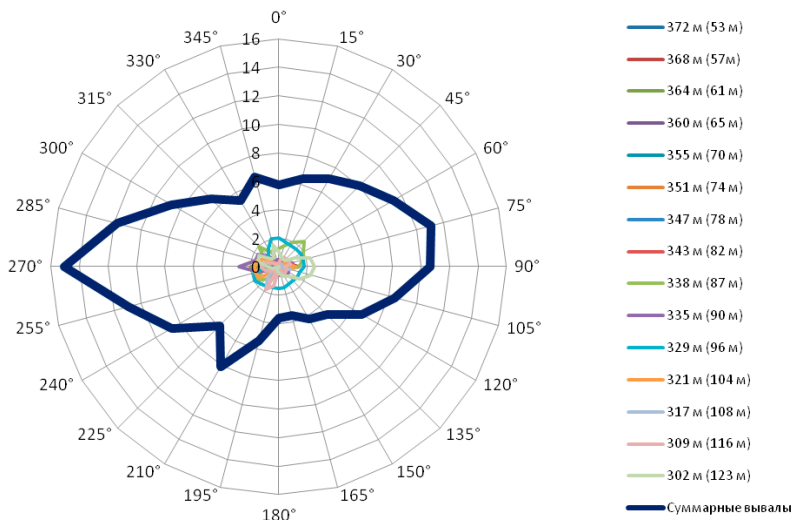
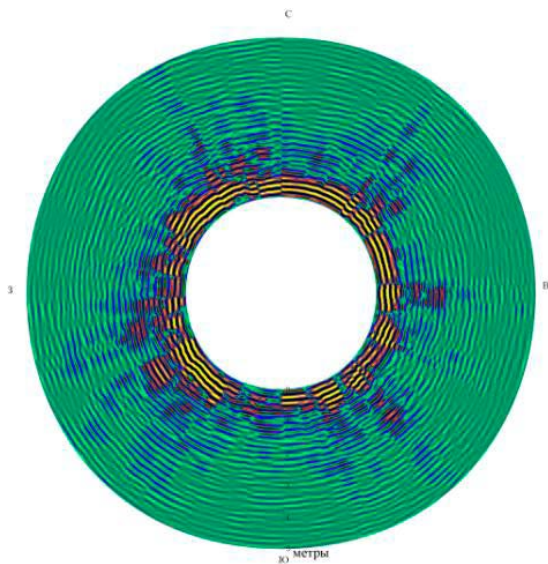


Рис. 4. Суммарная «роза вывалов»призабойного массива ствола «Клетевой»

a



б

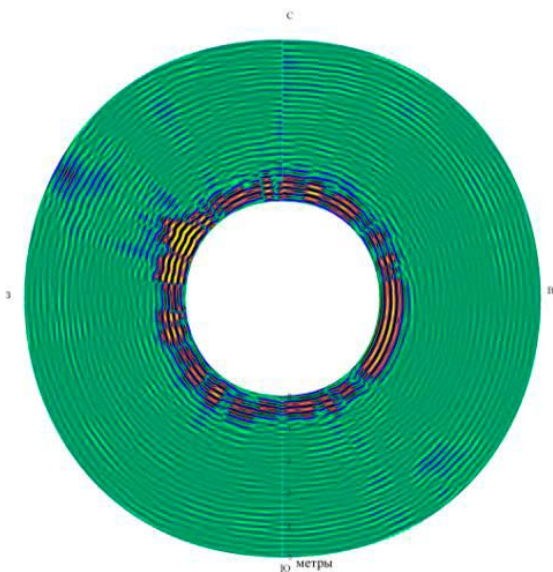


Рис. 5. Георадарные разрезы приконтурного (на глубину 5 м от контура крепи) породного массива в поперечных сечениях ствола «Южный Вентиляционный»: *a* – на участке вертикальных трещин крепи на глубине 52 м; *б* – у забоя ствола на глубине 66 м

отложений. Это и обусловило вывалы и вымывания ортогональных, относительно направления максимального сжатия, призабойных стенок ствола. Непосредственной же причиной разрывов бетона явились горизонтальные растягивающие напряжения, сформировавшиеся вследствие неравномерности нагружения бетонных колец крепи вблизи забоя. В результате, вследствие упругих деформаций и конвергенции породных стенок ствола, которые неизбежно происходили, несмотря на оперативное бетонирование породных вывалов, призабойные кольца крепи вместо требуемого всестороннего сжатия оказывались в условиях одноосного, и, как закономерное следствие, на их внутренней поверхности возникали горизонтальные разрывные нагрузки.

Кроме формы и расположения трещин и их согласованности с ориентировкой породных вывалов, данный вывод подтверждает место и время возникновения трещин. Неслучайно очаг трещинообразования оказался приурочен к последнему бетонному кольцу, возведенному вплотную к остановленному в 2011 г. забоя (см. рис. 2). Проходка была возобновлена лишь спустя 8 месяцев, в течение которых бетон на данном участке в значительной степени набрал хрупкость и утратил пластические свойства, которые в противном случае позволили бы ему разгружаться и благополучно «уходить» от разрушающих напряжений, возникающих от горизонтальных смещений породных стенок ствола по мере ухода забоя.

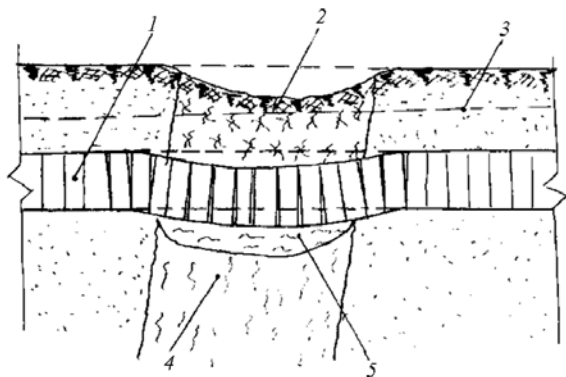


Рис. 6. Схема разрушения подземного канализационного коллектора в г. Сургут: 1 – железобетонные секции канализационного коллектора; 2 – воронка карстообразования обрушения песчано-глинистого грунта; 3 – уровень грунтовых вод; 4 – зона проявления активного тектонического разлома в песчано-глинистой покровной толще; 5 – зона суффозионного выноса песчано-глинистого грунта внутрь коллектора

Сходный механизм был выявлен у аварийного разрушения канализационного коллектора в городе Сургут в 2000 г. Аварийные участки коллектора оказались приурочены к геодинамически активным разломным структурам, прорезающим двухкилометровую толщу рыхлых осадочных пород [2]. Сами по себе геодинамические подвижки, замеренные амплитуды которых по деформациям растяжения не превышали 1×10^{-3} , а по наклонам 2×10^{-3} , не представляли опасности для устойчивости двухслойной крепи коллектора: сборных железобетонных колец с внутренней обделкой из монолитного железобетона марки М 300, армированного ненапряженной сеточной арматурой класса А-1 диаметром 8 мм. Однако непрерывность их действия в местах пересечения коллектора с активными тектоническими зонами спровоцировала в железобетоне трещинообразование, которое в условиях гидростатического напора грунтовых вод привело к вымыванию песка из-под колонны внутрь коллектора с последующим провисанием и обрывом всей конструкции на пролете 7,5 м (рис. 6) под собственным весом и нагрузкой от 5-метровой толщи покрывающего грунта.

Из вышеизложенного комплекса натуральных данных вытекают следующие практические выводы:

1. Покровные отложения рыхлых осадочных пород повсеместно находятся в условиях совместной деформации с подстилающим массивом скальных пород. Вследствие этого они воспринимают все те современные геодинамические процессы, которые действуют в подстилающем скальном массиве, включая коротко- и длиннопериодные тектонические подвижки и связанные с ними анизотропию и изменчивость горизонтальных напряжений.

2. При расчетах устойчивых параметров подземных сооружений в рыхлых покровных отложениях фактор современной геодинамики следует принимать во внимание, учитывая при этом не только и не столько абсолютную величину напряжений и деформаций, сколько их влияние на механизм нагружения крепи при изменениях напряженно-деформированного состояния и свойстве вмещающего породного массива в процессе проходки и эксплуатации выработки.

Литература

1. Зубков А. В. Напряженное состояние верхней части земной коры Урала и тектоническое развитие региона / А. В. Зубков, Я. И. Липин, А. Н. Гуляев // ФТПРПИ. – 1996. – № 4. – С. 61–20.
2. Панжин А. А. Исследование короткопериодных деформаций разломных зон верхней части земной коры с применением систем спутниковой геодезии / А. А. Панжин // Маркшейдерия и недропользование. – 2003. – № 2(8). – С. 43–54.

**УПРАВЛЕНИЕ СДВИЖЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ОХРАНЯЕМЫМИ ОБЪЕКТАМИ
ПРИ РАЗРАБОТКЕ БАКАЛЬСКИХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ***

В. П. Драсков

Ново-Бакальское и Шиханские месторождения сидеритовых руд Бакальского железорудного поля разрабатываются комбинированным способом. Участки открыто-подземной разработки на территории рудного поля представлены Ново-Бакальским карьером и шахтой Сидеритовая. Карьером отрабатываются верхние горизонты рудных залежей. Глубина карьера составляет 160 м. Шахтой вскрыты нижние горизонты рудных залежей, которые залегают в массиве одного из бортов карьера.

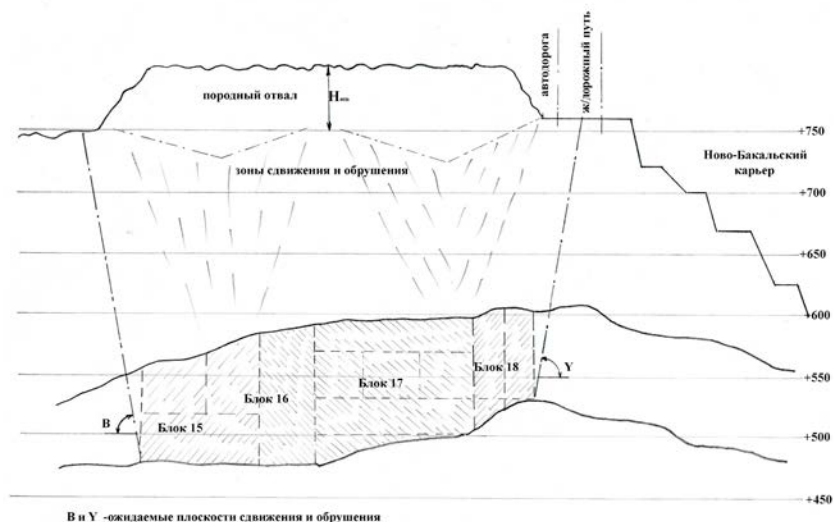
На подрабатываемой территории борта карьера расположены технологический комплекс кварцитной фабрики, подъездной железнодорожный путь и автодорога местного значения. Подземные разработки ведутся системами с обрушением руды и налегающей породной толщи. Это обстоятельство обусловило серьезные проблемы в обеспечении безопасности как самих открытых и подземных работ, так и данных объектов, попадающих в область вредного влияния процесса сдвижения горных пород. Поэтому Бакальский рудник вынужден на протяжении всего периода отработки месторождений осуществлять открытые и подземные горные работы с совмещением их в пространстве и во времени и с обязательным решением вопроса обеспечения мер охраны подрабатываемых объектов.

В качестве меры охраны объектов от подработки на шахте задействован метод предохранительных целиков, которые оставлены на всю глубину горных работ, что в свою очередь обусловило значительную консервацию рудных запасов в контуре шахтного поля. Следует отметить, что оставление целиков относится к пассивным мерам защиты охраняемых объектов и их отработка в последующем сопряжена с техническими трудностями и при этом сопровождается большими потерями извлекаемой руды. Поэтому на практике стараются прибегнуть к техническим решениям, которые позволяют отрабатывать рудные запасы без оставления целиков и преждевременного выноса эксплуатируемых сооружений из опасной зоны сдвижения.

* Исследования выполнены в составе интеграционного проекта Президиума УрО РАН № 12-И-5-2050.

В качестве применяемых решений хорошо зарекомендовали себя методы активной защиты охраняемых объектов от подработки, позволяющие устранять развитие и распространение опасных деформаций на участке эксплуатации подрабатываемого объекта. В основу указанных методов положены очередность подземной отработки месторождения, применение закладки выработанного пространства или засыпка зон обрушения.

В условиях Бакальского месторождения успешным техническим решением вопроса сдвижения и охраны объектов следует рассматривать обеспечение возможности эксплуатации железнодорожного пути и местной грунтовой автодороги, проходящих по территории зоны сдвижения на протяжении всего периода отработки запасов на Ново-Бакальском участке месторождения (см. рисунок). Рудные залежи Ново-Бакальского участка подземной отработки вскрыты двумя эксплуатационными горизонтами +480 м и +540 м.



Управление процессом сдвижения и обрушения над обрабатываемыми рудными блоками

В соответствии с принятой технологической схемой обработки запасы рудных залежей выведены в технологические блоки, обработка которых осуществлялась в направлении от границ карьерного поля в глубину рудовмещающего массива. При этом в первую очередь обрабатывались рудные запасы блоков 15, 16 и 17. Запасы блока 18, расположенного в контуре действующего борта карьера, предполагалось обработать после перевода борта в нерабочее состояние. На поверхности в границах блока располагались и эксплуатировались автодорога и железнодорожный путь, которые по условию развития процесса сдвижения и обрушения над ним подлежали переносу из опасной зоны. Однако в условиях создавшегося по шахте дефицита запасов руды по причине значительной доли ее консервации в предохранительных целиках было принято решение не дожидаться окончания работ на этом участке карьера и при этом обеспечить безопасную эксплуатацию автодороги и железнодорожного пути без переноса.

Для достижения указанной цели в границах существующей и прогнозной зоны сдвижения и обрушения был отсыпан отвал горных пород расчетной высоты $H_{\text{отв}}$, благодаря которой созданный объем породной массы обеспечил достаточный боковой распор обрушенных пород в зоне воронкообразования до уровня, обеспечивающего устойчивость потенциальных плоскостей сдвижения и обрушения В и У*.

Внедрение предложенного способа управления сдвижением горных пород позволило эксплуатировать железнодорожный путь и автодорогу без выноса их за пределы опасной зоны сдвижения при одновременном обеспечении возможности обработки запасов в подземных рудных блоках.

* А. с. 119040 СССР, МКИ' Е 21/06 Способ управления процессом сдвижения горных пород под охраняемыми объектами / Сашурин А. Д., Беркутов В. А., Драсков В. П. (СССР). – 37215581/22-03; Заявл. 27.12.83; опубл. 07.11.85 / Открытия, изобретения. – 1985.– № 41.

**ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ
ПРИБОРТОВЫХ МАССИВОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ УЧАСТКОВ БОРТОВ ГЛАВНОГО
КАРЬЕРА КАЧКАНАРСКОГО ГОКА**

А. В. Яковлев, Е. С. Бусаргина

Одной из важных частей инженерно-геологической информации о горном объекте наряду со структурным строением является напряженное состояние породного массива месторождения, на основе которого строится деформационная модель соответствующего участка прибортового массива. Информация о напряженном состоянии массива месторождения позволила бы на новом научном уровне прогнозировать деформационное поведение прибортового массива и судить о возможности проявления оползневых деформаций при ведении горных работ в карьере.

В наибольшей степени прочность массива обусловлена видом напряженного состояния и типом действующего поля напряжений (тектонического или гравитационного). Гравитационное поле напряжений, создаваемое весом налегающей толщи пород, обладает незначительной потенциальной энергией, которая может быть преобразована в кинетическую только тогда, когда в массиве существует большое количество трещин с частично раскрытыми швами. Тектоническое поле способно дезинтегрировать не только массив по залеченным швам, но и некоторые области не нарушенных ранее пород. Но это поле напряжений не способно самостоятельно переместить дезинтегрированный массив в карьерное пространство.

Поэтому до оценки устойчивости прибортового массива в первую очередь необходимо определить уровень действующих компонент поля напряжений тектонического происхождения. В прибортовом массиве карьера, разбитом природными трещинами и трещинами от взрывных работ, упругие деформации, непосредственно связанные с уровнем тектонических напряжений и обычно определяемые для оценки уровня действующих компонент, выделить из общих деформаций практически невозможно. Следовательно, определить уровень действующей компоненты напряжений по данным деформаций интервала между двумя реперами в массиве также невозможно.

Но существует возможность оценить уровень напряжений, образованный в результате перемещения смежных блоков в массиве, по исследованию его структурных характеристик. Ориентировка пе-

ремещения блоков и борозд скольжения на прочных заполнителях швов позволяет провести реконструкцию поля напряжений соответствующего периода его развития.

При анализе нарушений и индикаторов перемещений (штрихи и борозды скольжения) с помощью стереограмм в прибортовом массиве определяются два – три, реже четыре кинематических полюса, являющиеся результатом действия соответствующих векторов максимальных напряжений. Один – два кинематических полюса обусловлены начальным полем напряжений, а два других кинематических полюса – действием уже трансформированного поля напряжений в результате создания карьерной выработки. Важной является максимальная компонента, возникшая в результате трансформации поля напряжений и близко ориентированная в массиве к ориентировке образующей борта карьера. Минимальная компонента поля напряжения ориентирована по нормали к поверхности обнажения.

Взаимосвязь максимальной и минимальной компонент поля напряжения выражается законом Кулона – Мора:

$$\tau_{\text{сдв}} \geq \tau_{\text{сц}}, \quad (1)$$

где $\tau_{\text{сдв}}$ – сдвиговое усилие по поверхности трещины, МПа;

$\tau_{\text{сц}}$ – усилие сцепления по поверхности трещины, МПа.

Или

$$0,5(\sigma_1 - \sigma_3) \sin 2\alpha \geq (\sigma_1 \sin^2 2\alpha + \sigma_3 \cos^2 2\alpha) \operatorname{tg} \varphi' + C', \quad (2)$$

где σ_1 – максимальная компонента поля напряжений, МПа;

σ_3 – максимальная компонента поля напряжений, МПа;

α – угол между σ_1 и поверхностью трещины, град;

φ' – угол трения по контакту поверхностей трещины, град;

C' – сцепление по контакту поверхностей трещины, МПа.

Если выделить два – три кинематических шва, принадлежащих одному кинематическому полюсу, обусловленному начальным или трансформированным полем напряжений, то можно реконструировать главные компоненты этого поля в массиве накануне генеральной подвижки.

Проиллюстрировать реконструкцию поля напряжения можно на примере Главного карьера Качканарского ГОКа. Изучение структурно-тектонического строения прибортовых массивов Главного карьера Качканарского ГОКа было проведено в ходе инженерно-геологических исследований, преимущественно в нижней зоне погашенных уступов по всему периметру карьеров. В ходе наблюдений были картированы единичные трещины и системы трещин, их ориентировка

в массиве и заполнитель, а также были выявлены типы встречающихся тектонических нарушений и гравитационные процессы, происходящие на изучаемой территории (осыпи и обрушения уступов).

По результатам исследований, пространство Главного карьера содержит участки с крупноблочным строением (длина блоков по простиранию более 3 м), находящиеся рядом со среднеблочными (длина блоков по простиранию от 1 до 3 м) и мелкоблочными (длина блоков по простиранию менее 1 м и мощность менее 0,5 м) участками. В бортах встречаются крутопадающие тектонические трещины, имеющие довольно неравномерное распространение, и трещины, которые можно отнести по протяженности и заполнителю к вторичным трещинам сдвига. Также в массиве встречаются трещины крупных систем, связанные с меридиональным тектоническим нарушением и образующие совместно с сопряженными с ними более мелкими трещинами довольно сложную блоковую структуру.

По результатам инженерно-геологических исследований в прибортовом массиве северо-западной части карьерного поля были выделены системы трещин, имеющие минеральный заполнитель, которые отражают взаимное перемещение блоков по поверхности нарушения. В качестве основы для реконструкции были выбраны две системы трещин с параметрами, представленными в табл. 1.

Таблица 1

Параметры систем трещин Главного карьера Качканарского ГОКа, выбранных для реконструкции тензора напряжения

Система трещин	Азимут простирания	Угол падения	Характер поверхности	Минеральный заполнитель	Наличие борозд	Тип структуры
Первая	334°	78°	Шероховатая	Кальцит, хлорит, серпентинит	По хлориту с азимутом простирания 340°	Левый сбросо-сдвиг
Вторая	140°	78°	Шероховатая	Кальцит, хлорит, серпентинит	По кальциту	Левый сдвиг

Реконструкция положения максимального и минимального главных напряжений осуществлялась на стереографической сетке Вульфа в несколько этапов (рис. 1). С использованием параметров залегания выбранных систем трещин прибортового массива были проведены построения для определения главных напряжений с помощью стереограммы Вульфа. На кальку были нанесены поверхности скольжения плоскостей 1 и 2, полюса этих нарушений n_1 и n_2 и кинематические оси x_1 и x_2 . Через полюса и соответствующие оси x_1

и x_2 были проведены вспомогательные кинематические поверхности плоскости 1' и плоскости 2'. Через точки К (точка пересечения вспомогательных поверхностей плоскостей 1' и 2') и М (равноудаленная точка от полюсов n_1 и n_2) была проведена поверхность, на которой располагаются координаты σ_1 и σ_3 . Точка пересечения построенной поверхности и диаметра с координатой угла падения соответствует положению максимальной компоненты σ_1 . Азимут ее простирания определяется положением точки С на кальке против угла простирания на стереограмме и соответствует азимуту 318° [1].

Положение координаты σ_1 уточняется с помощью выведения угла наклона борта по указанному азимуту 318° , и это новое значение откладывается на вспомогательной поверхности, соединяющей точки К и М. После этого снова определяется положение координаты σ_1 , положение же координаты σ_3 находится на удалении 90° от точки σ_1 .

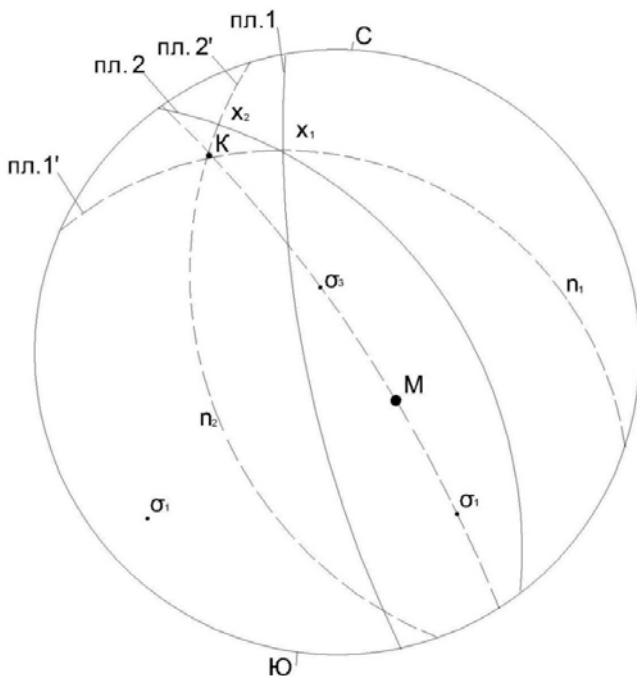


Рис. 1. Обработка данных по трещиноватости массива с применением стереограммы Вульфа для построения главных напряжений в прибортовом массиве

После нахождения местоположения σ_1 и σ_3 были определены углы между максимальной компонентой поля напряжений и реальными кинематическими поверхностями путем стереографических построений. Таким образом, угол между плоскостью 1 и σ_1 равен 32° , между плоскостью 2 и σ_1 – 16° , между σ_1 и n_1 – 58° , между σ_1 и n_2 – 74° . После определения угла α между соответствующей поверхностью и σ_1 были выбраны значения параметров φ_1 и C_1 в зависимости от морфологии соответствующих швов и минеральных заполнителей. Затем была составлена система уравнений для двух поверхностей, которая определяет условия нарушения равновесия на поверхности соответствующей кинематической трещины [2].

Согласно описаниям поверхностей нарушений в прибортовом массиве Главного карьера, физико-механические параметры, необходимые для расчетов, выбраны следующие:

для поверхности 1 $\varphi' \approx 25^\circ$; $C' \approx 0,2$ МПа;

для поверхности 2 $\varphi' \approx 15^\circ$; $C' \approx 0,1$ МПа.

Решая систему уравнений, составленную для каждой из выбранных систем трещин согласно формуле (2), определяются σ_1 и σ_3 . В результате довольно сложных стереографических построений и решения составленной системы уравнений для выбранных поверхностей нарушения были получены следующие значения компонент тектонического поля напряжений северо-западного борта Главного карьера ОАО «ЕВРАЗ КГОК»: $\sigma_1 \approx 14,5$ МПа и $\sigma_3 \approx 5,8$ МПа [3].

Чтобы оценить устойчивость прибортового массива в сложившихся условиях, прежде всего следует выяснить, насколько критическим данное значение максимального главного напряжения является для других тектонических структур. Нарушение устойчивости в прибортовом массиве достигается при условии

$$\tau_{\text{сц}}/\tau_{\text{сдв}} < 1. \quad (3)$$

Для оценки устойчивости прибортового массива были выбраны три нарушения: первое имеет шероховатую поверхность и значения угла трения и сцепления по поверхности контакта $\varphi' = 20^\circ$, $C' = 0,5$ МПа, второе – слабошероховатую поверхность и $\varphi' = 15^\circ$, $C' = 0,3$ МПа и третье – гладкую увлажненную поверхность и $\varphi' = 12^\circ$, $C' = 0,1$ МПа. Для расчета сдвигового усилия и усилия сцепления по поверхности трещины были взяты значения максимальной и минимальной компонент (σ_1 и σ_3) тектонического поля напряжений $\sigma_1 = 14,5$ и $\sigma_3 = 5,8$ МПа. Результаты данных расчетов представлены в табл. 2 и на рис. 2.

Таблица 2

**Данные расчетов сдвигового усилия и усилия сцепления
по поверхности трещины при компонентах поля напряжений
 $\sigma_1 = 14,5$ и $\sigma_3 = 5,8$ МПа**

$\alpha, ^\circ$	10	15	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80	85	90
Шероховатый контакт $\phi'=20^\circ, C'=0,5$ МПа																	
$\tau_{сц}$	2,71	2,82	2,98	3,17	3,40	3,65	3,92	4,19	4,47	4,73	4,98	5,21	5,40	5,56	5,68	5,75	5,77
$\tau_{сдв}$	1,49	2,17	2,79	3,33	3,77	4,09	4,28	4,35	4,28	4,09	3,77	3,34	2,80	2,18	1,49	0,76	0,01
$\tau_{сц}/\tau_{сдв}$	1,82	1,30	1,07	0,95	0,90	0,89	0,91	0,96	1,04	1,16	1,32	1,56	1,93	2,55	3,80	7,55	833
Слабошероховатый контакт $\phi'=15^\circ, C'=0,3$ МПа																	
$\tau_{сц}$	1,92	2,01	2,13	2,27	2,44	2,62	2,82	3,02	3,22	3,42	3,60	3,77	3,91	4,03	4,11	4,17	4,18
$\tau_{сдв}$	1,49	2,17	2,79	3,33	3,77	4,09	4,28	4,35	4,28	4,09	3,77	3,34	2,80	2,18	1,49	0,76	0,01
$\tau_{сц}/\tau_{сдв}$	1,29	0,92	0,76	0,68	0,65	0,64	0,66	0,69	0,75	0,84	0,95	1,13	1,40	1,85	2,75	5,47	604
Гладкий увлажненный контакт $\phi'=12^\circ, C'=0,1$																	
$\tau_{сц}$	1,39	1,46	1,55	1,66	1,79	1,94	2,10	2,26	2,42	2,57	2,72	2,85	2,96	3,06	3,12	3,17	3,18
$\tau_{сдв}$	1,49	2,17	2,79	3,33	3,77	4,09	4,28	4,35	4,28	4,09	3,77	3,34	2,80	2,18	1,49	0,76	0,01
$\tau_{сц}/\tau_{сдв}$	0,93	0,67	0,55	0,50	0,48	0,47	0,49	0,52	0,56	0,63	0,72	0,85	1,06	1,40	2,09	4,16	459

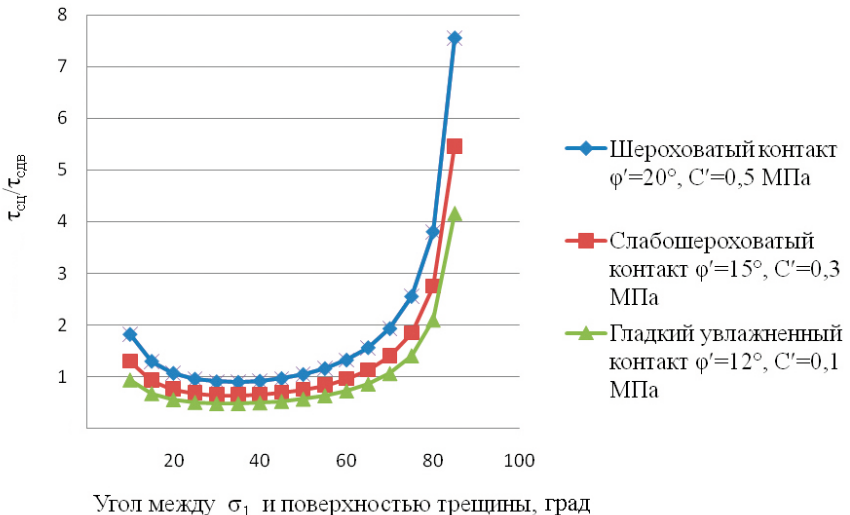


Рис. 2. Отношение усилия сцепления и сдвигового усилия по поверхности трещины различного генезиса при значениях максимальной и минимальной компоненты поля напряжений $\sigma_1=14,5$ МПа и $\sigma_3=5,8$ МПа

Таким образом, от значений компонент тектонического поля напряжений зависит способность массива противостоять сложившимся нагрузкам, а также можно определить начало перемещения прибортового массива по междублочным контактам. В геомеханическом аспекте очень важными для устойчивости прибортового массива становятся нарушения, которые составляют с вектором действия максимальной компоненты тензора напряжений σ_1 углы в пределах 15–55°. Этот диапазон углов отклонения нарушения от вектора σ_1 позволяет реализоваться первичным подвижкам по трещинам и нарушениям, если сцепление по контакту нарушения составляет 0,1–0,5 МПа. Уменьшение сцепления приводит к расширению диапазона углов падения потенциально подвижных нарушений, и, наоборот, увеличение сцепления – к уменьшению этого диапазона.

Литература

1. Анализ инженерно-геологических условий и обоснование предельного угла откоса западного борта Центрального карьера: отчет о НИР / ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2005.
2. Яковлев А. В. Методика изучения прибортовых массивов для прогнозирования устойчивости бортов карьеров / А. В. Яковлев, Н. И. Ермаков. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2008. – 78 с.
3. Яковлев А. В. Устойчивость бортов рудных карьеров при действии тектонических напряжений в массиве / А. В. Яковлев, Н. И. Ермаков. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2006. – 231 с.

УДК 622.232.72

РАЗРУШЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ИСПОЛНИТЕЛЬНЫМ ОРГАНОМ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА С ПОПЕРЕЧНО-ОСЕВЫМИ РЕЖУЩИМИ БАРАБАНАМИ

В. В. Мурашев

В 2013 г. ОАО «Копейский машиностроительный завод» разработал два новых проходческих комбайна для угольных шахт КП21-150 и КП220 с поперечно-осевыми режущими барабанами (рис. 1).

Мировая практика ведения горных работ имеет тенденцию постоянно увеличивать число проходческих комбайнов избирательно-

го действия наряду с необходимостью расширения области их применения. Все более широко на шахтах России и за рубежом применяются проходческие комбайны со стреловидным исполнительным органом, оснащенный поперечно-осевыми режущими барабанами. Эти комбайны используются при проходке подготовительных выработок на угольных шахтах, строительстве туннелей, а также при подземной выемке руды. Прилагаемые в последнее время усилия, направленные на дальнейшее расширение области применения и повышение производительности проходческих комбайнов избирательного действия, все чаще не дают ожидаемых результатов. Именно это определяет актуальность поиска путей и методов совершенствования и оптимизации этих машин и их подсистем, в частности параметров исполнительных органов с поперечно-осевыми режущими барабанами.

Специфика работы исполнительных органов с поперечно-осевыми режущими барабанами изучена недостаточно глубоко. Существующие методики определения рациональных режимных и конструктивных параметров не учитывают в полной мере особенностей процесса разрушения забоя режущими барабанами и нуждаются в доработке. Из-за недостаточной изученности механизма разрушения пород резцами, расположенными на режущих барабанах, их разме-

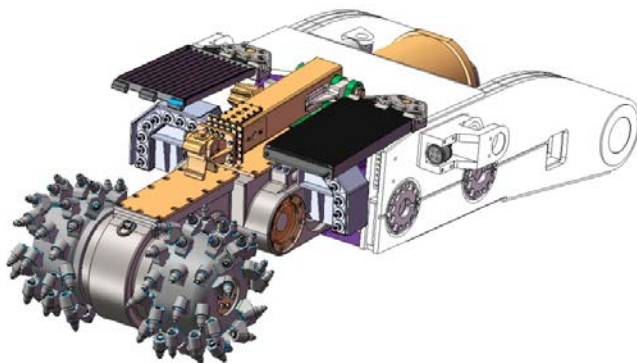


Рис. 1. Исполнительный орган с двумя поперечно-осевыми режущими барабанами комбайна КП21-150

щают нерационально [1]. Поэтому дальнейшее развитие теоретической базы обоснования рациональных параметров исполнительного органа с поперечно-осевыми режущими барабанами, обеспечивающих повышение производительности и ресурса проходческих комбайнов, является актуальной научной задачей.

В качестве исполнительных органов новых проходческих комбайнов разработаны поперечно-осевые режущие барабаны. Основной целью являлось достижение максимальной производительности при разрушении горных пород с минимальными энергозатратами. Важным также являлось обеспечение приемлемой сортности отбитой горной породы и достижение минимального пылеобразования.

Изначально рассматривался процесс резания горных пород одиночным резцом (рис. 2). В процессе участвуют следующие силы: окружное усилие $P_{окр}$, которое способствует резанию, а именно отделению горной породы от массива, и усилие подачи $P_{под}$, которое способствует внедрению резца в горную породу и удерживает резец в заданном направлении; при этом h – толщина стружки.

Воздействие окружного усилия и усилия подачи на производительность разрушения горных пород зависит в большей степени от следующих величин: величины усилия на резец; отношения между окружным усилием и усилием подачи; шага резания; скорости резания; углов установки резца; конструкции резца. Все перечисленные параметры выбираются в зависимости от свойств разрушаемой горной породы.

Окружное усилие возникает при сопротивлении горной породы резанию и ограничивается мощностью электродвигателя испол-

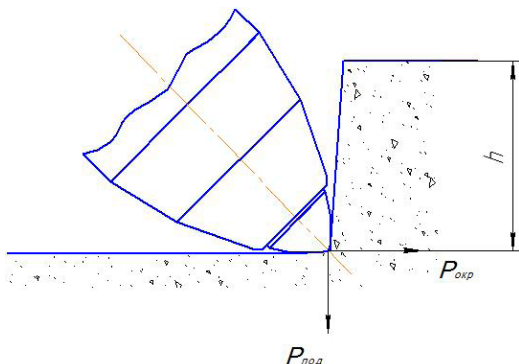


Рис. 2. Схема взаимодействия резца с горным массивом

нительного органа. Усилие подачи возникает при сопротивлении горной породы внедрению в нее и при требуемом усилии, которое удерживает резец в заданном направлении резания. Данное усилие является реакцией на окружное усилие. Усилие подачи резца имеет различное направление относительно усилия поворота режущего органа $P_{пов}$ (рис. 3).

Можно выделить следующие режимы работы исполнительного органа: фронтальная зарубка, вертикальная зарубка, боковой рез двумя режущими барабанами (со сколом целика между режущими барабанами, имеет место после зарубки или реза вверх), боковой рез (работа одним режущим барабаном). Режущие барабаны имеют коническую или параболическую форму, так как это необходимо при боковом резе.

Поворотное усилие при поперечно-осевом исполнительном органе воздействует перпендикулярно плоскости резания при боковом резе одним или двумя режущими барабанами. При фронтальной и вертикальной зарубке поворотное усилие параллельно плоскости резания. Если поворотное усилие направлено параллельно плоско-

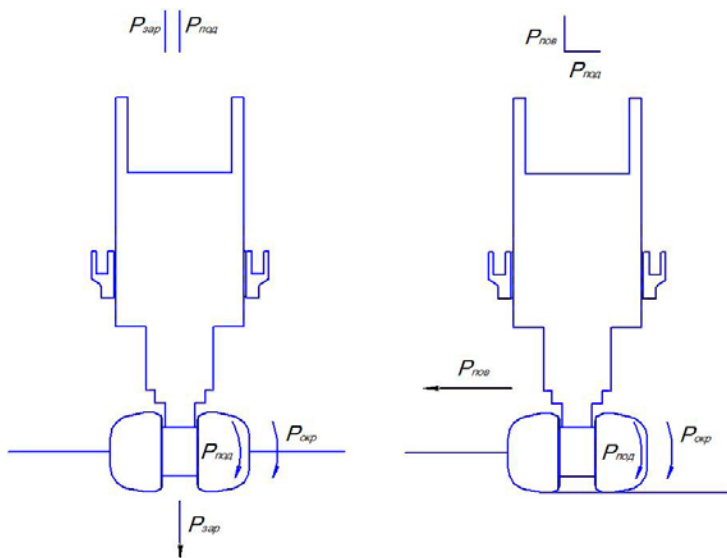


Рис. 3. Направления окружного усилия $P_{окр}$, усилие подачи $P_{под}$ резца и поворота $P_{пов}$ исполнительного органа с поперечно-осевыми режущими барабанами при фронтальной зарубке и при боковом резе одним или двумя режущими барабанами

сти резания, то усилие подачи находится в линейной зависимости от поворотного усилия режущего органа, что происходит при фронтальной и вертикальной зарубке. При поворотном усилии, направленном перпендикулярно плоскости резания во время бокового реза, усилие подачи является следствием окружного усилия и не находится в линейной зависимости от усилия поворота, так как последнее не направлено в направлении усилия подачи. Усилие подачи, возникающее как реакция, воспринимается только усилием удержания режущего барабана, создаваемым гидроцилиндрами поворота и осью вращения режущих барабанов.

Усилия, действующие на резец

Окружное усилие, усилие подачи резца и их соотношение зависят от разрушаемой горной породы, от формы резца и толщины стружки. Эти величины в большинстве случаев находят эмпирически на основании большого объема опытных данных. Для определения требуемого усилия резания в литературе имеется многочисленные, зачастую различные, сведения.

Для конкретной породы в первую очередь важны толщина стружки и угол заострения резца. Оба параметра на практике изменяются незначительно, так как уже эмпирически установлены и применяются оптимальные значения. Поэтому можно констатировать, что усилия резания в основном зависят от характеристик вынимаемой породы.

Практический опыт показывает, что окружное усилие пропорционально толщине стружки и объем отбитой породы возрастает с увеличением толщины стружки квадратично, а значит, удельные затраты энергии на разрушение массива с увеличением толщины стружки снижаются. Это соотношение можно объяснить крупностью отбитой горной массы, гранулометрический состав которой с увеличением толщины стружки становится крупнозернистым. Крупнозернистая горная масса имеет меньшую удельную поверхность и требует меньших удельных затрат электроэнергии на измельчение.

Соотношение между усилием подачи и окружным усилием

Отношение усилия подачи к окружному усилию для одного отдельного резца определяется в первую очередь крепостью горной породы. Чем крепче горная порода, тем больше это отношение. При относительно мягких и хрупких горных породах отношение усилия подачи к окружному усилию составляет примерно единицу, при крепких и вязких горных породах равно примерно трем. Это объясняется тем, что внедрение в горную породу (усилие подачи) требует

большого усилия, чем отделение кусков горной породы (окружного усилия). Горная порода вынимается в направлении окружного усилия (направление по окружности). Без достаточно значительного усилия подачи резец выталкивается из породы и сильно изнашивается. При этом образуется мелкая фракция отбитой массы и уменьшается производительность отбойки.

Шаг резания

Шаг резания должен быть согласован с толщиной стружки, поскольку их соотношение оказывает воздействие на производительность отбойки. При резании горной породы толщина стружки возрастает с усилием подачи, но ограничивается окружным усилием, которое, в свою очередь, возрастет вместе с толщиной стружки. В большинстве случаев выбирается шаг резания, равный двойной

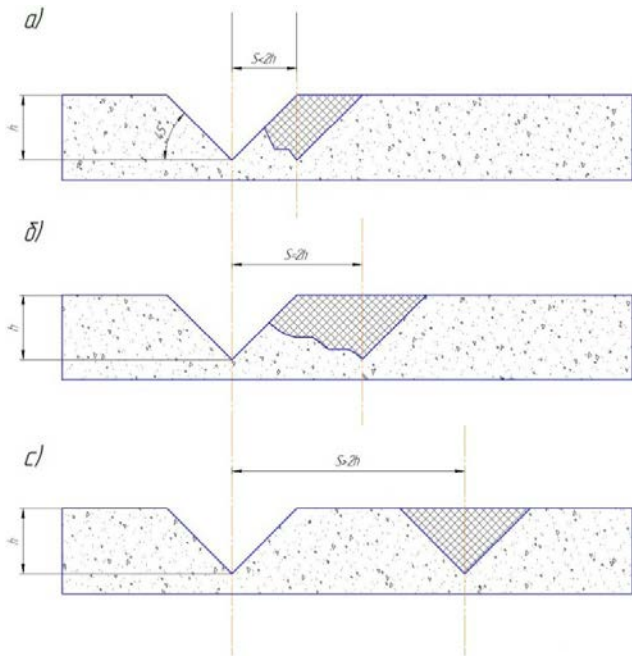


Рис. 4. Воздействие шага резания на массу вынимаемой горной породы:
a – слишком малое расстояние; *б* – необходимое расстояние; *с* – слишком большое расстояние; *h* – толщина стружки; *S* – шаг резания

толщине стружки. На рис. 4 показано воздействие шага резания на объем вынимаемой горной породы: при малом шаге резания мал и объем горной породы, при этом значительную часть составляет мелочь при большом пылеобразовании. Результатом является большой удельный расход электроэнергии на разрушение. Если же шаг резания больше, то остаются целики, вынимается незначительный объем горной породы, так как резцы работают в режиме заблокированного резания, и увеличивается удельный расход электроэнергии на разрушение.

Правильно выбранный шаг резания обеспечивает оптимальную производительность по выемке, поскольку следующие один за другим резцы работают в полублокированном режиме резания. При этом удельный расход электроэнергии разрушения оказывается наименьшим, а масса вынимаемой горной породы наибольшей [2].

Выход крупных, мелких фракций и угольной пыли, а также удельный расход электроэнергии на разрушение, зависят от толщины стружки и шагов резания резцов, следующих один за другим, поэтому толщина стружки и шаг резания должны соответствовать разрушаемой горной породе. Чем быстрее двигается режущий барабан, тем большим будет шаг резания.

По изложенному выше можно констатировать следующее: при применении поперечно-осевых режущих барабанов шаг резания изменяется, а толщина стружки не меняется. Выдерживание оптимального шага резания при поперечно-осевом режущем барабане имеет большее значение. Уменьшение шага резания увеличивает общее число резцов на режущем барабане, что способствует уменьшению динамических нагрузок на комбайн.

Скорость резания

Оптимальная скорость резания, как правило, зависит от характеристик разрушаемой горной породы: чем более прочна, вязка и абразивна горная порода, тем более низкой выбирается скорость резания. Производительность резания находится в линейной зависимости от скорости резания, поэтому для ее увеличения необходимо выбирать максимально допустимую скорость резания, но необходимо помнить, что для уменьшения пылеобразования скорость резания должна быть минимальной.

При крепких и абразивных горных породах максимальная скорость резания ограничивается износом резцов. Например, оптимальная скорость резания песчаника с пределом прочности на сжатие $100\text{--}120\text{ Н/см}^2$ составляет $1,5\text{--}2,0\text{ м/с}$. Верхний предел скорости резания горных пород, хорошо подвергающихся резанию, например

угля, выбирается в зависимости от объема пылеобразования и возможности погружения режущей коронки в породу. При выемке угля обычно выбирается скорость резания 4–5 м/с [3]. Сверхвысокие скорости резания не обеспечивают дальнейшего увеличения производительности резания, так как глубина внедрения резца зависит, помимо усилия подачи, от времени контакта с забоем.

Литература

1. Хлус А. А. Совершенствование конструкций шарошечных долот для бурения глубоких скважин / А. А. Хлус, Д. И. Симисинов, М. Л. Карнаухов // Известия вузов. Горный журнал. – 2010. – № 4.
2. Френио П. Определение параметров режущих исполнительных органов для оптимальной производительной отбойки / П. Френио, В. Ланге // Glukauf. – 1993. – № 7.
3. Wiese H. F. Grundlagenuntersuchungen zur Optimierung der Lösearbeit von Teilschnitt-Vortriebsmaschinen mit Querschneid-kopf: dis. / H. F. Wiese. – Clausthal, 1982.

УДК 550.8

ПОСТРОЕНИЕ СОРТОВЫХ ПЛАНОВ И ПЛАНОВ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ

А. Д. Маусымбаева, В. С. Портнов, А. К. Турсунбаева

Для оконтуривания рудных и породных участков горизонтов карьера, выделения рудных блоков, а в их границах рудных тел, участков некондиционных руд и пустой породы внутри сортовых контуров балансовых руд, оценки содержания рудных минералов и их запасов для планирования валового или селективного способа отработки, планирования взрывных работ на основе оценки крепости пород по шкале Протодьяконова проводятся измерения кажущегося удельного электрического сопротивления ρ_k и кажущейся вызванной поляризации η_k с установкой диполь-дипольной поляризации. Съёмка ρ_k и η_k проводится с целью изучения геологического разреза послойно на глубину уступа. Методика работ заключается в измерении разности потенциалов между электродами $MN = 10$ м приемного диполя, последовательно удаляющегося от питающего диполя $AB = 10$ м в соответствии с шагом съёмки 5 м, расстояние между профилями 5 м. Для получения информации о ρ_k и η_k до глубины H необходимо достичь расстояния между центрами питающего и измерительного ди-

полей 3H. Затем диполь АВ переносится на новую стоянку с шагом 10 м и измерения повторяются.

Кажущееся удельное электрическое сопротивление с учетом коэффициента установки K вычисляется по формуле

$$\rho_k = KU_{\Pi} / I, \text{ Омм.} \quad (1)$$

Кажущаяся поляризуемость вычисляется по формуле

$$\eta = U_{\text{вп}} \cdot 100 / U_{\Pi}, \% . \quad (2)$$

Рудные тела месторождения имеют низкое удельное электрическое сопротивление (10–20 Омм) и высокую вызванную поляризуемость (7–8%). Вкрапленные руды, включая прожилково-вкрапленные, выделяются более высоким сопротивлением (порядка 30–80 Омм) и поляризуемостью 9–12%. Тектонические нарушения, зоны дробления пород в картах ρ_k горизонтов карьера выделяются сопротивлением 50–100 Омм, поляризуемостью 2–3%, что и является признаком их выделения. Интервалы окварцевания интрузий характеризуются высоким ρ_k и низким (1–2%) η_k .

Для качественной характеристики разделения аномалий ρ_k и η_k на рудные и безрудные используют металл-фактор M с учетом масштабного коэффициента A .

$$M = \eta_k A / \rho_k . \quad (3)$$

По результатам измерения ρ_k и η_k с использованием специальных программ RES2DINV, созданных фирмой GEOTOMO SOFTWARE, строятся двумерные (2-D) геоэлектрические модели по профилям наблюдения по сопротивлению и поляризуемости среды*.

Для определения объемного содержания рудных элементов используются уравнения (1–3), графики зависимости $m = f(\rho, \text{ Омм})$ приведены на рисунках 1 и 2, при этом интегральная характеристика ρ_k и η_k для слоя 2,5 м строится по данным измерения дудипольной установки с расстоянием между центрами диполей 5 м, для слоя 5 м – 12 м, и для 7,5 м – 25 м, а для установки люмберже, соответственно, A10M5N10B, A15M5N15B, A20M10N20B.

Для получения геофизических планов Алтынтауского месторождения на глубину 2,5; 5,0; 7,5 м были опробованы симметричные

* А. Д. Маусымбаева, В. С. Портнов, А. К. Турсунбаева, М. О. Иманов. Геофизические методы оценки качества руд благородных и цветных металлов при эксплуатации месторождений. – Караганда: Издательско-полиграфический центр Казахстано-Российского Университета, 2010. – 134 с.

гетероэлектродные градиенты установки типа Шлюмберже с аппаратурой «МЭРИ-24». Частота питания АВ (156,3; 312,5Гц) позволила исключить влияние скин-эффекта. При этом разнос питающих электродов и измерительных увеличивался по точке зондирования: А5М2N5В, А10М2N10В, А10М5N10В, А15М5N15В, А20М10N20В, А30М10N30В, А30М20N30В, А50М20N50В.

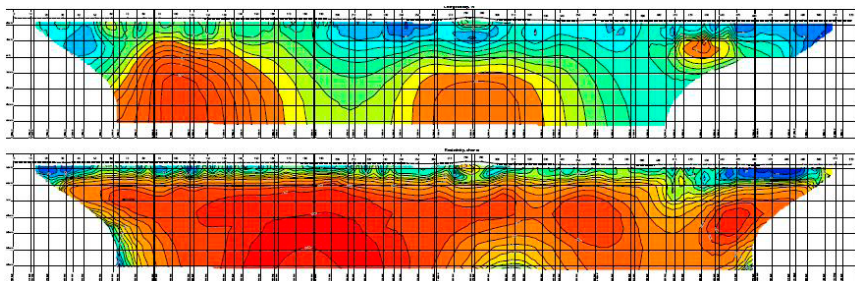


Рис. 1. Инверсионный и псевдо-геоэлектрические разрезы поляризуемости (участок Шнековий, Алтынтауское месторождение)

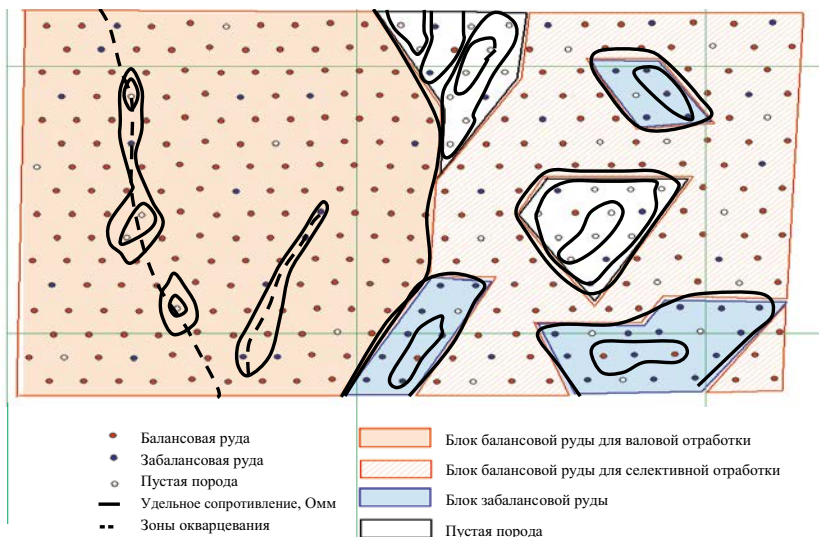


Рис. 2. Сортовой план Алтынтауского месторождения (горизонт +167 м, блок 43)

АНАЛИЗ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ БАЗАЛЬТОПЛАСТИКОВОГО АНКЕРА

А. О. Бурков, С. А. Лещинский

На данный момент ведущей организацией по разработке и внедрению систем опорно-анкерного крепления является ИГТМ НАН Украины. Проблема удешевления и облегчения существующих элементов анкерной крепи с сохранением или улучшением прочностных свойств делает актуальными исследования по подбору нетрадиционных материалов с заданными свойствами. В рамках инновационного проекта представлен к рассмотрению новый нанотехнологический продукт – композитная анкерная крепь, модифицированная наночастицами (рис. 1). В случае успеха законченный продукт будет представлять собой передовое изделие мирового уровня из пластичного композита, воспроизводящего наиболее востребованные свойства стальной арматуры в ее сопротивлении разрушению, и в то же время сохраняющего присущую ему пластичность; направление применения – усиление сводов шахт, армирование кровли и бортов шахт, а также крепление специальной сети для предотвращения обрушения сегментов породы. Будет применяться на предприятиях по подземной добыче полезных ископаемых. Широкое применение шахтной анкерной крепи из нанокompозитного материала как прямой замены стальной анкерной и композитной крепей позволит сократить ценовые и трудозатраты, минимизировать транспортные издержки, а также существенно повысить безопасность шахтных работ.



Рис. 1. Композитная анкерная крепь:
1 – стальной хвостовик с гайкой; 2 – размещивающий наконечник

Композитная анкерная крепь, модифицированная наночастицами, представляет собой композитный стержень, изготовленный методом пултрузии, из базальтового или стеклянного волокна, пропитанного эпоксидным компаундом, длиной от 1,8 до 3 м. На конце стержня закреплена металлическая муфта с резьбой. Применяемый эпоксидный компаунд наномодифицирован. Стержень имеет песчаное покрытие для лучшего крепления анкерной крепи в сводах и стенах шахт. Новаторский подход заключается в применении нанопорошков для модифицирования эпоксидного компаунда, таких как слоистые силикаты, наноалмазы и нанодисперсия технического углерода.

В настоящее время широко применяются шахтная крепь из черного металла и композитная анкерная крепь. Разработчиком заявлены такие свойства:

- прочность на разрыв не менее 9,5 т; стержень уменьшенного диаметра сохраняет высокую разрывную прочность, что позволяет уменьшить диаметр отверстия в породе и снизить расход быстро твердеющей смолы;

- высокая способность к срезу, повышение скорости проходки и долговечности бура;

- низкий вес (легче металлической крепи в 10 раз, а композитной шахтной – в 2,5 раза), сокращение транспортных расходов;

- доступность по цене по сравнению с металлической шахтной крепью, дешевле композитной других производителей;

- процесс изготовления композитных материалов не загрязняет окружающую среду, в отличие от производства нержавеющей стали и черного металла.

Шахтные выработки глубиной более 1 км характеризуются перемещением пластов горных пород, сдвигом и вздутием стен, опасностью обрушения породы со стенок и сводов шахт. Использование стальной крепи невозможно из-за отсутствия у нее свойств, необходимых для обеспечения безопасной работы на такой глубине. Поэтому применяется крепь из стекловолокна, демонстрирующая более подходящие свойства. Но, обладая достаточной прочностью при осевом растяжении, она быстро разрушается под воздействием поперечных нагрузок и изгибании, т. е. при таких нагрузках, которые возникают в шахтах при горизонтальном перемещении пластов горных пород. Поэтому с продвижением вглубь и возрастающей, соответственно, нагрузкой на крепления шахт, композитная крепь разрушается.

Основное применение анкерной крепи – подвешивание слабого слоя породы путем прикрепления его анкерами к более прочному слою, что позволяет предотвратить обрушение сводов и стенок шахт.

В случае успешного применения анкеров для армирования подземной выработки или туннеля достигается сдерживание существенно уровня горизонтального напряжения в кровле выработок прямоугольного сечения (или кольцевого напряжения в туннелях круглого сечения). Даже на небольшой глубине первоначальной выработки давление вполне вероятно может превысить 2 МПа. Это означает, что происходит передача горизонтального усилия мощностью 200 т через каждый квадратный метр. Даже если кровля содержит вертикальные нарушения, которые потенциально позволяют кровельным блокам упасть, они не могут этого сделать, пока присутствует горизонтальное напряжение, которое не дает блокам сползть под силой тяжести. Однако если от нагрузки горизонтального усилия разрушится непосредственно кровля, переданная нагрузка уменьшится и горизонтальная нагрузка перераспределится выше в кровлю. Таким образом, армирующее действие заключается в предотвращении или ограничении нарушений, возникающих от сдвига в породе, окружающей выработку, с помощью осевого или прямого сдерживания от сдвига так, чтобы уровень напряжения, передаваемого через закрепленную анкерами зону, оставался достаточно высоким и сохранял выработку в стабильном состоянии.

Основной функцией крепи является связывание слоистых пород или пород с трещинами, таких как осадочные, содержащие напластованные горные породы, породы, состоящие из природных трещин и разломов, или горные породы с искусственными разломами и трещинами, вызванными ведением горных работ с применением взрыв-

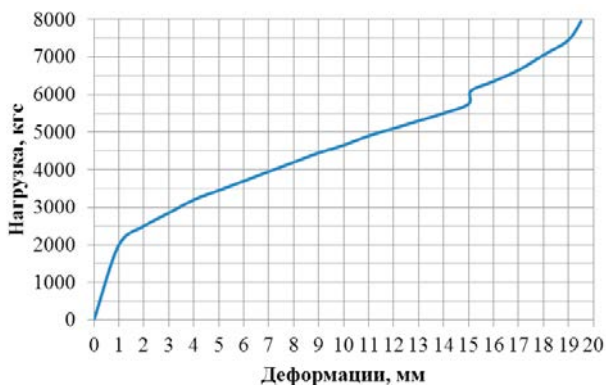


Рис. 2. График зависимости нагрузка – деформация



Рис. 3. Испытательная машина EDZ-100



Рис. 4. Разрушенные образцы:

1 – разрушенный образец со стальным хвостовиком; 2 – разрушенный образец средней части анкерного стержня

чатки. Эффект от крепления анкерами достигается за счет действия одного или комбинации нескольких основных механизмов из трех следующих: подвешивание, установка балок и крепление клинья.

Для проверки заявленных свойств на базе экспериментальной базы ИГТМ НАН Украины была проведена серия испытаний (рис. 2) на машине EDZ-100, с высокой точностью моделирующей нагрузку на базальтопластиковый анкер; эта машина с торсионным силоизмерением предназначена для статических испытаний стандартных образцов строительных материалов на сжатие и растяжение (рис. 3).

Разрушение образца (рис. 4) произошло при нагрузке, эквивалентной 8 т, что несколько меньше заявленной величины в 9,5 т. Однако данное расхождение могло быть вызвано технической необходимостью сокращения длины испытываемого образца до 70 см, что привело к увеличению фактора влияния закрепления образца (классический принцип Сен-Венана).

Проведенные испытания показали, что представленный базальтопластиковый анкер соответствует заявленным характеристикам и нужны дальнейшие исследования. Есть необходимость разработки специальной методики испытаний исходя из специфики представленного изделия. В случае широкого внедрения в качестве крепи при подземной добыче полезных ископаемых целесообразно внесение изменений в действующий стандарт Министерства угольной промышленности Украины (СОУ 10.1.05411357.010.2008), учитывающих реалии его использования.

Литература

1. СОУ 10.1.05411357.010.2008 Система забезпечення надійного та безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Загальні технічні вимоги. – Киев: Мінвуглепром України, 2008.
2. Булат А. Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт / А. Ф. Булат, В. В. Виноградов. – Днепропетровск, 2002. – 372 с.

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ВОЗДУХОРАСПРЕДЕЛЕНИЯ В ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ СЕВЕРО-МУЙСКОГО ТОННЕЛЯ

А. М. Красюк, А. А. Витченко

На сегодняшний день Северо-Муйский тоннель (СМТ) является самым длинным железнодорожным действующим тоннелем в России и одним из самых сложных тоннелей по эксплуатации и обслуживанию. Длина железнодорожного тоннеля (ЖДТ) составляет 15343 м. Параллельно ему устроена транспортная дренажная штольня (ТДШ), соединенная с тоннелем 44 сбойками. Общая длина тоннеля со вспомогательными выработками – 45 км. Вентиляция сооружения осуществляется через порталы и 4 вентиляционных ствола. У восточного и западного порталов имеются вентиляционные здания с воротами, предотвращающие проникновение холодного воздуха в тоннель (рис. 1). В вентиляционных зданиях на порталах тоннеля и на припортальных участках расположены calorиферные установки, подогревающие холодный воздух, врывающийся в ЖДТ вместе с железнодорожными составами. Количество и мощность рабочих calorиферных установок зависит от температуры наружного воздуха.

Ввиду сложного географического и климатического места расположения, обслуживающий персонал тоннеля сталкивается с серьез-

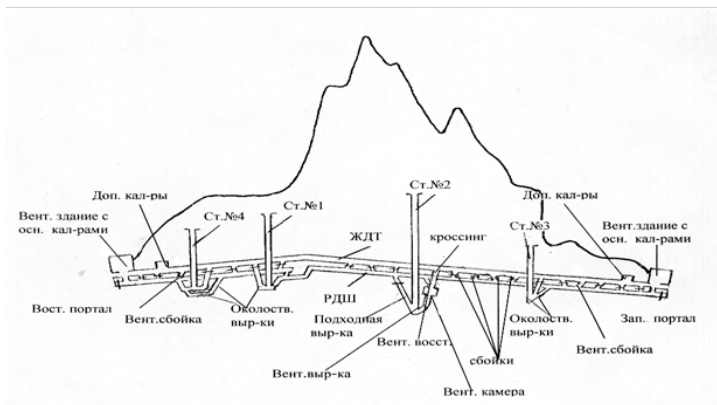


Рис. 1. Схема Северо-Муйского тоннеля

ными проблемами во время его эксплуатации. Имеющиеся проблемы снижают пропускную способность транспортного сооружения и уменьшают степень надежности подземного объекта.

Одна из основных проблем – обмерзание обделки тоннеля в холодное время года: на стенах и своде тоннеля образуются сосульки, которые создают опасность движению составов по тоннелю. Второй проблемой является повышенное содержание радиоактивного газа радона в воздухе штольни, в летнее время на порталных участках (превышение ПДК в 6 раз), в зимнее время в средней части (превышение ПДК в 5 раз) [1, 3].

Вентиляционная сеть СМТ содержит большое количество узлов и ветвей, вследствие этого рассчитать вручную воздухораспределение в подземных выработках СМТ очень сложно. Целесообразно применить ЭВМ для расчета воздухораспределения. С этой целью воспользуемся хорошо зарекомендовавшей себя математической моделью воздухораспределения и программным продуктом «SibRV», разработанным в Институте горного дела СО РАН.

Для разработки расчетной схемы математической модели вентиляционной сети необходима достоверная информация об аэродинамических сопротивлениях всех выработок и о расходах воздуха в характерных сечениях. На первом этапе работ была изучена техническая документация СМТ, учтен анализ мониторинга по содержанию радона в атмосфере тоннеля и штольни [1, 2, 3], проведено натурное обследование выработок и устранены несоответствия технической документации СМТ с реальным состоянием подземного сооружения. Затем разработана численная математическая модель и проведены исследования режимов вентиляции СМТ. Схема вентиляции СМТ с проектными расходами воздуха показана на рис. 2.

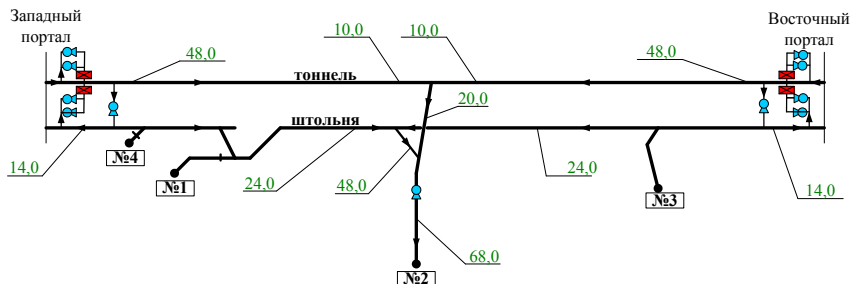


Рис. 2. Проектная схема вентиляции тоннеля, штольни с необходимыми расходами воздуха

На втором этапе работ было проведено сравнение результатов математической модели и фактических расходов воздуха в сечении тоннеля, штольни и в других подземных выработках. Результаты имеют удовлетворительную сходимость (рис. 3).

Различие в расходах воздуха между фактически измеренными и полученными в результате численного эксперимента величинами составило от 1 до 46%. Расхождение результатов математических расчетов с натурными измеренными объясняется тем, что в самом тоннеле проходит высоковольтный провод под сводом тоннеля, из-за этого измерение скорости во всех необходимых точках сечения тоннеля не представляется возможным. Главным положительным результатом является то, что в выработке площадью 13,3 м², соединяющей ствол № 2 с тоннелем и штольней, где проходит самый большой расход воздуха, отличие экспериментальных и рассчитанных расходов составляет менее 1% – это весьма хорошая сходимость.

Можно сделать вывод о том, что данные о расходе воздуха, полученные в результате численных экспериментов, имеют удовлетворительную сходимость с измеренными в натурных условиях и, следовательно, сетевая математическая модель адекватна вентиляционной сети СМТ. Поэтому можно использовать полученную модель для поиска рациональных расчетов вентиляции, позволяющих снизить концентрацию радона в штольне и избежать образования наледей в тоннеле.

Установлено, что фактические расходы воздуха в подземном объекте очень сильно расходятся с проектными. При обследовании фактических режимов работы вентиляции было выявлено, что, со-

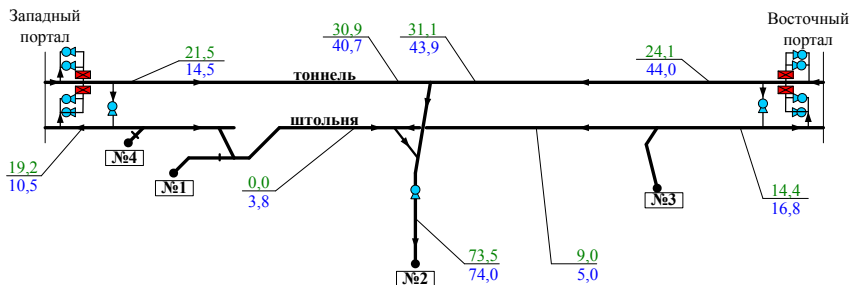


Рис. 3. Сопоставление расходов воздуха натуральных замеров и численной модели (верхняя строка – расход воздуха в математической модели; нижняя строка – расход воздуха фактический по натурным замерам)

гласно проекту, воздушный затвор кроссинга 2-го ствола должен быть полностью закрыт, открыты только жалюзийные, регулируемые решетки в воздушном клапане. Фактически воздушный клапан открыт полностью, вследствие чего расход воздуха, забираемый из тоннеля, больше проектного в 4 раза.

Проведено моделирование воздухораспределения при проектной схеме вентиляции. При этом воздушный клапан 2-го ствола закрыт, открыты жалюзийные решетки в створках воздушного клапана. На рис. 4. представлены результаты численного эксперимента.

Анализ результатов показал, что количество воздуха, забираемое из тоннеля, очень близко к проектным значениям, проектные расходы с каждого портала $10,0 \text{ м}^3/\text{с}$ в численном эксперименте $13,8$ и $13,1 \text{ м}^3/\text{с}$, что нельзя сказать о расходе воздуха, забираемого из штольни. Объем удаляемого воздуха из штольни занижен в 1,5 раза, проектный расход $48,0 \text{ м}^3/\text{с}$, в эксперименте $30,5 \text{ м}^3/\text{с}$.

Почему же служба эксплуатации отошла от проектной схемы вентиляции тоннеля, т. е. был полностью открыт воздушный клапан на кроссинге второго ствола? Очевидно, эксплуатационники искали пути снижения льдообразования в тоннеле, но поиски шли методом проб и ошибок.

На порталах тоннеля установлены мощные тепловые завесы, которые подогревают холодный воздух, поступающий с входящими поездами. Это создает необходимый тепловой режим на порталных участках тоннеля, предотвращая охлаждение его обделки и последующее обмерзание. При работе системы вентиляции по проектной схеме от порталов тоннеля к середине движется малое количество

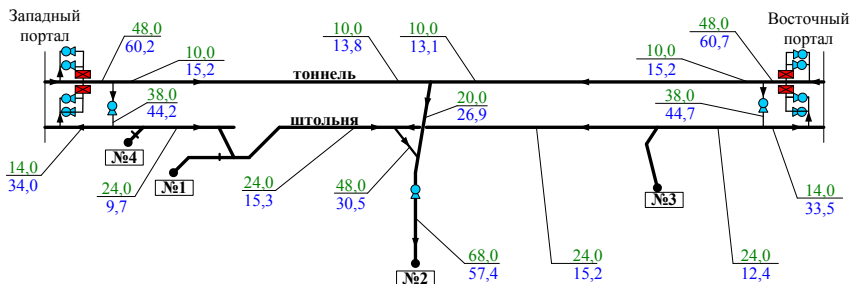


Рис. 4. Результаты моделирования проектных расходов воздуха и сопоставление их с фактическими расходами. *Верхняя строка* – расход воздуха по проекту; *нижняя строка* – расход воздуха фактический

воздуха, которое не в состоянии нагреть воздух в средней части тоннеля, охлаждаемый проходящими холодными составами. Вследствие этого происходит охлаждение обделки тоннеля и ее обмерзание. Служба эксплуатации попыталась увеличить расход воздуха от порталов к середине тоннеля, полностью открыв воздушный клапан кроссинга 2-го ствола. Им удалось частично сократить участок обмерзания тоннеля, но в полном объеме проблемы это не решило. В дополнение к обмерзанию обделки тоннеля служба эксплуатации получила еще одну проблему – увеличение в воздухе штольни содержания радиоактивного газа радона. За счет полностью открытого клапана расход воздуха из штольни резко сократился (рис. 5), вследствие чего штольня стала недостаточно проветриваться. Но для службы эксплуатации содержание тоннеля в рабочем состоянии более важно, чем создание необходимых микроклиматических условий в штольне. Это и послужило причиной, по которой служба эксплуатации оставила действующую схему вентиляции с полностью открытым воздушным клапаном как самую эффективную при борьбе с обмерзанием тоннеля.

На третьем этапе работ предполагалось найти оптимальный режим работы вентиляции тоннеля для предотвращения обмерзания свода и стен тоннеля, а также для обеспечения проектных расходов воздуха в сечении штольни при использовании имеющегося в тоннеле вентиляционного оборудования.

Экспериментально установлен факт, что обмерзание обделки тоннеля вблизи 2-го ствола в холодный период года происходит при

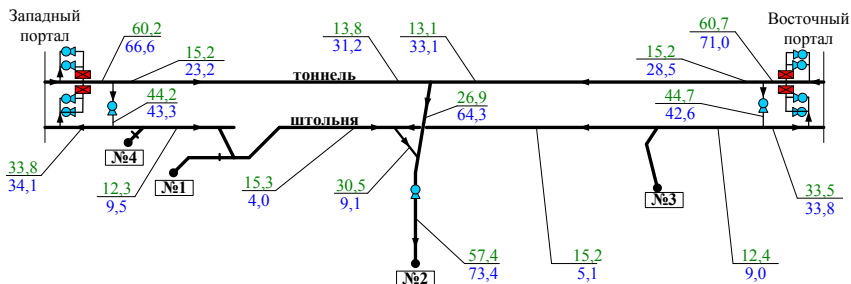


Рис. 5. Результаты моделирования проектных расходов воздуха и сопоставление их с фактическими расходами, с действующей в настоящее время вентиляционной схемой; *верхняя строка* – расход воздуха по проектной схеме (воздушный клапан кроссинга 2-го ствола закрыт, открыты жалюзийные решетки); *нижняя строка* – расход воздуха по действующей схеме (воздушный клапан кроссинга 2-го ствола открыт полностью)

температуре воздуха в месте обмерзания $+2^{\circ}\text{C}$. А при повышении температуры внутреннего воздуха до $+4^{\circ}\text{C}$ обмерзания не происходит. Следовательно, необходимо поддерживать температуру воздуха вблизи 2-го ствола не менее $+4^{\circ}$.

Анализируя воздухораспределение в тоннеле и штольне по действующей схеме вентиляции в холодный период года (см. рис. 5, *нижняя строка*), выявлено, что 2/3 подогретого на порталных участках воздуха забирается вентиляторами, установленными в вентсбойках, и подается в штольню. Одна треть теплого воздуха продолжает движение в сторону кроссинга второго ствола. В зимний период, когда температура наружного воздуха очень низкая, тоннель подвергается постоянному охлаждению со стороны входящих составов. При этом количество теплого воздуха, которое движется от вентсбоек до кроссинга 2-го ствола, не обеспечивает нужного прогрева внутреннего воздуха и, соответственно, обделки тоннеля, вследствие чего происходит его обмерзание.

Рассмотрим воздухораспределение в сети СМТ при отключении вентиляторов вентсбоек. При этом весь объем воздуха, подогретый на порталных участках тоннеля, движется к кроссингу второго ствола (рис. 6).

Анализ результатов численного эксперимента (рис. 6) показал, что включение и выключение вентиляторов в вентсбойках приводит к следующим изменениям: в районе вентсбоек расходы воздуха,двигающегося в тоннель, увеличились в 2 раза; расход воздуха от Западного портала в подходящем участке кроссинга 2-го ствола тоннеля почти не изменился, количество воздуха такое же, что и в действующей вентиляционной схеме. С Восточного портала расход

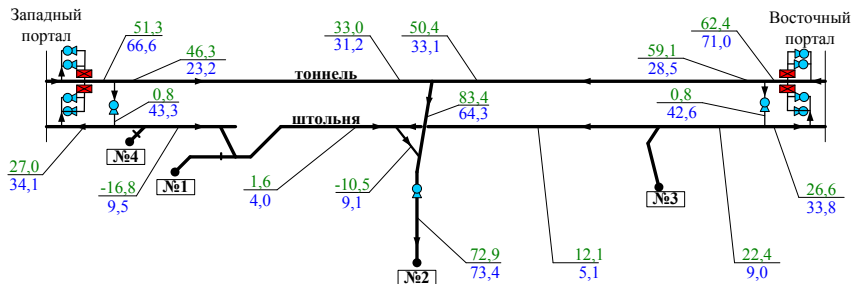


Рис. 6. Сопоставление расходов воздуха действующей схемы вентиляции со схемой вентиляции, в которой отключены вентсбойки; (*верхняя строка* – расход воздуха по действующей схеме, но с отключенными вентсбойками; *нижняя строка* – расход воздуха по действующей схеме)

воздуха в подходящем участке кроссинга 2-го ствола увеличился в 1,5 раза, что является весьма благоприятным фактором для предотвращения обмерзания. Различное изменение расходов воздуха в тоннеле с порталов является следствием разных длин Западного и Восточного крыльев тоннеля, соответственно, 9049 и 6293 м. Интересен факт, что расход воздуха из штольни теперь не забирался кроссингом 2-го ствола, а наоборот, происходил заброс воздуха из кроссинга в штольню.

Для определения необходимого воздухораспределения было исследовано более 40 различных режимов работ вентиляционной системы СМТ. Анализ режимов показал, что они не обеспечивают требуемых расходов воздуха в нужных сечениях тоннеля и штольни.

Во всех рассмотренных вариантах имеется существенный недостаток: воздух с повышенной концентрацией радона подается из штольни в тоннель. Самое большое содержание радона в воздухе находится в штольне на порталных участках, так как весь поток воды выводится через порталы штольни, а источником радона в тоннельном воздухе являются подземные воды. Следовательно, можно сделать выводы:

1. Существующая схема вентиляции не справляется с обеспечением теплового и радиационного режимов в подземных выработках тоннеля.

2. Существующая схема вентиляции требует кардинального изменения с учетом негативных факторов – завышенной концентрации радона в штольне, а именно на порталных ее участках, а также обмерзания обделки в средней части тоннеля.

Исследования по поиску схем системы вентиляции СМТ, обеспечивающих ПДК по радону в штольне и тепловой режим, предотвращающий обмерзание тоннеля, продолжаются.

Литература

1. Гендлер С. Г. Радиационная обстановка в выработках Северо-Муйского тоннеля в первый период его эксплуатации. / С. Г. Гендлер, Н. А. Мироненкова // Горный информационно-аналитический бюллетень. Отдельный выпуск 14. Тематическое приложение. Безопасность. – М.: Горная книга, 2007. – С. 196 – 205.

2. Мироненкова Н. А. Обоснование рациональных схем вентиляции при эксплуатации железнодорожных тоннелей в радоноопасных районах России с суровым климатом: дис. ... канд. техн. наук.

3. Пинчук К. А. Исследование распределения и мониторинг радона в Северо-Муйском железнодорожном тоннеле на трассе Байкало-Амурской магистрали: дис. ... канд. техн. наук.

**ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ГРАНИТОВ НА ОСНОВЕ ТЕРМОКИНЕТИЧЕСКОЙ ТЕОРИИ
РАЗРУШЕНИЯ ТВЕРДЫХ ТЕЛ**

М. Г. Менжулин, О. В. Мясникова

На сегодняшний день наибольшую актуальность приобретает изучение изменений механических свойств горных пород в процессе их технологической переработки и на этой основе прогнозирование путей использования строительного камня.

Горные породы в естественном состоянии являются полиминеральными многокомпонентными телами. Минералы представлены зернами различной формы и размеров, часто с неровными ступенчатыми границами, сросшимися или скрепленными между собой цементирующими прослойками, они содержат дефекты различных структурных масштабов. При воздействии на горную породу разнообразных по своей физической природе нагрузок происходит рост существующих дефектов и трещин и зарождение новых. Реальная прочность и разрушаемость горной породы определяется в основном размером, количеством и ориентацией дефектов и трещин. В ходе многочисленных исследований [1, 2, 3] подтверждено, что процесс разрушения в твердом теле начинается с рассеянного формирования и «лавинноопасного» накопления микротрещин с последующей локализацией их в макротрещину и образованием очага макроразрушения.

Кинетическая теория прочности, разработанная под руководством С. Н. Журкова, рассматривает разрушение в среде как реально развивающийся во времени необратимый процесс накопления микрповреждений, появляющихся в результате термофлуктуационных разрывов внутренних связей между элементарными частицами материала в поле механических напряжений [4]. Кинетический характер трещинообразования позволяет характеризовать процесс разрушения либо некоторой скоростью накопления повреждений, либо временем процесса разделения материала на части, т. е. долговечностью.

Основное уравнение для статической долговечности твердых тел под нагрузкой при линейном растяжении имеет вид [5]

$$\tau = \tau_0 \exp\left(\frac{U_0 - \gamma\sigma}{RT}\right), \quad (1)$$

где U_0 – энергия активации разрушения; τ_0 – коэффициент, численно равный максимальному периоду тепловых колебаний атомов в кристаллической решетке; γ – структурный коэффициент; σ – приложенная нагрузка; R – универсальная газовая постоянная; T – абсолютная температура.

Величина U_0 связана с энергией разрыва межатомных и межмолекулярных связей и подразумевается как структурно-нечувствительный параметр для конкретного материала при изменениях его строения под воздействием механической обработки, отжига и т. д. [5]. Величина U_0 при растяжении для различных материалов хорошо коррелирует с энергией сублимации U_c [6], а структурный коэффициент γ характеризует интенсивность влияния напряжения на уменьшение величины энергии активации и зависит от структуры материала и концентрации напряжения в вершине дефектов. Разрыв атомно-молекулярной связи наблюдается, когда отдельные атомы или молекулы периодически получают случайный избыток энергии – термическую флуктуацию, превышающую потенциальный барьер, удерживающий атомы в равновесном положении. Следовательно, разрыв связей с образованием дефектов происходит в результате многократной накачки энергией очагов разрушения. При этом внутри монолитного объема и на поверхности дефектов изменяется энергия упругого взаимодействия между молекулами, частота колебаний и энергия молекул [7, 8].

Согласно термокинетической теории, предельная прочность горной породы может быть определена по формуле

$$\sigma_{\text{пред}}^* = \frac{U_0}{\gamma}. \quad (2)$$

Относительную величину концентрации микротрещин в момент разрушения можно выразить формулой [38]

$$\alpha = \left(\frac{U_0}{U_0 - \gamma\sigma} \right) \alpha_0, \quad (3)$$

где α_0 — начальная микротрещиноватость.

Подставив формулу (2) в (3), получим зависимость микротрещиноватости породы от предельной прочности при разрушении

$$\alpha = \left(\frac{1}{1 - \frac{\sigma}{\sigma_{\text{пред}}^*}} \right) \alpha_0. \quad (4)$$

Представив формулу (4) в виде

$$\sigma^* = \sigma_{\text{пр}} \left(1 - \frac{\alpha_0}{\alpha} \right), \quad (5)$$

можно теоретически определить изменение прочностных свойств материала с изменением его микротрещиноватости.

На рис. 1 и 2 представлены результаты оценки изменения прочности с увеличением α .

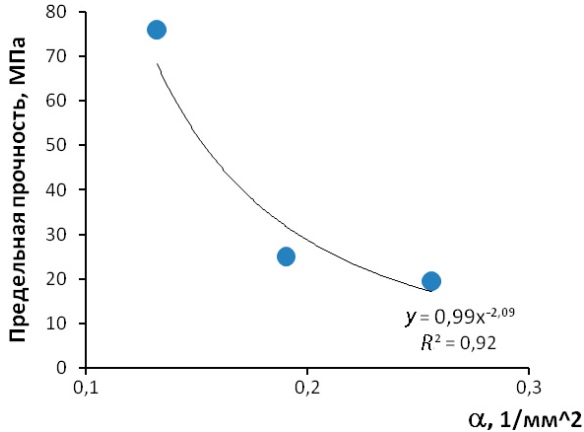


Рис. 1. Изменения предельной прочности для гранитов месторождения Пергуба

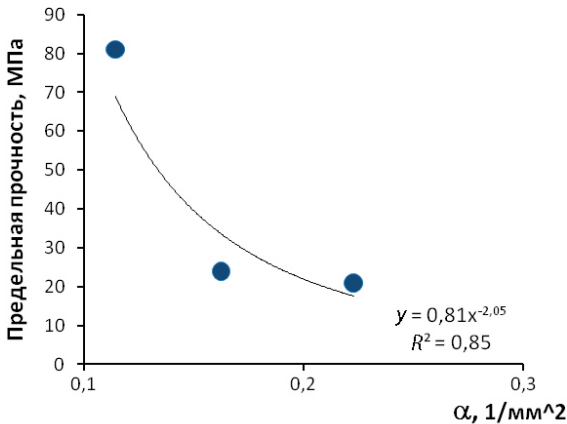


Рис. 2. Изменения предельной прочности для гранитов месторождения Хюппиовара

Были также выполнены исследования термокинетических параметров гранитов, перспективных для добычи на щебень (таблица).

Результаты измерений термокинетических параметров гранитов

Месторождение	τ_0 , с	U_0 , Дж/моль	γ_p , мЗ/моль	τ , лет
Хюппиовара	$1,49 \times 10^{-13}$	148990	$1,84 \times 10^{-3}$	144
Пергуба	$1,50 \times 10^{-13}$	149292	$2,00 \times 10^{-3}$	58
Пиндушское	$1,65 \times 10^{-13}$	137638	$1,41 \times 10^{-3}$	41

Энергия активации была установлена по формуле при определенных экспериментальных значениях мгновенной долговечности (τ) и пределов прочности на растяжение при изгибе (σ_p)

$$U_0 = RT \ln \frac{\tau}{\tau_0} + \gamma \sigma_p. \quad (6)$$

Величина τ_0 определяется в соответствии с теорией Дебая соотношением [9]

$$\tau_0 = 1,91 \cdot 10^{-8} \left(\frac{\mu}{\rho} \right)^{1/3} \frac{1}{V}, \quad (7)$$

где μ – молекулярный вес среды, кг, ρ – плотность среды, кг/м³; V – скорость звука в массиве, м/с; определяемая соотношением

$$\frac{3}{V^3} = \frac{1}{V_p^3} + \frac{2}{V_s^3}, \quad (8)$$

где V_p и V_s – скорость продольных и поперечных волн, соответственно.

Для экспериментальной оценки структурного коэффициента среды (γ_p) составляется система уравнений

$$\left. \begin{aligned} \tau_1 &= \tau_{01} \exp\left(\frac{U_{01} - \gamma_p \sigma_1}{RT_1}\right) \\ \tau_n &= \tau_{0n} \exp\left(\frac{U_{0n} - \gamma_p \sigma_n}{RT_n}\right) \end{aligned} \right\}. \quad (9)$$

Из решения системы уравнений (9) следует выражение для структурного коэффициента

$$\gamma_p = \frac{RT(x_1 - x_n)}{\sigma_1 - \sigma_n}, \quad (10)$$

где $x_n = \ln \frac{\tau_n}{\tau_{0n}}$.

Таким образом, с помощью термокинетической теории прочности можно прогнозировать изменение прочностных характеристик гранитов различных месторождений. Наиболее предпочтительными для использования в дорожном строительстве являются граниты с величиной долговечности более 50 лет.

Литература

1. Куксенко В. С. Модель перехода от микро- к макроразрушению твердых тел / В. С. Куксенко // Физика прочности и пластичности. – Л.: Наука, 1986. – С. 36–41.
2. Ставрогин А.Н. Экспериментальная физика и механика горных пород / А. Н. Ставрогин, Б. Г. Тарасов. – СПб.: Наука, 2001. – 343 с.
3. Кадомцев А.Г., Особенности разрушения гранита при различных условиях деформирования / А. Г. Кадомцев, Е.Е Дамаскинская, В. С. Куксенко // Физика твердого тела. – 2011. – Т. 53. – Вып. 9. – С. 1777–1782.
4. Журков С.Н. Физические основы прогнозирования механического разрушения / С. Н. Журков, В.С Куксенко, В. А. Петров // ДАН СССР – 1981. – Т. 259. – № 6. – С. 1350–1353.
5. Регель В.Р. Кинетическая природа прочности твердых тел / В.Р. Регель, А. Н. Слуцкер, Э. Е. Томашевский. – М.: Наука, 1974. – 560 с.
6. Петров В. А. Прогнозирование долговечности конструкционных материалов / В. А. Петров, А. Я. Бакшаев, Ф. О. Веттегрень. – СПб.: Политехник, 1993. – 475 с.
7. Менжулин М. Г. Термокинетическая модель разрушения горных пород и особенности ее численной реализации / М. Г. Менжулин, А.Н. Шишов, С. В. Серышев // Физика и механика разрушения горных пород применительно к прогнозу динамических явлений – СПб.: ВНИМИ, 1995. – С. 59–65.
8. Менжулин М. Г. Модель фазовых переходов на поверхности трещин при разрушении горных пород / М. Г. Менжулин // Физическая мезомеханика. – 2008. – Т. 2. – № 4. – С. 75–80.
9. Цянь Сюэ-сень. Физическая механика / Сюэ-сень Цянь. – М.: Мир, 1965. – 545 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУДЫ ПРИ ПРОБОПОДГОТОВКЕ

В. Н. Бузмаков

Физико-механические свойства руд оказывают значительное влияние на производительность оборудования при обогащении. От этого, в частности, зависит качество управления всем обогатительным переделом, в частности планируемая производительность мельниц (нагрузка на секцию).

Традиционным способом оценки свойств является определение измельчаемости руд путем сравнения продолжительности измельчения эталонной и испытуемой руды или производительности мельниц [1]. Но данный способ характеризуется длительностью проведения и значительной стоимостью, а также большим объемом проб. Надо отметить, что достигаемая высокая точность не всегда требуется при оперативном управлении. Поэтому данными способами пользуются относительно редко, как правило, при составлении технологического регламента обогатительной фабрики, когда обычно анализируется каждая разновидность руд месторождения, реже изучаются руды более подробно.

Для оперативного управления требуется знать физико-механические свойства руд, поступающих на обогатительную фабрику с интервалом в 1–2 ч, а еще лучше в режиме online. Но получение такой информации сталкивается со значительными трудностями. В частности, одна и та же разновидность руды в зависимости от условий залегания, метасоматических и метаморфических характеристик, зон тектонических подвижек может значительно различаться по своим физико-механическим свойствам [2]. Определение же этих свойств по керну скважин эксплуатационной разведки сталкивается с трудностями, указанными выше.

Предлагаемый автором метод предполагает получение менее точных данных, но в объемах, значительно превышающих возможности традиционных методов. Он основан на зависимости крупности продукта после измельчения от прочности руд. Крупность продукта после определенного времени работы лабораторной мельницы K определяется путем просеивания через сито с диаметром отверстий 0,071 мм и является функцией от прочности руды G .

Для изучения технологических свойств руды на Качканарском ГОКе по всем kernовым пробам скважин эксплуатационной разведки проводят магнитный анализ. Для его проведения по всем пробам предварительно проводят ситовой анализ и при необходимости дотирают пробу до нужного класса. Для обоснования предположения, что величина подрешетного продукта зависит от прочности руды, был проведен анализ данных величины подрешетного продукта при обработке kernовых проб на автоматическом проборазделочном модуле ESSA (АПРМ ESSA). Модуль состоит из дробилки, сократителя и мельницы с делителем. Обработка проб производится автоматически, поэтому «человеческий фактор» сведен к минимуму.

Поступающий на обработку материал пробы предварительно дробится до размера 10–20 мм на щековой дробилке.

После дробления в дробилке АПРМ ESSA проба имеет практически однородный гранулометрический состав. Время измельчения установлено постоянное, поэтому степень измельчения каждой пробы зависит от физико-механических свойств материала, поступившего на обработку. Массовая доля класса $-0,071$ мм в пробе, полученной после обработки в модуле ESSA, принимается в качестве показателя степени относительной измельчаемости ($\beta_{-0,071}$) и используется для дальнейших расчетов. Так как kernовые пробы берутся разной длины (L от 2 до 5 м), учитываем данный фактор, определяя его как вероятность P . В качестве эталонного показателя относительной измельчаемости X_k принимаем содержание класса $-0,071$ мм в пробе, отобранной из верлитов Главной залежи (эталон измельчаемости для Гусевогорского месторождения).

Сравниваем $\beta_{-0,071}$ каждой пробы с эталонным показателем X_k с учетом вероятности P и находим показатель относительной измельчаемости для данных условий по формуле

$$K = (\beta_{-0,071} - X_k)P. \quad (1)$$

Этот показатель характеризует интервал опробования. Учитывая, что необходимо охарактеризовать горизонт карьера, показатель относительной измельчаемости рассчитываем по горизонту ($K_{гор}$) как отношение суммы показателей относительной измельчаемости по горизонту к высоте уступа L_y :

$$K_{гор} = \Sigma K / L_y. \quad (2)$$

Анализ полученных данных показывает, что разброс значений в определенной степени зависит и от массы пробы. Для снижения данного фактора проба массой более 10 кг делится на две части, а более 20 кг – на три. Точность определения ниже, чем при класси-

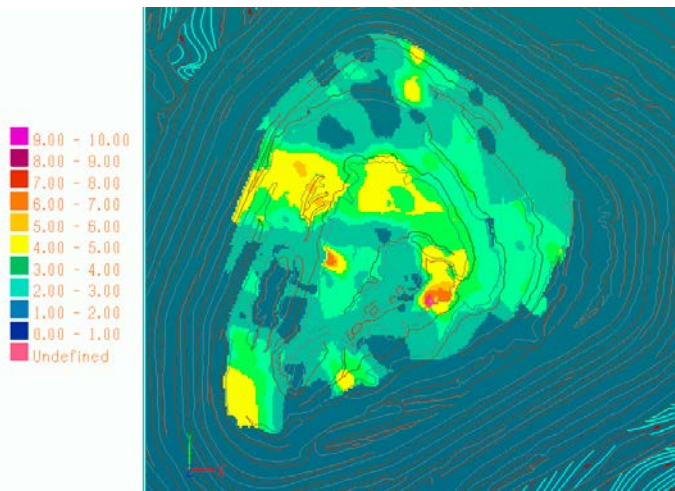
ческом методе, но она позволяет определять тенденцию изменения прочности руды.

При необходимости можно определить средний показатель измельчаемости по карьере:

$$K_{\text{к}} = \Sigma K / n_{\text{с}}, \quad (3)$$

где $n_{\text{с}}$ – число проб по карьере. Этот показатель можно использовать для сравнения руд по карьерам.

Наиболее информативен средний показатель по горизонту $K_{\text{гор}}$, характеризующий относительную измельчаемость руды в пределах участка взрывного блока, определяемого скважиной разведочного бурения на горизонте. Показатель относительной измельчаемости по аналогии распространяется, с учетом геологического строения и петрографических разновидностей, на определенный участок отрабатываемого блока. В качестве примера приведена схема картирования по относительной измельчаемости Западного карьера (см. рисунок), где хорошо видны зоны с относительной измельчаемостью выше четырех. Они занимают центральную и, частично, западную и северную части карьера. Связаны эти участки с зонами дробления (бластеза) и гидротермальной переработки (амфиболитизации) [3]. При отгрузке с блоков, попавших в эти зоны, можно планировать уменьшение крупности дробленой руды и увеличение нагрузки на стержневые мельницы.



Карта Западного карьера по величине относительной измельчаемости руды

При определении относительной измельчаемости руды, отгруженной в один железнодорожный состав, суммируется относительная измельчаемость отгруженной горной массы и определяется средний показатель относительной измельчаемости «вертушки» и, соответственно, всей поступающей на дробление руды.

Для сравнительной оценки руды, поступающей на фабрику, и руды, отгружаемой рудоуправлением, также необходимо проводить аналитические работы, для чего необходимы корреляционные коэффициенты. По опыту исследования прошлых лет известно, что свойства смеси руд, поступающей на обогатительную фабрику, отличаются от суммы свойств руд [4]. Для этого предполагается отбирать пробы исходной руды с «башни проб руды» на обогатительной фабрике и производить их дополнительную обработку на АПРМ ESSA. Предварительный анализ нескольких подобных проб показывает, что их данные сопоставимы с данными по керновым пробам.

По результатам изучения относительной измельчаемости на обогатительной фабрике необходимо произвести сравнительный анализ этих данных и показателей работы фабрики (нагрузок на стержневые мельницы). По мере накопления информации на карьерах по оценке поступающей руды можно будет управлять процессом обогащения, что позволит рационально нагружать оборудование и снижать потери в хвостах.

По мере проведения эксплуатационной разведки все карьеры комбината будут охвачены данным видом анализа, и руды, поступающие на обогатительную фабрику, будут охарактеризованы в достаточной мере этим показателем. Но данная работа будет производиться постепенно и займет несколько лет. Это связано с тем, что объем руды, охарактеризованный разведочной скважиной, составляет 3000 м³, а объемы карьеров – несколько миллионов кубометров.

Предложенный способ позволяет провести оценку физико-механических свойств руды, необходимую для управления работой обогатительной фабрики без больших дополнительных затрат, хотя он и потребует значительного времени.

Литература

1. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: учеб. пособие / В. З. Козин. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 312 с.
2. Иванов О. К. Концентрически-зональные пироксенит-дунитовые массивы Урала (Минералогия, петрология, генезис) / О. К. Иванов. – Екатеринбург: Изд-во УрГУ, 1997. – 448 с.
3. Фоминых В. Г. Петрология и рудогенезис Качканарского массива / В. Г. Фоминых, Ю. П. Краева, Н. В. Ларина. – Свердловск: УНЦ АН СССР, 1987. – 184 с.

АВАРИЙНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ ПРИ ГОРЕНИИ ПОЕЗДА В ДВУХПУТНОМ ТОННЕЛЕ МЕТРОПОЛИТЕНА

Е. Л. Алферова, И. В. Лугин

Современные тенденции свидетельствуют об изменении конструктивных решений и способов строительства метрополитенов путем замены традиционных двух однопутных тоннелей одним двухпутным. Создание линии метрополитена с двухпутным тоннелем требует новых подходов в проектировании тоннельной вентиляции, опыта эксплуатации которой в России нет, поэтому задачи разработки систем тоннельной вентиляции и изучения их работы в различных режимах весьма актуальны.

Одним из наиболее опасных случаев аварийной ситуации в метрополитене является возгорание и остановка горящего поезда в тоннеле [1]. Опасность этого случая обусловлена большим скоплением пассажиров в непосредственной близости от очага возгорания, наличием единственного эвакуационного пути (тоннеля) и продолжительным временем эвакуации. Чтобы обеспечить безопасную эвакуацию пассажиров и разработать эффективный план ликвидации аварии, нужно провести исследование процесса горения в течение времени эвакуации людей по следующим опасным факторам пожара:

- динамике температуры воздуха вблизи очага возгорания;
- изменению концентрации отравляющих веществ, выделяющихся при горении.

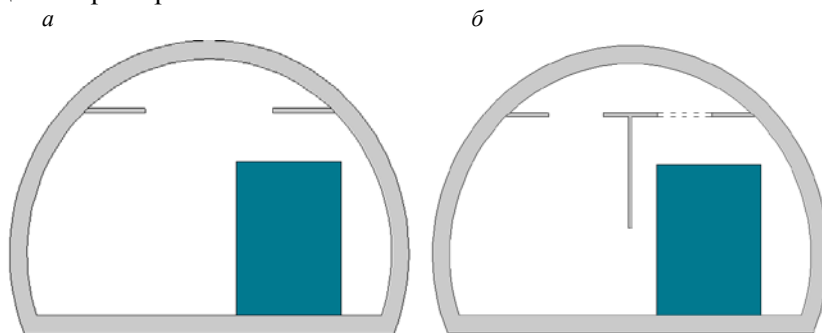


Рис. 1. Двухпутный тоннель:
а – с вентиляционным отсеком; б – то же с продольной перегородкой, разделяющей верху объем путевого отсека

Моделирование горения вагона метропоезда производилось путем решения уравнения Навье – Стокса методом конечных элементов, хорошо зарекомендовавшим себя при решении подобного рода задач [2]. В качестве исходных данных принимались проектные геометрические размеры двухпутных тоннелей, оборудованных вентиляционным отсеком (рис. 1), расчетное время эвакуации и экспериментальные данные по тепло- и газовыделениям и поглощению кислорода при горении вагона.

Для задания краевых условий необходимо знать расчетное время эвакуации и изменение по времени:

- тепловыделений W_i , Вт, при горении вагона;
- расхода воздуха на поддержание горения L_i^B , кг/с;
- выделяющихся расходов углекислого и угарного газов, L_i^{CO} , $L_i^{CO_2}$, кг/с.

Время эвакуации людей устанавливается по расчету времени движения людского потока через эвакуационные выходы от наиболее удаленных мест размещения людей [3].

При расчете весь путь движения людского потока подразделяется на участки (выход из вагона, проход по тоннелю вдоль поезда, проход по свободному от поезда тоннелю) (рис. 2, а). Начальным участком является выход пассажиров из крайнего от безаварийного участка вагона через крайний дверной проем (рис. 2, б), в данном случае левый по ходу движения поезда.

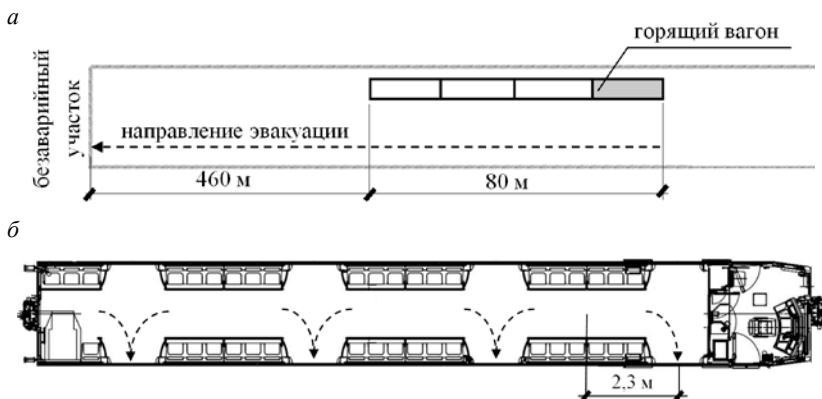


Рис. 2. Эвакуация пассажиров при возгорании крайнего вагона четырехвагонного поезда на перегоне двухпутного тоннеля длиной 1000 м: а – вдоль поезда и на свободном перегоне; б – из вагонов поезда

Время движения людского потока по участкам пути τ_i вычисляются по ГОСТу [3], принимая длину и ширину каждого участка пути эвакуации по проекту:

- по первому участку $\tau_1 = 10$ с;
- по второму $\tau_2 = 130$ с;
- по третьему $\tau_3 = 348$ с;
- расчетное время эвакуации $\tau_p = 10 + 130 + 348 = 488$ с.

Тепловую мощность горения вагона, B_T , находим по формуле

$$W_i = Q\mu_i g_{O_2},$$

где Q – теплотворная способность горючих материалов вагона на единицу массы израсходованного на горение кислорода, Дж/кг, для большинства материалов практически одинаковая и может быть принята равной 13940 Дж/кг [4]; μ_i – скорость выгорания вагона, кг/с, в промежуток времени $\Delta\tau_i$, с;

g_{O_2} – масса кислорода, необходимая для поддержания горения материалов, кг/кг.

В конструкции и отделке вагонов метрополитена используется значительное количество горючих материалов. Необходимые расходы воздуха, угарного и углекислого газов определяются по формулам:

$$L_i^{в-ха} = \frac{L_{O_2}}{0,2315} = \frac{\mu_i g_{O_2}}{0,2315},$$

$$L_i^{CO} = \mu_i g_{CO},$$

$$L_i^{CO_2} = \mu_i g_{CO_2},$$

где 0,2315 – массовая доля кислорода в воздухе [5]; g_{O_2} , g_{CO} , g_{CO_2} – выделение, соответственно, угарного и углекислого газов с одного килограмма материала в процессе горения, кг/кг. $g_{O_2} = 12,11$ кг/кг, $g_{CO} = 0,47$ кг/кг, $g_{CO_2} = 9,72$ кг/кг, [6].

Расход выделяющихся за промежуток времени $\Delta\tau_i$ пожарно-дымовых газов (ПДГ)

$$L_i^{ПДГ} = L_i^в + L_i^{CO} + L_i^{CO_2}.$$

Начальная масса горючих материалов вагона, кг, рассчитывается по формуле [7]:

$$M = Fq,$$

где q – пожарная нагрузка, кг/м², $q = 35$ кг/м² [7]; F – площадь пола вагона, м², $F = 39$ м² [8].

$$M = 39 \times 35 = 1365 \text{ кг.}$$

В работе [9] есть зависимость изменения массы вагона метро m_i по времени горения. Используя ее, находим значения в промежутках времени $\Delta\tau_i$ скоростей выгорания вагона, кг/с:

$$\mu_i = \frac{M(m_{i+1} - m_i)}{\Delta\tau_i}.$$

Рассчитанные величины, необходимые для моделирования процесса горения вагона метро в двухпутном тоннеле, приведены в таблице.

Тепловая мощность, поглощение воздуха и выделение пожарно-дымовых газов в процессе горения метровагона

Момент времени τ_i , с	Тепловая мощность W_i , кВт	Расход поглощаемого воздуха L_i^B , кг/с	Расход выделяемых ПДГ $L_i^{ПДГ}$, кг/с*
0	0	0	0
85	8640	2,68	3,2
198	6500	2,01	2,4
370	49817	15,43	18,44

* Из них доля по массе: воздуха – 0,8325, углекислого газа – 0,16, угарного газа – 0,0075.

При пожаре в двухпутном тоннеле к тоннельной вентиляции предъявляется требование [10] $V_p > V_{тр}$, где V_p – расчетная скорость воздуха в тоннеле при введении аварийного вентиляционного режима, м/с; $V_{тр}$ – скорость воздуха в тоннеле, требуемая для предотвращения распространения дыма навстречу вентиляционному потоку, м/с. Для двухпутного тоннеля $V_{тр} = 1,8$ м/с [10]. Значит, навстречу эвакуирующимся следует подавать свежий воздух со скоростью $V_{тр} = 1,8$ м/с.

Контрольная точка выбиралась из соображений, что она должна находиться:

- по высоте: высота рабочей зоны, обслуживаемой стоя (2 м от уровня головки рельсов [11]);
- по расстоянию от очага пожара: на ближайшем расстоянии от путей эвакуации к очагу пожара (до ближайшего рельса второй линии – 1,4 м от стенки горящего поезда);
- в местах с наиболее высокими температурами воздуха и концентрациями отравляющих веществ: по расчету – по центру среднего оконного проема горящего вагона.

Этим условиям удовлетворяет точка КТ (рис. 3).

На рис. 4 представлены изменения в процессе горения опасных факторов пожара в контрольной точке, а также опасные для здоровья человека концентрации углекислого и угарного газов.

Отравление угарным газом является одним из терминальных состояний человека, влекущим за собой летальный исход. Угарный газ совершенно не имеет запаха, отравление может произойти очень незаметно, образуется же он везде, где есть процесс горения. При содержании 800 ppm CO во вдыхаемом воздухе человек чувствует головную боль и удушье. При повышении концентрации CO до 3200 ppm (см. рис. 4) возникает паралич и потеря сознания, смерть наступает через тридцать минут. При концентрации выше 12000 ppm сознание теряется после двух-трех вдохов, человек умирает менее чем через три минуты [12].

Углекислый газ в атмосферном воздухе, по состоянию на июль 2013 года, представлен в количестве (по объему) 0,0396 % или 396 ppm [13]. Содержание углекислого газа в воздухе до 500 ppm входит в норму дыхания человека, при содержании углекислого газа в воздухе свыше 20000 ppm (см. рис. 4, 5) отмечаются головная боль, повышенная сонливость, слабость. Опасными считаются концентрации на уровне 70000–100000 ppm, при них возникают удушье, потеря сознания и смерть в течение одного часа [14].

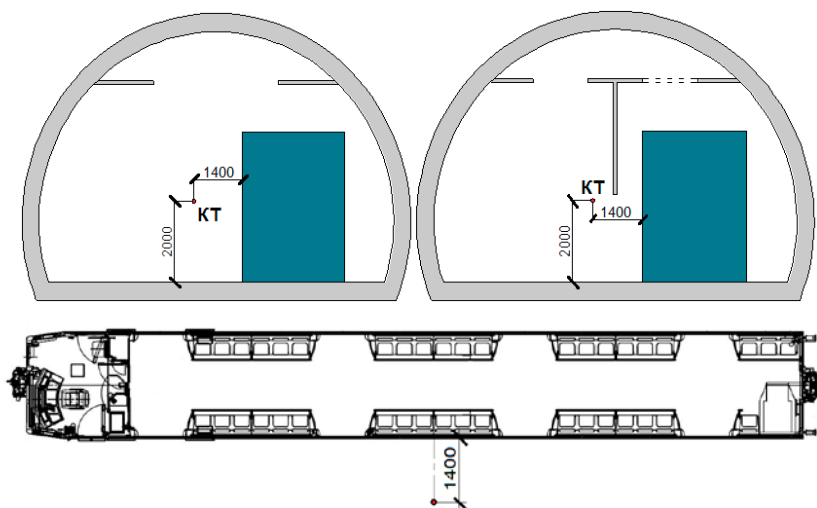


Рис. 3. Контрольная точка КТ

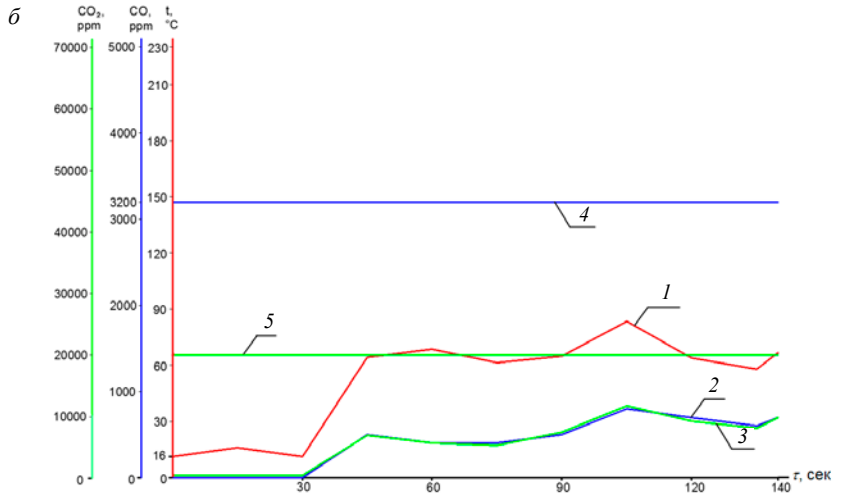
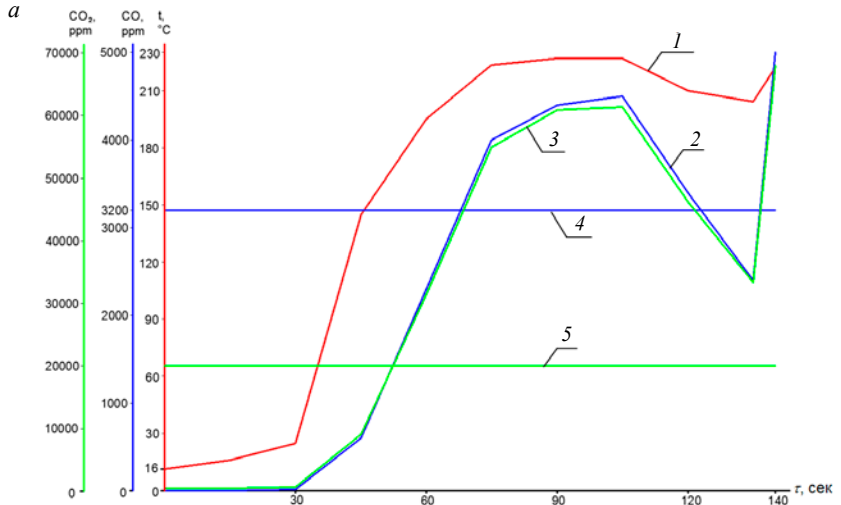


Рис. 4. Опасные факторы пожара в контрольной точке – в тоннеле без перегородки *a* и в тоннеле с перегородкой *б*:

1 – температура; 2 – концентрация угарного газа; 3 – концентрация углекислого; 4, 5 – опасные для здоровья человека концентрации угарного и углекислого газов, соответственно

Таким образом, проведенные исследования показали, что использование продольной перегородки, разделяющей верхнюю часть воздушного объема путевого тоннеля двухпутного метрополитена с вентотсеком в верхней части, позволяет обеспечить допустимые значения опасных факторов пожара в окрестностях очага горения (вагона метropоезда) на время, достаточное для прохода пассажиров до пути эвакуации мимо очага горения (140 с). В тоннеле без перегородки превышение допустимых значений наблюдается уже на 50-й секунде от начала пожара.

Литература

1. Красюк А. М. Тоннельная вентиляция метрополитенов / А. М. Карасюк. – Новосибирск: Наука СО, 2006. – 164 с.
2. Красюк А. М. Исследование температурных полей грунтового массива, окружающего станции метрополитена мелкого заложения / А. М. Красюк, И. В. Лугин, А. Ю. Пьянкова // ФТПРПИ. – 2012. – № 3. – С. 64–74.
3. ГОСТ 12.1.004–91. Пожарная безопасность. Общие требования. – Введ. 1992-07-01. – М.: Издательство стандартов, 1991. – 76 с.
4. Бондарев В. Ф. Определение интенсивности тепловыделения при пожаре подвижного состава метрополитена в тоннеле / В. Ф. Бондарев, А. А. Лесков // Борьба с пожарами в метрополитенах: сб. науч. тр. / ВНИИПО МВД РФ. – СПб., 1992. – С. 62–70.
5. Глизманенко Д. Л. Кислород и его получение / Д. Л. Глизманенко. – М.: Государственное научно-техническое издательство химической литературы, 1951. – 346 с.
6. Красников А. В. Состав продуктов горения основных материалов вагонов метрополитена / А. В. Красников и др. // Противопожарная защита подземных сооружений метрополитенов: сб. науч. тр. / ВНИИПО. – М., 1986. – С. 5–8.
7. НПБ 109-96. Вагоны метрополитена. Требования пожарной безопасности.
8. ГОСТ Р 50850–96. Вагоны метрополитена. Общие технические условия. – Введ. 1996-01-17. – М.: ИПК Издательство стандартов, 1996. – 19 с.
9. Ильин В. В. Необходимое время эвакуации / В. В. Ильин // Борьба с пожарами в метрополитенах: сб. науч. тр. / ВНИИПО МВД РФ. – М., 1992. – С. 13–31.
10. СП 120.13330.2012. Метрополитены. – Введ. 2013.01.01. – М.: Минрегион России, 2013.
11. СП 60.13330.2012. Отопление, вентиляция и кондиционирование воздуха. – Введ. 2013.01.01. – М.: Минрегион России, 2012.
12. Шварц Л. С. Неотложная помощь: краткий справочник участкового врача / Л. С. Шварц, Б. А. Никитин. – Саратов: Саратовское книжное издательство, 1963. – 458 с.
13. Изменения углекислого газа в атмосфере. Исследовательская лаборатория по наблюдению за системами Земли. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.esrl.noaa.gov/gmd/ccgg/trends/global.html> (дата обращения 26.07.2013)
14. Лазарев Н. В. Вредные вещества в промышленности: справочник для химиков, инженеров и врачей / Н. В. Лазарев, И. Д. Гадаскина. – Л.: Химия, 1977. – 608 с.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ И БЕЗОПАСНОСТЬ РАБОТ ПРИ ВЗАИМОДЕЙСТВИИ СЕКЦИЙ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ С КРОВЛЕЙ В ПРИЗАБОЙНОМ ПРОСТРАНСТВЕ ЛАВЫ

Г. Д. Буялич, В. М. Тарасов, Н. И. Тарасова

Внедрение современных технико-технологических решений интенсивной добычи угля вызывает ряд негативных явлений техногенной природы в естественно равновесном состоянии горного массива и требует специальных методов управления процессами горных работ и методов их проектирования. В таких условиях на первый план выходят не просто пассивные меры охраны труда, но возникает необходимость активного управления системами безопасности и внедрения новых технологий.

В данном контексте рассмотрим воздействие опорного давления в лаве на секции механизированной крепи (далее СМК). До начала работы все механизмы и сами секции механизированной крепи монтируют в монтажной камере. Столб угля и боковые породы, как губка, пропитаны метаном. В начале работы непосредственно из одного борта монтажной камеры формируется забой, и можно сказать, что сама лава с забойными механизмами есть не что иное, как выработка с постоянно движущимся бортом, где состояние борта перешло в состояние «забоя», а крепление этого борта и его функции взяли на себя секции механизированной крепи [1]. Образуется призабойное пространство для работы забойных механизмов и вентиляции лавы. Состояние противоположного борта остается прежним, неподвижным в монтажной камере или в завальной части лавы.

Попробуем рассмотреть, как влияет опорное давление, описанное проф. М. М. Протодияконовым [2]. После проведения горной выработки над ней образуется некоторый свод, за контуром которого порода остается ненарушенной. Внутри этого свода происходит постепенное разрушение пород. Таким образом, разрушаться и обрушаться в выработку будут только породы, заключенные внутри свода, и, следовательно, на крепь, установленную в выработке, давление будет оказывать не вся толщина вышележащих пород, а та их часть, которая ограничена контуром свода. Такое предположение позволяет применить для расчетов законы сыпучих тел с учетом существующих в горных породах сил сцепления.

Мысленно выделенный участок МО (рис. 1) свода естественного равновесия при равномерном нагружении вышележащими породами будет находиться в равновесии при условии, что сумма моментов действующих на него сил относительно любой точки, например М с координатами x и y , равна нулю. На участке свода МО действуют:

- сила P – равнодействующая равномерно распределенной вертикальной нагрузке; равна по величине ρx и приложена в середине отрезка x ;

- реакция T правой части свода (горизонтальный распор свода), направленная по касательной к кривой свода и приложенная к точке О;

- реакция W нижней части левой половины свода, направленная также по касательной к кривой свода и приложенная в точке М.

При условии равновесия сумма моментов этих сил относительно точки М

$$\rho x \frac{x}{2} - Ty = 0 . \quad (1)$$

Решая уравнение (1) относительно y , получаем

$$y = \rho x^2 / (2T) . \quad (2)$$

Выражение (2) является уравнением параболы. Следовательно, свод естественного равновесия имеет параболическую форму. В точке А уравнение (2) направляющей кривой свода принимает вид $b = \rho a^2 / (2T)$.

Профессор М. М. Протодяконов установил, что при несвязной (рыхлой) породе наибольшая устойчивость свода будет при его высоте $b = a/f$, где a – полупролет свода, м; f – коэффициент внутреннего трения.

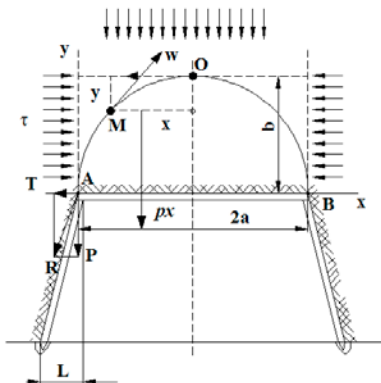


Рис. 1. Схема для расчета горного давления в горной выработке по гипотезе проф. М. М. Протодяконова

По теории свода естественного равновесия давление на крепь горной выработки определяют массой породы в объеме, обозначенном линией свода АОВ. При площади параболического свода и плотности породы γ нагрузка на 1 м выработки составит

$$P = \frac{4}{3} ab\gamma = \frac{4}{3} \times \frac{a^2}{f} \gamma, \quad (3)$$

где γ – удельный вес породы кровли, Н/м³.

В породах связных, полускальных и скальных f соответствует коэффициенту крепости пород.

Расчитанная по формуле (3) величина горного давления соответствует действительной лишь при залегании в кровле выработки пород несвязных.

При сроке службы выработки более года давление на 1 м длины выработки выразится по формуле [3]

$$P_b = \frac{8}{3} \times \frac{a^2 \gamma k}{f}. \quad (4)$$

На нынешнем этапе эксплуатации секции механизированной крепи несут функции крепления противоположного борта, что в принципе противоречит законам горного дела. Покажем на сравнительных рис. 1 и 2 крепление выработки трапецией из спецпрофиля СВП, где наглядно видно, как располагаются стойки крепления на расстоянии L от вертикали относительно замка стойки и верхняка. На рис. 1 видим крепление бортов выработки с «правильным» расстоянием L , а на рис. 2 правый борт закреплен «правильно», а левый «неправильно», где расстояние L направлено внутрь выработки, что недопустимо по технологии возведения крепи.

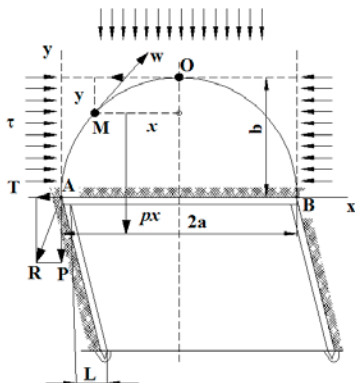


Рис. 2. Крепление горной выработки не по технологии возведения крепи горных выработок

Так как лава с забойными механизмами есть не что иное, как выработка с постоянно движущимся бортом, где состояние борта перешло в состояние «забоя», а крепление этого борта и его функции взяли на себя секции механизированной крепи, необходимо эти две системы увязать в одну, что обеспечивает инновационная схема монтажа и эксплуатации СМК [1].

При продвижении лавы из монтажной камеры на расстояние 30 и более метров начинается деформация массива и самого пласта. После обрушения основной и непосредственной кровли в завальной части лавы идет обильное суфлярное выделение метана, проявление отжима из забоя и выбросы пыле-газовой смеси. При этом максимальное значение растягивающих напряжений сконцентрировано в области сопряжения забоя лавы с кровлей по всей ее длине или по всему фронту лавы, а всю нагрузку опорного горного давления принимает на себя забой, а не секции механизированной крепи.

На линии забоя и в массиве пласта на расстоянии 40–80 и более метров по простиранию уголь становится мягким. Это хорошо для резания угля комбайном, но большой минус по всем аспектам промышленной безопасности при эксплуатации секции механизированной крепи, что в корне недопустимо.

На рис. 3 наглядно видно, что гидростойки и весь многозвенный механизм СМК взяли на себя функцию крепления противоположного борта (правого) в монтажной камере, а функцию крепления борта

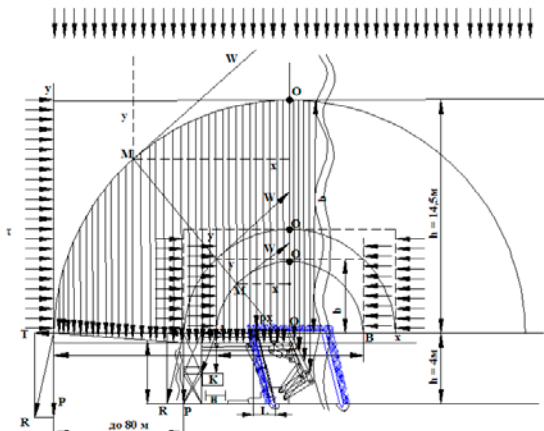


Рис. 3. Опорное горное давление при образовании сферы, купола естественного равновесия, и взаимодействие СМК с опорным горным давлением по действующей схеме монтажа и эксплуатации СМК

(левого), из которого образовался забой лавы, игнорируют. При распространении опережающего горного давления на расстояние 80 м впереди забоя равнодействующая от равномерно распределенной вертикальной нагрузки на 1 м длины лавы выразится так:

$$P_{в} = \frac{60a^2\gamma k}{3f},$$

где a – расстояние от шарнира поддерживающего элемента с ограждающим элементом СМК до посадочного места гидростойки поддерживающего элемента, м; $a = 1,35$ м. Таким образом, нагрузка на СМК и на сам забой увеличивается в 15 раз.

Рассмотрим процессы, происходящие в кровле очистных забоев с неустойчивой или среднеустойчивой кровлей. В завальной части лавы образуется купол, или так называемый свод естественного равновесия, при котором горные породы лучше всего сопротивляются сжатию. При этом обеспечивается устойчивость кровли, однако с точки зрения взаимодействия с ней крепи это условие недопустимо. На рис. 4 и 5 видно, как опорное давление воздействует на СМК и на забой: поддерживающие и оградительные элементы занимают положение на одной линии (рис. 4) и тем самым не обеспечивают поддерживающие функции СМК. Секция зажата (рис. 5).

В противоположность этому в предлагаемом способе монтажа и эксплуатации крепи СМК работают по-другому. При формировании забоя из одного борта монтажной камеры функцию крепления борта, допустим трапеции, берет на себя СМК. Вместо приямка под стойку из СВП и соединения стойки с верхняком используют шар-



Рис. 4. Разворот поддерживающих элементов в традиционной секции крепи при смещении равнодействующей от опорного давления в сторону завала



Рис. 5. Зажатие секции крепи

нирные посадочные места на основании СМК и поддерживающего элемента (рис. 6). В этом случае не будет никаких проблем при первых, вторых и третьих циклах выемки угля; гидростойки будут расклиниваться и не допустят отход СМК в монтажную камеру, как это происходит при действующей системе эксплуатации СМК (см. рис. 3).

Фактически необходимо пересмотреть схему взаимодействия сил горного давления и СМК, при которой бы образовывалась четкая равнодействующая и разграничивающая вертикальная линия на

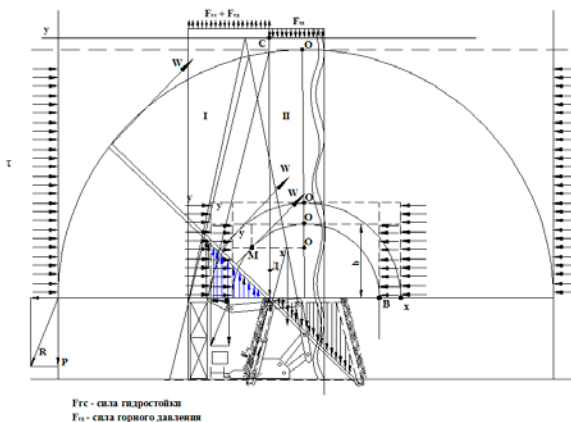


Рис. 6. Опорное горное давление при образовании свода естественного равновесия и взаимодействие СМК с опорным горным давлением при монтаже и эксплуатации (работе) СМК по инновационной технологии

площади параболического свода естественного равновесия, которая определяется массой породы в объеме и находится в завальной части свода.

Из рис. 6 следует, что равнодействующая от равномерно распределенной вертикальной нагрузки на 1 м длины лавы

$$P_b = \frac{3a^2\gamma k}{3f} \text{ или } P_b = \frac{a^2\gamma k}{f} .$$

Таким образом, вертикальная нагрузка, которая воздействует на поддерживающий элемент СМК от забоя до шарнира с ограждающим элементом, делится по линии равнодействующей СД на две части: призабойную (I) и завальную (II), где наглядно видно, что опорное горное давление в завальной части на длине a положительно влияет на призабойную часть, тем самым позволяет изменить эпюру взаимодействия сил горного давления и СМК. При этом опорное горное давление будет работать в паре с СМК, в то время как большинство используемых сегодня СМК воздействуют на опорное горное давление и всегда проигрывают (см. рис. 3).

Предлагаемая схема монтажа и эксплуатации СМК позволяет в несколько раз уменьшить влияние опорного горного давления на СМК и на сам забой лавы, увеличить безопасность ведения работ и производительность труда по выемке полезного ископаемого, а также исключает аварийные ситуации со взрывами, обеспечивая в шахтах расчетный аэрогазовый режим [4, 5]. Секции механизированной крепи при их монтаже необходимо не только раскрывать, но и в процессе раскрытия взводить весь многозвенный механизм независимо от конструкции СМК (однорядные или двухрядные).

Литература

1. Пат. 2387841 Российская Федерация, МПК E 21 D 23/00 (2006.01). Способ монтажа и эксплуатации секции механизированной крепи (варианты) / Тарасов В. М., Тарасова А. В., Тарасов Д. В.; патентообладатель Тарасов В. М., ООО «РивильСИТ». – № 200812934/03; заявл. 18.07.2008; опубл. 27.04.2010, Бюл. № 12. – 18 с.
2. Мельников Н. И. Проведение и крепление горных выработок: учеб. для техникумов / Н. И. Мельников. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 336 с.
3. Заплавский Г. А. Технология подготовительных и очистных работ: учеб. для техникумов / Г. А. Заплавский, В. А. Лесных. – М.: Недра, 1989. – 423 с.
4. Буялич Г. Д. Инновационный подход к вопросам монтажа и эксплуатации секции механизированной крепи / Г. Д. Буялич, В. М. Тарасов, Н. И. Тарасова // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2013. – № 1.1–2013. – С. 115–126.
5. Тарасов В. М. Инновационный подход к секции механизированной крепи / В. М. Тарасов, Н. И. Тарасова // Биржа интеллектуальной собственности (БИС). – 2012. – № 6. – С. 41–54.

ОЦЕНКА УСТОЙЧИВОСТИ ЕСТЕСТВЕННЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОТКОСОВ С УЧЕТОМ УПРУГИХ И НЕУПРУГИХ СВОЙСТВ ПОРОД

К.Д. Саямова

Широко распространенные в инженерной практике методы алгебраического сложения сил и метод многоугольника сил, используемые для расчета устойчивости как плоских, так и объемных откосов, моделируют напряженное состояние на наклонной площадке только от веса пород «отсека».

Данные [1,2,3], полученные с использованием методов теории упругости и оптического моделирования, показывают, что распределение напряжений в массиве качественно отличается от гидростатического, определяемого по методу алгебраического сложения сил. Эти же методы не учитывают реальные нелинейные свойства горных пород, а также характер воздействия (в том числе сейсмического).

При рассмотрении задач, связанных с оценкой устойчивости породных массивов, необходимо знать, как формируется напряженное состояние в массиве, слагающем борт карьера, как от собственного веса пород, так и от воздействия внешних нагрузок и реологических свойств горных пород. Знание поля напряжений позволит предсказать как зарождение разрушения (положение и размеры), так и его квазистатическое распространение. Для определения положения области, в которой происходит зарождение разрушения, и ее дальнейшего развития требуется исследовать поля напряжений. Расчет напряжений возможен при использовании методов математической теории упругости.

Определение напряженно-деформированного состояния горного (откос карьера), насыпного (грунтовые сооружения, отвалы и т. п.) массива при различного рода нагрузках, как статических так и динамических, с учетом реальных упругих и неупругих свойств пород представляется одной из сложных задач геомеханики.

Решены задачи по оценке устойчивости откосов с учетом исследования напряженно-деформированного состояния:

– грунтовых насыпных сооружений (плотины, отвалы) с учетом упругих и пластических свойств грунта сооружения при действии сил гравитации, гидростатики, при динамических нагрузках (в том числе сейсмических) с применением численных методов механики – метода конечных элементов и метода конечных разностей;

– глубоких карьеров (на примере карьера Мурунтау) под действием сил гравитации.

Использование сложных и трудоемких универсальных методик, учитывающих многочисленные особенности конструкций, воздействий и деталей механического поведения горной породы, часто оказывается неэффективным. Детальность описания состояния сооружения при помощи расчетной модели не должна противоречить возможностям определения необходимых свойств горной породы, укладываемой в тело сооружения. Это особенно важно при оценке безопасности эксплуатируемого сооружения – в этом случае идентификация параметров сложных расчетных моделей оказывается чрезмерно сложной и практически нереализуемой. Применяемая расчетная модель должна отражать основные особенности породы, рассматриваемой как сплошная упругопластическая (упруговязкопластическая), обеспечивать получение несмещенных оценок показателей состояния сооружения.

Учет нелинейных свойств горной породы, слагающей тело сооружения, и создание численных алгоритмов расчета открывает новый подход к его прогнозу и позволяет проектировать его более экономично и, самое главное, надежно.

В работе предлагается усовершенствованная методика оценки устойчивости откосов путем исследования НДС грунтовых насыпных сооружений плотин, дамб, водохранилищ с учетом линейных и нелинейных (упругопластических) свойств грунта при динамических нагрузках, включая сейсмические [4–6]. Задача решена численно методом конечных разностей по схеме Уилкинса.

Постановка задачи. Пусть грунтовое насыпное сооружение, расположенное на жестком грунтовом основании, представляет собой протяженное сооружение с трапецеидальным поперечным сечением. Уравнения движения для плоско-деформированного поперечного сечения сооружения в декартовой системе координат имеют вид

$$\begin{aligned}\rho \frac{dV_x}{dt} &= \frac{\partial S_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial P}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} , \\ \rho \frac{dV_y}{dt} &= \frac{\partial S_{yy}}{\partial y} + \frac{\partial P}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} - \rho g ,\end{aligned}\quad (1)$$

где ρ – плотность грунта; P – давление грунта; V_x, V_y – массовые скорости; g – ускорение свободного падения;

$$S_{xx} = \sigma_{xx} - P, S_{yy} = \sigma_{yy} - P, S_{zz} = \sigma_{zz} - P \quad (2)$$

представляют собой нормальные компоненты девиатора напряжений; $\sigma_{xx}, \sigma_{yy}, \sigma_{zz}$ – нормальные компоненты тензора напряжений.

Так как в уравнениях динамики используются эйлеровы представления, то для замкнутости необходимо добавить уравнения неразрывности:

$$\frac{d\rho}{dt} + \rho \left(\frac{\partial U_x}{\partial x} + \frac{\partial U_y}{\partial y} \right) = 0. \quad (3)$$

Уравнения состояния упругопластического грунта принимаем по модели С. С. Григоряна [5] :

$$\begin{aligned} \frac{dP}{dt} &= -K(dV / dt) / V, \\ dS_{xx} / dt + \lambda S_{xx} &= 2G(d\varepsilon_{xx} / dt - (dV / dt) / 3V), \\ dS_{yy} / dt + \lambda S_{yy} &= 2G(d\varepsilon_{yy} / dt - (dV / dt) / 3V), \\ dS_{zz} / dt + \lambda S_{zz} &= 2G(0 - (dV / dt) / 3V), \\ d\tau_{xy} / dt + \lambda \tau_{xy} &= 2Gd\varepsilon_{xy} / dt, \end{aligned} \quad (4)$$

где $V = \rho_0 / \rho$ – относительный объем; $\varepsilon_{xx}, \varepsilon_{yy}, \varepsilon_{zz}$ – компоненты девиатора деформаций; G, K – соответственно, модули сдвига и объемного сжатия; λ – функционал, который определяется с использованием обобщенных условий Мизеса – Шлейхера:

$$\begin{aligned} 2J_2 &= S_{xx}^2 + S_{yy}^2 + S_{zz}^2 + 2\tau_{xy}^2 \leq 2Y(P)/3, \\ \lambda &= (2GW - dJ_2 / dt) / (2J_2), \\ W &= \sum S_{ij} (ds_{ij} / dt - dV / 3V dt) + \tau_{xy} d\varepsilon_{xy} / dt, \end{aligned} \quad (5)$$

где $\lambda = 0; J_2 < Y^2(P) / 3, \lambda > 0; J_2 = Y^2(P) / 3$.

Здесь $\dot{Y}(P)$ – обобщенное условие текучести, зависящее от давления.

$$Y(P) = Y_0 + \mu P / (1 + \mu P / (Y_{Pl} - Y_0)) \quad , \quad (6)$$

где Y_0 – сцепление грунта; μ – коэффициент трения; Y_{Pl} – предельное значение сдвиговой прочности.

При $Y_0 \rightarrow \infty$ в (5) и (6) коэффициент λ равняется нулю и рассматриваемая модель переходит в упругую.

Связь тензора скоростей деформации с массовыми скоростями частиц осуществляется соотношениями Коши:

$$\varepsilon_{xx} = \frac{\partial V_x}{\partial x}, \varepsilon_{yy} = \frac{\partial V_y}{\partial y}, \varepsilon_{xy} = \left(\frac{\partial V_x}{\partial y} + \frac{\partial V_y}{\partial x} \right) / 2. \quad (7)$$

Система дифференциальных уравнений (1), (3) и соотношения (2) с (4) – (7) является замкнутой с нулевыми начальными и соответствующими граничными условиями и описывает напряженно-деформированное состояние рассматриваемого сооружения при динамических нагрузках, включая сейсмические. Граничные условия – гребень и грунтовые откосы – считаются свободными от напряжений, а на нижней поверхности (основание) сооружения прикладывается сейсмическая нагрузка как от землетрясения.

Численный расчет. В качестве примера расчета выбрана грунтовая ГТС (плотина Чарвакской ГЭС). Геометрические параметры и уточненные физико-механические характеристики грунтов, слагающих тело плотины, сейсмические условия были predetermined ОАО Гидропроект: высота руслового сечения 168 м, ширина гребня 12 м, крутизна верхнего откоса 1:2, низового 1:1,9, ширина центрального ядра 110 м у основания и 12 м при высоте 164 м. Физико-механические параметры задачи принимаем следующими: начальная плотность каменных набросков плотины 1900 кг/м³, а начальная плотность материала ядер 1750 кг/м³; прочностные показатели каменных набросков, соответственно, равны $E = 6,21$ ГПа, $\nu = 0,3$, соответствующие параметры для ядер плотины: $E = 3,105$ ГПа, $Y_0 = 0,6$ МПа, $Y_{PL} = 12$ МПа.

На границе ядра и откосов плотины приняты условия полного прилипания (равенство смещений и скоростей частиц контакта).

Результатом решения нестационарной задачи – зависимости смещений (рис. 1), напряжений (рис. 2), деформаций в характерных точках сооружения от времени продолжительности динамического (сейсмического) воздействия. На графиках пунктирная кривая – упругая задача, сплошная – упругопластичное ядро (суглинок). Результаты вычислены в фиксированных точках плотины.

Как видно из графиков, при учете упругопластичности грунта ядра появляются остаточные смещения и напряжения, которые не убывают с течением времени воздействия и могут привести к нежелательным эффектам.

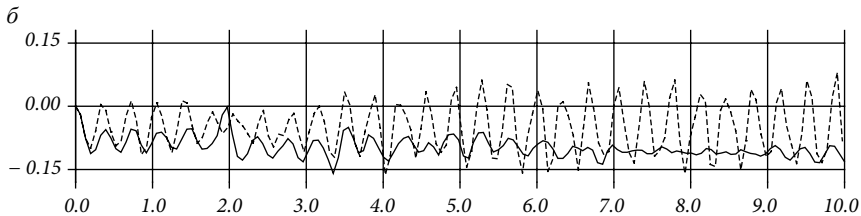
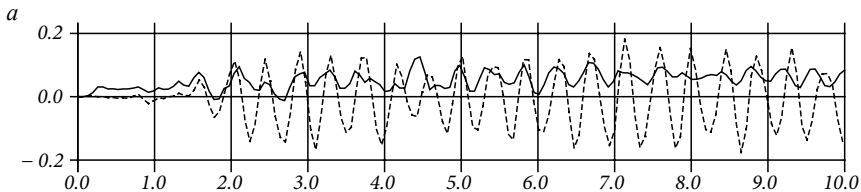


Рис. 1. Изменение смещений в пригребневой зоне плотины по времени t (с):
a – горизонтальных u (м); *б* – вертикальных V (м)

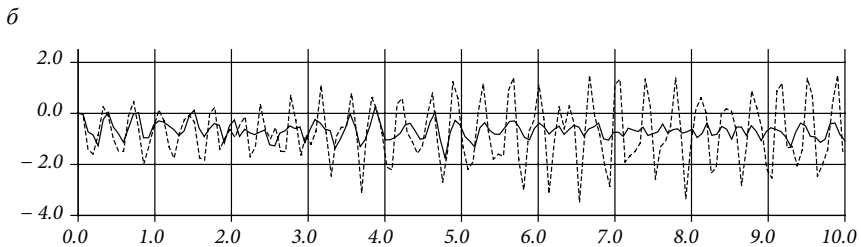
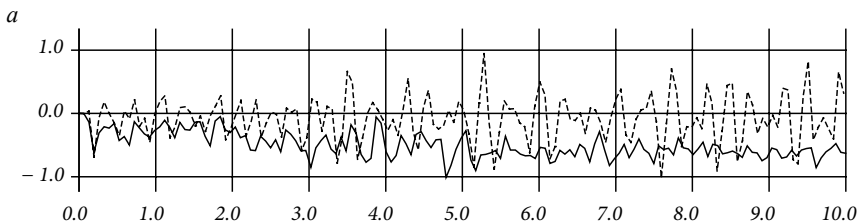


Рис. 2. Изменение напряжений в точке центра ядра плотины с течением времени
 воздействия t (с):
a – горизонтальных σ_{xx} (МПа); *б* – вертикальных σ_{yy} (МПа)

Для частиц, находящихся в центре и у подошвы ядра плотины зависимость горизонтальных и вертикальных деформаций по времени почти идентична, горизонтальные с течением времени становятся разуплотняющимися, тогда как вертикальные доуплотняются. Согласно вышеуказанным зависимостям, учет упругопластических свойств ядра для частиц, находящихся в пригребневой и откосной зоне, приводит к заметному доуплотнению грунта.

При оценке напряженного состояния плотины использована теория прочности Кулона – Мора. Коэффициент запаса прочности для каждой точки плотины вычисляется на ПЭВМ в процессе определения напряжений в автоматизированном режиме с помощью соотношения

$$K = \frac{((\sigma_1 + \sigma_2) - 2\tau_{\max} \sin \varphi) \operatorname{tg} \varphi + C}{\tau_{\max} \cos \varphi}, \quad (8)$$

где φ – угол внутреннего трения, C – сила сцепления.

Получение полной картины распределения этого коэффициента по всему телу плотины (упругой) под действием сил гравитации (рис. 3) позволило установить наличие, размеры и местоположение зон, в которых выполняется одно из следующих условий: при $K > 1$ грунт обладает запасом прочности, т. е. находится в допредельном состоянии; при $K = 1$ грунт находится в условии предельного состояния; при $K < 1$ прочность грунта будет нарушена и образуется локальная зона неустойчивости.

Таким образом, на основе полученных результатов по устойчивости Чарвакской плотины можно сделать вывод, что наиболее уязвимыми при статических нагрузках являются пригребневые зоны, где могут образовываться зоны выпора грунта, часто наблюдаемые при сейсмических воздействиях [9].

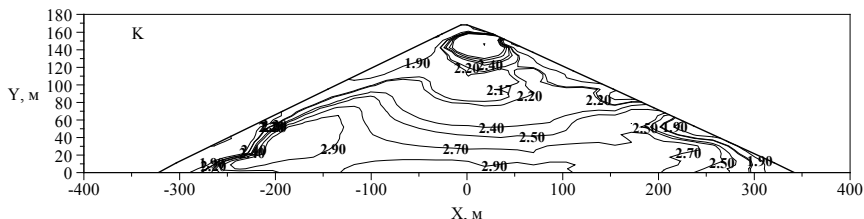


Рис. 3. Линии равных уровней коэффициента прочности по телу грунтовой плотины

Учет упругопластических свойств грунта ядра (суглинок) приводит к обнаружению остаточных напряжений, как сжимающих, так и растягивающих, что нежелательно для грунтовых сооружений и может привести к отрыву грунта и не обнаруживается при упругих расчетах.

Методом конечных элементов исследовано НДС западного борта карьера Мурунтау (данные центрально-рудного управления г. Зеравшан). С помощью разработанной методики упругая плоская задача сводится к решению систем линейных уравнений относительно неизвестных [7–8]. Исследование НДС откоса карьера при действии сил гравитации показало, что вблизи нижней бровки откоса возникает зона концентрации вертикальных и касательных напряжений (рис. 4). Все компоненты напряжений возрастают от верхней площадки откоса борта к нижней. В приконтурной области существуют две характерные зоны: первая, выходящая на верхнюю площадку, и вторая – в нижней части откоса борта. Зона растягивающих напряжений (значения σ_2 имеют положительный знак), расположенная в верхней части откоса борта карьера, может способствовать формированию трещин отрыва. При открытых горных работах вблизи

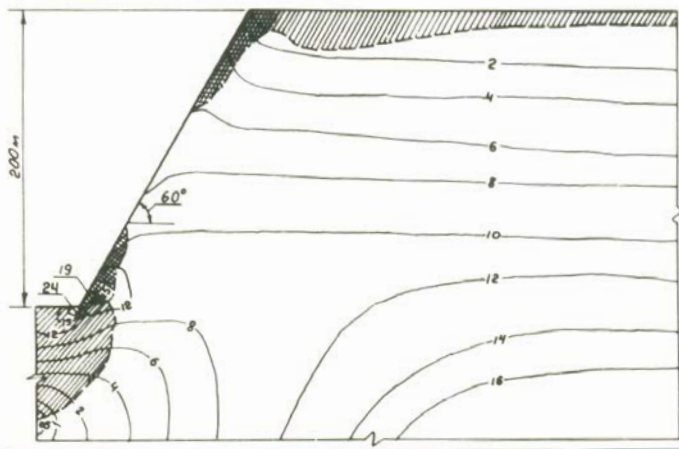


Рис. 4. Картина распределения напряжений в приоткосном массиве в зависимости от крутизны откоса: сплошная линия – изолинии равных значений $10\sigma_{\text{т, max}}$ МПа; заштрихованная зона – $\sigma_x > \sigma_y$; зона в клетку – $\sigma_2 > 0$

нижней бровки откоса борта, под дном карьера, а также в верхней части приконтурной зоны образуются области, где горизонтальные напряжения больше вертикальных.

Сопоставление результатов, полученных для различных схем разработки месторождений открытым и комбинированным способами, показало, что отрицательное влияние подземных выработок на устойчивость борта карьера имеет локальный характер.

Литература

1. Васильев М. В. Назревшие проблемы глубоких карьеров / М. В. Васильев // Горный журнал. – 1977. – № 2. – С. 40–46.
2. Попов И. М. Борьба с оползнями на карьерах / И. М. Попов, Р. П. Окатов. – М.: Недра, 1980. – 239 с.
3. Управление состоянием массивов на открытых разработках / П. И. Копач и др. – Киев: Наукова думка, 1988. – 288 с.
4. Султанов К. С. Упругопластическая модель деформирования структурно-неоднородной среды / К. С. Султанов // ДАН РУз. – 1997. – № 9. – С. 21–24.
5. Григорян С. С. Некоторые вопросы математической теории деформирования и разрушения твердых горных пород / С. С. Григорян // ПММ. – 1967. – Т. 31. – № 4. С. 643–669.
6. Саямова К. Д. Анализ напряженного состояния гидротехнических сооружений с учетом нестационарности сейсмического воздействия / К. Д. Саямова, К. С. Султанов // Прочность материалов и элементов конструкций: труды междунар. науч.-техн. конф., посвящ. 100-летию со дня рождения акад. НАН Украины Г. С. Писаренко, 28–30 сентября 2010. – Киев, 2011. – С. 547–554.
7. Зенкевич О. И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг. – М.: Недра, 1974. – 240 с.
8. Сызранцев В. Н. Расчет напряженно-деформированного состояния деталей методами конечных и граничных элементов / В. Н. Сызранцев, К. В. Сызранцева. – Курган: Изд-во Курганского гос. ун-та, 2000. – 111 с.
9. Ляхтер В. П. Сейсмостойкость грунтовых плотин / В. П. Ляхтер. – М.: Стройиздат, 1981. – 300 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ КРИТЕРИЕВ БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКИ ТРЕХ ПЛАСТОВ НА ШАХТНЫХ ПОЛЯХ ОАО «УРАЛКАЛИЙ» НА ОСНОВЕ ОПЫТА ЭКСПЛУАТАЦИИ ВКМКС

В. Б. Терентьев, Л. О. Тенисон

В процессе эксплуатации рудников Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей (ВКМКС) разработка запасов на трех промышленных горизонтах получила широкое распространение, начиная еще с 30-х годов XX века. Отработка трех пластов позволяет повысить эффективность производства по сравнению с двухпластовой выемкой, однако требует особого научного и инженерного обеспечения в связи с усложнением геомеханической системы «камера – целик – междупластие» и, соответственно, увеличением количества геологических факторов, оказывающих непосредственное или косвенное влияние на устойчивость ее несущих элементов. Освоение новых промышленных площадей неизбежно вносит изменения, связанные с тенденцией постепенного «ухудшения» условий залегания, ростом содержания нерастворимых остатков, уменьшением технологической мощности междупластия при отработке сильвинитовых пластов. Требования к повышению извлечения руды создают необходимость проведения исследований в целях обеспечения геомеханической безопасности при трехпластовой отработке.

Решение одного из наиболее важных вопросов обеспечения устойчивости конструктивных элементов при выемке трех пластов сводится к проблеме применения жестких параметров ($C \leq 0,3$ и $C \leq 0,4$) при относительно «слабом» междупластии. Горное давление в этом случае, не находя достаточной реализации в вертикальном деформировании, формирует, по принципу «слабого звена», концентраторы напряжений в наиболее слабом несущем элементе за счет бокового распора целиков и выдавливания глинистых прослоев. Давление действует на междупластие перпендикулярно напластованию, что вызывает горизонтальную локализацию и взаимное расслоение его структуры. На начальном этапе это может стать причиной формирования трещин расслоения, пучения почвы верхнего пласта, расслоения и последующего обрушения кровли нижнего пласта, а после прохождения точки предела упругости – и обрушения междупластия. В результате обрушения формируется новая геомеханическая система с общим целиком большой высоты, что предполагает увеличение

степени нагружения до $C = 0,6 \div 0,7$ и деформирование по новому закону. В дальнейшем рост скоростей оседания и быстрое податливое деформирование усугубляются, в том числе за счет сформированных до обрушения концентраций напряжений в массиве целиков. Реализация гидрозакладки как горной меры охраны необходима до момента потери междупластием устойчивости, так как в этом случае растворение приконтурной части целиков и некоторое ослабление их несущей способности может вызвать перераспределение картины напряжений в сторону равновесного, а далее создать упор горизонтальному расширению и повысить устойчивость геомеханической системы.

Задача обеспечения устойчивости сводится к нахождению относительного равновесия в системе «степень нагружения целиков – мощность междупластовой потолочины». Этот баланс обеспечивает равномерное прогнозируемое оседание с погашением потенциальной энергии за счет реологического деформирования целиков при том, что междупластие сохраняет устойчивое состояние на период отставания закладочных работ и на время до начала упрочняющего действия гидрозакладочного материала.

В табл. 1 приведены участки повышенной опасности в соответствии с горно-геологическими условиями залегания и горно-техническими схемами отработки. Выделение участков выполнено на основании фактических данных об обрушении междупластий, ускоренном деформировании целиков в истории наблюдений, а также о наличии элементов частичного разрушения геомеханической системы, в соответствии с актами обследований горных выработок. В оценке использованы участки промышленной выемки пластов Вс, АБ, КрII шахтного поля СКРУ-2 и опытно-экспериментального участка БКПРУ-4.

По результатам оценки, задачей работы является определение численных критериев отработки и закладки, обеспечивающих устойчивость конструктивных элементов геомеханической системы при раздельной выемке сближенных силвинитовых пластов на весь период протекания деформационных процессов для условий, когда технологическая мощность междупластия Б-В менее 3 м, а глубина отработки более 300 м.

В первом приближении в качестве критериальных могут быть выделены такие горно-геологические факторы: мощность междупластовой потолочины Б-В в районе разработки; глубина отработки; строение ВЗТ. Основные технологически регулируемые параметры, влияющие на устойчивость геомеханической системы: ширина камеры, a ; ширина МКЦ, b ; степень заполнения камер закладкой, A ; время отставания закладочных работ от очистных, T_3 .

Таблица 1

Совокупность негативных факторов, в соответствии с которыми параметры отработки СКРУ-2, БКПРУ-4 имеют повышенную опасность по дестабилизации геомеханической системы

Горно-геологические условия	Совокупность негативных факторов	Участки повышенной опасности. Зоны СКРУ-2/блоки БКПРУ-4
1 – раздельная отработка пл. В и АБ, $m < 2,5$ м, $H > 300$ м	Ширина камеры более 10 м, при мощности междупластия Б-В менее 2,4 м, частичное расположение в пределах аномалий ВЗТ 3,4 групп	24, 31, 107, 109
	Степень закладки по пласту В или АБ $A < 0,5$, при мощности междупластия Б-В менее 2,2 м	24, 109
	Отсутствие закладки по пласту В или АБ при мощности междупластия Б-В менее 2,2 м. Расположение в пределах аномалии	31, 107, 109
	Время отставания закладочных работ более 10 лет при мощности междупластия менее Б-В 2,2 м и ширине камеры более 10 м	24
	Степень нагружения МКЦ на пл. В или пл. АБ $C > 0,5$, при технологической мощности междупластия Б-В менее 2,5 м и глубине отработки более 330 м. $\lambda m = b/m$ (без. закл) $< 1,5$. Аномалии ВЗТ 1, 2, 3 групп	1 блоки ОЭУ БКПРУ-4
	Степень нагружения МКЦ на пл. В или пл. АБ $C > 0,4$, при технологической мощности междупластия Б-В менее 1,5 м и глубине отработки более 340 м. Аномалии ВЗТ 1, 2, 3 групп	2, 3 блоки ОЭУ БКПРУ-4
2 – раздельная отработка пл. В и АБ, $m > 2,5$ м, $H > 300$ м	Ширина камеры более 10 м и степень закладки на пл. В или АБ $A < 0,5$, или отсутствие закладки на одном из верхних пластов при мощности междупластия Б-В меньше или равной 2,9 м	98, 141
	Отсутствие закладки по пластам В и АБ при мощности междупластия Б-В менее 2,9 м и глубине более 340 м	47
3 – раздельная отработка пл. В и АБ, $m > 2,5$ м, $H < 300$ м	Степень нагружения МКЦ $C > 0,4$	291

Главную роль в определении оптимальных значений применяемых параметров в рассматриваемых условиях играет время устойчивости междупластия Б-В, отчего зависит максимально допустимый период отставания гидрозакладочных работ.

Мощность непосредственной междупластовой потолочины как несущего элемента, за минусом приращения высоты целиков и нарушенных пород в верхней части междупластия, определяется из выражения

$$m_r = m_{\text{п}} - \Delta m - \delta_{\text{оп}}, \quad (1)$$

где $m_{\text{п}}$ – среднее значение мощности междупластия на рассматриваемом участке отработки пластов, м; Δm – расчетное приращение высоты целиков, м; $\delta_{\text{оп}}$ – среднее значение мощности нарушенных пород в верхней части потолочины вследствие пучения почвы камер на верхнем пласте, $0 \leq \delta_{\text{оп}} \leq 0,4$ м. В расчетах принято $\delta_{\text{оп}} = 0,2$ м. В случае, если $m_r < 1,5$ м (при отсутствии аномалий ВЗТ выше 4 группы) и выемка одного из пластов не запрещена [1], рекомендуется совместная отработка пластов В и АБ.

С целью выявления эмпирических зависимостей отставания закладочных работ от применяемых параметров в различных горно-геологических условиях, актуальных при трехпластовой отработке, ключевым из которых является мощность междупластия Б-В, нами выполнено численное моделирование на основании исследований работы [2]. Данные по вариантам расчета сведены в табл. 2.

Таблица 2

Варианты параметров отработки, для которых выполнены расчеты времени устойчивости междупластовой потолочины Б-В

Мощность междупластовой потолочины Б-В, м			Глубина до почвы пласта В, м	Ширина МХЦ b , м	Ширина камеры a , м	Ссылка на рис.
1,5–1,9	1,9–2,3	2,3–2,8	>300	5,0; 6,0; 7,0; 8,0; 9,0	От 5,0 до 9,0	1, 2, 3
				9,0; 10,0; 11,0; 12,5; 14,0; 16,8	От 8,0 до 13,0	

Для расчета времени устойчивости междупластовой потолочины использована методика, основанная на натуральных наблюдениях, разработанная под руководством д. т. н. Нестерова [2]. Расчет выполнен относительно воздействия горизонтальной составляющей сил бокового распора междукамерных целиков. Величина горизонтальной составляющей [2]

$$\sigma_x = 2\lambda\gamma H \frac{a_H + b_H}{b_H + b_B}, \quad (2)$$

где λ – коэффициент бокового распора, $\lambda=0,45-0,6$; γ – объемный вес налегающих пород, $\gamma=2,2$ т/м³; H – глубина залегания междупластия, м; a_H – ширина пролета очистных камер на нижнем пласте, м; b_H – ширина МКЦ на нижнем пласте, м; b_B – ширина МКЦ на верхнем пласте, м.

Степень нагружения потолочины продольными сжимающими напряжениями равна [2]

$$C_{II} = \frac{Q_r}{P}, \quad (3)$$

где Q_r – продольная сжимающая нагрузка; P – несущая способность потолочины на восприятие продольных сжимающих напряжений [2]:

$$Q_r = \max \begin{cases} Q_B \lambda \frac{m_r}{b}, \\ \lambda \gamma H \left(\frac{m_B + m_H}{2} + m_r \right), \end{cases} \quad (4)$$

где Q_B – вертикальная нагрузка, равная реакции целика на проходящийся на него вес вышележащей толщи. $Q_B = \gamma H (a + b)$ (при ленточных целиках) [2].

Несущая способность потолочины на восприятие продольных сжимающих напряжений [2]

$$P = \sigma_c k_4 k_5 k_6 m_r, \quad (5)$$

где k_6 – коэффициент уменьшения прочности за счет приложения нагрузки вдоль напластования ($k=0,75$ для мелкослоистого строения междупластия); k_5 – коэффициент, учитывающий влияние продольной компоненты напряжений, действующий вдоль камеры ($k=1,25$); σ_c – средневзвешенный предел прочности на одноосное сжатие пачки пород, слагающих потолочину ($\sigma_c=2025$ тс/м²); k_4 – коэффициент, учитывающий влияние отношения мощности потолочин к ширине камер [2]:

$$k_4 = \sqrt{\frac{2m_r}{a}}. \quad (6)$$

Время устойчивости междупластовой потолочины определяется по скорости изменения установившейся ползучести ϵ' в зависимости от степени нагружения C_{II} [2, 3]:

$$t = \frac{\varepsilon_{кр}}{\varepsilon'} \quad (7)$$

где $\varepsilon_{кр}$ – критическая скорость ползучести в процентах, определяется по аналогии с критической деформацией междукамерных целиков [2, 3].

Время допустимого отставания закладочных работ от очистных:

$$T_M > (k_c T_3 - T_K) \rightarrow (T_M - T_K) > k_c T_3, \quad (8)$$

где T_M – период устойчивого состояния междупластия; T_3 – период отставания закладочных работ; T_K – период до момента достижения целиками величины горизонтального расширения, обеспечивающего взаимно-нейтрализующее давление пород и массива гидрозакладки, $T_K = 3$ года; k_c – коэффициент компенсации, $k_c = 0,5$.

По причине растворения приконтурной части целиков рассолами гидрозакладочной пульпы в период внесения гидрозакладки, степень нагружения целиков возрастает до некоторого предела, ограниченного минимальной для данных параметров степенью заполнения камер закладочным материалом. Расчет степени нагружения целиков до внесения гидрозакладки и при учете приконтурного растворения целиков выполнен по методике нормативного документа пункты 1.2, 1.6, 1.7 [1, приложение 1].

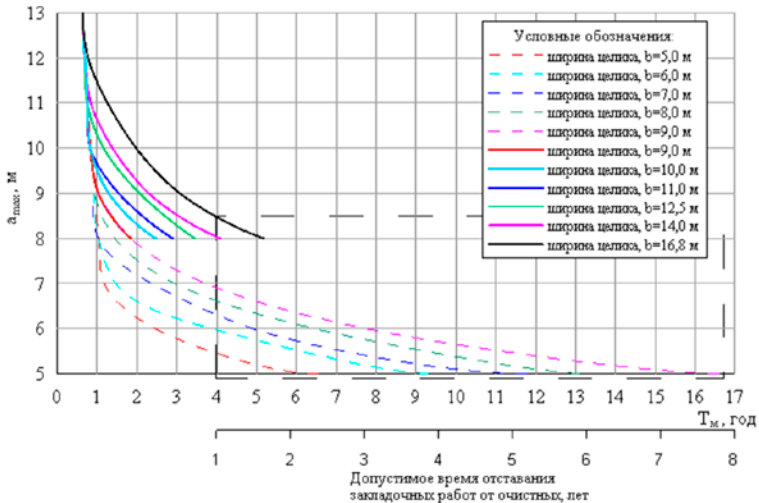


Рис. 1. График зависимости времени устойчивого состояния междупластия и отставания гидрозакладочных работ T_3 от ширины камеры a и ширины целика b , при глубине отработки $H > 300$ м, при $1,5 \leq m_r < 1,9$

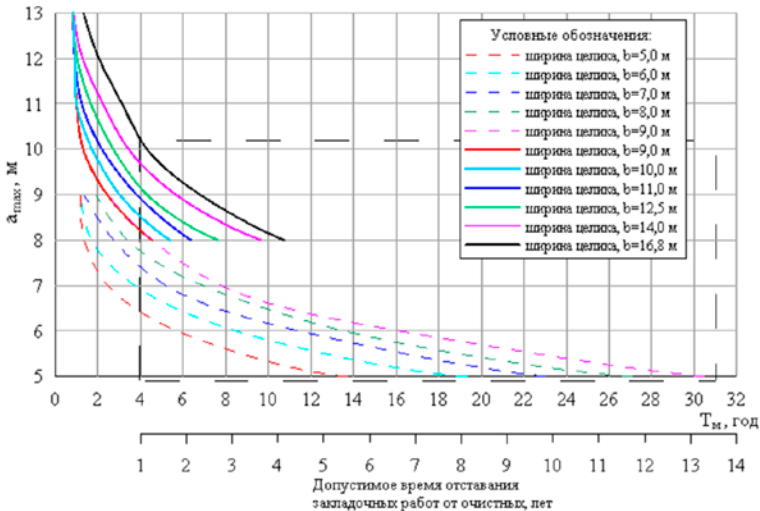


Рис. 2. График зависимости времени устойчивого состояния междупластия и отставания гидрозакладочных работ T_3 от ширины камеры a и ширины целика b , при глубине отработки $H>300$ м, при $1,9 \leq m_1 < 2,3$ м

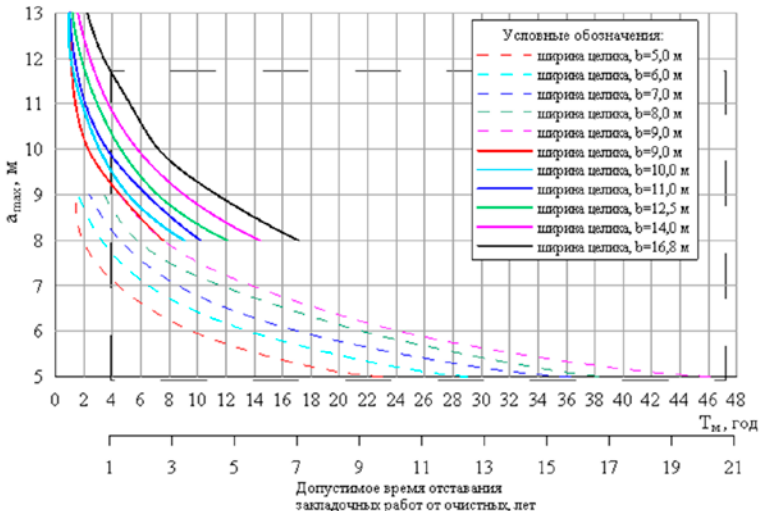


Рис. 3. График зависимости времени устойчивого состояния междупластия и отставания гидрозакладочных работ T_3 от ширины камеры a и ширины целика b , при глубине отработки $H>300$ м, при $2,3 \leq m_1 < 2,8$ м

Значение проектной ширины междукамерных целиков определяется из выражения $b_s = b + 2\Delta b$ в соответствии с формулой (1.22) [1]. $2\Delta b = 0,8$ м п. 1.7. [1, приложение 1]. Расчетная прочность пород $\sigma_{п}$ в формуле для вычисления степени нагружения, п. 1.5 [1, приложение 1]. Коэффициент k_f в зависимости от значения параметра $\lambda_m = b/m$ определяется из выражений п. 1.5.1 [1, приложение 1]. В зависимости от степени заполнения камер закладкой A и коэффициента усадки закладочного массива B ($B = 0,18$ для материала гидрозакладки) коэффициент β_{mk} при отработке сильвинитовых пластов определяется из выражения п. 1.11.1 [1, приложение 1].

Полученные данные для рассмотренных параметров представлены на графике зависимости степени нагружения после производства гидрозакладки от ширины камер при различной ширине целика для глубин более 310 м до кровли пл. КрII (рис. 4). Область параметров, удовлетворяющих допустимой степени нагружения параметров отработки $C \leq 0,3$ и $C \leq 0,4$ (п. 2.5 [1]), выделена штрихпунктирной линией (см. рис. 4).

Выводы: В область, удовлетворяющую критериям геомеханической безопасности по результатам графического анализа (см. рис. 1, 2, 3, 4), включены параметры:

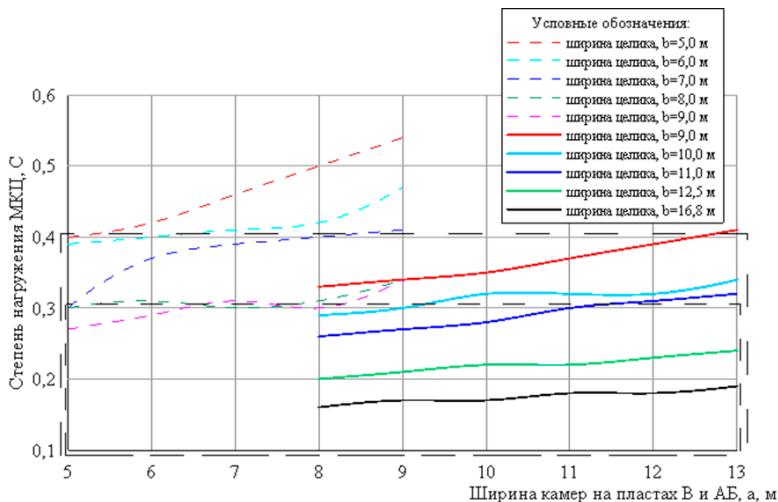


Рис. 4. График зависимости степени нагружения МКЦ от соотношения ширины камеры a и ширины целика b после производства закладочных работ при глубине отработки до кровли пл. КрII $H > 310$ м

– со степенью нагружения $C \leq 0,4$ для нормального строения ВЗТ и $C \leq 0,3$ для аномалии 4 группы (после производства гидрозакладки);

– параметры, предполагающие отставание закладочных работ от очистных $T_3 \geq 2$ лет, в целях создания запаса времени для производственных процессов;

– параметры отработки с технологически реализуемой средней степенью заполнения камер закладкой по пластам В и АБ, $A \leq 0,85$;

– экономически целесообразные параметры отработки, обеспечивающие расчетный коэффициент извлечения руды $W \geq 0,400$.

Как наиболее целесообразные для условий $m_r = 1,5-1,9$ м, при $H > 300$ м, при нормальном строении ВЗТ приняты параметры: $5,0 \leq a \leq 5,5$ м; $6,0 \leq b \leq 7,0$ м; $T_3 = 2,0-3,5$ года, $A_{cp} = 0,75$. При аномальном строении ВЗТ 4 группы: $5,0 \text{ м} \leq a \leq 6,5$ м; $8,0 \leq b \leq 9,0$ м; $T_3 = 2,0-3,0$ лет, A_{cp} не менее 0,7.

Для условий $m_r = 1,9-2,3$ м, при $H > 300$ м, при нормальном строении ВЗТ: $5,0 \leq a \leq 6,0$ м; $6,0 \leq b \leq 7,0$ м; $T_3 = 3,0-4,5$ лет, A_{cp} не менее 0,75. При аномальном строении ВЗТ 4 группы: $6,0 \leq a \leq 8,0$ м; $8,0 \leq b \leq 11,0$ м; $T_3 = 2,0-5,5$ лет, A_{cp} не менее 0,7.

Для условий $m_r = 2,3-2,8$ м, при $H > 300$ м, при нормальном строении ВЗТ: $5,0 \leq a \leq 6,0$ м; $6,0 \leq b \leq 7,0$ м; $T_3 = 5,0-7,0$ лет; $A_{cp} = 0,75$. При аномальном строении ВЗТ 4 группы: $6,0 \leq a \leq 9,0$ м; $8,0 \leq b \leq 11,0$ м; $T_3 = 2,5-6,0$ лет; A_{cp} не менее 0,75.

Закладочные работы для всех рассмотренных условий рекомендуем выполнять с максимальной полнотой. В дальнейшем необходимо дополнить совокупность исходных критериев, вводя в расчетный аппарат для устойчивости междупластия коэффициенты, зависящие от его структуры, уровня складчатости и содержания нерастворимого остатка.

Литература

1. Указания по защите рудников от затопления и охране подрабатываемых объектов в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей / ГИ УрО РАН. – Пермь, 2008.

2. Рекомендации по расчету устойчивых пролетов очистных выработок на калийных месторождениях / ВНИИГ – Л., 1982.

3. Указания по охране зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок и по охране рудников от затопления в условиях ВКМКС/ ВНИИГ. – Л., 1984.

ИНЖЕНЕРНАЯ МЕТОДИКА ОЦЕНКИ СКОРОСТИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ДЕФОРМАЦИЙ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ КАРНАЛЛИТОВОГО ПЛАСТА С УЧЕТОМ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ С ЗАКЛАДОЧНЫМ МАССИВОМ

В. Н. Антуков, Д. С. Чернопазов

Карналлит, используемый в качестве сырья для получения магния, является важнейшим стратегическим объектом недропользования. Для условий Верхнекамского месторождения калийно-магниевых солей (ВКМКС) отработка карналлитовой руды ведется по промышленному пласту V_k на участках его карналлитового состава. В настоящее время разработка карналлитового пласта V_k ведется на руднике СКРУ-1.

Основными особенностями выемки карналлита в условиях ВКМКС является его низкая прочность, интенсивная складчатость породной толщи и повышенная опасность возникновения газодинамических явлений. Эти факторы привели к разработке еще в 40–60-е годы XX столетия общего подхода к ведению очистных работ по пласту V_k , суть которого сохраняется и по настоящее время: очистные работы ведутся камерной системой разработки на всю мощность пласта ($h = 6–10$ м) с оставлением достаточно жестких (шириной $b = 16–19$ м) междукамерных целиков (МКЦ) с обязательной закладкой камер. Требуемая степень заложения составляет не менее 75% при отставании фронта закладочных работ на срок не более 2 лет.

Сложные горно-геологические и горнотехнические условия разработки пласта V_k остро ставят задачу прогнозируемости процессов, протекающих в горном массиве под влиянием техногенных нагрузок и горного давления. Одним из существенных параметров прогноза является установление сроков устойчивости очистных камер, определяемых динамикой деформационных процессов, протекающих в междукамерных целиках. Для решения поставленной задачи был выполнен комплексный анализ известных экспериментальных и натурных данных о протекании геомеханических процессов в элементах камерной системы разработки карналлитового пласта.

Анализ натурных данных по процессу вертикального деформирования междукамерных целиков с учетом закладки выработанного пространства позволил разработать общую схему его деформирования во времени (рис. 1).

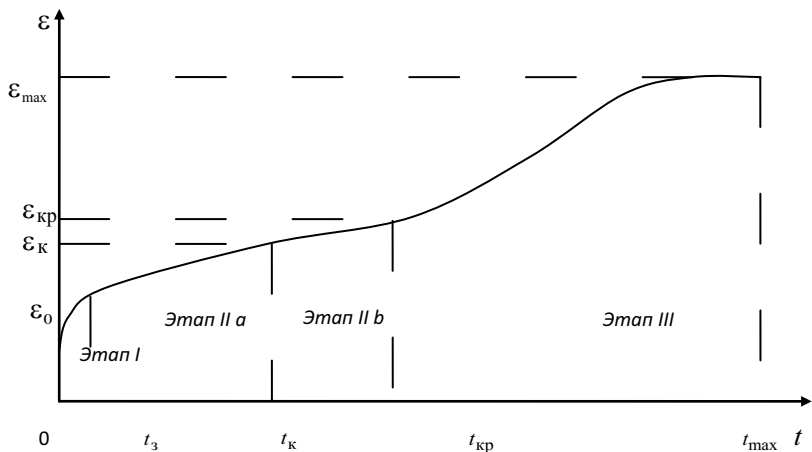


Рис. 1. Общая схема деформирования целика

Согласно выполненному анализу, выявлена ярко выраженная стадийность поведения междукамерных целиков во времени:

Этап 1. При проходке камеры ($t = 0$) происходит активизация деформационных процессов с практически мгновенным достижением величины ε_0 , с последующим их затуханием при удалении фронта очистных работ.

Анализ натуральных данных позволил оценить начальную деформацию целика при его оконтуривании в виде соотношения [1]

$$\varepsilon_0 \equiv \varepsilon_1^e = A_1 \cdot \frac{\omega}{1 - \omega} \cdot \frac{\gamma H}{E},$$

где $A_1 = 1\%$; $\omega = \frac{a}{a+b}$ – расчетное значение коэффициента извлечения полезного ископаемого; E – агрегатный модуль деформации; γH – горное давление.

Этап 2. Вторая стадия деформирования – стадия установившейся ползучести – подразделяется на стадию II *a* (до контакта целика и закладочного массива) и II *b* (стадию совместного устойчивого деформирования системы с постепенным нарастанием усилия контакта между целиком и закладкой).

Скорость вертикального деформирования карналлитовых междукамерных целиков аппроксимирована уравнением [1]:

$$\dot{\varepsilon}_1^p = A_3 \frac{\gamma H}{E(1-\omega)} \exp(\bar{\beta} C),$$

где $A_3 = 4,0 \times 10^{-3} \%$; $\bar{\beta} = 10$.

Степень нагружения целика C определяется так:

$$C = \frac{\gamma H}{(1-\omega)\sigma_{сж}},$$

$$\sigma_{сж}^0 = K_M K_\Gamma K_\Phi K_3 \sigma_{сж}^0,$$

где $\sigma_{сж}^0$ – прочность на сжатие стандартного образца карналлита, $h/d = 2$.

Поправочные коэффициенты в формуле определяются из соотношений: коэффициент учета масштабного эффекта увеличения прочности в массиве $K_M = 1,12$; коэффициент учета наличия глинистых прослоек в целике K_Γ ,

$$K_\Gamma = 1 - 3,5 \cdot m_\Gamma / h,$$

где m_Γ – суммарная мощность глинистых прослоек в целике; h – высота целика; коэффициент учета формы целика K_Φ

$$K_\Phi = \frac{1}{2,2} \left(1 + 2,4 \frac{b}{h_p} \right),$$

где h_p – приведенная высота междукамерного целика, равная $h_p = 1,25h$.

Коэффициент учета влияния закладочного массива на целик K_3

$$K_3 = 1 + 2,0 \frac{q}{\sigma_{сж}^0} A,$$

где q – реактивное давление при взаимодействии закладочного массива с боковой поверхностью целика; A – степень заполнения камеры закладочным массивом.

Для определения величины бокового давления q примем следующие соотношения:

$$q = \begin{cases} \frac{\sigma_{np}(T)}{\varepsilon_{np}(T)} \varepsilon, & \varepsilon < \varepsilon_{np} \\ \sigma_{np}(T), & \varepsilon \geq \varepsilon_{np} \end{cases}, \quad (1)$$

где σ_{np} – прочность закладки; ε_{np} – предельная деформация закладки.

Временные зависимости $\sigma_{\text{пр}}(T)$, $\varepsilon_{\text{пр}}(T)$ в (1) имеют вид $\sigma_{\text{пр}}(T) = C_1 + C_2[1 - \exp(-C_3T)]$, $\varepsilon_{\text{пр}}(T) = D_1 + D_2[1 - \exp(-D_3T)]$, где $C_1 = 0,3$; $C_2 = 1,7$; $C_3 = 0,14$; $D_1 = 3,5$; $D_2 = 4,5$; $D_3 = 0,14$.

Параметры C_i , D_i определены с использованием экспериментальных данных [2], полученных для образцов закладки возраста 1 и 5 лет, различной геометрии ($h/a = 1,5$; $1,0$; $0,5$) при различных скоростях перемещения траверсы испытательной машины 1 и $0,1$ мм/мин.

При вычислении величины реактивного давления необходимо иметь в виду следующий факт. Несмотря на то что давление является функцией возраста закладки и поперечной деформации, приращение давления связано только с приращением деформации, но не с приращением возраста. Действительно, деформируем достаточно быстро закладку возраста T_1 до уровня ε_1 , создав при этом давление q_1 . Далее зафиксируем деформацию на уровне ε_1 в течение некоторого времени $T_2 > T_1$. Несмотря на повышение механических характеристик закладки с увеличением возраста T_2 , это не приведет к увеличению давления $q_2 = q_1$. Поэтому $\Delta q = \frac{\partial q}{\partial \varepsilon} \Delta \varepsilon = \frac{\sigma_{\text{пр}}}{\varepsilon_{\text{пр}}} \Delta \varepsilon$. Тогда с помощью (1) можно получить дифференциальное уравнение для изменения реактивного давления при контакте закладочного массива с боковой поверхностью целика

$$q^* = \frac{\partial q}{\partial \varepsilon} \varepsilon^* = \frac{\sigma_{\text{пр}}}{\varepsilon_{\text{пр}}} \varepsilon^*, \text{ если } \varepsilon < \varepsilon_{\text{пр}},$$

$$q^* = 0, \text{ если } \varepsilon \geq \varepsilon_{\text{пр}}.$$

Реактивное давление закладочного массива на междукамерный целик возникает при контакте закладки с контуром целика. Время контакта закладочного массива с целиком t_k определено с учетом уровня горизонтальной усадки закладочного массива $1,5\%$ [3] и приближенного соотношения при деформации целика $\varepsilon_x^p \approx \varepsilon_y^p$:

$$\varepsilon_k = 0,015 \frac{a}{b}.$$

Выражение для критической деформации принято в форме, изложенной в работе [4]:

$$\varepsilon_{\text{кр}} = 0,0133(b/h).$$

Этап 3. После достижения вертикальной деформации ползучести целика критического значения $\varepsilon_{\text{кр}}$ наступает III (прогрессирующую)

шая) стадия ползучести, которая объединяется со стадией полного разрушения верхней части целика и посадки кровли на закладочный массив. На этой объединенной стадии при $t \rightarrow \infty$ асимптотически достигается максимальное значение деформации системы ε_{\max} . Последнюю величину можно оценить по данным измерений осадки дневной поверхности над шахтным полем.

Скорость ползучести на III (прогрессирующей) стадии определяется выражением

$$\dot{\varepsilon}_1^p = A_3 \frac{\gamma H}{E(1-\omega)} \exp(\bar{\beta}C) \frac{\varepsilon_{\max} - \varepsilon_1^p}{\varepsilon_{\max} - \varepsilon_{\text{кр}}} . \quad (2)$$

На этой стадии действуют несколько конкурирующих механизмов развития деформации ползучести целика. Модуль деформации E и предел прочности на сжатие карналлита $\sigma_{\text{сж}}^0$ снижаются, поскольку деформирование перешло на закритическую стадию – это ведет к росту скорости ползучести. С другой стороны, растет величина реактивного давления закладки q , также при развитых деформациях происходит постепенная посадка кровли на закладочный массив и $\varepsilon_1^p \rightarrow \varepsilon_{\max}$. Последний факт отражается в уравнении (2) появлением дополнительного множителя $\frac{\varepsilon_{\max} - \varepsilon_1^p}{\varepsilon_{\max} - \varepsilon_{\text{кр}}}$, стремящегося в пределе к нулю.

Максимальное значение деформации ε_{\max} определяется через максимальную величину осадки системы целик + камера с закладочным массивом, которая коррелирует с прогибом слоев водозащитной толщи U_{\max} на период окончания процесса сдвижения

$$\varepsilon_{\max} = \frac{U_{\max}}{h} ,$$

где h – высота целика.

Величина прогиба U_{\max} связана с заполнением свободного объема в камере между кровлей и закладочным массивом U'_{\max} , верхней частью карналлитового целика и величиной средней деформации закладки и целика U''_{\max} после разрушения верхней части целика и посадки кровли

$$U_{\max} = U'_{\max} + U''_{\max} = \frac{a}{a+b} h [1 - A(1-B)] + \frac{0,07a + 0,01b}{a+b} h .$$

Предел прочности на сжатие $\sigma_{\text{сж}}^0$ и модуль деформации E при $\varepsilon_1^p > \varepsilon_{\text{кр}}$ постепенно уменьшаются согласно [5]:

$$\bar{\sigma}_{\text{сж}}^0 = \sigma_{\text{ост}}^0 + (\sigma_{\text{сж}}^0 - \sigma_{\text{ост}}^0) \exp(-5\Delta\varepsilon_1^p), \quad \bar{E} = E \left(\frac{\bar{\sigma}_{\text{сж}}^0}{\sigma_{\text{сж}}^0} \right)^{0,1},$$

где $\sigma_{\text{ост}}^0 = 0,58\sigma_{\text{сж}}^0$ – остаточная прочность; $\Delta\varepsilon_1^p = \varepsilon_1^p - \varepsilon_{\text{кр}}^p$.

Оценка эффективности предложенной методики выполнена на основе сопоставления расчетных данных со значениями вертикальных деформаций земной поверхности, полученных по данным профильных линий грунтовых реперов.

Выполненная оценка свидетельствует о хорошем соответствии расчетных и натуральных данных. Наименьшее расхождение достигается на участках шахтного поля, где исключается взаимное влияние горных работ на смежных участках, связанное с системой разработки силвинитовых пластов (рис. 2).

Снижение точности расчета объясняется различной скоростью погашения выработанных пустот по силвинитовым и карналлитовым пластам, что приводит к формированию совместной мульды сдвига от смежных обрабатываемых участков с немонотонной скоростью оседания (рис. 3).

Таким образом, разработанная методика оценки вертикальных деформаций карналлитовых междукамерных целиков позволяет оценить скорости оседаний земной поверхности на весь срок активного процесса сдвига, вызванного погашением очистных камер

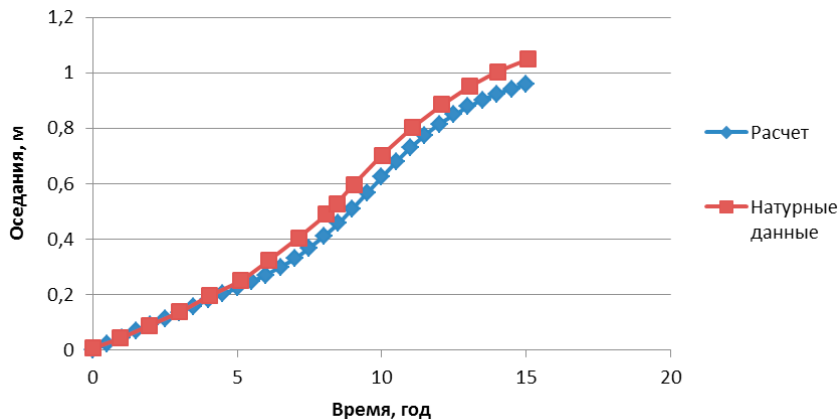


Рис. 2. Сравнение расчетных величин оседаний земной поверхности с натуральными данными для условий 1 ВП рудника СКРУ-1

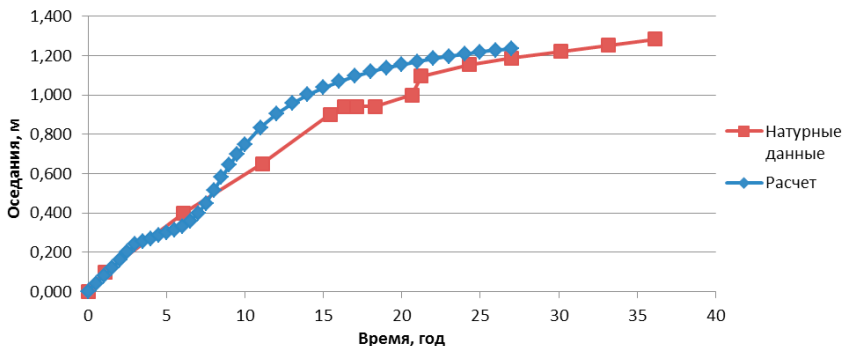


Рис. 3. Сравнение расчетных величин оседаний земной поверхности с натурными данными для условий 3 ВП рудника СКРУ-1

по карналлитовому пласту с учетом различной степени их закладки. Представленная методика прошла апробацию в ОАО «Уралкалий» и может использоваться для определения рациональных параметров системы разработки карналлитовых пластов в условиях рудников ВКМКС.

Литература

1. Методика оценки напряженно-деформированного состояния и устойчивости конструктивных элементов системы разработки (междукамерных целиков, кровли и почвы очистных камер) при разработке карналлитового пласта в горно-геологических и горнотехнических условиях рудников ОАО «Сильвинит»: отчет о НИР / ОАО Галургия (х/д № 186С/2002); рук. Константинова С. А. – Пермь, 2002.
2. Некоторые результаты испытаний образцов закладочного массива различного возраста при сжатии / С. А. Константинова и др. // Известия вузов. Горный журнал. – 2011. – № 3. – С. 90–98.
3. Борзаковский Б. А. Закладочные работы на Верхнекамских калийных рудниках: справочник / Б. А. Борзаковский, Л. М. Папулов. – Москва: Недра, 1994. – 234 с.
4. Указания по охране зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок и по охране рудников от затопления в условиях Верхнекамского месторождения калийных солей. – Ленинград, 1985. – 324 с.
5. Разработка новых и корректировка действующих методик оценки напряженно-деформированного состояния и устойчивости несущих элементов системы разработки и оседаний земной поверхности при разработке калийно-магниевых руд и добыче каменной соли на рудниках ОАО «Сильвинит». Разработать программное обеспечение: отчет о НИР / ОАО «Галургия»; рук. Константинова С. А. – Пермь, 2009. – 128 с.

К ВОПРОСУ О КОМПЛЕКСНОЙ ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, РАСПОЛОЖЕННЫХ В КОРЕ ВЫВЕТРИВАНИЯ И ПРОЧИХ МАССИВАХ РЫХЛЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Н. П. Седов

Существующий в настоящее время порядок отработки месторождений полезных ископаемых, расположенных в коре выветривания отвалов старых рудников, недоработанных целиков россыпных месторождений и других рудных массивов, расположенных в рыхлом комплексе горных пород, предполагает их отработку способом скважинного подземного выщелачивания, либо открытой разработкой с последующей переработкой извлеченной руды на полигоне кучного выщелачивания или на обогатительной фабрике. Как и любой другой способ отработки рудных месторождений, названные имеют свои преимущества и недостатки.

Скважинное подземное выщелачивание предполагает эффективную отработку руд, расположенных ниже уровня подземных вод. Опыт показывает, что руды, расположенные выше уровня подземных вод, извлекаются способом СПВ в объеме на уровне 15% от утвержденных (чаще авторских) запасов.

Отработка открытым способом рентабельна при наличии достаточного содержания полезного компонента в руде, запасов, позволяющих эффективно окупить затраты на строительство, и организационных факторов.

На сегодня число месторождений, которые можно рентабельно отработать традиционными способами, становится все меньше, но имеется много небольших по запасам и содержанию полезного компонента месторождений. В создавшейся ситуации уместно выполнять разведку месторождений такого типа комплексно с опытно-технологическими испытаниями способа дальнейшей отработки. В составе опытно-технологических испытаний стоит выполнить исследования по комплексной отработке, с учетом изъятия всех запасов, как выше, так и ниже уровня подземных вод. Состав работ должен включать опыты по:

- скважинному подземному выщелачиванию руд, расположенных ниже уровня подземных вод;
- скважинной гидродобыче руд как из осушенной, так и из обводненной (на случай отработки малых рудных тел) зон;
- чановому выщелачиванию руды, извлеченной скважинной гидродобычей;

- извлечению полезного компонента из пульпы скважинной гидродобычи (СГД) на концентраторах;
- закачке отработанной рудной массы обратно в отработанное пространство.

Поскольку на стадии опытно-технологических испытаний не требуется снаряд для СГД большой производительности, можно использовать комплект оборудования, разработанный специалистами ПГО «Полярноуралгеология» для самоходной многоцелевой буровой установки УРБ-2А2 на вездеходной транспортной базе. Эта установка широко применяется для бурения скважин как бытовых, технических, гидрогеологических, так и геологоразведочных. Конструкция снаряда проста и удобна, изготовить его можно в мастерских геологоразведочных предприятий. Есть и другие разработки. Известные действующие предприятия СГД: Сибирский промышленный холдинг и Белгородская горнодобывающая компания. Их опыт дает положительный результат, хотя одни работают на рыхлом комплексе пород, залегающих на глубине до 100 м, а другие – в более сложных горно-технических условиях и на большой глубине (до 800 м).

Технология чанового выщелачивания достаточно хорошо разработана в ООО «Унипромедь Инжиниринг» и также доступна для переработки малых объемов извлеченных руд. Для постановки ее в объемах опытно-технологических испытаний нет необходимости приобретать специализированное дорогостоящее оборудование и привлекать узких специалистов.

Способ скважинного подземного выщелачивания небольших по запасам месторождений цветных металлов также уже достаточно изучен, чтобы его могла применить геологоразведочная организация. Для получения выщелачивающего реагента (например, хлорной воды, гипохлорита натрия) достаточно иметь электролизер небольшой производительности и несколько коррозионностойких емкостей для растворов. Электролизеры небольшой производительности на рынке есть, коррозионностойкие резервуары тоже свободно можно приобрести, либо самим покрыть химически стойким составом обычные стальные резервуары. Опыт получения реагента на месторождении есть: это опыт ООО «Геоприд», десять лет ведущего добычу золота с эксплуатацией электролизного оборудования в полевых условиях. Остальное оборудование для обвязки полигона скважинного подземного выщелачивания (СПВ) широко распространено на российском рынке.

Пока еще мало что известно об опытах по закачке переработанной пульпы скважинной гидродобычи в отработанное пространство: нет работы, нет и опыта. Все необходимые расчеты для выполне-

ния опытно-технологических испытаний в состоянии подготовить горный инженер, например, специальности «Технология и техника разведки МПИ». Для этого есть достаточное количество справочной и методической литературы; по желанию можно заказать проект в действующей проектной организации горного профиля, таких сейчас много.

Необходимость проведения опытно-технологических испытаний диктуется современной обстановкой в горном производстве в части развития инновационных технологий добычи, таких как СПВ и СГД в комплексе с чановой и другими способами переработки руды на месторождении. Многие неудачи в отработке месторождений этим способом возникают из-за того, что строят рудник на одну технологию, но оказывается, что она для данного месторождения не подходит и рудник надо переоборудовать или строить заново, чаще его просто бросают (Икрянское месторождение, Горный прииск и др.).

Проведение опытно-технологических испытаний на стадии геологоразведочных работ, способствуя значительно большей готовности месторождения к отработке на стадии защиты запасов, расширяет спрос на месторождения кор выветривания, техногенных месторождений, погребенных россыпей и других месторождений, которые возможно отработать СГД, СПВ или комплексно.

Пример по исходным данным и комплексу основного оборудования для комбинированной отработки месторождения золота в коре выветривания рассмотрен ниже.

Исходные данные:

- мощность коры выветривания 72 м;
- уровень подземных вод 33 м;
- краткая характеристика геологического разреза: глинисто-щебенистая кора выветривания с щебенистыми прослоями мощностью 3–5 м в интервале с глубины от 10–12 м до забоя. Размер частиц щебня менее 3 см. Число прослоев 2–4, щебень в глинистой массе;
- золото мелкое: от 0,2 мм до 40 мкм около 70%.

Стадии отработки:

1. Скважинное подземное выщелачивание рудного массива, расположенного ниже уровня подземных вод. Реагент-растворитель – гипохлорит натрия с добавлением соляной кислоты. Основное применяемое оборудование в расчете на 140 кг гипохлорита в сутки (по активному хлору): блок из 4 электролизеров конструкции ОАО «Синтез»; 5 резервуаров для приготовления раствора хлорида натрия емкостью от 4 до 25 м³; насосное оборудование; 2 резервуара для соляной кислоты с насосом для ее перекачки; блок адсорберов для переработки продуктивных растворов.

2. Отработка рудного массива выше уровня подземных вод способом скважинной гидродобычи. Ее целесообразно использовать для дальнейшей отработки ячейки СПВ, используя при этом сохранившиеся откачные и закачные скважины. Размер квадрата ячейки обычно 5×5 м, отсюда, поскольку размер камеры не должен выйти за пределы ячейки, при срабатывании маячка оборудование переставляется на следующую ячейку. При средней глубине закачных скважин 10 м объем отработанной руды из одной ячейки составит около 500 м³.

В лучшем варианте поднятую продуктивную пульпу нужно пропустить через вибросито с ячейкой -3 мм, а затем направить на концентратор, после чего отработанную пульпу слить в прудок-накопитель. После отработки ячейки отработанную пульпу закачать из прудка обратно в ячейку.

Комплект оборудования: буровая установка УРБ-2А2 или подобная с буровым насосом НБ-50; гидродобычной снаряд, например СГС-2 конструкции Поляруралгеологии или другой; вибросито; концентратор Фалькон, ЦВК, ЦКПП или другой; компрессорная станция с давлением от 1 МПа при расходе от 15 м³/мин.

В качестве базового руководства при испытаниях способа СГД можно использовать работу «Методика опытно-промышленных испытаний технологии скважинной гидродобычи» [2].

Примеры расчета производительности установок скважинной гидродобычи опубликованы, и их достаточно. На основе одной из них [3] можно ориентировочно оценить производительность опытной установки. Так, при отработке глинисто-щебенистой коры выветривания в осушенной зоне до глубины 20–25 м и при расстоянии до забоя до 5–6 м можно получить производительность не менее 5–6 м³/ч, используя штатный буровой насос НБ-50. С этой задачей справится буровая установка УРБ-2А2 и ей подобные.

При планировании процесса организации работ по добыче необходимо учесть вопросы промышленной безопасности.

Литература

1. Скважинная гидродобыча полезных ископаемых / В. Ж. Аренс и др. – М.: Горная книга, 2011.

2. Аренс В. Ж. Методика опытно-промышленных исследований технологии скважинной гидродобычи / В. Ж. Аренс, Г. Х. Хчеян, А. С. Хрулев // Маркшейдерский вестник. – 2010. – № 3.

3. Никулина Л. Н. Расчет производительности размыва пород при скважино-гидравлической добыче / Л. Н. Никулина, В. К. Багазеев // Уральская горная школа – регионам: науч.-пром. симпозиум: сб. докл.– Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. – С. 190–192.

ОПТИМИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИЙ БОРТОВ КИМБЕРЛИТОВЫХ КАРЬЕРОВ В УСЛОВИЯХ КРИОЛИТОЗОНЫ

А. Н. Акишев, И. Б. Бокий

Одной из важнейших характеристик карьеров, влияющей на многие другие и общую экономичность открытых горных работ, является угол наклона борта на конец отработки.

За длительный период эксплуатации кимберлитовых карьеров получен большой объем объективной информации по фактическому состоянию бортов карьеров, результатам внедрения в производство большого числа разработок, направленных на улучшение конструкции нерабочих бортов, схем вскрытия, порядка отработки и технологии горных работ в районах Крайнего Севера. Климатические и природные условия здесь относятся к разряду экстремальных, оказывают непосредственное влияние на параметры отработки месторождений, поэтому очевидна необходимость разработки и применения современных методов оптимизации конструкций бортов карьеров в многолетнемерзлых горных породах, расчетных схем и методик оценки устойчивости уступов и бортов нетрадиционной конструкции, вплоть до нерабочих уступов вертикального профиля.

Оптимизация должна основываться на максимальном использовании прочностных свойств мерзлых пород, разработке новых подходов.

В работе оптимизация конструкций бортов карьеров рассматривалась на примере проектирования карьера на трубке «Ботуобинская». Вмещающие породы алмазных месторождений Якутии представлены достаточно прочными разностями. Для проектирования карьера изучались физико-механические свойства вмещающих пород в талом и мерзлом состоянии.

Данные для анализа получены в результате обработки лабораторных исследований керновых проб геомеханических скважин № 1 гм, 2 гм и 4 гм в окрестности проектируемого карьера [1]. Материал проб – преимущественно карбонатные породы (доломиты, известняки) и алевролиты. Исследования проводились институтом «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ОАО) совместно с Институтом горного дела Севера им. Н. В. Черского СО РАН (ИГДС СО РАН).

Для проведения механических испытаний было изготовлено около 5000 образцов. Лабораторные испытания определения прочност-

ных свойств в мерзлом состоянии вмещающих пород проводили в термокамере при температуре -4°C .

В табл. 1 и на рис. 1–3 приведено сравнение прочностных характеристик горных пород исследуемых скважин в талом и мерзлом состояниях.

Таблица 1

Средние значения прочностных характеристик вмещающих пород

№ скважины	Талое состояние				Мерзлое состояние			
	$\sigma_{с}, \text{МПа}$	$\sigma_{р}, \text{МПа}$	φ	$C, \text{МПа}$	$\sigma_{с}, \text{МПа}$	$\sigma_{р}, \text{МПа}$	φ	$C, \text{МПа}$
1 гм	50,5	3,8	39,5	15,6	60,42	4,15	59,08	9,11
2 гм	50,9	4,6	37,5	14,7	75,62	4,88	59,79	11,18
4 гм	48,8	3,8	38,7	14,6	74,73	5,03	59,29	11,28

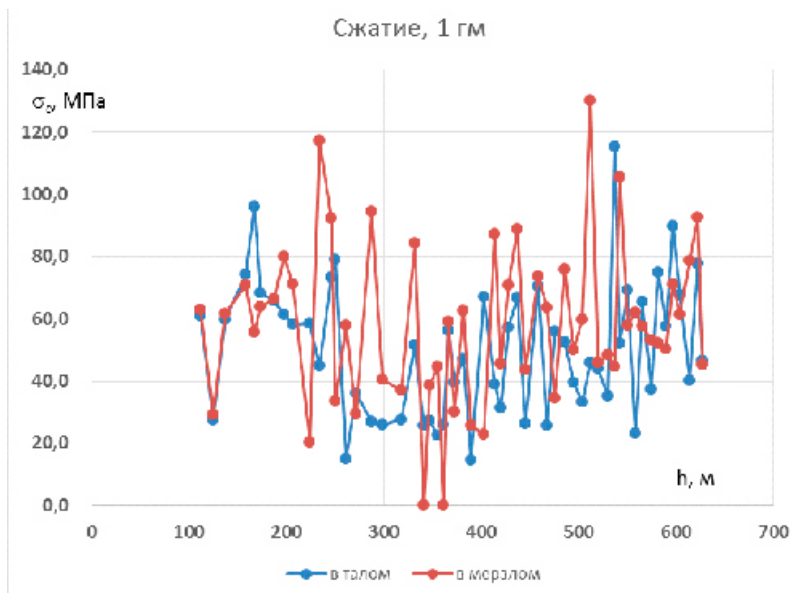


Рис. 1. Распределение по глубине предела прочности при одноосном сжатии горных пород скважины 1 гм в талом и мерзлом состояниях

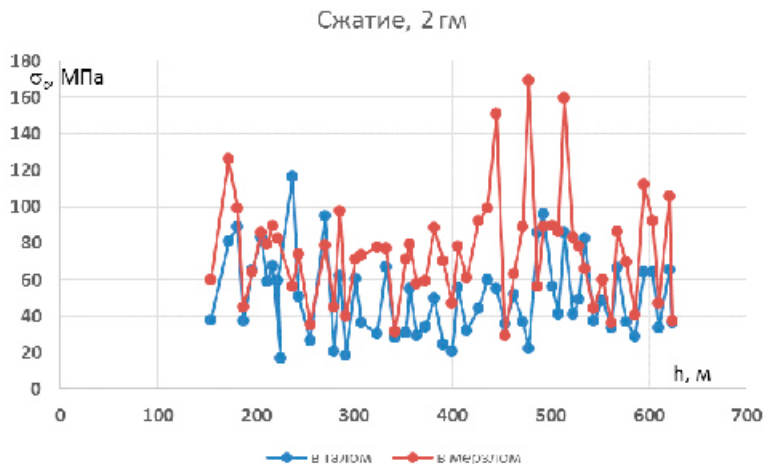


Рис. 2. Распределение по глубине предела прочности при одноосном сжатии горных пород скважины 2 гм в талом и мерзлом состояниях

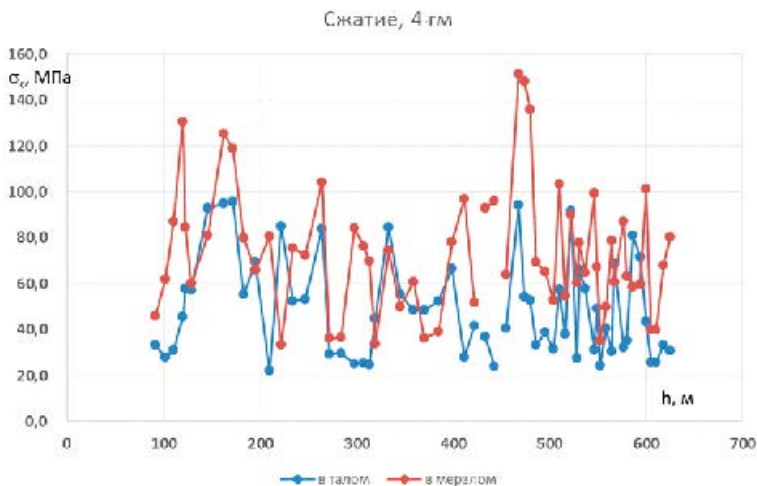


Рис. 3. Распределение по глубине предела прочности при одноосном сжатии горных пород скважины 3 гм в талом и мерзлом состояниях

Распределение значений предела прочности при одноосном сжатии в талом состоянии по скважинам в зависимости от глубины изображено на рис. 4, различие незначимо.



Рис. 4. Распределение по глубине предела прочности при одноосном сжатии горных пород скважин 1 м, 2 м, 4 м в талом состоянии

Среднее значение предела прочности при одноосном сжатии в талом состоянии для всех скважин практически одинаково и составляет около 50 МПа (см. табл. 1), различие в распределении. Наблюдается значительное превышение прочностных свойств в мерзлом состоянии по сравнению с талым. В табл. 2 приведены значения количества проб в процентном отношении от общего числа, в которых данное превышение при испытаниях на одноосное сжатие достигнуто в 20, 30 и 50% случаев. Среднее значение влажности горных пород составило 3,9%, объемный вес 5,2 т/м³.

Таблица 2

Сравнение пределов прочности при одноосном сжатии в талом и мерзлом состояниях

№ скважины	>20%	>30%	>50%
1 м	81%	75%	47%
2 м	79%	72%	49%
4 м	91%	74%	53%

Результаты исследования физико-механических свойств были использованы при проектировании борта карьера трубки Ботуобинская (табл. 3).

Таблица 3

Средние значения физико-механических свойств вмещающих пород

№ скважины	№ ИГК	h , м	γ , т/м ³	φ , град	C , МПа	σ_c , МПа	σ_c , МПа
2 ГМ	1	151-181	2,44	40,42	22,24	69,30	3,90
	2	184-271	2,53	39,80	19,30	61,60	3,83
	3	277-391	2,55	39,18	11,71	39,13	2,86
	4	397-625	2,58	38,52	14,94	50,66	4,06
4 ГМ	1	92-177	2,57	37,98	17,46	59,66	5,27
	2	183-271	2,49	38,47	18,05	60,13	4,51
	3	272-411	2,55	39,45	13,65	44,53	2,98
	4	412-630	2,61	38,72	13,35	44,87	3,47
1 ГМ	1	92-179	2,45	38,84	14,87	49,99	3,98
	2	187-266	2,55	38,85	16,99	57,01	4,35
	3	271-391	2,50	37,78	9,55	32,81	2,80
	4	403-629	2,57	39,67	16,44	53,82	3,68

Если нижняя половина борта сложена крепкими породами, а интенсивность сработки берм во времени незначительна, то при соответствующих горнотехнических условиях можно придать борту выпуклый профиль.

Для определения профиля борта была рассмотрена задача оптимизации (рис. 5) [2]: подбором функции профиля борта $Y=f(x,p)$, состоящего из m участков, добиться того, чтобы расчетный коэффициент запаса устойчивости (R) был не менее заданного значения R_0 при минимальном показателе объема вскрыши:

$$\min_{(x,p)} \{V(x_1, \dots, x_m; p_1, \dots, p_m) \mid R(x_1, \dots, x_m; p_1, \dots, p_m) \geq R_0\}.$$

Критерий оптимизации определяется интегрированием по формуле [3]

$$V = \int_0^{x_c} [y_c - Y(x, p)] s(x) dx,$$

где $s(x)$ – параметр протяженности борта в плане, p_i – параметры профиля борта.

Расчетный коэффициент запаса устойчивости равен минимальному значению по наиболее вероятным поверхностям сдвижения $Y_0=f_0(x)$ с учетом поправки на кривизну [4].

Поэтому для решения подобного класса задач было решено применить генетический алгоритм (ГА).

Переформулируем задачу оптимизации в задачу нахождения максимума некоторой функции $f(x_1, x_2, \dots, x_m; p_1, p_2, \dots, p_m)$, называемую функцией приспособленности. Она должна принимать неотрицательные значения на ограниченной области определения, при этом совершенно не требуются непрерывность и дифференцируемость. Каждый параметр функции приспособленности кодируется строкой битов, которая является конкатенацией строк упорядоченного набора параметров.

Универсальность ГА заключается в том, что от конкретной задачи зависят только такие параметры, как функция приспособленности и кодирование решений. Остальные шаги для всех задач производятся одинаково. Генетические алгоритмы оперируют совокупностью особей (популяцией), которые представляют собой строки, кодирующие одно из решений задачи. Этим ГА отличается от большинства других алгоритмов оптимизации, которые оперируют лишь с одним решением, улучшая его.

В данной работе использовалась следующая модификация ГА. Рассмотрим одну итерацию. Имеем популяцию родителей из N особей. С помощью метода рулетки получаем N пар родителей. С помощью одноточечного кроссинговера создавалась популяция потомков, которые затем подвергались мутации. Мутация каждого гена особи происходила с заданной вероятностью. Новое поколение составляется из совокупности детей и родителей.

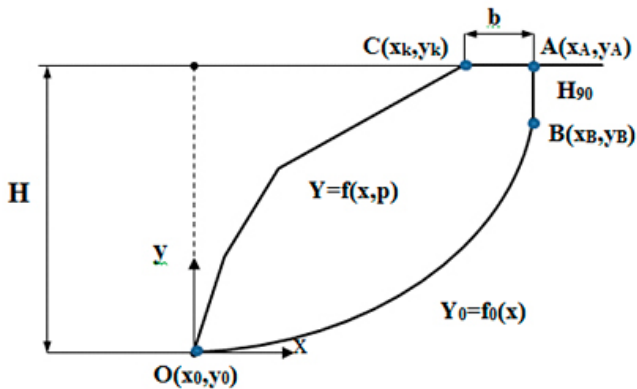


Рис. 5. Расчетная схема к задаче

Вероятность кроссингвера выбиралась в диапазоне 0,6–0,95, вероятность мутации 0,05–0,5. Размер популяции 10–100 особей.

В полученный профиль борта были вписаны полигональные уступы – конструкции ломаного профиля уступов нетрадиционной формы высотой 45 м, отстраиваемого в верхней части высотой 30 м под углом 75° и в нижней (15 м) – под углом 90° , с горизонтальной предохранительной бермой периодической зачистки шириной 15 м.

Данный вариант уступа успешно применяется на карьере «Удачный». Для его разработки был выделен опытно-промышленный участок борта (отм. $-35 \div -80$ м), разработана технология отстройки уступа. Верхняя часть уступа высотой 30 м оконтуривалась наклонными (под углом 75°) скважинами, пробуренными на всю высоту сдвоенного уступа. Вертикальные контурные скважины бурили с подошвы первого горизонта на расстоянии 4 м от наклонных скважин (рис. 6–7).

По сравнению с профилем борта, отстроенным «стандартными» уступами ($b_y = 15$ м, $h_y = 45$ м, $\alpha_y = 75^\circ$) в комплексном отделе открытой разработки месторождений, новый вариант отличается большей выпуклостью борта. Этому различию соответствует оценка различия в объемах вскрыши 18,6 %.

В целом борт имеет в среднем высоту 575 м и общий угол 51° . Угол борта во вмещающих породах $61,5^\circ$.

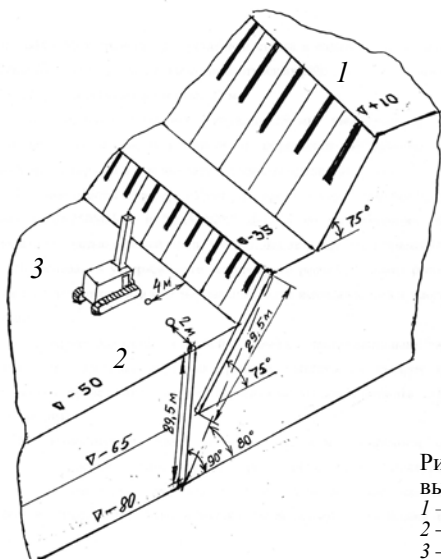


Рис. 6. Технология бурения уступов выпукло-ломаного профиля:
1 – наклонно-ломаная скважина;
2 – вертикальная контурная скважина;
3 – буровой станок



Рис. 7. Фактически отстроенные выпукло-ломанные уступы на карьере «Удачный»

Вмещающие породы алмазных месторождений Якутии представлены достаточно прочными разностями. При отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления массива устойчивость высокоих уступов обеспечивается с высоким коэффициентом запаса, что позволяет осуществлять формирование бортов глубоких карьеров с углами откосов $60\text{--}65^\circ$.

Однако оптимизацию конструктивных параметров бортов глубоких карьеров необходимо производить применительно к конкретным условиям каждого разрабатываемого месторождения.

Литература

1. Изучить физико-механические свойства вмещающих пород в окрестности проектируемого карьера на трубке «Ботуобинская» по трем инженерно-геологическим скважинам глубиной 630 м: отчет НИР (закл.) / Якутнипроалмаз; рук. Бокий И. Б. – Мирный, 2013. – 36 с.
2. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров / С.З. Полищук и др.; под общ. ред. д.т.н. С. З. Полищука. – Днепропетровск: Полиграфист, 2001. – 370 с.
3. Определение оптимальных параметров бортов и уступов карьера «Нюрбинский» при увеличении глубины отработки: отчет о НИР / Якутнипроалмаз; рук. В. Я. Коноваленко – Мирный, 2006. – 26 с.
4. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – Л.: ВНИМИ, 1972. – 165 с.
5. Панченко Т. В. Генетические алгоритмы: учебн.-метод. пособие / Т. В. Панченко; под ред. Ю. Ю. Тарасевича. – Астрахань: Издательский дом «Астраханский университет», 2007. – 87 с.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ К РАСЧЕТУ НАСТИЛА КОНВЕЙЕРА НА УДАРНУЮ НАГРУЗКУ

Г. С. Жолдыбаева, А. Д. Маусымбаева

Как известно, для всех ударных процессов характерны: малое время соударения, в течение которого происходит резкое изменение скоростей движущихся тел; быстрое возникновение и исчезновение больших ударных сил между телами. Поэтому одной из первых задач, которые необходимо решать при исследовании любых ударных процессов, являются задачи определения сил и времени ударного взаимодействия между телами.

Соударение двух твердых тел – достаточно сложный процесс, если речь идет об исследовании с учетом их основных физико-механических свойств, геометрии поверхности и других факторов, определяющих условия обмена энергией при ударе тел*. Процесс соударения падающего куска железной руды с пластинами настила конвейера можно рассматривать как с учетом, так и без учета местных контактных деформаций смятия, независимо от того, имеет место упругий, вязкоупругий или неупругий удар для одного или обоих тел.

Если не учитывать местных контактных деформаций смятия на поверхности соударяющихся тел, картину их взаимодействия можно рассматривать также с учетом, либо без учета общих упругих или неупругих перемещений и деформаций тел при ударе, т. е. в наиболее простой постановке – как абсолютно твердых тел. В случае, если не учитывать местных контактных деформаций, а также общих перемещений и деформаций тел при ударе, картина соударения обычно рассматривается в соответствии с гипотезой И. Ньютона о мгновенном ударном импульсе. Теоретически определить силы и время взаимодействия между соударяющимися телами в этом случае нельзя, так как силы формально получаются бесконечно большими, а время считается равным нулю. Единственно, что можно найти при этом, – скорости тел после удара и по ним, так называемый коэффициент восстановления, предложенный Ньютоном, а силы и время соударения – только опытным путем.

* И. В. Савельев. Курс общей физики. Т.1. Механика. Молекулярная физика: учеб. пособие. – 2-е изд., перераб. – М.: Наука. Главная редакция физико-математической литературы, 1982. — 432 с.

Поэтому, чтобы теоретически определить силу и время ударного взаимодействия двух тел системы, нужно использовать известные методы решения задач на удар с учетом общей упругой деформации хотя бы одного из соударяющихся тел. Так, для определения динамических перемещений, возникающих в балке от удара груза, падающего на нее с некоторой высоты H , можно использовать способ, предложенный Коксом, который подобную задачу свел к задаче о соударении двух тел, движущихся поступательно; на этой основе получаем зависимость

$$Z_d = Z_{ст} + \sqrt{Z_{ст}^2 + 2H \cdot Z_{ст}}, \quad (1)$$

где Z_d и $Z_{ст}$ – динамический и статический прогиб балки; причем $Z_{ст} = Q / C_2 = Ql^3 / 48EJ_y$; $C_2 = 48EJ_y / l^3$ – жесткость балки на изгиб; H – высота падения груза; l – длина балки по опорам; $Q = mg$ – вес груза.

Выражение (1) не учитывает местные, контактные упругопластические деформации тел при ударе. Л. И. Меламент ввел в теорию удара коэффициент восстановления, предложенный в свое время Ньютоном, тем самым расширил формулу (1) и применил ее для случая соударения не вполне упругих тел. Полученная им формула для динамического прогиба двухопорной балки имеет вид

$$Z_d = \sqrt{2Z_{ст}H\alpha(1+k)^2 \frac{G}{P} / \left(1 + \alpha \frac{G}{P}\right)^2}, \quad (2)$$

где k – коэффициент восстановления как отношение скоростей тела до и после удара, т.е. $k = v_1/v_2$ (3); G – вес балки; P – сила удара; α – коэффициент ведения распределенной массы (веса) балки к месту удара.

Так как напряжения и деформации при ударе от точки первоначального контакта соударяющихся упругопластических тел распространяются не мгновенно, а с некоторой конечной скоростью, то при больших скоростях удара (порядка $v_{уд} = 100...300$ м/с) возможно одновременное существование в соударяющихся телах потенциальной и кинетической энергий. В этом случае при расчетах необходимо использовать теорию удара, учитывающую волновые явления в твердом деформируемом теле как сплошной среде.

Критерием применимости формул классической теории удара и волновой теории является отношение:

$$\beta = t_y / T, \quad (4)$$

где t_y – время удара; $T = 2l\sqrt{\nu / E}$ (5) – период собственных колебаний тела; ν – скорость распространения волн напряжений в теле при ударе, обычно принимаемая равной скорости распространения звука в материале тела; E – модуль упругости; l – протяженность тела в направлении распространения волн напряжений от удара.

При $\beta > 3 \dots 5$ для расчета применяются положения классической теории удара; при $\beta < 3 \dots 5$ – положение волновой теории.

УДК 622.882

ПРОБЛЕМЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ПЛОЩАДЕЙ НА УРБАНИЗИРОВАННЫХ ТЕРРИТОРИЯХ УРАЛА С РАЗВИТЫМ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫМ КОМПЛЕКСОМ

Н. Г. Валиев, О. В. Славиковский

Урал был и остается важнейшим горнорудным районом России, на базе полезных ископаемых которого созданы металлургическая, химическая и машиностроительная промышленности. По запасам полезных ископаемых Урал занимает ведущее место в мире, а по отдельным видам минерального сырья является монополистом.

Однако в настоящее время металлургический комплекс Урала (как черная, так и цветная металлургия) испытывает дефицит рудного сырья, а рост железнодорожных тарифов затрудняет использование дальнепривозного сырья, что предопределяет необходимость развития местной сырьевой рудной базы. Разведанные запасы рудного сырья на Урале позволяют говорить о надежности местной сырьевой базы, однако сложившаяся на Урале экологическая ситуация становится серьезным тормозом по дальнейшему ее развитию.

Человечество, осваивая недра, инициирует развитие техносферы и тем самым неуклонно замещает биосферу. Техносфера стала представлять для человека серьезную опасность. Так с 1979 г. ежегодный экономический ущерб от техногенных аварий превышает ущерб от

природных катастроф. Горнопромышленный комплекс создает свою техносферу, его основным ущербобразующим фактором, оказывающим негативное воздействие на окружающую среду, являются техногенные пустоты, образующиеся в недрах в процессе освоения полезных ископаемых, поскольку появляется необходимость выемки и перемещения огромных масс горной породы, что приводит к трансформации геологической среды и природных форм рельефа, возникновению новых техногенных форм, преобразованию исходного минерального вещества и необходимости складирования новообразований. Непосредственно техногенные пустоты зачастую являются причиной возникновения чрезвычайных ситуаций.

Так, в Жезказгане (Казахстан), где десятками лет отработка месторождения велась камерно-столбовой системой разработки в связи с нарушением со временем несущей способности целиков, на территории происходит массовое обрушение поверхности. Одна из особенностей процесса ликвидации шахт Кривбасса – необходимость их сухой конверсации, поскольку в результате отработки руд подземным и открытым способом фактически образовался единый гидротехнический комплекс протяженностью 10 км, а целики между шахтными полями нарушены, что оказывает существенное влияние на техногенную безопасность региона в целом и может привести к экологической катастрофе. В Уральском регионе в связи с долговременной и интенсивной эксплуатацией недр складывается аналогичная ситуация. Если горнодобывающие предприятия Южного Урала (Гайский, Учалинский, Сибайский ГОКи) имеют возраст 50 – 60 лет, то возраст отдельных предприятий ВГОКа достигает 280 лет (Главный карьер), а соляные промыслы, на основе которых возник город Усолье Камское (сегодня г. Соликамск), были начаты еще в XV веке.

Основная стратегия рационального недропользования заключается в повышении эффективности добычи и переработки минерального сырья при снижении техногенной нагрузки на природную среду, но в сложившейся на сегодня экологической ситуации на Урале, учитывая, что горнодобывающая промышленность – это градообразующая отрасль народного хозяйства, сохранение и восстановление территории, особенно в районах с высоким уровнем урбанизации, становится одной из главных проблем, что обусловлено не только угрожающими масштабами экологической нагрузки, но и является одной из причин возникновения чрезвычайных ситуаций (таблица).

Результаты многовековой эксплуатации недр Урала

Месторождение	Техногенное воздействие горнодобывающего предприятия на недра и территории залегания месторождения
Березовское золоторудное месторождение	2/3 площади г. Березовского находится в районе старых горных выработок. Провалы в черте города глубиной до 30 м
Высокогорское железорудное месторождение	Отработка Главного карьера, закрытие шахт Эксплуатационная, Магнетитовая привело к нарушению геодинамического равновесия на площади 20 км ²
Месторождение Саткинских магнетитов	Дальнейшая отработка месторождения угрожает, при существующих геотехнологиях, г. Сатка
Калийные месторождения	Согласно данным ИГД УрО РАН, 2/3 г. Березники попадает в зону обрушения

Накопленный экологический ущерб существенно сказывается на состоянии территории. Так, на территории ВГОКа произошло нарушение железнодорожных путей на станции Естюнинская. Территории, занимаемые предприятиями ВГОКа, находятся в центре г. Нижнего Тагила. На территории г. Березовского зачастую появляются провалы в районах застройки. Новое строительство должно производиться по специальным технологиям. В г. Березники интенсивно происходит отселение людей из жилья, расположенного на территориях, близких к зоне обрушения.

Борьба с накопленным экологическим ущербом, нанесенным горными предприятиями недрам, должна решаться на государственном уровне, как и проблема восстановления территорий.

Концепция рационального недропользования на урбанизированных территориях и ее технические, экономические и социально-экологические аспекты должны базироваться на нахождении оптимального варианта производства товарной продукции, которая бы обеспечила нормальный жизненный уровень населения с минимальными затратами на охрану и восстановление окружающей среды. В настоящее время основная цель разработки месторождений в условиях рыночной экономики – это получение быстрой и максимальной прибыли с вложенного капитала.

Существующие технологии добычи практически не увязывают взаимного решения технологических и экологических проблем, а порой даже противоречат друг другу. В последнее время начинает широко применяться на горнодобывающих предприятиях простое складирование отходов обогатительного передела в карьерные выемки. Это в какой-то степени снижает экологическую нагрузку на территории, но в тоже время осложняет, а порой делает невозмож-

ной повторную обработку отходов, когда представляются новые технические и экономические возможности.

На этапе обработки месторождений открытым способом в целях сокращения объемов вскрышных работ стремятся максимально увеличивать угол откоса бортов карьера, зачастую за счет дополнительных технических мер по их укреплению. А в постотрабочный период использование карьерного пространства в качестве водоемов связано с необходимостью выполаживания бортов карьера.

В настоящее время в проектах практически не учитываются затраты на восстановление территории в постотрабочный период. В то же время практика показала, что ликвидация последствий деятельности предприятий ГПК связана с большими денежными затратами. Например, в Республике Башкортостан был выполнен специальный проект по ликвидации последствий прошлого накопленного экономического ущерба в результате деятельности Семеновской обогатительной фабрики. Ориентировочная стоимость работ составила 1 млрд руб.

Идея дальнейшей эксплуатации использованных территорий, особенно в районах с высоким уровнем урбанизации, становится актуальней, чем когда-либо.

За последнее время в мировой горнорудной практике существенно изменились взгляды на использование территории ГПК. В развитых странах простое возвращение земель к состоянию, которое было до начала ведения горных работ, означает лишь повторение ошибок в землепользовании, характерных для XX века, а в горнотехнической литературе понятие рекультивации все чаще обозначает ревитализацию, ренатуризацию, санацию. В Германии имеется 260000 га площадей с наличием остаточного экологического ущерба в результате ведения горных работ. Благодаря технологии санирования использованные территории преобразуют в зеленые площади.

Водохозяйственная санация, цель которой – восстановление в значительной степени саморегулирующегося водного хозяйства на территориях, нарушенных горными работами, во многом определяется положением озер, возникающих после прекращения горных работ, по отношению к водоотводным системам. Необходимо отметить, что заводнение карьерных выемок без предварительного изучения геомеханической обстановки на объекте может привести к созданию аварийной ситуации.

Территории с развитым горнопромышленным комплексом характеризуются высоким уровнем урбанизации, в связи с чем формирование стратегии освоения на этих территориях нового месторождения требует проведения предварительной технико-эколого-

экономической оценки эффективности его освоения с учетом социально-экономических и экологических факторов. Критерием оценки может служить показатель недроемкости применяемой технологии отработки, учитывающий в том числе и технологии восстановления территории в постотработанный период [1].

Комплекс экономически стимулирующих, социально и экологически восстанавливающих мероприятий на территориях, нарушенных горными работами, получил название *post-mining*. За рубежом эта проблема решается с использованием инновационных технологий и с учетом интересов инвестора, общества и государства [2]. Главной целью ренатуризации горнопромышленных площадей является сохранение их на длительное время, а также создание новой потребительской ценности преобразуемых территорий.

Однако необходимо отметить, что на сегодня в нашей стране территориальные власти зачастую не справляются с данной задачей в связи с недостаточностью финансирования экологических проблем. В связи с этим рядом исследователей разработаны рекомендации, основанные на зарубежном опыте и предлагающие создание специального фонда у недропользователя, формируемого по принципу амортизационного фонда, который позволит аккумулировать необходимые суммы на протяжении всего жизненного цикла предприятия. Это сделает возможным последующее проведение мероприятий с целью ренатуризации нарушенных территорий в постотработанный период. Другой группой авторов предлагается оптимизационная эколого-экономическая модель в недропользовании, основанная на концепции «достаточного дохода», позволяющего учесть затраты на ранних стадиях работы предприятия и обеспечить желаемый уровень рентабельности [3].

Учитывая прагматизм отечественного горного бизнеса, на наш взгляд, целесообразно уже на стадии проектирования при формировании стратегии отработки месторождения и выборе способа его отработки при расчете показателя себестоимости добычи учитывать затраты на восстановление территории с учетом устойчивого развития региона.

Особое место, с точки зрения безопасности горных работ, занимают территории, на которых добыча полезного ископаемого осуществляется подземным способом. Их отличает «многоуровневое использование» недр. Поверхность недр (земельные площади) используются для строительства зданий, сооружений и т. д., а непосредственно недра – для ведения горных работ.

В связи с этим, ориентируясь на принципы модульного проектирования горнотехнических систем [4], необходимо в общей техно-

логии ведения горных работ в качестве одного из основных модулей выделить технологический процесс экологической реабилитации техногенных пустот недр и разработки соответствующих регламентов ее проведения, что может существенно повысить техногенную безопасность горнопромышленных регионов при обязательном постоянном мониторинге состояния техногенных пустот, независимо от технологии проведения их экологической реабилитации на протяжении всего жизненного цикла отработки месторождения.

Литература

1. Славиковская Ю. О. Эколого-экономические аспекты освоения минеральных ресурсов на урбанизированных территориях / Ю. О. Славиковская. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН. – 2012. – 208 с.
2. Клапперих Х. Стабильное (непрерывное) использование площадей (к вопросу менеджмента территорий) / Х. Клапперих // ГИАБ – 2010. – № 3. – С. 137–142.
3. Дребенштедт К. Современная эколого-экономическая концепция горной промышленности / К. Дребенштедт, А. И. Семячков // Инновационные геотехнологии при разработке рудных и пластовых месторождений: сб. докладов. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. – 2012. – С. 20–25.
4. Каплунов Д. Р. Научно-методическое обоснование модульного принципа проектирования горнотехнических систем / Д. Р. Каплунов, М. В. Рыльникова, В. Н. Колмыков // Недропользование – XXI век. – 2009. – № 5. – С. 74–78.

622.273.1:622.834.1

УСТОЙЧИВОСТЬ ПОДЗЕМНЫХ ОБНАЖЕНИЙ НА РУДНИКАХ ХАЙДАРКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Ш. А. Абдибаитов

Хайдарканское месторождение, расположенное в центральной части Южно-Ферганского ртутно-сурьмяного пояса, представляет собой сложную складчатую структуру, вытянутую в широтном направлении вдоль подножья хребта Катран-Тау и приуроченную к гряде Ишме-Тау. Южный склон Ишме-Тау расчленен сухими саями меридионального направления, выходящими в широтную Хайдарканскую долину, левый борг которой слагают горы Терской и Курк-Сай.

По форме рудные тела весьма разнообразны, причудливы и представлены в большинстве случаев гнездовыми скоплениями полезного компонента среди рудовмещающей толщи. Кроме гнезд, встречаются штокверки, линзообразные, пластообразные залежи и другие формы. Размеры рудных тел колеблются от 1 до 1500 м³ и редко бывают больше. Рудные тела отстоят друг от друга на значительном удалении, промежутки между ними характеризуются очень слабой минерализацией или полным ее отсутствием.

Для рудных тел месторождения характерно два типа залегания: пластовое, составляющее 20%, и гнездовое, составляющие 80% от общих запасов. По всем рудным полям Хайдарканского месторождения рудные тела в основном мелкие и средние (85,9%). Относительное количество крупных и весьма крупных тел составляет 14,1%, из них весьма крупные встречаются очень редко. Месторождение имеет слоистое строение. Мощность отдельных слоев различна для разных типов пород. Наибольшая мощность отдельных слоев наблюдается у известняков и джаспероидов (до 1 м), у сланцев составляет 0,1 ÷ 0,3 м, и они являются более слоистыми породами.

Физико-механические свойства горных пород изменяются в широких пределах. Наиболее слабыми являются наносы. Сланцы относятся к породам средней прочности ($f=6\div 8$), а наиболее прочными являются разновидности известняков, песчаников и джаспероидов ($f=10\div 14$ и более).

Благодаря наличию горного рельефа, верхняя часть месторождения отработана карьерами, а верхние горизонты многих участков вскрыты штольнями. Высота между горизонтами составляет 20 ÷ 40 м; нижние горизонты вскрыты вертикальными стволами.

Практика горных работ рудника показала, что большинство рудных тел имеют мощность в пределах 1,0 ÷ 10 м. В редких случаях встречаются рудные тела отдельных гнезд и пластообразных тел мощностью свыше 10 м.

Подземная разработка Хайдарканского месторождения с начала эксплуатации по настоящее время ведется сплошными и камерно-столбовыми системами для полого- и наклоннозалегających рудных тел и системами с магазинированием руды для крутопадающих залежей.

Более прочные и монолитные породы обладают большей несущей способностью. Поэтому физико-механические свойства и структурные особенности руд и вмещающих пород являются существенными факторами при выборе систем разработки и их параметров (размеров камер и целиков).

В результате накопления опытных данных и выполненных исследовательских работ лабораторией «Подземная разработка месторождений» ИФиМПП НАН КР совместно с работниками Хайдарканского ртутного комбината были выделены по устойчивости три группы пород [1]:

– джаспероиды и массивные известняки, ненарушенные и необводненные;

– нарушенные джаспероиды и массивные известняки, слоистые известняки;

– сильно нарушенные джаспероиды и известняки, глинистые и углистые известняки.

Наиболее устойчивыми породами являются массивные известняки и джаспероиды, менее устойчивыми – глинистые и углистые сланцы. Следует отметить, что кровля многих камер всех групп в течение 15÷20 лет после отработки находится в устойчивом состоянии, хотя имеет значительные площади обнажения.

Для установления характера обрушения нами совместно с работниками рудников Хайдарканского комбината в 2000 – 2005 гг. проводилось обследование состояния действующих и отработанных камер, находящихся на различных глубинах от поверхности. В таблице приведены фактические размеры и время существования обследованных камер, а также характеристики вмещающих пород.

В результате обследования было установлено, что камеры, в которых вмещающими породами являются различные виды известняков (слоистые и массивные), находятся в устойчивом состоянии. Например, камера 419, несмотря на то что с начала ее отработки прошло более 20 лет, стоит без видимых признаков обрушения. Объем пустот при этом составляет 19140 м³ (рис. 1).

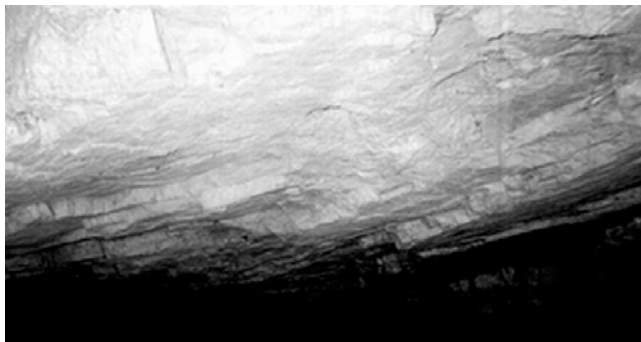


Рис. 1. Устойчивое обнажение известняков

Параметры обследованных камер

№ обследованных камер	Размеры камер, м		Мощность, м	Угол падения, град	Глубина залегания, м	Время отработки, год	Вмещающие породы
	по простиранию	по падению					
419	90	25	4-23	0-35	262-280	1982	слоистые известняки
560	52	17	2-18	10-27	275-310	1998	слоистые известняки
6052	110	32	3-10	30-45	324-360	1987	массивные известняки
5106	55-60	15-35	2-4	10-40	320-332	1985	слоистые известняки
501	125	30-60	2-11	0-30	327-340	1979	слоистые известняки
2291	57	19	15	0-40	150-190	1997	различные известняки
3297	30	13	2-5	0-37	95-104	1999	массивные известняки
3613	110	75	2,2	0-20	140-150	2002	массивные известняки
2329	115	60-67	15	0-40	130-143	1993	массивные известняки

Обрушение известняков было отмечено при обследовании камер 6052, 5106 и 501 на участке Южная Плавиновая гора и камер 3297, 3613, 2329 участков Северо-Восточный и Восточная вершина. Оно происходит, как правило, в виде отслоений отдельных глыб и плит в местах тектонических нарушений и карстовых полостей. Так, при обследовании камер 6052, 3613 и 2329 было установлено, что в зонах, где через оруденение проходят карстовые пустоты, породы являются крайне неустойчивыми. Следует отметить, что если рудное тело осложнено тектоническими нарушениями, то обрушение не только вмещающих пород, но и самого массива полезного ископаемого может происходить в период очистных работ или после его окончания. Например, в камере 5106, где очистные работы возобновились после некоторого промежутка времени, в зоне мощного (до 4 м) тектонического нарушения, которая приурочена к северо-восточной части оруденения, породы обрушились и создали дополнительные трудности для дальнейшей отработки.

Одной из причин обрушения кровли может быть также наличие в кровле контакта известняков со сланцами. Обрушенные глыбы или породы при этом почти всегда ограничены плоскостями отдельно-

стей. Такой вид обрушения был выявлен при обследовании камер 2291, 2329, 501, в которых породы кровли местами частично перекрыты различными видами сланцев (рис. 2).

Вышеуказанные факторы могут встречаться как в отдельности, так и в совокупности. Поэтому масштабы обрушений могут быть различными.

Как правило, перечисленные виды обрушений носят местный характер, то есть обрушение происходит не по всей площади обнажения, а только в тех участках, где выявляются тектонические нарушения или обнажены слабые породы. Приведенные примеры обрушений показывают, что их причины могут быть самые разнообразные. Объем и характер обрушений при этом изменяются в зависимости от физико-механических и структурных особенностей вмещающих пород, от размеров, времени, порядка образования и форм подземных обнажений. При разработке рудных залежей небольших размеров обрушение пород всякого бока может ограничиться только образованием купола над выработанным пространством без распространения этого процесса до земной поверхности, а при наличии крепких пород обрушения могут не происходить, и отработанные камеры длительное время будут находиться в устойчивом состоянии [1, 2, 3].

В некоторых случаях обрушение достигает земной поверхности. Это явление характерно для массивов слабых пород и при небольшой глубине разработки. Примером может служить обрушение камеры 1. Горно-геологические условия отработки участка характеризуются следующим образом: полезное ископаемое представлено комплекс-

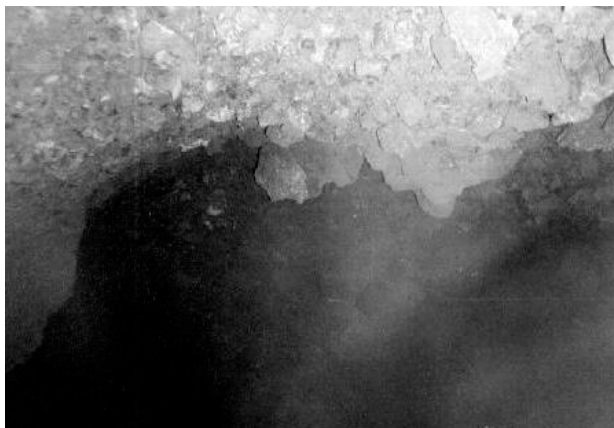


Рис. 2. Обрушение кровли по контактам разнотипных пород

ным рудным телом (кроме ртути содержатся также флюорит и сурьма) крутого падения ($75\div 85^\circ$). Рудное тело представляет собой зону джаспероидной брекчии, заключенную между рудовмещающими породами – углисто-глинистыми сланцами с висячего бока и массивными известняками с лежачего, контакт между ними по Слепому надвигу тектонический. Породы кровли представлены в основном углисто-глинистыми, реже песчано-глинистыми, ороговикованными сланцами, выше которых до поверхности залегают четвертичные отложения – обломки различных известняков с суглинками. Длина рудного тела по простиранию составляет 100 м, высота – 130 м, мощность колеблется в пределах $5\div 18$ м (средняя 11,6 м), глубина от земной поверхности до кровли камеры $58\div 60$ м.

Джаспероидные брекчии несут промышленное оруденение флюорита, антимонита, в меньшей степени киновари и представляют собой сильно окремненные породы, подвергающиеся дроблению и сцементированные рудным и жильным (кальцит, кварц) минералом. Джаспероиды очень крепкие и устойчивые породы, но в значительной степени хрупкие, что обуславливает интенсивную трещиноватость. Углисто-глинистые и глинистые сланцы – мягкие, неустойчивые, перемятые породы черного, бурого цвета (ожеженные). Более устойчивы песчано-глинистые и ороговикованные сланцы.

Для отработки рудного тела принята система с магазинированием руды со следующими параметрами: высота камеры 90 м с разделением ее на два подэтажа, длина 90 м и ширина 11,6 м (равна мощности залежи). Способ отбойки руды – мелкошпуровая слоями $2,5\div 3$ м.

Камера обрабатывалась в течение 1989–1999 гг. В период очистных работ в магазине площадь обнажения висячего бока постоянно увеличивалась, но обрушений не происходило, так как этому препятствовала замагазинированная руда. Потери и разубоживание руды не превысили нормативных и составили, соответственно, 6,96 и 13,8%.

27 мая 1999 г. в ходе выпуска частично магазинированной руды в камере произошло обрушение пород висячего бока (обрушились глинистые сланцы) с выходом на поверхность. Размеры провала на поверхности составили: площадь 130×108 м; высота 1,8 м. При этом мощность обрушившихся пород достигла 120 м, а объем обрушенного пространства 24840 м³. Обследование показало, что обрушившиеся породы полностью заполнили камеру и вышли на прилегающие выработки.

При обрушении мог произойти воздушный удар значительной силы, так как расчетная скорость воздуха, вычисленная по форму-

ле (1) из работы [2] составляет значительную величину. Но в целях локализации аварии, которая могла бы произойти, в камере была оставлена часть отбитой руды и обрушенные в процессе выпуска породы. Толщина этого слоя составляла 20–22 м.

$$v = \frac{\eta S_k \sqrt{2gh_k}}{S_n + (1-\eta)S_k} = \frac{0,99 \cdot 1044 \sqrt{2 \cdot 9,8 \cdot 90}}{18 + (1-0,99) \cdot 1044} = 1526,4, \text{ м/с.} \quad (1)$$

Образовавшийся провал вышел на склоне окружающих гор и нарушил их устойчивость, в результате чего произошло оседание и сползание массива пород с прилегающего склона (рис. 3).

Основными причинами образования провала являются небольшая глубина от поверхности, подработка слабых пород и высокая тектоническая нарушенность массива на данном участке [4].

Литература

1. Ялымов Н. Г. Определение размеров камер и целиков при разработке месторождений в горных районах / Н. Г. Ялымов, О. В. Рогожников. – Фрунзе: Илим, 1980. – 167 с.
2. Ялымов Н. Г. Погашение пустот при подземной разработке руд / Н. Г. Ялымов. – Фрунзе: Илим, 1979. – 128 с.
3. Ялымов Н. Г. Теоретические основы управления давлением пород при разработке месторождений в горных районах / Н. Г. Ялымов. – Бишкек: Илим, 1992. – 184 с.
4. Абдибаитов Ш. А. Обрушение массива пород и земной поверхности при подземной разработке сложноструктурных рудных тел / Ш. А. Абдибаитов // Известия Кыргызского национального технического университета им. И. Раззакова. – 2008. – № 14. – С. 219–223.



Рис. 3. Провал поверхности над камерой 1 рудного поля «Новое» Хайдарканского месторождения. Черной линией обозначены границы провала

ПРОБЛЕМЫ И ОСОБЕННОСТИ ОБОСНОВАНИЯ КРИТЕРИЕВ УДАРООПАСНОСТИ ПОРОД ДЛЯ МЕТОДА АКУСТИЧЕСКОЙ ЭМИССИИ В НИЗКОПРОЧНЫХ И НАПРЯЖЕННЫХ СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ

Д. А. Менгель

Краткое содержание вопроса

На шахте «Соколовская» АО «ССГПО» (ранее Соколовское подземное рудоуправление) службой геомеханики с 2006 г. применяется прибор ГС-01 для регистрации акустической эмиссии (АЭ) [1]. Данный прибор в разных модификациях широко и весьма успешно применяется на многих уральских удароопасных шахтах (ОАО «СУБР», ЗАО «Южуралзолото», ОАО «Высокогорский ГОК» и др.), и на месторождениях, склонных к горным ударам (ОАО «Гайский ГОК», ОАО «Учалинский ГОК» и др.) [2]. С помощью данного оперативного метода выполняется основной объем прогнозирования удароопасности.

В Казахстане прибор ГС-01 применяется впервые. Учитывая существенные различия инженерно-геологических условий, литологического состава пород, природного напряженного состояния массива и физико-механических свойств (прочность пород на сжатие как в образцах, так и в массиве примерно в 3–5 раз меньше, ниже уровень природных напряжений), Уральский филиал ВНИМИ выполнил в 2007 г. научные исследования, направленные на разработку методики измерений, обоснование предварительных критериев удароопасности и выбор направления дальнейших исследований.

Были выявлены горнотехнические факторы возрастания напряженности и удароопасности на различных участках шахтного поля на действующих горизонтах. Установлены предварительные критерии удароопасности*, которые согласовываются с фактической обстановкой на участке измерений (полученная опасная категория подтверждалась стрельяниями, потрескиванием, интенсивным заколообразованием и другими динамическими явлениями):

* С июля 2009 г., согласно новым «Правилам промышленной безопасности...», по Республике Казахстан категории удароопасности I и II объединены в одну – «Опасно», а категория III – «Неопасно».

- I категория $A \geq 6, b \leq 3$;
- II категория $A \geq 4, b \leq 3$;
- III категория $A < 4, b$ – любое.

Здесь A – средняя активность (интенсивность) АЭ (число импульсов за 15 с); b – показатель амплитудного распределения импульсов АЭ (характеризует долю высокоэнергетических проявлений).

С учетом того, что указанная работа базировалась на довольно немногочисленных статистических данных (42 измерения), шестилетний опыт оправдал применение прибора ГС-01.

Актуальность

К настоящему времени выполнено около 350 измерений АЭ на всех действующих горизонтах и по всей площади шахтного поля шахты «Соколовская». Накоплен значительный объем статистических данных, позволяющий произвести районирование месторождения по удароопасности, но требующий глубокого анализа и обобщения.

Предварительная оценка полученных результатов свидетельствует о том, что простой статистический подход к обоснованию окончательных критериев удароопасности для месторождений со сложными горнотехническими условиями эксплуатации не подходит по следующим причинам:

- 1) разные типы горных пород и весьма разнообразная статистика АЭ по ним;
- 2) различное время измерений после БВР в забоях (от первого до пяти часов и более);
- 3) разнообразие геомеханического состояния массива горных пород в районе измерений.

Такая ситуация требует взвешенного и комплексного подхода к решению поставленных вопросов.

Принципы группировки и формирования исходных данных для последующего выявления закономерностей изменения показателей АЭ в различных горнотехнических условиях

Вполне очевидно, что из упомянутых выше факторов наиболее сложным и трудоемким является третий – геомеханический. Это подтверждает тот факт, что в большом количестве забоев (по предварительным критериям) наблюдались вообще аномальные показатели АЭ. Так, при предельной интенсивности АЭ $A \geq 6$ имп/15 с (категория «Опасно») часто в условиях шахты «Соколовская» данный показатель превышал порог в 5–10 раз! И если на уральских шахтах такая интенсивность приводила к катастрофическим событиям, то

здесь наблюдались лишь начальные признаки удароопасности – потрескивание пород, повторное заколообразование, незначительное стреляние мелких фрагментов пород и т. д.

Таким образом, объективен алгоритм формирования исходных данных АЭ по группам с учетом горнотехнических признаков, приведенный на рис. 1. Третий признак предполагает весьма трудоемкую геомеханическую оценку массива в точке измерения удароопасности или, на первом этапе, хотя бы приближенную оценку степени напряженности пород. Трудоемкость такой задачи определяется, прежде всего, историей формирования сложившейся техногенной зоны горных работ.

Основные этапы формирования конфигурации выработанного пространства:

1. 1975–1998 гг. – применение этажно-камерной системы разработки с твердеющей закладкой в этажах –60/–120 м, –120/–190 м.

2. 1998 г. – переход на систему этажного (подэтажного) принудительного обрушения, начиная с гор. –190 м. Примерно до 2005–2008 гг. происходили выходы отдельных воронок обрушения на поверхность.

3. 2008 г. и по настоящее время – процесс объединения отдельных воронок и групп воронок и образование единой по площади зоны обрушения.

Причем с гор. –190 м примерно половина эксплуатационных запасов отрабатывалась с обрушением и, соответственно, с выходом большинства зон обрушения на поверхность.

К настоящему времени размеры шахтного поля составляют в плане 2500×800 м. Примерно на 60–70% извлечены запасы гор. –260/–190 м и началась отработка в этаже –330/–260 м. Горизонт –190 м практически находится в стадии доработки.

В таких условиях сформировавшаяся пространственная конфи-

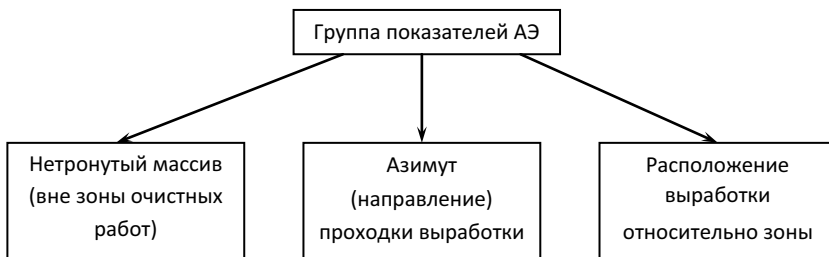


Рис. 1.

гурация выработанного пространства довольно сложна для геомеханического анализа, тем более с точной увязкой с местами инструментальных замеров степени удароопасности пород. Напрашивается поэтапный подход к решению поставленной цели – от более простого к более сложному.

Примеры обработки результатов измерений параметров АЭ

В качестве примеров приведем некоторые результаты замера АЭ в разных типах пород и с учетом времени измерений после буровзрывных работ. Согласно «Указаниям по горным ударам...» к потенциально удароопасным на Соколовском месторождении отнесены следующие породы: альбит-скаполитовые метасоматиты, туфы и лавобрекчии андезитовых порфириров, известняки мраморизованные. Остальные типы пород, а также руды в целом неопасны по горным ударам. Общая статистика по предварительным критериям удароопасности приведена в таблице.

Общая статистика результатов измерений по годам

Типы пород	2006 г.		2007 г.		2008 г.		2009 г.		2010 г.		2011 г.		2012 г.		Всего замеров	
	О	Н	О	Н	О	Н	О	О	Н	Н	О	Н	О	Н	О	Н
Альбит-скаполитовые метасоматиты по туффитам	11	10	6	6	13	6	22	100	62	14	14	8	9	4	100	62
Туфы и лавобрекчии андезитовых порфириров	0	2	0	4	3	5	1	33	54	14	12	16	3	10	33	54
Известняки мраморизованные и серого цвета	0	0	1	12	2	7	0	5	55	9	1	17	0	6	5	55
Остальные типы пород: руда прожилковая, богатая, вкрапленная, оруденение	0	3	0	7	0	3	0	2	31	5	2	3	0	3	2	31
Итого:	11	15	7	29	18	21	23	28	140	202	29	44	12	23	140	202

Примечание. О – опасно, Н – неопасно.

Результаты измерений АЭ по альбит-скаполитовым метасоматитам были рассмотрены ранее [3]. В данной статье по схожему принципу подверглись анализу туфы и лавобрекчии андезитовых порфириров. Результаты измерений с категорией «Опасно» приведены на рис. 2, в котором величина достоверности аппроксимации R равна

0,4 и говорит о слабой зависимости спада средней активности АЭ от времени, прошедшего после буровзрывных работ. Это связано с тем, что в анализ были включены абсолютно все измерения, без учета нетронутости массива, направления проходки выработки, расположения выработки относительно зоны очистных работ.

На рис. 3 приведены данные измерений АЭ в горнокапитальных выработках околоствольных дворов горизонтов –330 и –400 м, т. е. в нетронутом массиве, вне зоны влияния очистных работ. Здесь мы видим, что показатель достоверности аппроксимации выше, следовательно, можно сделать вывод о более тесной связи между спадом средней активности и временем, прошедшим после проведения буровзрывных работ.



Рис. 2

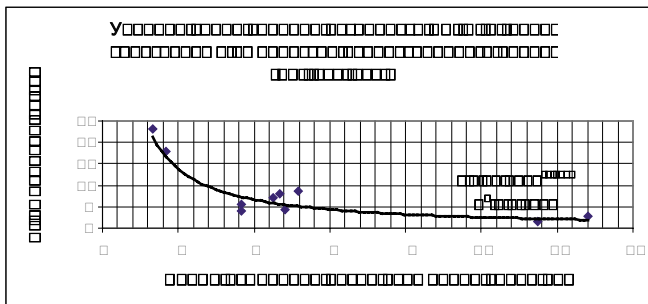


Рис. 3

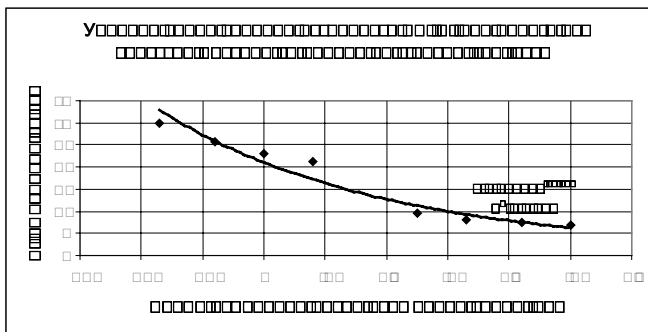


Рис. 4

Далее, на рис. 4, представлен график, полученный после выполненных друг за другом двух 20-минутных замеров уровня АЭ в одном и том же забое. Здесь достоверность аппроксимации близка к единице, что говорит о еще более тесной связи между понижением средней активности АЭ пород от времени, прошедшего после буровзрывных работ.

Таким образом, результаты многолетних измерений показывают, что для выхода на всесторонне обоснованные и окончательные критерии удароопасности пород для конкретного месторождения требуется районирование шахтного поля по ряду параметров. Опыт показал, что простой статистический подход к решению данного вопроса не дает нужных результатов. Требуется разделение полученных в ходе измерений данных на подгруппы с учетом вышеупомянутых факторов.

Литература

1. Аксенов А. А. Прогноз удароопасности и оценка напряженного состояния массива рудных месторождений с использованием метода акустической эмиссии / А. А. Аксенов, И. А. Ожиганов // Горный журнал. – 2011. – № 7. – С. 40–43.
2. Применение комплексной системы профилактики горных ударов на рудных месторождениях / А. А. Аксенов и др. // Горная геомеханика и маркшейдерское дело: сб. науч. трудов. – СПб.: ВНИМИ, 2009. – С. 90–92.
3. Прогноз удароопасности массива методом акустической эмиссии / М. М. Турдахунов и др. // Горный журнал Казахстана. – 2010. – № 8. – С. 13–16.

**ВЛИЯНИЕ КОМПОНОВКИ СЕКЦИЙ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ
НА ЕЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ С ТРУДНОУПРАВЛЯЕМОЙ КРОВЛЕЙ В ПРИЗАБОЙНОМ
ПРОСТРАНСТВЕ ЛАВЫ**

Г.Д. Буялич, В.М. Тарасов, Н.И. Тарасова

В долгосрочной программе развития угольной промышленности России до 2030 г. учтена необходимость широкомасштабной модернизации отрасли, в результате которой уровень производительности труда (добыча угля на одного занятого) в пять раз превысит уровень 2010 г. (1880 т) и составит 9000 т [1]. При этом особого внимания требует обеспечение охраны труда и техники безопасности, поскольку производство вынуждено функционировать в весьма неустойчивой природной среде. В частности, напряжения в горном массиве, в связи с применением высокопроизводительной техники, стали перераспределяться более активно, возросли взаимосвязь и тяжесть опасных проявлений.

Общей проблемой в сфере безопасности подземного персонала угольных шахт является несовершенство существующей системы управления ею – несоответствие современному уровню внедренных производственных технологий добычи угля и базирование на устаревших приемах и методах решения задач обеспечения безопасности. Для эффективного решения указанной проблемы целесообразно привлечь потенциал новых отечественных технологий.

Современное состояние угольных предприятий Российской Федерации характеризуется, с одной стороны, неустойчивой тенденцией снижения аварийности и травматизма, с другой – увеличением числа и тяжести несчастных случаев на подземных горных работах. Основную долю травматизма составляют групповые несчастные случаи, произошедшие в результате взрывов метана и угольной пыли.

Своевременное обнаружение и предотвращение назревающей опасности в шахте стало возможным только при непрерывном контроле как в период подготовки угольных пластов, так и во время их отработки. Необходим инновационный прорыв в технологиях эксплуатации секций механизированной крепи в лаве и снижение влияния человеческого фактора.

Рассмотрим взаимодействие секции механизированной крепи (далее СМК) с кровлей с точки зрения гипотезы горного давления консольных плит.

По данной гипотезе, первое обрушение непосредственной кровли над призабойным пространством и забойной консолью происходит после того, как лава продвинулась на определенное расстояние от монтажной камеры. Кровля рассматривается как консольная плита, опирающаяся на массив угля и удерживаемая от обрушения силами сцепления с породами массива над пластом угля по линии забоя и вышележащими породами основной кровли, а также механизированной крепью лавы [2].

Давление на СМК определяется массой консоли породы непосредственной кровли. По мере продвижения забоя самой лавы размеры консоли и ее масса увеличиваются, возрастает давление на СМК, а также на пласт угля, на которые опирается консоль. Пласт деформируется, происходит большое выделение метана, отжимы угля из забоя. Секции механизированной крепи не справляются с нагрузкой, ломаются гидродомкраты коррекции и гидростойки, рвутся сварочные швы на поддерживающих и ограждающих элементах, их задавливает до такой степени, что очистной комбайн не проходит под СМК, поэтому приходится подрезать непосредственную кровлю по линии забоя, тем самым усугубляя и без того сложную ситуацию в лаве.

Как видим на рис. 1, по вертикальной линии забоя всегда будет периодически происходить отрыв консоли основной кровли и

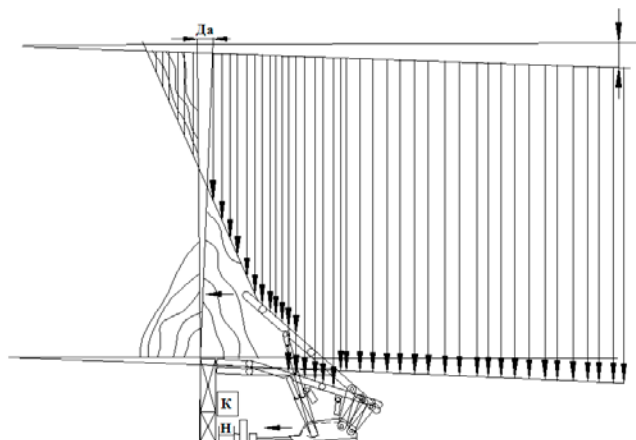


Рис. 1. Блочное и полное зависание пород кровли, отрыв блока породы на линии забоя и взаимодействие СМК с горным давлением по действующей схеме эксплуатации СМК

зажим (закол, обрушение) непосредственной кровли призабойного пространства. Это влечет резкое увеличение максимального размера крепи, поддерживающий и ограждающий элементы занимают положение в одну линию, а в дальнейшем приходится «подныривать» поддерживающим элементом секции механизированной крепи под консоль основной и непосредственной кровли. В завальной части лавы скапливается большой объем метана, что отрицательно сказывается на аэрогазовом режиме шахты. Для предупреждения самопроизвольного обрушения основной и непосредственной кровли на вертикальной линии призабойного пространства ширину консоли уменьшают путем искусственного обрушения пород (например, с помощью торпедирования кровли), а это небезопасно.

Что нужно пересмотреть в этой ситуации, складывающейся в лаве и непосредственно в призабойном пространстве, боковых породах во взаимодействии с СМК?

Сначала по забою по всей длине образуются отжимы угля, пласт угля деформируется по всему фронту лавы, в кровле над призабойным пространством возникают необратимые процессы – зажим (закол, обрушение) непосредственной кровли, а финальная картина – это разрушение основного массива пород основной кровли, то есть отрыв консольной плиты непосредственно над бесстоечной зоной лавы по вертикальной линии забоя. В этом случае и складываются аварийные ситуации в лавах, сопровождающиеся вывалами частей консольных плит в призабойном пространстве (огромных негабаритов), что ведет к простоям по выемке полезного ископаемого и повышает опасность ведения работ, влечет ряд дополнительных восстановительных операций, а любой горняк знает, что главное – это продвижение лавы и обновление забоя (уход лавы) по действующей схеме эксплуатации СМК. Если нет ухода, то все перечисленные выше отрицательные процессы не заставят себя ждать.

Все эти факты говорят о том, что сила сцепления породы в массиве в консолях над пластом угля по линии забоя с вышележащими породами над основной кровлей недостаточно высока. Значит, необходимо увеличить силу сцепления породы на молекулярном уровне с вышележащими породами над основной кровлей при образовании консольных плит. Этого сделать невозможно, а вот силу сцепления породы в массиве над пластом угля по линии забоя мы изменить в состоянии.

Для этого предлагаются новые подходы к монтажу и эксплуатации СМК оградительно-поддерживающего и поддерживающе-оградительного типов [3–5], которые позволяют изменить эпюру силовой составляющей и увидеть, какие возникают новые силовые связи и

положительные процессы в геомеханике. При этом способе, помимо силы сцепления породы в массиве, возникают линии и узлы связи в стенках балки (консольных плит), образующие силовую ферму. Это хорошо видно в формате 3D и поддается расчетам.

Покажем на плоскости силовую составляющую в стенках балки, образующую ферму. На рис. 2 можно видеть силовые связи фермы в стенках балки, образованные линиями, треугольниками, ромбами, узлами связи в консольных плитах, которые будут действовать дополнительно к силовой составляющей от сцепления пород в массиве. Видно, где будет происходить отрыв консольной плиты, а где не будет [2].

Предлагаемый подход к монтажу и эксплуатации секции механизированной крепи позволяет перенести равнодействующую от сил горного давления и разграничивающую вертикальную плоскость на площади поперечного сечения всей консольной плиты непосредственной и основной кровли из призабойной части лавы в завальную, где будет происходить отрыв консольных плит.

Таким образом, можно утверждать, что предлагаемый подход к монтажу и эксплуатации секции механизированной крепи – работоспособен, технология внедрения неопровержимо доказывает, что

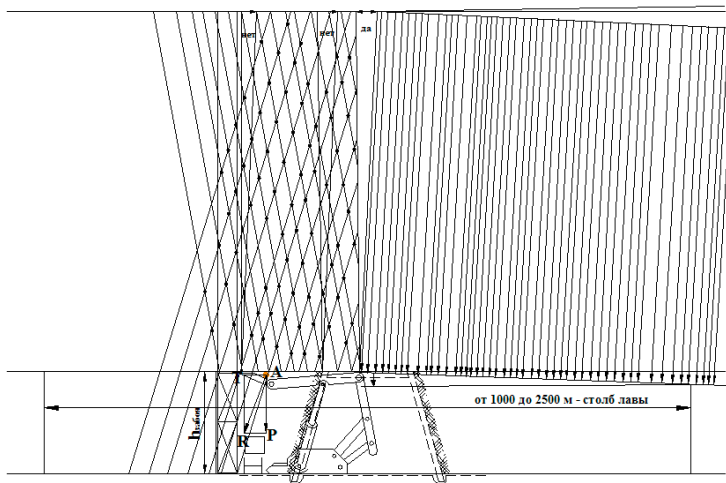


Рис. 2. Силовая составляющая в стенках балки, образующая ферму (треугольники, ромбы и узлы связи)

секции механизированной крепи в лаве необходимо при их монтаже не только раскрывать, но и весь ее многозвенный механизм взводить в процессе раскрытия независимо от того, используются однорядные или двухрядные СМК.

Литература

1. Энергетическая стратегия России на период до 2030 года: Распоряжение Правительства РФ № 1715-р от 13 ноября 2009 г.
2. Заплавский Г. А. Технология подготовительных и очистных работ: учеб. для техникумов / Г. А. Заплавский, В. А. Лесных. – М.: Недра, 1989. – 423 с.
3. Пат. 2387841 Российская Федерация, МПК E 21 D 23/00 (2006.01). Способ монтажа и эксплуатации секции механизированной крепи (варианты) / Тарасов В. М., Тарасова А. В., Тарасов Д. В.; патентообладатель Тарасов В. М., ООО «РивильСИТ». – № 200812934/03; заявл. 18.07.2008; опубл. 27.04.2010, Бюл. № 12. – 18 с.
4. Буялич Г. Д. Инновационный подход к вопросам монтажа и эксплуатации секции механизированной крепи / Г. Д. Буялич, В. М. Тарасов, Н. И. Тарасова // Вестник Научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2013. – № 1.1–2013. – С. 115–126.
5. Тарасов В. М. Инновационный подход к секции механизированной крепи / В. М. Тарасов, Н. И. Тарасова // Биржа интеллектуальной собственности (БИС). – 2012. – № 6. – С. 41–54.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Абдибаитов Ш. А., Институт геомеханики и освоения недр НАН Кыргызстана, г. Бишкек, Киргизия

Абрамов И. Л., к. т. н., с. н. с., Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия

Акишев А. Н., к. т. н., доц., зав. отделом, Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ОАО), г. Мирный, Россия

Алешин Ю. Г., к. т. н., зав. лаб., Институт геомеханики и освоения недр НАН Кыргызстана, г. Бишкек, Киргизия

АлфEROVA Е. Л., аспирант, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Аптуков В. Н., д. т. н., проф., вед. н. с., ОАО «Галургия», г. Пермь, Россия

Балек А. Е., д. т. н., вед. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Барановский В. И., м. н. с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепрпетровск, Украина

Барях А. А., д. т. н., проф., директор, Горный институт УрО РАН, г. Пермь, Россия

Безручко К. А., д. г. н., зав. отд., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепрпетровск, Украина

Бирючев И. В., м. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Бокий И. Б., к. ф.-м. н., доц., зав. сект., Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ОАО), г. Мирный, Россия

Боликов В. Е., д. т. н., проф., зав. лаб., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Бузмаков В. Н., к. г.-м. н., нач. лаб., ЕВРАЗ КГОК, г. Качканар, Россия

Булат А. Ф., академик НАН Украины, Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепрпетровск, Украина

Бурков А. О., м. н. с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепрпетровск, Украина

Бусаргина Е. С., инженер, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Буялич Г. Д., д. т. н., профессор, Кузнецкий государственный технический университет, г. Кемерово, Россия

Валиев Н. Г., д. т. н., проф., зав. кафедрой, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

Ведерников А. С., м. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Витченко А. А., вед. инж., ООО ПИИ «Бамтоннельпроект», г. Новосибирск, Россия

Власов С. Ф., д. т. н., проф., Национальный горный университет, г. Днепропетровск, Украина

Волошин А. И., чл.-корр. НАН Украины, Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Газиев Э. Г., д. т. н., Центр службы геодинамических наблюдений в энергетической отрасли, Москва, Россия

Григорьев Д. В., м. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Гуляев А. Н., н. с., Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Гуня Д. П., к. т. н., зам. директора ПАО «Шахта им. А. Ф. Засядько», г. Донецк, Украина

Далатказин Т. Ш., к. т. н., н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Демежко Д. Ю., д. г.-м. н., вед. н. с., Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Денисова Е. В., к. т. н., с. н. с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Драсков В. П., с. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Ефремов Е. Ю., м. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Желтышева О. Д., м. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Жиров Д. В., н. с., Горный институт КНЦ РАН, Апатиты, Россия

Жолдыбаева Г. С., к. т. н., доц., Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Казахстан

Замятин А. Л., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Зубков А. В., д.т.н., гл.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Зуев П. И., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Зыков В. С., д.т.н., проф., зам. директора, Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия

Иванчин Е. А., м.н.с., ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Игнатович Ю. Н., к.т.н., с.н.с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Ищенко К. С., к.т.н., с.н.с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Каргаполов А. А., вед. инж., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Каюмова А. Н., к.т.н., н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Князев Д. Ю., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Козлова И. А., к.г.-м.н., с.н.с., Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Коновал С. В., аспирант, Черкасский государственный технологический университет, г. Черкассy, Украина

Коновалова Ю. П., н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Конуриh А. И., аспирант, Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Красюк А. М., д.т.н., проф., вед.н.с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Лещинский С. А., м.н.с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Линдин Г. Л., к.т.н., доц., Новокузнецкий филиал Кемеровского государственного технического университета, г. Новокузнецк, Россия

Липаев С. А., к. т. н., Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Липин Я. И., к. т. н., с. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Лобанова Т. В., д. т. н., Сибирский государственный индустриальный университет, г. Новокузнецк, Россия

Лугин И. В., к. т. н., доц., с. н. с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Макеев С. Ю., к. т. н., ст. н. с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Манжиков Б. Ц., д. ф.-м. н., зав. лаб., Институт геомеханики и освоения недр НАН Кыргызстана, г. Бишкек, Киргизия

Маусымбаева А. Д., к. т. н., доц., Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Казахстан

Мельник В. В., к. т. н., зав. лаб., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Менгель Д. А., инженер службы геомеханики АО «ССГПО», г. Рудный, Казахстан

Менжулин М. Г., д. т. н., проф., Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия

Мурашев В. В., нач. бюро горнорезущего инструмента, ОАО «Копейский машиностроительный завод», г. Копейск, Россия

Мясникова О. В., к. т. н., н. с., Институт геологии Карельского научного центра РАН, г. Петрозаводск, Россия

Неверов А. А., к. т. н., с. н. с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Неверов С. А., к. т. н., с. н. с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Озорнин И. Л., м. н. с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Павлов С. А., к. т. н., м. н. с., Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Панжин А. А., к. т. н., уч. секретарь, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Пилипенко Ю. Н., к. т. н., с. н. с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Пимоненко Л. И., д.г.н., вед.н.с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Плёткин И. А., студ., Московский государственный горный университет, Москва, Россия

Портнов В. С., д.т.н., проф., Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Казахстан

Пугач А. С., асп., Московский государственный горный университет, Москва, Россия

Пустуев А. Л., н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Ручкин В. И., н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Рыбак С. А., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Рябцев О. В., к.т.н., с.н.с., Институт геотехнической механики НАН Украины, г. Днепропетровск, Украина

Савич А. И., д.ф.-м.н., академик РАЕН, Центр службы геодинамических наблюдений в энергетической отрасли, Москва, Россия

Салямова К. Д., д.т.н., ст.н.с., вед.н.с., Институт механики и сейсмостойкости сооружений АН Республики Узбекистан, г. Ташкент, Узбекистан

Сашурин А. Д., д.т.н., проф., зав. отделом, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Седов Н. П., к.т.н., доцент, Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

Селин К. В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Сентябов С. В., м.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Сидельников А. А., к.т.н., доц., Национальный горный университет, г. Днепропетровск, Украина

Славиковский О. В., д.т.н., проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

Смирнов О. Ю., к.т.н., с.н.с., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Тагильцев С. Н., д.т.н., проф., Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Россия

Танков М. С., зав. лаб., ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Тарасов В. М., директор, ООО «РивальСИТ», г. Кемерово, Россия

Тарасова Н. И., директор, ООО ИКЦ «Промышленная безопасность», г. Кемерово, Россия

Тенисон Л. О., к.т.н., зав. лаб., Березовский филиал ОАО «Галургия», г. Березники, Россия

Терентьев В. Ю., вед. инж., Березовский филиал ОАО «Галургия», г. Березники, Россия

Торгоев И. А., к.т.н., зав. лаб., Институт геомеханики и освоения недр НАН Кыргызстана, г. Бишкек, Киргизия

Торгунаков Д. В., вед. инж., Институт угля СО РАН, г. Кемерово, Россия

Трофимов В. А., д.т.н., вед. н.с., Институт проблем комплексного освоения недр РАН, Москва, Россия

Турсуков А. Л., стаж.-исследователь, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Турсунбаева А. К., д.т.н., проф., Карагандинский государственный технический университет, г. Караганда, Казахстан

Усанов С. В., к.т.н., зав. лаб., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Усанова А. В., инж.-исследователь, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Уткин В. Н., член-корр. РАН, д.т.н., Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Федюков А. А., м.н.с., ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Фрейдin А. М., д.т.н., проф., гл.н.с.; Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

Харисов Т. Ф., инж.-исследователь, аспирант, Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Хачай О. А., д.ф.-м.н., с.н.с., Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Черкашин А. А., аспирант, Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. Санкт-Петербург, Россия

Чернопазов Д. С., н. с., ОАО «Галургия», г. Пермь, Россия

Шеметов Р. С., геодезист геодезической службы ОАО «РЖД Строй», г. Сочи, Россия

Эфендиева З. Дж., к. т. н., доц., Азербайджанская Государственная Нефтяная Академия, г. Баку, Азербайджан

Юрков А. К., к. г.-м. н., зав. лаб., Институт геофизики УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

Яковлев А. В., к. т. н., зав. лаб., Институт горного дела УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия

СОДЕРЖАНИЕ

ПРИРОДА И ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ЕСТЕСТВЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Сашурин А. Д., Барях А. А. Условия формирования областей концентрации напряжений и деформаций в массиве горных пород и механизм их катастрофического высвобождения	3
Панжин А. А. Определение природного и техногенно-измененного напряженно-деформированного состояния горного массива на ССГПО	8
Тагильцев С. Н. Формирование гидрогеомеханических структур растяжения и сжатия в поле современных тектонических напряжений	18
Савич А. И., Газиев Э. Г. Влияние трещинной воды в скальных основаниях на их напряженно-деформированное состояние	25
Линдин Г. Л., Лобанова Т. В. Энергетические потоки в сейсмически опасных зонах на Таштагольском месторождении	36
Зубков А. В., Селин К. В., Бирючев И. В., Сентябов С. В. Изменения относительной деформации земной коры во времени	45
Эфендиева З. Дж. Роль интенсивности геодинамических движений в образовании напряженно-деформационного состояния горных пород	53
Юрков А. К., Демежко Д. Ю., Уткин В. И., Козлова И. А. Деформационная информативность температурных мониторинговых измерений в скважине KUN-1 (о. Кунашир)	56
Гуляев А. Н. Средне-Уральский сейсмодомен	62
Козлова И. А., Липаев С. А., Юрков А. К. Изменение поля концентрации почвенного радона в околокарьерном пространстве при проведении промышленных взрывов	72
Неверов С. А., Фрейдин А. М., Неверов А. А. Геомеханическая параметризация рудных месторождений для решения прикладных задач геомеханики	75
Шеметов Р. С. Результаты мониторинга деформационных процессов в геодинамически активном регионе России	86

Жиров Д. В. Морфоструктурные критерии контроля трещиноватости интрузивных пород: методические и прикладные аспекты реконструкции стресс-состояний	96
--	----

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД В ОБЛАСТЯХ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОГЕННОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ

Хачай О. А. Кинематические и динамические характеристики медленных деформационных волн в породном массиве как отклик на взрывные воздействия	106
Тагильцев С. Н. Анализ поля напряжений в скальных массивах Краснотурьинского рудного района	110
Далатказин Т. Ш. Формирование поля радоновых эманаций под влиянием современной геодинамической активности в пределах горного массива Естюнинского железорудного месторождения	119
Булат А. Ф., Волошин А. И. Геомеханическая модель для стратегического планирования развития горных работ	124
Зубков А. В., Смирнов О. Ю., Бирючев И. В., Сентябов С. В. Исследование устойчивости крепи стволов на глубоких горизонтах Гайского рудника	133
Ручкин В. И., Желтышева О. Д., Турсуков А. Л. Динамика напряженно-деформированного состояния «искусственного массива» горных пород с учетом подземных работ и тектоники данного района	138
Смирнов О. Ю. Закономерности формирования напряжений в массиве при отработке крутопадающих месторождений средней мощности этажно-камерной системой	146
Рыбак С. А. Формирование напряженно-деформированного состояния массива пород при комбинированной схеме проходки вертикальных стволов	153
Неверов А. А., Неверов С. А. К вопросу оценки напряженно-деформированного состояния массива пород при геомеханическом обосновании безопасных параметров подземных геотехнологий	162
Пилипенко Ю. Н. Геомеханическое состояние флюидонасыщенных угольных пластов при переходе очистными работами зон разрывных дислокаций	168

Волошин А. И., Рябцев О. В., Игнатович Ю. Н. Некоторые аспекты формирования полостей расслоения при отработке угольных пластов	174
Усанов С. В., Ручкин В. И., Желтышева О. Д. Нелинейные деформационные процессы в зданиях под воздействием поля напряжений, действующих в горном массиве	181
Черкашин А. А. Физические основы мониторинга процесса трещинообразования в массиве при разработке полезных ископаемых подземным способом	191
Ищенко К. С. Экспериментально-аналитические исследования геомеханических процессов вокруг добычной камеры крутопадающей рудной залежи	196
Рябцев О. В. Исследования протяженности зоны влияния горных работ при отработке угольных пластов на различных глубинах	204

ПРИРОДНО-ТЕХНОГЕННЫЕ КАТАСТРОФЫ В СФЕРЕ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Сашурин А. Д. Истоки крупнейших природно-техногенных катастроф, пути и методы снижения риска их возникновения	214
Мельник В. В. Исследование структурно-тектонических свойств горного массива как источника формирования очагов природно-техногенных катастроф	225
Липин Я. И. Связь техногенных аварий на соляных рудниках с пульсацией напряжений в земной коре	233
Каюмова А. Н. Роль экспертизы промышленной безопасности в снижении риска проявления техногенных катастроф	240
Алешин Ю. Г., Торгоев И. А. Эволюция рисков на участке заложения высокогорных хвостохранилищ (Внутренний Тянь-Шань)	243
Красюк А. М., Лугин И. В., Павлов С. А. Аварийные режимы работы тоннельной вентиляции при техногенных катастрофах в метрополитене	251
Манжиков Б. Ц. Мобильность скальных массивов в створе Токтогульской ГЭС	260
Коновалова Ю. П. Особенности учета геодинамических факторов при выборе безопасных площадок размещения ответственных объектов недропользования	268

Зыков В. С., Абрамов И. Л., Торгунаков Д. В. Оценка потенциальной опасности выемочных участков угольных шахт по газодинамическим проявлениям	273
---	-----

МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Власов С. Ф., Сидельников А. А. Пространственное моделирование геомеханических процессов при подземной разработке месторождений	280
Григорьев Д. В., Ведерников А. С. Геофизические методы при сейсмическом микрорайонировании существующих особо ответственных объектов	282
Замятин А. Л. Исследование геомеханических условий при отработке месторождений открытым способом	288
Пустуев А. Л. Современные тенденции в создании геодинамических полигонов на объектах масштабного недропользования	292
Зуев П. И. Пример геофизического исследования подработанной зоны золоторудного месторождения	300
Князев Д. Ю. Влияние динамической нагрузки на крепление подземных горных выработок	306
Усанова А. В. Создание геоинформационной системы для оценки перспектив застройки подработанных территорий	314
Желтышева О. Д., Ефремов Е. Ю. Мониторинг устойчивости бортов карьеров с применением технологии наземного лазерного сканирования	319
Трофимов В. А. Деформирование и разрушение призабойной части пласта при внезапном отжиге	326
Пимоненко Л. И., Безручко К. А., Каргаполов А. А., Макеев С. Ю., Барановский В. И., Гуня Д. П. Анализ сейсмоакустических явлений в горном массиве с учетом теории фракталов	334
Денисова Е. В., Конурич А. И. Численное моделирование волнового поля ускорений для системы «грунтовый массив – ударный породоразрушающий инструмент»	343
Маусымбаева А. Д., Портнов В. С., Турсунбаева А. К. Электрические методы разведки	349

Пленкин И. А., Пугач А. С. Применение компьютерного моделирования при освоении подземного пространства шахт, рудников и мегаполисов	356
Коновал С. В. Исследование процессов деформации при разрушении массива горных пород взрывом	363
Танков М. С., Иванчин Е. А., Федюков А. А. Математическое моделирование устойчивости выработок с учетом геологических и геомеханических характеристик массива на примере трубки «Удачная»	368

ПРАКТИКА РЕШЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ЗАДАЧ В РАЗЛИЧНЫХ ОБЛАСТЯХ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Боликов В. Е., Озорнин И. Л., Харисов Т. Ф. Обеспечение устойчивости крепи ствола при строительстве горизонтальных сопряжений в условиях Донского месторождения	374
Балек А. Е. О влиянии современной геодинамики на устойчивость подземных сооружений в рыхлых покровных отложениях	380
Драсков В. П. Управление сдвижением горных пород под охраняемыми объектами при разработке Бакальских железорудных месторождений	388
Яковлев А. В., Бусаргина Е. С. Изучение влияния напряженно-деформированного состояния прибортовых массивов на устойчивость участков бортов Главного карьера Качканарского ГОКа	391
Мурашев В. В. Разрушение массива горных пород исполнительным органом проходческого комбайна с поперечно-осевыми режущими барабанами	397
Маусымбаева А. Д., Портнов В. С., Турсунбаева А. К. Построение сортовых планов и планов прочностных свойств	404
Бурков А. О., Лещинский С. А. Анализ прочностных свойств базальтопластикового анкера	407
Красюк А. М., Витченко А. А. Математическое моделирование воздухораспределения в вентиляционной сети Северо-Муйского тоннеля	412
Менжулин М. Г., Мясникова О. В. Оценка качества гранитов на основе термомикинетической теории разрушения твердых тел	419

Бузмаков В. Н. Определение физико-механических свойств руды при пробоподготовке	424
АлфEROVA Е. Л., Лугин И. В. Аварийная вентиляция при горении поезда в двухпутном тоннеле метрополитена	428
Буялич Г. Д., Тарасов В. М., Тарасова Н. И. Эффективность и безопасность работ при взаимодействии секций механизированных крепей с кровлей в призабойном пространстве лавы	435
СалямOVA К. Д. Оценка устойчивости естественных и техногенных откосов с учетом упругих и неупругих свойств пород ..	442
Терентьев В. Б., Тенисон Л. О. Определение геомеханических критериев безопасной отработки трех пластов на шахтных полях ОАО «Уралкалий» на основе опыта эксплуатации ВКМКС	450
Аптуков В. Н., Чернопазов Д. С. Инженерная методика оценки скорости вертикальных деформаций междукамерных целиков при отработке карналлитового пласта с учетом взаимодействия с закладочным массивом	459
Седов Н. П. К вопросу о комплексной отработке месторождений, расположенных в коре выветривания и прочих массивах рыхлых горных пород	466
Акишев А. Н., Бокий И. Б. Оптимизация конструкций бортов кимберлитовых карьеров в условиях криолитозоны	470
Жолдыбаева Г. С., Маусымбаева А. Д. Теоретические положения к расчету настила конвейера на ударную нагрузку	478
Валиев Н. Г., Славиковский О. В. Проблемы восстановления площадей на урбанизированных территориях Урала с развитым горнопромышленным комплексом	480
Абдибаитов Ш. А. Устойчивость подземных обнажений на рудниках Хайдарканского месторождения	485
Менгель Д. А. Проблемы и особенности обоснования критериев удароопасности пород для метода акустической эмиссии в низкопрочных и напряженных скальных массивах	492
Буялич Г. Д., Тарасов В. М., Тарасова Н. И. Влияние компоновки секций механизированной крепи на ее взаимодействие с трудноуправляемой кровлей в призабойном пространстве лавы	492
Сведения об авторах	498

Научное издание

ГЕОМЕХАНИКА В ГОРНОМ ДЕЛЕ

Доклады научно-технической конференции 1–3 октября 2013 г.

Рекомендовано к изданию
Ученым советом Института горного дела
и НИСО УрО РАН

ISBN 978-5-7691-2392-4



Редакторы Н. У. Макарова и О. А. Истомина
Компьютерная верстка Л. М. Митина
Корректор Н. А. Попова

НИСО УрО РАН № 49(13) Подписано в печать 05.03.2014.

Формат 60x84/16 Усл. печ. л. 30.0

Тираж 120 экз. Заказ № 401

ИГД УрО РАН
620219, г. Екатеринбург, ул. Мамина-Сибиряка, 58

Отпечатано в ООО «Типография Для Вас»
620026, г. Екатеринбург, ул. Сони Морозовой, д. 180, оф. 331
Тел.: (343) 297-42-13, www.tdvas.ru